

*Systemy Wspomaganja
w
Inżynierii Produkcji*

**GÓRNICTWO
PERSPEKTYWY i ZAGROŻENIA**

Zeszyt 1(13)/2016



Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji

**GÓRNICZTWO
PERSPEKTYWY i ZAGROŻENIA**

Zeszyt 1(13)/2016

Redakcja naukowa tomu:
Henryk Badura
Anna Michna
Stefan Czerwiński

GLIWICE-RYBNIK 2016

Każdy z artykułów był recenzowany przez dwóch recenzentów, o znacznym, uznanym w kraju i na świecie dorobku w ocenianej dziedzinie.

Układ typograficzny autorów.

Projekt i opracowanie graficzne okładki: Michał Zasadzień
Fotografie na okładce: Daniel Wyciszczoł

ISBN 978-83-65265-03-6
e-ISSN 2391-9361

© Copyright by Publisher PA NOVA SA. Gliwice
ul. Górnego Wałów 42, 44-100 GLIWICE, Poland
tel. +4832 400 41 02
fax. +4832 400 41 10

All rights reserved
Printed in Poland

Utwór w całości ani we fragmentach nie może być powielany, rozpowszechniany za pomocą urządzeń elektronicznych, mechanicznych, kopiujących, nagrywających i innych, w tym również nie może być umieszczany ani rozpowszechniany w postaci cyfrowej zarówno w Internecie, jak i w sieciach lokalnych bez pisemnej zgody posiadacza praw autorskich.

Gliwice 2016

SPIS TREŚCI

1.	WYBRANE METODY TELEDETEKCIJ SATELITARNEJ W MONITORINGU ŚRODOWISKA TERENÓW GÓRNICZYCH Karol PRZEŹDZIECKI, Jarosław ZAWADZKI	11
2	ROZWÓJ TECHNOLOGII MAGNETYCZNYCH W WYDOBYCIU GAZU ŁUPKOWEGO Jarosław ZAWADZKI, Jan BOGACKI	25
3.	POLSKIE RATOWNICTWO GÓRNICZE W TRUDNYM OKRESIE RESTRUKTURYZACJI GÓRNICTWA Jerzy GAWLICZEK	38
4.	REJESTRACJA SIŁ SKRAWANIA WĘGLA PRZYRZĄDEM POU-BW/01-WAP Witold BIAŁY	50
5.	OMEZENÍ PRAŠNOSTI NA DŮLNÍCH PRACOVÍSTÍCH Beáta GIBESOVÁ, Petr URBAN, Zdenek HRŮZEK, Vítězslav KOŠNOVSKÝ	65
6.	CZYNNIKI DECYDUJĄCE O ENERGETYCZNYM WYKORZYSTANIU WĘGLA Joachim KOZIOŁ	73
7.	ODSTAVENÍ HLAVNÍHO VENTILÁTORU LOKALITY SVIADNOV, DŮL PASKOV, OKD, a.s. – ČESKÁ REPUBLIKA Petr URBAN, Zdenek HRŮZEK, Beáta GIBESOVÁ, Vítězslav KOŠNOVSKÝ	84
8.	PROCES PRZYGOTOWANIA PRACOWNIKÓW DO PODJĘCIA BEZPIECZNEJ PRACY NA PRZYKŁADZIE KOPALNI Anna GEMBALSKA-KWIECIEŃ	92
9.	KOMPLEKSOWE ROZWIĄZANIE TECHNOLOGICZNE ZWIĘKSZENIA POSTĘPU EKSPOLOTOWANEJ ŚCIANY 29 W POKŁADZIE 510/1, W PARTII C3, KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE”, RUCH „JAS-MOS” Józef PAWLINÓW, Waldemar STACHURA, Marek CELMER, Mieczysław LUBRYKA, Tomasz CHILIŃSKI	103
10.	WSPÓŁPRACA GÓRNICTWA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI NA PRZYKŁADZIE POWIATU WODZISŁAWSKIEGO I SZKÓŁ JEMU PODLEGŁYCH. STUDIUM PRZYPADKU Tadeusz SKATUŁA	113
11.	DZIAŁANIA W ZAKRESIE PROFILAKTYK AEROLOGICZNYCH JAKO NIEZBĘDNY ELEMENT NAKŁADÓW NA WYDOBYCIE W ŚCIANACH EKSPOLATACYJNYCH Dariusz MUSIOŁ	122

12.	OBLOŽENÍ BUBNŮ PÁSOVÝCH DOPRAVNÍKŮ A JEHO VLIV NA PŘENOS TAŽNÉ SÍLY Josef JURMAN, Tomáš HAPLA	138
13.	ANALIZA ZMIAN ROZWOJU POŻARU PODZIEMNEGO Nikodem SZLĄZAK, Marek KORZEC	143
14.	WPŁYW GÓRNICZYCH WARUNKÓW PRACY NA ZABEZPIECZENIA PRZECIWPORAŻENIOWE PRĄDEM Jolanta IGNAC-NOWICKA	159
15.	PRZYCZYNEK DO OCENY EMISJI RTĘCI Z ZAPOŻAROWANYCH SKŁADOWISK ODPADÓW POGÓRNICZYCH Barbara BIAŁECKA	171
16.	PROJEKTOWANIE FILARA OCHRONNEGO SZYBU NA PODSTAWIE MODELU ZŁOŻA Marian PONIEWIERA, Krzysztof SOKALLA, Magdalena WRÓBEL, Lucyna JUZEK	178
17.	POGŁĘBIANIE SZYBU 8 KWK „JANKOWICE” PERSPEKTYWĄ ROZWOJU KOPALNI PO 2020 ROKU Stanisław KONSEK, Krzysztof MACIOŃCZYK, Michał MENŻYK	190
18.	OCENA SKUTECZNOŚCI KLIMATYZACJI WYROBISK GÓRNICZYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNego Nikodem SZLĄZAK, Dariusz OBRACAJ, Justyna SWOLKIEŃ	202
19.	ZESPOLONE Z GÓROTWOREM OBUDOWY WYROBISK PIONOWYCH Piotr GŁUCH, Wojciech LEKAN	217
20.	ANALIZA WŁASNOŚCI FIZYKO-MECHANICZNYCH HYDROMIESZANIN WYKONANYCH NA BAZIE POPIOŁÓW Z KOTŁÓW FLUIDALNYCH POD KĄTEM MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA DO LIKWIDACJI PUSTEK I WYROBISK PODZIEMNYCH Marcin POPCZYK	228
21.	TERENY POGÓRNICZE NA OBSZARZE GMINY GLIWICE – STUDIUM PRZYPADKU Krzysztof KURUS, Monika STĘPIEŃ	239
22.	ZŁOŻONOŚĆ WIELOWYMIAROWEGO POMIARU EFEKTYWNOŚCI FUNKCJONOWANIA PRZEDSIĘBIORSTW – PRZYCZYNEK DO DALSZYCH BADAŃ Agnieszka CZERWIŃSKA-LUBSZCZYK, Anna MICHNA	248
23.	DOŚWIADCZENIE ZAKŁADU ODMETANOWANIA KOPALNÍ „ZOK” Sp. z o.o. w JASTRZĘBIU-ZDROJU, W PROJEKTOWANIU I BUDOWIE POWIERZCHNIOWYCH I PODZIEMNYCH STACJI ODMETANOWANIA Jerzy BERGER, Jerzy MARKIEWICZ, Artur BADYLAK, Magdalena OLSZEWSKA, Joanna BERGER-KIRSZ	255

24.	ANALIZA WENTYLACYJNO-METANOWA, JAKO NARZĘDZIE DLA BIEŻĄcej OCENY POZIOMU ZAGROŻENIA METANOWEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNego Henryk KOPTOŃ, Krystian WIERZBIŃSKI	267
25.	SYNDROM WYPALENIA ZAWODOWEGO – IDENTYFIKACJA, PODZIAŁ, SKUTKI ORAZ SPOSoby ZAPOBIEGANIA Benedykt POSPISZYL	279
26.	UDOSTĘPNIANIE ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH Z WYKORZYSTANIEM KOMBAJNÓW PEŁNOPRZEKROJOWYCH TBM Krysztof KOTWICA, Paweł MENDYKA	287
27.	ZWALCZANIE ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO NA PRZYKŁADZIE BUDOWY KLIMATYZACJI GRUPOWEJ W POKŁADZIE 405 PARTIA L Krysztof KUŚ, Arkadiusz KRÓLICKI	302
28.	REWOLUCJA PRZEMYSŁOWA W EUROPiE, NA ZIEMIAch POLSKICH I GÓRNYM ŚLĄSKU Andrzej Józef LIS	314
29.	MONITORING PRACY MASZYN I URZĄDZEŃ Paweł ŚWIERK, Konrad FOKS, Marcin WILCZAK, Wiesław ZIEWIECKI	324
30.	SYSTEMY RADiOWE W KOPALNIACH PODZiEMNYCH Antoni WOJACZEK, Adam WOJACZEK	337
31.	RYZYKO PRZEDSiĘBIORCY PROWADZĄCEGO DZIAŁALNOŚĆ GÓRNICZĄ ZWIĄZANE Z ZATRUDNIANIEM PRACOWNIKÓW Damian CZOIK	350
32.	WSPÓŁPRACA GÓRNICTWA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI Dariusz RĘBiELAK, Romuald PASTERNOk, Mariusz ZELDER, Stanisław SZEWCZYK	363
33.	NUMERYCZNA SYMULACJA DYNAMICZNEGO ODDZIAŁYWANIA WSTRZASU GÓROTWORU NA WYROBISKO KORYTARZOWE Marek WESOŁOWSKI, Piotr KOŁODZIEJCZYK, Piotr BAŃKA, Henryk BADURA	373
34.	URZĄDZENIE DO MECHANIZACJI ROBÓT POMOCNICZYCH – URZĄDZENIE UPZ-1 DO PROSTOWANIA ZASTAWEK PRZENOŚNIKÓW ZGRZEBŁOWYCH W ŚCIANIE Daniel WYCISZCZOK, Stefan WYCISZCZOK, Bartłomiej KRACZKOWSKI	387
35.	SPOŁECZNE PREFERENCJE KIERUNKÓW REWITALIZACJI TERENÓW POGÓRNICZYCH NA WYBRANYM OBSZARZE POGRANICZA POLSKO-CZESKIEGO Katarzyna MIDOR	397

36.	KOMPUTEROWE WSPOMAGANIE PROJEKTOWANIA ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH WEDŁUG METODY ZAKŁADU REMONTOWO-PRODUKCYJNEGO KW S.A. Tomasz KARCZEWSKI, Paweł CZARNOTA	407
37.	OPTYMALIZACJA ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH REMONTOWANYCH I MODERNIZOWANYCH W ZAKŁADZIE REMONTOWO-PRODUCYJNYM DLA POTRZEB KOPALŃ KW S.A. Jan GIL, Anna ŻAK	418
38.	MONITORING MASZYN I URZĄDZEŃ – KONCEPCJA TECHNICZNEJ REALIZACJI PRZEPISÓW Zenon LEKS, Adam OLSZYNKA	430
39.	OKREŚLENIE ZASIĘGU ODDZIAŁYWANIA CIŚNIENIA EKSPLOATACYJNEGO PRZED FRONTEM ŚCIANY METODĄ PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO Łukasz WOJTECKI	443
40.	METODA 5 WHY JAKO ELEMENT ZARZĄDZANIA EKSPLOATACJĄ W KOPALNI WĘGLA KAMIENNego – PRÓBA IMPLEMENTACJI Michał ZASADZIEŃ	457
41.	KWALIFIKACJE – WYBRANE SPOSoby UPORZĄDKOWYWANIA WIEDZY, UMIEJĘTNOŚCI I KOMPETENCJI SPOŁECZNYCH Jerzy DYCHAŁA, Stefan CZERWIŃSKI	465
42.	ZASTOSOWANIE I Kształtowanie ROZWIĄZAŃ OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH W WARUNKACH DOŚWIADCZEŃ KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” RUCH „Jas-Mos” Marek CELMER, Tomasz CHILIŃSKI, Zbigniew CZARNECKI, Waldemar STACHURA, Artur SŁOMIAN, Piotr GŁUCH	478
43.	REKULTYWACJA TERENÓW POPRZEMYSŁOWYCH NA PRZYKŁADZIE KWK „RYDUŁTOWY-ANNA” Marek HELIOS Marek LORENC	491
44.	ANALIZA PRZYCZYN RODZAJU AWARII ŚCIANOWEGO KOMBAJNU WĘGLOWEGO KSW-460/NZ W ASPEKCIE WPŁYWU NA CZAS DYSPOZYCYJNY Marek PROFASKA, Marcin BIELAK	506
45.	PERSPEKTYWY RYBNICKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNego Jacek HEROK	517
46.	SYSTEMY MONITORingu W KOPALNI PODZIEMNEj Antoni WOJACZEK, Adam WOJACZEK	526
47.	ZASTOSOWANIE GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU (GCA) JAKO DODATKOWEGO ELEMENTU PROFILAKTYKI POŻAROWEJ W KWK „JANKOWICE” Stanisław KONSEK, Czesław MAZUREK, Korneliusz JENDRZEJEK, Tomasz PIECHA	537

48.	GÓRNICZE RATOWNICTWO WYSOKOŚCIOWE – 45 LAT DZIAŁALNOŚCI Jan SYTY	552
49.	KORELACJA WYSTĘPOWANIA USZKODZEŃ OBIEKTÓW BUDOWLANYCH ZE WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI NA PRZYKŁADZIE KWK „PIAST”, W LATACH 2014-2015 Adam BARAŃSKI, Jolanta BOLCZYK, Kazimierz OLEARCZYK	569
50.	OCENA ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO OD NATURALNYCH IZOTOPÓW PROMIENIOTWÓRCZYCH W WYROBISKACH PODZIEMNYCH KWK „CHWAŁOWICE” Marek MICZAJKA, Małgorzata WYSOCKA, Krystian SKUBACZ	588
51.	UDOSTĘPNIENIE I ROZCIĘCIE POKŁADU 405/1 W PARTII L W OBSZARZE GÓRNICZYM HALEMBA II KWK „HALEMBA-WIREK” Andrzej SOJKA, Grzegorz SZUBA	603
52.	NORMALIZACJA W GÓRNICTWIE Kazimierz LEBECKI, Adam WOLIŃSKI	617
53.	WDROŻENIE W KWK „PIAST” MECHANICZNEGO URZĄDZENIA DLA LOKALNEGO, REWERSYJNEGO PRZEMIESZCZANIA ZAŁOGI TYPU PCE-UT Tomasz ŚPIEWAK	627
54.	OCENA STANU TECHNICZNEGO MASZYN GÓRNICZYCH W OPARCIU O KRYTERIUM ROZKŁADU WEIBULLA Tomasz KORBIEL, Witold BIAŁY, Stefan CZERWIŃSKI	639

1

WYBRANE METODY TELEDETEKCJI SATELITARNEJ W MONITORINGU ŚRODOWISKA TERENÓW GÓRNICZYCH

1.1 WSTĘP

Badanie procesów zachodzących w środowisku od zawsze nastręczało licznych problemów zarówno teoretycznych jak i praktycznych. W trakcie ostatnich dziesięcioleci, nastąpił olbrzymi postęp w technologiach informacyjnych. Zjawisko to dotyczy również badań teledetekcyjnych i dostępności danych teledetekcyjnych, które obecnie w przeważającej ilości występują w postaci cyfrowej. Równocześnie nastąpił znaczący wzrost poziomu technicznego metod teledetekcyjnych oraz techniki obliczeniowej, co gwałtownie rozszerzyło możliwości zdalnego badania zjawisk zachodzących w środowisku, zarówno naturalnym, jak i antropogenicznym. Również działalność górnicza wywiera negatywne skutki na środowisko, które wymagają monitoringu zarówno w trakcie jak i po zakończeniu prac górniczych. Rodzaj tych skutków różni się zasadniczo w zależności od stosowanych metod wydobycia.

W przypadku wydobycia metodą podziemną zasadniczymi problemami jest osiadanie terenu oraz sejsmiczność indukowana. Problem ten jest tym bardziej dotkliwy im bardziej zurbanizowany jest teren którego on dotyczy [12]. Na przykład dużym wyzwaniem jest monitoring hałd odpadów powęglowych. Hałdy te, w szczególności przy wydobyciu węgla kamiennego, zawierają piryt oraz węgiel kamienny co powoduje zagrożenie pożarami, które wymaga monitoringu w celach prewencyjnych [9].

W przypadku wydobycia węgla metodą odkrywkową, która ma zastosowanie przy wydobyciu węgla brunatnego, głównym problemem jest odwodnienie terenu skutkujące degradacją środowiska oraz wielkoprzestrzennymi zmianami użytkowania terenu powodowanymi odwodnieniem jak również zajmowanie znacznych powierzchni gruntów rolnych i leśnych pod zwałowiska wewnętrzne i zewnętrzne [8].

1.2 CEL PRACY

Celem niniejszej pracy jest syntetyczne przedstawienie potencjalnych możliwości zastosowania różnorodnych metod teledetekcyjnych w monitoringu środowiska terenów górniczych. Autorzy skupili się na przedstawieniu metod teledetekcyjnych satelitarnej mogących przynieść potencjalne korzyści finansowe oraz środowiskowe.

Metody zostały podzielone na 3 grupy. Pierwszą z nich jest grupa przedstawiająca metody których zastosowanie może być korzystne w ogólnych badaniach środowiska oraz oddziaływaniu inwestycji na środowisko. Grupa druga to metody odnoszące się do rozwiązywania problemów charakterystycznych dla górnictwa węgla kamiennego wydobywanego metodą podziemną, trzecia natomiast dotyczy problemów charakterystycznych dla górnictwa węgla brunatnego wydobywanego metodą odkrywkową.

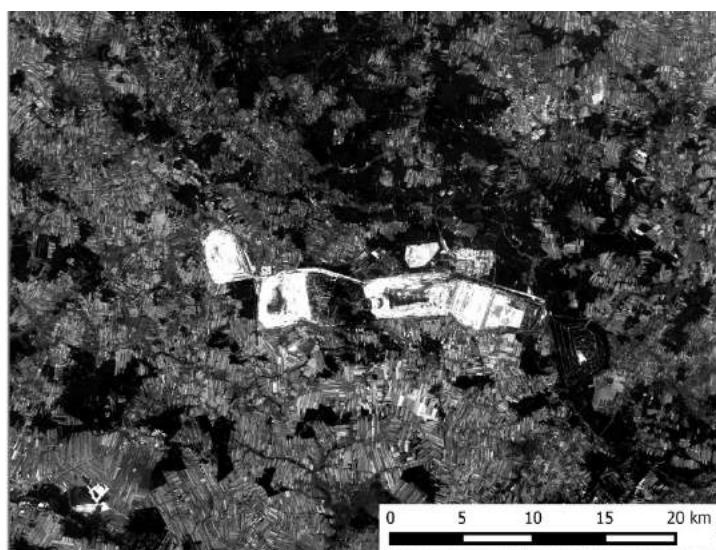
Należy mieć na uwadze, iż celem pracy, m.in. ze względu na jej objętość, nie jest wyczerpujące wyjaśnienie oraz opisanie przedstawionych metod zdalnych, lecz wprowadzenie zainteresowanych czytelników w tematykę możliwości oraz potencjalnych korzyści rozwiązywania problemów leżących na pograniczu inżynierii i ochrony środowiska oraz górnictwa poprzez wykorzystanie badań zdalnych środowiska z użyciem technologii i danych satelitarnych.

1.3 WYBRANE OBSZARY ZASTOSOWAŃ

1.3.1 Zastosowania ogólne

Wizualizacja sytuacji terenowej

Jednym z prostych, ale jednocześnie niezwykle użytecznych zastosowań teledetekcji jest wizualizacja sytuacji w terenie. Do tego celu może posłużyć ortofotomapa lub zgeometryzowane zdjęcie. Tego typu dane są łatwo dostępne i mogą posłużyć do wizualizacji sytuacji terenowej oraz do planowania badań terenowych. Często aktualne zdjęcie, nawet bez zaawansowanych operacji przetwarzających, dostarcza więcej informacji niż stara mapa topograficzna. Co więcej, prosta wizualizacja może okazać się niezwykle przydatna w monitoringu terenów zdegradowanych nawet dla osób nie posiadających specjalistycznej wiedzy z zakresu teledetekcji.



Rys. 1.1 Kompozycja barwna RGB (po desaturacji koloru) z pasm 4,3 i 2 zdjęcia Landsat 8 OLI z dnia 29.07.2014 r. przedstawiająca obszar wokół KWB Bełchatów

Na rysunku 1.1 przedstawiono przykładowe zdjęcie z satelity Landsat 8 OLI

wykonane dnia 29.07.2014 r. dla obszaru wokół kopalni odkrywkowej węgla brunatnego PGE GiEK S.A. O/KWB Bełchatów dla pasm 321 w kompozycji barw zbliżonych do naturalnych, w celu dostosowania obrazów do wymogów artykułu wszelkie kompozycje oraz kolorowe obrazy zostały poddane desaturacji koloru w celu zamiany obrazów oryginalnych na czarnobiałe z możliwie małą utratą informacji.

Obserwacja stanu roślinności

Kolejnym zagadnieniem, które może być i jest opracowywane na podstawie danych satelitarnych jest obserwacja stanu roślinności. Choć zagadnienie to nie jest specyficzne dla terenów górniczych, tym niemniej może być bardzo istotne również w obserwacjach tych terenów. W oparciu o dane satelitarne i metody teledetekcyjne można analizować wiele aspektów dotyczących pokrywy roślinnej. Do najprostszych zadań można zaliczyć wyznaczenie terenów pokrytych i niepokrytych roślinnością, w stosunkowo prosty sposób, stosując kompozycję barwną RGB z pasmami podczerwieni (jako R), czerwieni (jako G) i zieleni (jako B). Na rysunku 1.2 znajduje się obraz kompozycji barwnej False Color po desaturacji kolorów w celu przedstawienia w postaci czarnobiałej, dla obszaru okolic KWB Bełchatów utworzona na podstawie zdjęcia Landsat ETM+ z 24.08.2002 r. Obszary ciemne reprezentują teren pokryty roślinnością.



Rys. 1.2 Kompozycja barwna RGB (po desaturacji koloru) z pasm 4, 3 i 2 zdjęcia Landsat ETM+ z dnia 24.08.2002 r. przedstawiająca obszar wokół KWB Bełchatów

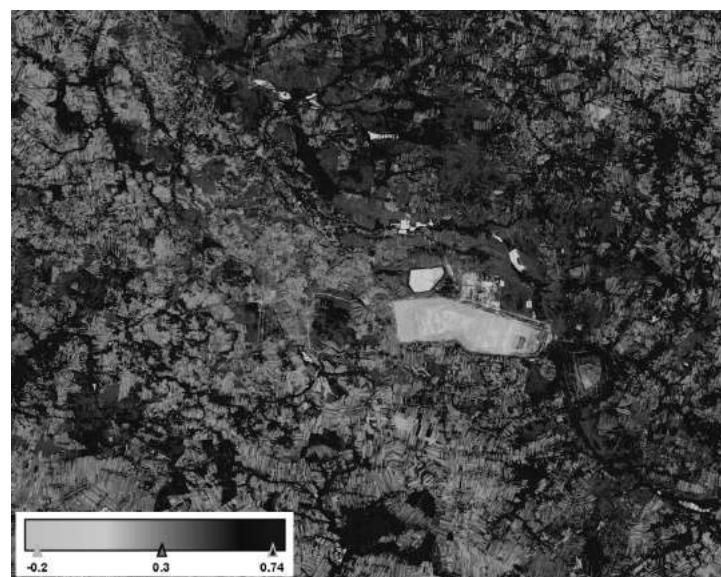
Na rysunku 1.3 znajduje się kompozycja barwna (po desaturacji koloru) wykorzystywana przez [11] do identyfikacji siedlisk łąkowych zdegradowanych długotrwałym odwodnieniem. Do bardziej zaawansowanych metod analiz możemy zaliczyć określanie gęstości biomasy, powierzchni projekcyjnej liści (ang. LAI – Leaf Area Index), aktywności fotosyntetycznej, koncentracji chlorofilu [13] itd. Większość tego typu analiz wykonuje się poprzez obliczanie tak zwanych wskaźników (indeksów) roślinności będących ilościowymi miarami zawartości i stanu roślinności na danym obszarze wyrażanymi poprzez odpowiednie funkcje intensywności pikseli obrazu

w różnych zakresach spektralnych [3].

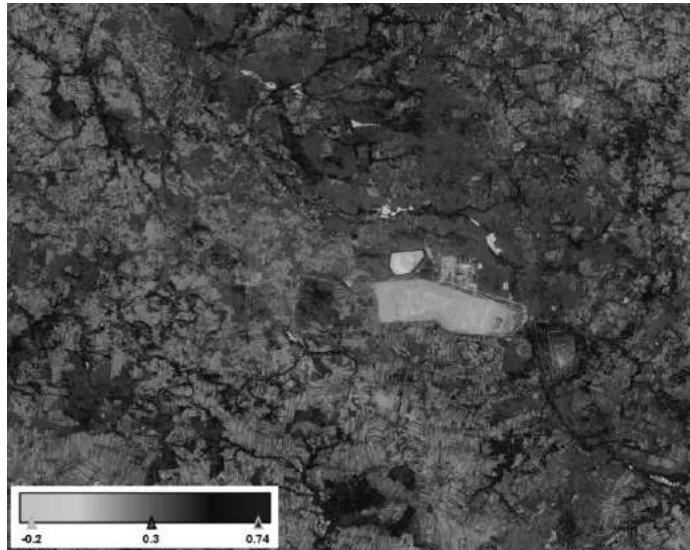


Rys. 1.3 Kompozycja barwna RGB (po desaturacji koloru) z pasm 4, 7 i 2 zdjęcia Landsat ETM+ z dnia 24.08.2002r przedstawiająca obszar wokół KWB Bełchatów

Wskaźniki te mogą być silnie skorelowane nie tylko z ilością biomasy i jej kondycją, ale również z aktywnością fotosyntezy, powierzchnią projekcyjną liści itd., w zależności od rodzaju stosowanego wskaźnika. Na rysunku 1.4 i 1.5 znajdują się rozkłady dwóch szeroko stosowanych indeksów wegetacyjnych NDVI (ang. Normalized Difference Vegetation Index) oraz EVI (ang. Enhanced Vegetation Index) dla obszaru i dnia tego samego jak na poprzednich rysunkach.



Rys. 1.4 Rozkład wskaźnika roślinności NDVI wykonany na podstawie zdjęcia Landsat ETM+ z dnia 24.08.2002 r. przedstawiający obszar wokół KWB Bełchatów



Rys. 1.5 Wskaźnik roślinności EVI wykonany na podstawie zdjęcia Landsat ETM+ z dnia 24.08.2002 r. przedstawiający obszar wokół KWB Bełchatów

Skala barw dla indeksów jest od bieli dla terenów bez pokrywy roślinnej do czerni dla terenów niecharakteryzujący się gęstą pokrywą roślinną. Jak można zauważyć, obszar wyrobiska wewnętrznego Bełchatów oraz teren elektrowni (widoczne w centralnej części sceny) przedstawione są w jasnych odcieniach szarości co świadczy o braku pokrywy roślinnej.

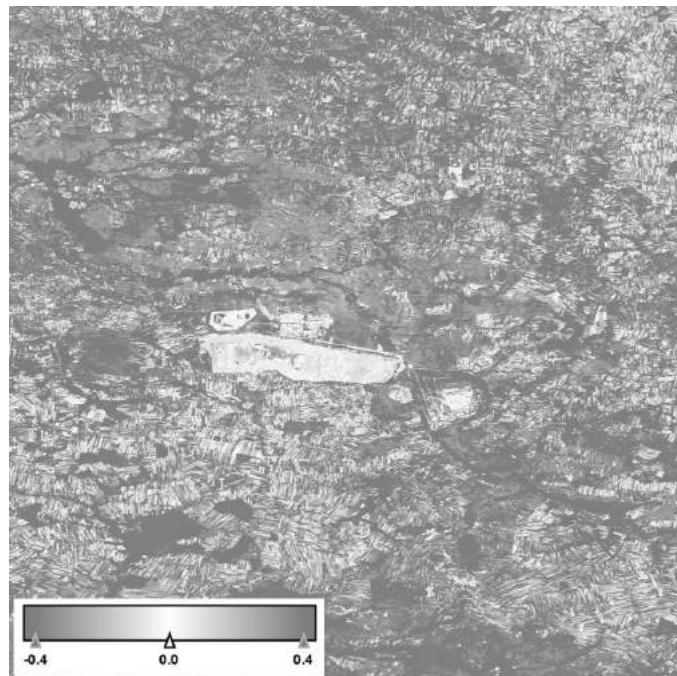
Monitoring zmian

Bardzo istotnym zadaniem, możliwym do wykonania jeżeli posiada się zdjęcia z różnych okresów, jest możliwość monitorowania zmian interesującego nas zjawiska. Mogą to być zmiany różnego rodzaju: np. zmiany pokrycia terenu wynikających z jego użytkowania, ale też zmiany szaty roślinnej w trakcie monitoringu postępu rekultywacji terenów zdegradowanych. Możliwości monitoringu zmian jest znacznie więcej. W szczególności, jak wspomniano już powyżej, istotną korzyścią poza możliwą redukcją czasu i kosztów badań w stosunku do terenowych kampanii pomiarowych jest możliwość precyzyjnych i spójnych analiz historycznych, gdyż kolejne generacje sensorów instalowanych na nowych satelitach, często zapewniają porównywalność danych ze swoimi poprzednikami. Takie dane są niezwykle cenne, gdyż dają możliwość porównania sytuacji w ujęciu przestrzennym, a nie na podstawie ograniczonej liczby pomiarów punktowych wykonywanych w terenie. Śledzenie zmian pokrycia terenu w oparciu o wieloczasowe dane satelitarne staje się powszechną praktyką w kraju i zagranicą [5].

Istnieje wiele metod monitorowania zmian. Jednymi z nich są mapy zmian. Jako podstawowe metody tworzenia takich map wyróżniamy:

1. Metodę odejmowania wartości odbicia spektralnego obrazów nieprzetworzonych,
2. Metodę odejmowania wartości obrazów przetworzonych,
3. Klasyfikację kolejnych obrazów satelitarnych (metodami nadzorowanymi lub nienadzorowanymi).

Na rysunku 1.6 przedstawiono mapę zmian wartości wskaźnika NDVI (ang. Normalized Difference Vegetation Index) dla obszaru wokół KWB Bełchatów pomiędzy sierpniem 2000 i kwietniem 2003.



Rys. 1.6 Mapa zmian NDVI wykonany na podstawie zdjęć Landsat ETM+ z sierpnia 2000 r. i kwietnia 2003 r. przedstawiający obszar wokół KWB Bełchatów

2. Wybrane zastosowania specyficzne dla górnictwa węgla kamiennego *Osiadanie gruntów*

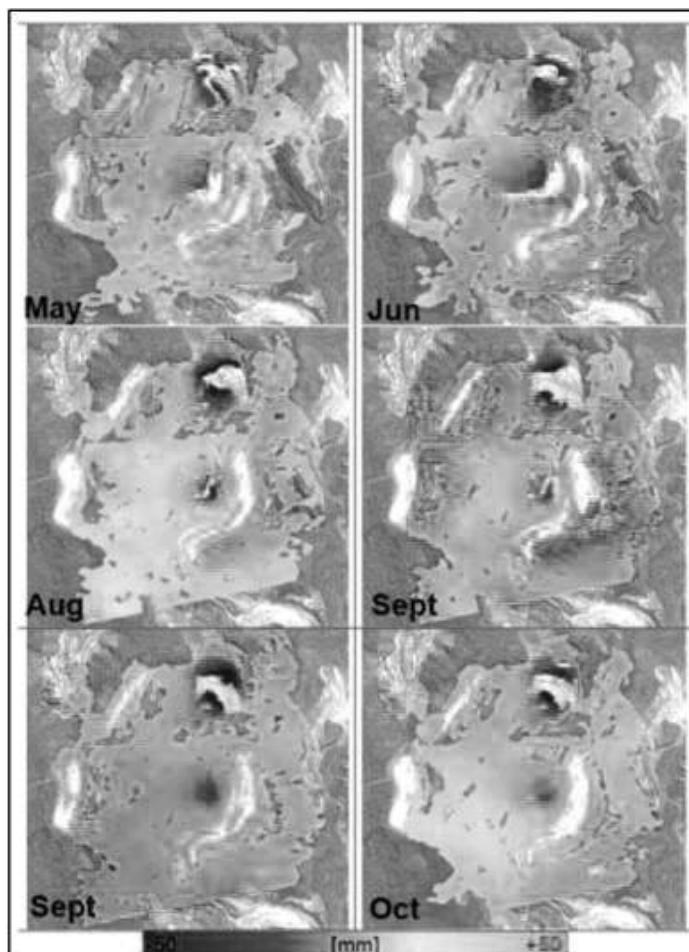
Przy eksploatacji złóż węgla kamiennego metodą podziemną degradacja środowiska przejawia się głównie jako degradacja fizyczna. Występuje ona m.in. jako zmiany ukształtowania powierzchni ziemi, z których wymienić należy: pionowe osiadanie, poziome przesunięcia, nachylenia lub zmianę krzywizny powierzchni. Uciążliwości związane z degradacją fizyczną są niezwykle istotne, gdyż przykładają się na ograniczenia w zagospodarowaniu terenu, szczególnie dotyczącym ograniczeń w zabudowie [20]. Zjawisku subsydencji towarzyszą również wstrząsy sejsmiczne indukowane działalnością górniczą, które występują w pobliżu miejsc prowadzonej działalności górniczej [18].

Do monitoringu osiadania można wykorzystywać satelitarną interferometrię radarową (ang. InSAR – Synthetic Aperture Radar Interferometry). Jest ona szeroko wykorzystywana metodą badania deformacji terenu z milimetrową dokładnością.

Technika ta wykorzystuje wzajemne przesunięcia fazy sygnałów radarowych dwóch obrazów SAR. Poprzez przetwarzanie różnic fazowych dwóch obrazów uzyskanych w czasie różnych przelotów satelity tworzy się obraz interferometryczny przedstawiający zmiany wysokościowe, gdzie zmiana fazy o pełny cykl (360°) odpowiada zmianie o połowę długości fali wykorzystywanej przez sensor. Szczegółowy opis zagadnienia można znaleźć w [7].

Interferometria radarowa do monitoringu wpływu górnictwa węglowego jest stosowana w Polsce [10, 12, 17, 19] i na świecie [6, 15, 25]. Ocenia się, że duży potencjał w monitorowaniu subsydencji przy wykorzystaniu zdjęć satelitarnych mogą mieć metody geostatystyczne [22, 24].

Na rysunku 1.7 przedstawiono przykładowe interferogramy z pracy [16] przedstawiające monitoring deformacji w regionie Carajas w Brazylii, który jest drugim co do wielkości w produkcji rudy żelaza w Brazylii. Interferogramy zostały wygenerowane przy użyciu danych TerraSAR-X na podstawie zdjęć oddalonych od siebie o 11 dni.



Rys. 1.7 Interferogramy przedstawiające deformacje związaną z osiadaniem na składowisku odpadów

Źródło: Zdjęcie z pracy [16].

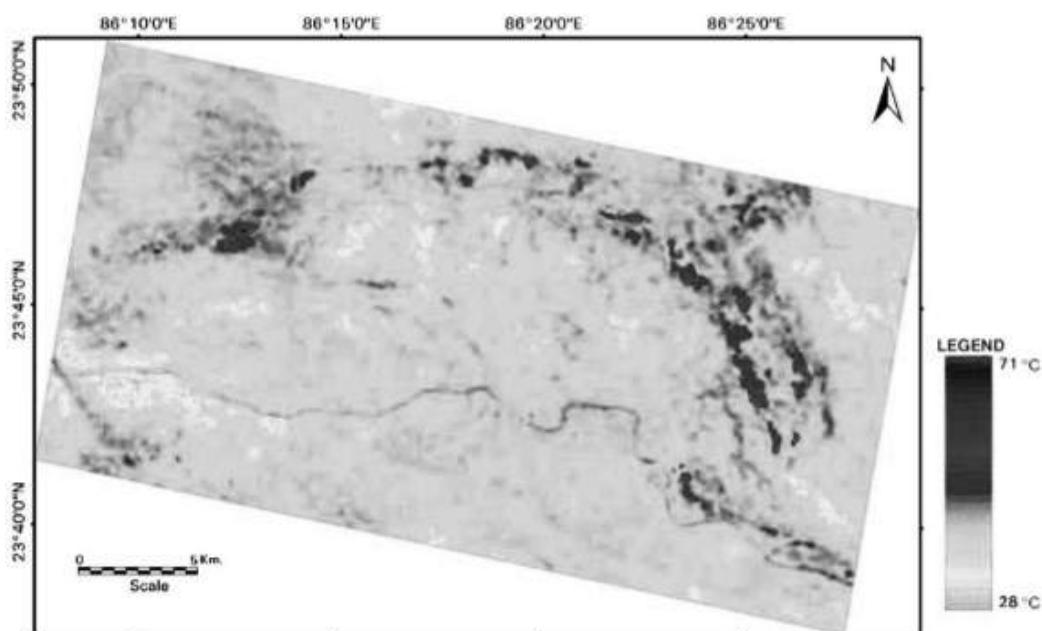
Monitoring aktywności termicznej hałd odpadów powęglowych

Kolejnym zagadnieniem mogącym znaleźć wsparcie metodach teledetekcyjnych jest monitoring aktywności termicznej składowisk powęglowych, które ze względu na zawartość w składowanych odpadach m.in. węgla, pirytu oraz innych związków siarki ulegają pożarom. Pożary składowisk są dużym problemem i w celu ich zapobiegania podejmuje się stosowne działania. Większość tych działań, jak np. zagęszczanie materiału zwałowego metodą wibracyjną lub uszczelnianie zwałowiska za pomocą

materiałów drobnoziarnistych wdraża się na etapie formowania składowiska. Dla obiektów już utworzonych, na których istnieje niebezpieczeństwo pojawienia się pożarów niezwykle istotny jest monitoring procesów termicznych [4].

Teledetekcja satelitarna w zakresie podczerwieni termalnej może być przydatna w zakresie dostarczenia informacji o stanie termicznym składowiska, poprzez dostarczenie informacji o temperaturze jego powierzchni. Zastosowanie danych satelitarnych zmniejsza koszty oraz pracochłonność, gdyż koszty obchodów składowisk w celu oceny ich stanu, są znaczne ze względu na ich powierzchnię oraz objętość. Ponadto zastosowanie teledetekcji zwiększa bezpieczeństwo, gdyż obchody składowisk zapożarowanych są niebezpieczne dla obserwatorów [9].

Do monitoringu stanu termicznego składowisk powęglowych można stosować np. dane misji Landsat czego przykładem może być praca [14]. Ponadto w pracach [1] oraz [21] przedstawione są przykłady wykrywania pożarów węgla znajdującego się na powierzchni. Na rysunku 8 przedstawiono mapę rozkładu temperatury radiacyjnej z pracy [1] otrzymaną na podstawie danych Landsat 5 TM przy użyciu prawa Plancka'a dla obszaru pola węglowego Jharia, Jharkhand w Indiach (rys. 1.8).



Rys. 1.8 Rozkład temperatury radiacyjnej pola węglowego Jharia w Jharkhand w Indiach.
Rozkład otrzymany na podstawie danych Landsat 5 TM pasmo 6 w marcu 1992 r.

1.3.3 Wybrane zastosowania specyficzne dla górnictwa węgla brunatnego *Badania wilgotności gleby – odwodnienie terenu*

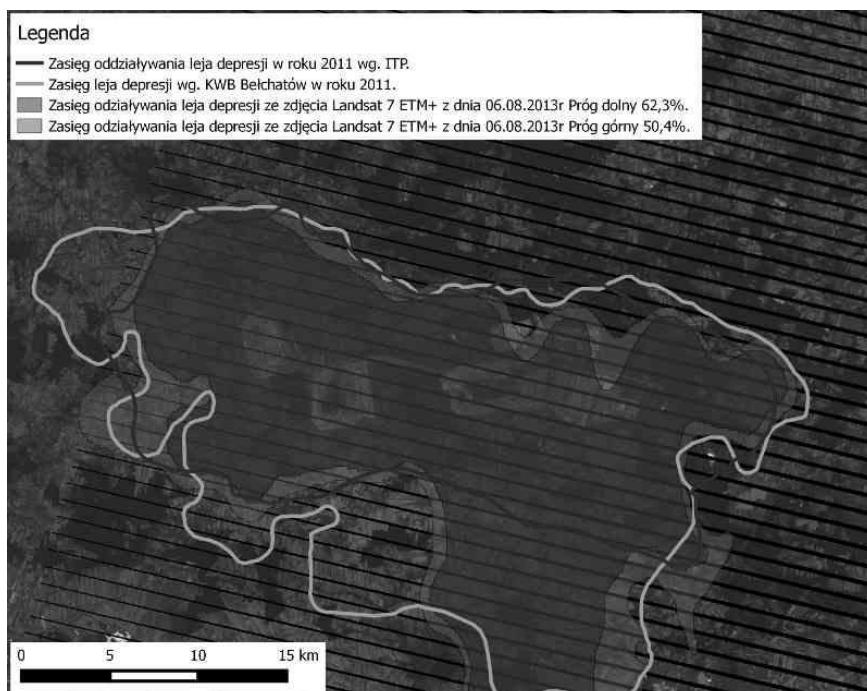
Jednym z głównych negatywnych wpływów na środowisko górnictwa odkrywkowego jest potrzeba intensywnego odwadniania górotworu. Długotrwałe odwodnienie oraz obniżenie się na jego skutek zwierciadła wody prowadzi do przeobrażenia siedlisk, które może okazać się nieodwracalne [11]. W przypadku kopalń odkrywkowych występuje zjawisko nazywane lejem depresji wód podziemnych. Lej depresji spowodowany jest działalnością systemu odwadniającego kopalni. Określenie

zasięgu tego zjawiska odbywa się poprzez sieć piezometrów jako obniżenie zwierciadła wody o 1 m. Takie podejście niekoniecznie jednak musi zgadzać się z zasięgiem oddziaływania tego zjawiska, które powinno określać realne oddziaływanie na środowisko. Różnice wynikają choćby z głębokości systemów korzeniowych roślin.

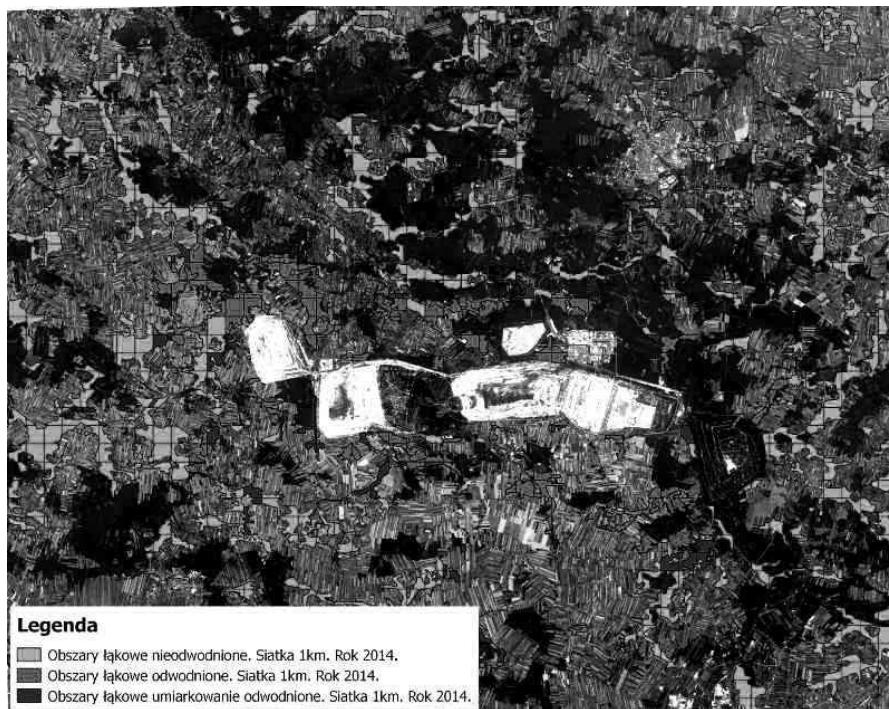
Wilgotność gleby oraz zawartość wody w pokrywie roślinnej są jednymi z kluczowych parametrów w wielu procesach zachodzących na powierzchni ziemi [2]. Terenowe badania wilgotności gleby są zagadnieniem złożonym i w wielu aspektach problematycznym. Jedną z głównych trudności jest duża zmienność wilgotności gleby zarówno w aspekcie czasowym jak i przestrzennym. Zmienność ta, jest głównym powodem trudności związanych z uzyskaniem miarodajnych wyników dla badanego obszaru. Ze względu na zmienność czasową istotna jest duża częstotliwość pomiarów, z kolei ze względu na zmienność przestrzenną – odpowiednio gęsta siatka pomiarowa. Przy zastosowaniu danych satelitarnych uzyskuje się możliwość oceny wilgotności gleby na dużym obszarze w tym samym praktycznie czasie z dyskretyzacją przestrzenią zależną od rozdzielczości przestrzennej wykorzystywanego obrazowania.

Metody teledetekcyjne, z dobrym skutkiem, można wykorzystywać zarówno do badań zasięgu leja depresji [23] jak i uwilgotnienia siedlisk [11].

Na rysunkach 1.9 oraz 1.10 przedstawiono przykładowy zasięg oddziaływania leja depresji wokół KWB Bełchatów oraz przykładową klasyfikację uwilgotnienia terenów łąkowych z pracy [23] oraz własnych wyników.



Rys. 1.9 Zasięgi oddziaływania leja depresji wokół KWB Bełchatów
wyznaczone na podstawie danych Landsat 7 ETM+ z dnia 06.08.2013 r.,
oraz zasięgi oddziaływania leja depresji z roku 2011 wg. ITP oraz wg. KWB



Rys. 1.10 Obszary łąkowe z CLC2006 podzielone siatką 1000 m sklasyfikowane na 3 kategorie uwodnienia dla roku 2014

1.4 PODSUMOWANIE

W pracy zaprezentowano wybrane zastosowania metod teledetekcji satelitarnej w monitoringu środowiska terenów górniczych. Przedstawione zagadnienia zostały podzielone na trzy grupy. W pierwszej z nich zaprezentowano zagadnienia dotyczące ogólnych badań środowiska, możliwych do zrealizowania za pomocą metod teledetekcji satelitarnej i mogących być przydatnymi na terenach na których prowadzi się lub prowadzono działalność górniczą zarówno metodą podziemną oraz metodą odkrywkową. Druga grupa dotyczy specyficznych przykładów wykorzystania teledetekcji satelitarnej w monitoringu terenów na których wydobywa się węgiel kamienny metodą podziemną. Trzecia natomiast odnosi się do zagadnień zdalnych badań wilgotności gleby, oraz obserwacji leja depresji wód podziemnych i jego wpływu na warunki wilgotnościowe, co jest niezwykle istotnym problemem przy eksploatacji węgla brunatnego w kopalniach odkrywkowych.

Przedstawione przykłady dowodzą, że dane satelitarne stanowią bogate źródło informacji dla monitoringu środowiska terenów górniczych. Oczywiście całkowite zastąpienie badań terenowych obserwacjami satelitarnymi nie jest możliwe. Niemniej jednak metody teledetekcyjne mogą służyć jako badania wstępne, stanowić uzupełnienie badań terenowych i często minimalizować je w ogromnym stopniu. Oprogramowanie do analizy obrazów i pakiety GIS dostępne na rynku zawierają wiele wbudowanych funkcji z których użytkownik może skorzystać nie posiadając szczególnych informacji o zastosowanych w nich algorytmach. Ponadto w wielu przypadkach nie trzeba przeprowadzać skomplikowanych analiz przestrzennych, aby uzyskać satysfakcjonujący efekt.

1.5 WNIOSKI

Z zastosowania zdalnych badań środowiska na terenach górniczych płynie wiele potencjalnych korzyści. Jednymi z najważniejszych są efekty ekonomiczne. Badania zdalne są z reguły tańsze, co wynika m.in. z relatywnie niskiej ceny danych satelitarnych, oraz niewielkiej liczby specjalistów niezbędnych do wykonania analiz. Niekiedy dane satelitarne można również pozyskać bezpłatnie, a nawet użyć do ich analizy bezpłatnego oprogramowania. Przykładami takiego oprogramowania jest GRASS GIS, Quantum GIS, SAGA GIS lub BEAM, oraz języki programowania zawierające wiele darmowych bibliotek do przetwarzania obrazów jak np. R lub Python.

Bardzo istotne jest, że w przypadku badań teledetekcyjnych możliwe jest uzyskanie informacji spójnej przestrzennie, nawet na dużych obszarach, co w praktyce nie jest możliwe przy ograniczonej liczbie punktów pomiarowych w terenie. Liczba obserwacji zależna jest jedynie od rozdzielczości i ewentualnie, w zależności od sensora, warunków meteorologicznych (np. wysokiego zachmurzenia). W przypadku badań zdalnych bardzo często mamy możliwość zwiększenia rozdzielczości czasowej analiz, gdyż zależna jest ona od rodzaju satelity i tego jak często przelatuje on nad tym samym obszarem, przy czym rozdzielcość przestrzenna i czasowa są do siebie odwrotnie proporcjonalne. W związku z tym zdjęcia wysoko rozdzielcze mają niższe czasowe zdolności rozdzielcze, jednocześnie są zazwyczaj płatne i wykonywane na zamówienie. Do zalet badań zdalnych należy zaliczyć brak bezpośredniego zagrożenia, które występuje np. przy obchodzeniu hałd w celu sprawdzenia ew. zapożarowania. Przy wykorzystaniu danych satelitarnych w wielu przypadkach istnieje możliwość analiz historycznych. W zależności od satelity dane historyczne są dostępne od kilku do nawet ponad 20 lat wstecz (w przypadku misji Landsat). Co ważniejsze, sposób pozyskania danych w misji Landsat umożliwia porównanie ich ze sobą przez co możliwe jest tworzenie map zmian. W przypadku badań terenowych najczęściej nie ma możliwości dokładnych analiz historycznych, gdyż nawet jeśli posiada się dane archiwalne, to możliwość ich wykorzystania zależy od jakości i porównywalności tych pomiarów. Dokładność danych z pomiarów terenowych często zależy nie tylko od samego urządzenia, ale również od osoby, która w danym czasie wykonywała te pomiary.

Należy mieć na uwadze, iż badania teledetekcyjne w wielu przypadkach nie zastąpią całkowicie badań terenowych. Może to wynikać z ograniczonej ilości informacji o obiekcie przenoszonych w falach elektromagnetycznych, niedostatecznej rozdzielczości przestrzennej lub czasowej. W wielu takich przypadkach, badania zdalne mogą jednak posłużyć jako narzędzie zgrubnej oceny sytuacji lub też jako narzędzie wspomagające planowanie badań terenowych.

LITERATURA

1. R.S. Chaterjee, Coal fire mapping from satellite thermal IR data – A case example in Jharia Coalfield, Jharkhand, India., ISPRS Journal of Photogrammetry & Remote Sensing, 60, str. 113-128. 2006

2. J. Chen, C. Wang, H. Jiang, L. Mao, Z. Yu, Estimating soil moisture using Temperature-Vegetation Dryness Index (TVDI) in the Huang-huai-hai (HHH) plain., International Journal of Remote Sensing, 32, str. 1165-1177. 2011
3. K. Dąbrowska-Zielińska, F. Kogan, A. Ciołkosz, M. Gruszczyńska, W. Kowalik, Regional vegetation mapping and direct land surface parametrization from remotely sensed and site data., International Journal of Remote Sensing, 8, str. 1109-1125. 2002
4. J. Drenda, Z. Różański, K. Słota, P. Wrona, Zagrożenie pożarowe na zwałowiskach odpadów powęglowych., Górnictwo i geoinżynieria., 31, str. 149-157. 2007
5. W. Drzewiecki, Monitoring zmian pokrycia terenu na podstawie wieloczasowych obrazów teledetekcyjnych., Roczniki Geomatyki, 6, str. 132-142. 2008
6. H. Fan, W. Gu, Y. Qin, J. Xue, B. Chen, A model for extracting large deformation mining subsidence using D-InSAR technique and probability integral method, Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 24, str. 1242-1247. 2014
7. A. Ferretti, A. Monti-Guarnieri, C. Prati, F. Rocca, InSAR Principles: Guidelines for SAR Interferometry Processing and Interpretation, ESA Publications. 2007
8. Z. Kasztelewicz, M. Zajączkowski, Wpływ działalności górnictwa węgla brunatnego na otoczenie., Polityka Energetyczna, 13, str. 227-243. 2010
9. J. Korski, Termowizja w monitoringu i zwalczaniu pożarów składowisk pogórniczych., Górnictwo i geologia., 5, str. 91-103. 2010
10. A. Leśniak, S. Porzycka, M. Graniczny, Detekcja długookresowych pionowych przemieszczeń gruntu na obszarze terenów górniczych kopalń Zagłębia Dąbrowskiego z zastosowaniem technologii PSInSAR, WARSZTATY 2007 z cyklu: Zagrożenia naturalne w górnictwie, Materiały Warsztatów, str. 283-295. 2007
11. Z. Miatkowski, S. Lewiński, W. Kowalik, A. Sołtysik, J. Turbiak, Przydatność zdjęć satelitarnych Landsat TM do identyfikacji intensywnie odwodnionych siedlisk hydrogeologicznych w rejonie KWB Bełchatów, Woda Środowisko Obszary Wiejskie. 2006
12. K. Mirek, Z. Isakow, Wstępna analiza danych satelitarnej interferometrii radarowej z południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego., Warsztaty Górnicze z cyklu „Zagrożenia naturalne w górnictwie, Mat. Symp., str. 228-234. 2008
13. S. Mishra, D.R. Mishra, Normalized difference chlorophyll index: A novel model for remote estimation of chlorophyll-a concentration in turbid productive waters, Remote Sensing of Urban Environments, 117, str. 394-406. 2012
14. A. Nadudvari, Thermal mapping of self-heating zones on coal waste dumps in Upper Silesia (Poland) - A case study, International Journal of Coal Geology, 128-129, str. 47-54. 2014
15. A.H. Ng, L. Ge, Y. Yan, X. Li, H-S. Chang, K. Zhang, C. Rizos, Mapping accumulated mine subsidence using small stack of SAR differential interferograms in the Southern coalfield of New South Wales, Australia., Engineering Geology, 115, str. 1-15. 2010
16. W.R. Paradella i in., Mapping surface deformation in open pit iron mines of Carajás Province (Amazon Region) using an integrated SAR analysis, Engineering Geology, 193, str. 61-78. 2015
17. Z. Perski, The test of applicability of land subsidence monitoring by InSAR ERS-1 and ERS-2 in the coal mine damaged region (Upper Silesia)., International Archives of Photogrammetry and Remote Sensing, 22(7), str. 555-558. 1998

18. E. Pilecka, Wstępna analiza związku wysokoenergentycznej sejsmiczności indukowanej z lineamentami na obszarze GZW, Warsztaty 2005 z cyklu: Zagrożenia naturalne w górnictwie, Mat. Symp., str. 447-456. 2005
19. E. Popiółek, R. Hejmanowski, A. Krawczyk, Z. Perski, Application of Satellite Radar Interferometry to the examination of the areas of mining exploitation., Surface Mining Braunkhole & Other Minerals, 54(1), str. 74-82. 2002
20. P. Santorius, B. Bialecka, J. Grabowski, Środowiskowe i gospodarcze problemy spowodowane degradacją terenów w górnośląskim zagłębiu węglowym., Prace naukowe GIG górnictwo i środowisko, 1, str. 85-99. 2007
21. Y. Wang, F. Tian, Y. Huang, J. Wang, C. Wei, Monitoring coal fires in Datong coalfield using multi-source remote sensing data, Trans. Nonferrous Met. Soc. China , 25, str. 3421-3428. 2015
22. J. Zawadzki, Metody geostatystyczne dla kierunków przyrodniczych i technicznych, Oficyna wydawnicza Politechniki Warszawskiej. 2011
23. J. Zawadzki, K. Przeździecki, Z. Miatkowski, Determining the area of influence of depression cone in the vicinity of lignite mine by means of triangle method and LANDSAT TM/ETM+ satellite images, Journal of environmental management, 166, str. 605-614. 2016
24. J. Zawadzki, Wykorzystanie metod geostatycznych w badaniach środowiska przyrodniczego, Prace Naukowe Politechniki Warszawskiej. Inżynieria Środowiska, 49, str. 3-134. 2005
25. Z. Zhang, C. Wang, Y. Tang, Q. Fu, H. Zhang, Subsidence monitoring in coal area using time-series InSAR combining persistent scatterers and distributed scatterers, International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation, 39, str. 49-55. 2015

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

01.2016
02.2016

Karol Przeździecki
Politechnika Warszawska,
Wydział Instalacji Budowlanych, Hydrotechniki i Inżynierii Środowiska
e-mail: karol.przezdziecki@is.pw.edu.pl,

prof. dr hab. inż. Jarosław Zawadzki
Politechnika Warszawska, Wydział Inżynierii Środowiska,
Zakład Informatyki i Badań Jakości Środowiska
e-mail: j.j.zawadzki@gmail.com

WYBRANE METODY TELEDETEKCJI SATELITARNEJ W MONITORINGU ŚRODOWISKA TERENÓW GÓRNICZYST

Streszczenie: Monitoring i ochrona środowiska na terenach górniczych jest złożonym zadaniem obejmującym specyficzne aspekty, będące konsekwencją działalności związanej z wydobywaniem surowców mineralnych. Degradacja środowiska różni się na terenach w których wydobywa się węgiel kamienny od degradacji występującej przy wydobywaniu węgla brunatnego metodą odkrywkową. Do głównych problemów należą m.in. osiadanie terenu, zagrożenie pożarowe na zwałowiskach odpadów powęglowych, zmiany wilgotności gleby, przekształcenie użytkowania terenu oraz złożona degradacja środowiska powodowana powyższymi czynnikami. Monitoring i badanie wyżej wymienionych aspektów środowiska terenów górniczych, szczególnie na dużych obszarach, przy użyciu metod terenowych jest trudne, czasochłonne oraz wymaga dużych nakładów finansowych.

Zastosowanie systematycznych badań zdalnych, w szczególności teledetekcji satelitarnej, uzupełniających lub niekiedy wręcz praktycznie eliminujących badania terenowe pomaga uzyskać znaczne oszczędności. Niewątpliwym atutem badań zdalnych jest możliwość uzyskania informacji praktycznie w tym samym czasie na dużym obszarze, co zapewnia spójność czasową pomiarów. Jest to bardzo istotne z punktu widzenia zjawisk wykazujących dużą zmienność w czasie i w przestrzeni (np. wilgotność gleby). W przypadku niektórych procesów, które nie wykazują dużej dynamiki, lub gdy ich analiza wymaga oceny stanu początkowego, możliwa jest analiza historyczna w oparciu o dane satelitarne sięgającą wiele lat wstecz. Badania zdalne są również dogodnym narzędziem w planowaniu, nadzorowaniu rekultywacji oraz monitoringu terenów zdegradowanych.

Słowa kluczowe: monitoring terenów górniczych, teledetekcja satelitarna, osiadanie terenu, wilgotność gleby.

SELECTED SATELLITE REMOTE SENSING METHODS IN ENVIRONMENTAL MONITORING OF MINING AREAS

Abstract: Environmental protection and monitoring in mining areas is a complex issue which includes a variety of aspects, as a consequence of complicated activities related to the mining of mineral resources. A degradation of environment is different depending on areas where hard coal is mined and where lignite is mined in open cast mines. Among others, related main environmental problems are: subsidence, fire hazard on heaps of coal wastes, soil moisture changes, land use changes and complex environmental degradation caused by one or more of the above-mentioned factors. Investigating and monitoring of those aspects of environment in the mining areas, especially over the vast areas, using field methods, is difficult, time consuming and expensive.

Systematic using of remote sensing methods, especially based on satellite data, as supplementary or even as primary methods instead of field measurements can save a lot of money. An undoubtedly advantage of remote sensing is acquiring of information at virtually the same time, which ensures consistency of time of the measurements. It is very important in monitoring of phenomena with high time variability (such as soil moisture). Another advantage is possibility to analyze initial state of environment using historical data for many years ago. Remote sensing methods are also convenient tools for planning, supervising and monitoring the rehabilitation of degraded areas.

Key words: mine areas monitoring, satellite remote sensing, subsidence, soil moisture

2

ROZWÓJ TECHNOLOGII MAGNETYCZNYCH W WYDOBYCIU GAZU ŁUPKOWEGO

2.1 WSTĘP

Rozwój gospodarczy był zawsze ściśle związany z dostępnością surowców. Chociaż w XXI wieku znaczenie wielu tradycyjnych surowców mineralnych znacznie zmalało lub uległo zmianie, to nadal wiele z nich, zwłaszcza surowce energetyczne, są ciągle uważane za najważniejsze m.in. ze względu na bezpieczeństwo i niezależność energetyczną. W związku z tym nadal trwają poszukiwania nowych złóż surowców i intensywnie rozwijane są metody eksploatacji znanych złóż. Dodatkowo, trwają prace nad zwiększeniem efektywności wydobycia, między innymi ograniczenie kosztchłonności górnictwa. Poszukuje się także nowych, nieeksploatowanych dotąd rodzajów złóż surowców energetycznych. Wśród nich poważne nadzieje pokładane są łupkach gazonośnych, stanowiących niekonwencjonalne źródło gazu ziemnego, które już obecnie ma duży wpływ na bilans energetyczny wielu krajów na świecie.

2.2 WYBRANE ZAGADNIENIA W POSZUKIWANIACH I EKSPLOATACJI GAZU ŁUPKOWEGO

Gaz pozyskiwany z łupków (gaz łupkowy) to gaz ziemny występujący w skałach macierzystych – łupkach gazonośnych. Pierwsze próby wydobycia gazu z łupków podejmowano już w XIX wieku, jednak ze względu na niewielką przepuszczalność skał, niewystarczającą do zapewnienia przepływu gazu do odwiertu, nie udało się wykorzystać tego źródła gazu. Przemysłowa technologia wydobycia opracowana została w latach 80. XX wieku, natomiast wydobycie na dużą skalę ma miejsce w USA od lat 90 XX wieku [9, 18].

Pozyskiwanie gazu ze skały o niskiej przepuszczalności wymaga jej perforacji. Dlatego początkowo gaz łupkowy produkowany był z łupków posiadających naturalne szczeliny. W ciągu ostatnich dwudziestu lat opracowano technologię kruszenia hydraulicznego, w celu stworzenia sztucznych pęknięć w okolicy odwiertów. Dla szybów łupkowych często stosuje się otwory kierunkowe, o długości odgałęzień do około 3 km, w celu maksymalizacji powierzchni obsługiwanej przez odwiert. Łupki zawierające ekonomiczne ilości gazu mają wiele wspólnych cech. Są one bogate w materiał organiczny i są zwykle skałami macierzystymi ropy naftowej, w których wysoka

temperatura oraz ciśnienie doprowadziły do konwersji ropy naftowej w gaz ziemny. Zwykle są one także wystarczająco kruche i twarde, aby po szczelinowaniu pozostawać otwarte. W niektórych obszarach, najbardziej produktywne są łupki charakteryzujące się wysoką emisją promieniowania gamma, dlatego że jego ilość związana jest z wysoką zawartością węgla [9].

Eksploracja złóż tego typu staje się coraz poważniejszym źródłem gazu ziemnego w Stanach Zjednoczonych w ostatnim dwudziestoleciu. Obfite zasoby tego gazu znajdują się w Kanadzie, Europie, Chinach, Algierii czy Stanach Zjednoczonych [1]. Wśród krajów europejskich Polska jest pionierem w dziedzinie projektów poszukiwawczych tego surowca.

Kluczową rolę w rozpoznaniu struktury basenów sedymentacyjnych, którego częścią są formacje łupkowe, odgrywają badania sejsmiczne [6]. Polegają one na wzbudzaniu fali sejsmicznej rozchodzącej się w głąb ziemi i jej rejestracji po powrocie na powierzchnię terenu. Fala sejsmiczna, podczas swojej penetracji w głąb ziemi, odbija się od granic w górotworze, które rozdzielają ośrodki o różnej gęstości i prędkości rozchodzenia się fali. Na takich granicach fala załamuje się i częściowo odbija, pokonując drogę powrotną na powierzchnię terenu. Sygnał odbierany jest z wykorzystaniem geofonów. Metoda sejsmiczna pozwala na zobrazowanie budowy geologicznej, jednocześnie będąc prawie bezinwazyjną dla środowiska naturalnego.

Uzupełnieniem dla analizy sejsmicznej jest zastosowanie metody magnetotellurycznej [34]. Metoda ta polega na pomiarach naturalnego, zmiennego pola elektromagnetycznego na powierzchni Ziemi, w celu wyznaczenia rozkładu oporności w ośrodku geologicznym. Określenie oporności możliwe jest w przedziale głębokości od kilkudziesięciu metrów do kilkudziesięciu kilometrów. Metoda ta umożliwia określanie warstw, których rozpoznanie metodami sejsmicznymi jest niewystarczające [28], zwłaszcza podczas opisu warstw zalegających pod utworami silnie ekranującymi energię fali sejsmicznej. Metoda ta przydatna jest szczególnie na obszarach o skomplikowanej budowie geologicznej. Istnieje wiele metod analizy rozkładu geometrii spękań. Należą do nich m.in. metody geostatystyczne [32, 33].

W wydobyciu gazu łupkowego zasadniczym procesem jest szczelinowanie (kruszenie) hydrauliczne. Jest to proces technologiczny mający na celu zwiększenie wydajności odwierturnego. Proces ten przeprowadza się poprzez wpompowywanie do odwierturnego płynu szczelinującego (mieszanki wody z dodatkami chemicznymi i piaskiem) pod wysokim ciśnieniem w celutworzenia, utrzymania lub powiększenia szczelin w skałach. Proces ten jest wykorzystywany np. do pozyskiwania gazu ziemnego z łupków, ropy naftowej lub uranu w postaci roztworu. Metoda szczelinowania po raz pierwszy została wypróbowana przy wydobyciu gazu w roku 1947 w Stanach Zjednoczonych. W Polsce proces szczelinowania stosowany jest w złożach konwencjonalnych od lat 60 XX wieku.

Konwencjonalna metoda szczelinowania hydraulicznego opiera się na wtłoczeniu do odwierturnego płynu szczelinującego. Typowy płyn szczelinujący w 98-99,5% składa się z wody i piasku kwarcowego (proppantu). Woda używana w procesie szczelinowania

hydraulicznego może być pozyskiwana zarówno ze źródeł naziemnych jak i podziemnych, przy czym jest ona niezbędna tylko przez krótki okres wydobycia. Objętość wody potrzebnej do przeprowadzenia procesu szczelinowania zależy przede wszystkim od głębokości odwierpu. Pozostałe 0,5-2% składu płynu stanowią dodatki chemiczne, usprawniające proces szczelinowania. W ich skład wchodzą między innymi substancje: zapobiegające pęcznieniu iłów (np. chlorowodorek dietyloaminy, chlorek sodu, potasu lub choliny), zapobiegające korozji rur w odwiercie (np. izopropanol, metanol, chlorobenzen), zapobiegające osiadaniu kamienia (np. glikol etylenowy), zapobiegające się wytrącaniu tlenków metali (np. kwas cytrynowy), umożliwiającetworzenie zawiesiny piasku w wodzie (np. guma guar, hemiceluloza), umożliwiające późniejsze rozbicie środków żelujących, odpowiedzialnych za utworzenie zawiesiny piasku w wodzie (np. nadsiarczan amonu), umożliwiające utrzymanie neutralnego pH; umożliwiające działanie środków żelujących (np. węglan potasu), czyszczące i dezynfekujące szyb odwierpu (np. aldehyd glutarowy, chlorek amonu), utrzymujące właściwą lepkość cieczy przy wzroście temperatury (np. sole boranowe, izopropanol), zmniejszające tarcie (np. destylaty ropy naftowej), kwasy (np. solny).

Zadaniem proppantu jest zapobieganie zamykaniu się szczelin po zmniejszeniu ciśnienia hydraulicznego. Zmniejszona lepkość jest potrzebna do tego, aby czas wpompowywania wody był możliwie krótki. Pęcznające iły natomiast mogłyby zamykać światło szczelin. Skład chemicznych dodatków płynu do szczelinowania może się różnić w zależności od zastosowanej technologii i właściwości skały, która będzie poddawana zabiegowi szczelinowania.

Prawidłowe przeprowadzenie szczelinowania, prawidłowy dobór składu płynu szczelinującego, ilości i jakości proppantu ma decydujący wpływ na ekonomiczną opłacalność całego przedsięwzięcia i ilość uzyskanego gazu łupkowego [30].

Metoda szczelinowania hydraulicznego budzi wiele kontrowersji. Przeciwnicy stosowania tego procesu wskazują m.in. na ryzyko zanieczyszczenia wód gruntowych i powierzchniowych, a także na konieczność wykorzystywania w procesie dużych ilości słodkiej wody. Z tego powodu w niektórych krajach ograniczono szczelinowania do czasu wykonania dokładniejszych badań. W roku 2011 Francja wprowadziła ustawowy zakaz stosowania szczelinowania w celu wydobycia gazu i ropy naftowej.

Z tego względu podejmowane są coraz liczniejsze próby stworzenia metody wydobycia gazu łupkowego, alternatywnej dla szczelinowania hydraulicznego z wykorzystaniem płynu szczelinującego na bazie wody. Wśród alternatyw dla klasycznego szczelinowania hydraulicznego z wykorzystaniem płynu szczelinującego na bazie wody z proppantem rozwijane są [11, 26] szczelinowanie hydrauliczne z wykorzystaniem: dwóch odwiertów (ang. zipper fracturing), kawitacji (ang. cavitation hydrovibration fracturing), dysz hydraulicznych (ang. hydra-jet fracturing), metod egzotermicznych (ang. exothermic hydraulic fracturing), wspomagania uderzeniem hydraulicznym (ang. hydraulic fracturing enhanced by water pressure blasting), płynów szczelinujących na bazie pian, olejów (LPG), płynów kwasów, alkoholi, emulsji, płynów kriogenicznych (na bazie ciekłego CO₂, N₂, He lub innych), szczelinowanie

pneumatyczne, szczelinowanie dynamiczne z wykorzystaniem: materiałów wybuchowych, zjawisk elektrycznych, pulsującego łuku elektrycznego (ang. pulsed arc electrohydraulic discharges PAED), plazmy (ang. plasma stimulation & fracturing technology PSF), a także inne metody – szczelinowanie kriogeniczne, ogrzewanie górotworu, mechaniczne, mikrobiologiczne.

Intensywne poszukiwania gazu łupkowego w Polsce na szeroką skalę trwają od zaledwie kilku lat, w związku z tym ciągle trwa dyskusja dotycząca zasobności złóż w Polsce, efektywności szczelinowania, opłacalności ekonomicznej itp.

Przykładem realizacji procesu szczelinowania jest odwiert Łebień LE-2H przeprowadzony w dniach 19-28 sierpnia 2011r. Proces realizowano w 13 interwałach w kolejności od końca poziomego odcinka odwiertu do jego początku. Łącznie użyto $17322,6\text{ m}^3$ wody, do której dodano $462,09\text{ m}^3$ dodatków (2,5% objętości) oraz 1271,88 Mg proppantu [19]. Z otworu odebrano $2780,7\text{ m}^3$ płynu zwrotnego.

W lipcu 2013 roku Lane Energy zrealizowało projekt szczelinowania na odwiercie Łebień 2H uzyskując przepływ gazu $8500\text{-}11000\text{ m}^3/\text{dzień}$. Dla takiego odwiertu minimalna komercyjna wydajność wynosi $20000\text{ m}^3/\text{dzień}$. Kolejnym z pomyślnie zrealizowanych szczelinowań hydraulicznych jest odwiert w Lublewie. Pod koniec kwietnia 2014 Lane Energy, firma której większościowym udziałowcem jest koncern ConocoPhilips, zrealizował odwiert Lublewo LEP-1ST1H (Lębork), na głębokość ponad 1512 metrów [35]. Należy dodać, że w związku z dużą niepewnością w szacowaniu zasobności polskich złóż gazu lub warunków ich wydobycia łupkowego pewne firmy zagraniczne wycofały się już z rynku polskiego lub rozważają taką decyzję.

2.3 MATERIAŁY MAGNETYCZNE MAJĄCE POTENCJALNE ZASTOSOWANIE W WYDOBYCIU GAZU ŁUPKOWEGO

Poniżej zostaną naszkicowane wybrane materiały magnetyczne i ich właściwości. Chociaż literatura dotycząca magnetyzmu jest ogromna, dla wygody czytelnika i ze względu na przejrzystość artykułu, autorzy zdecydowali się na krótkie podsumowanie, koncentrując się na materiałach magnetycznych i tych własnościach, które są szczególnie ważne w zastosowaniach geologicznych, w tym przy wydobyciu gazu łupkowego. W niniejszym artykule zostaną przedstawione zagadnienia dotyczące możliwości wydobycia gazu łupkowego.

Istnieje kilka podstawowych typów materiałów magnetycznych. Ze względu na podatność magnetyczną można je podzielić na kilka klas: diamagnetyki ($\chi < 0 \sim -10^{-6}$), paramagnetyki ($\chi > 0 \sim 10^{-6} \sim 10^{-3}$) i ferromagnetyki ($\chi \gg \sim 10^3$). Pojęcia materiał magnetyczny używa się najczęściej w odniesieniu do materiałów ferromagnetycznych [23]. Właściwości ferromagnetyków [27]: duża wartość względnej przenikalności magnetycznej, nieliniowa zależność indukcji magnetycznej od natężenia pola magnetycznego, nieliniowa zależność namagnesowania od natężenia pola magnetycznego, niejednoznaczność zależności $B(H)$ – pętla histerezy o nieskończonym wielu kształtach, istnienie możliwości trwałego namagnesowania, występowanie magnetostrykcji oraz anizotropii, utrata właściwości ferromagnetycznych powyżej tzw.

temperatury Curie.

Ze względu na swoje właściwości do poszukiwań i eksploatacji surowców mineralnych stosuje się przede wszystkim materiały magnetyczne miękkie. Pożądanymi cechami dobrego materiału magnetycznego miękkiego są [27]: duża przenikalność magnetyczna, pozwalająca uzyskać znaczące wartości indukcji magnetycznej przy użyciu małego prądu magnesowania i związana z tym duża wartość remanencji, ułatwiająca odczytywanie stanu namagnesowania, mała wartość pola koercji gwarantująca względnie łatwe przemagnesowanie, duża wartość indukcji nasycenia, odpowiednie właściwości mechaniczne, duża stabilność parametrów przy zmiennej temperaturze i odporność na zewnętrzne warunki np. korozję, niska cena.

Wśród materiałów magnetycznie miękkich nie ma substancji spełniających najlepiej, wszystkie opisane wcześniej kryteria. Stosowany materiał jest więc w pewien sposób kompromisem, nie jest najlepszy w każdej kategorii. Kluczowym przy doborze materiału jest przede wszystkim jego cena i dostępność. Wśród znanych materiałów magnetycznych, jako materiały o największej potencjalnej stosownalności można wymienić: naturalne materiały magnetyczne, ferryty, ferrociecze, nanomateriały magnetyczne.

2.4 NATURALNE MATERIAŁY MAGNETYCZNE

Materiałem magnetycznym występującym w naturalnej postaci jest magnetyt. Jest to jedna z najbardziej popularnych rud żelaza. Z punktu widzenia chemii zaliczany jest do grupy spineli.

Spinele są to związki o ogólnym wzorze AB_2O_4 . Najczęstsze są połączenia typu A: $2+B_3+2O_4$, gdzie A może być metalem z drugiej grupy układu okresowego lub metalem przejściowym na drugim stopniu utlenienia, a B – metalem z trzeciej grupy układu okresowego lub metalem przejściowym na trzecim stopniu utlenienia. W przypadku gdy w pozycji B znajduje się atom Fe spinel taki nazywamy ferrytem. W przypadku gdy również w pozycji A znajduje się atom Fe powstaje magnetyt, o wzorze Fe_3O_4 .

Materiał ten jest powszechny, dostępny w dużej ilości, a więc i tani. Istnieje wielu producentów, nie istnieje ryzyko zmonopolizowania rynku czy blokowania dostaw. Magnetyt jest naturalnym magnetykiem, posiada silne właściwości magnetyczne. Kwestią dyskusyjną jest czy właściwości magnetyczne magnetytu, w postaci surowej, nieoczyszczonej rudy, są wystarczająco silne. Zastosowanie magnetytu ma jedną wadę. Magnetyt charakteryzuje się małą odpornością mechaniczną.

2.5 FERRYTY

Alternatywą dla zastosowania naturalnego materiału magnetycznego jest stosowanie magnetyku syntetycznego, o w pełni kontrolowanych powtarzalnych właściwościach (czego w przypadku magnetytu, ze względu na różne zanieczyszczenia nie można zagwarantować). Syntetycznymi odpowiednikami magnetytu są inne sztucznie wytworzzone materiały należące do grupy ferrytów.

Ferryty mogą być zarówno magnetycznie "twardy", jak i co jest pożądane

w zastosowaniach przy poszukiwaniu i eksploatacji gazu łupkowego, magnetycznie "miękkie". Na przykład ferryty barowe i strontowe, czyli związki o formule chemicznej $\text{BaO} \cdot 6\text{Fe}_2\text{O}_3$ lub $\text{SrO} \cdot 6\text{Fe}_2\text{O}_3$ należą do materiałów twardych. Miękkie ferryty, czyli te które mogą być potencjalnie interesujące to z kolei związki o typowym składzie chemicznym $\text{M}_0 \cdot 6\text{Fe}_2\text{O}_3$, gdzie M oznacza Mg , Mn , Ni , i Zn .

Ferrytami o najlepszych właściwościach są ferryty cynkowo-manganowe o wzorze ogólnym $\text{Z}_{nx}\text{M}_{ny}\text{Fe}_2\text{O}_4$. Właściwości magnetyczne tych materiałów są powszechnie znane (i uznane). Ferryty te stosowane są powszechnie w układach elektromagnetycznych, między innymi jako rdzenie cewek itp. Ze względu na liczne zastosowania w elektronice, ferryty syntetyczne, podobnie jak magnetyt, można uznać za tanie i dostępne, przy czym cena syntetycznych ferrytów jest nieznacznie większa. Dodatkową zaletą syntetycznych ferrytów, w porównaniu z magnetytem, są ich lepsze właściwości magnetyczne. Wadą zastosowania ferrytu, podobnie jak w przypadku magnetytu, jest niewielka wytrzymałość mechaniczna.

2.6 FERROCIECZE

Ferrocieczne (ferrofluidy) uzyskuje się przez utworzenie zawiesiny mikroskopijnych cząsteczek substancji ferromagnetycznej – najczęściej jest to Fe_3O_4 , Ge_2O_3 , NiO albo metale takie jak Fe , Ni lub Co , w cieczy nośnej, jaką najczęściej jest woda, olej mineralny, olej syntetyczny, węglowodory, fluoropochodne węglowodorów, estry, ciekłe metale [10].

Średnica cząstek magnetycznych mieści się w zakresie od 5 nm do 20 nm . Do mieszaniny tej dodaje się specjalne dodatki – surfaktanty, np. kwas oleinowy lub cytrynowy, lecytynę, TMAH (wodorotlenek tetrametyloamonowy), zapobiegające łączeniu się i sedymentacji drobin. Cząstka magnetyczna wykonuje ruchy Browna – to również zapobiega skupianiu się cząstek i zwiększa ich dyspersję [10]. Bardzo ważną cechą ferrocieczy jest zmienność jego właściwości w zależności o temperatury. Istotny jest również wpływ kierunku, rodzaju i wartości indukcji pola magnetycznego na lepkość ferrocieczy. Wartość lepkości ferrocieczy mieści się w bardzo szerokim zakresie i zależy od rodzaju czynnika rozpraszającego oraz liczby cząstek magnetycznych znajdujących się w ferrocieczy [10]. Ferrocieczne były znane już w latach osiemdziesiątych XX wieku. Dostrzegano ich potencjał do wydobywania i przetwarzania surowców. Prowadzono badania m. in. nad możliwością odzysku i przetwarzania metali nieżelaznych ze złomu metalicznego o różnych zawartościach poszukiwanych metali [5]. Ferrofluidy charakteryzują się wysokimi parametrami magnetycznymi, co jest niewątpliwym atutem możliwości ich zastosowania. Niestety zaletę tę przeważają ich wady. Wytworzenie ferrofluidu jest znacznie droższe, niż synteza ferrytu. Orientacyjna cena komercyjna ferrofluidów to około kilkadziesiąt złotych za 10ml .

2.7 NANOMATERIAŁY MAGNETYCZNE

Wraz z rozwojem technologii odkryto, że właściwości magnetyczne materiału są ściśle uzależnione od wielkości ziarna. Dodatkowo, zmniejszając skalę, badając

właściwości nanomateriałów stwierdzono, że posiadają one wyraźnie lepsze właściwości magnetyczne, w porównaniu do tej samej struktury, ale o wielkości cząstek większych. W związku z tym zastosowanie nanomateriałów magnetycznych, np. na bazie ferrytów cynkowo-manganowych gwarantuje uzyskanie bardzo dobrych właściwości magnetycznych. Badania dotyczące właściwości nowych nanomateriałów dominują we współczesnych doniesieniach inżynierii materiałowej, lecz nanomateriały, a zwłaszcza nanomateriały magnetyczne nie są jeszcze produkowane na masową skalę. Koszt jednostkowy produkcji nanomateriałów jest wyraźnie wyższy niż w przypadku ferrofluidów i kilka rzędów wielkości większy niż w przypadku ferrytów czy magnetytu.

2.8 MAGNETYKI W SZCZELINOWANIU HYDRAULICZNYM

W przypadku szczelinowania hydraulicznego niezmiernie ważnym czynnikiem, wpływającym na powodzenie całego przedsięwzięcia, jest skuteczność szczelinowania. W związku z tym istnieje potrzeba określenia zasięgu wprowadzenia płynu szczelinującego do górotworu. W przypadku podjęcia próby określenia zasięgu szczelinowania hydraulicznego, ważnym jest by cząstki, dla których wyznacza się zasięg penetracji, były aktywne w polu elektromagnetycznym [8].

Generalnie można stwierdzić, że metody obrazowania z wykorzystaniem proppantów elektromagnetycznych rozważane lub rozwijane są w dwóch kierunkach.

Pierwszą możliwością jest aktywność proppantu elektromagnetycznych w całej objętości płynu szczelinującego w polu elektromagnetycznym. Wśród takich rozwiązań do szczelinowania hydraulicznego rozważa się zastosowanie ferrofluidów. Związkami będącymi markerami elektromagnetycznymi w ferrofluidach stosowanych do szczelinowania proponowane są związki żelaza – przede wszystkim hematyt i magnetyt [1, 2, 17, 20, 26].

Stosowanie nanocząstek jako markerów związanych jest jednak z pewnym ryzykiem [8]. Ze względu na mały rozmiar nanocząstki są znacznie bardziej reaktywne, niż ta sama substancja o większym rozmiarze cząstki. By spowolnić lub uniemożliwić zachodzenie reakcji chemicznych degradujących właściwości markerów elektromagnetycznych modyfikuje się powierzchnię markera elektromagnetycznego. Proponowane są dwa podstawowe sposoby zabezpieczenia: powierzchniowa pasywacja cząstki, czyli pokrycie szczelną warstwą niereaktywnej powłoki, np. siarczkowej lub powierzchniowe przyłączenie niereaktywnych grup funkcyjnych.

Drugą możliwością wykorzystania magnetyków podczas szczelinowania jest zastosowanie zmodyfiowanych proppantów, będącymi składnikiem płynu szczelinującego poprzez nadanie im własności magnetycznych, i wykorzystanie jako markerów aktywnych w polu elektromagnetycznym. Badania koncentrują się zatem na modyfikacji proppantów. Ze względu na swoją podstawową funkcję proppantu, tzn. uniemożliwiania zamknięcia się wytworzonych w wyniku szczelinowania hydraulicznego porów w ośrodku geologicznym, proppanty muszą być odporne na wysokie ciśnienie i zgniatanie. Ze względu na te wymagania proppanty są materiałami ceramicznymi.

Poszukuje się materiałów, które mogłyby zastąpić tradycyjnie stosowany piasek kwarcowy. Podejmowane są próby dwojakiego rodzaju. Poszukuje się proppantu, który w całości jest aktywny elektromagnetycznie, bądź też na etapie produkcji proppant domieszkuje się markerami aktywnymi w polu elektromagnetycznym.

Cząstki będące markerami, czynnikami kontrastującymi w technologii wydobycia gazu łupkowego, mogą wykazywać specyficzne właściwości dla obrazowania rentgenowskiego (X razy), obrazowania jądrowego rezonansu (NMR, MRI). Mogą dodatkowo wykazywać się inną niż otoczenie wartością podatności magnetycznej, akustycznej, opornością/przewodnością [4]. Wśród testowanych minerałów stosowane są m. in. magnetyt, labradoryt, albit czy augit [14], magnetyt, illmenit lub cząsteczki żelaza [29].

Stosowane cząstki markera elektromagnetycznego mogą charakteryzować się różną wielkością ziarna. Od rozmiarów do około 2 mm średnicy – maksymalnego dla wielkości proppantu – gdzie sam marker pełni jednocześnie rolę proppantu, do minimalnej wielkości rzędu kilku nm (nanocząstki). W przypadku rozmiaru cząstki markera rzędu nm, marker elektromagnetyczny inkludowany jest na etapie produkcji do właściwego proppantu [3].

Wśród substancji opisywanych i stosowanych jako potencjalne markery elektromagnetyczne, w skali nano, przeważają spinele – ferryty.

Domieszkami do ferrytu mogą być pierwiastki należące w układzie okresowym do bloku d, dające się wykryć metodami magnetometrycznymi [3]. Cząstki takie mogą mieć właściwości ferromagnetyczne, paramagnetyczne, bądź superparamagnetyczne. Składają się one z fazy magnetytu – ferrytu żelaza, bądź innych ferrytów w tym ferrytu manganowo-cynkowego [24].

Prowadzi się badania możliwości łączenia komercyjnie dostępnych proppantów z markerami magnetycznymi (nanocząstki). Przykładem mogą być badania nad proppantem Carbo HSP o następującym składzie: Al_2O_3 – 83%, SiO_2 – 5%, TiO_2 – 3,5%, Fe_2O_3 – 7%, inne 1,5%. Ze względu na obecność nanocząstek żelaza (marker nM_{ag}) proppant Carbo HSP charakteryzuje się początkową podatnością magnetyczną 25,7-214,6 10-5SI, czyli o kilka rzędów wielkości większą, niż w przypadku tła geologicznego [21].

Należy podkreślić, że istotna jest nie tylko bezwzględna wartość podatności magnetycznej modyfikowanego proppantu, lecz przede wszystkim wartość podatności magnetycznej modyfikowanego proppantu w odniesieniu do skały macierzystej, w której znajduje się wtłoczony pod ziemię proppant. Podatności magnetyczne dla wielu skał będących tłem geochemicznym, są rzędu 10-6 SI [16].

Szczelinowanie hydrauliczne jest procesem periodycznym, powtarzanym. Należy również pamiętać, że do płynu szczelinującego dodawane są markery różnego rodzaju. Miedzy innymi takie, które pozwalają identyfikować z którego szczelinowania pochodzi zwrotny płyn zawracany z odwierutu. W związku z tym markery elektromagnetyczne muszą być tak dobierane, by nie powodować niepożądanych reakcji [22].

2.9 METODY WYKRYWANIA MARKERA MAGNETYCZNEGO

Wśród potencjalnych metod wykrywania markera magnetycznego można wymienić metody związane z bezpośrednim pomiarem, z wykorzystaniem sondy opuszczonej do otworu [29] np. spektroskopię magnetyczną rezonansu jądrowego czy magnetometrię.

Spektroskopia magnetycznego rezonansu jądrowego (NMR ang. nuclear magnetic resonanse) polega na wzbudzaniu spinów jądrowych znajdujących się w zewnętrznym polu magnetycznym poprzez szybkie zmiany pola magnetycznego, a następnie rejestrację promieniowania elektromagnetycznego powstającego na skutek zjawisk relaksacji. Relaksację opisuje się jako powrót układu spinów jądrowych do stanu równowagi termodynamicznej. Metoda ta stosowana jest w geologii do określenia struktury skał i może być także wykorzystywana do oszacowania i zlokalizowania złóż gazu łupkowego [7].

Magnetometria to dziedzina wykorzystywana między innymi w zastosowaniach geofizycznych, m.in. do badań własności magnetycznych gleby, interpretacją anomalii magnetycznych gleby, oraz właściwości magnetycznych utworów geologicznych. Zasada działania magnetometru polega na wykorzystaniu prawa indukcji Faradaya [23]. Metoda polega na pomiarze pola magnetycznego Ziemi oraz anomalii w jego budowie. Anomalie pola magnetycznego, związane są z budową geologiczną, a konkretnie z obecnością minerałów różniących się między sobą podatnością magnetyczną.

2.10 KOSZTY ZASTOSOWANIA MARKERA MAGNETYCZNEGO

Szacuje się, że szczelinowania hydrauliczne prowadzone na całym świecie zużywają około 30 mln ton proppantu rocznie, przy czym ilość ta gwałtownie rośnie. Przewiduje się, że rynek proppantów w 2017 będzie warty 10 mld \$, co związane jest z szacowanym zużyciem 45 mln ton proppantów [13].

Koszty zastosowania markerów magnetycznych do szczelinowania hydraulicznego są trudne do oszacowania, co związane jest zarówno np. od użytej technologii przy ich wytwarzaniu, trudną do oszacowania ilością markera magnetycznego, wymaganego do zastosowania, do prawidłowego zobrazowania złoża.

W opracowaniu Morrow et al., 2014 [21], dokonano przykładowej kalkulacji dla materiałów nanomagnetycznych (nMag). Marker magnetyczny użyty w kalkulacji to nanomagnetyt, wytworzony laboratoryjnie, metodą termicznej degradacji prekursora, acetyloloctanu żelaza (III). Ośrodkiem dyspersyjnym dla nanocząstek był kwas oleinowy. Cząstki naniesiono na proppant z wykorzystaniem heksanu. Koszt proppantów oszacowany został na od 0,22 \$/kg (piasek) do 1,32 \$/kg (proppant ceramiczny CarboHSP). Koszt syntezy markerów magnetycznych (nanomagnetytu) wynosi aż 13600 \$/kg. Dodatkowe koszty technologiczne, związane naniesieniem markerów na proppant wynoszą 0,9 \$/kg dla piasku lub 3,0 \$/kg dla proppantu ceramicznego, co oznacza znaczący wzrost całkowitych kosztów proppantu. W typowym szybie, wykorzystuje się około 220000 kg proppantu. W takim przypadku, ilość markera magnetycznego wymagana, aby umożliwić wykrycie go, powyżej tła, wynosi 29,6 kg dla piasku,

natomiast 101 kg dla proppantu ceramicznego CarboHSP. Łączne zużycie proppantu może wynosić nawet około 5400000 kg. Całkowita masa markera może osiągnąć szacunkowo 4000 kg [21].

Dodatkowo, można oczekiwąć, że nie wszystkie markery magnetyczne spełnią swoje zadanie. Część z nich nie wniknie w wytworzone w szczeliny, część zostanie zawrócona z płynem powrotnym itp. W związku z tym należy wziąć to pod uwagę i odpowiednio zwiększyć ilość wymaganego materiału. Należy również pamiętać, że podczas szczelinowania proppant musi być umieszczony w wodzie, której koszt także należy doliczyć. W Teksasie, szacunki zużycia wody do szczelinowania hydraulicznego wahają się od 10600 m³ do 21500 m³ na odwiert. Podsumowując wszystkie obliczenia, by zapewnić odpowiednią rozdzielncość wymagane jest zastosowanie między 8,64 a 24,3·104 kg markerów magnetycznych (nM_{ag}) na odwiert. Dla takiej ilości markerów magnetycznych oznacza to koszty 1 do 3 miliarda dolarów na odwiert [21]. Autorzy [21] wybrali zdecydowanie najdroższy materiał magnetyczny (nanomagnetyt), niemniej należy się spodziewać, że w przypadku próby zastosowania innych materiałów magnetycznych koszty mogą być równie wysokie.

2.11 ZASTOSOWANIE METOD MAGNETYCZNYCH DO REMEDIACJI ZUŻYTEGO PŁYNU SZCZELINUJĄCEGO

Zjawiska magnetyczne mogą być także wykorzystywane do oczyszczania ścieków pochodzących z odwiertów (zużyty płyn szczelinujący, odpompowana solanka z górotworu) [15]. W przypadku, gdy medium szczelinujące zawiera ferrofluid, gdyby było konieczne, do oddzielenia go od wód podziemnych wystarczy przyłożenie zewnętrznego, odpowiednio silnego pola magnetycznego [12]. Do oczyszczania zatrzymanego płynu szczelinującego można także zastosować cząstki magnetyczne np. ferryty takie jak magnetyt. Cząstki magnetyczne stosowane są przede wszystkim do usuwania metali ciężkich i radionuklidów [12]. Dodatkowym czynnikiem, który może być wykorzystywany do oczyszczania, jest katalityczne działanie związków żelaza zawartych w materiałach magnetycznych, na zanieczyszczenia zawarte w oczyszczanym płynie. Rozpuszczające się w kwaśnym środowisku minerały uwalniające jony Fe₂₊ stają się aktywatorem reakcji Fentona/pseudo-Fentona [22].

2.12 PODSUMOWANIE

Wraz z rozwojem technologii wydobycia gazu łupkowego, rozwijane są intensywnie metody magnetyczne w celu m.in. bardziej precyzyjnego określania zasięgu złóż gazu, określania efektywności szczelinowania jak również służące do badań środowiska na terenach, gdzie odbywa się eksploatacja. Wiele potencjalnych zastosowań materiałów magnetycznych jest nadal ograniczone poprzez wysoki koszt materiału magnetycznego lub złożone trudności aplikacyjne. Niemniej wraz z rozwojem technologii materiałowej, można mieć nadzieję, że trudności te zostaną pokonane, gdyż stosowanie materiałów magnetycznych w technologii wydobycia gazu łupkowego pozwoli na znacznie efektywniejsze wykorzystanie złóż tego gazu.

Źródło finansowania

Niniejsza praca została sfinansowana ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju (NCBiR), w ramach programu Blue Gas II, grantu EMPROP:
Electromagnetic method to estimate penetration of proppant in the fracturing process
(Metoda elektromagnetyczna estymacji stopnia penetracji proppantu w procesie szczelinowania).

LITERATURA

1. M.S. Ameen, Patent WO 2008153656 A2, Method of characterizing hydrocarbon reservoir fractures in situ with artificially enhanced magnetic anisotropy
2. M. Ashtiani, S.H. Hashemabadi, A. Ghaffari, A review on the magnetorheological fluid preparation and stabilization, Journal of Magnetism and Magnetic Materials, 2015, 374, 716-730
3. A.R. Barron, R.D. Skala, C.E. Coker, D.K. Chatterjee, Y. Xie, Patent US 2009/0288820 A1, Method of manufacture and the use of a functional proppant for determination of subterranean fracture geometries
4. Barron, J. Tour, A. Busnaina, Y. Jung, S. Somu, M. Kajn, D. Potter, D. Resanco, J. Ullo, Big things in small packages, Oilfield review, 2010, 22 (3), 38-49
5. M. Brożek, K. Nowakowski, W. Pilch, A. Siwiec, O możliwości zastosowania cieczy ferromagnetycznych do odzyskiwania metali kolorowych ze złomów, Fizykochemiczne Problemy Metalurgii, 1987, 19, 259-268.
6. P. Changzi, P. Jun, C. Yanhui, Z. Hanrong, Seismic prediction of sweet spots in the Da'anzhai shale play, Yuanba area, the Sichuan Basin, Natural Gas Industry B 1, 2014, 185-191
7. J. Chen, J. Zhang, G. Jin, T. Quinn, E. Frost, Patent US 2013/0234703 A1, Hydrocarbon determination in unconventional shale
8. M. Cocuzza, C. Pirri, V. Rocca, F. Verga, Current and Future Nanotech Applications in the Oil Industry, American Journal of Applied Sciences, 2012, 9 (6), 784-793
9. J.B. Curtis, Fractured shale-gas systems, AAPG Bulletin, 2002, 86, 1921-1938
10. M. Frycz, Wpływ temperatury i stężenia cząstek magnetycznych Fe₃O₄ na wartość gęstości ferrocieczy wykowanej na bazie oleju silnikowego, Zeszyty Naukowe Akademii Morskiej w Gdyni, 2010, 64, 51-58
11. L. Gandossi, An overview of hydraulic fracturing and other formation stimulation technologies for shale gas production, 2013, Report EUR 26347 EN, Institute for Energy and Transport, European Commission
12. G. Giakisikli, A.N. Anthemidis, Magnetic materials as sorbents for metal/metalloid preconcentration and/or separation. A review, Analytica Chimica Acta, 2013, 789, 1-6
13. E. Guire de, Shale gas recovery – Engineering a big business, American Ceramic Society Bulletin, 2014, 93 (1), 27
14. J.R. Hellmann, B.E. Scheetz, W.G. Luscher, D.G. Hartwich, R.P. Koseski, Proppants for shale gas and oil recovery. Engineering ceramics for stimulation of unconventional energy resources. American Ceramic Society Bulletin, 2014, 93 (1), 28-35
15. D. Henley, Patent US 2013/0161262 A1, Process for single system electrocoagulation, magnetic, cavitation and flocculation (EMC/F) treatment of water and wastewater
16. F. Hrouda, M. Chlupacova, M. Chadima, The use of magnetic susceptibility of rocks in geological exploration, Terraplus, Brno, 2009

17. C. Huh, N. Nizamidin, G.A. Pope, T.E. Milner, B. Wang, Patent WO 2014123672 A1, Hydrophobic paramagnetic nanoparticles as intelligent crude oil tracers
18. F. Javadpour, D. Fisher, M. Unsworth, Nanoscale Gas Flow in Shale Gas Sediments, Journal Of Canadian Petroleum Technology, 2007, 46, 55-61
19. M. Konieczyńska, M. Woźnicka, O. Antolak, R. Janica, G. Lichtarski, M. Nidental, J. Otwinowski, A. Starzycka, B. Stec, W. Grzegorz, 2011, Badania aspektów środowiskowych procesu szczelinowania hydraulicznego wykonanego w otworze Łebień LE-2H, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa.
20. W.P. Meurer, C. Fang, F.G. Gallo, N. Hoda, M.W. Lin, Patent WO 2013165711 A1, Systems and methods of detecting an intersection between a wellbore and a subterranean structure that includes a marker material
21. L. Morrow, D.K. Potter, A.R. Barron, Detection of magnetic nanoparticles against proppant and shale reservoir rocks, Journal of Experimental Nanoscience, 2014, DOI: 10.1080/17458080.2014.951412
22. M. Munoz, Z.M. de Pedro, J.A. Casas, J.J. Rodriguez, Preparation of magnetite-based catalysts and their application in heterogeneous Fenton oxidation – A review, Applied Catalysis B: Environmental, 2015, 176–177, 249–265
23. P.D. Nguyen, J.D. Weaver, J.A. Bartom, Patent US 6,725,926 B2, Method of tracking fluids produced from various zones in subterranean wells
24. A.P. Pikul, Wybrane zagadnienia z fizyki magnetyków, Instytut Niskich Temperatur i Badań Stosowanych Polskiej Akademii Nauk we Wrocławiu, 2012
25. D.K. Potter, A.R. Barron, S.J. Maguire-Boyle, A.W. Orbaek, A. Ali, L. Harrison, Patent WO2011153339, Magnetic particles for determining reservoir parameters
26. Rogala, J. Krzysiek, M. Bernaciak, J. Hupka, Non-aqueous fracturing technologies for shale gas recovery, Physicochem. Probl. Miner. Process. 49 (1), 2013, 313-322
27. H.K. Schmidt, J.M. Tour, Patent WO 2009142779 A1, Methods for magnetic imaging of geological structures
28. Wac-Włodarczyk, Materiały magnetyczne. Modelowanie i zastosowania, Monografie – Politechnika Lubelska, 2012
29. B.A. Weymer, M.E. Everett, T.S. de Smet, C. Houser, Review of electromagnetic induction for mapping barrier island framework geology, Sedimentary Geology, 2015, 321, 11-24
30. M. Wilt, P. Sen, Patent US 2014/0374091A1, Electromagnetic imaging of proppant in induced fracturing
31. J. Yuan, D. Luo, L. Feng, A review of the technical and economic evaluation techniques for shale gas development, Applied Energy, 2015, 148, 49-65
32. J. Zawadzki, Wykorzystanie metod geostatycznych w badaniach środowiska przyrodniczego, Prace Naukowe Politechniki Warszawskiej. Inżynieria Środowiska, 49, 2005. str. 3-134.
33. J. Zawadzki, Metody geostatystyczne dla kierunków przyrodniczych i technicznych, Oficyna wydawnicza Politechniki Warszawskiej. 2011.
34. <http://www.pbg.com.pl/art/51/badania-magnetotelluryczne.html>, dostęp 22.12.2015
35. <http://www.lupkipolskie.pl/aktualnosci/newsy-z-polski/sierpien-2014/lane-energy-zakonczylo-szczelinowanie-hydrauliczne-w-lublewie>, dostęp 22.12.2015

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 02.2016

Prof. dr hab. inż. Jarosław Zawadzki, dr inż. Jan Bogacki
Politechnika Warszawska,
Wydział Instalacji Budowlanych, Hydrotechniki i Inżynierii Środowiska,
Zakład Informatyki i Badań Jakości Środowiska
ul. Nowowiejska 20, 00-653 Warszawa, Polska
e-mail: j.j.zawadzki@gmail.com, jan.bogacki@is.pw.edu.pl

ROZWÓJ TECHNOLOGII MAGNETYCZNYCH W WYDOBYCIU GAZU ŁUPKOWEGO

Streszczenie: W pracy zaprezentowano obecne i potencjalne możliwości zastosowania materiałów i metod magnetycznych w poszukiwaniach i eksploatacji złóż gazu łupkowego. Ponadto, w nawiązaniu do głównego celu, naszkicowano sposoby poszukiwań, a także eksploatacji złóż gazu łupkowego, w tym omówiono zasadę procesu szczelinowania hydraulicznego.

Słowa kluczowe: gaz łupkowy, szczelinowanie hydrauliczne, magnetyzm, materiały magnetyczne, technologie górnicze

DEVELOPMENT OF MAGNETIC TECHNOLOGIES IN SHALE GAS EXTRACTION

Abstract: The paper presents the current and potential use of magnetic materials and methods of shale gas exploration and exploitation. Furthermore, with reference to the main objective, the principle of the hydraulic fracturing process, as a way of shale gas exploration, was outlined.

Key words: Shale gas, hydraulic fracturing, magnetism, magnetic materials, mining technologies

3

POLSKIE RATOWNICTWO GÓRNICZE W TRUDNYM OKRESIE RESTRUKTURYZACJI GÓRNICTWA

3.1 WSTĘP

Niniejszy artykuł przedstawia w zarysie historię ratownictwa górnictwa w Polsce i na świecie, rozwój techniki i metod walki z żywiołami z jakimi spotykamy się w górnictwie, szczególnie w górnictwie podziemnym, organizację polskiego ratownictwa górnictwa.

Informacje zawarte w opracowaniu polegają na analizie i porównywaniu tego co było kiedyś, co i jak jest obecnie oraz jakie należałoby wyciągnąć wnioski z tego na przyszłość.

Źródłem tych wiadomości jest szereg opracowań – głównie artykuły [3, 4, 5], ale również są to bezpośrednie rozmowy autora tego artykułu z długoletnimi pracownikami górnictwa, w tym głównie z byłymi ratownikami górniczymi. Ważny w tej analizie jest również wieloletni staż pracy w górnictwie pod ziemią kopalń metanowych, w zawodowym ratownictwie górniczym a również dodatkowo jako wykładowca w różnego rodzaju szkoleniach pracowników kopalń i młodzieży szkolnej. Przy rozważaniu niektórych zagadnień posłużono się porównaniami z górnictwem i ratownictwem górniczym w różnych krajach w tym z własnego doświadczenia w (byłej) Czechosłowacji, Ukrainie, RPA, Australii i USA.

3.2 TROCHĘ HISTORII

Górnictwo jest prawie tak stare jak cywilizacja ludzka, a na naszych ziemiach ma ponad tysiąc lat. W tymże górnictwie, szczególnie pod ziemią dochodziło i nadal dochodzi do wielu tragicznych wydarzeń.

Jan Ziembra w swej książce „Stromą na dół drabiną” [6], przytacza tragedię z roku 1565 w Złotym Stoku zaistniałą na skutek zawalenia się głównego szybu „Złoty Osioł”. Zginęłoówczas 59 górników. To był kres górnictwa w tamtym regionie.

Karolina Baca-Pogorzelska w swej książce „Ratownicy – Pasja zwycięstwa” [1] stwierdza, że łatwo sobie wyobrazić jak bardzo ten i tak już trudny zawód musiał być niebezpieczny nim rozwinięto system pomocowy.

W starożytności mówiło się o czterech żywiołach, z którymi człowiek musiał

toczyć nieustanną walkę. Były to: ziemia, woda, ogień i powietrze. Górnik zawsze miał i ciągle ma przeciw sobie wszystkie te siły i z wszystkimi musi się zmagać. Początkowo, nie rozumiejąc jeszcze istoty zagrożeń występujących pod ziemią nie prowadzono żadnych działań profilaktycznych [6]. Dopiero obserwacja powtarzających się tragicznych wydarzeń prowadziła do systematycznego wdrażania środków ochronnych.

Górnicy radzili sobie jak sami umieli i jak wymyślili. Kolejne lata to również początek i rozwój prac badawczych nad istniejącymi zagrożeniami w górnictwie a także próby różnego rodzaju sprzętu pomiarowego i ochronnego. W drugiej połowie XIX wieku zaczęto wprowadzać w kopalniach aparaty oddechowe i organizować ochotniczą służbę ratunkową. Druga połowa XIX wieku to również czas ukazywania się pierwszych instrukcji i przepisów w zakresie ratownictwa górniczego. Do początku XX wieku utrzymywano w kopalniach drużyn ratowniczych i ich wyposażenie zależało właściwie tylko od ich właścicieli i kierownictwa. Katastrofa w kopalni Couriere we Francji w 1906 roku, która pochłonęła prawie 1200 ofiar po zaistniałym wybuchu pyłu węglowego zmieniła dopiero diametralnie podejście do tematu zorganizowanego ratownictwa górniczego. W roku 1907 rozpoczęła swą działalność, jako jedna z pierwszych w świecie, Górnośląska Główna Stacja Ratownictwa w Bytomiu.

Struktura i system ratownictwa górniczego w Polsce są wynikiem nie tylko odgórnych uregulowań ale wieloletniej ewolucji uwzględniającej specyfikę prowadzonych akcji ratowniczych, ich analizę, a także zmieniającego się stanu bezpieczeństwa w zakładach górniczych.

Wspomniana już Karolina Baca-Pogorzelska w swej książce „Ratownicy – Pasja zwycięstwa” [1] – stara się udzielić odpowiedzi na pytania:

- Jak przez ponad sto lat rozwinęło się ratownictwo górnicze w Polsce?
- Jak swoją pracę wykonywali ratownicy górniczy dawniej a jak dziś?
- Dlaczego i kiedy ratownicy górniczy wspierają strażaków lub ratowników górskich?
- Do czego używano w ratownictwie górniczym silnika z samolotu odrzutowego?
- Czy w ratowniczej komorze ćwiczeń można się zgubić?

W artykule tym, poruszona jest kwestia tych i innych zagadnień.

Ratownictwo górnicze w różnym zakresie i formie związane jest z działalnością górniczą od samego jej początku. Jak już wspomniano, początkowe działania spontaniczne i niezorganizowane przeradzały się w formy zorganizowane w miarę rozwoju metod i technologii oraz zagrożeń występujących w kopalniach. Struktura ratownictwa górniczego i formy jego działania zmieniały się sukcesywnie dostosowując się do zmian zachodzących w intensywnie rozwijającym się górnictwie, w różnych jego gałęziach, w różnych zagłębiach, w różnych warunkach naturalnych, w kopalniach o różnym poziomie technicznym (kopalnie istniejące od wielu lat oraz kopalnie współczesne).

3.3 JAK ROZWIJAŁO SIĘ I DZIAŁAŁO ORAZ JAK DZIAŁA OBECNIE RATOWNICTWO GÓRNICZE W POLSCE

Tragedia w dniu 10 marca 1906 roku w kopalni Courier we Francji była silnym bodźcem do rozwoju ratownictwa górnictwa na świecie, w tym również na Górnym Śląsku. Na podstawie doświadczenia zdobytego w czasie prowadzenia akcji ratowniczej na tej kopalni oraz na wielu innych kopalniach uznano, że zachodzi potrzeba zorganizowanego działania ratownictwa górnictwa. Postanowiono podporządkować ratownictwo górnicze centralnemu kierownictwu. Jeszcze w tym samym 1906 roku Brackie Stowarzyszenie Zawodowe utworzone przez przedsiębiorców górniczych, (zobowiązane ustawą do pokrywania kosztów ubezpieczenia od wypadków w kopalniach), podjęło decyzję utworzenia ośrodka koordynującego i nadzorującego działalność służb ratowniczych w kopalniach. Przykładem była Górnośląska Główna Stacja Ratownicza.

Przez całe stulecie rozwijało się polskie górnictwo węglowe, solne, rudne, nafty i gazu oraz inne. Rosło zapotrzebowanie na specjalizację w ratownictwie górnictwym. Tworzono placówki terenowe (OSRG – Okręgowe Stacje Ratownictwa Górnictwa), a następnie tworzono jednostki ratownictwa górnictwa oddzielne dla resortu węgla kamiennego i soli, rudy miedzi, nafty i gazu, siarki.

Wraz ze zmianą przynależności państwownej oraz właścielskiej, zmieniała się lokalizacja dotychczasowych stacji oraz tworzono stacje nowe. Emerytowany dyrektor Centralnej Stacji Ratownictwa Górnictwa w Bytomiu (CSRG), autor wielu opracowań z zakresu ratownictwa górnictwa – Bogdan Ćwięk, wymienia podstawowe czynniki decydujące o możliwościach i sprawności ratownictwa górnictwa we współczesnym górnictwie [3]. Są to:

- organizacja służb ratowniczych,
- poziom wyszkolenia ratowników,
- metodyka działań ratowniczych,
- wyposażenie techniczne służb ratowniczych,
- zdyscyplinowanie.

3.4 ORGANIZACJA SŁUŻB RATOWNICZYCH

Zorganizowany system ratownictwa górnictwa w Polsce, w swej stuletniej praktyce zorganizowanej działalności, należy do sprawdzonych. W ciągu tych ponad stu lat zmieniały się formy organizacyjne ratownictwa wynikające ze zmiany m.in. form własności w górnictwie węglowym, zmian w uregulowaniach prawnych, itd. Dokonywane zmiany organizacyjne w polskim ratownictwie górnictwym zapewniały zawsze ciągłość sprawnej i skutecznej jego działalności.

Aktualnie, w bardzo trudnych czasach dla polskiego górnictwa należy ciągle pamiętać o bardzo poważnych zagrożeniach naturalnych w kopalniach, o konieczności przeciwdziałania kumulacji niekorzystnych zjawisk. Należy pamiętać o bezwzględnej potrzebie niesienia pomocy zagrożonym ludziom, o konieczności likwidacji skutków niebezpiecznych zdarzeń oraz pamiętać należy o konieczności działań profilaktycznych

zabezpieczających przed zaistnieniem niebezpiecznych zdarzeń.

3.4.1 Przynależność do drużyny ratowniczej – dobrowolna czy obowiązkowa

„Jest taka służba wśród górniczej braci,
Co dla innych gotowa cenę życia płacić.
Są też ludzie tacy, dla których posłaniem,
Nakazem moralnym – innych ratowanie.
Gdy życie ludzkie los waży na szali,
Zawsze pójdą po tych, co w biedzie zostali.
Każdy z nich zawsze w szeregu stanie,
Bo są gotowi na każde wezwanie”.

To fragment wiersza „Służba ratownicza” autorstwa śp. Andrzeja Lutaka.

Z treści tego wiersza wynika istota ratownictwa górniczego, jego zadań i sensu utrzymywania tej службы.

Przepisy górnicze dopiero w roku 1936 określiły dobrowolność wstąpienia do drużyny ratowniczej. Wcześniej nie wspominano o formie przynależności. Był okres od lutego 1951 roku do końca 1969 roku kiedy to obowiązywała zasada przynależenia do drużyny ratowniczej wszystkich osób dozoru spełniających kryteria zdrowotne i wiekowe dla ratownika górniczego.

Zasada pełnej dobrowolności przynależenia do drużyny ratowniczej obowiązuje od końca 1969 roku do nadal i jest wyrażana przez ratownika w ślubowaniu składanym przez niego podczas mianowania go ratownikiem górniczym.

Dobrowolność przynależenia do drużyny ratowniczej powinna być realizowana niezależnie od innych obowiązków służbowych w ramach swoich zadań produkcyjnych. Ratowników górniczych zatrudnianych w poszczególnych oddziałach produkcyjnych zakładu należy powoływać w skład kopalnianego pogotowia ratowniczego (zastępów dyżurujących) wykonującego prace profilaktyczne. Wykonywanie prac profilaktycznych zbliżonych w swej formie do robót w akcji ratowniczej umożliwia ratownikom doskonalić umiejętności praktyczne. Zatrudnianie zastępów dyżurujących odbywa się na zasadach określonych w Rozporządzeniu MG z 12.06.2002 r. w sprawie ratownictwa górniczego §49 ust. 1 i 2. [7].

Zasady zatrudniania zastępów dyżurujących w podziemnych zakładach górniczych określone w ww. rozporządzeniu są jednak nieprecyzyjne.

3.4.2 Kryteria wiekowe i stażowe dla ratowników górniczych

W ciągu ponad stuletniej działalności zorganizowanej służby ratowniczej zmieniały się kryteria wiekowe i stażowe dla kandydatów na ratowników górniczych. Najmłodszy kandydat na ratownika mógł mieć 20 lat, w innych okresach mógł mieć 21 lat a nawet 22 lata. Górska granica wieku ratownika wynosiła przeważnie 45 lat. W pewnych okresach granica ta mogła być przekraczana po stwierdzeniu przez lekarza dobrego stanu zdrowia ratownika.

Różne były wymagania w zakresie stażu pracy pod ziemią stawiane kandydatowi

na ratownika górnictwa. Minimalny wymagany staż pracy pod ziemią wynosił 3 miesiące (przepis z roku 1957), 3 lata (przepis z roku 1961), jeden rok (przepisy z roku 1969 oraz z roku 2002 – nadal).

Jeżeli minimalny wiek kandydata na ratownika nie wymaga wielkiego uzasadnienia to dopuszczalna górna granica wieku ratownika powyżej 45 lat jest uzasadniona. Wielu ratowników górniczych nie przechodzi w wieku 45 lat na emeryturę górniczą. Nieuzasadnione byłoby rezygnować z doświadczonych ratowników, niejednokrotnie dobrych specjalistów jeżeli spełniają oni wymogi zdrowotne.

Jednym z kryteriów stawianych kandydatom na ratowników górniczych było, lub jest:

- ukończenie kursu ratownictwa bez dodatkowych wymagań szkoleniowych i zdanie egzaminu z wynikiem pozytywnym (przepisy z lat 1957, 1969, 2002),
- ukończenie kursu ratowniczego oraz udzielania pierwszej pomocy (przepisy z lat 1945, 1963),
- ukończenie szkolenia wstępnego w kopalnianej stacji ratownictwa górnictwa (KSRG) a następnie kursu ratowniczego w OSRG i zdanie egzaminu z wynikiem pozytywnym (przepisy z roku 1961).

W zakresie wymaganych kwalifikacji od kandydata na ratownika tylko Zarządzenie nr 5 z roku 1961 stawało wymóg posiadania odpowiednich kwalifikacji pracownika dołowego. Rozporządzenie MG z 2002 roku [7] nie wymaga stażu pracy pod ziemią, stawia tylko wymóg przepracowania co najmniej 12 miesięcy w zakładzie górnictwym w danej specjalności, jednak bez określenia jakie specjalności są wymagane.

3.5 WYSZKOLENIE RATOWNIKÓW GÓRNICZYCH ORAZ CAŁEJ ZAŁOGI

Szkolenie ratowników górniczych powinno zapewnić przygotowanie ich do wykonywania wszelkich prac w trudnych i niebezpiecznych warunkach w czasie prowadzonej akcji ratowniczej. Dla spełnienia takich warunków kandydat na ratownika musi poznać psychikę ludzi zagrożonych oraz ludzi zatrudnionych w akcji ratowniczej. Musi poznać zasady udzielania pierwszej pomocy ludziom poszkodowanym w wypadkach nawet w zaburzonych wyrobiskach podziemnych. Szkolenie powinno zapewnić opanowanie teorii dotyczącej zwalczania zagrożeń naturalnych w kopalni, nabycie umiejętności praktycznych w posługiwaniu się będącym do dyspozycji ratowników sprzętem kontrolno-pomiarowym i sprzętem technicznym do wykonywania różnych prac ratowniczych. Perfekcyjnie kandydat na ratownika musi poznać budowę, zasadę działania i sposób użycia sprzętu ochrony układu oddechowego wielogodzinnego „roboczego” oraz ucieczkowego. Czas trwania takiego szkolenia oraz jego program powinien być ustalony i dopuszczony do aktualnych, rzeczywistych warunków. Obecnie obowiązuje 14-dniowy kurs dla kandydatów na ratowników górniczych po którym kandydat zdaje egzamin i składa przysięgę – zostaje mianowany ratownikiem górnictwym. Od tego momentu może taka osoba uczestniczyć w akcji ratowniczej.

Należy sobie zadać pytanie – czy tak przygotowany (przeszkolony) nawet

w najlepszych i najnowocześniejszych komorach ćwiczeń [8] nowy ratownik górniczy daje 100% gwarancji poprawnego działania akcyjnego? Z doświadczenia zawodowego autora wynika, że niestety „NIE”.

Wstępne przeszkolenie mogłoby przebiegać np. jako pomoc dla mechanika sprzętu ratowniczego w KSRG, jako dodatkowa osoba w zastępie dyżurującym wykonującym prace profilaktyczne, jako dodatkowy uczestnik ćwiczeń ratowniczych w OSRG, jako osoba współpracująca z metaniarzami oraz innymi pomiarowcami i próbobiorcami. Po stwierdzeniu przez kierownika KSRG odpowiedniego wstępnego przygotowania kandydata kierować taką osobę na odpowiedni kurs do jednostki ratownictwa.

Przy zmniejszającej się liczbie akcji ratowniczej, ratownicy nie mają wielu możliwości praktycznego działania akcyjnego. W takiej sytuacji wskazane byłoby prowadzić większość ćwiczeń w warunkach imitujących rzeczywiste warunki akcyjne. Takie warunki gwarantować może tylko jednostka odpowiednio do tego przygotowana. Przykład: sztolnia przy Powiatowym Centrum Kształcenia Ustawicznego w Wodzisławiu Śląskim.

W zakresie szkolenia całej załogi dołowej warto przeanalizować skuteczność szkoleń. Przykład: szkolenie w zakresie użycia sprzętu ochrony układu oddechowego czyli aparatów ucieczkowych. Dla zobrazowania skuteczności obecnie prowadzonych szkoleń w tym zakresie wystarczy dokonać analizę i porównanie harmonogramów szkoleń dla poszczególnych oddziałów (godziny szkoleń i wymagany czas ich trwania), dyżurów osób dozoru szkolonego oddziału w czasie jazdu załogi, kierownictwa pociągów, wykresy jazdy szybem, ewidencję uczestnictwa w szkoleniu (przy wykorzystaniu dyskietki) oraz godziny jazdu osób uczestniczących w szkoleniu a wnioski nasuną się same.

3.6 METODYKA DZIAŁAŃ RATOWNICZYCH

W drużynach ratowniczych w kopalniach oraz w jednostkach ratownictwa (w zależności od potrzeb) zorganizowane są specjalistyczne zespoły ratowników przygotowanych do wykonywania prac wymagających szczególnych kwalifikacji i wymagających wykorzystania specjalistycznego sprzętu, np. sprzętu pomiarowego (chromatografy), sprzętu alpinistycznego, nurkowego, do inertyzacji powietrza kopalnianego, przewoźnego wyciągu ratowniczego, sprzętu wiertniczego itp.

Pytanie – czy aktualnie istniejące i działające zastępy specjalistyczne gwarantują zaspokojenie w pełni potrzeb w tym zakresie? Czy powstające „jak grzyby po deszczu” firmy oferujące kopalniom usługi specjalistyczne w ww. zakresie gwarantują skutecną pomoc co do terminów i jakości usług?

Odpowiedź na te dwa pytania powinna być „TAK” ponieważ zgodnie z rozporządzeniem w sprawie ratownictwa górnictwa [7] §2 ust. 2 – zadaniem służb o których mowa w ust. 1 jest niezwłoczne niesienie pomocy. W §2 ust. 3 – do zadań służb o których mowa należy także wykonywanie prac profilaktycznych.

Czy tak jest naprawdę w razie potrzeby zawsze i wszędzie?

Wiele instytutów badawczych, wyższych uczelni, firm specjalistycznych czy

laboratoriów prowadzi badania i prace nad wypracowaniem najskuteczniejszych metod likwidacji skutków niebezpiecznych zdarzeń w kopalniach, najskuteczniejszych sposobów przeciwdziałania niekorzystnym zjawiskom zachodzącym w kopalniach. Metody działań wypracowane przez naukowców w porozumieniu z praktykami ratownictwa górnego muszą dotyczyć prac ratowniczych w czasie akcji ratowniczej a także szeroko pojętej działalności profilaktycznej.

W polskim ratownictwie górnictwem wiele metod działania w czasie akcji ratowniczych oraz w zakresie profilaktyki prowadzonych jest w oparciu o przeprowadzone badania w różnych instytutach, uczelniach itd.

Do rozwiązania jest wiele zagadnień w zakresie poprawy stanu bezpieczeństwa kopalń oraz działalności ratowniczej. Problemy te dotyczą m.in. sprawności sprzętu ochrony układu oddechowego (aparatów oddechowych „roboczych” i ucieczkowych), zabezpieczenia ratowników pracujących w trudnych warunkach klimatycznych, transportu materiałów do miejsca wykonywania prac ratowniczych, monitoringu zagrożenia tąpaniami itd. Efekty współpracy praktyków ratownictwa z naukowcami wykorzystywane są również na arenie międzynarodowej. Współczesne ratownictwo górnicze musi być oparte o współpracę z zagranicznymi partnerami.

3.7 WYPOSAŻENIE TECHNICZNE RATOWNICTWA GÓRNICZEGO

Przebywanie w strefie zagrożenia w wyrobiskach górniczych oraz wykonywanie wszelkich prac w takiej strefie możliwe jest tylko przy wykorzystaniu różnorodnego sprzętu ratowniczego. Są to aparaty oddechowe „robocze” i ucieczkowe, sprzęt kontrolno-pomiarowy oraz wszelkiego rodzaju narzędzia, urządzenia i maszyny. W pierwszych latach zorganizowanej działalności ratowniczej ratownictwo dysponowało tylko sprzętem do ochrony dróg oddechowych i to w najprostszym wydaniu (ręczna pompa powietrza, węże i osłona twarzy ratownika). W późniejszych latach wzbogacano ratownictwo w coraz nowocześniejszy sprzęt przeznaczony do wykonywania wszelkich potrzebnych prac w czasie akcji ratowniczych. Aktualne ratownictwo górnicze dysponuje najnowszej generacji sprzętem do realizacji wszelkich działań akcyjnych. Do obsługi tego sprzętu wymagane są wysokie kwalifikacje i umiejętności. W okresie restrukturyzacji polskiego górnictwa i wygaszania kolejnych kopalń ograniczana jest stale liczba drużyn ratowniczych a w istniejących nadal ograniczana jest ich liczebność. Problemy i zagrożenia naturalne w kopalniach zostają jednak takie same a nawet wzrastają wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji. Dlatego nadal muszą być utrzymywane specjalistyczne pogotowia w jednostkach ratownictwa i zastępy ratownicze w wytypowanych zakładach górniczych. Unikatowy sprzęt ratowniczy jakim dysponują jednostki ratownictwa – np. mikrochromatografy gazowe, przewoźne wyciągi ratownicze, systemy lokalizacji nadajników osobistych i inne, stanowi uzupełnienie wyposażenia służb ratownictwa w zakładach górniczych. Praktykę w obsłudze tego sprzętu ratownicy nabierają w trakcie szkoleń. Osoby dozoru oddziałowego muszą akceptować absencję ratowników górniczych związaną z udziałem w okresowych szkoleniach, ćwiczeniach, badaniach lekarskich, oddelegowaniem do

zastępów dyżurujących w swoim zakładzie oraz do dyżurów pogotowia w jednostce ratownictwa (w OSRG). Szczególną uwagę należy zwrócić na celowość delegowania ratowników górniczych z zakładów górniczych do zawodowego pogotowia ratowniczego w jednostce ratownictwa. Aktualnie tylko zakłady górnicze KHW delegują ratowników do zawodowego pogotowia. Kwestia delegowania ratowników z zakładu górnictwa do zawodowego pogotowia w jednostce ratownictwa jest trudną do jednoznacznej interpretacji. Zdaniem przedsiębiorców powodem jest niespójność zapisów w Kodeksie Pracy z innymi aktami prawnymi. Pomimo minusów formalnych jakie wynikają w tym temacie to plusy znacznie je przewyższają. Szczegóły tego zagadnienia omówiono w referacie „Zawodowe ratownictwo górnicze – przeżytek czy niezbędny element systemu polskiego ratownictwa górnictwa”? [5].

Wysokie kwalifikacje oraz duże doświadczenie polskich ratowników jest uznawane w krajach z przemysłem wydobywczym. Przykładów udziału polskich ratowników w akcjach ratowniczych w różnych państwach można podawać wiele. Są to m.in. b. Czechosłowacja, Ukraina, Węgry, b. Jugosławia, Chiny, RPA, Australia, USA, Kolumbia i wiele innych.

Nowe uwarunkowania rynkowe dla polskiego górnictwa skutkować mogą nowymi rozwiązaniami prawnymi w tym również dla ratownictwa górnictwa.

Pewne jest jednak, że ratownictwo górnicze trwać musi tak długo jak długo istnieć będzie choć jeden zakład górniczy. Troską jednak będzie to, aby w czasie prowadzonej restrukturyzacji górnictwa – którą przejść trzeba – w żadnym momencie nie nastąpiło osłabienie gotowości możliwości pośpieszenia z pomocą w ratowaniu zdrowia i życia ludziom i zakładom pracy. W ratownictwie górnictwym działania muszą być prowadzone na sprawdzonych, skutecznych i bezpiecznych zasadach. Takie zasady zostały wypracowane w polskim ratownictwie w czasie ponad stuletniej działalności zorganizowanej i docenionej w świecie. W ratownictwie górnictwym nie może być wdrażania działań na zasadach eksperymentowania.

3.8 DYSCYPLINA W DZIAŁANIACH RATOWNICZYCH

Bezpieczeństwo pracy w zakładach pracy w tym również, a może przede wszystkim w górnictwie podziemnym, zależy od wielu czynników w tym, na pewno od zagrożeń naturalnych w górnictwie oraz od czynnika ludzkiego. Bogdan Ćwięk w swej publikacji podaje, że: „Dyscyplina przestrzegania zasad bezpieczeństwa w górnictwie jest podstawowym elementem decydującym zarówno o efektywności działań ratowników w czasie akcji, jak również o minimalizacji sytuacji grożących zdarzeniami o tragicznej wymowie w ramach szeroko rozumianego procesu produkcyjnego prowadzonego przez załogi kopalń” [4]. Różnorodność wielu czynników występujących pod ziemią kopalni ulegających zmianom w czasie i w przestrzeni, stwarza sytuacje zagrożeniowe powtarzalne i nieprzewidywalne. Górnictwo podejmuje ogromne wysiłki organizacyjne oraz przeznacza potężne środki finansowe dla zagwarantowania bezpiecznych warunków pracy w kopalniach. Przyczyny występujących tragicznych zdarzeń w kopalniach czasem zależą od ich nieprzewidywalności. Często jednak

decyduje o nich czynnik ludzki, w tym zdyscyplinowanie. Załogi kopalń uczestniczą w różnego rodzaju formach szkoleń – szkolenia wstępne, okresowe, specjalistyczne, itp. I co z tego wynika? Ciągle dochodzi do tragedii zdarzających się w związku z brakiem zdyscyplinowania ludzi. Bogdan Ćwięk we wspomnianej publikacji [3], podaje przyczyny takich zdarzeń.

Do przyczyn takich należą:

- podejmowanie ryzyka wykraczającego poza dopuszczalne bez uzasadnionej potrzeby,
- rutyniarskie nawyki,
- chwilowy brak negatywnych skutków takich działań,
- tolerowanie takich działań przez osoby dozoru i kierownictwo zakładu,
- podejmowanie niewłaściwych, nieuzasadnionych oraz niebezpiecznych decyzji przez osoby dozoru, a nawet przez kierownictwo zakładu.

Niestety rzeczywistość jest tragiczna. Przykładów podobnych zachowań, skutkujących tragicznymi efektami wynikającymi z braku dyscypliny jest niestety wiele. Oto kilka przykładów [2, 3]:

- Rok 1975 – w kopalni „Mysłowice” śmierć poniósł nadsztygar wentylacji oraz czterech ratowników górniczych wskutek penetracji izolowanego pola pożarowego prowadzonej bez zapewnienia odpowiedniej organizacji robót na zasadach akcji ratowniczej
- Rok 1998 – W kopalni „Niwka-Modrzejów” w wyniku wykonywania penetracji izolowanego wyrobiska przez nadsztygara wentylacji, drugiej osoby dozoru oraz części zastępu ratowników niezgodnie z zasadami prowadzenia takich prac, śmierć poniósł nadsztygar oraz dwóch ratowników.
- Rok 2002 – w kopalni „Jas-Mos” wybuch pyłu węglowego w drążonym wyrobisku korytarzowym na skutek źle prowadzonych robót strzałowych pod nadzorem sztygara. Śmierć poniosło 10 osób.
- Rok 2006 – w kopalni „Halemba” wybuch metanu spowodował śmierć 23 ludzi w tym 6 osób dozoru. Przyczyna – rażące lekceważenie zagrożenia metanowego sięgające do fałszowania wyników pomiarów stężenia gazów przez ludzi dokonujących kontroli zagrożenia.

Autor niniejszego artykułu za autorem publikacji [3, 4], stawia retoryczne pytania:

1. Czy wymowa tych przypadków wymaga jakiegokolwiek komentarza?
2. Dlaczego podejmowane są decyzje przez osoby fizyczne oraz przez osoby dozoru tak ryzykownego postępowania?
3. Co musi się jeszcze stać, ile jeszcze musi zginąć ludzi aby wyeliminować ten czynnik ludzki braku zdyscyplinowania?
4. Na ile ratownik powinien być posłuszny w wykonywaniu poleceń przełożonego jeżeli otrzymuje polecenia sprzeczne z zasadami bezpiecznego prowadzenia prac?
5. Jak wielka jest ignorancja przełożonego, wydającego ludziom polecenia zagrażające ich życiu, jeżeli nie jest to podyktowane koniecznością ratowania innego życia?

6. Czy przełożony a także ratownik o skłonnościach do podejmowania niedopuszczalnego zbędnego ryzyka nie powinien zrezygnować z pracy gdzie wymagany jest kontakt z ludźmi?
7. Czy przeprowadzany proces restrukturyzacji górnictwa, w tym maksymalne cięcie kosztów, (również w ratownictwie górniczym), nie spowoduje jeszcze większego lekceważenia obowiązujących przepisów w myśl fałszywej bojaźni o utratę pracy w przypadku nieposłuszeństwa wobec decyzji przełożonych?

Odpowiedzi na powyższe retoryczne pytania powinien udzielić sobie każdy osobiście.

3.9 WNIOSKI

1. Działania prowadzące do obniżenia kosztów wydobycia surowców nie mogą mieć wpływu na obniżenie i pogorszenie stanu bezpieczeństwa załogi oraz zakładów pracy (kopalń).
2. Wskazane jest doprecyzowanie zapisu dotyczącego zasad zatrudniania zastępów dyżurujących w podziemnych zakładach górniczych [7] (§49 ust. 1) oraz rodzaju, miejsc pracy i zadań dla zastępów dyżurujących określanych przez kierownika działu wentylacji zakładu górniczego (§49 ust. 2).
3. Rozważyć należy, czy kandydat na ratownika z 12-to miesięcznym stażem pracy w zakładzie górniczym (niekoniecznie pod ziemią) będzie w stanie wykonać poważne prace górnicze w akcji ratowniczej, nawet jeżeli będzie on wtedy w zastępie ratowniczym.
4. Wskazane byłoby rozważenie opcji szkolenia wstępnego dla kandydatów na ratowników w kopalnianej stacji ratownictwa górniczego w czasie nieokreślonym ale koniecznym do opanowania podstawowych umiejętności ratowniczych (odpowiednio określonych).
5. Rozważyć należy wykorzystanie do ćwiczeń ratowniczych istniejących sztolni wykonanych w formie prawdziwych wyrobisk górniczych i wyposażonych w rzeczywiste maszyny i urządzenia górnicze.
6. Współpraca i współdziałanie ratownictwa górniczego z uczelniami technicznymi, instytutami badawczymi itp. powinno być utrzymywane niezależnie od tego ile kopalń będzie w ruchu.
7. Należy niezależnie od sytuacji w polskim górnictwie utrzymać dotychczasowe i rozwijać nowe formy współpracy z innymi krajowymi i zagranicznymi służbami ratowniczymi.
8. Rozważyć potrzebę aktualizacji zapisów w Kodeksie Pracy oraz w innych aktach prawnych pod kątem uwzględnienia specyfiki służb ratowniczych ogólnie – w tym – ratownictwa górniczego.
9. Nie pozwolić na takie działania, aby unikatowe wyposażenie sprzętowe ratownictwa i doświadczenie ratowników górniczych gwarantujące sprawne i bezpieczne prowadzenie akcji ratowniczych zostało zmarnowane w imię fałszywie pojętych i prowadzonych oszczędności restrukturyzując polskie górnictwo.

LITERATURA

1. K. Baca-Pogorzelska, T. Jodłowski, „Ratownicy – Pasja zwycięstwa”. Górnictwo 2.0
2. B. Ćwięk, „Sukcesy i klęski w działaniach ratownictwa górniczego”. CSRG Bytom. Bytom 2006.
3. B. Ćwięk, „Ratownictwo Górnictwo w współczesnym przemyśle wydobywczym”. XXX Dni Techniki ROP 2007. XXIV SEMINARIUM „RATOWNICTWO GÓRNICZE – TEORIA I PRAKTYKA”. NOT, SITG. Rybnik 2007.
4. B. Ćwięk, „Dyscyplina i jej wpływ na powtarzalność górniczych tragedii”. XXX Dni Techniki ROP 2007. XXIV SEMINARIUM „RATOWNICTWO GÓRNICZE – TEORIA I PRAKTYKA”. NOT. SITG. Rybnik 2007.
5. Z. Goldstein, St. Parol, „Zawodowe ratownictwo górnicze – przeżytek czy niezbędny element systemu polskiego ratownictwa górniczego?”. XXX Dni Techniki ROP 2007. XXIV SEMINARIUM „RATOWNICTWO GÓRNICZE – TEORIA I PRAKTYKA”. NOT. SITG. Rybnik 2007.
6. J. Ziembia, „Stromą na dół drabiną”. Śląski Instytut Naukowy. Katowice 1983.
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z 12.06.2002 r. w sprawie ratownictwa górniczego.
8. <http://wiadomości.onet.pl/Slask/Gornictwo> „Ćwiczenia ratowników górniczych w warunkach zbliżonych do prawdziwych”.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 02.2016

Inż. Jerzy Gawliczek

Emerytowany pracownik Centralnej Stacji Ratownictwa Górnego w Bytomiu
Okręgowa Stacja Ratownictwa Górnego Wodzisław
ul. Piastowska 18/4, 44-300 Wodzisław Śląski, Polska
e-mail: jurgaw6@wp.pl

POLSKIE RATOWNICTWO GÓRNICZE W TRUDNYM OKRESIE RESTRUKTURYZACJI GÓRNICHTWA

Streszczenie: Artykuł stanowi próbę analizy podstawowych zasad działania polskiego ratownictwa górniczego w strukturach od początku nowoczesnej jego organizacji czyli od roku 1907, poprzez zmieniające się formy organizacyjne na przestrzeni ponad 100 lat w związku ze zmianą form własności w górnictwie węglowym, regulacje prawne w tym nowelizacja Kodeksu Pracy oraz Prawa Geologicznego i Górniczego, do stanu obecnego. Na podstawie tej analizy wysunięto kilka zasadniczych autorskich wniosków dotyczących zasady funkcjonowania polskiego ratownictwa górniczego w trudnym dla górnictwa węglowego okresie jego restrukturyzacji i na dalszą przyszłość.

Słowa kluczowe: ratownictwo górnicze, restrukturyzacja górnictwa, bezpieczeństwo pracy

MINE RESCUE DURING DIFFICULT PERIOD OF MINING INDUSTRY RESTRUCTURING

Abstract: The article's goal is to analyze the basic rules of the Polish mine rescue operations within the structures from the time of its creation in 1907 through changing organization forms within 100 years in connection with ownership changes in the coalmining industry, legal regulations including the amendment to the Labour Law and the Geology and Mining Law to the present times. On the basis of that analysis the author has drawn several conclusions concerning the Polish mine rescue operating rules in difficult times of restructuring of the mining industry as well as conclusions for the future. The conclusions are included in the main text in bold.

Key words: mine rescue, mining industry restructuring, work safety

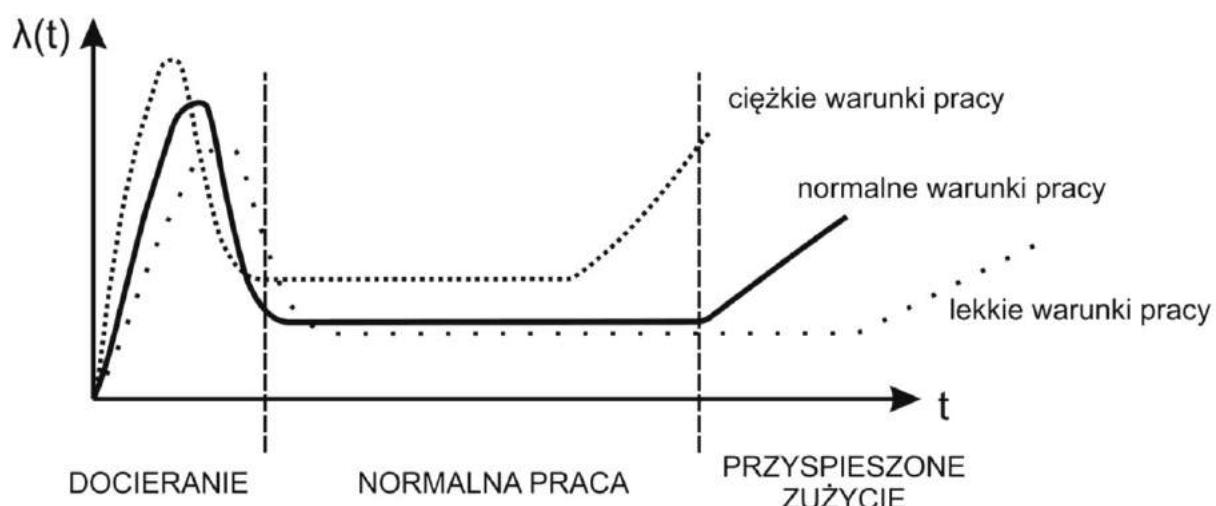
4

REJESTRACJA SIŁ SKRAWANIA WĘGLA PRZYRZĄDEM POU-BW/01-WAP

4.1 WPROWADZENIE

Awaryjność maszyn i urządzeń jest istotnym problemem w każdym przedsiębiorstwie. Awarie powodują przestoje w procesie produkcyjnym, a tym samym mogą przyczynić się do zmniejszenia wolumenu produkcji oraz strat finansowych i niedotrzymywania planów produkcyjnych. Ważniejszym od awaryjności wskaźnikiem mającym wpływ na prawidłowe funkcjonowanie całego procesu produkcyjnego oraz biorących w nim udział maszyn i urządzeń jest dostępność środków technicznych [6].

W przemyśle wydobywczym węglu kamiennego znacznym utrudnieniem dla sprawnego funkcjonowania procesu jest także zmienna wielkość produkcji charakteryzująca się fluktuacjami obciążenia maszyn oraz trudne, lub wręcz niemożliwe do przewidzenia warunki geologiczno-górnictwa eksplotacji złoża [1, 2, 3, 4, 5]. Zmieniające się warunki eksploatacji maszyn biorących udział w procesie wydobywczym przyczyniają się do skrócenia czasu ich dostępności. Zjawisko to prezentuje teoretyczna funkcja intensywności uszkodzeń $\lambda(t)$ która przedstawiona jest na rysunku 4.1 [7, 8].



Rys. 4.1 Funkcja intensywności uszkodzeń w zależności od warunków pracy
 Źródło: opracowano na podstawie [7, 8]

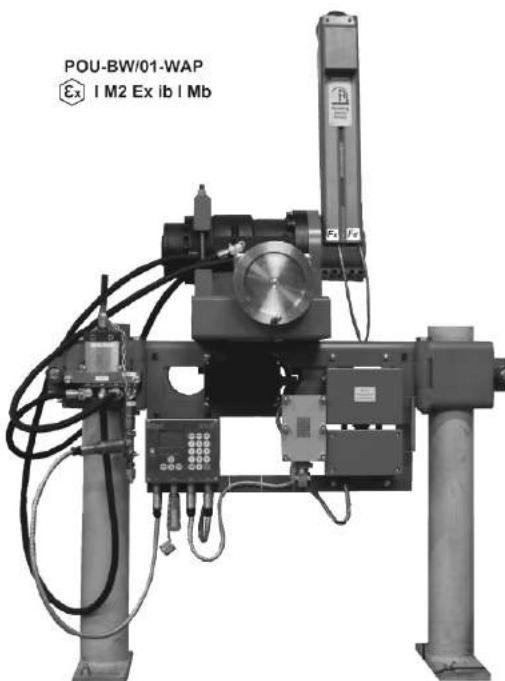
W specyficznych warunkach panujących pod powierzchnią ziemi w rejonie urabiania obok monitorowania stanu technicznego środków technicznych ważne jest jak najlepsze poznanie warunków eksploatacji złoża, co przyczyni się do optymalnego doboru maszyn uczestniczących w procesie wydobywczym.

Jednym z najważniejszych elementów uczestniczących w procesie wydobycia jest organ urabiający kombajnu. Stąd bardzo istotna jest znajomość wszystkich składowych sił działających na noże w procesie wydobywczym.

Odpowiedni dobór maszyn i urządzeń powoduje wydłużenia ich czasu bezawaryjnej pracy, zwiększenia dostępności, a co za tym idzie wzrost efektywności procesu wydobywczego wyrażonego poprzez koncentrację wydobycia.

4.2 PRZYRZĄD POU-BW/01-WAP

Przyrząd POU-BW/01-WAP przedstawiony został na rysunku 4.2 – powstał w Instytucie Inżynierii Produkcji Politechniki Śląskiej. Zastosowano w nim najnowocześniejsze rozwiązania, tak pod względem konstrukcji, budowy, realizacji pomiaru, a także rejestracji mierzonych wartości. Przyrząd umożliwia odwzorowanie charakteru pracy głowicy ścianowego kombajnu bębnowego [2, 5, 9].

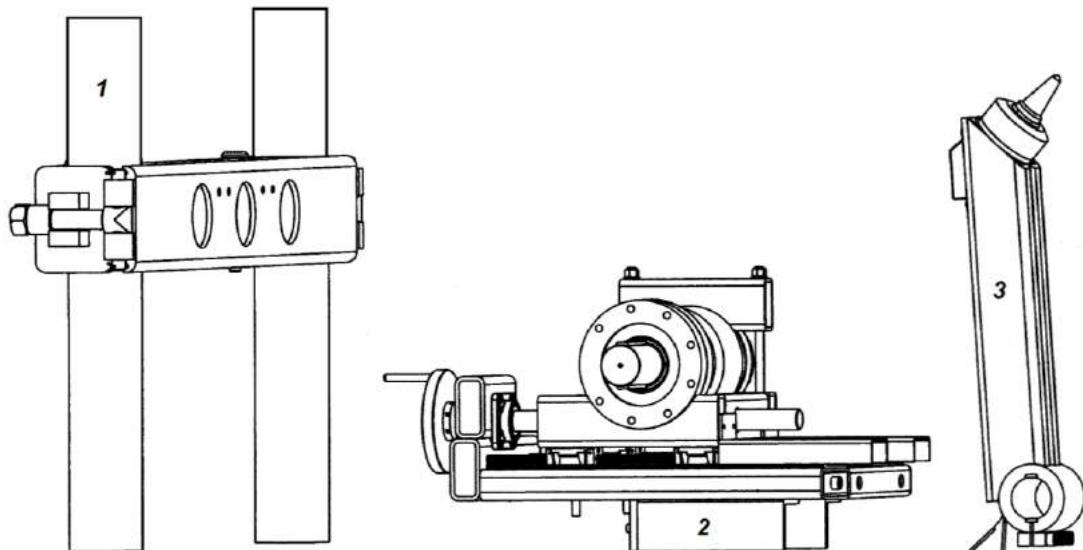


Rys. 4.2 Przyrząd zmontowany i gotowy do pracy

Przyrząd POU-BW/01-WAP składa się z elementów: mechanicznych, hydraulicznych oraz elektrycznych.

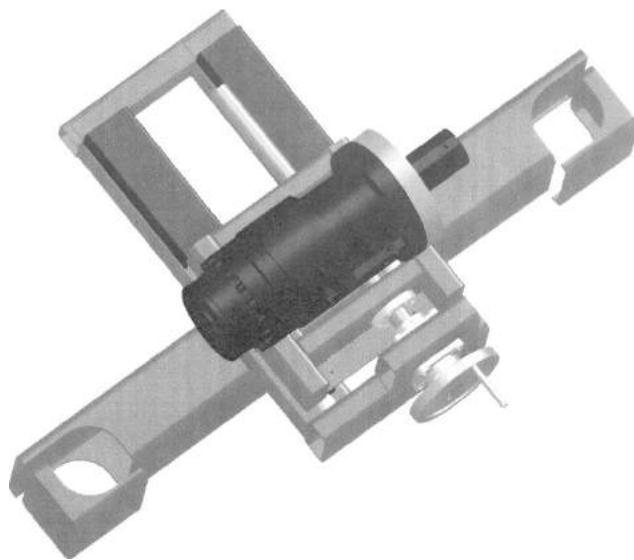
Część mechaniczna to trzy elementy (rys. 4.3):

- belka nośna do mocowania na stojakach SHC/SIH 1,
- suport z wózkiem i aktuatorem 2,
- ramię z nożem pomiarowym 3.



Rys. 4.3 Elementy przyrządu

Przyrząd POU-BW/01-WAP umożliwia wykonanie skrawów w płaszczyźnie pionowej (prostopadłej do stropu i spągu), o dwu zwrotach. W trakcie pracy odwzorowywany jest rzeczywisty charakter pracy ścianowych kombajnów bębnowych, gdyż skraw pomiarowy ma zmienny kierunek skrawania w przybliżeniu poczynając od poziomego poprzez pionowy do poziomego, ale o przeciwnym na końcu zwrocie. Konstrukcja ta, umożliwia równomierne i stabilne dosuwanie noża pomiarowego do calizny węglowej za pomocą suportu mocowanego do belki nośnej (rys. 4.4).

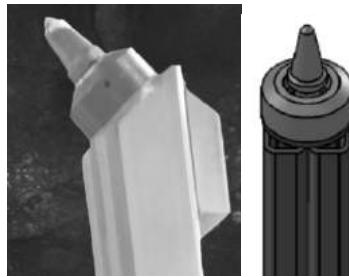


Rys. 4.4 Suport z wózkiem i aktuatorem

Tym samym, zapewniona wysoka dokładność wykonania skrawów i dokonania pomiarów parametrów niezbędnych do wyznaczenia wskaźnika urabialności węgla.

Ostatnim elementem przyrządu jest ramię, na końcu którego zamocowany jest nóż pomiarowy (rys. 4.5). W przyrządzie jako nóż pomiarowy zastosowano nóż instalowany w kombajnach bębnowych (styczny-obrotowy), co powoduje, że przy opracowaniu

wyników badań nie trzeba uwzględniać wpływu geometrii noża na wyniki pomiarów.



Rys. 4.5 Ramię z nożem pomiarowym

Po zmontowaniu elementów mechanicznych, łączy się przewodami układ hydrauliczny i podłącza się zasilanie z centralnej magistrali wodno-olejowej w kopalni, do gniazd i kasety sterującej (przyrząd może być również zasilany z pompy). Przyrząd ten ze względu na małą ilość elementów (trzy), jest łatwy w montażu, prosty w obsłudze oraz tani w eksploatacji.

Po wykonaniu pomiarów, wyniki zarejestrowane przez rejestratory podlegają dalszej obróbce, za pomocą specjalnego programu komputerowego, który jest integralną częścią przyrządu.

4.3 SIŁY W PROCESIE SKRAWANIA

Organ urabiający urabia caliznę węglową za pomocą narzędzi skrawających – noży, które są na nim rozmieszczone. Aby poznać obciążenie organu urabiającego, a tym samym prognozować moc, istotna jest znajomość wartości sił jakie występują w trakcie procesu skrawania.

Noże kombajnowe są elementami wymiennymi, mocowanymi w uchwytach przyspawanych do organu urabiającego. Przy opisie geometrii rozmieszczenia noży na organie urabiającym (głowicy), bierze się pod uwagę zespół: nóż – uchwyt noża. Siły pochodzące od reakcji górotworu działają (jako skupione w jednym punkcie) na jeden nóż organu urabiającego, który podlega działaniu obciążenia wywołanego reakcją calizny węglowej na zagłębianie się w nią ostrza.

Obciążenie noża jest opisywane za pomocą trzech wzajemnie prostopadłych sił (rys. 4.6):

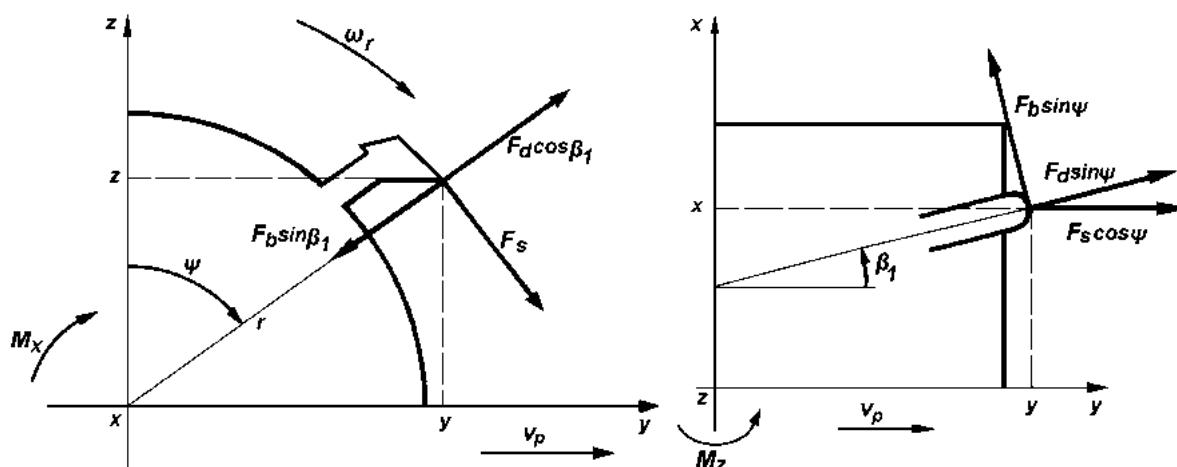
F_s – siła skrawająca,

F_d – siła docisku do urabianej calizny,

F_b – siła boczna (odporu).

Kierunek siły F_s pokrywa się z chwilowym kierunkiem stycznej do trajektorii ruchu (cykloidy) wierzchołka ostrza noża. Kierunek siły F_d jest prostopadły do kierunku siły F_s i jest zgodny z kierunkiem prostej łączącej wierzchołek ostrza noża z początkiem układu współrzędnych, natomiast kierunek siły F_b jest prostopadły do płaszczyzny utworzonej przez siły F_s i F_d . Położenie noża określone zostało kątem ψ , natomiast kąt nachylenia β_1 krawędzi noża w płaszczyźnie poziomej uwzględnia oddziaływanie calizny na powierzchnię śrubową organu urabiającego (występowanie sił poosiowych).

Uwzględnione zostały wszystkie składowe wypadkowej reakcji od siły skrawającej F_s , a także siła docisku F_d , wynikająca z wcinania się głowicy urabiającej w caliznę. Występowanie tej reakcji nie jest związane z ruchem obrotowym organu urabiającego, dlatego przyjęto, że nie występuje składowa siły F_d względem powierzchni śrubowej organu urabiającego.



Rys. 4.6 Składowe sił w procesie skrawania

4.4 POMIAR SKŁADOWYCH SIŁ SKRAWANIA GŁOWICĄ POMIAROWĄ PRZYRZĄDU POU-BW/01-WAP

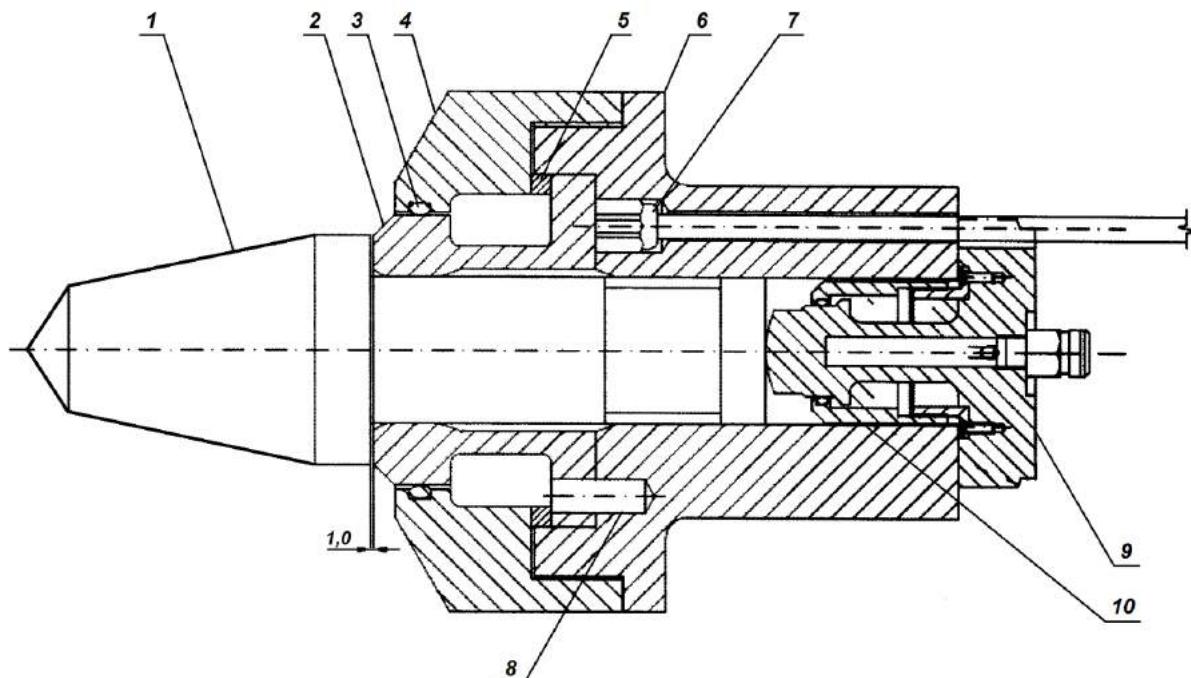
Głównym problemem było takie skonstruowanie głowicy pomiarowej przyrządu, by umożliwiła jednoczesne mierzenie jak największej ilości sił występujących w procesie skrawania węgla oraz aby pomiar był możliwy i wiarygodny [3, 4, 5, 8]. Zastosowana w przyrządzie POU-BW/01-WAP głowica pomiarowa umożliwia równoczesne mierzenie dwu z trzech sił występujących w procesie skrawania: – siłę skrawającą F_s oraz siłę docisku noża do urabianej calizny F_d . Tak skonstruowana głowica pomiarowa (rys. 4.7), została zamontowana na ramieniu przyrządu.



Rys. 4.7 Głowica pomiarowa

Główica pomiarowa składa się z następujących elementów (rys. 4.8):

1. Nóż skrawający,
2. Element sprężysty,
3. Podkładka 65x4 (oring),
4. Osłona głowicy,
5. Pierścień dystansowy,
6. Tuleja mocująca,
7. Dławnicza M8x1,
8. Kołek ustalający $\varnothing 6 \times 20$,
9. Czujnik osiowy,
10. Obudowa czujnika osiowego.



Rys. 4.8 Elementy głowicy pomiarowej

W głowicy zastosowany został nóż styczno-obrotowy (rys. 4.9), który ma możliwość swobodnego obrotu w trakcie procesu skrawania.



Rys. 4.9 Nóż zastosowany w głowicy pomiarowej przyrządu POU-BW/01-WAP (styczno-obrotowy)

Noże styczno-obrotowe mają możliwość obracania się w uchwytnach, co uniemożliwia bezpośrednie naklejenie tensometrów.

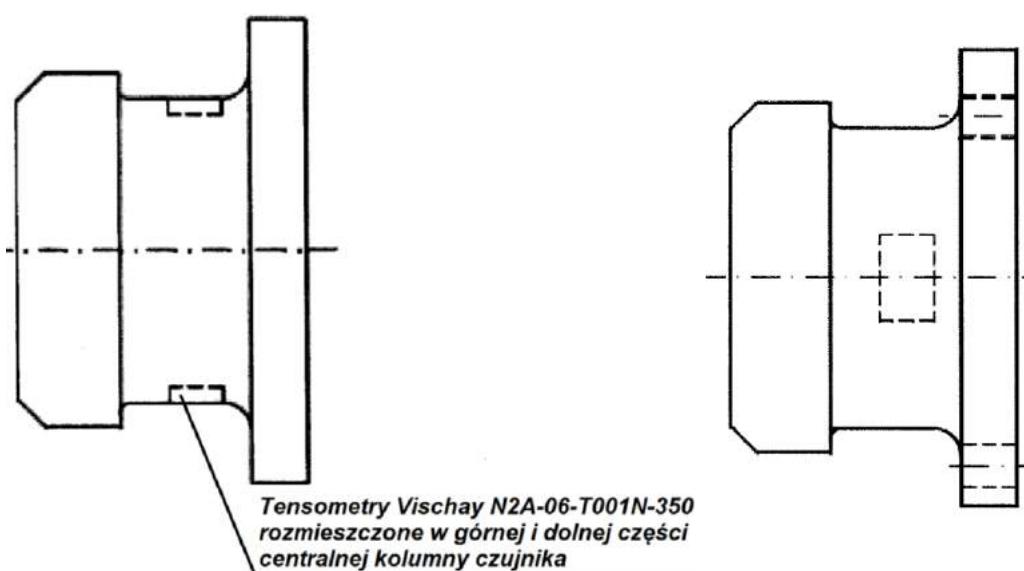
Zaproponowane zostało rozwiązanie które umożliwia dokonanie w prosty sposób pomiaru sił, a następnie dzięki znanym parametrom geometrycznym urządzenia z wykorzystaniem elementarnych wzorów, obliczenie parametrów obciążenia, np. w postaci sił (momentów sił).

Metodą która umożliwia dokonanie pomiaru z odpowiednią dokładnością jest metoda tensometrii oporowej. W praktyce metoda ta sprowadza się do mierzenia wydłużen na powierzchni ciała pod wpływem oddziaływanego znanych sił zewnętrznych.

Zasada pomiaru polega na ustaleniu odcinka pomiarowego o pierwotnej długości L , zwanego bazą pomiarową, mierzoną w żądany kierunek, po czym dokonuje się pomiaru przyrostu jej długości λ pod wpływem oddziaływanego zewnętrznego. W przypadku jednorodnego stanu odkształcenia iloraz λ/l określa wydłużenie właściwe ε .

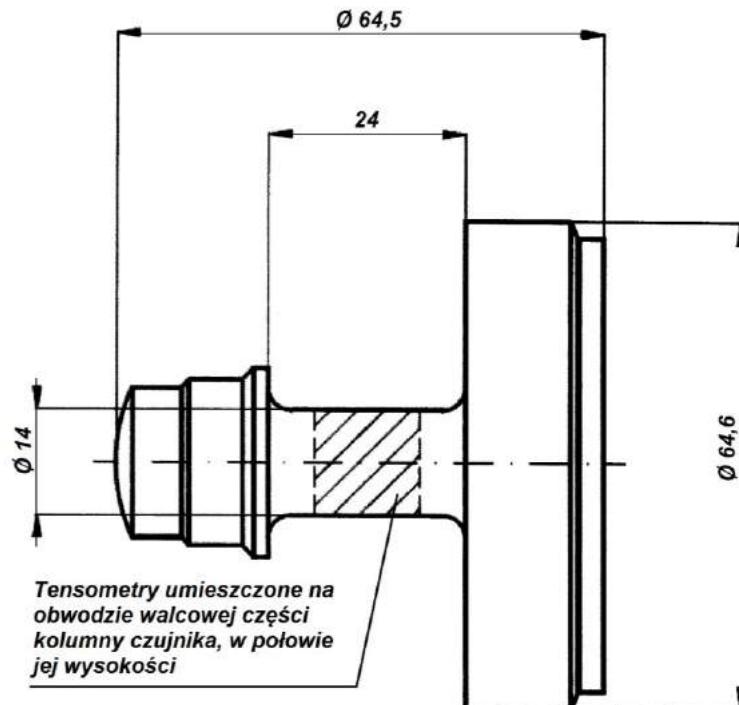
Znając stałą sprężystości badanego materiału oraz wynik pomiaru wydłużenia właściwego można, korzystając z prawa Hooke'a obliczyć wartości występujących w materiale naprężen, a poprzez to inne wielkości mechaniczne, takie jak: siła, moment zginający, ciśnienie itp. Tensometry pomiarowe powinny być rozmieszczone tak, aby umożliwić bezpośredni pomiar sił.

Na głowicy przyrządu POU-BW/01-WAP, tensometry pomiarowe zostały naklejone w taki sposób, aby ich baza była zgodna z kierunkiem największych naprężen – zarazem największej zmiany długości elementu pomiarowego. Wydzielenie składowej siły skrawania F_s uzyskuje się metodą kompensacyjną, poprzez odpowiednie sumowanie i odejmowanie wyników (każdorazowo) z mostka znajdującego się po zginanej stronie (rys. 4.10).

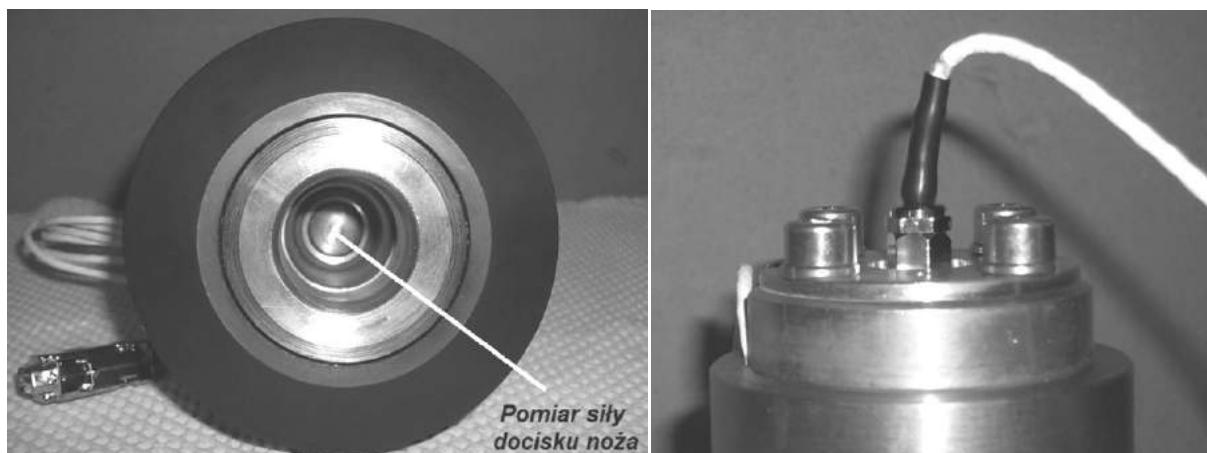


Rys. 4.10 Miejsce naklejenia tensometrów do pomiaru siły skrawania F_s

Natomiast siłę docisku noża F_d uzyskuje się z mostka tensometrycznego znajdującego się w dolnej części głowicy w której występuje ściskanie (rys. 4.11, 4.12).



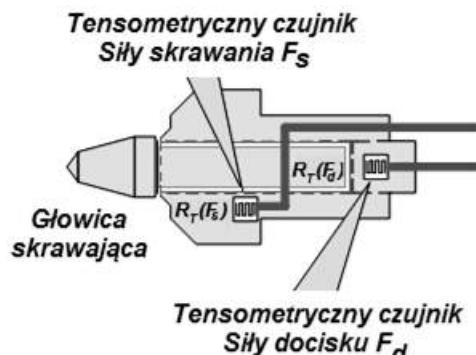
Rys. 4.11 Miejsce naklejenia tensometrów do pomiaru siły docisku noża F_d



Rys. 4.12 Widok czujnika siły docisku noża do calizny węglowej F_d

Tensometry kompensacyjne naklejane są w poprzek w stosunku do aktywnych, tj. w kierunku minimalnych naprężeń. Taka konfiguracja zapewnia największe odstroszenie mostka od stanu równowagi w miarę zmian naprężenia w elemencie pomiarowym. Jednocześnie, naklejenie tensometru kompensacyjnego w tym samym miejscu co aktywny powoduje, że są w tej samej temperaturze i zmiany ich oporności wywołane temperaturą są takie same. W mostku zaś oddziałują przeciwnie, czyli kompensują się. Układ pomiarowy składa się ze źródła zasilania, mostka tensometrycznego z tensometrem pomiarowym i kompensacyjnym (którego zadaniem jest kompensowanie wpływu czynników ubocznych, głównie temperatury), wzmacniacza pomiarowego, zwiększającego sygnał do wartości odpowiedniej dla urządzenia rejestrującego.

Tensometr pomiarowy stanowi jedną z gałęzi mostka, w którego pozostałych gałęziach znajdują się elementy (opory) wzorcowe. Główica pomiarowa wraz z mostkami tensometrycznymi do rejestracji siły skrawania F_s oraz siły docisku noża F_d , została przedstawiona na rysunku 4.13.



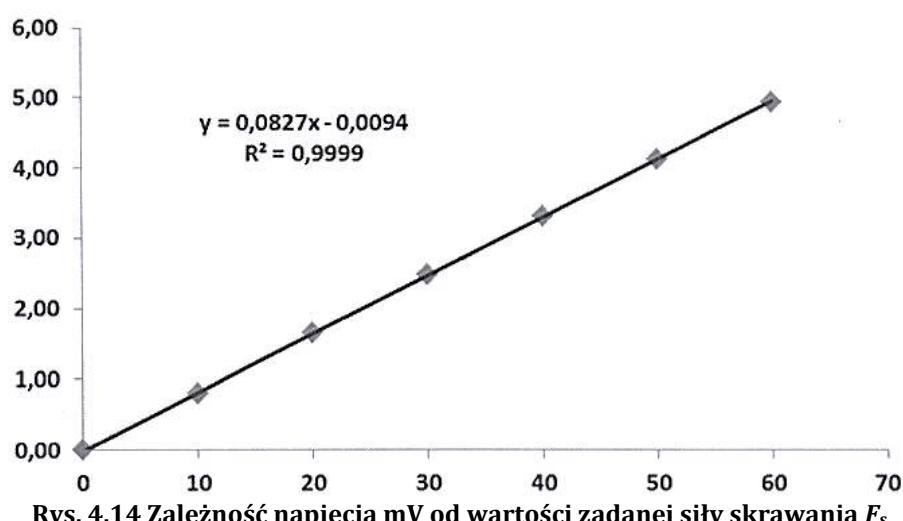
Rys. 4.13 Główica pomiarowa przyrządu POU-BW/01-WAP z mostkami tensometrycznymi

4.5 WZORCOWANIE CZUJNIKÓW SIŁ F_s ORAZ F_d NA GŁOWICY POMIAROWEJ

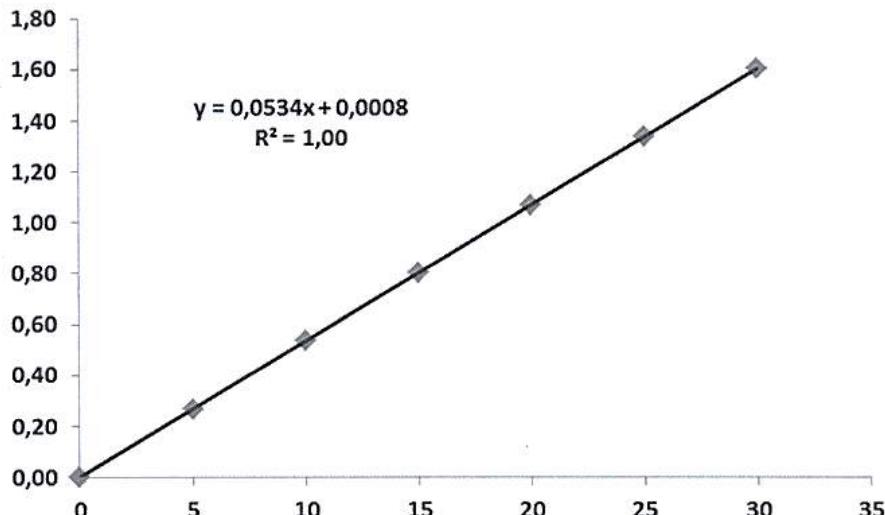
Proces wzorcowania czujników sił (F_s , F_d) na głowicy pomiarowej przyrządu POU-BW-01-WAP został przeprowadzony dla znanych obciążeń, na stanowisku badawczym ZEPWN w Markach [10, 11].

Dla czujnika siły skrawania F_s wyniki wzorcowania zostały odniesione do wzorca jednostki miary GUM, poprzez zastosowanie stanowiska wzorcowego do kontroli przetworników do 1000 kN (CLSKPSRS-1000 kN) nr. S03, do odtwarzania jednostki miary siły od 10 kN do 1000 kN, o niepewności przekazywania jednostki siły 0,05% mierzonej wartości. Moment siły był wywierany poprzez ramię o długości określonej wymiarem noża (80 mm). Obciążano wartościami sił od 0 do 60 kN co 10 kN i odczytywano wskazania czujnika w mV/V [10].

Wykres przedstawiający zależność wartości mV od zadanej siły (kN) przedstawiono na wykresie (rys. 4.14).



Rys. 4.14 Zależność napięcia mV od wartości zadanej siły skrawania F_s



Rys. 4.15 Zależność napięcia w mV od wartości zadanej siły docisku F_d

ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy
spółka jawna
05-270 Marki, ul. Kołłątaja 8
— 22 7812169, 22 7712411, 22 7615250, zepwn@zepwn.com.pl



PROTOKÓŁ WZORCOWANIA TECHNOLOGICZNEGO
czułości nominalnej i nieliniowości
numer:1843-2014

Miejsce wykonania: stanowisko pomiarowe Działu Czujników ZEPWN
Data badania: 05-08-2014 Temperatura: 25°C
Przedmiot badań: czujnik siły CL 18
zakres pomiarowy 30kN
nr fabryczny: 1843

Spójność pomiarowa:

Wyniki wzorcowania czujnika siły odniesiono do wzorca jednostki miary siły GUM poprzez zastosowanie stanowiska pomiarowego CLSTSS-50kN nr fabryczny 1200 do odtwarzania jednostki miary siły w zakresie od 2 kN do 50kN, o niepewności przekazywania jednostki siły 0,05 % mierzonej wielkości

Protokół wykonano na zlecenie:

Na stanowisku:

Obciążenie wstępne:

Wzorcowanie [kN]

Czułość według WT [mV]	Czułość pomierzona [mV]
0	0,0000
5	0,2678
10	0,5355
15	0,8028
20	1,0699
25	1,3365
30	1,6025

Nieliniowość według WT [%]

Nieliniowość według WT [%]	Nieliniowość wyliczona [%]
-----	0,10

Pomiarы wykonali:

ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy Sp. z o.o.
05-270 Marki, ul. Hugona Kołłątaja 8
NIP 125 147 28 89
REGON 141 231 591
KRS 0000294185



ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy
spółka jawna
05-270 Marki, ul. Kołłątaja 8
— 22 7812169, 22 7712411, 22 7615250, zepwn@zepwn.com.pl

PROTOKÓŁ WZORCOWANIA TECHNOLOGICZNEGO
czułości nominalnej i nieliniowości
czujnika momentu zginającego

Miejsce wykonania: stanowisko pomiarowe Działu Czujników ZEPWN
Data badania: 21-08-2014 Temperatura: 20°C
Przedmiot badań: czujnik momentu CL 18Tm dedykowany Politechnice Śląskiej
zakres pomiarowy: 60kNm

Spójność pomiarowa:

Wyniki wzorcowania silomierza zostały odniesione do wzorca odniesienia jednostki miary siły GUM poprzez zastosowanie stanowiska wzorcowego do kontroli przetworników do 1000 kN (CLSKPSRS-1000 kN) nr S03, do odtwarzania jednostki miary siły od 10 kN do 1000 kN, o niepewności przekazywania jednostki siły 0,05 % mierzonej wartości.

Protokół wykonano na zlecenie:

Na stanowisku:

Obciążenie wstępne:

Wzorcowanie [kN] wartości zakresowej

Wartości dla sił ściszących

0	0,0000
10	0,7957
20	1,6435
30	2,4792
40	3,3101
50	4,1297
60	4,9385

Czułość według WT [mV]

Nieliniowość według WT [%]

WELDING ALLOYS POLSKA Sp. z o.o.

-(CLSKPSRS-1000 kN)

-3-krotne - wartością zakresową

Odpowiedź czujnika [mV]

0	0,0000
10	0,7957
20	1,6435
30	2,4792
40	3,3101
50	4,1297
60	4,9385

Czułość pomierzona [mV]

Nieliniowość pomierzona [%]

0,55

Moment wywierano z udziałem ramienia o długości określonej wymarem noża.

ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy Sp. z o.o.
05-270 Marki, ul. Hugona Kołłątaja 8
— 22 7812169, 22 7712411, 22 7615250, zepwn@zepwn.com.pl
REGION 14 231 591
KRS 0000294185

Rys. 4.16 Protokoły wzorcowania technologicznego

Wyniki wzorcowania czujnika siły docisku noża F_d odniesiono do wzorca jednostki miary siły GUM, na stanowisku pomiarowym CLSTSS-50 kN (numer fabryczny 1200) do odtwarzania jednostki miary siły w zakresie od 2 kN do 50 kN, o niepewności przekazywania jednostki siły 0,05% mierzonej wielkości. Dla siły docisku noża F_d czujnik obciążano wartościami sił od 0 do 30 kN co 5 kN i odczytywano wskazania

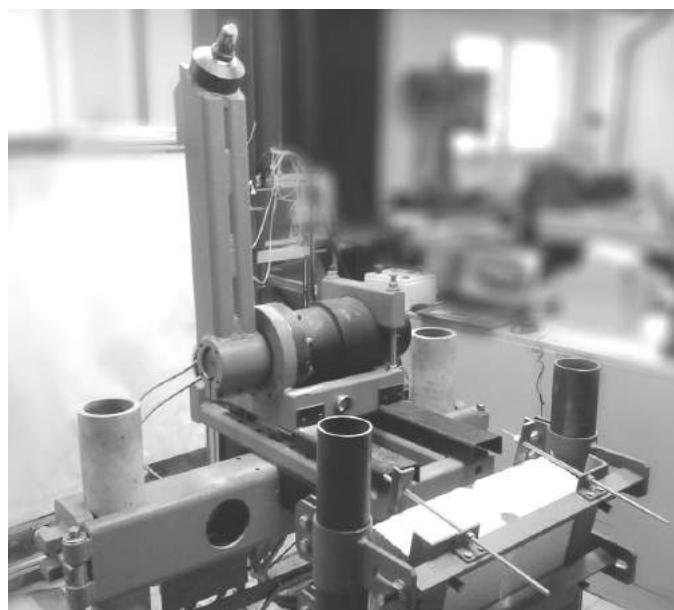
czujnika w mV/V [11]. Wykres przedstawiający zależność uzyskanych wartości mV od zadanej siły (kN) przedstawiono na wykresie (rys. 4.15).

Obciążenie wstępne wykonane zostało trzykrotnie do wartości zakresowej siły skrawania F_s oraz siły docisku noża F_d .

Protokoły wzorcowania technologicznego czułości nominalnej i nieliniowości sił F_s oraz F_d przedstawione zostały na rys. 4.16.

4.6 BADANIA STANOWISKOWE WERYFIKUJĄCE

W celu zweryfikowania wyników badań wzorujących wartości sił F_s oraz F_d na głowicy pomiarowej, przeprowadzono badania weryfikujące na stanowisku badawczym. Stanowisko badawcze zostało zbudowane w Katedrze Maszyn i Projektowania, Wydziału Mechanicznego VSB-TU w Ostrawie-Porubie. Badania weryfikujące przeprowadzone zostały w laboratorium Katedry (rys. 4.17).



Rys. 4.17 Stanowiska badawcze do badań urabialności

Skrawy pomiarowe (rys. 4.18) wykonane zostały przy stałej głębokości skrawu (10 mm), w materiale o znanych parametrach.

Wartości uzyskanych sił skrawania oraz docisku były rejestrowane przez urządzenie pomiarowo-rejestrujące przyrząd (panel operatorski Pop-1, rys. 4.19) i zapisane w pamięci urządzenia (PIMP – Przenośny Iskrobezpieczny Moduł Pamięci).

Przykładowe wartości uzyskane w trakcie jednego skrawu pomiarowego zapisane w pamięci urządzenia, przedstawiono na rys. 4.20.

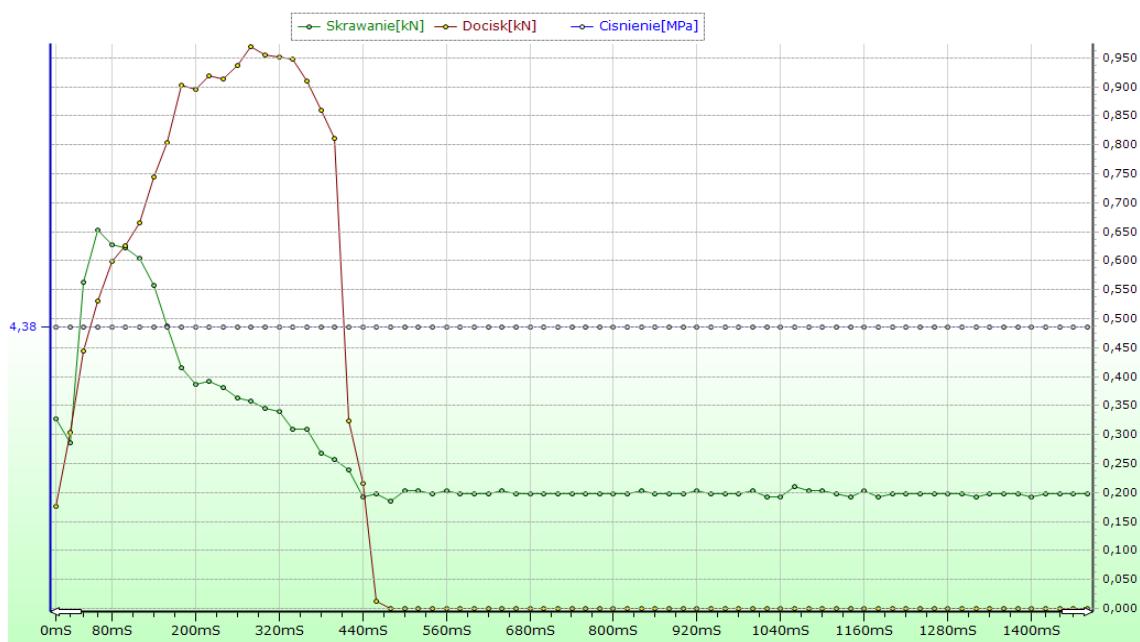
Wyniki uzyskane w trakcie badań laboratoryjnych na materiale o znanych parametrach potwierdziły, że otrzymane wartości pokrywają się z wartościami dla badanego materiału. Tym samym mamy pewność, że uzyskane wyniki są wiarygodne.



Rys. 4.18 Skraw pomiarowy



Rys. 4.19 Panel operatorski z ekranem



Rys. 4.20 Przebieg wartości sił skrawania oraz docisku w trakcie jednego skrawu

4.7 PODSUMOWANIE

Ze względu na bardzo specyficzne warunki pracy maszyn i urządzeń stosowanych w górnictwie węglowym, istotny jest sposób ich doboru, uwzględniający zmieniające się w trakcie pracy warunki. Prawidłowy dobór, wpływa na zwiększenie trwałości i niezawodności maszyn i urządzeń, co przekłada się na uzyskiwane efekty ekonomiczne. W polskim górnictwie węglowym eksploatacja pokładów węglowych odbywa się głównie systemami ścianowymi za pomocą maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania. Dlatego ważnym elementem przy projektowaniu i konstruowaniu maszyn górniczych jest prowadzenie badań eksperymentalnych, które uwzględniają charakter pracy maszyny. Badania te mają za zadanie poznanie jak największej liczby parametrów i ich wpływ na pracę maszyny (jej elementów), w trudnych warunkach geologiczno-górniczych. Dlatego tak istotny jest pomiar urabialności węgla, który pozwoli na optymalny dobór parametrów eksploatacyjnych maszyn urabiających i może być jednym z decydujących czynników dla oceny możliwości efektywnej eksploatacji.

Z dotychczas przeprowadzonych badań oraz analiz wynika, że wielkość wskaźnika urabialności (skrawalności), ma istotny wpływ na moc, wydajność oraz trwałość i niezawodność pracy urządzeń urabiających.

Przedstawiony przyrząd POU-BW/01-WAP jest jedynym na świecie przyrządem który umożliwia równoczesny pomiar dwu składowych sił, biorących udział w procesie urabiania węgla. Ponieważ przyrząd jest wyposażony w dwa tensometryczne czujniki siły oraz w czujnik ciśnienia, stąd możliwość wyznaczenia sił skrawania z dwu niezależnych źródeł pomiarowych. Tym samym mamy możliwość weryfikacji uzyskanych wyników pomiarów – siły skrawania (F_s) oraz siły docisku noża (F_d). Ponadto w wyniku zabudowania czujnika ciśnienia, istnieje możliwość wyznaczenia chwilowej mocy urabiania (skrawania) węgla, (skały otaczającej złoże).

Badania które zostały przeprowadzone na stanowisku badawczym w Katedrze Maszyn i Projektowania, Wydziału Mechanicznego VSB-TU w Ostrawie-Porubie, w pełni potwierdziło wiarygodność uzyskanych wyników z wykorzystaniem przyrządu POU-BW/01-WAP.

LITERATURA

1. W. Biały, Volba dobývacích kombajnů na základě výzkumů rozpojitelnosti uhlí. VŠB-Technická univerzita Ostrava, Monografie, Fakulta strojní Ostrava 2009.
2. W. Biały, Innowacyjne narzędzia do wyznaczania właściwości mechanicznych węgla. Przegląd Górniczy nr 6/2013. Katowice. ISSN 0033-26X. s. 17-26.
3. W. Biały, New devices used in determining and assessing mechanical characteristics of coal. 13th SGEM GeoConference on Science and Technologies In Geology, Exploration and Mining, SGEM2013 Conference Proceedings, ISBN 978-954-91818-7-6/ISSN 1314-2704 June 16-22.2013. Vol. 1. s. 547-554.
4. W. Biały, Coal cutting force measurement systems - (CCFM). 14th SGEM GeoConference on Science and Technologies In Geology, Exploration and Mining, SGEM2014 Conference Proceedings, June 17-26, 2014, Vol. III, BUŁGARIA ISBN 978-619-7105-09-4/ISSN 1314-2704. s. 91-98.

5. W. Biały, „Innovative solutions applied in tools for determining coal mechanical properties” Management Systems in Production Engineering vol. 4(20)/2015. Gliwice. ISSN 2299-0461. pp. 202-209. DOI: 10.12914/MSPE-02-04-2015
6. S. Lachiewicz, M. Matejun (red.): Problemy współczesnej praktyki zarządzania. Wydawnictwo Politechniki Łódzkiej, Łódź 2007.
7. S. Legutko, Eksploatacja maszyn. Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej, Poznań 2007.
8. B. Ślowiński, Inżynieria eksploatacji maszyn. Wydawnictwo Politechniki Koszalińskiej, Koszalin 2011.
9. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa Przyrządu POU-BW/01-WAP. Welding Alloys Polska sp. z o.o. Gliwice 2012.
10. Protokół wzorcowania technologicznego czujnika momentu CL 18Tm z dnia 21.08.2014. ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy, spółka jawna. Marki, ul Kołłątaja 8
11. Protokół wzorcowania technologicznego czujnika siły CL 18 z dnia 06.08.2014. ZEPWN J. Czerwiński i Wspólnicy, spółka jawna. Marki, ul Kołłątaja 8

Data przesłania artykułu do Redakcji: 12.2015
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 02.2016

dr hab. inż. Witold Biały, prof. Pol. Śl.
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: wbialy@polsl.pl

REJESTRACJA SIŁ SKRAWANIA WĘGLA PRZYRZĄDEM POU-BW/01-WAP

Streszczenie: Przedstawiono budowę oraz zasadę działania unikalnego na skalę światową przyrządu umożliwiającego dokonanie pomiaru wartości sił biorących udział w procesie skrawania (urabiania węgla) nazwanego przez autora POU-BW/01-WAP. Jest jedynym na świecie przyrządem za pomocą którego istnieje możliwość bezpośredniego wyznaczenia wartości dwu składowych sił biorących udział w procesie skrawania: siły skrawania F_s oraz siły docisku noża F_d do urabianej calizny. Wyznaczenie wartości sił biorących udział w procesie skrawania jest możliwe za pomocą dwóch niezależnych bloków pomiarowych, który stanowią tensometryczne czujniki siły. Do rejestracji sił, zastosowano nóż stosowany w ścianowych kombajnach bębnowych – styczno-obrotowy. Opisany został proces wzorcowania tensometrycznych czujników siły oraz przedstawiono wyniki badań weryfikujących. Przyrząd posiada certyfikat ATEX, umożliwiający pracę w warunkach rzeczywistych, jako urządzenie przeznaczonego do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – zgodnie z dyrektywą 94/9/EC.

Słowa kluczowe: pomiar siły skrawania, tensometria, urządzenie pomiarowe, wzorcowanie głowicy, weryfikacja wyników

REGISTERING COAL CUTTING FORCE USING THE POU-BW/01-WAP DEVICE

Abstract: This article presents the structure and operating principle of a globally unique device which allows for the measurement of forces involved in the process of cutting (coal breaking), named POU-BW/01-WAP by the author. It is the only device in the world which makes it possible to directly determine the value of the two component forces involved in the coal cutting process: the cutting force F_s and the contact force between the pick and the coal solid F_d . Determining the value of the forces involved in the cutting process is possible with the use of two independent measurement blocks, each consisting of strain gauges. The forces were measured using a tangential-rotary pick utilised in drum shearers. The calibration process of force strain gauges has been described and the results of verification research presented.

The device has been approved with the ATEX certificate, which allows it to be operated in real environment as a device intended for use in explosive atmospheres in accordance with the 94/9/EC directive.

Key words: cutting force measurement, strain gauge measurement, measurement device, head calibration, result verification

5

OMEZENÍ PRAŠNOSTI NA DŮLNÍCH RACOVIŠTÍCH

5.1 ÚVOD

K omezení prašnosti na důlních pracovištích se uplatňuje řada technických zařízení a řada organizačních opatření. Pro detailní posouzení možností ke snížení prašnosti, jsme se soustředili na jeden podstatný aspekt, funkci postřiku. K tomuto rozhodnutí nás vedla skutečnost, že všeobecně a v poměrech naší republiky zvlášť, není tato možnost ochrany před vznikem prachu dostatečně zhodnocena.

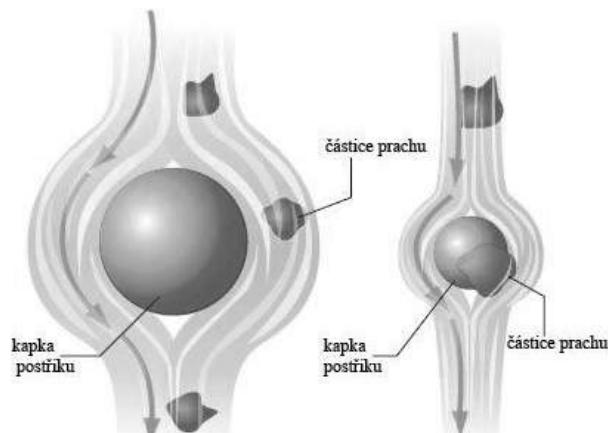
Není zhodnocena teoreticky a nebyla ani ověřována v praxi. Postříkem a funkcí trysek, jako prostředků, které skrápí prach se zabývá řada renomovaných výrobců. Doposud však unikal významný faktor, který efektivitu skrápění ovlivňuje, a to je vztah mezi granulometrickým složením prachu a velikostí vodní kapky.

Tento významný vztah, který ovlivňuje efektivní účinek zkrápění, nebyl v našich poměrech doposud řešen. Také v zahraničí, je jeho řešení jenom částečné. Výrobci trysek udávají jejich podrobnou charakteristiku, ale vztahu mezi granulometrickým složením prachu, který na příslušném místě vzniká, a distribuci kapek postřiku, se nevěnují.

5.2 ZÁKONITOSTI VÝBĚRU POSTŘIKU

Zachycení částic prachu je nejfektivnější, když mají částice prachu a vodních kapek ekvivalentní rozměry. Kapky, které jsou příliš velké, nechtějí kolidovat (střetat se), s malými částicemi prachu a kapky, které jsou příliš malé, se velmi rychle vypařují a unikají z prachových částic. Vyjadřuje to obrázek 1. Zachycení polétavého prachu vodním postříkem je nejfektivnější v oblasti s malou turbulencí. Jestli je průměr kapek větší, než prachových částic, budou prachové částice sledovat proud kolem kapky (část obrázku vlevo). Pokud je průměr kapek a prachových částic srovnatelný, budou prachové částice sledovat menší proud kolem kapky a spojí se s ní (část obrázku vpravo) [1]. Z obr. 5.1, lze dokázat, že rozdíl mezi částicemi prachu je při návrhu systému postřiku velmi zásadní. Každý postřík je složen z kapek různých rozměrů a označuje se jako distribuce kapek. Ke zjištění fragmentace prachu lze požít několik metod. Při experimentech, v rámci doktorské disertace, jsme vyzkoušeli sítovou analýzu, v laboratoři VŠB-TU Ostrava, sítovou analýzu na VVUÚ Ostrava Radvanice a měření na přístroji Fritsch na

VŠB-TU Ostrava.



Obr. 5.1 Vztah mezi rozměrem kapky a zrn prachu

Source: [1]

5.3 FRAGMENTACE PRACHU U ODLUČOVAČE PŘI RAŽBĚ CHODBY na Dole ČSM Důlního díla č. 391 024

Pro granulometrický rozbor složení prachu při ražení kombajnem MR-340-Ex-SANDVIK (obr. 5.2), na dole ČSM, při ražení chodby č. 391 024, ve sloji č. 39, mocnosti 2,2-2,6 m jsme získali vzorky „1“, „2“, „3“ (tabulka 5.1).



Obr. 5.2 Řezný orgán razícího kombajnu MR-340

Tabulka 5.1 Granulometrické složení prachu při ražbě kombajne

Vzorek č. 1		Vzorek č. 2		Vzorek č. 3	
sítø	µm	sítø	µm	sítø	µm
40	32,8	40	26,6	40	36,5
63	18,4	63	6,8	63	22,1
100	10,4	100	2,9	100	13,6
160	5,4	160	1,8	160	6,8
250	2,0	250	0,8	250	2,6
400	0,3	400	0,3	400	0,4
630	0,0	630	0,2	630	0,0

Source: sítová analýza VVUÚ

Jednotlivé vzorky byly odebrány v blízkosti odlučovače prachu, který byl umístěn na konci sacího větracího tahu, při různých postaveních ražby.

Vzorek č. 1, datum odběru 5. 4. 2013, staničení čelby 570 m,

Vzorek č. 2, datum odběru 12. 4. 2013, staničení čelby 600 m,

Vzorek č. 3, datum odběru 20. 4. 2013, staničení čelby 645 m.

5.4 FRAGMENTACE PRACHU PODLE MĚŘENÍ PŘÍSTROJEM FRITSCH

Pro zjištění, jak se shodují výsledky granulometrického složení prachu provedené různými metodami, jsme požádali Institut dopravy, fakulty strojní o provedení měření laserovým přístrojem firmy Fritsch [2]. Účel byl ověřit výsledky dvou způsobů zjištění fragmentace. Výpis hodnot granulometrického složení prachu pro vzorek č. „2“, Důl ČSM, přístrojem Fritsch je v tabulce 5.2.

**Tabulka 5.2 Hodnoty granulometrického složení prachu, pro vzorek č. „2“,
důl ČSM, přístrojem Fritsch**

x	0.04	0.07	0.10	0.20	0.30	0.40	0.50	0.60	0.70	0.80
Q3	0.10	0.29	0.40	0.88	1.54	1.92	2.08	2.20	2.34	2.53
q3	0.02	0.03	0.03	0.06	0.14	0.12	0.06	0.06	0.08	0.13
x	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40	1.60	1.80	2.00	2.20
Q3	2.76	3.00	3.26	3.53	3.80	4.09	4.70	5.33	5.98	6.65
q3	0.17	0.20	0.24	0.28	0.30	0.35	0.41	0.48	0.55	0.63
x	2.40	2.60	3.00	4.00	5.00	6.00	6.50	7.00	7.50	8.00
Q3	7.32	7.98	9.29	12.33	15.06	17.66	18.95	20.28	21.66	23.11
q3	0.69	0.73	0.81	0.94	1.09	1.27	1.43	1.60	1.78	2.00
x	8.50	9.00	10.00	11.00	12.00	13.00	14.00	15.00	16.00	17.00
Q3	24.64	26.24	29.56	32.99	36.45	39.88	43.22	46.43	49.48	52.37
q3	2.25	2.49	2.81	3.20	3.54	3.81	4.01	4.14	4.21	4.24
x	18.00	19.00	20.00	22.00	25.00	28.00	32.00	36.00	38.00	40.00
Q3	55.10	57.67	60.09	64.52	70.29	75.25	80.90	85.59	87.59	89.36
q3	4.25	4.23	4.20	4.14	4.02	3.90	3.77	3.54	3.29	3.07
x	45.00	50.00	53.00	56.00	63.00	71.00	75.00	80.00	85.00	90.00
Q3	92.97	95.55	96.70	97.61	98.94	99.65	99.81	99.92	99.98	100.00
q3	2.73	2.18	1.76	1.47	1.01	0.53	0.26	0.15	0.09	0.03
x	95.00	100.0	106.0	112.0	125.0	130.0	140.0	145.0	150.0	160.0
Q3	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
q3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
x	170.0	180.0	190.0	200.0	212.0	242.0	250.0	300.0	400.0	500.0
Q3	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
q3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
x	600.0	700.0	800.0	900.0	1000.0	1100.0	1200.0	1300.0	1400.0	1500.0
Q3	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
q3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
x	1600.0	1700.0	1800.0	1900.0	2000.0	2100.0	2200.0	2300.0	2400.0	2500.0
Q3	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
q3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

x : Prumer / μm Q3 : kumulativní hodnota / % q3 : density distribution

Srovnáním výsledků v tabulce 5.1 a tabulce 5.2 už je na první pohled patrný rozdíl. Zatím co síťovou analýzou byl zjištěn rozměr nejmenších zrn $40 \mu\text{m}$, při analýze Laserovým přístrojem to byla už zrna rozměru $0,04 \mu\text{m}$. Laserovým přístrojem zjišťujeme zrna 1000 krát menší.

5.5 VZOREK „Třinec“

Ve spolupráci s Třineckými železárnami jsme odebrali vzorky prachu na pracovišti, kde se přesypávala ruda do drtiče (podmínky pracoviště jako v dole). Rozbor prachu byl proveden laserovým přístrojem firmy Fritsch obr. 5.3.

Vzhledem k výsledkům měření, kde jsme zjistili při analýze prašnosti, že největší procentní zastoupení v granulometrickém složení prachu připadá na hodnoty 19-470 μm , vzniká tak naprostě nová situace, kdy jsme dosavadními metodami, síťovou analýzou (ČSN 15 3105) nedokázali zjistit prachová zrna nejmenších rozměrů.



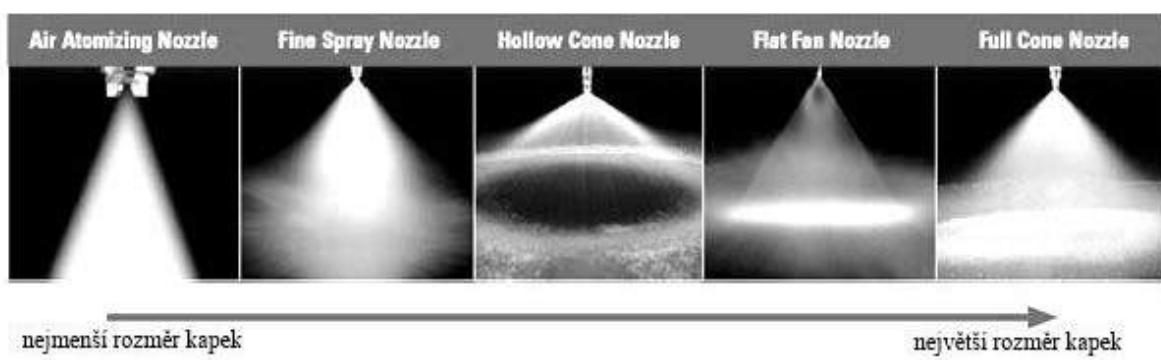
Obr. 5.3 Měřící přístroj prašnosti Fritsch

Source: [6]

Právě tato zrna tvoří podstatnou část respirabilního prachu a jsou nejrizikovější z hlediska zdravotního ohrožení i nebezpečí související s výbušnými vlastnostmi uhelného prachu. Problém je o to složitější, že dosavadní konstrukce trysek, nedokážou vytvořit příslušné velikosti kapek, aby došlo k souladu mezi rozměry zrn prachu a kapek.

5.6 TRYSKY A ROZLOŽENÍ VODNÍCH KAPEK V PROUDU

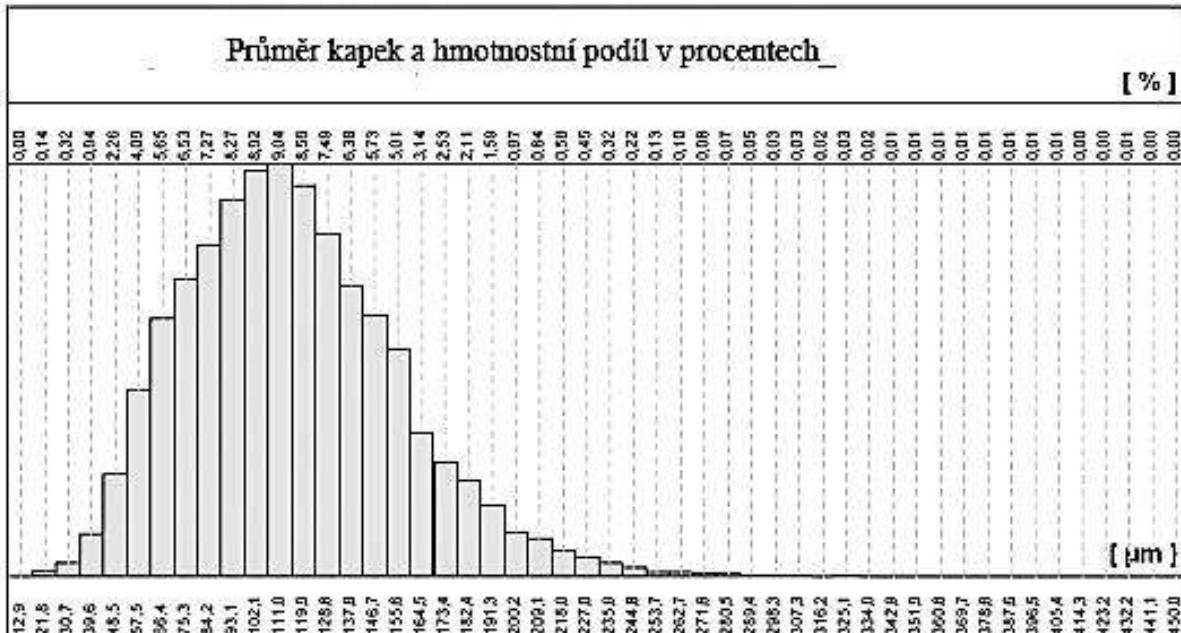
Výrobou a distribucí trysek se dnes zabývá řada firem. Jako velmi zajímavé se jevily internetové stránky firmy Hennlich [3]. Přehled běžných typů trysek od nejmenšího k největšímu rozměru kapek je na obr. 5.4.



Obr. 5.4 Sortiment trysek firmy Hennlich

Source: [3]

Na speciálním laserovém přístroji, se určuje distribuce kapek a příklad takového zjištění pro trysku výrobní č. 216 404 je na obr. 5.5.



Obr. 5.5 Příklad zjištění rozměru a četnosti výskytu kapek trysky výrobní č. 216 404

Source: [3]

V grafickém zobrazení, obr. 5.5, se dá například zjistit, že nejmenší kapky mají rozdíl $21,8 \mu m$ a jsou v proudu zastoupeny $0,14\%$. Relativně větší kapky mají rozdíl $227,5 \mu m$ a jsou v proudu zastoupeny $0,45\%$. Největší zastoupení v proudu mají kapky rozdílu $111,0 \mu m$ a jsou zastoupeny $9,04\%$.

Tryska Hennlich typ č. 212.285 17. AC. 00.0 má distribuci kapek dle tabulky 5.3.

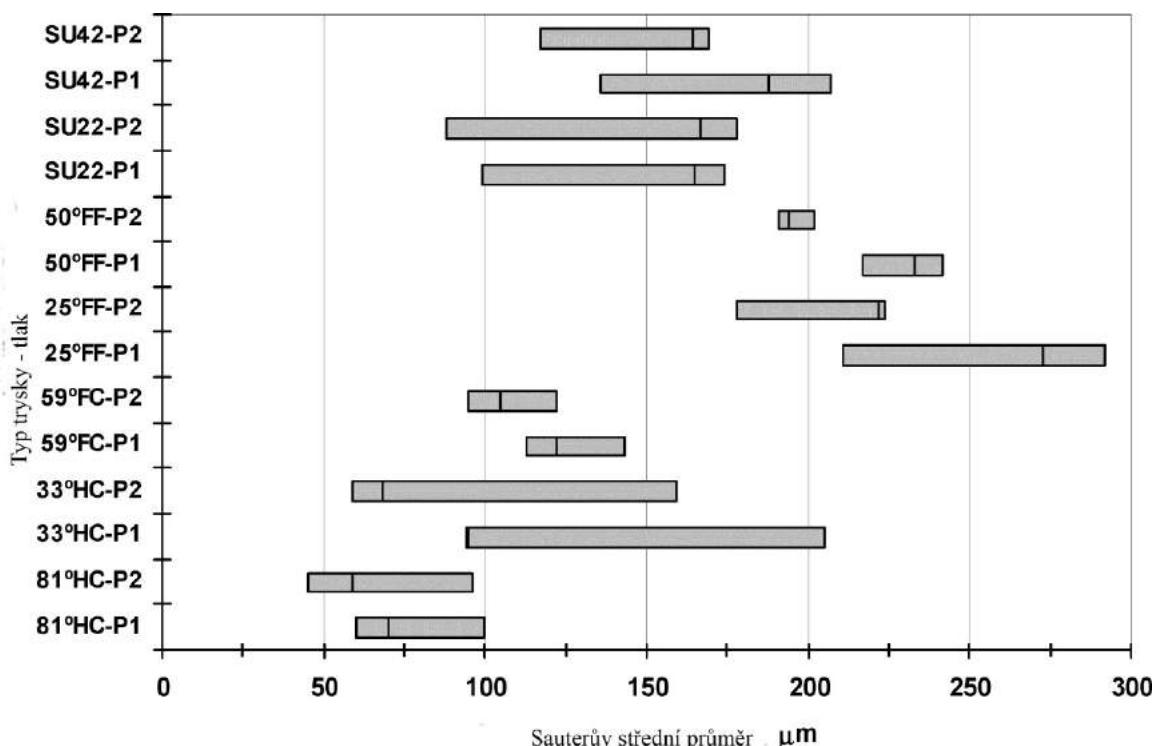
Tabulka 5.3 Distribuce kapek trysky 212 285

μm	1	8	16	24	32	48	56	72	80	88	96
%	0,1	0,5	2,5	5,2	9,5	12,7	11,7	11	6,5	3	2,7

Source: [3]

Abychom ověřili, jaké kapky produkují trysky jiných výrobců, vybrali jsme z dostupných pramenů distribuci kapek u typů vyráběných v USA – viz obr. 5.6.

Z obr. 5.6 vyplývá, že nejmenší kapky, rozdílu cca $45 \mu m$ produkuje tryska typu 81 HC-P2. To zřejmě nepokryje zrna rozdílu $0,319$, resp. $0,4 \mu m$, která vznikají podle tabulky 5.2 a 5.3.

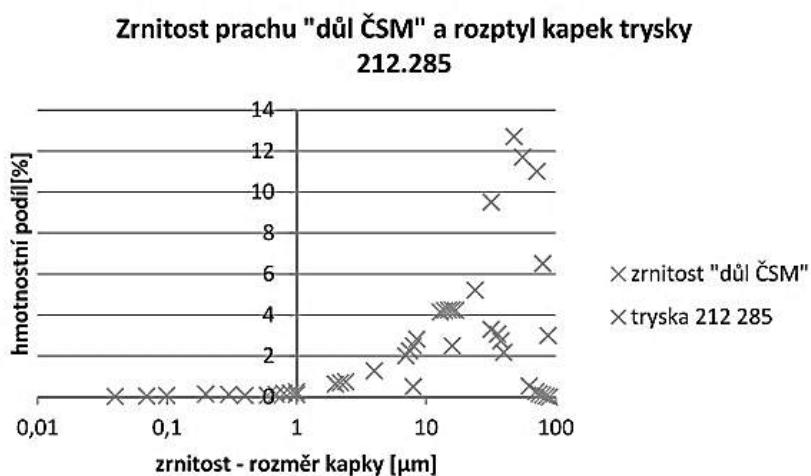


Obr. 5.6 Distribuce kapek a Sauterův střední průměr zjištěný pro různé typy trysek.
Vertikální čára v každém obdélníku znázorňuje SMD

Source: [4]

5.7 SROVNÁNÍ VELIKOSTI PRACHOVÝCH ZRN A VODNÍCH KAPEK

Přistoupili jsme ke zjištění, jak by kapky trysky č. 212.285 kolidovaly se zrnami prachu. Podle údajů tabulky 5.2 jsme v programu Excel vypisali příslušné hodnoty velikosti zrn, vzorku č. 2, z dolu ČSM a jejich procentní podíl, (vzorek č. 2, datum odběru 12. 4. 2013, staničení čelby 600 m), a také podíl jednotlivých kapek v proudu trysky 212.285, a sestavili graf, na obr. 5.7.



Obr. 5.7 Grafické vyjádření rozdělení zrn prachu a vodních kapek vzorek „důl ČSM“
(Údaje na ose „x“ jsou v logaritmické stupnici)

Obr. 5.7 nám poskytl určitou informaci, v jakém vztahu jsou prachová zrna a vodní

kapky, pokud se týká jejich velikosti. Podle tabulky 2 lze zjistit, že zrna nejmenších rozměrů od $0,04 \mu m$ až do $8,71 \mu m$, zaujmají v celkovém objemu vzorku četné zastoupení celkem 16,49%. Tryska 212.285, takové kapky neprodukuje. Tryska 212.285 produkuje kapky prakticky až od $8 \mu m$. K zneškodnění malých prachových zrn postřikem, by musela být zřejmě použita, tryska speciální úpravy. Nebo použít 2 trysky s různou distribucí kapek.

Analýza prachu laserovým přístrojem Fritsch, tak upozornila na vážný problém nejmenších prachových částic, které dosavadní metody zjišťování fragmentace na sítech, nemohly postihnout.

Z rozboru uvedeném v tomto článku vyplývá, že k účinnějšímu zneškodňování prachu je vhodnější provádět granulometrický rozbor na přístroji Fritsch a požádat výrobce trysek, aby dle toho volili jejich charakteristiku.

5.8 ZÁVĚR

Velmi významnou funkcí, která může zvýšit efektivitu postřiku je poměr velikostí prachových zrn a velikostí vodních kapek. Této problematice se zatím věnovala poměrně malá pozornost, a proto jsme se rozhodli ji podrobněji zpracovat.

Očekáváme, že z výsledků naší práce vyplynе poznatek, abychom ve větší míře prováděli rozbor granulometrického složení prachu, za účelem vybrat nejhodnější typ trysky.

Teoretické poznatky i praktická ověření prokazují, že účinné spojení mezi kapkou vody a zrnkem prachu vznikne tehdy, když budou jejich rozměry velmi blízké. Uvedené závěry mohou významně zvýšit účinnost zneškodňování prachu zkrápěním.

*Článek byl vytvořen za podpory projektu SP2016/8
„Vytvoření nového odprašovacího zařízení ke zneškodnění uhelného prachu“.*

LITERATURA

1. Spraying systems Co.: Experts in Spray Technology [online]. Bulletin Num. 652, 2008 [cit. 2016-01-25].
2. Dostupnéz:http://www.spray.com/Literature_PDFs/B652_Dust_Control.pdf
3. Lechler: ENGINEERING YOUR SPRAY SOLUTION [online]. [cit. 2016-01-20]. Dostupné z: http://lechler.de/index-de_DE
4. HENNICH: řešení pro průmysl [online]. [2015-12-2]. Dostupné z: <http://hennlich.cz/>
5. D. Pollock, J. Organiscak, Airborne dust capture and induced airflow of various spray nozzle designs. NIOSH, Aerosol Science and Technology, 41:711-720, 2007.
6. Interní materiály Důl ČSM OKD-a.s.
7. FRITSCH: ANALYSETTTE 22 NanoTec plus [online]. [cit. 2015-08-30]. Dostupné z: <http://www.fritsch-sizing.com/products/static-light-scattering/laser-particle-sizer-analysette-22-nanotech-plus/>

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

Ing. Beáta Gibesová, Ph.D., Ing. Petr Urban, Ph.D.
Institut Hornického inženýrství a bezpečnosti
HGF-VŠB TU-Ostrava, Česká republika
e-mail:petr.urban@vsb.cz; beata.gibesova@vsb.cz
tel. práce: +420 596993357,+420607115359

Ing. Zdenek Hrůzek, Ing. Vítězslav Košňovský, Ph.D.
Důl Paskov, OKD. a.s., Česká republika
e-mail: zdenek.hruzek@okd.cz; vitezslav.kosnovsky@okd.cz

REDUCING DUST CONCENTRATION IN MINES

Abstract: An important and most frequently used means of dust disposal in mines is water spray. Recently, it was found that its efficient operation depends on the relation between the size of the dust grains and water drops. The article gives examples showing that at the current level of water jet design, this requirement is not met. This leads to the conclusion that it is necessary to develop a new type of nozzles.

Key words: dust concentration, nozzle, dust particles

OMEZENÍ PRAŠNOSTI NA DŮLNÍCH PRACOVÍSTÍCH

Abstrakt: Jako důležitý a nejčastěji využívaný prostředek ke zneškodňování prachu na důlních pracovištích je vodní postřik. V poslední době bylo zjištěno, že pro jeho efektivní působení musí být relace mezi velikostí prachových zrn a vodních kapek. V článku jsou uvedeny příklady, že při stávající úrovni konstrukce vodních trysek, není tento požadavek zajištěn. To vede k závěru o nutnosti vyvinout nový typ trysek.

Klíčová slova: prašnost, tryska, prachová částice

6

CZYNNIKI DECYDUJĄCE O ENERGETYCZNYM WYKORZYSTANIU WĘGLA

6.1 WSTĘP

Wykorzystanie węgla do celów energetycznych w poszczególnych krajach zależy od czynników obiektywnych (ogólnych) i subiektywnych (szczegółowych). Do pierwszych z nich można zaliczyć:

- uwarunkowania społeczne,
- zasoby energetyczne, zwłaszcza zasoby węgla,
- zasobność ekonomiczna społeczeństwa,
- stan polskiego górnictwa i energetyki
- ceny paliw oraz jednostkowy koszt wywarzania energii elektrycznej,
- dostępność środków inwestycyjnych,
- Z kolei do czynników subiektywnych (szczegółowych) należą:
- wewnętrzne uwarunkowanie polityczne,
- przynależność do związków polityczno gospodarczych (np. Unii Europejskiej),
- powiązanie grup interesów biznesowych.

Wybrane czynniki obiektywne mogą być zależne od czynników subiektywnych. Przykładowo dostępność do środków inwestycyjnych oraz wymagania środowiskowe są uzależnione od przynależności do Unii Europejskiej.

Powyższe czynniki powinny stanowić istotne uwarunkowania polityki energetycznej państwa, której najważniejszym celem jest zapewnienie społeczeństwu bezpieczeństwa energetycznego i środowiskowego.

6.2 BEZPIECZEŃSTWO ENERGETYCZNE I ŚRODOWISKOWE

Bezpieczeństwo energetyczne oznacza stan gospodarczy kraju umożliwiający pokrycie zapotrzebowania energii w uzasadnionym zakresie, przy minimalizacji negatywnego oddziaływania na warunki jakości życia społeczeństwa.

Z kolei bezpieczeństwo środowiskowe państwa to stan możliwie umiarkowanego oddziaływania energetyki na środowisko tzn. na biologiczne formy egzystencji, a w szczególności zdrowie i życie ludzi oraz na walory krajobrazowe i przyrodnicze otoczenia, przy równoczesnym efektywnym wywiązywaniu się z międzynarodowych dyrektyw w dziedzinie ochrony środowiska.

W [13, 14] przedstawiono podstawowe kierunki polityki energetycznej Polski. Dla każdego kierunku zostały sformułowane cele ogólne i szczegółowe. Zapewnieniu bezpieczeństwa energetycznego powinny sprzyjać następujące okoliczności [9]:

- dywersyfikacja źródeł pozyskiwania oraz cech jakościowych paliw i nośników energii,
- dostosowanie nośników energii i stanu technicznego urządzeń do kondycji ekonomiczno-finansowej i preferencji użytkowników,
- zapewnienie w możliwie wysokim stopniu lokalnego bezpieczeństwa energetycznego przez lokalnych dostawców paliw i nośników energii.

Na poprawę bezpieczeństwa ekologicznego można wpływać przez:

- odpowiedni poziom wykorzystania odnawialnych źródeł energii,
- stosowanie ekonomicznych form oddziaływanego (systemu nagród i kar) preferujących proekologiczne formy zaspokajania potrzeb energetycznych.

Równocześnie poprawę bezpieczeństwa energetycznego i ekologicznego można uzyskać przez [12]:

- zapewnienie właściwego poziomu technicznego urządzeń przetwarzających nośniki energii, systemy transportu (przesyłu) i dystrybucję,
- promowanie skojarzonego wytwarzania ciepła, zimna i energii elektrycznej,
- komunalno-bytowe zagospodarowanie przemysłowej energii odpadowej w tzw. układach terytorialnych [8],
- zmniejszenie zapotrzebowania nie energetycznych mediów i surowców.

6.3 JAKOŚĆ ŻYCIA

Jakość życia należy uważać za pojęcie filozoficzne kojarzone ze stopniem uszczęśliwiania. Pojęcie szczęścia było już przedmiotem rozważań starożytnych filozofów. W wiekach średnich szczęście i sposób jego uzyskania było domeną myślicieli religijnych. W religiach monoteistycznych szczęście było jest rozpatrywane w kontekście życia pozagrobowego. Szczęście jako kryterium życia znane było w filozofii chińskiej, buddyjskiej i arabskiej.

Pojęcie jakości życia, jako stopnia uszczęśliwienia, można uznać za powszechne, chociaż jej sens jest różnie pojmowany.

W filozofii, naukach społecznych (np. socjologii, psychologii) i naukach medycznych nie udało się dotychczas wypracować jednej, uniwersalnej, definicji jakości życia [1]. Według [17] w naukach społecznych wyróżnić można cztery grupy definicji jakości życia. W ramach tych grup występują odpowiednio definicje: egzystencjalne, celowe (zadań życiowych), zaspokajania potrzeb i traktujące jakość życia za zespół czynników obiektywnych i subiektywnych.

Autorowi niniejszego opracowania najbardziej przekonywującą i intuicyjnie poprawną wydaje się być czwarta grupa definicji. Czynniki obiektywne mogą być, w tym przypadku określone przez wskaźniki o charakterze statystycznym. Czynniki subiektywne świadczą o poczuciu jakości życia, tzn. stopnia zadowolenia z osiągniętego poziomu jakości życia. Poziom ten wynika z odpowiedzi na pytania: Czy mam to co

miałem kiedyś? Czy mam to co inni? Czy mam to na co zasługuję? Subiektywny charakter poczucia jakości życia wynika zarówno z odpowiedzi na powyższe pytania, jak również z wag jakie przywiązuje się tym odpowiedziom.

Porównywalne znaczenie może mieć jedynie czynnik obiektywny jakości życia oparty o określone wskaźniki. W odniesieniu do bezpieczeństwa energetycznego i środowiskowego takimi wskaźnikami powinny być:

- pewność dostaw energii elektrycznej jako liczba godzin w roku bez dopływu tej energii ,
- pewność dostaw ciepła jako liczba godzin w ciągu roku bez dostawy potrzebnego ciepła,
- roczny koszt zaopatrzenia w ciepło i energię elektryczną,
- emisja gazów cieplarnianych.
- średnio oczekiwana długość życia,
- wskaźnik bezrobocia,
- średnią siłę nabywczą społeczeństwa, *PKD/osobę*.

6.4 CZYNNIKI OBIEKTYWNE

6.4.1 Uwarunkowania społeczne

Na Śląsku od początków rozwoju przemysłu kształtuje się uznanie dla rzetelnej i ciężkiej pracy. Dotyczy to w szczególności przekonania o nadzwyczajnym znaczeniu górnictwa. Wyrazem tego były określone przywileje przyznawane pracującym pod ziemią gwarkom oraz górnikom, począwszy od „Ordynku Gornego” z roku 1528 [13], a skończywszy na „Karcie Górnika” z roku 1949.

Szczególne przywileje związane były z nowelizacją Karty z 1981 roku. Potwierdzała ona co prawda zasadę wszystkich wolnych sobót w kopalniach węgla, ale równocześnie zapewniała podwójne, wyłączone z podatku wyrównawczego, wynagrodzenie za pracę w dni ustawowo wolne od pracy. Dodatkowo zarobione w taki sposób pieniądze, lokowane na książeczkach PKO z nadrukiem „Górnik”, miały cechy zbliżone do waluty ponieważ umożliwiały kupowanie atrakcyjnych towarów w specjalnych sklepach. Powodowało to, u pracowników resortu, poczucie niezwykłej ważności i znaczenia. Przywileje były głównie spowodowane koniecznością pozyskania środków dewizowych, pochodzących ze sprzedaży węgla, w centralnie sterowanej gospodarce narodowej.

Równocześnie, w tym czasie, powstały liczne górnicze związki zawodowe o charakterze roszczeniowym, które wzajemnie konkurowały w obronie praw pracowniczych.

6.4.2 Zasobność ekonomiczna społeczeństwa

Dochód narodowy (PKB) per capita wynosi w Polsce 11 tys. *USD/osobę* [18]. Analogiczny dochód państw przodujących w wykorzystaniu odnawialnych źródeł energii wynosi: w Niemczech 39.7, w Wielkiej Brytanii 40.9, w Francji 35.7, w Norwegii 67.2, w Danii 47.5, w Belgii 37.9, w Luksemburgu 79.5, w Unii Europejskiej (średnio)

30.2 tys. *USD/osobę*. Państwa o zbliżonym do Polski poziomie wykorzystania OZE mają PKB per capita wynoszący: na Słowacji 15.7, w Czechach 14.9, na Węgrzech 11.8, na Łotwie 10.0, w Rumunii 6.2 tys. *USD/osobę*.

Podobne relacje występują przy analizie wpływu siły nabywczej dochody narodowego (PPP per capita) na poziom wykorzystania OZE. Przykładowo dla Polski dochód ten wynosi 25.2 tys. *USD/osobę* [19]. Z kolei w Niemczech 46.2, zaś na Słowacji 28.3 tys. *USD/osobę*.

Z podanych wcześniej wartości wynika refleksja, że stosowanie OZE jest łatwiejsze w krajach o wysokim dochodzie narodowym. Dotyczy to zwłaszcza PKB per capita. Jest to równocześnie jednym z powodów stosowania klasycznej wielkoskalowej energetyki w krajach o niższych dochodach narodowych. W Polsce dotyczy to głównie energetyki węglowej.

6.4.3 Krajowe zasoby energetyczne

W Polsce podstawowym paliwem, decydującym o naszym bezpieczeństwie energetycznym oraz istotnie wpływającym na bezpieczeństwo środowiskowe, jest węgiel kamienny, który stanowi 59% [3] energii chemicznej paliw zaopatrujących polską energetykę. Węgiel brunatny zaopatruje 34% naszych potrzeb energetycznych. Powyższe dobrze świadczy o węglowym charakterze krajowej energetyki.

Zasoby węgla szacuje się na 68 mld t. Zasoby bilansowe wynoszą 45 mld t, natomiast w polach eksploatowanych kopalń znajduje się 17.5 mld t węgla. Wystarczalność węgla w połowie czynnych kopalń szacuje się na mniej niż 20 lat [3]. Średnią wystarczalność zasobów węgla w czynnych kopalniach szacuje się [20] na 28 lat, na 38 lat w zasobach możliwych do udostępnienia oraz na 72 lata w tzw. zasobach przemysłowych. Roczne zdolności wydobywczego węgla kamiennego szacuje się na ok. 100 mln t. Wystarczalność posiadanych zasobów węgla brunatnego ocenia się na ok. 200 lat. W czasie ostatnich 25 lat, liczba czynnych ścian zmniejszyła się o 86%, (z 800 do 112).

6.4.4 Stan górnictwa i energetyki

W wyniku restrukturyzacji polskiego górnictwa węgla kamiennego zmniejszono [3]: wydobycie węgla 2.3 razy, zatrudnienie 3.6 razy, liczbę kopalń 2.3 razy (o 39 kopalń). Równocześnie zwiększo wydajność dobową ok. 1.8 razy, zaś średnią głębokość eksploatacji 1.4 razy.

Uruchamianie kolejnych, coraz głębszych, pokładów węgla będzie wymagało dużego wysiłku inwestycyjnego oraz będzie się wiązało z ponoszeniem coraz większych kosztów eksploatacyjnych.

Przyszłość branży węgla brunatnego zależy od stanu zagospodarowania kolejnych złóż. Należy przypuszczać, że wydobycie węgla brunatnego będzie się sukcesywnie zmniejszać i zostanie definitywnie zakończone w roku 2050.

Charakterystyczna dla stanu polskiego górnictwa może być wypowiedź prominentnego działacza politycznego i gospodarczego Jerzego Markowskiego [5]:

„Przed nami katastrofa w górnictwie. Obserwując bowiem od lat z boku polskie górnictwo odnoszę wrażenie, że w jego kierowniczym managemencie wykreowała się grupa, którą we Francji nazywano kiedyś piątą kolumną. I nie mając wątpliwości, że takowa istnieje, zadaję sobie jedynie pytanie; czy w tej grupie więcej idiotów, czy sabotażystów.”

Wiarygodną ocenę stanu polskiej energetyki przedstawił [22] prof. Krzysztof Żmijewski. Uznał On, że polskie elektrownie są już tak stare, że ze względów technicznych powinno się do 2030 roku wyłączyć 60% elektrowni o łącznej mocy ok. 20 GW. Poziom dekapitalizacji elektrowni wynosi 73%, sieci przesyłowych 71% zaś sieci dystrybucyjnych 75%. Sprawności energetyczne polskich siłowni wynoszą 33-36%, przy standardzie światowym wynoszącym 45%.

6.4.5 Cena węgla oraz jednostkowy koszt produkcji energii elektrycznej

W miarę rozwoju konkurencyjności gospodarki wolnorynkowej atrakcyjność węgla kamiennego jako towaru na rynku krajowym i zagranicznym stawała się coraz mniejsza. Dodatkową niesprzyjającą okolicznością było i jest pojawienie się na rynku obcego, tańszego węgla. Nie mogło to pozostać bez wpływu na rentowność kopalń i doprowadziło do likwidacji 21 spośród nich. Przyczyniło się to, z kolei, do frustracji, poczucia zagrożenia społecznego i ekonomicznego górników. oraz nadzwyczajnego wzrostu aktywności związków zawodowych.

Kształtowanie się cen poszczególnych paliw na rynkach zagranicznych podlega zasadzie popytu i podaży. Na skutek spadku ceny ropy naftowej oraz pojawienie się na rynku dużych ilości paliw gazowych cena węgla kamiennego, na rynkach zagranicznych, spadła o połowę, z 100 USD/t do 50 USD/t. Cena polskiego węgla wynosi 90 USD/t [16].

Mimo wysokiej, jednej z najwyższych w Europie, ceny węgla, cena energii elektrycznej uzyskanej na jego bazie należy do najniższych. W 2014 roku ceny wytwarzania energii elektrycznej kształtowały się następująco [2]: 180 zł/MWh przy stosowaniu węgla kamiennego, 129 zł/MWh dla węgla brunatnego, 230 zł/MWh dla gazu ziemnego, 370 zł/MWh dla biomasy, 200 zł/MWh dla wiatraków oraz 130 zł/MWh dla elektrowni wodnych.

6.4.6 Dostępność środków inwestycyjnych

Polska elektroenergetyka wymaga następujących nakładów: 2.5 mld zł/rok na sieci przesyłowe, 4 mld zł/rok na sieci dystrybucyjne oraz 6.5 mld zł/rok na wytwarzanie energii elektrycznej. W sumie do 2020 roku należałoby wydać 65 mld zł [22]. Powyższe środki powinny pochodzić od zagranicznych i/lub polskich inwestorów (np. PGE, Tauronu, Energi, Enei). Określone środki są również możliwe do pozyskania z Unii Europejskiej. Kondycję finansową, ewentualnych, polskich inwestorów należy uznać za stosunkowo dobrą. Równocześnie należy przypuszczać, że pozyskanie środków na inwestycje energetyczne z Unii Europejskiej będzie coraz bardziej utrudnione.

Nakłady inwestycyjne przeznaczone na modernizację górnictwa będzie można prawdopodobnie pozyskać w procesie prywatyzacji kopalń Drugim źródłem środków

inwestycyjnych dla górnictwa mogą być dotacje państwowo-rządowe. Takie postępowanie jest jednak niezgodne z zasadami finansowymi Unii Europejskiej i spotka się z dezaprobatą państw członkowskich.

6.5 CZYNNIKI SUBIEKTYWNE

6.5.1 Wewnętrzne uwarunkowania polityczne

W miarę rozwoju konkurencyjnej gospodarki wolnorynkowej atrakcyjność węgla kamiennego jako towaru na rynku krajowym i zagranicznym stawała się coraz mniejsza. Sytuację pogarszała niewłaściwa polityka inwestycyjna i organizacyjna w przemyśle węglowym. Dodatkową, niesprzyjającą okolicznością było pojawienie się na rynku tańszego, obcego węgla. Nie mogło to pozostać bez wpływu na rentowność kopalń i doprowadziło do likwidacji kilkudziesięciu z nich. Przyczyniło się to, z kolei, do frustracji, poczucia stanu zagrożenia społecznego i ekonomicznego górników oraz do nadzwyczajnego wzrostu aktywności związków zawodowych. Objawem tych niepokojów były nieustanne pogotowia strajkowe, strajki i demonstracje.

Przyczyny trudności upatrywano w największym w Europie podatku nałożonym przez państwo na produkcję górniczą, w fatalnym zarządzaniu kopalniami oraz niesprawiedliwym podziałem zysków.

Łączny, roczny podatek odprowadzony przez górnictwo w 2013 roku wynosił 7 mld zł [16].

Każdy z rządów, funkcjonujących w Polsce od 1989 roku, obiecywał górnikom korzystne dla nich rozwiązanie problemu. Jednak brak jednolitej i wewnętrznie zgodnej polityki energetycznej uniemożliwił realizację tego zadania. Szczególne owocne w obietnice były kolejne okresy przedwyborcze.

Jako rozwiązywanie problemu proponowano przeprowadzenie, między innymi, następujących działań:

- połączenie wybranych zakładów górniczych z wybranymi spółkami energetycznymi,
- tworzenie kampanii węglowych o nowej strukturze organizacyjnej,
- powołanie, w miejsce trzech ministerstw zajmujących się gospodarką, skarbem i środowiskiem, jednego resortu koncentrującego się na problemach energii, surowców energetycznych i paliw, w jednym ręku [7].
- przeprowadzenie wykupu węgla zalegającego na zwałach na mocy uchwały o rezerwach strategicznych [6].
- dofinansowanie górnictwa tzw. daninami publicznymi o następującej, orientacyjnej, strukturze (wg [16]): ubezpieczenia publiczne i zdrowotne 32%, podatek od osób fizycznych 11%, podatek VAT 23%, podatek dochodowy od osób prawnych 5%, opłata z zysku jednoosobowych spółek Skarbu Państwa 7%, kary i opłaty na Fundusz Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej 3%, fundusz gwarantowanych świadczeń pracowniczych 2% podatki opłaty i kary na rzecz gmin 13%, inne 4%.

6.5.2 Przynależność do związków polityczno gospodarczych

Związek polityczno gospodarczy o największym wpływie na energetyczne zagospodarowanie węgla w Polsce jest Unią Europejską, dążącą do likwidacji wykorzystania węgla zwłaszcza kamiennego, w energetyce [4]. Proces ten nazwano dekarbonizacją. Począwszy od 2010 roku proponowano zastąpić dekarbonizację (low carbon) procesem (low emission). „Low emission” polega na ograniczeniu emisji dwutlenku węgla przy zachowaniu globalnej ilości wyprodukowanej energii. Najkorzystniejszym sposobem ograniczenia emisji substancji szkodliwych do otoczenia jest poprawa efektywności spalania paliwa, w rozpatrywanym przypadku węgla. Można to uzyskać przez zmianę konstrukcji kotła oraz optymalizację parametrów eksploatacyjnych. Możliwe do uzyskania tą drogą ograniczenie emisji jest stosunkowo niewielkie. Pomimo tego poprawa efektywności procesu spalania paliwa powinno być pierwszym etapem realizacji omawianej polityki.

Do znacznie większego ograniczenia emisji CO₂, a nawet do bezemisyjnej produkcji energii elektrycznej prowadzą technologie CCS (Carbon Capture and Storage). Opisanych technologii poświęca się stosunkowo dużo miejsca w dostępnej literaturze przedmiotu. Uzyskiwanym efektom oraz ponoszonym kosztom związanym z CCS poświęcony był np. cały nr 1/2014 poczytnego czasopisma „Energetyka”.

Należy przypuszczać, że stosownie metod CCS zostały zaakceptowane przez Unię Europejską, lecz koszt tego typu przedsięwzięć przekroczyłyby polskie możliwości inwestycyjne.

Dodatkowe trudności związane z przynależnością do Unii Europejskiej będą dotyczyć niektórych sposobów dofinansowania górnictwa oraz wykupu węgla zalegającego na zwałach.

6.5.3 Powiązanie biznesowych grup interesów

W latach 1982-1990 była budowana, w Nadolu nad Jeziorem Żarnowieckim, pierwsza polska elektrownia atomowa o łącznej mocy 1600 MW. W maju 1990 roku przeprowadzono lokalne referendum w województwie gdańskim, w którym, przy frekwencji 44,3% uprawnionych, (więc referendum było nieważne), 86% uczestników wypowiedziało się przeciwko budowie elektrowni jądrowej. W związku z tym, i kilkoma innymi przyczynami takimi jak: zmiana warunków ekonomicznych w Polsce po 1989 roku, zbędność dla bilansu energetycznego, wątpliwa rentowność, wstrzymano dalszą budowę elektrowni i tym samym wyrzucono w błoto 2 mld USD [21]. W tym samym czasie na Śląsku, (w KWK Halemba), zdarzył się wypadek, w którym żywcem spłonęło 12 górników. Łącznie taka liczba ofiar śmiertelnych mogłaby wystąpić po 50-cio letniej eksploatacji elektrowni jądrowej. Poza tym na Śląsku nikt nie prosił mieszkańców, np. Zabrza, o wyrażenie zgody na wybudowanie 4 koksowni, 5 kopalń oraz licznych innych zakładów o podwyższonej szkodliwości ekologicznej. W powyższym kontekście, przeprowadzenie referendum w sprawie likwidacji zaawansowanej budowy elektrowni jądrowej, musi być uznane za nieetyczne. Nigdy też nie przeprowadzono śledztwa komu na tym naprawdę zależało.

6.6 UWAGI KOŃCOWE

Niniejszy artykuł jest czwartym opracowaniem autora dotyczącym problematyki szeroko rozumianego wykorzystania węgla w energetyce. Mimo upływającego czasu wnioski wypływające z wcześniejszych prac [10, 11, 12] zachowują, niestety, niepokojącą aktualność. Dlatego uznano za celowe zwrócenie uwagi na niektóre z nich:

- Przy tworzeniu podstaw oraz realizacji polityki energetycznej obserwuje się brak zdecydowania i konsekwencji, występowania znacznych opóźnień i licznych zaniechań, za które przyjdzie nam i przyszłym pokoleniom zapłacić.
- Powinno się przeanalizować przyczyny słabej realizacji dotychczasowej polityki energetycznej, aby się uczyć na błędach. Jest to na ogół nauka kosztowna, lecz okazuje się, że konieczna.
- Perspektywy polskiego węgla w istotny sposób będą związane z poza energetycznym jego wykorzystaniem. Ponadto za przyszłościowe należy uznać wykorzystanie znanych, lecz rzadko stosowanych, technologii: podziemnego zgazowania, koksowania z równoczesnym wykorzystaniem gazu koksowniczego, wytwarzaniem brykietów paliwa bezdymnego, uszlachetniania węgla w aspekcie jego wykorzystania w małych układach kogeneracyjnych.
- Klasyczne wykorzystanie węgla w energetyce wielkoskalowej będzie miało charakter spadkowy.

Bezpieczeństwo energetyczne i środowiskowe stanowią jedne z najistotniejszych kryteriów jakości życia. Są jednymi z najważniejszych potrzeb człowieka.

Istnieje bezpośredni związek bezpieczeństwa energetycznego z bezpieczeństwem politycznym, ekonomicznym, kulturowym, socjalnym i społecznym. Dlatego powinno ono być przedmiotem polityki władz wszystkich szczebli.

W warunkach występujących w Polsce za szczególnie ważne dla bezpieczeństwa energetycznego należy :

- uznanie nadzwędności norm etycznych nad legislacyjnymi,
- opracowanie spójnego systemu legislacyjnego stymulującego rozwój preferowanych kierunków energetyki oraz stanowiącego barierę dla działań społecznie szkodliwych,
- opracowanie nowych podstaw polityki energetycznej Polski dla bliższych i dalszych horyzontów czasowych,
- racjonalne zastąpienie tendencji do dekarbonizacji (low carbon) działaniami zmierzającymi do węglowej energetyki niskoemisyjnej (low emission),
- odideologizowanie polityki klimatycznej,
- opracowanie inżynierii finansowej dla strategicznych przedsięwzięć energetycznych,
- ocenę celowości wprowadzenia energetyki jądrowej w Polsce, a następnie bezzwłoczne przystąpienie do realizacji uzyskanych wyników,
- ustalenie przyczyn opóźnień w ocenie zasobów oraz w wydobywaniu gazu łupkowego.

Ponadto należy zwrócić uwagę na następujące okoliczności:

- Wzajemne relacje między górnictwem a energetyką mają charakter dynamiczny.
- Pojawiające się nowe zasoby paliwowe (np. gazu łupkowego) lub strategie rozwojowe (np. koncepcja rozwoju innowacyjnej energetyki rozproszonej) może zmienić stopień wykorzystania własnych zasobów węglowych.
- Przyszłościowe sposoby realizacji polityki energetycznej nie sprzyjają większemu wykorzystaniu węgla.
- Przedstawiane w „Polityka energetyczna Polski do 2030 roku” założenia i przewidywane rezultaty polityki energetycznej w Polsce do 2030 roku są mało realne.
- W działaniach gospodarczych nie należy mylić efektów wirtualnych (pobożnych życzeń) z realiami.
- Analiza perspektyw rozwojowych polskiego górnictwa powinna również objąć przypadki wykorzystania pokładów węgla kamiennego przez przyszłe pokolenia. Wartość tych pokładów jest trudna do przecenienia wobec powszechnego wyczerpywania się światowych zasobów paliw nieodnawialnych. Aby taka sytuacja była możliwa należy zabezpieczyć niezagospodarowane złoża przed zabudową powierzchniową, która mogłaby uniemożliwić przyszłą ich eksploatację [3].

LITERATURA

1. Aleksińska, Pojęcie jakości życia
Psychologia.net.pl/www.psychologia.net.pl/artykuł.php?level=231.
2. H.L. Gabryś, Elektroenergetyka w Polsce 2015. Próba osądu roku na podstawie wyników i wezwań. Energetyka, 2015, nr 12, s. 787-790.
3. Z. Kasztalewicz, Blaski i cienie górnictwa węglowego w Polsce. Polityka Energetyczna. 2012, t. 15, Z. 4, s. 7-27.
4. T.E. Kołakowski, Elektryzowanie śląskich energetyków czy śląskiego elektoratu. Energetyka, 2015, nr 8, s. 2.
5. T.E. Kołakowski, Co dalej z sektorem paliwowo-energetycznym. Energetyka, 2015, nr 11, s. 2.
6. T.E. Kołakowski, Co dalej z modernizacją polskiej elektroenergetyki. Energetyka, 2015, nr 12, s. 2.
7. T.E. Kołakowski, O początkach zmian organizacyjnych w sektorze paliwowo-energetycznym. Energetyka, 2016, nr 1 s. 2
8. J. Kozioł, K. Banasiak, Układy terytorialne. Komunalne wykorzystanie energii odpadowej. Seminarium OPTI- ENERGIA „Komunalna polityka ekoenergetyczna” Rudy, 2003r., s. 9.
9. J. Kozioł, A. Warzecha, Energetyka komunalna w świetle dyrektyw unijnych i planów rozwojowych polskiej energetyki do 2030 roku. Seminarium "Komunalna polityka ekoenergetyczna," Rudy 2008, s. 45.
10. J. Kozioł, Rola węgla w energetyce polskiej do 2030 roku. Monografia pod red.: H. Badury i W. Białego pt. „Górnictwo-perspektywy i zagrożenia „Wydawnictwo PKJS”, Gliwice, 2012, s. 203-209.

11. J. Kozioł, Wybrane problemy węglowej energetycznej. Monografia pod red.; J. Białyka,, R. Mielimąki i A. Czewińskie-Lubczyk pt. „Górnictwo-perspektywy i zagrożenia”. PA NOVA, Gliwice, 2014, s. 163-170.
12. J. Kozioł, Bezpieczeństwo energetyczne i środowiskowe jako element zrównoważonej jakości życia. Monografia pod red.: E. Jakubowskiego i W. Ślągockiego pt.: „Polska w Unii Europejskiej. Gospodarka energetyczna” Dom Wydawniczy ELIPSA, Warszawa, 2014, s. 169-187.
13. Pierwsza polska ustawa górnicza czyli „Ordunek Gorny”. Historyczny dokument Górnego Śląska z 1528 r. Nakładem Józefa Piernikarczyka. Tarnowskie Góry, 1928. Portal powiatu tarnogórskiego. Tarnowskie Góry, 2008.
14. Polityka energetyczna Polski do roku 2025. Ministerstwo Gospodarki, Warszawa, 2005.
15. Polityka energetyczna Polski do roku 2030. Ministerstwo Gospodarki, Warszawa, 2008.
16. Raport „Stan polskiego górnictwa”. Koliber,analizy.koliber.org/files/stan-polskiego-gornictwa.pdf.
17. J. Trzebiatowski, Jakość życia w perspektywie nauk społecznych i medycznych – systematyzacja pojęć definicyjnych. Hygeia Public Health.2011, 46 (1), s. 25.
18. <http://pl.tradingeconomics.com/country-list/gdp-per-capita>.
19. [https://pl.wikipedia.org/wiki/list_of_counties_by_GDP_\(PPP\)-per-capita](https://pl.wikipedia.org/wiki/list_of_counties_by_GDP_(PPP)-per-capita).
20. www.funduszestrukturalne.gov.pl/informator/npr2//zaopatrzenie.pdf.
21. https://pl.wikipedia.org/wiki/Elektrownia_J%C4%85drowa%CBBaranowiec.
22. <http://energetyka.inzynieria.com/cat/37/art./34040/kilka-slow-o-stanie-polskiej-energetyki>.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

01.2016
03.2016

Prof. dr hab. inż. Joachim Kozioł
Uniwersytet Zielonogórski, Instytut Inżynierii Środowiska
ul. Prof. Z. Szafrana 15, 65-516 Zielona Góra, Polska

CZYNNIKI DECYDUJĄCE O ENERGETYCZNYM WYKORZYSTANIU WĘGLA

Streszczenie: Przedstawiono okoliczności sprzyjające bezpieczeństwu jako elementowi jakości życia. Przeanalizowano czynniki obiektywne, tzn. niezależne od decyzji gremiów kierowniczych zarządzających górnictwem i energetyką oraz czynniki subiektywne, na które wspomniane gremia mogą mieć wpływ. Podsumowano wnioski dotyczące możliwości wykorzystania węgla.

Słowa kluczowe: czynniki wykorzystania węgla, bezpieczeństwo energetyczne

FACTORS DETERMINING THE ENERGY USE OF COAL

Abstract: Presented circumstances conducive to safety as the element of quality of life. Analyzed objective factors, ie. independent of the executive bodies governing mining and energy as well as subjective factors on which these bodies may be affected. It summarizes the conclusions concerning the possibility of the use of coal

Key words: factors of coal utilization, energy security

7

ODSTAVENÍ HLAVNÍHO VENTILÁTORU LOKALITY SVIADNOV, DŮL PASKOV, OKD, a.s. - ČESKÁ REPUBLIKA

7.1 Úvod

OKD, a.s., ,Důl Paskov-nyní Důlní závod 3 byl tvořen před odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov z hlediska větrání třemi samostatnými větrními oblastmi – větrní oblast dolu Sviadnov, větrní oblast dolu Staříč a větrní oblast dolu Chlebovice se samostatnými centrálními větrními systémy.

Přesunem hornické činnosti z důlního pole lokality Sviadnov (větrní oblast dolu Sviadnov) do důlních polí lokalit Staříč a Chlebovice (větrních oblastí dolů Staříč a Chlebovice) bylo i z ekonomických důvodů přistoupeno k přípravě a k následnému odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov.

7.2 POPIS VĚTRNÍHO SYSTÉMU A CHARAKTERISTIKA VĚTRNÍ SÍTĚ DOLU PASKOV (NYNÍ DŮLNÍHO ZÁVODU 3, OKD, a.s.) PŘED ODSTAVENÍM HLAVNÍHO VENTILÁTORU NA LOKALITĚ SVIADNOV

OKD, a.s., Důlní závod 3-Důl Paskov (dále jen DZ 3), jak již bylo uvedeno v úvodu, byl tvořen třemi samostatnými větrními oblastmi – větrní oblast dolu Sviadnov (obr. 7.1), větrní oblast dolu Staříč a větrní oblast dolu Chlebovice. Všechny doly měly samostatné centrální větrní systémy vždy s jednou jámou vtažnou a s jednou jámou výdušnou.

Ve větrní oblasti dolu Sviadnov byly vytvořeny 2 mezioblastní diagonálně zapojená samostatná větrní oddělení (dále jen SVO), do kterých byl úvodní větrní proud přiváděn 5. patrem a částečně 3. patrem z dolu Staříč. Výdušným patrem bylo 2. patro dolu Sviadnov. Větrní spojení mezi doly Sviadnov a Staříč v úrovni 3. patra (př. 2033 a př. 2031) a v úrovni 2. patra (př. 2022 a př. 2230/5) byly výbuchuvzdorně izolovány hrázovými objekty.

Ve větrní oblasti dolu Staříč bylo vytvořeno 5 SVO, z toho 4 SVO byly zapojena paralelně, 1 SVO (SVO 074. sloje) bylo zapojeno diagonálně. Vtažným patrem bylo 5. patro, částečně i 3. patro. Výdušným patrem bylo 4. patro, část větrů bylo převáděno ŠPV č. 14 na úroveň 3. patra. Větrní spojení dolů Staříč a Chlebovice v úrovni 3. patra (př. 2032/4, př. 2032/3 a př. 2032/1) bylo výbuchuvzdorně izolováno hrázovými objekty.

Další větrní spojení dolů Staříč a Chlebovice tvořily 4 mezioblastně diagonálně zapojená SVO s úvodem na dole Staříč a s výduchem na dole Chlebovice. Ve větrní oblasti dolu Chlebovice bylo vytvořeno 8 SVO, z nichž 4 mezioblastně diagonálně zapojená SVO měly úvod na dole Staříč, pro 4 paralelně zapojená SVO bylo vtažným patrem 4. patro dolu Chlebovice. Výdušným patrem bylo 3. patro.



Obr. 7.1 Lokalita Sviadnov, Důl Paskov (Důlní závod 3-OKD, a.s.-Česká republika)

Všechna zkratová propojení mezi SVO, mezi SVO a spojenými úvodními nebo výdušními větrními proudy a mezi spojenými úvodními a výdušními větrními proudy byly izolovány ve smyslu §94, příp. §93 Vyhlášky ČBÚ č. 22/1989 Sb., ve znění pozdějších předpisů.

7.3 HLAVNÍ VENTILÁTORY NA LOKALITÁCH DOLU PASKOV (DŮLNÍHO ZÁVODU 3, OKD, a.s.)

Na výdušné jámě č. I/1 dolu Sviadnov byly provozovány dva rovnocenné horizontální axiální rovnotlaké hlavní ventilátory typu ARB-1-2800-270° o průměru oběžného kola 2800 mm. V době před odstavením byly provozovány na parametrech $\Delta ps = 2\ 690\ Pa$, $Qv = 125,2\ m^3.s^{-1}$ při nastavení úhlu regulačního ústrojí na +12°.

Na výdušné jámě č. II/3 dolu Staříč jsou provozovány dva rovnocenné horizontální axiální rovnotlaké hlavní ventilátory typu ARB-3-3150-270° o průměru oběžného kola 3150 mm. V době před odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov byly provozovány na parametrech $\Delta ps = 3\ 182\ Pa$, $Qv = 212\ m^3.s^{-1}$ při nastavení úhlu regulačního ústrojí na +2°.

Na výdušné jámě č. III/5 dolu Chlebovice jsou provozovány dva rovnocenné horizontální axiální rovnotlaké hlavní ventilátory typu ARD-1-3550-270° o průměru oběžného kola 3550 mm. V době před odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov pracovaly na parametrech $\Delta ps = 2\ 813\ Pa$, $Qv = 221\ m^3.s^{-1}$ při nastavení úhlu regulačního ústrojí na -12°.

7.4 PŘÍPRAVNÁ FÁZE PŘED ODSTAVENÍM HLAVNÍHO VENTILÁTORU NA LOKALITĚ SVIADNOV, DŮL PASKOV (DŮLNÍHO ZÁVODU 3, OKD, a.s.)

Odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov bylo řešeno týmově v rámci optimalizačního projektu Continuous Improvement č. P-2014-17-BN-3.

Z několika variant řešení byla zvolena varianta, kdy po odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov bude výdušná jáma č. I/1 převedena na paralelní vtažnou jámu (s propojením s vtažnou jámou č. I/2 ochozy v úrovni 2. patra). S větrními oblastmi Staříč a Chlebovice budou obě jámy propojeny v úrovni 3. patra spojovacími překopy č. 2033 a č. 2031 s výbuchuvzdornou izolací dvojicemi hrázových objektů s hrázovými dveřmi, s výbuchuvzdornými uzavírkami navazujících důlních děl na výdušnou jámu č. I/1 v úrovni 2. patra a mezi 2. a 3. patrem a s převedením spojeného výdušného větrního proudu z mezioblastně diagonálně zapojených SVO 059 606 a SVO 041 626 překopy 3. patra na větrní oblast dolu Chlebovice.

Součástí odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov bylo i odstavení degazační stanice na lokalitě Sviadnov a převedení degazovaného plynu od zdrojů v důlním poli lokality Sviadnov na degazační stanici na lokalitě Staříč. Po opravě degazačního plynovodu o průměru 300 mm na spojovacích překopech č. 2033 a č. 2033/1 v úrovni 3. patra o celkové délce 3300 m a jeho následném napojení na nový zrekonstruovaný degazační plynovod o průměru 300 mm ve vtažné jámě č. II/4 byla dne 3. 12. 2013 odstavena degazační stanice na lokalitě Sviadnov.

Byl zpracován aktualizovaný matematický model větrní sítě DZ 3, z něhož vycházely jednotlivé výpočty časových řezů s postupnými výbuchuvzdornými uzavírkami důlních děl – postupná redukce větrní sítě – až po stav samotného odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov a převedení spojeného výdušného větrního proudu z mezioblastně diagonálně zapojených SVO 059 606 a SVO 041 626 na větrní oblast dolu Chlebovice. Výsledky výpočtů všech časových řezů byly kontrolovány, porovnávány tlakové spády, objemové průtoky větrů, ekvivalentní průřezy dolů a u hlavních ventilátorů byly vynášeny provozní body do pracovních charakteristik hlavních ventilátorů. Nejnáročnější bylo zpracování předposledního časového řezu, tj. těsně před odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov. V této fázi byly v již zřízených uzavíracích hrázích větrní proudy vedeny pouze přes vsazené lutnové průvětrníky o průměru 1000 mm (v některých i dvojice), hlavní ventilátor na lokalitě Sviadnov byl provozován na minimální výkon a stabilita provozu hlavního ventilátoru byla zajišťována přisáváním z povrchu.

Správnost postupu a vliv odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov na větrní síť DZ 3 byl postoupen k odbornému posouzení VVUÚ, a.s. v Ostravě-Radvanicích. Úkolem odborného posouzení bylo:

- Posouzení vlivu sníženého ekvivalentního průřezu, způsobeného přípravou uzavírek na stabilitu provozu hlavních ventilátorů DZ 3, zejména pak hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov.
- Zhodnocení převedení větrních proudů z větrní oblasti lokality Sviadnov na větrní oblast Chlebovice z hlediska větrání a objemových průtoků větrů.

- c. Posouzení změn ekvivalentních průřezů větrních oblastí na provoz hlavních ventilátorů lokalit Staříč a Chlebovice.
- d. Odborné posouzení přínosu odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov na stabilitu větrání a bezpečnost provozu dolu.

Odborné posouzení jednoznačně potvrdilo, že po odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov a převedením větrání této větrní oblasti na větrní oblast Chlebovice, budou tlakové spády jednotlivých SVO i objemové průtoky větrů v obou větrních oblastech dostačné a bude zajištěno řádné větrání DZ 3. Stabilita provozu hlavních ventilátorů obou větrních oblastí bude zachována.

7.5 ODSTAVENÍ HLAVNÍHO VENTILÁTORU NA LOKALITĚ SVIADNOV, DOLU PASKOV (DŮLNIHO ZÁVODU 3-OKD, a.s.)

Práce spojené s redukcí větrní sítě byly striktně dodržovány dle zpracovaných jednotlivých řezů s průběžným proměřováním objemových průtoků větrů v ovlivněných oblastech větrní sítě a s vynášením provozního bodu hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov.

V prvních fázích bylo přistoupeno k redukci větrní sítě – výbuchuvzdorným uzavírkám důlních děl, jež neměly podstatný vliv na stabilitu větrní sítě a provozní parametry hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov (na obrázku 7.2 důlní díla označena barevně) a to:

- větrní spojení v 069. sloji mezi 2. a 3. patrem (důlní díla označena žlutě)
- větrní spojení v 050. sloji mezi 2. a 3. patrem (důlní díla označena světle modré)
- renovační dílna a velký sklad výbušnin v úrovni 2. patra (důlní díla označena zeleně)
- důlní díla v 041. sloji (důlní díla označena oranžově)

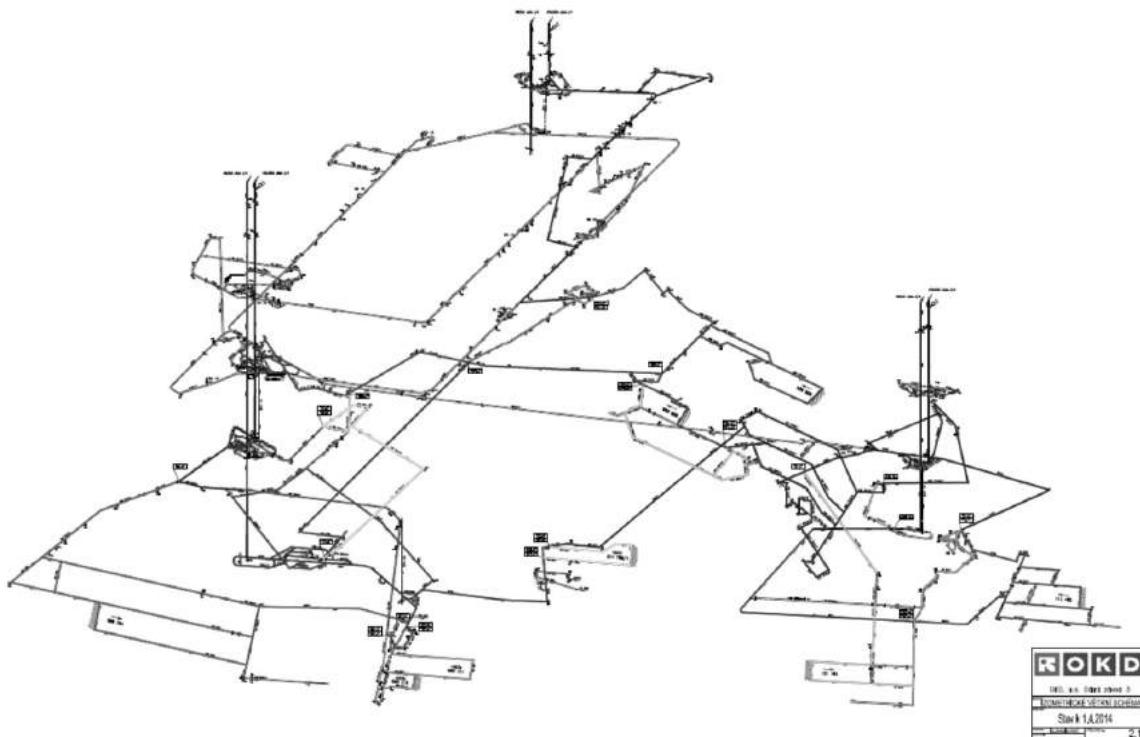
V předposlední fázi před odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov byly budovány:

Uzavírací hráze s instalovanými průvětrníky pro vedení větrního proudu:

- uzavírací hráz s 2 průvětrníky ø 1000 mm na překopu č. 2022 (za křížem s překopem č. 2230/5) na 2. patře větrní oblasti Staříč,
- uzavírací hráz s 2 průvětrníky ø 1000 mm na překopu č. 2021 (za křížem s překopem č. 2025) na 2. patře větrní oblasti Sviadnov,
- uzavírací hráz s 1 průvětrníkem ø 1000 mm na třídě č. 063 5236/1 (u překopu č. 2031) na 3. patře větrní oblasti Sviadnov,
- uzavírací hráz s 1 průvětrníkem ø 1000 mm na třídě č. 080 4132 (u překopu č. 2031) na 3. patře větrní oblasti Sviadnov.

Hrázové objekty pro izolaci převedeného spojeného větrního proudu z mezioblastní diagonálně zapojených SVO 059 606 a SVO 041 626 překopy 3. patra na větrní oblast dolu Chlebovice:

- dvojice hrázových objektů s hrázovými dveřmi na překopu č. 2032/4,
- hrázový objekt s PIO na překopu č. 2032.



Obr. 7.2 Izometrické zobrazení větrání Dolu Paskov (Důlního závodu 3) stav k 1.4.2014

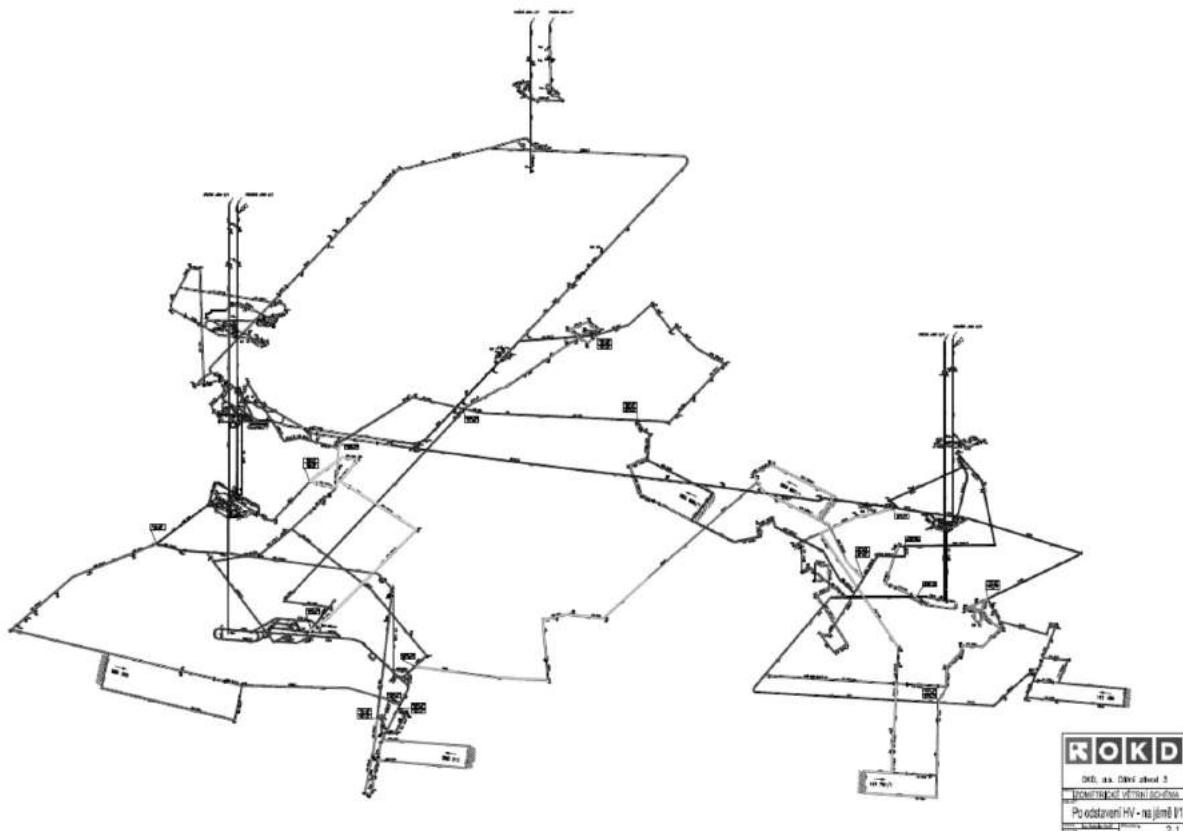
Souběžně s postupem výstavby výše uvedených uzavíracích hrází s instalovanými průvětrníky byla rovněž proměřována větrní síť v ovlivněných oblastech, provozní bod hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov byl vynášen do pracovní charakteristiky a postupně byl snižován výkon hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov natáčením rozvodového ústrojí až na -40°, přičemž muselo být před dokončením uzavíracích hrází přistoupeno k umělému přisávání z povrchu.

K 30. 4. 2014 byly dokončeny všechny výše uvedené uzavírací hráze a hrázové objekty a v nepracovní den 2. 5. 2014 v 1. směně (v 8.15 hod.) byl odstaven hlavní ventilátor na lokalitě Sviadnov.

Souběžně s odstavením hlavního ventilátoru byly uzavřeny průvětrníky v uzavíracích hrázích a hráze byly dotěsněny. Dále byly uzavřeny křídla v dvojici hrázových objektů s hrázovými dveřmi na překopu č. 2032/4 a křídla v hrázovém objektu s PIO na překopu č. 2032 a byly vysazeny křídla ve dvojicích hrázových objektů s hrázovými dveřmi na překopu č. 2031, na překopu č. 2032/3 a na překopu č. 2025. Uvedenými úkony došlo k očekávané přeměně výdušné jámy č. I/1 na paralelní vtažnou jámu a převedení spojeného výdušného větrního proudu z mezioblastně diagonálně zapojených SVO 059 606 a SVO 041 626 překopy 3. patra na větrní oblast dolu Chlebovice. Výbuchuvzdornými uzavírkami byly vyřazeny z větrní sítě důlní díla v úrovni 2. patra (spojovací překop č. 2021 a část překopu č. 2022) a důlní díla tvořící větrní spojení mezi 2. a 3. patrem (větrní spojení v 080. sloji a větrní spojení v 063. a 074. sloji). Uzavřená důlní díla jsou na obrázku č. 7.2 vyznačena modře.

Všechny práce postupovaly přesně podle zpracovaných časových řezů a průběžně měřené parametry odpovídaly zpracovaným matematickým modelům větrní sítě DZ 3.

Stav větrní sítě DZ 3 po odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov je znázorněn na obrázku 7.3.



Obr. 7.3 Izometrické zobrazení větrní sítě DZ3 (Důl Paskov)
po odstavení hlavního důlního ventilátoru na lokalitě Sviadnov

7.6 EKONOMICKÉ ZHODNOCENÍ ODSTAVENÍ HLAVNÍHO VENTILÁTORU NA LOKALITĚ SVIADNOV – DOLU PASKOV (DŮLNÍHO ZÁVODU 3, OKD, a.s.)

Ekonomické zhodnocení spojené s odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov, s uzavírkou nepotřebných důlních děl v rámci redukce větrní sítě, s převedením spojeného výdušného větrního proudu z mezioblastně diagonálně zapojených SVO 059 606 a SVO 041 626 na větrní oblast dolu Chlebovice a převedení degazovaného plynu z důlního pole lokality Sviadnov na degazační stanici na lokalitě Staříč. Náklady:

- výstavba 22 uzavíracích hrází v úrovni 2. patra a mezi 2. a 3. patrem,
- výstavba dvojice hrázových objektů s hrázovými dveřmi na překopu č. 2032/4 a výstavba hrázového objektu s PIO na překopu č. 2032,
- likvidace tří dvojic hrázových objektů s hrázovými dveřmi (na překopu č. 2031, na překopu č. 2032/3 a na překopu č. 2025),
- rekonstrukce degazačního plynovodu o průměru 300 mm na spojovacích překopech č. 2033 a č. 2033/1 v úrovni 3. patra o celkové délce 3300 m a rekonstrukce degazačního plynovodu o průměru 300 mm ve vtažné jámě č. II/4.

7.7 ÚSPORY ŘEŠENÍ

7.7.1 Degazace

- produkce metanu z oblasti lokality Sviadnov zůstala přibližně na stejně výši,
- úspora elektrické energie (cca $68400 \text{ kW.m}\text{s}^{-1}$) $157320 \text{ Kč. m}\text{s}^{-1}$,
- úspora technologické vody (cca $90 \text{ m}^3.\text{m}\text{s}^{-1}$) $2864 \text{ Kč. m}\text{s}^{-1}$,
- mzdové náklady 5-ti zaměstnanců obsluhy degazační stanice na lokalitě Sviadnov.

7.7.2 Uzavřená důlní díla

- celkem bylo vyřazeno z větrní sítě 12290 m důlních děl,
- měsíční úspora 24 směn pro prohlídky větrních cest,
- úspora pro kontrolu a odběry vzorků před a za uzavíracími hrázemi – snížení počtu o 78 uzavíracích hrází,
- úspora stlačeného vzduchu (eliminace netěsností potrubních řadů a odstavení vzduchových spotřebičů v uzavřených důlních dílech).

7.7.3 Odstavený hlavní ventilátor na lokalitě Sviadnov

- měsíční úspora elektrické energie (cca $401500 \text{ kW.m}\text{s}^{-1}$) $923450 \text{ Kč.m}\text{s}^{-1}$.

7.4 ZÁVĚR

Odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov a uzavírka důlních děl bylo povoleno na základě podání „Plánu likvidace hlavních důlních děl – kolejových patrových překopů v úrovni 2. patra dolu v 1. a 2. důlním poli dobývacího prostoru Staříč, OKD a.s. Závodu Důl Paskov“ ze dne 24. 1. 2014 a schváleno Rozhodnutím Obvodního báňského úřadu pro území krajů Moravskoslezského a Olomouckého ze dne 3. 3. 2014 pod č.j. SBS/02690/2014/OBÚ-05/5/467/Ing.Sk.

Odstavení hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov, dle § 113 vyhlášky ČBÚ č. 22/1989 Sb., v platném znění, představovalo podstatnou změnu ve větrání Důlního závodu 3. Z uvedeného důvodu proběhl ve dnech 28. a 29. 6. 2014 depresní snímek dolu a zpracovaná větrní rozvaha Důlního závodu 3 pro rok 2014 byla předložena dne 28. 8. 2014 Obvodnímu báňskému úřadu pro území krajů Moravskoslezského a Olomouckého.

Redukcí větrní sítě, odstavením degazační stanice a hlavních ventilátorů na lokalitě Sviadnov, Důlního závodu 3 došlo k významným úsporám elektrické a vzduchové energie i snížení směnnosti při zachování stability a řádného větrání Dolu Paskov (Důlního závodu 3, OKD, a.s.).

*Článek byl vytvořen za podpory projektu SP2016/8
„Vytvoření nového odprašovacího zařízení ke zneškodnění uhelného prachu“*

LITERATURA

1. Otáhal, P. Prokop, „Důlní větrání“ Skripta VŠB,TU-Ostrava, 1994
2. Bezpečnostně-právní akty a interní materiály Důl Paskov (Důlní závod 3, OKD a.s.).
3. Optimalizační projekt Continuous Improvement č. P-2014-17-BN-3.
4. Vyhláška ČBÚ č. 22/1989 Sb., v platném znění pozdějších předpisů.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

Ing. Petr Urban, Ph.D.
Institut Hornického inženýrství a bezpečnosti
HGF-VŠB TU-Ostrava, Česká republika
e-mail: petr.urban@vsb.cz

Ing. Zdenek Hružek
Důl Paskov, OKD. a.s.
e-mail: zdenek.hruzek@okd.cz

Ing. Beáta Gibešová, Ph.D.
Institut Hornického inženýrství a bezpečnosti
HGF-VŠB TU-Ostrava, Česká republika
e-mail: beata.gibesova@vsb.cz

Ing. Vítězslav Košňovský, Ph.D.
Důl Paskov, OKD. a.s.
e-mail: vitezslav.kosnovsky@okd.cz

ODSTAVENÍ HLAVNÍHO VENTILÁTORU LOKALITY SVIADNOV, DŮL PASKOV, OKD, a.s. – ČESKÁ REPUBLIKA

Abstrakt: Příspěvek řeší redukci větrní sítě a tím úsporu elektrické energie v souvislosti s odstavením hlavního ventilátoru na lokalitě Sviadnov, Dolu Paskov na základě přesunu hornické činnosti do důlních polí Staříč a Chlebovice, Dolu Paskov, OKD, a.s.

Klíčové slova: hlubinný důl, větrání, hlavní důlní ventilátor, bezpečnost dolu

THE SHUTDOWN OF THE MAIN FAN AT THE LOCALITY SVIADNOV, THE PASKOV MINE, OKD, a.s. – CZECH REPUBLIC

Abstract: The article deals with the reduction of the mine ventilation network, thereby saving electricity in connection with the shutdown of the main fan at the locality Sviadnov, the Paskov mine based on moving mining activities to the takes of a pit Staříč and Chlebovice, the Paskov Mine, OKD, a.s. (Ostrava-Karviná Mines).

Key words: underground mine, ventilation, main mine fan, mine safety

8

PROCES PRZYGOTOWANIA PRACOWNIKÓW DO PODJĘCIA BEZPIECZNEJ PRACY NA PRZYKŁADZIE KOPALNI

8.1 WPROWADZENIE

Zgodnie z współczesnymi koncepcjami zarządzania bezpieczeństwem zalecane jest stosowanie profilaktycznych działań technicznych, organizacyjnych i psychologicznych. Poza dotychczasowymi działaniami techniczno-organizacyjnymi, istotne stało się wyposażenie ludzi w wiedzę, doświadczenie, oraz motywację do podejmowania bezpiecznych zachowań oraz unikania ryzyka [6, 8, 10]. Ponieważ to dzięki pracownikom odnoszone są sukcesy, jak i również powstają awarie, wypadki i katastrofy. Zakup nowoczesnego i bezpiecznego sprzętu oraz wprowadzenie nieryzykownych technologii są niezbędnymi zabiegami w redukowaniu wypadkowości i zachorowalności zawodowej, ale ważny jest również dobrze dobrany, wyszkolony i dostatecznie poinstruowany wykonawca danej pracy [3, 4, 11].

Proces przygotowania pracowników do wykonywania pracy w sposób bezpieczny, jest niezwykle ważny. Wiadomo także, iż oprócz odpowiedniego doboru do pracy, adaptacji zawodowej, motywowania, redukcji stresu zawodowego bardzo ważnym aspektem są przeprowadzane w przedsiębiorstwie szkolenia. Jednakże już wielu pracodawców jak i pracowników nie uświadamia sobie że, bezpieczne warunki a także bezpieczne zachowanie w pracy nie powstają samoistnie, ale muszą zostać wypracowane według z góry przyjętego programu. Konieczne jest więc podejmowanie działań ukierunkowanych na polepszenie warunków pracy, wyposażenia i postępowania zatrudnionych w przedsiębiorstwie pracowników [7, 11].

Występujące wypadki, ich skutki, oraz zły stan zdrowia pracowników (spowodowany pracą w niekorzystnych warunkach materialnego środowiska pracy) stanowią przyczynę znacznych strat finansowych poszkodowanych, ich pracodawców, a także całego społeczeństwa [4, 11].

Dlatego też koniecznym jest podjąć działania w celu skutecznego osiągnięcia poprawy stanu bezpieczeństwa w przedsiębiorstwie. W prezentowanym artykule skupiono się na systemie szkoleń, doskonaleniu zawodowym oraz adaptacji, nowozatrudnionego pracownika na stanowisku robotniczym w kopalni.

8.2 ORGANIZACJA DOBORU ZAWODOWEGO I ADAPTACJI DO PRACY I PRZEDSIĘBIORSTWA

Każdy nowozatrudniony pracownik powinien przejść proces przygotowania do bezpiecznego wykonywania pracy. W procesie tym można wyróżnić: dobór do pracy i adaptację zawodową, szkolenie, motywowanie oraz redukcję stresu zawodowego.

Na poziom przydatności do pracy mają wpływ kwalifikacje, a także sprawność fizyczna i intelektualna. Każda praca wymaga posiadania pewnego wypośrodkowania wiedzy i sprawności. W przypadku gdy są one za niskie w stosunku do wymagań stawianych przez realizowane zadania, wykonywana praca jest zbyt trudna. Mogą wówczas zostać popełnione różne błędy doprowadzające do braków, zniszczenia wyposażenia lub do wypadków. Poziom sprawności i kwalifikacji mocno przewyższający poziom optymalny jest również niekorzystny, gdyż powoduje, że praca jest dla wykonawcy zbyt łatwa i monotonna. W takich sytuacjach robotnicy pracują z „uspioną” świadomością albo zaczynają podejmować ryzyko, aby podnieść atrakcyjność wykonywanych zadań, co także może prowadzić do awarii, braków bądź wypadków. Do prostych i łatwych zadań można dobierać mniej zdolnych lub sprawnych pracowników, natomiast zadania trudne powinni wykonywać pracownicy najzdolniejsi, najbardziej sprawni mający niezbędną wiedzę i doświadczenie. Gdy praca stawia szczególnie wysokie wymagania, to w doborze zawodowym należy ten fakt uwzględnić albo poprzez szukanie wykonawcy obdarzonego specjalnymi uzdolnieniami, albo też poprzez dobór kandydata rokującego ukończenie szkolenia z pozytywnym wynikiem.

Człowiek jest przydatny do pracy na określonym stanowisku, gdy posiada zawodowe, fizyczne i psychologiczne kwalifikacje do efektywnej i bezpiecznej pracy. Przydatność do pracy można stwierdzić po zatrudnieniu, na podstawie uzyskiwanych wyników w pracy, oraz przed zatrudnieniem w postaci rozmowy kwalifikacyjnej na podstawie prognozy czy dany kandydat nadaje się czy nie do pracy na danym stanowisku [11].

Kwalifikacje fizyczne opierają się przede wszystkim na uwzględnieniu predyspozycji fizycznych danego kandydata oraz na ocenieniu czy nadaje się on do danej pracy czy nie. Stwierdzenie kwalifikacji psychologicznych stanowi w niektórych pracach formalnie i prawnie określony wymóg dopuszczenia do pracy na stanowisku. Często badania psychologiczne stanowią specjalistyczne uzupełnienie rutynowej procedury przyjmowania do pracy, która zazwyczaj obejmuje: sprawdzenie formalnych uprawnień, analizę danych personalnych i biograficznych, kontrolę stanu zdrowia, oraz analizę treści opinii z poprzedniego miejsca pracy [5, 8, 11].

Osoba nowo zatrudniona nie będzie od razu samodzielnym i efektywnie pracującym członkiem załogi. Pierwsze tygodnie lub miesiące są okresem, w którym kształtują się jego nawyki zawodowe oraz postawa wobec zakładu, przełożonych i obowiązujących zasad bezpieczeństwa. Dlatego też należy podkreślić, że okres adaptacji jest bardzo ważny w dalszym rozwoju i kształtowaniu nowoprzyjętych pracowników.

Okresem adaptacji należy tak pokierować, aby nowi pracownicy:

- którzy „przynieśli” do zakładu niewłaściwe przyzwyczajenia lub postawy związane z podejmowaniem ryzyka, nie mogli lub nie chcieli z nich korzystać,
- nabyli przyzwyczajeń i postaw preferowanych przez kierownictwo nowego zakładu,
- dowiedzieli się, że obowiązkiem każdego pracownika jest wykonywanie wszystkich czynności zawodowych z myślą o bezpieczeństwie własnym i innych [11].

Przebieg i wyniki adaptacji zawodowej w dużym stopniu zależą od przyjęcia nowego pracownika przez swojego przełożonego oraz przez zespół. Nowy pracownik zwykle stara się dowieść, że spełnia pokładane w nim nadzieje, chce współpracować z członkami zespołu, aby wywierać na nich jak najlepsze wrażenie. Bierze także z nich przykład, jeśli stwierdzi, że jego przełożeni i współpracownicy tolerują zagrożenia i postępują wbrew przepisom BHP, to przejmie ich postawy. Jeśli zaś zespół do którego dołączył okaże się nietolerancyjny wobec zagrożeń i skrupulatnie przestrzegający zasad BHP, to wówczas przejmie te preferencje i będzie je stosował [5, 11].

Przygotowanie ludzi do przyjęcia nowego pracownika polega na:

- uprzedzeniu zespołu o mającym nastąpić przyjęciu nowego pracownika,
- podaniu o nim informacji np. kto to jest, jakie posiada wykształcenie, co potrafi robić,
- przekonanie członków zespołu, że swoim zachowaniem wywierają wpływ na jego przyszłe postępowanie i przedstawieniu im szczególnej roli dobrego przykładu, zwłaszcza w odniesieniu do zasad BHP,
- interweniowaniu członków zespołu, w momencie gdy nowy pracownik będzie próbował postąpić niezgodnie z przepisami BHP,
- przedstawieniu nowego pracownika poszczególnym członkom zespołu.

Przygotowanie miejsca pracy polega na stworzeniu atmosfery oczekiwania na nowego pracownika. Ważne jest, aby nowy pracownik spotkał się z materiałnymi oznakami oczekiwania np. w postaci wolnego miejsca w szafce ubraniowej, oczekujących na niego narzędzi, wyposażenia ochronnego itp. Przygotowanie nowego pracownika zakłada udzielenie mu informacji o przedsiębiorstwie, poinformowanie go o obowiązujących zwyczajach, oczekujących go zadaniach, ryzyku, na jakie będzie narażony przy wykonywaniu zadań i sposobach jego redukcji oraz o możliwościach rozwoju zawodowego w zakładzie pracy.

Warunkiem szybkiej i prawidłowej adaptacji jest otrzymywanie informacji zwrotnej o wynikach pracy i czynionych postępach a także o brakach i niedociągnięciach, które trzeba wyeliminować [5, 9, 10].

8.3 ORGANIZACJA ADAPTACJI ZAWODOWEJ PRACOWNIKA NA STANOWISKU ROBOTNICZYM W KWK

Adaptacja zawodowa nowozatrudnionego pracownika na stanowisku pracy rozumiana jest jako:

- czas pozwalający nowoprzyjętemu pracownikowi na zintegrowanie się z zakładem górniczym,

- okres wdrażania się pracownika w całokształt czynności zawodowych na stanowisku pracy,
- zespół celowych działań, tworzących sprzyjające warunki, umożliwiające pracownikom nowoprzyjętym uzyskanie wymaganych i oczekiwanych efektów pracy, przy jednoczesnym zagwarantowaniu bezpieczeństwa i higieny warunków pracy.

Zasady przebiegu adaptacji zawodowej przeznaczone są dla nowoprzyjętych pracowników na stanowiskach robotniczych pod ziemią i na powierzchni kopalni, określają one przebieg procesu ułatwiającego wprowadzenie pracownika nowoprzyjętego do bezpiecznej pracy w kopalni.

Adaptacja zawodowa pracowników nowoprzyjętych trwa minimum 3 miesiące, liczne od daty rozpoczęcia szkolenia wstępnego w dziedzinie BHP. Kończy się oceną przebiegu procesu adaptacji. Jeśli pracownik nowoprzyjęty nie uzyska po tym okresie pozytywnej oceny, okres ten może być wydłużony. Łączny okres procesu adaptacji nie może przekroczyć 6 miesięcy [2].

Adaptacja zawodowa dzieli się na dwa etapy:

Etap I – szkolenie wstępne w dziedzinie BHP przeprowadzane w formie instruktażu, na które składają się:

- 1) szkolenie wstępne ogólne – "instruktaż ogólny",
- 2) szkolenie wstępne na stanowisku pracy – "instruktaż stanowiskowy".

Etap II – adaptacja zawodowa w środowisku pracy.

Osoba przed przyjęciem do pracy podlega wstępny badaniom lekarskim oraz badaniom psychologicznym. Pozytywny wynik tych badań jest jednym z warunków przyjęcia do pracy. Stosunek pracy pomiędzy pracodawcą, a pracownikiem powstaje przez zawarcie umowy o pracę. Pierwsza umowa obowiązuje na czas określony i jest to okres od 6 do 7 miesięcy, druga zawierana jest na czas nieokreślony. Przed zakończeniem umowy na czas określony pracownik zwraca się do pracodawcy z podaniem o przedłużenie z nim umowy o pracę. Pracownikowi nowoprzyjętemu zostaje wyznaczony oddział, w którym będzie świadczył pracę, zgodny z jego wykształceniem, potrzebami kopalni i obowiązującymi przepisami. W oddziale tym pracownik odbywa szkolenie wstępne w dziedzinie bhp w zakresie instruktażu stanowiskowego oraz przechodzi proces adaptacji zawodowej w środowisku pracy.

W celu odróżnienia pracowników nowoprzyjętych będących w okresie adaptacji zawodowej od pozostałych pracowników, stosowane przez nich hełmy ochronne mają kolor czerwony.

Dział Zatrudnienia i Spraw Osobowych wydaje pracownikowi nowoprzyjętemu „Kartę przebiegu procesu adaptacji zawodowej” oraz „Kartę oceny procesu adaptacji zawodowej pracownika”. Koordynacją działań związanych z przebiegiem procesu adaptacji zawodowej zajmuje się wyznaczony przez Dyrektora ds. Pracy pracownik Działu Zatrudnienia i Spraw Osobowych. Kontrolą działań związanych z prawidłowym przebiegiem procesu adaptacji zawodowej zajmuje się wyznaczony pracownik działu BHP [2].

Jak zostało powyżej przedstawione pierwszym etapem adaptacji zawodowej nowoprzyjętego pracownika jest szkolenie wstępne w dziedzinie BHP.

Przeprowadzone jest ono zgodnie z aktualnymi przepisami oraz zasadami obowiązującymi w kopalni, w formie instruktażu ogólnego i stanowiskowego. Instruktaże realizowane są w oparciu o programy szkoleniowe zatwierdzone przez Kierownika Ruchu Zakładu Górnictwa.

W trakcie szkolenia wstępnego pracownicy nowoprzyjęci zatrudnieni pod ziemią przechodzą szkolenie w zakresie posługiwanego się aparatem izolującym drogi oddechowe, które to szkolenie przeprowadzane jest przez Kopalnianą Stację Ratownictwa Górnictwa oraz realizują wszystkie procedury związane z przyjęciem do pracy, wynikające z Karty Obiegowej Przyjęcia, wydanej przez dział Spraw Osobowych. Ponadto zostaje im przydzielone miejsce w łaźni oraz wydane zostają przez oddział macierzysty dokumenty umożliwiające pobranie przysługującego sortu odzieży i obuwia roboczego.

Instruktaż ogólny przeprowadzany jest przed dopuszczeniem do wykonywania pracy nowo zatrudnionych pracowników i pozwala uczestnikom szkolenia m.in. na zapoznanie się z podstawowymi przepisami bezpieczeństwa i higieny pracy zawartymi w kodeksie pracy, układzie zbiorowym, regulaminie pracy, z przepisami oraz zasadami bezpieczeństwa i higieny pracy obowiązującymi w zakładzie oraz z zasadami udzielania pierwszej pomocy w razie wypadku, podstawowymi informacjami o jednostce organizacyjnej w której pracuje, jej strukturach oraz regułach funkcjonowania Kompanii Węglowej S.A. Czas trwania Instruktażu ogólnego wynosi 8 godzin dla pracowników zatrudnionych na powierzchni i 16 godzin dla pracowników zatrudnionych pod ziemią. Podczas instruktażu ogólnego pracownicy nowoprzyjęci zapoznani zostają z zasadami przebiegu procesu adaptacji zawodowej w środowisku pracy. Odbycie instruktażu ogólnego potwierdza wyznaczony pracownik Działu BHP, który po wydaniu pracownikowi Dziennika Instruktażu Stanowiskowego kieruje go do oddziału macierzystego, celem odbycia instruktażu stanowiskowego

Instruktaż stanowiskowy odbywa się w wyznaczonym pracownikowi nowoprzyjętemu oddziale. Przeprowadza go wyznaczony przez kierownika oddziału pracownik – Instruktor – przeszkolony w zakresie metod udzielania instruktażu na stanowisku pracy, posiadający kwalifikacje i doświadczenie zawodowe umożliwiające mu przekazanie pracownikowi nowoprzyjętemu wymaganego zakresu wiedzy i umiejętności. Jeden instruktor może sprawować jednocześnie opiekę maksymalnie nad trzema pracownikami nowoprzyjętymi. Instruktaż stanowiskowy zapewnia uczestnikom szkolenia zapoznanie się z czynnikami środowiska pracy występującymi na ich stanowiskach pracy, ryzykiem zawodowym związanym z wykonywaną pracą, sposobami ochrony przed zagrożeniami, jakie mogą powodować te czynniki oraz metodami bezpiecznego wykonywania pracy na tych stanowiskach. Czas trwania Instruktażu stanowiskowego wynosi 5 dni dla pracowników zatrudnionych na powierzchni, i 10 dni dla pracowników zatrudnionych pod ziemią. W pierwszym dniu instruktażu stanowiskowego, pracownicy nowoprzyjęci przebrani w odzież i obuwie

robocze spotykają się przed podjęciem pracy ze swoim instruktorem, w czasie i miejscu wskazanym przez kierownika oddziału.

Szkolenie prowadzone w formie instruktażu na stanowisku, na którym będzie zatrudniony instruowany pracownik uwzględnia następujące etapy:

- rozmowę wstępna instruktora z instruowanym pracownikiem, obejmującą swoim zakresem m.in. zapoznanie się z pracownikiem, poznanie posiadanego przez niego doświadczenia zawodowego, wprowadzenie w zakres czynności, przekazanie podstawowych informacji o obowiązujących procedurach i przyjętych zwyczajach na kopalni związanych z ewidencją czasu pracy, spożywaniem posiłków i sposobem ich przechowywania, zwyczajami wynikającymi z pracy górniczej pod ziemią itp.
- pokaz i objaśnienie przez instruktora całego procesu pracy, który ma być realizowany przez pracownika,
- próbne wykonywanie procesu pracy przez pracownika przy korygowaniu przez instruktora sposobów wykonywania pracy,
- samodzielną pracę instruowanego pracownika pod nadzorem instruktora,
- sprawdzenie i ocenę przez instruktora sposobu wykonywania pracy przez pracownika [2].

Kierownik oddziału, w którym pracownicy nowoprzyjęci przechodzą instruktaż stanowiskowy zobowiązany jest do zapewnienia pracownikowi nowoprzyjętemu opieki ze strony instruktora w każdy dzień instruktażu. Każdorazowo pracownicy nowoprzyjęci powinni posiadać wymagane przepisami środki ochrony indywidualnej, odzież ochronną, jak również opatrunki osobistego. Każdego dnia instruktażu stanowiskowego instruktor zobowiązany jest przeprowadzić kontrolę wyposażenia pracowników nowoprzyjętych w tym, w środki i sprzęt ochrony indywidualnej. Każdorazowo w ramach instruktażu stanowiskowego pracownicy zatrudnieni na stanowiskach robotniczych na dole kopalni udają się pod opiekę instruktora na zjazd na dół, na wyznaczone przez dozór oddziałowy stanowiska pracy. Natomiast pracownicy zatrudnieni na powierzchni udają się wraz z instruktorem na wyznaczone, wskazane przez osobę dozoru stanowisko pracy. W trakcie pierwszego dnia instruktażu stanowiskowego nowoprzyjęci pracownicy są informowani przez instruktorów o czasie i miejscu kolejnych spotkań przed wspólnym udaniem się na stanowisko pracy. Instruktor oraz osoba nadzorująca prowadzony w oddziale instruktaż zobowiązani są prowadzić stosowną dokumentację z przebiegu instruktażu w postaci Dziennika Instruktażu Stanowiskowego.

Drugim etapem adaptacji nowozatrudnionego pracownika jest jego adaptacja zawodowa w środowisku pracy. Poniżej, przedstawiono jej zasady:

- Po zakończeniu instruktażu stanowiskowego, a tym samym całego szkolenia wstępnego w dziedzinie bhp, pracownik nowoprzyjęty kontynuuje proces adaptacji zawodowej w środowisku pracy.
- Proces adaptacji zawodowej pracowników nowoprzyjętych zarówno na dole jak i na powierzchni odbywa się w wyznaczonym dla pracownika oddziale, na stanowiskach wyznaczonych przez dozór oddziałowy, pod nadzorem wyznaczonego przez

kierownika oddziału pracownika – Opiekuna, który wdraża pracownika nowoprzyjętego w całokształt czynności zawodowych.

- Opiekun może sprawować jednocześnie opiekę maksymalnie nad trzema pracownikami nowoprzyjętymi.
- Podczas nieobecności opiekuna, kierownik oddziału wyznacza innego pracownika oddziału – Opiekuna zastępującego – który przejmuje zakres uprawnień, obowiązków i odpowiedzialności opiekuna, związanych z prawidłowym prowadzeniem adaptacji zawodowej pracownika nowoprzyjętego.
- Opiekunem zastępującym mogą być osoby wyznaczone przez kierownika oddziału, posiadające doświadczenie zawodowe, wykazujące się stosowaniem bezpiecznych metod pracy oraz posiadające umiejętności ich przekazywania, propagujące bezpieczne zachowanie w środowisku pracy, cieszące się nienagannym autorytetem wśród pozostałych pracowników. Wskazanym jest, aby osoby te posiadały uprawnienia do przeprowadzania instruktażu na stanowiskach pracy [2].

Zakończenie procesu adaptacji zawodowej przeprowadzane jest po upływie minimum 3 miesięcy liczonych od daty rozpoczęcia szkolenia wstępnego w dziedzinie BHP. Adaptacja zawodowa kończy się przeprowadzeniem oceny procesu adaptacji nowoprzyjętych pracowników w środowisku pracy. Zasadniczym celem oceny procesu adaptacji zawodowej jest ustalenie w jakim stopniu pracownik osiąga postawione przed nim cele, a jeśli ich nie osiąga, to jakie są tego przyczyny i jak można pomóc w ich przewyciężeniu. Oceny dokonuje Komisja Egzaminacyjna [2].

8.4 WYPOSAŻENIE PRACOWNIKÓW W WIEDZĘ I UMIEJĘTNOŚCI POPRZEZ KURSY DOSKONALĄCE I PODWYŻSZAJĄCE KWALIFIKACJE ZAWODOWE

Kursy doskonalące pozwalają pracownikowi w sposób świadomy, efektywny i właściwy na wykonanie swoich zadań z coraz to bardziej zmechanizowanymi urządzeniami wykorzystywanymi w pracy pod ziemią. Istotne jest aby pracownicy zatrudnieni na stanowiskach robotniczych posiadali odpowiednie kwalifikacje i jak największy zasób wiedzy która pozwoli na bezpieczną pracę.

Jednym z pierwszych kursów jakie może ukończyć pracownik jest Kurs Kwalifikacyjny Robotnika Górnego pod ziemią (młodszy górnik) w zakładach górniczych.

Celem kursu jest przygotowanie uczestników do pracy na stanowisku Robotnika Górnego pod ziemią oraz zapoznanie z podstawowymi urządzeniami górnictwem i zasadami ich obsługi. W ramowym programie nauczania kursu młodszego górnika „Nowoczesne górnictwo stanowi odrębną dziedzinę wiedzy, obejmującą całokształt zagadnień związanych w wydobywaniem z ziemi kopaliny użytecznej, a więc jej poszukiwanie, udostępnianie, przygotowywanie, eksploatację i przeróbkę” [12]. Każdy kursant podczas trwania kursu poznaje i utrwała podstawowe zagadnienia górnicze. Przed wszystkim umiejętność obsługi przenośników taśmowych i zgrzebłowych jak również obsługę kołowrotów. Pięćdziesiąt roboczodniówek ma na celu zapoznanie kursanta z pracą kopalni na różnych oddziałach. Ma to również za zadanie przedłużenie

adaptacji zawodowej pracownika, ponieważ dalej pracownik jest pod nadzorem uprawnionego opiekuna. Ukończenie kursu z wynikiem pozytywnym uprawnia kursanta do zajmowania stanowiska młodszego górnika w kopalni.

Jednym z najważniejszych kursów kwalifikacyjnych jest Kurs na tytuł Zawodowy Górnika. Pierwszym warunkiem do uzyskania powyższego tytułu jest ukończenie kursu przygotowawczego na tytuł Zawodowy Górnik Eksplotacji Podziemnej. Kurs ma na celu przygotowanie uczestników kursu do egzaminu kwalifikacyjnego na tytuł Zawodowy Górnik Eksplotacji Podziemnej. Zakres tematyczny kursu obejmuje wiadomości i umiejętności właściwe dla kwalifikacji w zawodzie: Górnik Eksplotacji Podziemnej.

Kurs ma na celu, dla posiadających tytuł Zawodowy Górnik Eksplotacji Podziemnej, odbycie specjalistycznego przeszkolenia przed dopuszczeniem do pracy na stanowisku Górnika. Zakres tematyczny kursu obejmuje wiadomości niezbędne do prawidłowego i bezpiecznego wykonywania czynności wynikających ze specyfiki pracy zakładu górniczego oraz stanowiska Górnika Eksplotacji Podziemnej w tym zagadnieniu z zakresu bhp oraz technologii robót górniczych. Kurs prowadzony jest w oparciu o szczegółowy plan nauczania. Szkolenie praktyczne prowadzone jest przez doświadczonych górników, posiadających odpowiednie uprawnienia instruktora. Treść szkolenia teoretycznego wiąże się z obowiązującymi w tym zakresie przepisami i zarządzeniami górniczymi, posługując się przykładami charakterystycznych wypadków przy pracy w kopalni. Przy omawianiu tych wypadków podaje się przebieg zdarzenia, przyczyny powstania, skutki oraz sposoby zapobiegania. Podkreśla się jak ważna dla bezpieczeństwa ruchu zakładu górniczego i załogi jest świadomość występowania zagrożeń i właściwe wykonywanie powierzonych obowiązków, a w szczególności jakość wykonywanych prac. Wykłady prowadzą osoby o stwierdzonych kwalifikacjach na stanowiska osób dozoru w zakresie objętym programem i posiadające odpowiednie doświadczenie oraz wiedzę z zakresu programu. Wykłady uzupełnia się przykładami skutków zaniedbań, niewłaściwej pracy lub nieprzestrzegania przepisów jakie miały miejsce w górnictwie krajowym i za granicą.

Po ukończeniu kursu z wynikiem pozytywnym pracownik może zajmować stanowisko Górnika w kopalni. Co pięć lat konieczne jest odbycie jednodniowego szkolenia specjalistycznego dla osób zatrudnionych na stanowisku Górnika. Ma ono na celu przypomnienie, uzupełnienie i aktualizację wiadomości i umiejętności w szczególności z zakresu przepisów i zasad bezpieczeństwa i higieny pracy związanych z wykonywaną pracą, zagrożeń związanych z wykonywaną pracą oraz metod ochrony przed tymi zagrożeniami z uwzględnieniem specyfiki stanowisk, postępowania w razie wypadku i w sytuacjach zagrożeń.

Jednym z kursów wymagających najbardziej szczególnych kwalifikacji które mogą zdobyć osoby zatrudnione na stanowisku Górnika jest Operator Samojezdnych Maszyn Przodkowych – Kombajnów Ścianowych. Celem szkolenia jest przygotowanie słuchaczy kursu do prawidłowej i bezpiecznej pracy podczas wykonywania czynności na stanowisku Operatora Kombajnów Ścianowych.

Szkolenie przeprowadzane jest na podstawie szczegółowego programu w oparciu

o materiały dotyczące aktualnie eksploatowanych urządzeń. Kurs kończy się egzaminem przed komisją kwalifikacyjną, po zdaniu którego pracownik jest przygotowany do bezpiecznej pracy na stanowisku Górnika Kombajnisty.

Najbardziej odpowiedzialnym stanowiskiem pracy w kopalni jest Górnik Strzałowy. Żeby móc pracować na tym stanowisku wymagane jest ukończenie szkolenia specjalistycznego techniki strzałowej w zakresie metod strzelania dla Górnika Strzałowego w podziemnych zakładach górniczych. Celem szkolenia jest przygotowanie słuchaczy w zakresie metod strzelania do prawidłowego i bezpiecznego wykonywania czynności na stanowisku Górnika Strzałowego w podziemnych zakładach górniczych. Szczególną uwagę zwraca się na przestrzeganie przepisów bhp. Przed przystąpieniem grupy do zajęć, wykładowca (instruktor) omawia zagrożenia związane z wykonywaniem robót strzałowych i kontaktem z materiałami wybuchowymi i inicjującymi wybuch. Przez okres szkolenia instruktor powinien wyrobić u słuchaczy systematyczność i dokładność pracy. W szkoleniu praktycznym zwraca się uwagę na bezpieczne wykonywanie czynności przy robotach strzałowych oraz organizacji pracy. Szkolenie praktyczne powinni prowadzić instruktorzy strzałowi, posiadający zdolności przekazywania szkolonym właściwych wiadomości. Instruktor w trakcie szkolenia prezentuje prawidłowość wykonywanych czynności przez górnika strzałowego i poprzez ćwiczenia powoduje prawidłowe ich wykonywanie przez słuchaczy kursu.

W pierwszych pięciu latach pracy jeżeli pracownik specjalizuje się na danym oddziale można go przeszkoić jeszcze przez szereg kursów dających uprawnienia do bezpiecznej i prawidłowej pracy na danym stanowisku.

8.5 PODSUMOWANIE

Największym kapitałem przedsiębiorstwa są jego pracownicy. Jak już zostało wspomniane na wstępie to dzięki nim odnoszone są sukcesy, jak również wskutek ludzkiej działalności powstają awarie, wypadki i katastrofy. Dlatego też, dobrze dobrany, wyszkolony i zmotywowany do bezpiecznej pracy, pracownik jest dla zakładu bezcenny.

„Zachowanie bezpieczeństwa pracy w górnictwie od dziesiątków lat stanowi jeden z podstawowych elementów działalności kopalń, a także zakładów zaplecza technicznego, wykorzystujących środki niezbędne do eksploatacji złóż” [1]. Wieloletnie badania i doświadczenia wykazują, że w górnictwie podziemnym nie jest możliwa eliminacja zdarzeń wypadkowych, dlatego że decyduje o nich wiele elementów, a przede wszystkim warunki naturalne, w jakich musi być prowadzone wydobycie przez człowieka.

Dlatego tak ważnym i godnym uwagi zagadnieniem jest proces adaptacji zawodowej oraz odpowiedni i adekwatny do potrzeb system szkoleń i kursów podnoszących kwalifikacje pracowników, a tym samym wpływający na poprawę bezpieczeństwa pracy w przedsiębiorstwie. Jak przedstawiono w prezentowanym artykule system szkoleń i kursów podnoszących kwalifikacje pracowników w górnictwie węgla kamiennego jest szeroko rozwinięty i bardzo zróżnicowany.

W trakcie 5 lat pracy poprzez szkolenia obowiązkowe dotyczące bezpieczeństwa

i higieny pracy oraz szkolenia i kursy podnoszące kwalifikacje zawodowe, znacznie wzrasta wiedza i świadomość pracownika na temat bezpieczeństwa pracy dotyczącego specyficznego środowiska w jakim pracuje, a także sposobów przeciwdziałania zagrożeniom i zachowania się w niebezpiecznych sytuacjach.

Wykształcenie w pracownikach potrzeby bezpiecznej pracy wynikającej z przekonania, że stosowanie obowiązujących metod zmniejsza bądź eliminuje ryzyko utraty życia lub zdrowia i powoduje, że postępowanie zgodne z obowiązującymi wzorcami jest odczuwane jako satysfakcjonujący symptom kompetencji zawodowych, a także rozumienia że dyscyplina w przestrzeganiu zasad bezpieczeństwa jest obowiązkowa w tak wymagającej pracy jaką jest praca pod ziemią, stanowi jedno z najważniejszych zadań w podnoszeniu bezpieczeństwa pracy [5, 11].

LITERATURA

1. B. Ćwięk, „Podstawowe zasady bezpiecznego zachowania w wyrobiskach górniczych”, Wydawnictwo Górnictwo Sp z o.o., Katowice, 2011 r.
2. Dokumenty wewnętrzne KWK.
3. A. Gembalska-Kwiecień, Czynnik ludzki w powodowaniu błędów podczas pracy. „Praca Zdrowie Bezpieczeństwo”, Katowice, nr 1/2005 r.
4. A. Gembalska-Kwiecień, Prawidłowe kształtowanie środowiska pracy jako jeden z elementów podnoszenia bezpieczeństwa pracy, w: Systems Supporting Production Engineering, Monograph editors: W. Biały, J. Kaźmierczak, PKJS Gliwice 2013 r.
5. A. Gembalska-Kwiecień, Analiza funkcjonowania systemu zarządzania bezpieczeństwem pracy w górnictwie węgla kamiennego na przykładzie wybranej kopalni ze szczególnym uwzględnieniem partycypacji pracowników” w: Górnictwo perspektywy, zagrożenia. BHP oraz ochrona i rekultywacja powierzchni, Monografia: J. Białek, R. Mielimąka, A. Czerwińska-Lubszczyk, Gliwice 2014 r.
6. A. Gembalska-Kwiecień, Influence of employees attitudes and behaviour on safety culture in company, w: Systems Supporting Production Engineering, Monograph editors: W. Biały, J. Kaźmierczak, PKJS. Gliwice, 2012 r.
7. A. Gembalska-Kwiecień, Szkolenia z bezpieczeństwa i higieny pracy w przedsiębiorstwie w ocenie pracowników, w: Śląskie Wiadomości Elektryczne, Katowice nr 6, (105) 2012.
8. J. Lewandowski, Zarządzanie bezpieczeństwem pracy w przedsiębiorstwie. Wydawnictwo Politechniki Łódzkiej, Łódź, 2000 r.
9. Rączkowski, BHP w praktyce, Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr, Gdańsk, 2005 r.
10. R. Studenski, Teorie przyczynowości wypadkowej i ich empiryczna weryfikacja. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 1986 r.
11. R. Studenski, Organizacja bezpiecznej pracy w przedsiębiorstwie. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 1996 r.
12. W. Smalcerz, „Materiał szkoleniowy dla kursu „młodszy górnik””, Wydawnictwo PPUH Wilrbook, Katowice, 2009r.

dr Anna Gembalska-Kwiecień
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: Anna.Gembalska-Kwiecień@polsl.pl

PROCES PRZYGOTOWANIA PRACOWNIKÓW DO PODJĘCIA BEZPIECZNEJ PRACY NA PRZYKŁADZIE KOPALNI

Streszczenie: W niniejszym artykule przedstawiono proces przygotowania nowozatrudnionych pracowników do podjęcia bezpiecznej pracy w KWK. W opisywanym przedsiębiorstwie położono nacisk na podnoszenie bezpieczeństwa pracy między innymi poprzez prawidłową adaptację zawodową, rozwijanie i doskonalenie umiejętności pracowników, w tym dogłębne przeszkolenie i zapoznanie ich z zagrożeniami środowiska pracy.

Słowa kluczowe: zarządzanie bezpieczeństwem, szkolenia, adaptacja zawodowa, czynnik ludzki

THE PROCESS OF EMPLOYEES PREPARATION TO SAFETY EXECUTING THEIR WORK BASEING ON COAL MINE EXAMPLE

Abstract: In the following article has been shown a process of newly employed workers to safety executing their work in a coal mine. In described company emphasis has been put on the safety at work improving including proper work adaptation, developing and improving employees skills, showing them dangers at work, courses and trainings.

Key words: safety management, trainings, professional adaptation, human factor

9

KOMPLEKSOWE ROZWIĄZANIE TECHNOLOGICZNE ZWIĘKSZENIA POSTĘPU EKSPLOATOWANEJ ŚCIANY 29 W POKŁADZIE 510/1, W PARTI C3 KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE”, RUCH „JAS-MOS”

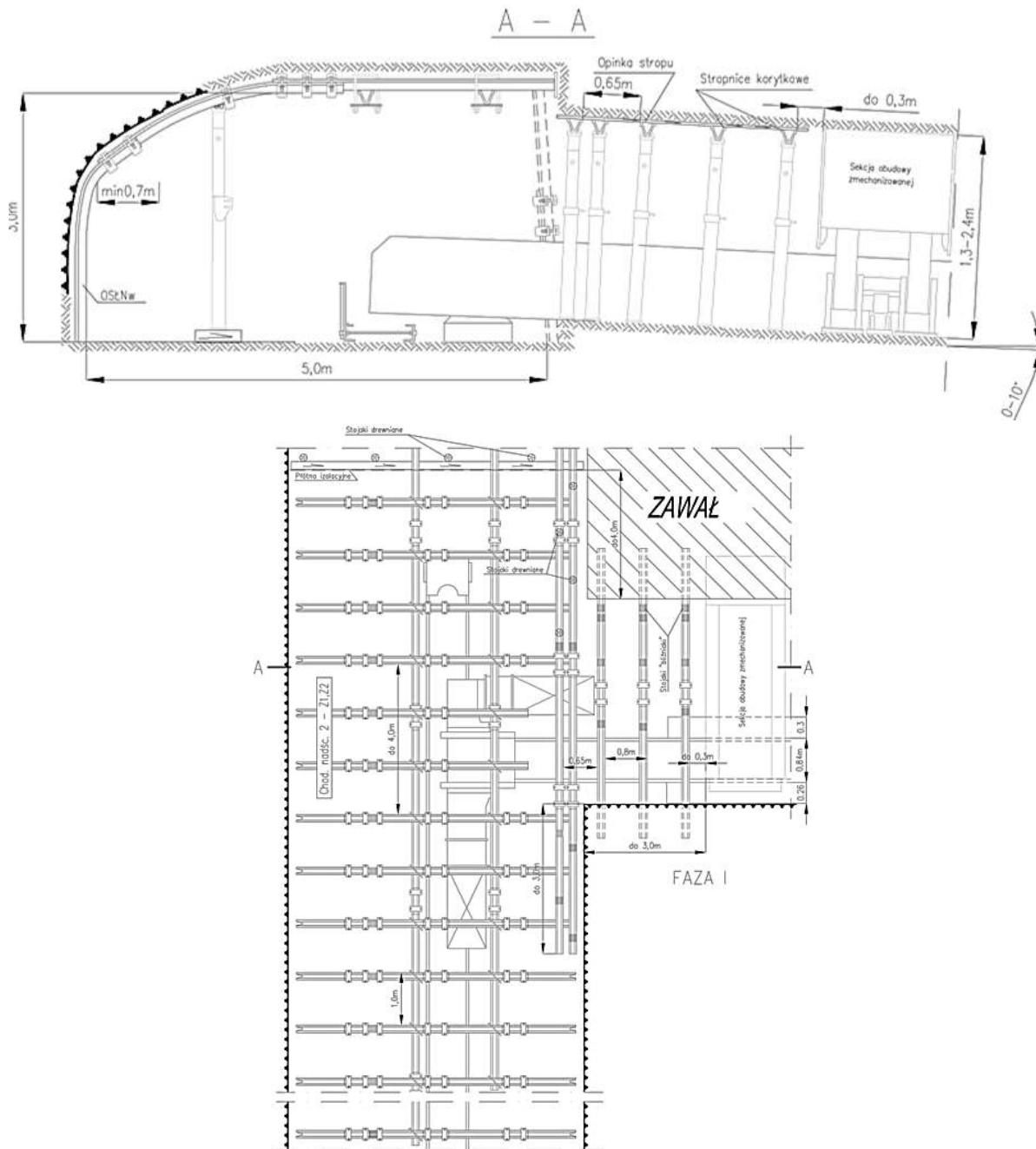
9.1 WPROWADZENIE

Tradycyjne systemy eksploatacji ścian w obudowie zmechanizowanej z zawałem stropu [5, 6, 7], wymagają w trakcie prowadzenia eksploatacji ścian zatrudniania w rejonie skrzyżowań ściany-chodniki przyściennowe pracowników do wykonywania czynności technologicznych związanych z postępem ściany (przekładki napędu przenośnika ścianowego, zabudowa skrzyżowań i odcinków ściany z obudową indywidualną, zabudowa wzmocnień przed frontem ściany, zabudowa przegród wentylacyjnych i innych urządzeń wentylacyjnych, wzmacnianie naroży środkami chemicznymi i mineralnymi itp.). Czynności te, znacznie spowolniają postęp ściany, jak również wydłużają czas pracy kompleksu ścianowego i pozostałych maszyn i urządzeń (kombajn, urządzenia odstawy, transportu, urządzeń zasilających, klimatyzacji itp.).

Konieczność wykonywania tych czynności, w znacznej mierze wynika z kształtu obudowy ŁP, w której drążone są wyrobiska przyściennowe. Wyeliminowanie, lub znaczne ograniczenie tych czynności, możliwe jest przy prowadzeniu liniowych sekcji obudowy zmechanizowanej w chodnikach przyściennowych. Dla takiego prowadzenia eksploatacji ściany, idealnym byłoby, by chodniki przyściennowe drążone były w obudowie zbliżonej do obudowy prostokątnej [6, 7].

9.2 ZASTOSOWANE ROZWIĄZANIE

W KWK „Jas-Mos” w latach 2009-2010 podjęto próbę eksploatacji ściany 2 w pokładzie 510/2łd w partii Z1, Z2, gdzie na odcinku około 80 m w chodniku podściennowym zastosowano obudowę łukowo-prostą OSŁNw, zgodnie z projektem rzecznikowym (rys. 9.1) [1].



Rys. 9.1 Schemat skrzyżowania ściany 2 w pokładzie 510/2łd z chodnikiem przyścianowym w obudowie łukowo-prostej typu OSŁNw

Ściana zawałowa 2 znajdowała się w pokładzie 510/2łd który zalega na głębokości 710-820 m i charakteryzuje się miąższością od 1,4 m do 3,0 m. Pokład w rejonie ściany jest pofałdowany, a jego nachylenie w kierunku północno-wschodnim zmienia się w granicach od 5° do 20°. Nachylenie podłużne w ścianie wynosiło od 0° do 10°, natomiast poprzeczne od 0° do +15°. W stropie pokładu 510/2łd, występuje warstwa piaskowca o grubości ok. 27 m, spąg pokładu stanowi lupek ilasty (0,4 m) i piaszczysty (2,6 m).

Wybieg ściany wynosił 900 m, a jej długość wynosiła 250 m. W ścianie tej zastosowano sekcje obudowy zmechanizowanej typu: GLINK-10/25-POz, GLINK-08/29-POz W2M oraz FAZOS-12/27-POz.

Doświadczenia kopalni po zastosowaniu obudowy łukowo-prostej OSŁNw są następujące:

- Obudowa wymaga dodatkowego kotwienia z uwagi na niską podporność,
- Profil obudowy chodnikowej nie dostosowany do współpracy z sekcją obudowy zmechanizowanej,
- Połączenie stropnicy ze stojakiem SV, wymaga dodatkowego wzmacnienia oraz potrzebę zabudowy stojaka SV „na kontrę”,
- Zastosowanie skrajnych sekcji obudowy zmechanizowanej przystosowanych do pracy w chodniku.

Na bazie uzyskanych doświadczeń w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Jas-Mos”, w 2014r. podjęto decyzję o opracowaniu kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploataowanej ściany wraz z jego wdrożeniem podczas projektowanej eksploatacji ściany 29 w pokładzie 510/1 w partii C3.

Pokład 510/1 w partii C3 ma miąższość od 3,0 m do 4,7 m. Głębokość zalegania od około 1040 m do 1140 m. W stropie pokładu 510/1 zalega warstwa piaskowca o grubości około 73,0 m. W spągu pokładu występuje lupek ilasty oraz lupek piaszczysty o miąższości od 1,5 do 9,0 m, a poniżej warstwa piaskowca o grubości około 35,0 m. Ściana 29 prowadzona była systemem zawałowym, podłużnym, z wysokością do 2,8 m i wybiegu około 500 m. Długość frontu ściany 29 ze względu na występujące w ścianie uskoki wynosiła kolejno:

- 60 m – na wybiegu od 0 do 30 m,
- 90 m – na wybiegu od 30 do 220 m,
- 125 m – na wybiegu od 220 do 500 m.

W ścianie tej kopalnia zastosowała sekcje obudowy zmechanizowanej typu JZR-17/41-POz WII (z nadstawką) i FAZOS-JZR-18,5/32,5/04-2x1960.

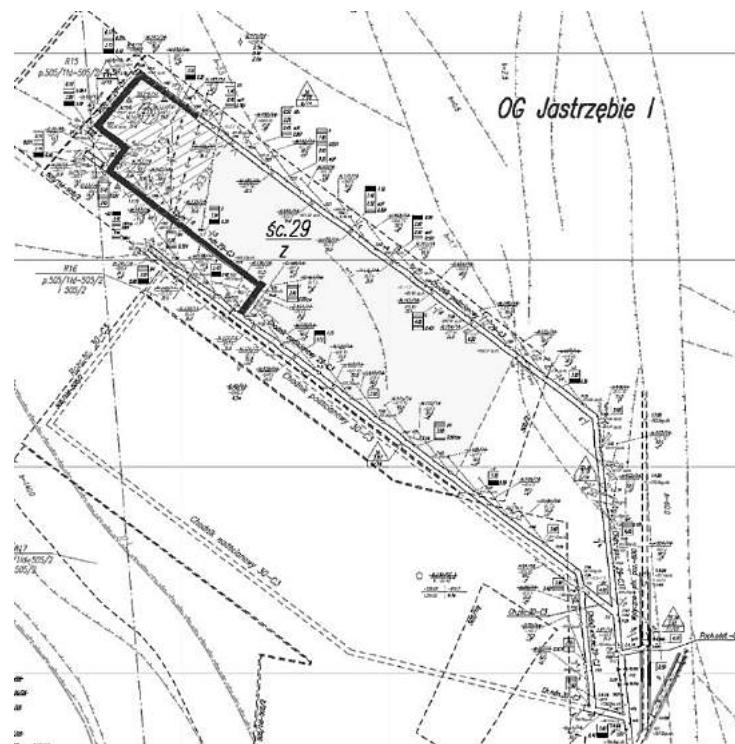
Według prognozy zawartej w Aneksie Nr 1 do „Kompleksowego projektu eksploatacji pokładów zagrożonych tapaniami w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jas-Mos” na lata 2013-2015”, dla eksploatowanej ściany 29, prognozowano występowanie wstrząsów górotworu o maksymalnej energii $3,8 \times 10^5$ J.

Rozcinka ściany 29 oraz odcinki Chodników przyścianowych ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3 zostały zaprojektowane w obudowie ŁProJ (rys. 9.2 – odcinki wyrobisk wykonane w obudowie ŁProJ zostały pogrubione).

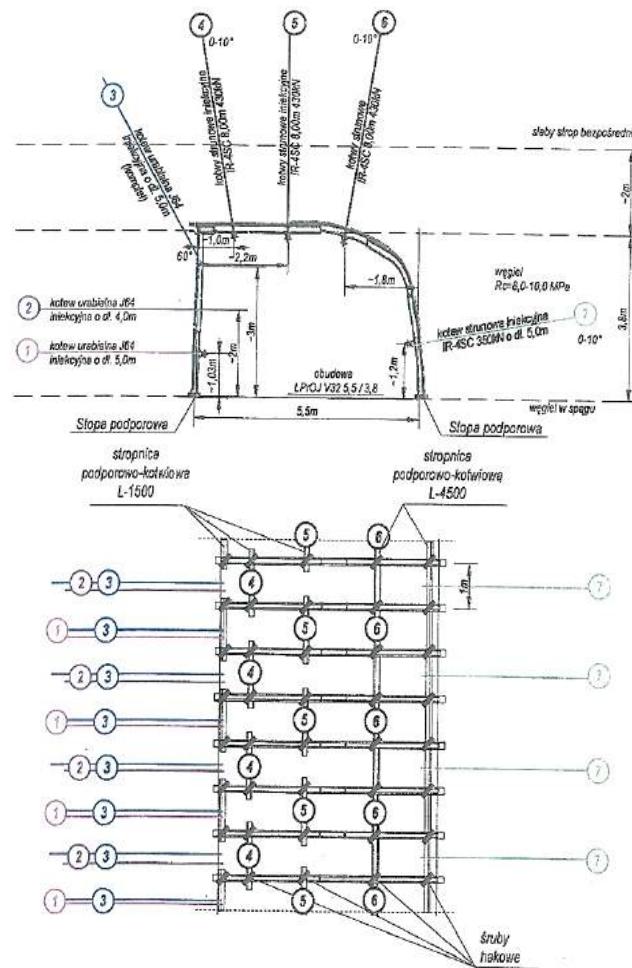
Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁProJ z kształtnika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtnika V32 typ 10, zgodnie z projektem rzecznikowym [2, 3, 4].

Zastosowanie podziałki 1,0 m dla obudowy ŁProJ, wymagało dodatkowego jej wzmacnienia, poprzez zabudowę podciągów stalowych wraz z ich przykotwieniem do górotworu kotwami stalowymi oraz wzmacniania ociosu węglowego klejami.

Sposób wzmacnienia chodników w rejonie ściany 29, nie ograniczało postępu przodków. Przykotwienie stropnic obudowy chodnikowej chodników przyścianowych oraz rozcinki, prowadzono na bieżąco po każdej zabudowie stropnicy minimum jedną kotwą nr 4 lub 5 (rys. 9.3) wraz z zabudową stropnic podporowo-kotwiowych L-1500.



Rys. 9.2 Mapa rejonu ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3



Rys. 9.3 Schemat wzmacnienia obudowy ŁProj V32 5,5/3,8

Pozostałe kotwienie obudowy chodnikowej prowadzono bezpośrednio za kombajnem w odległości 20-30 m od czoła przodka. Dzięki wykonanym wzmacnieniom obudowy na etapie drążenia wyrobiska (rys. 9.4, 9.5, 9.6), podczas prowadzenia eksploatacji ściany wyeliminowane zostały czasochłonne roboty górnicze, związane z bezpiecznym prowadzeniem eksploatacji ściany, tj.:

- zabudową podciągów na skrzyżowaniu ściany-chodnika przyścianowe,
- brak odcinków ściany z obudową indywidualną,
- wzmacnianie obudowy chodnikowej przed frontem ściany poprzez zabudowę stojaków stalowych,
- wzmacnianie naroży ścian klejami chemicznymi,
- znaczne ograniczenie transportu (stojaki stalowe, stropnice stalowe, kleje chemiczne itp.).



Rys. 9.4 Wzmocnienia obudowy chodników przyścianowych w rejonie ściany 29



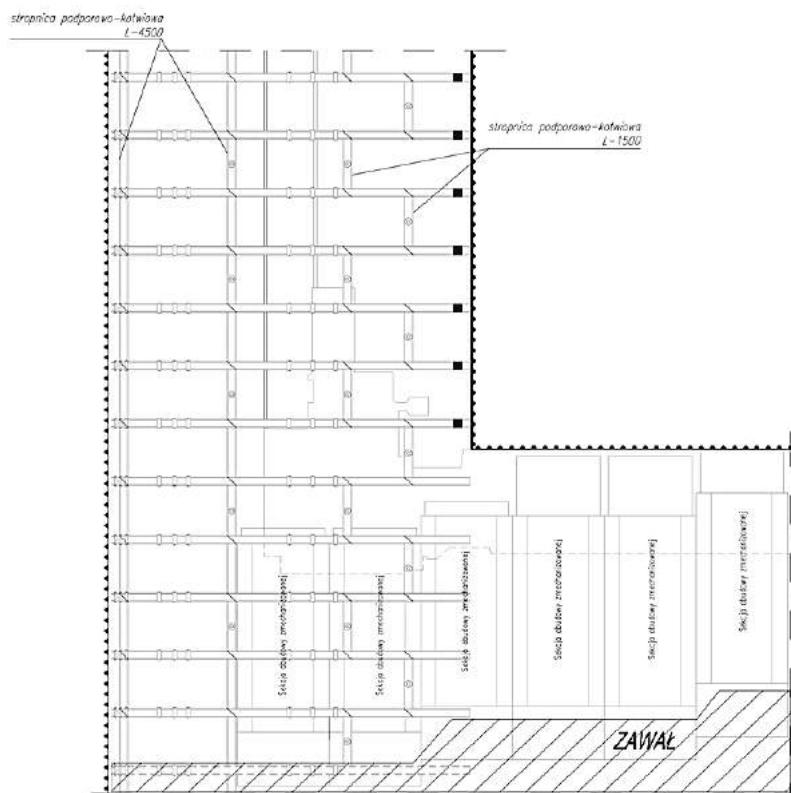
Rys. 9.5 Chodnik przyścianowy w obudowie ŁProj



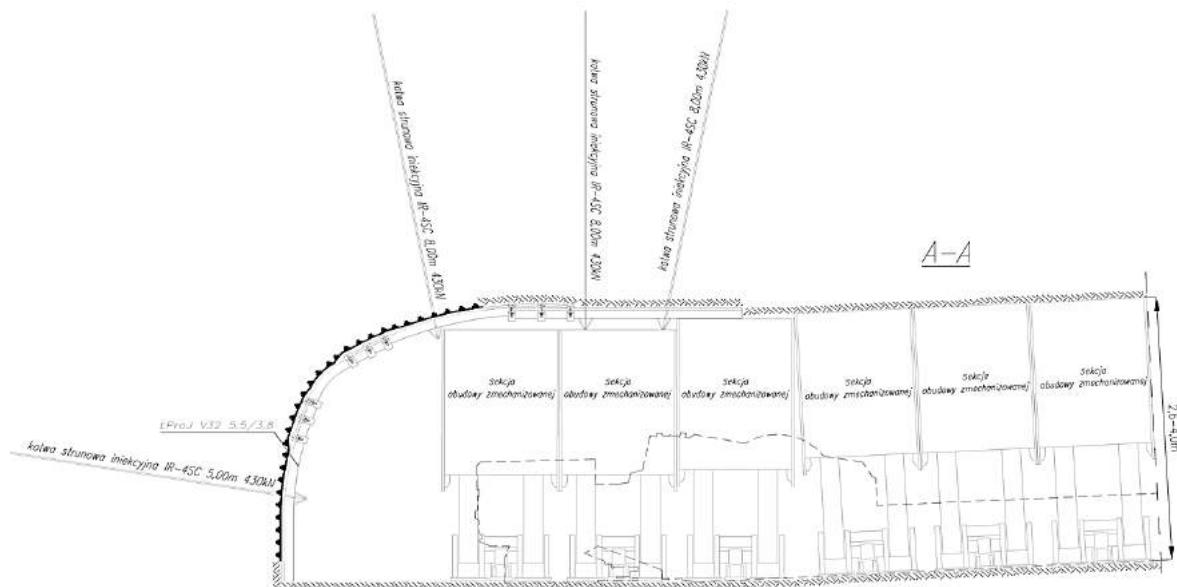
Rys. 9.6 Skrzyżowanie (załamania) chodnika przyścianowego w obudowie ŁProj

Powыższe rozwiązańe technologiczne pozwala na zmniejszenie pracochłonności w trakcie eksploatacji ściany.

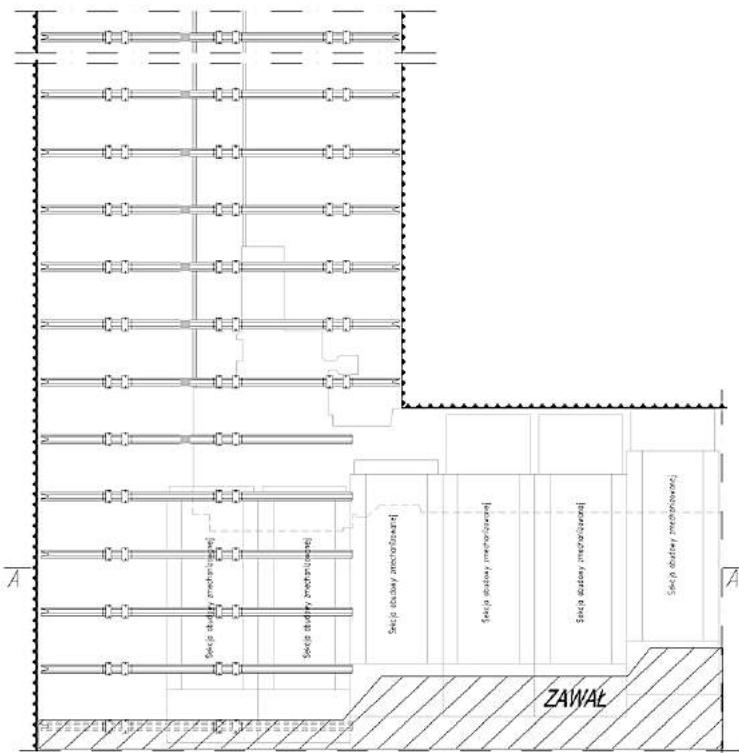
Dzięki zastosowaniu sekcji skrajnych w chodniku podścielanowym śc. 29-C3 w pokł. 510/1 (rys. 9.7, 9.8, 9.9, 9.10), możliwe jest zastosowanie urządzeń przesuwnych PAT-UPM-1 współpracującego z przenośnikiem podścielanowym AZIS 1200 i przenośnikiem ścianowym Rybnik 850 oraz przenośnikami taśmowymi z taśmą 1000 mm i 1200 mm.



Rys. 9.7 Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod.podśc. 29-C3 w obudowie ŁProj



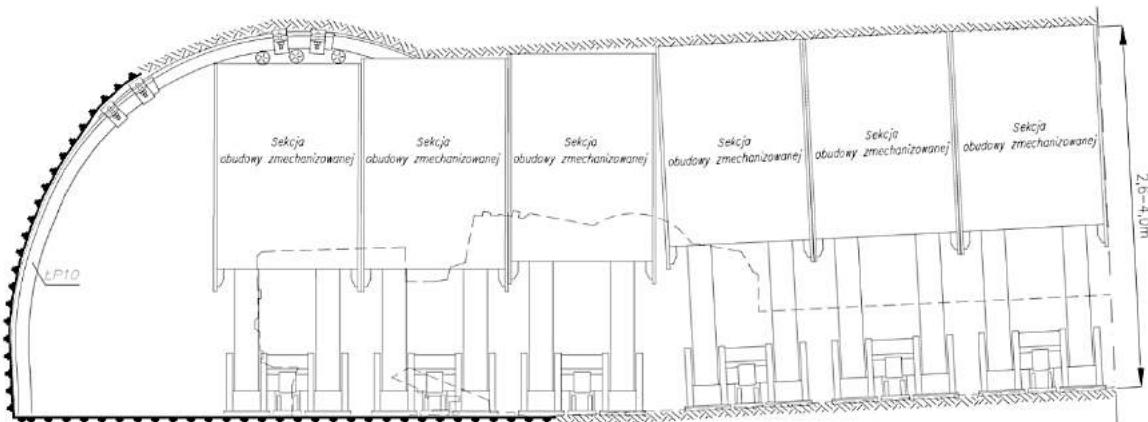
Rys. 9.8 Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod.podśc. 29-C3 w obudowie ŁProj



Rys. 9.9 Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod.podśc. 29-C3 w obudowie ŁP

Dzięki takiej konfiguracji urządzeń możliwe jest wykonanie przekładki napędu przenośnika podściennego tylko przez 2 pracowników tj. sekcjonego-operatora sekcji skrajnych i operatora urządzenia PAT-UMP-1. Takie rozwiązanie pozwala ograniczyć czas czynności technologicznych związanych z przekładką PZS do niezbędnego minimum. Ponadto likwidacja chodników znajduje się w jednej linii z zawałem ściany. Nie zachodzi konieczność zabudowy dodatkowych przegród wentylacyjnych i innych urządzeń wentylacyjnych w chodnikach przyściennowych, co jest niezmiernie ważne

z uwagi na profilaktykę przeciwpożarową. Powyższe rozwiązanie technologiczne oprócz poprawy bezpieczeństwa, ma również uzasadnienie ekonomiczne z uwagi na znaczne zmniejszenie robót związanych z zabezpieczeniem ściany przed pożarem.



Rys. 9.10 Sposób zabudowy skrzyżowania śc. 29 z chod.podsc. 29-C3 w obudowie ŁP

9.3 WNIOSKI

W związku z zastosowaniem nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploatawanych ścian, na przykładzie parceli ściany 29 w pokładzie 510/1 partia C3, można przedstawić następujące wnioski:

- Zmniejsza się liczba zatrudnionych pracowników podczas eksploatacji ściany, koszt wynagrodzeń w trakcie prowadzenia eksploatacji ściany spadł o 20%.
- Nastąpiło obniżenie kosztów wydobycia ściany o 19,2%.

Całkowity koszt wydrążenia chodników, zbrojenia oraz wydobycia ze ściany przy zastosowaniu nowego rozwiązania technologicznego (przy założeniu średniego wzrostu wydobycia ze ściany o 50%), w stosunku do stosowania tradycyjnej metody eksploatacji (chodniki przyścianowe w obudowie ŁP), zmniejszył się o 8%.

Zastosowanie nowego kompleksowego rozwiązania technologicznego, skraca okresu eksploatacji ściany ze 106 do 71 dni roboczych. Skrócenie czasu pracy kompleksu ścianowego i pozostałych maszyn i urządzeń (kombajn, urządzenia odstawy, transportu, urządzeń zasilających, klimatyzacji itp.), w związku ze zmniejszeniem czasookresu pracy ściany, wygeneruje dodatkowy zysk.

Nowe kompleksowe rozwiązanie technologiczne, pozwala wyeliminować lub znacznie ograniczyć czasochlonność robót (np. rabowanie obudowy, przekładka przenośników itp.) i zabezpieczających (profilaktyka p.pożarowa, wentylacyjna itp.) związanych z eksploatacją ściany oraz ograniczenie ilości pracowników w rejonie skrzyżowań ściany z chodnikami przyścianowymi, co znacznie poprawia bezpieczeństwo pracującej załogi.

LITERATURA

1. P. Głuch, Projekt kotwienia wzmacniającego obudowę podporową w chodnikach przyścianowych ściany 2-Z2 w pokładzie 510/2łd, w warunkach geologiczno-górnictwych JSW S.A. KWK „JAS-MOS”.
2. M. Polus, „ANKRA” Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika podścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.
3. M. Polus, „ANKRA” Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika nadścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1.
4. M. Polus, „ANKRA” Projekt obudowy kotwiowo-podporowej rozcinki ściany 29-C3 w pokładzie 510/1.
5. M. Chudek, „Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu”, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
6. K. Rułka, i zespół „Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny” GIG, seria instrukcje nr 15, Katowice 2001.
7. „Obudowa górnicza. Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny”, Politechnika Śląska, Instytut Eksplotacji Złów, Gliwice 2000.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

mgr inż. Józef Pawlinów
JSW S.A.
Aleja Jana Pawła II 4, 44-330 Jastrzębie-Zdrój, Polska

mgr inż. Waldemar Stachura
mgr inż. Marek Celmer
dr inż. Mieczysław Lubryka
mgr inż. Tomasz Chiliński
JSW S.A., KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”,
ul. Rybnicka 6, 44-330 Jastrzębie-Zdrój, Polska

**KOMPLEKSOWE ROZWIĄZANIE TECHNOLOGICZNE ZWIĘKSZENIA POSTĘPU
EKSPLOATOWANEJ ŚCIANY 29 W POKŁADZIE 510/1 W PARTI C3
W KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE”, RUCH „JAS-MOS”.**

Streszczenie: W artykule przedstawiono podjętą w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jas-Mos” próbę opracowania i wdrożenia kompleksowego rozwiązania technologicznego zwiększenia postępu eksploatowanej ściany 29 w pokładzie 510/1 w partii C3. Przedstawiono w ogólny sposób zarys koncepcji, sposób wdrożenia oraz uzyskane wnioski.

Słowa kluczowe: postęp, koszty, bezpieczeństwo

**COMPREHENSIVE SOLUTION OF TECHNOLOGICAL IMPROVEMENT
OF THE PROGRESS OF THE LONGWALL'S EXPLOITATION IN 510/1
BED OF C3 SECTION IN “BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE”, COAL MINE**

Abstract: The paper presents the attempt at working out and putting into practise the comprehensive solution of technological improvement of the progress of the longwall's exploitation in 510/1 bed of C3 section. In broad outline the paper describes the conception, the way of putting the solution into practise and obtained results.

Key words: progress, costs, safety

10

WSPÓŁPRACA GÓRNICTWA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI NA PRZYKŁADZIE POWIATU WODZISŁAWSKIEGO I SZKÓŁ JEMU PODLEGŁYCH. STUDIUM PRZYPADKU

10.1 WPROWADZENIE

Górnictwo – jak każda sfera gospodarki – funkcjonuje w skomplikowanej sieci wielowymiarowych powiązań, zależności i układów: ekonomicznych, społecznych i politycznych. W miarę dojrzewania i umacniania rezultatów polskiej transformacji ustrojowej lat 90. coraz poważniejszym i znaczącym podmiotem tych relacji staje się samorząd terytorialny. To do władz lokalnych wspólnot samorządowych należy bowiem na przykład kształtowanie ładu przestrzennego czy kształcenie zasobów kadrowych dla potrzeb gospodarki, w tym także dla górnictwa. Samorządy mają też do dyspozycji coraz szersze instrumentarium koncesyjno-fiskalne realnie wpływające na sytuację branży. Ostatnie lata pokazały też, że wzajemne relacje nie są pozbawione kwestii problematycznych i spornych, a utrzymywanie dobrych stosunków na linii samorząd lokalny – górnictwo nie należy do zadań łatwych. O ewolucji współpracy sektora górniczego z samorządem terytorialnym traktuje ten artykuł.

10.2 POCZĄTKI WSPÓŁPRACY

Przenieśmy się do 2004 r., kiedy pomiędzy Powiatem Wodzisławskim i Kompanią Węglową S.A. w Katowicach zostało zawarte porozumienie o wzajemnej współpracy w zakresie reaktywacji szkolnictwa górniczego po jego zapaści w końcu lat 90. Przedmiotem umowy podpisanej przez ówczesnego starostę Jana Materzoka oraz wiceprezesa zarządu Kompanii Węglowej Franciszka Niezgodę była organizacja klas technikum kształcącego w zawodzie technik górnictwa podziemnego, organizacja zajęć praktycznych dla uczniów tych oddziałów oraz zapewnienie zatrudnienia dla ich absolwentów w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. Na mocy porozumienia firma zobowiązała się do zatrudnienia w należących do siebie kopalniach absolwentów technikum bezpośrednio po zakończeniu przez nich szkoły. Zatrudnienie miało nastąpić w pełnym wymiarze czasu, zgodnie z kwalifikacjami oraz na czas nieokreślony [5].

Z dniem 1 września 2004 roku w mury Zespołu Szkół Zawodowych w Wodzisławiu

Śl. wkroczył – pierwszy po kilku latach przerwy – rocznik przyszłych techników górników: uczniów objętych gwarancjami pracy, młodych ludzi, którzy chcieli być górnikami, bo w takiej tradycji zostali wychowani. Szkoła zaś powróciła do swych korzeni. Od początku swego istnienia była bowiem tak mocno zakotwiczona w tradycji górniczej, że przez mieszkańców Wodzisławia Śląskiego i okolic powszechnie nazywana jest po dziś dzień szkołą górniczą.

Współpraca organu prowadzącego z Kompanią Węglową układała się w sposób wzorcowy. Branża górnicza wymagała od szkoły kształcenia wielozawodowego: od technika górnictwa podziemnego w początkowym okresie współpracy, poprzez technika elektryka i mechanika w kolejnych latach, a skończywszy na techniku mechatroniku. Zawody, w których kształcono uczniów, zawsze zgodne były z zapotrzebowaniem lokalnego rynku pracy, w sposób szczególny zaś z potrzebami Kompanii Węglowej S.A. W ten sposób w powiecie wodzisławskim – na długo przed tym zanim na ten pomysł wpadło Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego [4] – powstał system kształcenia ponadgimnazjalnego przypominający obecne tzw. kierunki zamawiane. Uwzględniając prośby przyszłego pracodawcy, szkoła wychodziła bowiem naprzeciw jego oczekiwaniom, wyposażając zakłady górnicze w pracowników wielu specjalizacji górniczych. Uczniowie Zespołu Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śląskim już od pierwszej klasy przysposabiali się też do pracy w warunkach kopalnianych, szkoląc się w ćwiczebnej sztolni – zespole podziemnych wyrobisk górniczych, które pod względem struktury i wyposażenia imituje podziemie kopalni. Liczy ona ponad pół kilometra wyrobisk górniczych i jest jednym z największych tego typu obiektów w Polsce. Wyrobiska wykonano w obudowie stalowo-łukowej lub murowej. Są oświetlone i wyposażone w rurociągi przeciwpożarowe, sprężonego powietrza, posiadają wentylację lutniową, tamy wentylacyjne drewniane lub stalowe oraz inne niezbędne wyposażenie stosowane w podziemiach kopalni, np. czynne urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych oraz eksploatacji węgla w wyrobiskach ścianowych. Atmosfera wnętrza sztolni do złudzenia przypomina wnętrze kopalni.

Część zajęć praktycznych związanych bezpośrednio z kształceniem zawodowym odbywała się ponadto w użyczanych przez szkołę od 1 września 2011 roku warsztatach KWK „Rydułtowy-Anna”. W tym celu dyrektor szkoły zawarł z dyrektorem kopalni stosowne porozumienie. Ponadto młodzież w trakcie odbywania nauki uczestniczyła również w praktykach zawodowych, które odbywały się w jednej z dwóch wyznaczonych kopalń: KWK „Marcel” lub KWK „Jankowice”. Tam, oprócz przyswajania nowej wiedzy i umiejętności, uczniowie adaptowali się do warunków pracy zawodowej, uodparniali psychicznie i oswajali z trudami zawodu.

Wychodząc naprzeciw oczekiwaniom Kompanii Węglowej S.A., nauczyciele przedmiotów zawodowych zatrudnieni w Zespole Szkół Zawodowych opracowali też dla uczniów klas czwartych technikum dwa autorskie programy nauczania: „Obsługa i serwis kolejek podziemnych” oraz „Obsługa i serwis lokalnych górniczych urządzeń chłodniczych”. Programy te realizowane były w ramach zajęć pozalekcyjnych, dzięki czemu uczniowie zdobywali dodatkowe wiadomości i umiejętności, które następnie

wykorzystywali w czasie praktyk zawodowych. Zajęcia realizowane były od listopada 2008 roku do 2011 roku.

Dobra i owocna współpraca Powiatu Wodzisławskiego z Kompanią Węglową zaowocowała podpisaniem w 2008 roku kolejnego porozumienia. Jego przedmiotem było rozszerzenie współpracy oraz objęcie gwarancjami pracy już nie tylko młodzieży kształcącej się w technikum, ale też w zasadniczej szkole zawodowej. Zapotrzebowanie na młodych adeptów fachu górniczego było bowiem tak duże, że w Zespole Szkół Ponadgimnazjalnych im. Sejmu Śląskiego w Radlinie reaktywowało w Zasadniczej Szkole Zawodowej naukę w zawodzie górnik eksploatacji podziemnej. Nastąpiła też zasadnicza zmiana w zakresie kształcenia praktycznego uczniów. Warsztaty na powierzchni prowadzone były bowiem przez szkoły, natomiast praktyki szkolne pod ziemią organizowała Kompania. Uczniom odbywającym praktyki szkolne pod ziemią firma zapewniła na własny koszt opiekę wykwalifikowanych instruktorów szkolenia oraz zgodnie z przepisami BHP: odzież ochronną, indywidualne środki ochrony i posiłki profilaktyczne [3].

Okres koniunktury na węgiel miał duży wpływ na potrzeby kadrowe pracodawców górniczych. W roku szkolnym 2010/2011, dostrzegając deficyt wyspecjalizowanej, dobrze przygotowanej kadry pracowników, dyrektorzy kopalń należących do Kompanii Węglowej S.A. zgłosili dyrekcyi Zespołu Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śl. zapotrzebowanie na dwa zawody: ślusarzy i elektryków. Z tego powodu już od następnego roku szkolnego rozpoczęła funkcjonowanie klasa dwuzawodowa, która kształciła w zawodzie elektryka i ślusarza. Zwiększyły też został nabór do klas górniczych w obu szkołach, a nauczyciele przedmiotów zawodowych po raz kolejny dokonali modyfikacji programów nauczania, by dostosować je do potrzeb przyszłego pracodawcy.

W dniu 16 maja 2012 roku podpisane zostało kolejne porozumienie pomiędzy Powiatem Wodzisławskim a Kompanią Węglową S.A w Katowicach. W imieniu Kompanii swoje podpisy pod umową złożyli: prezes Joanna Strzelec-Łobodzińska oraz wiceprezes ds. pracy Piotr Rykala. Z kolei stronę samorządową reprezentował starosta Tadeusz Skatuła oraz wicestarosta Dariusz Prus. Zgodnie z porozumieniem powiat – jako organ prowadzący – wyznaczył szkoły: Zespół Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śląskim i Zespół Szkół Ponadgimnazjalnych w Radlinie do utworzenia oddziałów kształcących młodzież w dziennym systemie nauczania w zawodach: technik górnictwa podziemnego, technik elektryk – eksploatacja maszyn i urządzeń elektrycznych górnictwa podziemnego, technik mechanik – eksploatacja maszyny i urządzeń mechanicznych górnictwa podziemnego, technik mechatronik o specjalności – automatyka górnicza, górnik eksploatacji podziemnej, elektryk o specjalności – maszyny i urządzenia elektryczne górnictwa podziemnego, ślusarz oraz mechanik monter maszyn i urządzeń o specjalności – maszyny i urządzenia górnicze. Kompania z kolei – podobnie jak w latach wcześniejszych – gwarantowała zatrudnienie absolwentom oddziałów bezpośrednio po ukończeniu szkoły.

W oparciu o to porozumienie, absolwenci mieli być zatrudniani zgodnie

z uzyskanymi kwalifikacjami oraz po przedstawieniu pozytywnego wyniku badań lekarskich na zasadach obowiązujących w Kompanii Węglowej S.A. Swoistego rodzaju novum stanowił zapis, który wyróżniającym się uczniom technikum, planującym odbyć studia na kierunkach górniczych w trybie dziennym, a których średnia ocen na świadectwie ukończenia technikum była równa lub wyższa 4,5 gwarantował przedłużenie gwarancji zatrudnienia. Dodatkowo Kompania uwzględniała możliwość przyznania nagrody uczniom klas technikum, którzy otrzymali świadectwo z wyróżnieniem w poszczególnych klasach (średnia powyżej 4,75). Porozumienie to zostało zawarte na czas nieokreślony.

Umowa ta nie ograniczała w żaden sposób praw uczniów, którzy już rozpoczęli naukę w zawodach, ani też nie zwalniała Kompanii z obowiązku spełnienia wszystkich zobowiązań wynikających z niej wobec młodzieży, która rozpoczęła naukę w czasie obowiązywania porozumienia. Uchyłała jednak obydwa wcześniejsze porozumienia [2].

Umowa gwarantowała też uczniom odbycie miesięcznej praktyki zawodowej pod ziemią na koszt Kompanii Węglowej S.A. Młodzi adepci górnictwa bardzo cenili sobie tę formę edukacji, gdyż była ona dla nich swoistego rodzaju testem z wiadomości i umiejętności zdobywanych podczas zajęć dydaktycznych, które odbywały się w szkole. Praktyki zawodowe prowadzone były na bardzo wysokim poziomie, a Kompania Węglowa dokładała starań, by przyszli górnicy w sposób jak najpełniejszy poznawali wszystkie tajniki tej trudnej pracy.

Współpraca szkoły z Kompanią Węglową S.A. nie ograniczała się jedynie do wspólnej organizacji kształcenia przyszłych górników, ale przynosiła wymierne rezultaty i wymierne korzyści także w innych sferach. Zasoby biblioteki szkolnej znaczaco wzbogaciły się bowiem o fachową literaturę przedmiotu, która wspomaga realizację procesu dydaktycznego takich przedmiotów, jak maszyny i urządzenia górnicze, techniczna eksploatacja złóż, przepisy prawne i bhp w górnictwie. Do biblioteki trafiły ponadto specjalistyczne publikacje poświęcone innym obszarom jak mechanika, elektryka, mechatronika czy śluzarstwo.

Owocem dobrej atmosfery i partnerskich relacji między szkołą i kopalniami były również organizowane i finansowane co roku przez Kompanię Węglową S.A. w Katowicach wyjazdy uczniów do Kopalni Doświadczalnej „Barbara” w Mikołowie, która jest jedną w Polsce kopalnią doświadczalną i jedną w Europie placówką naukowo-badawczą, posiadającą podziemny poligon doświadczalny. Dzięki temu przedsięwzięciu przyszli górnicy na żywo mogli zobaczyć wybuch pyłu węglowego, jak również naocznie uświadomić sobie skalę zagrożeń związanych z górnictwem, uczestnicząc w wykładach prowadzonych na terenie kopalni przez jej pracowników.

Jednym z elementów współpracy było również zapraszanie młodzieży na pokazy i zawody górniczych zastępów ratowniczych kopalń. Niezależnie od tego uczniowie mieli okazję uczestniczyć w zawodach w udzielaniu pierwszej pomocy przedmedycznej.

Co roku w okolicach Dnia Górnika odbywały się też uroczyste obchody tego święta. Początkowo były one organizowane przez Zespół Szkół Zawodowych jako uroczystości szkolne. W 2011 roku obchody Dnia Górnika przybrały rangę powiatowych, a w ich

organizację włączył się też Zespół Szkół Ponadgimnazjalnych im. Sejmu Śląskiego w Radlinie oraz Starostwo Powiatowe w Wodzisławiu Śl. Jak nakazuje tradycja, uroczystość zawsze rozpoczynał przemarsz pochodu, w którym uczestniczyli przedstawiciele władz powiatu, Kompanii Węglowej S.A., dyrekcja i uczniów szkoły, a także zaproszeni goście, w tym m.in. wojewoda śląski Zygmunt Łukaszczyk, Śląski Kurator Oświaty oraz parlamentarzyści. Powagi i godności przemarszowi dodawała orkiestra górnicza. Tradycyjnym elementem była ponadto ceremonia pasowania połączona z tradycyjnym „skokiem przez skórę”. To w trakcie barbórkowych uroczystości uczniowie otrzymywali też z rąk reprezentantów dyrektorów zakładów górniczych gwarancje pracy.

Za wzorową współpracę Zespół Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śl. i Kompania Węglowa S.A. zostały uhonorowane tytułem „SZKOŁY DLA RYNKU PRACY” przyznanym w ramach projektu „Szkoła zawodowa szkołą pozytywnego wyboru”.

10.3 WSPÓŁPRACA Z INNYMI FIRMAMI SEKTORA GÓRNICZEGO

Aby sprostać wymaganiom zmieniającego się rynku pracy, jak również umożliwić uczniom zapoznanie się z najnowszym sprzętem górnictwem, szkoły powiatu wodzisławskiego, kształcące na potrzeby górnictwa, nawiązywały też współpracę z innymi firmami z branży. Jedną z nich była Becker-Warkop Sp. z o.o., która uchodzi za jedno z najnowocześniejszych przedsiębiorstw branży górniczej. Firma przekazała szkole dokumentację techniczno-ruchową kolejek podziemnych, którą nauczyciele prowadzący zajęcia wykorzystali do celów dydaktycznych. Współpraca z firmą zaowocowała również tym, że część zajęć praktycznych odbywała się w czasie ferii zimowych na obiektach spółki. W trakcie tych zajęć uczniowie poznawali technologię produkcji oraz zasady eksploatacji kolejek podziemnych spągowych i podwieszanych o napędzie elektrycznym i spalinowym.

W 2009 r. do listy podmiotów kooperujących z Zespołem Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śląskim dołączyła firma Termospec Sp. z o.o. z Żor. W ramach współpracy nauczyciele przedmiotów zawodowych opracowali dla uczniów klas trzecich i czwartych technikum autorskie programy nauczania, które dotyczyły zasad działania urządzeń chłodniczych w górnictwie. Programy te realizowane były w ramach zajęć pozalekcyjnych, dzięki czemu uczniowie po raz kolejny zdobyli dodatkowe kompetencje, które efektywnie wykorzystali w czasie praktyk zawodowych. Istotną zmianą w procesie kształcenia zawodowego był w tym przypadku fakt, że nauczyciele przedmiotów zawodowych opracowali specjalizacje górnicze dla zawodów niegórniczych, takich jak np. mechatronik, który w wodzisławskiej szkole zaczął się specjalizować w automatyce górniczej.

W roku szkolnym 2011/2012 Zespół Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śląskim, realizując projekt systemowy „Mam zawód mam pracę w regionie”, odnowił współpracę z firmą Becker-Warkop Sp. z o.o., kierując do niej młodzież na wizyty studyjne. Zajęcia te skierowane były dla uczniów klas trzecich i czwartych technikum. W ich ramach uczniowie odbyli szkolenie z budowy, użytkowania i konserwacji specjalistycznego

sprzętu górnictwa. Ponadto młodzież zapoznała się z najnowocześniejszymi technologiami i komponentami stosowanymi w górnictwie. W wizytach studyjnych uczestniczyli również uczniowie Zespołu Szkół Ponadgimnazjalnych im. Sejmu Śląskiego w Radlinie.

W dniu 26 kwietnia 2014 roku władze powiatu podpisały ponadto porozumienie z kolejną dużą górniczą firmą: Jastrzębską Spółką Węglową S.A. Umowa dotyczyła współpracy w zakresie organizowania praktycznej nauki zawodu dla uczniów, a także gwarancji zatrudnienia dla absolwentów jednej klasy technikum, kształcących się w zawodzie technik mechanik. Warunkiem było zrealizowanie przez uczniów dodatkowych zajęć w specjalnościach górniczych, które sfinansował samorząd powiatu, a także złożenie z wynikiem pozytywnym egzaminu potwierdzającego kwalifikacje zawodowe

10.4 „WSPÓŁPRACA” W CZASACH KRYZYSU

Z czasem na kooperacji samorządu lokalnego z sektorem górnictwem pojawiły się rysy i pęknięcia. Kryzys branży spowodował, że Kompania Węglowa S.A. przestała respektować swoje wcześniejsze zobowiązania i nie realizuje nadanych uczniom gwarancji pracy.

Na przełomie maja i czerwca 2014 r. zarząd Kompanii Węglowej S.A. podjął jednostronną decyzję o zmianie warunków porozumienia w taki sposób, że w przypadku wstrzymania przyjęć do pracy podyktowanych sytuacją ekonomiczno-finansową spółki, Kompania gwarantowała absolwentom szkół zatrudnienie w pierwszej kolejności po wznowieniu przyjęć. W związku z tym, że propozycja zmiany porozumienia była niekorzystna dla uczniów i absolwentów szkół, Zarząd Powiatu pismem z 4 czerwca 2014 r. odmówił zawarcia aneksu do umowy. W rezultacie 17 czerwca 2014 r. Kompania Węglowa S.A. wypowiedziała porozumienie zawarte z Powiatem Wodzisławskim w sprawie organizacji oddziałów kształcących młodzież w zawodach górniczych, pozostawiając rzeszę kilkuset uczniów i absolwentów na przysłowiowym lodzie.

W lutym i kwietniu 2015 r. starosta Tadeusza Skatuła próbował interweniować we władzach spółki w sprawie realizacji przez nią przyjętych zobowiązań. Niestety bezskutecznie. W dniu 31 marca 2015 roku Zarząd Kompanii Węglowej S.A. w Katowicach uchylił uchwałę Zarządu z dnia 20 stycznia 2011 roku (która dotyczyła przyjęć nowych pracowników do pracy w Kompanii Węglowej S.A.), zmieniając zasady przyjęć do pracy w kopalniach. Firma wyraziła zgodę na dokonywanie przyjęć nowych pracowników do pracy w Oddziałach Kompanii tylko w liczbie gwarantującej utrzymanie zatrudnienia ustalonego w Planie Techniczno-Ekonomicznym, a co za tym idzie zostały cofnięte wszystkie gwarancje pracy, które uczniowie otrzymali [7]. Do dnia dzisiejszego spośród 1381 uczniów i absolwentów objętych gwarancjami pracy na przestrzeni lat 2004-2014 pracę na kopalniach otrzymało około 864 osób (dane Wydziału Oświaty Starostwa Powiatowego w Wodzisławiu Śl.). Ponad pięciuset młodych ludzi – wykształconych za publiczne pieniądze na potrzeby i niejako „na zamówienie”

branży górniczej – wciąż jednak oczekuje na przyjęcie do pracy w kopalniach.

Kompania Węglowa S.A. jak do tej pory wywiązuje się z części porozumienia, która dotyczy odbywania praktyk zawodowych w kopalniach i w tej kwestii nadal współpraca jest poprawna. Niestety, w sprawie dla uczniów najważniejszej, firma stosuje politykę faktów dokonanych, wykorzystując swoją pozycję i nie wywiązuje się również z przedłużenia gwarancji pracy dla absolwentów, którzy podjęli studia dzienne na kierunkach związanych z górnictwem. Przypomnijmy, że zgodnie z porozumieniem z 2014 r. uczniowie, potem już studenci, zobowiązani zostali do ukończenia studiów zgodnie z terminem założonym w programie nauczania dla danego kierunku, obrony pracy magisterskiej w roku ukończenia studiów oraz do podjęcia zatrudnienia w Kompanii Węglowej S.A. w terminie do 3 miesięcy od daty obrony pracy magisterskiej [6]. Wielu z nich ze wszystkich zobowiązań, które zostały zawarte w umowie, wywiązało się w terminie. Kompania niestety nie.

Zarówno ci młodzi ludzie, którzy ukończyli studia, technikum czy szkoły zawodowe, jak również ich rodzice, którzy zaufali szkole, władzom powiatu i samej Kompanii Węglowej S.A. czują się zawiedzeni i oszukani. Nie ma tygodnia, by do gabinetu starosty nie pukali młodzi ludzie z pretensjami, z pytaniem: co dalej. Jeszcze kilka lat temu ci sami młodzi ludzie uroczyście odbierali z rąk starosty i dyrektorów do spraw zatrudnienia kopalń gwarancje pracy w Kompanii. Uczestniczyli w ceremonii pasowania na adeptów fachu górniczego, dokonywali symbolicznego „skoku przez skórę”. Ba, mogli sobie nawet wstępnie wybrać kopalnię, na której chcą się zatrudnić. Kiedy jednak w 2014 roku koncern zerwał umowę z samorządem powiatu, nigdyś uroczyście wręczane gwarancje pracy dziś okazują się nic nieznaczącymi świdzkami papieru.

Taka sytuacja zmusiła władze powiatu nie tylko do wywierania nacisku na kierownictwo Kompanii Węglowej, ale również do uruchomienia specjalnego programu przekwalifikowania absolwentów. Programem zostało objętych 52 absolwentów z roku szkolnego 2014/2015, którzy zarejestrowali się w Powiatowym Urzędzie Pracy w Wodzisławiu Śląskim.

Spośród owych 52 absolwentów propozycje udziału w programie przyjęło 48 osób (dane Powiatowego Urzędu Pracy w Wodzisławiu Śl.). W pierwszej kolejności zostali oni objęci poradnictwem zawodowym, którego podstawą było zbadanie predyspozycji zawodowych celem ustalenia ścieżki kariery zawodowej oraz kierunku przekwalifikowania. Każdemu beneficjentowi programu został wskazany doradca klienta, który wspólnie z zainteresowanym poszukiwał wolnych miejsc pracy i przedstawał propozycje zatrudnienia subsydiowanego lub przeszkołenia. W końcowej fazie programu podejmowane były działania aktywizacyjne z wykorzystaniem instrumentów, jakimi dysponuje Powiatowy Urząd Pracy, jak zatrudnienie subsydiowane, staże, środki na przekwalifikowanie itd. Pozostali absolwenci, bojąc się utraty szansy zatrudnienia w kopalni, nadal oczekując na realizację gwarancji pracy i nie rejestrują się w urzędzie.

Branża zawiodła także w przypadku drugiego węglowego giganta. W dniu 6 lipca

2015 roku, dyrektor Zespołu Szkół Zawodowych w Wodzisławiu Śl., powołując się na zawarte porozumienie, zwróciła się do Prezesa Zarządu Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. z prośbą o wskazanie kopalń, w których uczniowie mogliby odbyć praktyki zawodowe. Odpowiadając na tę prośbę, JSW S.A. podała, że nie dysponuje możliwością realizacji praktyk zawodowych zarówno pod ziemią, jak i na powierzchni w zgodzie z obowiązującymi przepisami BHP w tym zakresie [1].

Po raz kolejny okazało się więc, że współpraca samorządu terytorialnego z firmami sektora górnictwa układa się dobrze tylko w okresie prosperity, co czyni z całej branży mało wiarygodnego partnera. Co gorsza, na przykładzie doświadczeń Powiatu Wodzisławskiego widać, że po raz kolejny powróciło niebezpieczeństwo powstania luki pokoleniowej w kształceniu kadra dla potrzeb górnictwa. Unikanie przez Kompanię Węglową S.A. realizacji gwarancji pracy przyznanych uczniom już przyniosło negatywne skutki dla stabilności systemu kształcenia górników. Sytuacja branży górniczej i wszelkie zawirowania w tym obszarze spowodowały wygaszenie w powiecie wodzisławskim zainteresowania młodzieży nauką na kierunkach górniczych. Z tego powodu w roku szkolnym 2014/2015 w szkołach ponadgimnazjalnych, dla których samorząd powiatu jest organem prowadzącym, nie został uruchomiony ani jeden oddział w zawodzie technik górnictwa podziemnego. To paradoks, ponieważ jedną z przyczyn nawiązania współpracy pomiędzy samorządem i sektorem górniczym było właśnie wznowienie kształcenia w zawodach górniczych po zapaści z przełomu lat 90. i dwutysięcznych. Na szczęście, samorząd Powiatu Wodzisławskiego chcąc uniknąć powtórki takiej sytuacji, umożliwił uczniom technikum kształcącym się w zawodach: elektryk, mechanik oraz mechatronik uczestniczenie w dodatkowych zajęciach o specjalizacji górniczej.

LITERATURA

1. Pismo JSW SiG 597/2015/BJ.
2. Porozumienie z 15 maja 2012 r. zawarte pomiędzy Powiatem Wodzisławskim a Kompanią Węglową S.A.
3. Porozumienie z 27 marca 2008 r. zawarte pomiędzy Powiatem Wodzisławskim a Kompanią Węglową S.A.
4. Program pilotażowy „Zamawianie kształcenia na kierunkach technicznych, matematycznych i przyrodniczych”
5. Umowa z 8 czerwca 2004 r. zawarta pomiędzy Powiatem Wodzisławskim a Kompanią Węglową S.A.
6. Umowa zawarta w dniu 25 marca 2014 roku pomiędzy Kompanią Węglową S.A. a jednym ze studentów (w posiadaniu autora).
7. Załącznik nr 1 do Uchwały Zarządu KW S.A. Nr 237/2015 z dnia 31.03.2015 r.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

02.2016
03.2016

Tadeusz Skatuła
Starostwo Powiatowe w Wodzisławiu Śląskim
ul. Bogumińska 2, 44-300 Wodzisław Śląski, Polska
e-mail: starosta@powiatwodzislawski.pl

**WSPÓŁPRACA GÓRNICTWA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI NA PRZYKŁADZIE
POWIATU WODZISŁAWSKIEGO I SZKÓŁ JEMU PODLEGŁYCH.
STUDIUM PRZYPADKU**

Streszczenie: Artykuł traktuje o doświadczeniach Powiatu Wodzisławskiego związanych z ponad dwunastoletnią współpracą z różnymi przedsiębiorstwami sektora górnictwa węgla kamiennego w zakresie kształcenia i przygotowania kadr górniczych.

Słowa kluczowe: Edukacja zawodowa, gwarancje pracy, współpraca kopalń ze szkołami

**THE COOPERATION BETWEEN LOCAL GOVERNMENT UNITS AND MINING
INDUSTRY. THE CASE STUDY OF COUNTY OF WODZISŁAW ŚLASKI**

Abstract: The article is taking the issue of twelve-years-long cooperation between county of Wodzisław Ślaski and local coal mines in the area of vocational education of youth as an example of difficult relations between local government and mining industry in Poland.

Key words: Vocational education, job security, the cooperation between coal mines and secondary schools

11

DZIAŁANIA W ZAKRESIE PROFILAKTYK AEROLOGICZNYCH JAKO NIEZBĘDNY ELEMENT NAKŁADÓW NA WYDOBYCIE W ŚCIANACH EKSPOLOATACYJNYCH

11.1 WSTĘP

Eksplotacja pokładów węgla kamiennego przez polskie kopalnie jest z roku na rok coraz trudniejsza. Wiąże się to ze szczytywaniem dostępnych zasobów przemysłowych węgla, co prowadzi do konieczności sięgania do pokładów niżej leżących, eksploatowanych w trudniejszych warunkach górniczo-geologicznych przy równocześnie wzrastającym zagrożeniem naturalnym.

Szczególnie istotnymi z punktu widzenia bezpieczeństwa są zagrożenia aerologiczne, do których zalicza się zagrożenie metanowe, pożarowe, klimatyczne i wybuchem pyłu węglowego. Wzrost zagrożeń wentylacyjnych wpływa bezpośrednio na konieczność stosowania wzmożonej profilaktyki w ich zakresie. To z kolei wpływa na ciągłe podnoszenie kosztów profilaktyk umożliwiających bezpieczną eksploatację pokładów węgla.

Z roku na rok spółki węglowe przeznaczają na ten cel coraz większe nakłady finansowe, co przyczynia się do ciągłego spadku ich rentowności. Bez ponoszenia nakładów na bezpieczeństwo pracy w kopalniach nie byłoby jednak możliwe dalsze prowadzenie eksploatacji węgla. Nakłady ponoszone przez polskie spółki węglowe przedstawia tabela 11.1.

Tabela 11.1 Nakłady na BHP w kopalniach spółek węglowych w latach 2010-2014 w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia

Spółka węglowa	Nakłady ponoszone na BHP w latach 2010-2014 w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia zł/Mg				
	2010	2011	2012	2013	2014
JSW S.A.	38,64	44,92	46,26	44,90	52,15
KHW S.A.	27,60	27,34	29,00	28,80	33,10
KW S.A.	20,33	21,54	23,79	25,35	24,74
LW „Bogdanka” S.A.	11,67	13,37	12,81	12,10	12,03
TAURON Wydobycie S.A.	18,22	19,46	16,30	17,13	14,86

Źródło: [8]

Warto zauważyć, że największe nakłady na szeroko rozumiane „bezpieczeństwo” przeznacza JSW S.A. co wiąże się z koniecznością prowadzenia eksploatacji przy występujących zagrożeniach skojarzonych, a w szczególności przy bardzo wysokim zagrożeniu metanowym. Najniższe z kolei koszty działań profilaktycznych ponosi LW „Bogdanka” S.A. co w jej przypadku związane jest w praktyce z brakiem zagrożenia metanowego (I kategoria zagrożenia metanowego) i niewystępowaniem pożarów endogenicznych choć pokłady w obszarze kopalni zaliczono do IV grupy samozapalności węgla.

Profilaktyki zagrożeń aerologicznych są nierozerlaczny elementem eksploatacji pokładów węgla w rejonach ścian. Procedury stosowane przy doborze odpowiednich środków profilaktycznych muszą być tak dobrane, aby w znacznym stopniu ograniczyć zagrożenie lub całkowicie je zneutralizować [5]. Wybór odpowiedniej procedury, umożliwiającej ograniczenie zagrożenia jest możliwe jedynie wtedy gdy rozpoznane są wszelkie czynniki wpływające na powstanie samego zagrożenia a także warunki górniczo-geologiczne panujące w bezpośrednim jego sąsiedztwie [12].

Same przepisy górnicze ustalają pewne zasady postępowania w przypadku zagrożeń naturalnych oraz wskazują na konieczność stosowania ciągłego monitorowania zagrożeń i profilaktyki, umożliwiającej minimalizację wpływu zagrożenia na bezpieczeństwo pracy [11]. Profilaktyki, w szczególności wentylacyjne powinny być prowadzone tak, aby stan bezpieczeństwa na stanowiskach pracy górników był na akceptowalnym poziomie [2, 7, 9].

Najczęstszym miejscem występowania zagrożeń wentylacyjnych jest rejon ściany [13]. I nie jest to związane tylko z wyrobiskami okonturowującymi pole wybierkowe, ale przede wszystkim ze zrobami zawałowymi je otaczającymi i calizną węglową znajdującą się między wyrobiskami przyścianowymi.

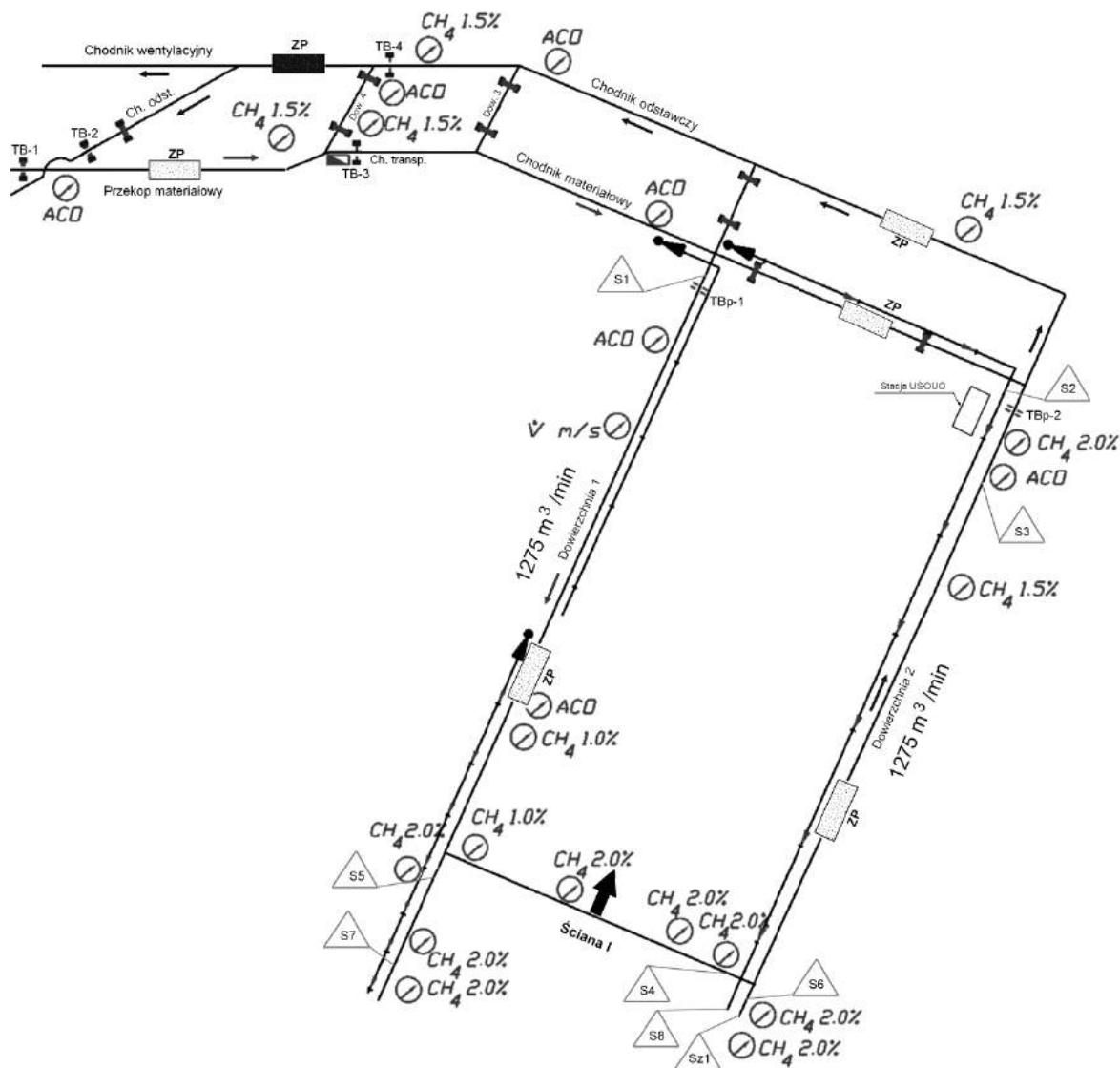
W dalszej części dokonano analizy kosztów poniesionych przez kopalnię na działania profilaktyczne stosowane w dwóch ścianach eksploatacyjnych, które umożliwiły bezpieczne prowadzenie robót górniczych w ramach występujących zagrożeń aerologicznych.

11.2 CHARAKTERYSTYKA ŚCIANY 1 W POKŁADZIE 404

Ściana 1 [10] w pokładzie 404 (rys. 11.1), prowadzona była poniżej poziomu udostępnienia systemem ścianowym poprzecznym z zawałem stropu. Była przewietrzana sposobem na U od pola. Parcyla ściany ograniczona była od wschodu dowierzchnią 2, a od zachodu dowierzchnią 1.

Powietrze doprowadzane było do ściany dowierzchnią 1 a odprowadzane dowierzchnią 2. Regulację ilości powietrza w ścianie prowadzono za pomocą tamy regulacyjnej zabudowanej w grupowym wylotowym prądle powietrza w pochylni wentylacyjnej. Średni strumień powietrza doprowadzany do ściany wynosił około $1275 m^3/min$.

Średnie nachylenie pokładu 404 w polu eksploatacyjnym ściany 1 wynosiło około $3-8^\circ$ w kierunku południowym i południowo-zachodnim.



Rys. 11.1 Schemat przestrzenny rejonu ściany 1 w pokładzie 404

Źródło: [10]

Miąższość pokładu 404 wynosiła od 2,9 m do 4,0 m natomiast w parceli ściany 1 miąższość stwierdzona w czasie drążenia wyrobisk okonturowujących ścianę zawierała się w przedziale 3,3-4,0 m.

W pokładzie występoły warstwy łupka ilastego lub miejscami łupka węglowego o grubości od około 0,05 m do około 0,2 m. W południowej części parceli przerost zwiększał swoją miąższość do około 1,3 m rozwarstwiając pokład na 2 ławy, górną o miąższości od około 1,0-1,85 m i dolną o miąższości od około 2,0-2,6 m.

Ze względu na ochronę powierzchni, wysokość ściany 1 ograniczona została do 3,4 m z pozostawieniem warstwy węgla o grubości około 0,6 m. Warstwa ta pozostawiana była w spągu ściany, a w przypadku pogorszonych warunków stropowych dopuszczano pozostawienie warstwy węgla jako półki wspornikowej w stropie ściany.

Tabela 11.2 przedstawia podstawowe parametry eksploatacyjne i zagrożenia występujące w ścianie 1.

Tabela 11.2 Charakterystyka ściany 1 w pokładzie 404

Długość ściany	180 m
Wysokość eksploatacyjna ściany	do 3,4 m
Nachylenie pokładu	3°-8°
Wybieg ściany	1310 m
Wydobycie średnie	2611 Mg/dobę
System eksploatacji	poprzeczny z zawałem stropu
Sposób przewietrzania	U od pola
Zagrożenie metanowe	III kategoria zagrożenia metanowego
Metanowość kryterialna	15,45 m ³ CH ₄ /min
Metanowość kryterialna bezwzględna	31,0 m ³ CH ₄ /min
Zagrożenie pożarowe	III grupa samozapalności - średnia skłonność węgla do samozapalenia
Okres inkubacji pożaru	65 dni
Zagrożenie wybuchem pyłu	klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
Zagrożenie klimatyczne	brak
Zagrożenie tąpaniami	Nie występuje
Zagrożenie wodne	II i III stopień zagrożenia wodnego
Okres eksploatacji ścianą	474 dni
Całkowite wydobycie ze ściany	1237743 Mg

Źródło: [10]

11.3 PROFILAKTYKI ZAGROŻEŃ WENTYLACYJNYCH [4]

11.3.1 Profilaktyka zwalczania zagrożenia metanowego

Na podstawie stwierdzonej maksymalnej metanonośności w pokładzie 404 w trakcie robót przygotowawczych dla ściany 1, wynoszącej 6,540 m³ CH₄/M_gCSW, pole ściany zaliczono do III kategorii zagrożenia metanowego. Obliczona maksymalna prognozowana metanowość bezwzględna dla ściany, przy zaplanowanym wydobyciu wynoszącym 4774 t/d wynosiła 23,17 m³/min.

Profilaktyka metanowa polegała przede wszystkim na odmetanowaniu górotworu. Odmetanowanie w rejonie ściany prowadzone było przez firmę zewnętrzną. Otwory drenażowe wiercone były z dowierzchni 2 wiązkami po 4 lub 6 otworów. Ujęty metan odprowadzany był do dołowej stacji odmetanowania, zlokalizowanej w dowierzchni 4 między chodnikiem wentylacyjnym i chodnikiem transportowym. Ze stacji odmetanowania metan odprowadzany był drogami wentylacyjnymi z odprowadzanym prądem powietrza na szyb wentylacyjny.

Rejon ściany zabezpieczono czujnikami metanometrii automatycznej zabudowanymi zgodnie z wymogami przepisów górniczych [11]. W czasie prowadzonego wydobycia przewietrzano przestrzeń pod rynnami przenośnika zgrzebłowego sprężonym powietrzem. Wraz z postępem ściany prowadzono likwidację pozostawianego odcinka dowierzchni 2 poprzez rabowanie obudowy i podsadzanie pustej przestrzeni. Część ślepą przewietrzano za pomocą wentylatora lutniowego zabudowanego w chodniku materiałowym. Linię likwidowaną dowierzchni 2 za frontem ściany opinano płótnem wentylacyjnym, i doszczelniano pianami chemicznymi.

11.3.2 Profilaktyka zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego

W ścianie 1 utrzymywano 200 m strefy zabezpieczające przed możliwością powstania i przeniesienia wybuchu pyłu węglowego, utrzymywane w dowierzchni 1 i 2.

Rejon wentylacyjny pokładu 404 zabezpieczony został głównymi zaporami przeciwwybuchowymi zlokalizowanymi w przekopie materiałowym, pochylni wentylacyjnej i przekopie odstawczym. Rejon ściany 1 zabezpieczony był pomocniczymi zaporami przeciwwybuchowymi, zabudowanymi w dowierzchni 1 oraz dowierzchni 2 zgodnie z przepisami górniczymi [11].

W rejonie ściany 1 zabudowano także pomocnicze zapory przeciwwybuchowe w chodniku materiałowym, dowierzchni 1, dowierzchni 2, chodniku odstawczym, chodniku wentylacyjnym, oraz przekopie materiałowym.

11.3.3 Profilaktyka zwalczania zagrożenia pożarowego

Rejon ściany 1 objęty został wcześniejącym wykrywaniem pożarów endogenicznych. W celu określania wskaźników pożarowych pobierano próby gazowe na stacjach pomiarowych zlokalizowanych w rejonie ściany (rys. 11.1). Próby powietrza do analizy chemicznej pobierane były z częstotliwością, co najmniej 2 razy w tygodniu. Dodatkowo w celu oceny stanu zagrożenia pożarowego pobierano próbę do analizy metodą precyzyjną GIG raz na dwa tygodnie.

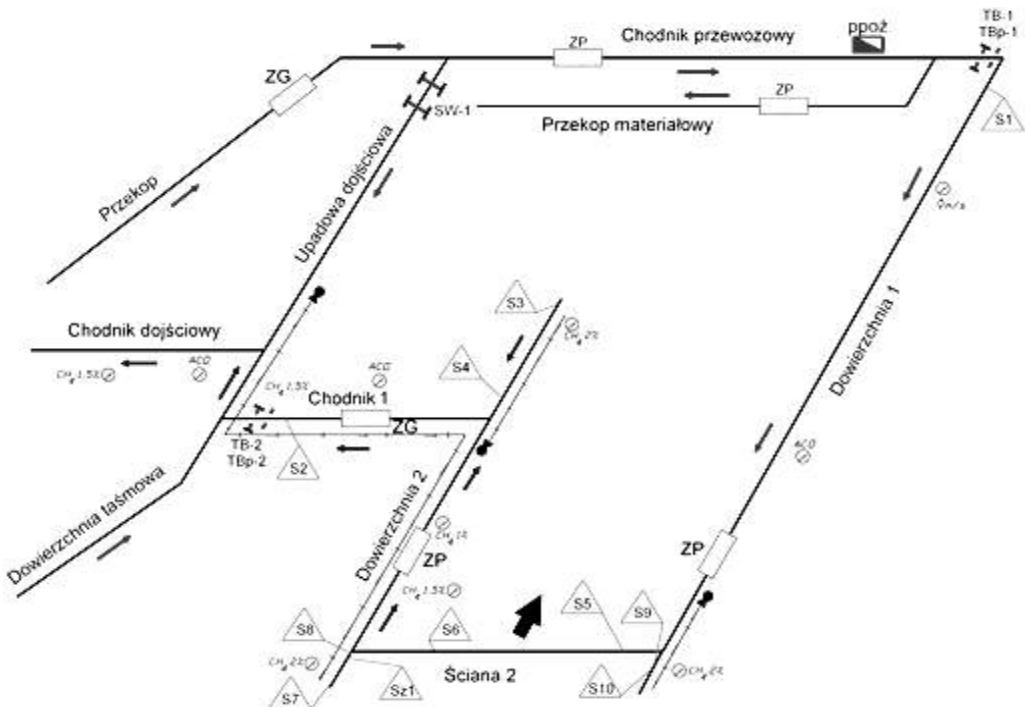
W ramach intensywnej profilaktyki przeciwpożarowej:

- izolowano ocios wschodni dowierzchni 1 płytrem podsadzkowym antyelektrostatycznym lub wentylacyjnym. Przestrzeń za płytrem doszczelniano środkami mineralnymi lub chemicznymi,
- na całej długości dowierzchni 1 utrzymywano rurociąg do podawania gazów inertnych,
- zabudowywano sondy kontrolne w ociosie wschodnim i stropie dowierzchni 1, w odstępach co około 50 metrów.
- utrzymywano sondy ruchome w ścianie, w odstępach co około 30 sekcji obudowy zmechanizowanej, skierowane do zawału ściany,
- wykonywano co najmniej 1 raz w miesiącu ekran izolujący ze środków chemicznych antypirogenicznych za obudową zmechanizowaną,
- prowadzono w wyrobiskach przyścianowych ciągłe pomiary pól temperatury ociosów i stropu za pomocą kamery termowizyjnej.

Rejon ściany zabezpieczony był rejonowymi oraz polowymi tamami bezpieczeństwa w układzie podwójnym (rys. 11.1).

11.4 CHARAKTERYSTYKA ŚCIANY 2 W POKŁADZIE 502

Ściana 2 (rys. 11.2) [10] prowadzona była w pokładzie 502 w warstwie przystropowej poniżej poziomu udostępnienia. Ściana prowadzona była systemem poprzecznym z zawałem stropu po wzniosie pokładu, przewietrzana sposobem na U od pola. Parcyla ściany rozpięta była między dwoma dowierzchniami, od wschodu dowierzchnią 1 a od zachodu dowierzchnią 2.



Rys. 11.2 Schemat przestrzenny rejonu ściany 2 w pokładzie 502

Źródło: [10]

Tabela 11.3 Charakterystyka ściany 2 w pokładzie 502

Długość ściany	170 m
Wysokość eksploatacyjna ściany	do 3,0 m
Nachylenie pokładu	4°-6°
Wybieg ściany	485 m
Wydobycie średnie	575 Mg/dobę
System eksploatacji	poprzeczny z zawałem stropu
Sposób przewietrzania	U od pola
Zagrożenie metanowe	I kategoria zagrożenia metanowego
Zagrożenie pożarowe	III grupa samozapalności - średnia skłonność węgla do samozapalenia
Okres inkubacji pożaru	106 dni
Zagrożenie wybuchem pyłu	klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
Zagrożenie klimatyczne	brak
Zagrożenie tąpaniami	III stopień zagrożenia tąpaniami
Zagrożenie wodne	I stopień zagrożenia wodnego
Okres eksploatacji ścianą	849 dni
Całkowite wydobycie ze ściany	487795 Mg

Źródło: [10]

Powietrze doprowadzane było do ściany dowierzchnią 1, a odprowadzane dowierzchnią 2. Ilość powietrza regulowana była przy pomocy tamy regulacyjnej zabudowanej w chodniku dojściowym w grupowym wylotowym prądzie powietrza. Na podstawie projektu technicznego, niezbędną ilością powietrza do przewietrzania przecinki ściany było $360 \text{ m}^3/\text{min}$. Jednak w czasie biegu ściany doprowadzano około $660 \text{ m}^3/\text{min}$.

Pokład 502 w parceli ściany zalegał na głębokości od 325,7 do 369,0 m ppm. Charakteryzował się rozciągłością północny zachód – południowy wschód i upadem 4°-6° na południowy zachód.

Eksplotacja pokładu 502 ścianą 2 prowadzona była w na wysokość 3,0 m aby pozostawić możliwość eksploatacji w warstwie dolnej. W spągu ściany pozostawiona została warstwa o miąższości od 2,4 do 2,8 m. W stropie i spągu pokładu 502 ściany występowały łupki piaszczyste i piaskowce.

Tabela 11.3 przedstawia podstawowe parametry eksploatacyjne i zagrożenia występujące w ścianie 2.

11.5 PROFILAKTYKI ZAGROŻEŃ WENTYLACYJNYCH [4]

11.5.1 Profilaktyka zwalczania zagrożenia metanowego

Ściana 2 prowadzona była w pokładzie 502 zaliczonym do I kategorii zagrożenia metanowego. Maksymalna stwierdzona metanonośność w rejonie ściany 2 wyniosła 0,097 m³ CH₄/M_gCSW.

W związku z tym jako zabezpieczenie przed przekroczeniami dopuszczalnych stężeń metanu przyjęto minimalną prędkość powietrza w wyrobisku ścianowym na poziomie 0,3 m/s. Rejon ściany został zabezpieczony czujnikami metanometrii automatycznej rozmieszczoneymi zgodnie z przepisami [11].

W celu prawidłowego rozpływów powietrza została zabudowana śluza wentylacyjna SW-1 w upadowej dojściowej na południe od chodnika przewozowego zachód, na której zabudowano czujniki otwarcia drzwi oraz czujnik różnicy ciśnień.

11.5.2 Profilaktyka zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego

W rejonie ściany utrzymywano 200 m strefy zabezpieczające przed możliwością powstania i przeniesienia wybucha pyłu węglowego. Strefy były utrzymywane na bieżąco w dowierzchniach 1 i 2 wraz z postępem ściany. Rejon wentylacyjny zabezpieczony został głównymi zaporami przeciwwybuchowymi zlokalizowanymi w chodniku 1 w pokładzie 502 oraz w przekopie do pokładu 502.

Pomocnicze zapory przeciwwybuchowe zabudowano w dowierzchniach przyścianowych 1 i 2. Wyrobiska objęte strefą szczególnego zagrożenia tapaniami zostały odizolowane strefami zabezpieczającymi wykonanymi przez opylanie pyłem kamiennym oraz pyłowymi zaporami przeciwwybuchowymi w chodniku przewozowym w pokładzie 502 i przekopie materiałowym.

11.5.3 Profilaktyka zwalczania zagrożenia pożarowego

Rejon ściany 2 objęty został wcześniejącym wykrywaniem pożarów endogenicznych. Zagrożenie pożarowe oceniano na podstawie wskaźników pożarowych wg przepisów [11]. Próby gazowe pobierano na stacjach pomiarowych zlokalizowanych w rejonie ściany (rys. 11.2). Próby do analizy chemicznej były pobierane z częstotliwością co najmniej 2 razy w tygodniu. Dodatkowo w celu oceny stanu zagrożenia pożarowego, 1 raz na tydzień, pobierano próby do analizy metodą precyzyjną GIG ze stacji zrobowej

Sz-1. W ramach prac profilaktycznych prowadzono pomiary kamerą termowizyjną w chodniku 1, dowierzchni 2, upadowej materiałowej oraz dowierzchni wentylacyjnej. Pomiary były wykonywane 1 raz w tygodniu. W celu izolacji miejsc o zwiększym wydzielaniu CO stosowano doszczelnianie za pomocą środków mineralnych i pian lekkich. Rejon ściany zabezpieczony był rejonowymi oraz polowymi tamami bezpieczeństwa w układzie podwójnym (rys. 11.2).

11.6 ANALIZA KOSZTÓW PROFILAKTYK WENTYLACYJNYCH

Koszty w ramach profilaktyk aerologicznych oparto na podziale rodzajowym kosztów [1]. W ramach kosztów profilaktyk przyjęto koszt środków trwałych, materiałów eksploatacyjnych, koszt wynagrodzeń poniesionych na prowadzenie w/w profilaktyk oraz koszt mediów (energii elektrycznej, sprężonego powietrza i wody [6]. Nie uwzględniono natomiast kosztów amortyzacji oraz kosztów zużycia materiałów i innych, mniej istotnych. Nieuwzględnienie tych kosztów był spowodowane brakiem ich wyodrębnienia w nakładach prowadzonych przez dział kontrolingu kopalni. Koszty te były jednak na tyle niewielkie, że nie wpływały na zmianę nakładów poniesionych na prowadzenie poszczególnych profilaktyk.

11.6.1 Koszty profilaktyk dla ściany 1 w pokładzie 404

W tabelach 11.4-11.6 przedstawiono zakres stosowanych prac profilaktycznych w ramach zagrożeń metanowego, pożarowego i wybuchem pyłu węglowego, występujących w rejonie ściany 1 oraz zestawienie kosztów poniesionych w ramach prowadzonych profilaktyk.

Tabela 11.4 Zestawienie kosztów profilaktyki metanowej

Nazwa kosztu	Liczba/ilość	Koszt jednostkowy zł	Koszt całkowity zł
Wykonawstwo otworów drenażowych. Wiercenie otworów: zużycie materiałów eksploatacyjnych. Całkowita liczba mb otworów drenażowych. Liczba otworów 417, liczba zbiorów = 73	35790 mb	260 zł/1 mb	9305400 zł
Użytkowanie stacji odmetanowania	16 miesięcy	170000 zł/miesiąc	2720000 zł
Obsługa odmetanowania	16 miesięcy	105000 zł/miesiąc	1680000 zł
Wykonawstwo pomocniczych urządzeń wentylacyjnych (oganianki z płotna wentylacyjnego, przegrody wentylacyjne, strumienice, wentylatory pomocnicze, doszczelnianie zawału pianami itp.)	-	-	140000 zł
Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia metanowego			9200001,67 zł
Koszty energii elektrycznej	119,3 MWh	291,79 zł/MWh	34810,55 zł
Całkowity koszt profilaktyki			23080212,22 zł

Źródło: [6]

Tabela 11.5 Zestawienie kosztów profilaktyki pożarowej

Nazwa kosztu	Ilość/liczba	Koszt jednostkowy zł	Koszt całkowity zł
Wykonawstwo pasów podsadzkowych	-	-	brak
Wykorzystanie materiałów chemicznych: - piany lekkie (Igloneige), (komplet=50 dm ³) - piany ciężkie (Mariflex), (komplet=125 dm ³) - środki antypirogeniczne,	2250 dm ³ 875 dm ³ 5 Mg	140,7 zł/kom. 557,82 zł/dm ³ 239,43 zł/Mg	6331,50 zł 3904,74 zł 1197,15 zł
Wykorzystanie materiałów mineralnych: - spoiwa mineralno-cementowe (Cover), - cement, - piasek,	6725 kg 25 Mg 23 Mg	465 zł/Mg 256 zł/Mg 16 zł/Mg	3127,12 zł 6400,00 zł 368,00 zł
Wykorzystanie odpadów elektrownianych	1870 m ³	-	-
Kostka betonowa WC	2000 szt.	3,5 zł/szt.	7000,00 zł
Badania laboratoryjne prób gazowych do wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych wykonywane przez kopalnię	204 szt.	35 zł/szt.	7140,00 zł
Badania laboratoryjne prób gazowych do wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych wykonywane na zlecenie	34 szt.	215 zł/szt.	7310,00 zł
Pomiary pomocnicze (kamera termowizyjna, pirometr)	544 h	-	-
Zużycie gazów inertnych N ₂	238501 m ³	0,55 zł/m ³	131175,55 zł
Obsługa prac inertyzacyjnych	własna	-	-
Dzierżawa lub koszt użytkowania urządzeń inertyzacyjnych	474 dni	158 zł/dobę	74892,00 zł
Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia pożarowego	18774	603,75 zł	11334802,50 zł
Zużycie wody i innych mediów	474 dni	350 zł/dobę	165900,00 zł
Całkowity koszt profilaktyki			11749548,56 zł

Źródło: [6]

Tabela 11.6 Zestawienie kosztów profilaktyki zagrożenia wybuchem pyłu węglowego

Nazwa kosztu	Ilość/liczba	Koszt jednostkowy zł	Koszt całkowity zł
Pył kamienny 7,5 Mg/1 zapорę	331 Mg	218,94 zł	7269,14 zł
Pojemniki na zapory wodne	1060 szt.	14,40 zł	15264,00 zł
Konstrukcje drewniane i stalowe do zapór przeciwwybuchowych	45 szt.	1700,00 zł	76500,00 zł
Miesięczne utrzymanie stref zabezpieczających przed możliwością przeniesienia wybuchu pyłu węglowego w rejonie (16 miesięcy)	8,5 Mg pyłu/miesiąc	218,94 zł	3503,04 zł
Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego	1695	383,97 zł	650829,15 zł
Koszty energii	474 dni	140 zł	66360,00 zł
Całkowity koszt profilaktyki			884925,33 zł

Źródło: [6]

11.6.2 Koszty profilaktyk dla ściany 2 w pokładzie 502

W tabelach 11.7, 11.8 przedstawiono analogicznie zakres stosowanych prac profilaktycznych w ramach zagrożeń pożarowego i wybuchem pyłu węglowego, występujących w rejonie ściany 2 oraz zestawienie kosztów poniesionych w ramach

tych profilaktyk.

Tabela 11.7 Zestawienie kosztów profilaktyki pożarowej

Nazwa kosztu	Ilość/liczba	Koszt jednostkowy zł	Koszt całkowity zł
Wykonawstwo pasów podsadzkowych	-	-	brak
Wykorzystanie materiałów chemicznych: - piany lekkie (Igloneige), (komplet=50 dm ³) - piany ciężkie (Mariflex), (komplet=125 dm ³) - środki antypirogeniczne,	1900 dm ³ 2750 dm ³ 5150 kg	140,70 zł/kom. 557,82 zł/dm ³ 239,43 zł/Mg	5346,60 zł 12272,04 zł 1233,06 zł
Wykorzystanie materiałów mineralnych: - spoiwa mineralno-cementowe (Porocem), - cement, - piasek	72150 kg 20 Mg 15 Mg	793,96 zł/Mg 256 zł/Mg 16 zł/Mg	57284,21 zł 5120,00 zł 240,00 zł
Wykorzystanie odpadów elektrownianych	450 m ³	-	-
Kostka betonowa WC	2 000 szt.	3,5 zł/szt.	7000,00 zł
Badania laboratoryjne prób gazowych do wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych wykonywane przez kopalnię	2662 szt.	35 zł/szt.	93170,00 zł
Badania laboratoryjne prób gazowych do wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych wykonywane na zlecenie	60 szt.	215 zł/szt.	12900,00 zł
Pomiary pomocnicze (kamera termowizyjna, pirometr)	968 h	-	-
Zużycie gazów inertnych N ₂ lub CO ₂	290012 m ³	0,55 zł/m ³	159506,60 zł
Obsługa prac inertyzacyjnych	własna	-	-
Dzierżawa lub koszt użytkowania urządzeń inertyzacyjnych	849 dni	158 zł/dobę	134142,00 zł
Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia pożarowego	6746	603,75 zł	4072897,50 zł
Zużycie wody i innych mediów	849 dni	350 zł/dobę	297150,00 zł
Całkowity koszt profilaktyki			4858262,01 zł

Źródło: [6]

Tabela 11.8 Zestawienie kosztów profilaktyki zagrożenia wybuchem pyłu węglowego

Nazwa kosztu	Ilość/liczba	Koszt jednostkowy zł	Koszt całkowity zł
Pył kamienny 7,5 Mg/1 zaporę	110,5 Mg	218,94 zł	24192,87 zł
Pojemniki na zapory wodne	0 szt.	14,40 zł	0,00 zł
Konstrukcje drewniane i stalowe do zapór przeciwwybuchowych	11 szt.	1700,00 zł	18700,00 zł
Miesięczne utrzymanie stref zabezpieczających przed możliwością przeniesienia wybuchu pyłu węglowego w rejonie (28,3 miesięcy)	6,0 Mg pyłu/miesiąc	218,94 zł	37176,01 zł
Roboczodniówki związane ze zwalczaniem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego	854	383,97 zł	327910,38 zł
Koszty energii	849 dni	140 zł/dobę	118860,00 zł
Całkowity koszt profilaktyki			526839,26 zł

Źródło: [6]

11.6.3 Wskaźniki kosztów profilaktyk aerologicznych

Jak wcześniej wskazano, w okresie prowadzenia eksploatacji ścianą 1 w pokładzie

404 stosowano aktywną profilaktykę aerologiczną w zakresie zagrożeń metanowego, pożarowego i wybuchem pyłu węglowego, natomiast dla ściany 2 w pokładzie 502 stosowano aktywną profilaktykę dla zagrożenia pożarowego i pyłowego.

Koszty stosowanych profilaktyk przedstawia tabela 9. Przychód całkowity został obliczony na podstawie średniej ceny 1 Mg węgla wg cen ARA (Amsterdam-Rotterdam-Antwerpia) [3], ustalonej dla okresu prowadzenia eksploatacji obu ścian przypadającego na lata 2013-2015 oraz średniego kursu dolara amerykańskiego w tychże latach. Średnia cena 1 Mg węgla wg cen ARA wyniosła 72,83 USD co w przeliczeniu na polski złoty wyniosło 240,53 zł. Warto podkreślić, że koszt detaliczny 1 Mg węgla na polskim rynku wg szacunków GUS [9] wyniósł odpowiednio 809,51 zł w 2013 r., 802,37 zł w 2014 r. i 789,33 zł w 2015 r. co daje średnią cenę na poziomie 800,40 zł i różnicę w stosunku do cen ARA o ponad 330%. Do wyznaczenia wskaźników przyjęto jednak cenę węgla wg ARA, gdyż wg podobnych stawek kopalnie zbywają węgiel w obrocie hurtowym. Całkowity przychód węgla z obu ścian ujęto w tabeli 11.9.

W oparciu o znane koszty prowadzonych profilaktyk obliczono procentowy udział kosztu profilaktyki UP oraz koszt profilaktyki w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia.

Udział procentowy kosztu profilaktyki w stosunku do uzyskanego przychodu można obliczyć na podstawie wzoru:

$$U_P = \frac{K_P}{P_C} \cdot 100\%, \quad (1)$$

gdzie:

U_P – udział procentowy stosowanej profilaktyki, %,

K_P – koszt całkowity stosowanej profilaktyki zł,

P_C – przychód całkowity zł.

Tabela 11.9 Zestawienie kosztów profilaktyk aerologicznych

	Wydobycie całkowite WC Mg	Przychód całkowity PC zł	Koszt profilaktyki metanowej KPM zł	Koszt profilaktyki pożarowej KPPO zł	Koszt profilaktyki pyłowej KPPŁ zł	Całkowity koszt profilaktyk
Ściana 1 w pokł. 404	1237743	297714323,79	23080212,22	11749548,56	884925,33	35714686,1
Ściana 2 w pokł. 502	487795	117329331,35	-	4858262,01	526839,26	5385101,3

Natomiast koszt profilaktyki w przeliczeniu na 1 Mg wydobytego węgla można obliczyć na podstawie wzoru:

$$K_{PMg} = \frac{K_P}{W_C} \quad (2)$$

gdzie:

W_C – całkowite wydobycie ze ściany, Mg.

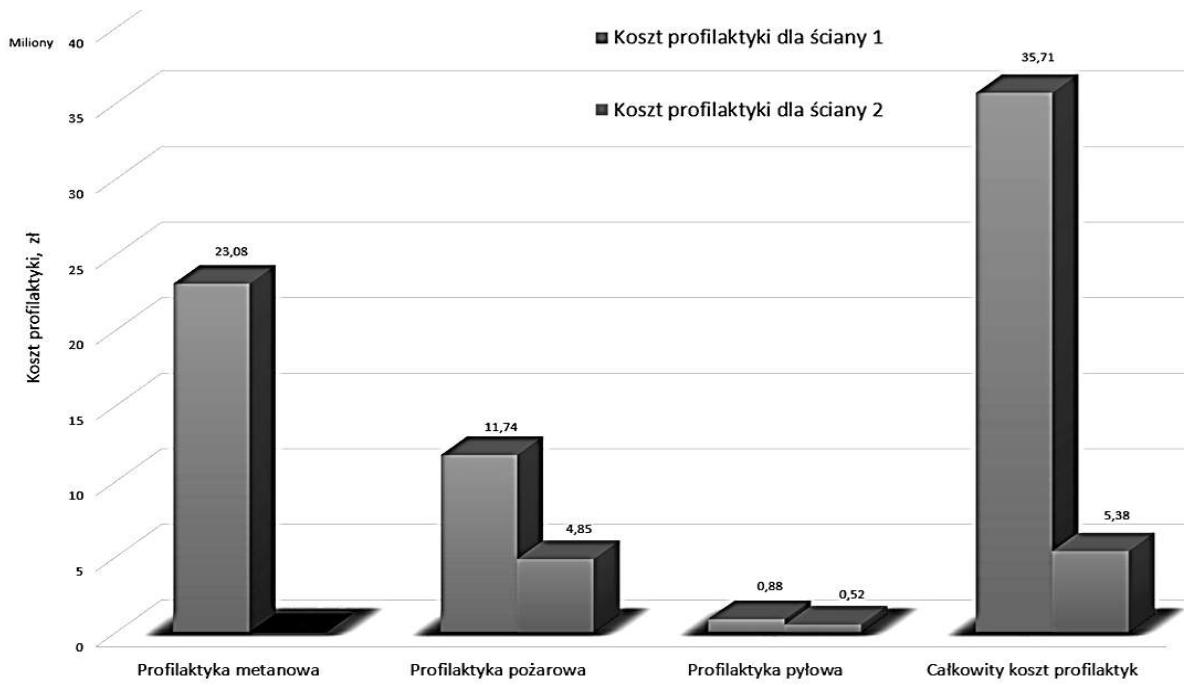
Wskaźniki kosztów zastosowanych profilaktyk dla ściany 1 i 2 przedstawiono w tabeli 11.10.

Tabela 11.10 Zestawienie wskaźników kosztów profilaktyk aerologicznych

	Udział kosztu profilaktyki metanowej UPM %	Udział kosztu profilaktyki pożarowej UPPO %	Udział kosztu profilaktyki pyłowej UPPŁ %	Koszt profilaktyki Metanowej na 1 Mg wydobycia KPMgM zł	Koszt profilaktyki pożarowej na 1 Mg wydobycia KPMgPO zł	Koszt profilaktyki pyłowej na 1 Mg wydobycia KPMgPŁ zł	Całkowity koszt profilaktyk na 1 Mg wydobycia zł
Ściana 1	7,752	3,946	0,297	18,65	9,49	0,71	28,85
Ściana 2	-	4,141	0,449	-	9,96	1,08	11,04

Jak można zauważyć, wśród profilaktyk prowadzonych w ramach rejonu ściany 1 największe nakłady poniesiono na ograniczenie zagrożenia metanowego poprzez stosowanie odmetanowania górotworu. Całkowity koszt profilaktyki metanowej wyniósł ponad 23 mln zł (rys. 11.3). Najniższy z kolei koszt poniesiono na zwalczanie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

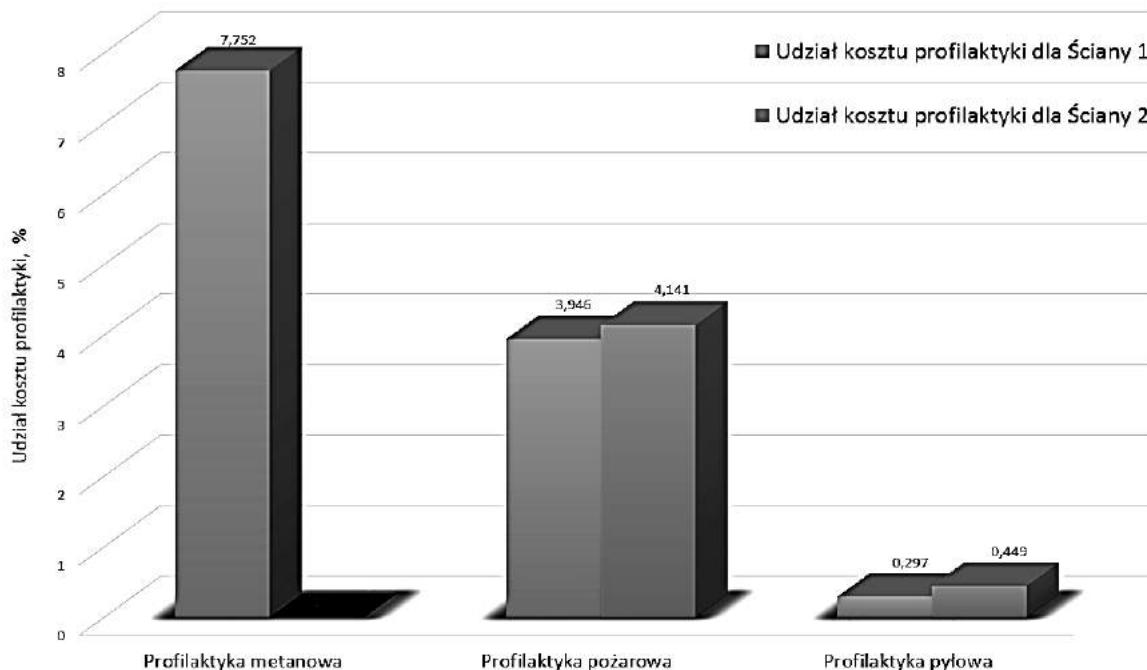
Udział procentowy kosztów profilaktyki metanowej na tle innych profilaktyk jest bardzo wysoki. Nakłady poniesione na odmetanowanie przekroczyły 7,7% całkowitego przychodu uzyskanego z wyeksploatowanego węgla w ścianie 1.



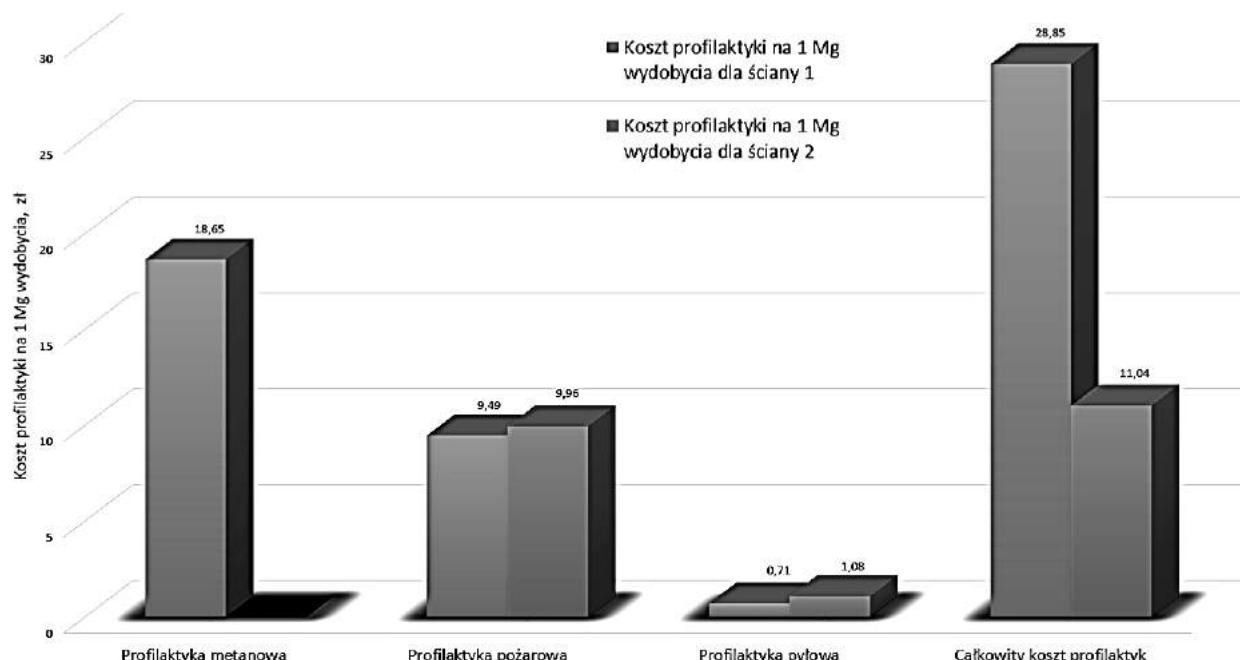
Rys. 11.3 Koszty profilaktyk aerologicznych

Porównując koszty profilaktyki pożarowej jak i pyłowej w obu ścianach można uznać, że zarówno udziały procentowe (rys. 11.4) zastosowanych profilaktyk, ujęte w całkowitym przychodzie, jak i ich koszty w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia (rys. 11.5) są bardzo zbliżone. Analizując tablice zakresu prowadzonych profilaktyk i ich kosztów

można zauważyć, że głównym składnikiem kosztów w przypadku obu profilaktyk są koszty roboczodniówek niezbędnych do prowadzenia aktywnej walki z zagrożeniem.



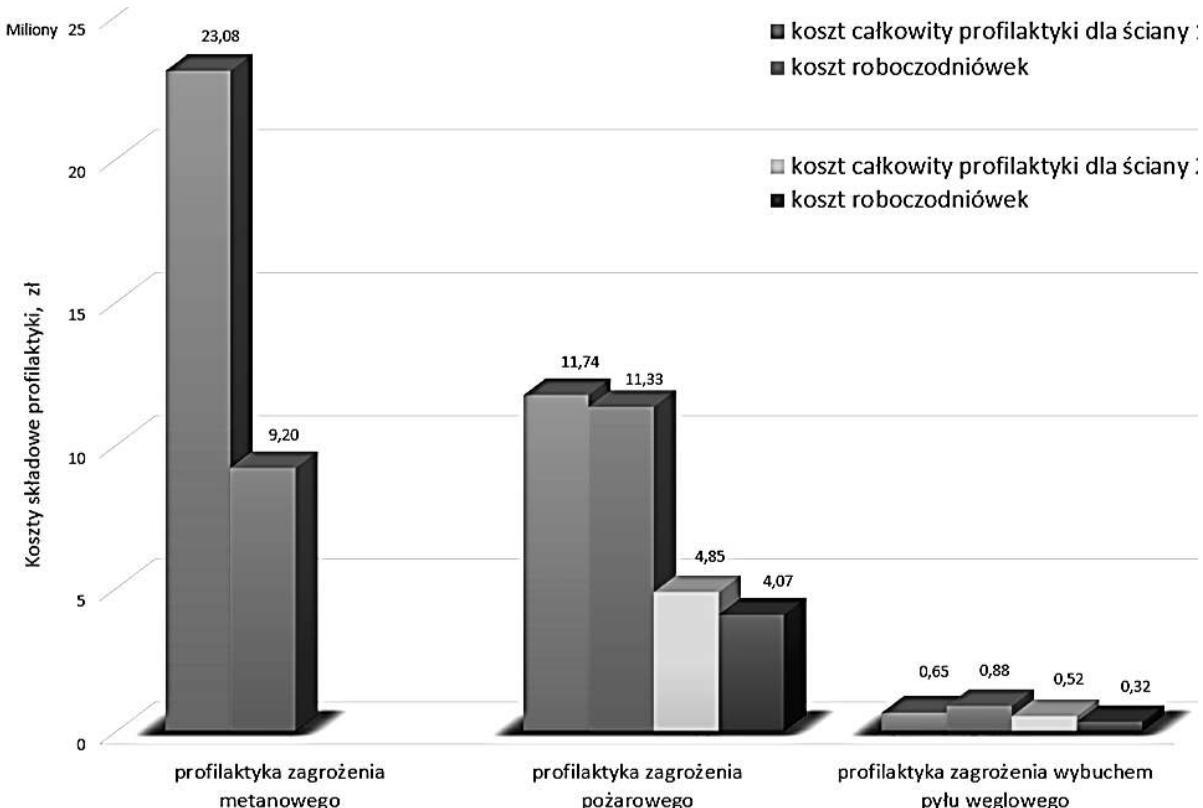
Rys. 11.4 Udziały procentowe kosztów profilaktyk aerologicznych w dochodzie całkowitym



Rys. 11.5 Koszty profilaktyk aerologicznych w przeliczeniu na 1 Mg wydobycia

Dla przedstawienia skali wysokości kosztów roboczodniówek (rys. 11.6), porównano je do kosztów całkowitych profilaktyk. O ile w przypadku walki z zagrożeniem metanowym koszt przeznaczony na płace pracowników wyniósł 39,86% w całkowitych nakładach poniesionych na profilaktykę metanową, to w przypadku zagrożenia pożarowego koszt ten stanowi ponad 96% całkowitych nakładów na walkę z

zagrożeniem pożarowym w ścianie 1 i prawie 84% tychże nakładów poniesionych w ścianie 2.



Rys. 11.6 Porównanie kosztów całkowitych profilaktyk do kosztów roboczodniówek

Koszty roboczodniówek przeznaczonych na profilaktykę zagrożenia wybuchem pyłu węglowego są także znaczące i wynoszą odpowiednio ponad 73% w ścianie 1 i ponad 62% w ścianie 2. Jak wynika z analizy koszty materiałów stosowanych w przypadku profilaktyki pożarowej i pyłowej są niewielkie w porównaniu do kosztów materiałów i sprzętu wykorzystywanego przy zwalczaniu zagrożenia metanowego.

11.7 PODSUMOWANIE

Zagrożenia naturalne, w szczególności zagrożenia aerologiczne są najgroźniejszymi zagrożeniami spotykanymi w kopalniach głębinowych. Walka z nimi jest bardzo trudna ze względu na ich nieobliczalność. Aby móc prowadzić eksploatację, kopalnie muszą sięgać po nowe, leżące głębiej pokłady węgla, co przedkłada się przede wszystkim na konieczność ponoszenia nakładów na prace udostępniające i przygotowawcze. Prowadzenie eksploataacji w głębszych partiach złoża wpływa także na wzrost zagrożeń naturalnych, przede wszystkim w rejonach ścian eksploatacyjnych. Walka z nimi pochłania coraz większe koszty. Konieczność ograniczenia wpływu tychże zagrożeń jest niezbędnym elementem umożliwiającym bezpieczną i efektywną eksploatację pokładów węgla. Koszty generowane przez prace profilaktyczne są coraz wyższe, szczególnie w obecnym okresie, kiedy ceny węgla spadają do wartości, przy których kopalnie znajdują się na granicy rentowności.

W analizowanych przykładach ścian nie występowały wszystkie zagrożenia wpływające na wzrost kosztów profilaktyk. Do zagrożeń podnoszących znacznie koszt profilaktyki można zaliczyć także zagrożenie klimatyczne, nie tylko ze względu na koszt maszyn i urządzeń do produkcji chłodu ale przede wszystkim ze względu na koszt energii elektrycznej niezbędnej do jego wytworzenia.

W obu przeanalizowanych przykładach koszt całkowity prowadzonych profilaktyk wyniósł odpowiednio 11,99% całkowitego dochodu uzyskanego dla ściany 1 i 4,59% dla ściany 2. W przypadku ściany 1 głównym składnikiem kosztów prowadzonych profilaktyk była walka z zagrożeniem metanowym. Koszty prowadzenia odmetanowania pochłonęły ponad 64% nakładów na wszystkie prace profilaktyczne.

Choć koszty profilaktyk zagrożeń aerologicznych stanowią znaczący element nakładów na wydobycie to bez ich ponoszenia nie byłaby możliwa dalsza eksploatacja pokładów węgla. Prowadzona na bieżąco aktywna profilaktyka umożliwia bezpieczną pracę załodze zatrudnionej w najbardziej narażonym na zagrożenia naturalne elemencie kopalni – ścianie eksploatacyjnej.

LITERATURA

1. W. Bień, Zarządzanie finansami w przedsiębiorstwie, WNE, Warszawa 2000
2. B. Burnat, O pojęciu zagrożenia w górnictwie, Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie, nr 4, Katowice 1976.
3. Cena węgla wg ARA (Amsterdam-Rotterdam Antwerpia) - <http://gornictwo.wnp.pl>
4. Dokumentacje prac profilaktycznych
5. J. Kabiesz, Możliwość wykorzystania metod eksperckich dla oceny stanu zagrożeń górniczych, Mat. Konf. Szkoły Eksplotacji Podziemnej, Szczyrk 2005,
6. Koszty prac profilaktycznych – Dział kontrolingu kopalni
7. S. Krzemień, M. Krause, Zarządzanie bezpieczeństwem w górnictwie, Bezp. Pracy i Ochr. Środ. w Górn., WUG, nr 9, Katowice 2000.
8. Ocena stanu bezpieczeństwa pracy, ratownictwa górniczego oraz bezpieczeństwa powszechnego w związku z działalnością górniczo-geologiczną w 2014 roku, Wyższy Urząd Górniczy, Katowice 2015.
9. Portal informacyjny GUS – <http://stat.gov.pl>
10. Projekty techniczne ścian 1 w pokł. 405 i 2 w pokł. 510
11. 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 z 2002 r., poz. 1169 z późn. zm.
12. J. Sułkowski, Czy wybuchi w kopalniach są wynikiem błędnej oceny ryzyka? Mat. XII Konf. WUG pt. „Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie”. SITG, Wisła 2010.
13. J. Sułkowski, D. Musioł, „Effect of bed splitting on fighting aerologic hazards in exploitation sections of hard coal mines”, Archives of Mining Sciences Volume 53, Issue 4, Kraków 2008 r.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

dr inż. Dariusz Musioł
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Instytut Eksploatacji Złóż
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: dariusz.musiol@polsl.pl

DZIAŁANIA W ZAKRESIE PROFILAKTYK AEROLOGICZNYCH JAKO NIEZBĘDNY ELEMENT NAKŁADÓW NA WYDOBYCIE W ŚCIANACH EKSPOŁATACYJNYCH

Streszczenie: Scharakteryzowano ponoszone przez Spółki Węglowe nakłady finansowe na poprawę bezpieczeństwa pracy. Wskazano na konieczność stosowania odpowiednio dobranych profilaktyk w ramach zagrożeń aerologicznych w ścianach eksploatacyjnych. Przeanalizowano dwie przykładowe ściany prowadzone w ramach jednej kopalni węgla kamiennego pod względem zagrożeń wentylacyjnych i zastosowanych prac profilaktycznych, ograniczających wpływ występujących zagrożeń na proces produkcji. Przeprowadzona została analiza kosztów prowadzonych działań profilaktycznych oraz obliczono wskaźniki kosztów zastosowanych profilaktyk.

Słowa kluczowe: górnictwo, zagrożenia aerologiczne, prace profilaktyczne, koszty prac profilaktycznych

ACTION ON AEROLOGICAL PREVENTION AS A NECESSARY ELEMENT OF EXPENDITURE ON MINING IN THE LONGWALLS

Abstract: Characterized borne by the coal companies financial expenditures to improve safety. It pointed out the need for properly selected prophylaxis within aerological threats in the longwalls of supplies. Characterized example of two longwalls carried out under a coalmine in terms of ventilation hazards and applied preventive work limiting the impact of existing threats on the production process. We analyzed the cost of operations and preventive factors calculated costs used in prevention.

Key words: mining, aerological threats, preventive work, the costs of preventive work

12

OBLOŽENÍ BUBNŮ PÁSOVÝCH DOPRAVNÍKŮ A JEHO VLIV NA PŘENOS TAŽNÉ SÍLY

12.1 ÚVOD

Snahy po zvyšování výkonnosti nejrůznějších technologických procesů dříve či později narazily na úzkoprofilový článek – prvek dopravy [1, 5]. Zvyšování výkonnosti pohonného jednotek bylo limitováno rozměry, hmotností a cenou a tím se do popředí řešených problémů dostaly poměry na stykové ploše poháněcího bubnu a dopravního pásu. Zvyšoval se úhel opásání, zdvojovaly se poháněcí bubny a objevily se snahy o zvýšení součinitele tření mezi bubnem a pásem použitím různých materiálů. Žádné jiné možnosti neexistují, ale s rostoucími výkony se objevují nové problémy.

Na stykové ploše obložení bubnu s pásem dochází k jevu, který je vyvolán napěťovými a deformačními poměry v pryžových vrstvách [3, 4, 6]. Teoreticky je obvodová rychlosť bubnu a rychlosť pásu totožná. Ve skutečnosti dochází k miniprokluzům a vývinu tepla, které je absorbováno oběma povrchovými vrstvami obložení bubnu i pásu. Množství absorbovaného tepla je úměrné použitým materiálům (ocel, pryž, keramika). Vzhledem k délce pásu dochází k dostatečnému odvodu tepla do okolního prostoru a krycí vrstvu pásu to neovlivní. Na povrchu obložení bubnu však dochází k postupnému nárůstu teploty až do vyrovnaní vyvolaného a odvedeného tepla. Za normálních provozních podmínek teplota bubnu nepřesahuje 60°C . Při přetížení dochází k větším prokluzům a tím k prudkému růstu teploty jak obložení bubnu včetně základního materiálu tak i pásu, které může vést až k zapálení pásu a likvidaci pohonu.

Přenosovou schopnost pohonu pásového dopravníku lze mimo zvýšení přítlaku dopravního pásu k bubnu, nebo zvýšením úhlu opásání, zvýšit i vyšším koeficientem tření, čímž vývoj konstrukčního řešení bubnů z hlediska jejich povrchu směroval od hladkých ocelových bubnů k bubnům s pryžovým obložením a šípovými drážkami [2]. Dalším, ale ne příliš úspěšným pokusem bylo použití polyuretanového obložení se šípovými drážkami. Vývoj pokračoval poháněcím bubnem s lepenou drcenou keramickou zavulkанизovanou do pryže (drcená lepená keramika zavulkанизována v gumě) se šípovými drážkami.

Uvedené varianty mají své výhody i nevýhody:

- u bubnu obloženého pryží došlo k zvýšení součinitele tření, ale na druhé straně se zhoršily teplotní poměry. Teplo vznikající na stykových plochách se roznáší do obou

prvků – pásu i obložení bubnu. Pryž teplo v bubnu kumuluje a dochází k postupnému nárůstu teploty, což může vést k překročení kritické teploty a místnímu odlepení obložení od bubnu popř. k samovznícení pásu s následným požárem pohonné stanice,

- bubny s keramickým obložením (lepená drcená keramika zavulkanizovaná do pryže) rovněž mají vyšší součinitel tření a pozitivní bylo i částečné snížení teploty na poháněcím bubnu. Při provozu však dochází k postupné destrukci (teplotou a stárnutím) pojiva keramiky a jejímu vydrolování. Tím ztrácí keramické obložení svůj význam a přenosové poměry se dostávají na úroveň pryž – pryž se všemi již uvedenými negativy.

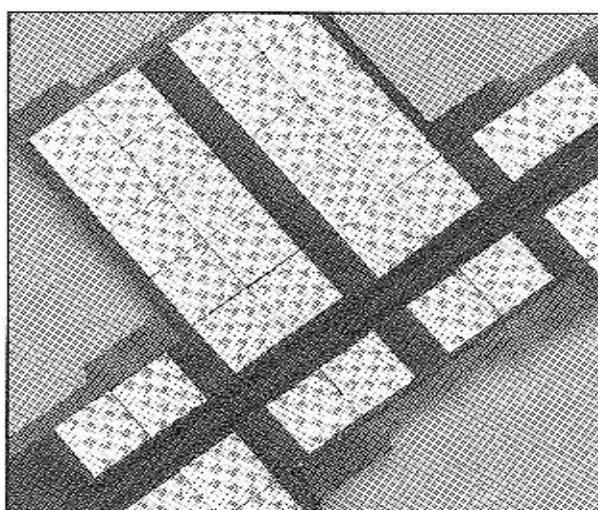
Tato řešení se vyznačují rizikovými faktory:

- mikropohyby na přenosových plochách mezi bubenem a pásem (plížení – plazení),
- teplotní vliv na poháněcí buben,
- mezní hodnota přenášené tahové síly.

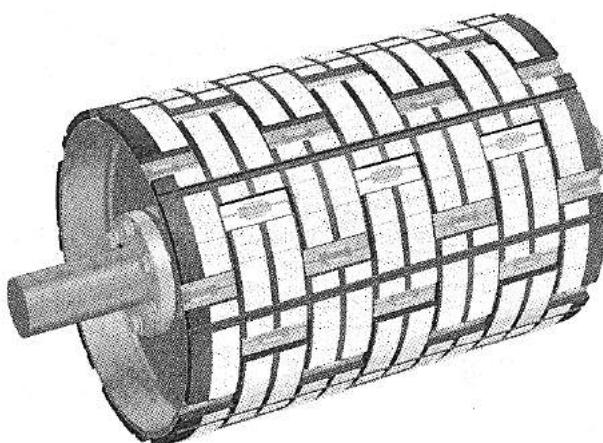
12.2 BUBNY S KERAMICKÝMI DESTIČKAMI FLEX-LAG – SLINUTÝ KARBID S VÁLCOVÝMI VÝSTUPKY, ZAVULKANIZOVANÝ DO PRYŽE

V současné době lze za nejefektivnější řešení pro obložení poháněcích bubenů považovat použití pryžových pásů se zavulkanizovanými destičkami FLEX-LAG, které jsou opatřeny milimetrovými výstupky. Výstupky se zabořují do krycí vrstvy pásu a zabraňují vzájemnému pohybu mezi pásem a bubenem. Toto docílí odstranění tzv. Plížení – plazení pásu a tím i zdroj vývinu tepla, mimo to keramika jako dokonalý izolátor tepla minimalizuje teplotní vlivy na kostru bubnu.

Pryžové pláty s navulkanizovanými keramickými destičkami jsou na obr. 12.1. Jednotlivé destičky mají rozměr $2x2\text{ cm}$ a je na nich 13 výstupků o $\varnothing 3\text{ mm}$. Celková tloušťka destičky je 5 mm a výstupky jsou vysoké 1 mm . Pláty s keramikou se na buben lepí popř. navařují. Buben s tímto obložením je na obr. 12.2.



Obr. 12.1 Pláty skeramickými destičkami připravené k lepení nebo k navaření



Obr. 12.2 Buben s keramickými destičkami FLEX-LAG

Aplikace pásů s keramikou Flex-Lag přináší řadu výhod:

- zlepšení přenosu tahové síly – zvyšuje součinitel tření i v mokrých podmírkách v porovnání s klasickým typem obložení (konverguje k 1),
- odstranění prokluzu pásu,
- zlepší odvádění vody a bahna mezi bubnem a pásem, zabráňuje jeho nalepování,
- vysoká životnost bubnu – minimalizace opotřebování pláště,
- minimalizace opotřebení spodní krycí vrstvy pásu,
- pásy s keramikou jsou snadno navařitelné,
- poškození krycí vrstvy bubnu je snadno opravitelné.

Z hlediska teorie přenosu tažné síly z poháněcího bubnu na dopravní pás pásového dopravníku, která vychází ze vztahů odvozených pro vláknové tření podle Eulera, je vztah mezi nabíhající a odbíhající silou při známém součiniteli tření na bubnu f a úhlu opásání α formulován jako podíl obou sil:

$$\frac{F_1}{F_2} = e^{f\alpha} \quad (1)$$

kde:

F_1 – síla v páse nabíhající N ,

F_2 – síla v páse odbíhající N .

Při použití keramického obložení FLEX-LAG ztrácí klasický součinitel tření svůj význam, neboť přenosové poměry se blíží přenosu ozubeným řemenem.

Životnost této keramiky je zatím u nás dosažena prokazatelně 12 let a doposud bez jakékoli známky poškození běží.

12.3 ZÁVĚR

Celkově lze říci, že bubny obložené keramikou FLEX-LAG jsou provozuschopné i v těch nejtěžších provozních podmírkách. Při vzniku blátilých nánosů již způsob osazení keramických destiček na bubnu umožňuje částečné vytěsňování nánosového materiálu z povrchu bubnu – podobně jako pomocí drážkování u bubnů pogumovaných. Přitom

blátivé nánosy lze odstranit i proudem vody. Lze konstatovat opak doposud prosazovaných názorů, čím sušší tím lepší, názorem čím více vody, tím lépe. Takto upravený buben přestává být nejslabším článkem celého pásového dopravníku. Navíc jej již není nutno osazovat dřívější nutnou indikací – kupř. prvkem na hlídání teploty apod.

LITERATURA

1. C. Cempel, M. Hudeczek, a kol. Diagnostyka maszyn. Poradnik, Politechnika Poznańska Polsko, 1990, stať 11.7 – Maszyny górnictwa, 254 pp.
2. Dušátko, Nařízení vlády č. 378/2001 Sb. – důležitý předpis k zajištění bezpečnosti a ochrany zdraví při práci. Logistika 2002, čís. 7-8, s.18.
3. J. Fries, Konstrukční řešení bubnů pásových dopravníků a jejich výpočet. Ediční středisko VŠB-TU Ostrava, VŠB-TU Ostrava 2003. 121 str. ISBN 80-248-0484-0.
4. Certifikační protokoly o zkouškách FLEX-Lag.
5. ČSN ISO 5048 (26 3102) – Zařízení pro plynulou dopravu nákladů. Pásové dopravníky s nosnými válečky. Výpočet výkonu a tahových sil.
6. ČSN 26 3102 Dopravní zařízení. Pásové dopravníky. Zásady výpočtu, schválené 14. 7. 1988 s účinností od 1. 7. 1989.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

prof. Ing. Josef Jurman, CSc., Ing. Tomáš Hapla
Fakulta strojní, VŠB-TU Ostrava,
Katedra výrobních strojů a konstruování,
17. listopadu 15/2172, 708 33 Ostrava-Poruba, Česká republika
e-mail: josef.jurman@vsb.cz; tomas.hapla@vsb.cz

OBLOŽENÍ BUBNŮ PÁSOVÝCH DOPRAVNÍKŮ A JEHO VLIV NA PŘENOS TAŽNÉ SÍLY

Abstrakt: V každém bodě styku pásu s bubnem dochází k vzájemnému vyrovnání rychlostí, které je realizováno prokluzem a to i při relativně suchých a čistých stykových plochách. To vede k vývinu tepla absorbovaného oběma prvky – pásem i obložením bubnu. Na rozdíl od pásu dochází na obložení bubnu k růstu teploty až do určité ustálené meze, která závisí na řadě faktorů. Při překročení teploty povrchu obložení bubnu cca 600 °C již dochází k strukturálním změnám v materiálu tohoto obložení bubnu a při dalším růstu teploty k nebezpečí zapálení pásu a destrukci pochonné jednotky. Tomu lze zabránit obložením bubnu novými materiály, které na stykových plochách vylučují tření a jsou tepelně odolné.

Klíčová slova: pásový dopravník, keramické obložení, prokluz

LINING OF DRUMS IN BELT CONVEYORS AND HIS INFLUENCE ON THE TRANSFER OF TRACTIVE FORCE

Abstract: At every point of contact between the belt and the drum, the equalization of velocities occurs, which manifests itself in creeping even in the case of relatively dry and clean contact surfaces. This leads to the development of heat absorbed by both the elements – the belt and the drum lining. In contrast to the belt, the temperature in the drum lining grows until a certain steady limit that depends on many factors is reached. If the temperature of surface of drum lining of about 60 °C is exceeded, structural changes in the material of this drum lining already occur, and at the next increase in the temperature, a danger of belt ignition and of the destruction of drive unit threatens. This can be avoided by lining the drum with new materials that eliminate friction on the contact surfaces and that are heat resistant.

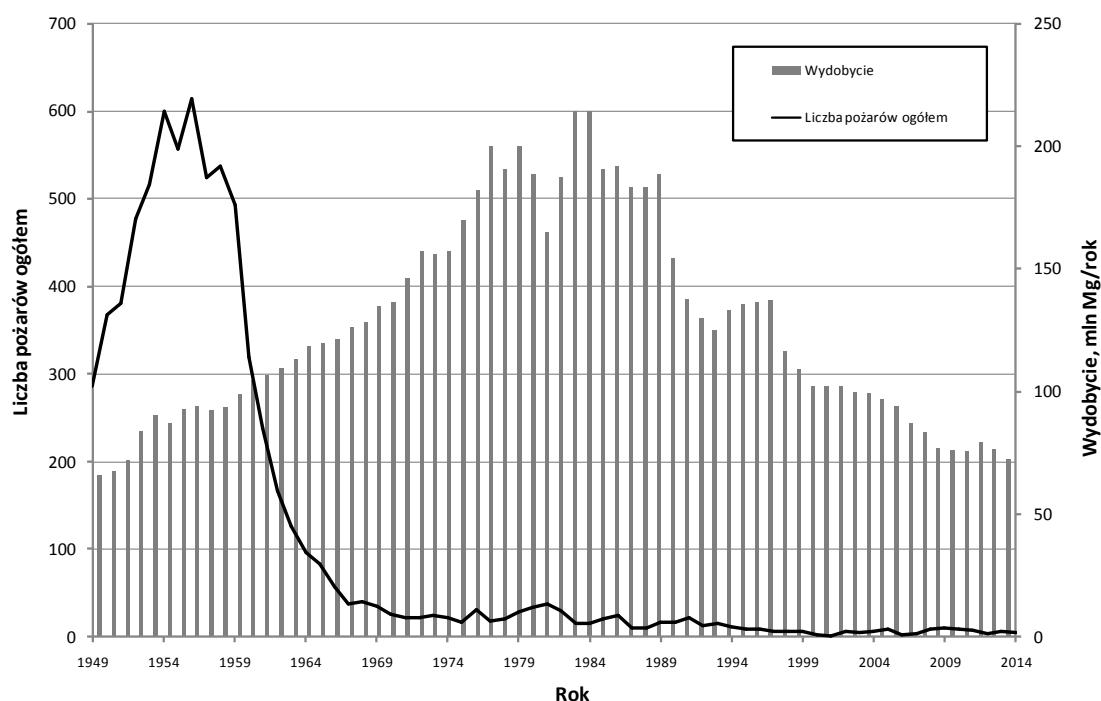
Key words: belt conveyor, ceramic lining, creeping

13

ANALIZA ZMIAN ROZWOJU POŻARU PODZIEMNEGO

13.1 WPROWADZENIE

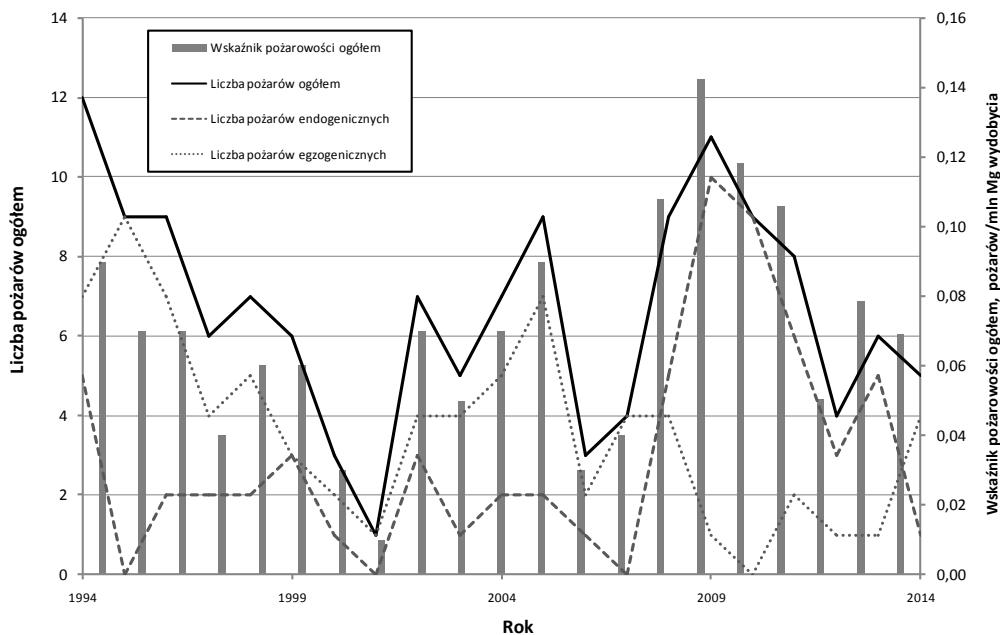
Na przestrzeni lat prowadzenia eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego od roku 1949 można zauważać znaczące zmniejszenie się liczby pożarów podziemnych. Na rysunku 13.1 przedstawiono liczbę pożarów ogółem oraz wydobycie węgla kamiennego w latach 1949-2014.



Rys. 13.1 Liczba pożarów ogółem oraz wydobycie węgla kamiennego w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 1949-2014

Źródło: [2, 10]

Znaczący spadek liczby pożarów nastąpił przede wszystkim na przełomie lat 50. i 60. W ostatnich latach liczba pożarów kształtuje się na mniej więcej stałym poziomie. Na rysunku 13.2 przedstawiono zmiany liczby pożarów (z podziałem na pożary endogeniczne i pożary egzogeniczne) oraz wskaźnika pożarowości (liczby pożarów przypadającej na 1 mln Mg wydobycia) w latach 1994-2014.



Rys. 13.2 Liczba pożarów oraz wskaźnik pożarowości w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 1994-2014

Źródło: [2, 10]

Liczba pożarów podziemnych zaistniałych w ciągu roku w polskich kopalniach węgla kamiennego może wydawać się stosunkowo nieduża. W latach 1994-2014 występowało od 1 do 12 pożarów podziemnych, a wskaźnik pożarowości wynosił od 0,01 do 0,14 pożaru na 1 mln Mg wydobycia. W roku 2014 było to 5 pożarów, z czego tylko 1 był pożarem endogenicznym [10]. W latach poprzednich liczba pożarów endogenicznych była jednak większa.

Zaistniały pożar stanowi duże zagrożenie dla pracującej pod ziemią załogi. Dodatkowo, bardzo często pole pożarowe jest na długi okres czasu tamowane, co skutkuje wyłączeniem rejonu wydobywczego z ruchu. W rejonie takim znajduje się kosztowny sprzęt, który później, po otwarciu pola pożarowego może nie nadawać się do wykorzystania. Pole pożarowe wymaga ciągłej kontroli stanu zagrożenia. Wystąpienie pożaru podziemnego w kopalni pociąga za sobą znaczne straty materialne.

Stosowane obecnie w kopalniach systemy CO-metrii automatycznej pozwalają na stosunkowo szybkie wykrycie pożaru. W przypadku wykrycia pożaru podziemnego bardzo ważne jest szybkie podjęcie odpowiednich działań związanych z zabezpieczeniem rejonu objętego jego działaniem.

W artykule przeprowadzono analizę zmian prędkości spalania węgla w rejonie objętym pożarem. Na podstawie składu powietrza odprowadzającego z rejonu objętego pożarem określono strumień masy węgla spalanego w ognisku pożaru. Zwrócono uwagę na spalanie węgla z nadmiarem oraz niedoborem tlenu. Jest to bardzo istotne z punktu widzenia rozwoju pożaru. Ograniczenie dopływu tlenu do ogniska pożaru powoduje zahamowanie jego rozwoju. W przeciwnym wypadku pożar posiada sprzyjające warunki do rozwoju. Wykonano także wariantowe obliczenia prognostyczne temperatury gazów pożarowych za ogniskiem pożaru. W poszczególnych wariantach obliczeń uwzględniano

zmianę masy spalanego węgla oraz strumienia powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru. Na tej podstawie podjęto próbę wskazania najlepszej metody pozwalającej na ograniczenie skutków wystąpienia pożaru.

Jedną z metod pozwalających na ograniczenie rozwoju pożaru w wyrobiskach jest tamowanie wyrobisk celem ograniczenia strumienia powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru. Doświadczenia ostatnich lat pokazały jednak, że nie zawsze udaje się na czas zamknąć wewnętrzrejonowe tamy bezpieczeństwa i ograniczyć dopływ powietrza do ogniska pożaru [6]. Zdarzały się sytuacje, w których znaczna część kopalni w rejonie wystąpienia pożaru musiała zostać zaizolowana na długie okresy czasu.

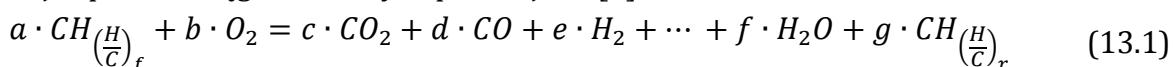
13.2 PRĘDKOŚĆ SPALANIA WĘGLA

Dla prowadzenia analizy zmian stanu pożaru oraz prognozowania temperatury gazów pożarowych istotne jest określenie masy paliwa spalanego w ognisku pożaru. Głównym zadaniem ograniczenia rozwoju pożaru jest zahamowanie przyrostu masy paliwa spalonej w czasie, czyli redukcja prędkości spalania paliwa.

Masa palącego się w ognisku pożaru węgla (prędkość spalania) ma istotne znaczenie dla określenia temperatury gazów pożarowych, jak również ich składu. W celu oceny masy spalanego w ognisku pożaru posłużono się badaniami wykonanymi w Ośrodku Techniki Bezpieczeństwa i Zdrowia w Pittsburghu w USA. W efekcie prowadzonych badań opracowana została metoda obliczenia prędkości spalania węgla [4]. Metoda opiera się na wyznaczeniu masy spalanego węgla w oparciu o stężenia gazów pomierzone w prądle powietrza odprowadzanego z ogniska pożaru.

Zgodnie z założeniami modelu [4] przepływ powietrza, o znanym strumieniu objętościowym i składzie, przez strefę pożaru dostarcza tlen do procesu spalania w jego ognisku. Na wylocie z wyrobiska, w którym wstał pożar, przepływa doprowadzone do jego ogniska powietrze oraz powstałe w ognisku gazy pożarowe. Znajomość reakcji spalania oraz składu gazów przed i za ogniskiem pożaru pozwala obliczyć masę spalanego w ognisku pożaru węgla.

Reakcja spalania węgla może być opisana jako [4]:



gdzie:

a, b, c, d, e, f, g – współczynniki stochiometryczne reakcji spalania,

$\left(\frac{H}{C}\right)_f$ – równoważnik ilorazu wodoru i węgla w paliwie,

$\left(\frac{H}{C}\right)_r$ – równoważnik ilorazu wodoru i węgla w produktach pozostałych.

Równanie (13.1) opisuje proces spalania, w którym węgiel reaktywuje się z dostępnym tlenem zawartym w powietrzu, produkując gazy pożarowe, parę wodną i produkty pozostałe. Dolny indeks $(H/C)_f$ jest równoważnikiem ilorazu wodoru i węgla w paliwie, który zależy od kompozycji węgla uwzględniającej ilość udziału wodoru, substancji węglowej, tlenu, azotu i siarki. Dolny indeks $(H/C)_r$ jest równoważnikiem ilorazu wodoru i węgla w produktach pozostałych. Produkty pozostałe zwykle

występują w postaci sadzy, smoły, dymów i innych związków nietlenowych, których nie określa się w pobieranych próbkach gazowych. Dodatkowo w gazach pożarowych może występować acetylen i etylen.

Gdy spalanie węgla jest bardzo efektywne, duża ilość tlenu zostaje zużyta i głównymi produktami w pożarze są gazy pożarowe i para wodna. W przypadku zupełnego spalania produkuje się tylko ditlenek węgla i parę wodną [3].

Prędkość spalania $\dot{m}_{pożar}$ (masę paliwa spalanego w czasie) można obliczyć według następującej zależności:

$$\dot{m}_{pożar} = 0,269 \cdot \left(\frac{M_{całk}}{M_C} \right) \cdot \left(\frac{u_{CO_2} + 1,3 \cdot u_{CO}}{100 - u_{CH_4}} \right) \cdot \left[\frac{\left(\frac{H}{C} \right)_s - \left(\frac{H}{C} \right)_r}{\left(\frac{H}{C} \right)_f - \left(\frac{H}{C} \right)_r} \right] \cdot \dot{V}_{pow} \quad (13.2)$$

gdzie:

$$\left(\frac{H}{C} \right)_s = \frac{1,073 \cdot u_{N_2} - 4 \cdot u_{O_2} - 4 \cdot u_{CO_2} - 2 \cdot u_{CO} + 2 \cdot u_{H_2} + 2 \cdot u_{C_2H_2} + 4 \cdot u_{C_2H_4}}{u_{CO_2} + u_{CO} + 2 \cdot u_{C_2H_2} + 4 \cdot u_{C_2H_4}} \quad (13.3)$$

gdzie:

$\dot{m}_{pożar}$ – prędkość spalania węgla (masa węgla spalanego w jednostce czasu) kg/min;

\dot{V}_{pow} – strumień objętościowy powietrza przepływającego przez ognisko pożaru m³/min;

$\frac{M_{całk}}{M_C}$ – iloraz całkowej masy węgla i masy substancji węglowej zawartej w węglu;

$\left(\frac{H}{C} \right)_s$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej w gazach pożarowych, obliczony wzorem (13.3);

$\left(\frac{H}{C} \right)_f$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej w węglu;

$\left(\frac{H}{C} \right)_r$ – równoważnik ilorazu wodoru i substancji węglowej zawierającej w sadzy lub smoły (w obliczeniu przyjęto 0,3);

u_{CO_2} – zawartość procentowa ditlenku węgla w próbce gazowej;

u_{CO} – zawartość procentowa tlenku węgla w próbce gazowej;

u_{N_2} – zawartość procentowa azotu w próbce gazowej;

u_{O_2} – zawartość procentowa tlenu w próbce gazowej;

u_{H_2} – zawartość procentowa wodoru w próbce gazowej;

u_{CH_4} – zawartość procentowa metanu w próbce gazowej;

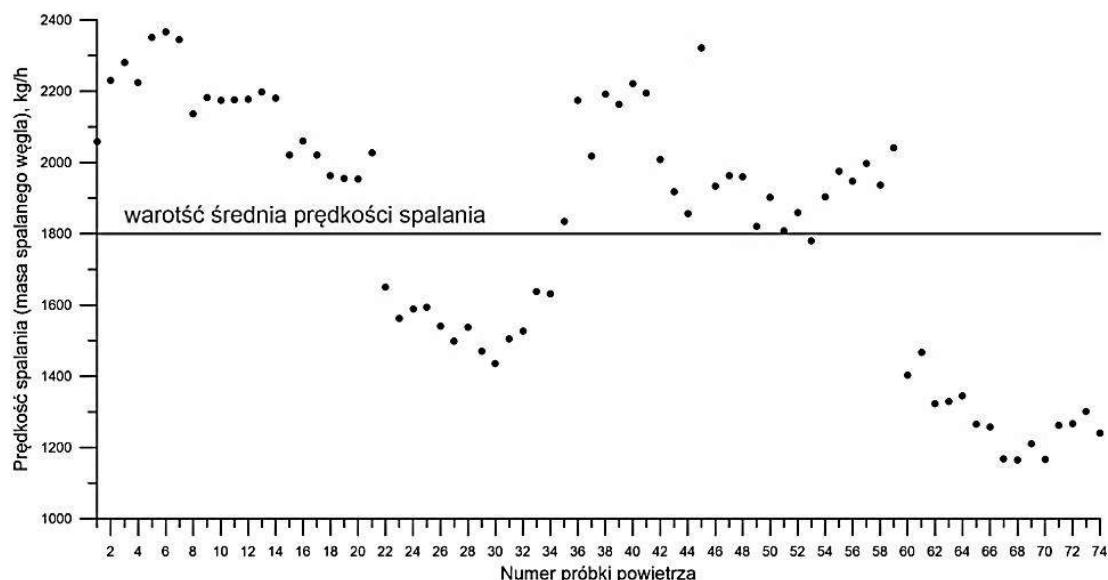
$u_{C_2H_2}$ – zawartość procentowa acetylenu w próbce gazowej;

$u_{C_2H_4}$ – zawartość procentowa etylenu w próbce gazowej.

Obliczenie prędkości spalania (masy paliwa spalanego w czasie) za pomocą równań (13.2) i (13.3), możliwe jest przy przyjęciu odpowiednich założeń. Przede wszystkim zakłada się, że strumień objętościowy powietrza zmierzony na wylocie z wyrobiska z ogniskiem pożaru jest taki sam jak strumień objętościowy powietrza przepływającego przez strefę objętą pożarem. Ważny jest również fakt, iż pomierzony przepływ powietrza powinien reprezentować przepływ w miejscu pobierania próbki

gazowej. Dodatkowo jeżeli jest duży dopływ ditlenku węgla i tlenku węgla do powietrza, które będzie przepływać przez strefę pożarową, to obliczona wartość prędkości spalania (masy paliwa spalanego w czasie) będzie zawyżona. Obliczona prędkość spalania (masa paliwa spalanego w czasie) dotyczy kompleksowej oceny stanu pożaru w całej strefie pożarowej (rzeczywista wartość w niektórych wyrobiskach może być obarczona dużym błędem).

Do określenia masy węgla spalanego w ognisku pożaru wykorzystano dane z pożaru, który wystąpił w jednej z kopalń węgla kamiennego. Dane te obejmują zapis analiz chromatograficznych gazów pożarowych pobieranych na tamie wylotowej z rejonu objętego pożarem. Dodatkowo określano strumień powietrza przepływającego przez wyrobisko, w którym wystąpił pożar. Dane obejmują okres 3 dni trwania pożaru (próbka pobierana co godzinę – łącznie 72 próbki). W tym czasie przepływ powietrza przez wyrobisko był na stałym poziomie. Na rysunku 13.3 przedstawiono wykres zmian prędkości palenia się węgla określonej na podstawie zależności (13.2). W ciągu trzech dni od momentu rejestracji składu gazów pożarowych chromatografem prędkość spalania wahała się od około 1200 kg/min do 2400 kg/min , a średnio wynosiła 1800 kg/min .



Rys. 13.3 Zmiany prędkości palenia się węgla w ognisku pożaru

13.3 SPALANIE Z NADMIAREM I NIEDOBOREM TLENU – SPALANIE ZUPEŁNE I NIEZUPEŁNE

Zużycie tlenu w pożarze podziemnym zależy przede wszystkim od stopnia rozwoju pożaru, temperatury i warunków przewietrzania. Z uwagi na rodzaj węgla, temperaturę itp. trudno określić wpływ adsorpcji tlenu na powierzchni węgla na podstawie analizy teoretycznej.

Znając jednak skład spalanego w ognisku pożaru paliwa można określić teoretyczną (stekiometryczną) masę powietrza potrzebnego do spalenia 1 kg paliwa [7]:

$$\dot{m}_{pow.\min} = \frac{1}{0,23} \cdot \left(\frac{8}{3} \cdot C + 8 \cdot H \right) + S - O \quad (13.4)$$

gdzie:

C – udział masowy węgla w paliwie,

H – udział masowy wodoru w paliwie,

S – udział masowy siarki w paliwie,

O – udział masowy tlenu w paliwie.

Pożar endogeniczny przy nadmiarze tlenu posiada podobny mechanizm spalania węgla jak przy spalaniu w kotłach energetycznych. Wszystkie gazy lotne wyprodukowane w ognisku pożarowym zostają spalone. Płomienie pożaru w drodze konwekcji i promieniowania cieplnego podgrzewają sąsiednie substancje palne do ich punktu zapłonu, utrzymując kontynuowanie i rozwijanie się spalania. Ogrzewa się materiał wokół strefy spalania oraz warstwa w głąb materiału. Zasięg pożaru, jego intensywność i prędkość rozproszenia się ognia są małe. Ubytek tlenu jest mały, zatem duża ilość tlenu pozostaje w gazach wypływających z ogniska pożaru. Zazwyczaj stężenie tlenu w gazach spalinowych utrzymuje się w granicy 15% obj., dlatego takie pożary nazywa się pożarami z nadmiarowym tlenem [5, 8]. Jeżeli przy spalaniu węgla w temperaturach ponad 650°C występuje nadmiar tlenu, to wyprodukowane gazy palne ulegają spaleniu, a produktami spalania są w pierwszym rzędzie ditlenek węgla, tlenek węgla, wodór i para wodna. Gazy te mogą występować w zesatwieniu z małymi ilościami ditlenku siarki (przy występowaniu siarki w złożu węgla), nie zużytym tlenem oraz pozostałymi gazami zwany gazem residualnym. W gazie residualnym przeważa nadmiarowa ilość azotu. Nadmiar azotu jest wynikiem ubytku tlenu w procesie spalania. Ponadto w gazie tym występują produkty spalania CO, CO₂, H₂ oraz węglowodory [8]. Występujący w gazie tenek węgla może być wynikiem spalania lub też może powstawać drogą utleniania w temperaturze otoczenia.

Znając lub przyjmując masę materiału spalnego w ognisku pożaru wyznaczyć można tzw. współczynnik nadmiaru powietrza:

$$\lambda = \frac{\dot{V}_{dop}}{\dot{V}_{pow.\min}} \quad (13.5)$$

gdzie:

\dot{V}_{dop} – strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru, m³/s;

$\dot{V}_{pow.\min}$ – teoretyczny (stekiometryczny) strumień objętości powietrza potrzebnego do spalenia palącego się materiału, m³/s.

Temperaturę spalania w ognisku pożaru T_{sp} można obliczyć na podstawie zależności [7]:

$$T_{sp} = \frac{W_u \cdot \eta_{sp} \cdot (1 - \sigma)}{(1 + \lambda_n \cdot \dot{m}_{pow.\min}) \cdot c_{gp}} + T_o \quad (13.6)$$

gdzie:

W_u – wartość opałowa paliwa, kJ/kg,

η_{sp} – sprawność spalania,

σ – współczynnik określający stosunek ilości ciepła odebranego w miejscu spalania materiału palnego do całkowitego ciepła wydzielonego w procesie spalania,

λ_n – współczynnik nadmiaru powietrza,

$\dot{m}_{pow,min}$ – teoretyczna (stekiometryczna) masa powietrza potrzebnego do spalenia 1 kg paliwa, kg/kg;

c_{gp} – ciepło właściwe gazów pożarowych, kJ/kg·K;

T_o – temperatura powietrza doprowadzanego do miejsca spalania, K.

Pewien problem stwarza określenie kiedy i z jaką dynamiką rozprzestrzenia się pożar w wyrobiskach górniczych. Wynika, to z problemu określenia czy pali się węgiel rozdrobniony, czy może mamy do czynienia z paleniem się ociosu węglowego. Dodatkowym czynnikiem może być palenie się wyposażenia w postaci elementów gumowych czy również spalanie metanu w ognisku pożaru. Wszystkie te czynniki są trudne do oszacowania. W przypadku palenia się rozdrobnionego węgla i sprzyjających warunków dopływu tlenu do ogniska pożaru może dochodzić do szybkiego jego rozprzestrzeniania i coraz to większa masa węgla będzie ulegała paleniu. W przypadku palenia węgla w ociosach rozwój pożaru może nie być już tak dynamiczny. Zwęglenie materiału na grubość 10 mm powoduje utrudnione przenikanie ciepła w głąb materiału i hamuje emisję produktów rozkładu paliwa. Utworzenie się warstwy zwęglonego materiału znaczco ogranicza również dopływ tlenu. Wewnętrzna warstwa materiału przechodzi w tzw. bezpłomieniowe heterogeniczne utlenianie. W efekcie tego dochodzi do zmniejszenia rozmiarów strefy spalania [5].

Przyjmując, że spalanie węgla osiąga coraz większy zasięg, to wzrasta ilość zużywanego tlenu, produkowana jest większa ilość gazów i pary wodnej. Punkt kulminacyjny występuje, kiedy ciepło spalania osiągnie temperaturę poziomu destylacji. Powstaje wtedy proces spalania z niedoborem tlenu. W tym przypadku intensywność spalania jest duża, a temperatura wysoka [8].

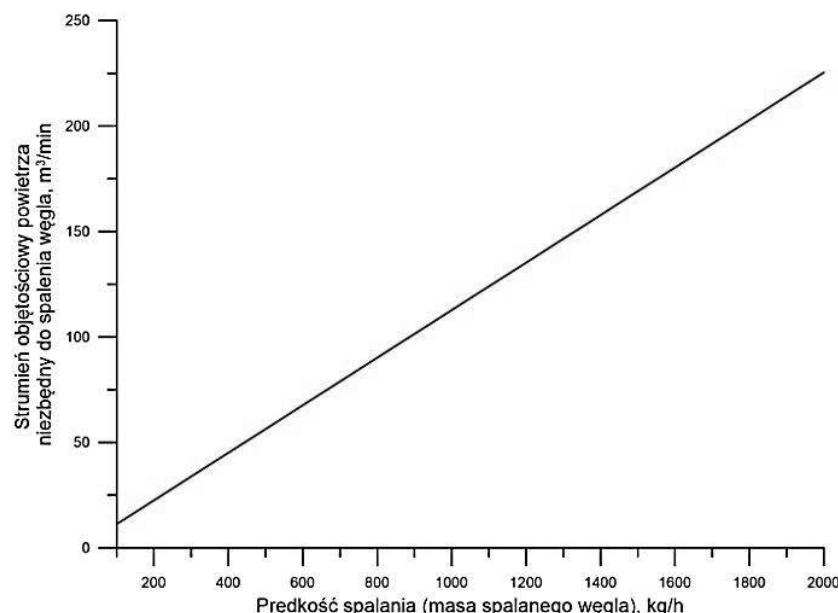
Duża ilość wydzielonych, gorących gazów nie tylko spala się w strefie ogniska, ale również spotyka się z prądem powietrza podgrzanego przez ognisko pożaru tworząc przepływ gorących gazów, podgrzewając substancje palne i zwieszając ilość wydzielających się gazów. Dodatkowo wydzielane ciepło w miejscu palenia się węgla w drodze konwekcji i promieniowania podgrzewa sąsiednie substancje palne aż do ich punktu zapłonu. Wskutek ciągłego istnienia i rozwoju obydwoch czynników utrzymywania palenia, pożar rozwija się i osiąga coraz większy zasięg. Wzrost intensywności procesu spalania powoduje, że zawartość tlenu w migrującym powietrzu zostaje prawie całkowicie zużyta. W takim przypadku stężenie tlenu w gazach migrujących z ogniska pożaru jest zwykle niższe od 5% obj.

Jeżeli do ogniska pożaru ograniczy się dopływ tlenu, to powstają gazy pożarowe o podobnym składzie do gazów wyprodukowanych podczas suchej destylacji węgla. Zatrzymanie wentylacji przez otamowanie pola pożarowego lub zawał stropu wyrobisk spowoduje odcięcie dopływu tlenu. Pożar przy niedoborze tlenu może mieć miejsce również w przypadku wtłaczania azotu do ogniska pożarowego. Skład produktów suchej destylacji zależy od temperatury spalania. Z palnych gazów wyprodukowanych w

suchej destylacji węgla ok. 6-14% stanowi tlenek węgla. Węglowodory, składające się głównie z metanu, który produkowany jest w niższych temperaturach, zanikają wraz ze wzrostem temperatury, a wzrasta zawartość wodoru.

Przedstawiona w pracy [8] analiza statystyczna 10000 próbek gazowych pobranych z wylotów za ogniskiem pożaru w wyrobiskach nieotamowanych. Wyniki tych analiza wskazują, że w nieotamowanych polach pożarowych ponad 85% pożarów odbywa się z nadmiarem tlenu.

Na rysunku 13.4 przedstawiono zależność pomiędzy prędkością spalania węgla, a niezbędną ilością powietrza potrzebną do jego spalenia. Z wykresu wynika, że strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru celem zatrzymania rozwoju pożaru powinien być nieduży, więc dopływ powietrza do rejonu objętego pożarem powinien być możliwie szybko ograniczony. Należy zwrócić uwagę na to iż ograniczenie to powinno być znaczne, co wymaga zbudowania szczelnej tamy na wlocie do rejonu.



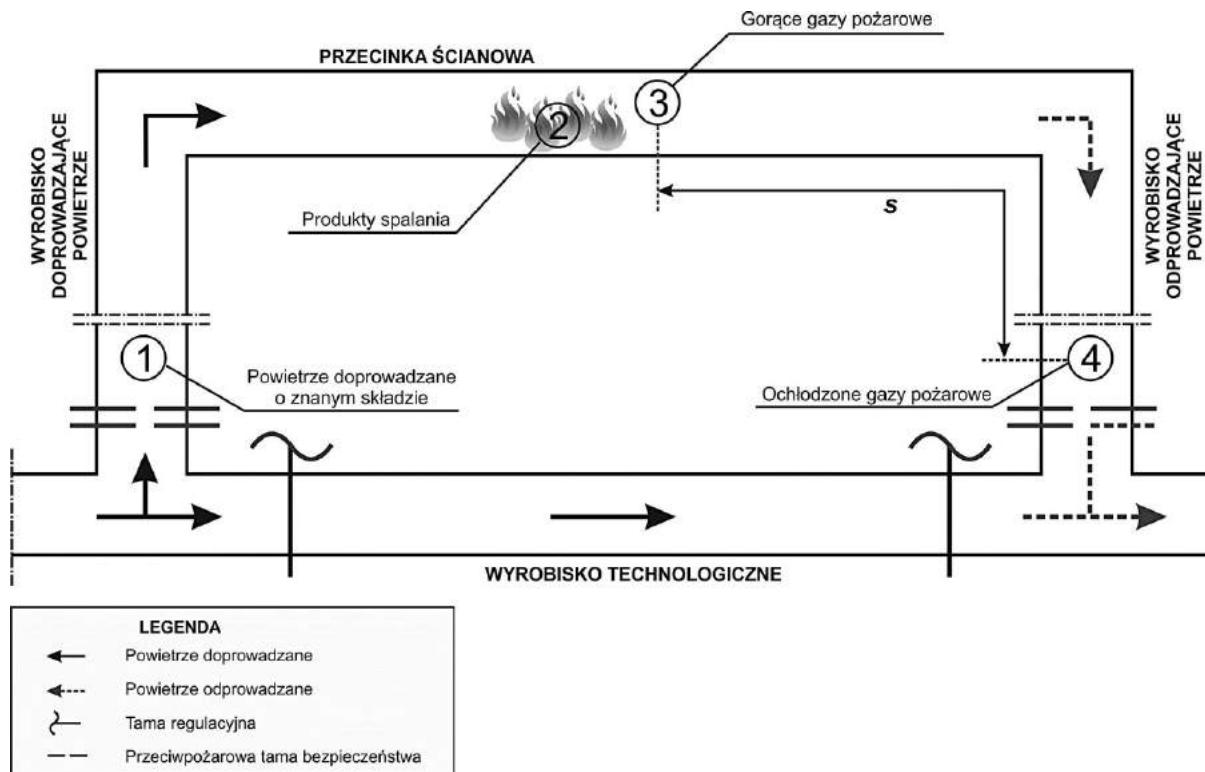
Rys. 13.4 Zależność pomiędzy prędkością spalania węgla, a strumieniem objętościowym powietrza potrzebnym do jego spalenia

13.4 ZMIANA TEMPERATURY GAZÓW POŻAROWYCH

Przepływające wyrobiskami gazy pożarowe posiadają niekiedy bardzo wysoką temperaturę. Może to stanowić niebezpieczeństwo dla pracujących pod ziemią ratowników. W artykule przedstawiono wyniki obliczeń temperatury gazów pożarowych przepływających wyrobiskami za ogniskiem pożaru dla różnych wariantów. W poszczególnych wariantach zmianie ulegały takie parametry jak masa palącego się węgla czy strumień doprowadzanego do ogniska pożaru powietrza.

Obliczenia wykonywane były przy założeniu przepływu powietrza przez wyrobisko w którym wystąpił pożar zgodnie z rysunkiem 13.5. Do ogniska pożaru doprowadzane jest powietrze o znanym wydatku objętościowym, składzie i temperaturze (punkt 1 – rys. 13.5). Następnie w miejscu wystąpienia pożaru cześć

strumienia powietrza bierze udział w procesie palenia i powstają możliwe do obliczenia produkty spalania (punkt 2 – rys. 13.5) – spalanie z nadmiarem tlenu. Za ogniskiem pożaru produkty spalania mieszają się z powietrzem doprowadzanym do jego ogniska, a nie biorącym udziału w procesie palenia. Powstają gorące gazy pożarowe o znany składzie i znanej temperaturze (punkt 3 – rys. 13.5). Powietrze za ogniskiem pożaru posiada najwyższą temperaturę. Następnie przepływając wyrobiskami ochładza się, oddając ciepło do górotworu. W punkcie 4 zlokalizowanym w pewnej odległości s od ogniska pożaru (rys. 13.5) gazy pożarowe będą posiadały prognozowaną temperaturę.



Rys. 13.5 Schemat przepływu powietrza przez wyrobisko z ogniskiem pożaru

W celu obliczenia zmian temperatury gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska w którym wystąpił pożar w artykule posłużono się następującą zależnością [9]:

$$t(s) = t_a - (t_{po} - t_a) \cdot \exp \left[-\frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{sk} \cdot K \cdot s}{\dot{V}_{dop} \cdot \rho \cdot c_p} \right] \quad (13.7)$$

gdzie:

t_a – temperatura powietrza dopływającego do ogniska pożaru, °C;

t_{po} – temperatura gazów pożarowych, °C;

λ_{sk} – współczynnik przewodzenia ciepła skał, $W/(m \cdot K)$;

K – bezwymiarowy gradient temperatury skał (liczba Kirpiczewska) będąc funkcją liczby Biota i liczby Fouriera,

s – współrzędna bieżąca (odległość od ogniska pożaru), m;

\dot{V}_{dop} – strumień objętościowy powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru, m^3/s ;

ρ – gęstość przepływającego powietrza, kg/m^3 ;

c_p – ciepło właściwe przepływającego powietrza, $J/(kg \cdot K)$.

Liczبę Biota oblicza się jako:

$$Bi = \frac{\alpha \cdot r}{\lambda_{sk}} \quad (13.8)$$

gdzie:

α – współczynnik przejmowania ciepła, $W/m^2 \cdot K$;

r – promień hydrauliczny przekroju poprzecznego wyrobiska, m ;

λ_{sk} – współczynnik przewodnictwa cieplnego skał, $W/m \cdot K$.

Współczynnik przejmowania ciepła można wyznaczyć z zależności:

$$\alpha = 3,336 \cdot \frac{v_a^{0,8}}{D^{0,2}} \quad (13.9)$$

gdzie:

v_a – prędkość przepływu powietrza w przekroju poprzecznym wyrobiska, $W/m^2 \cdot K$;

D – średnica wyrobiska, m .

Liczبę Fouriera oblicza się jako:

$$Fo = \frac{a \cdot \tau}{r^2} \quad (13.10)$$

gdzie:

a – współczynnik wyrównywania temperatury, m^2/s ;

τ – czas przewietrzania wyrobiska, s ;

r – średnica wyrobiska, m .

Współczynnik wyrównywania temperatury oblicza się jako [1]:

$$a = 0,35 \cdot (3 - 2 \cdot k_w) \cdot 10^{-6} \quad (13.11)$$

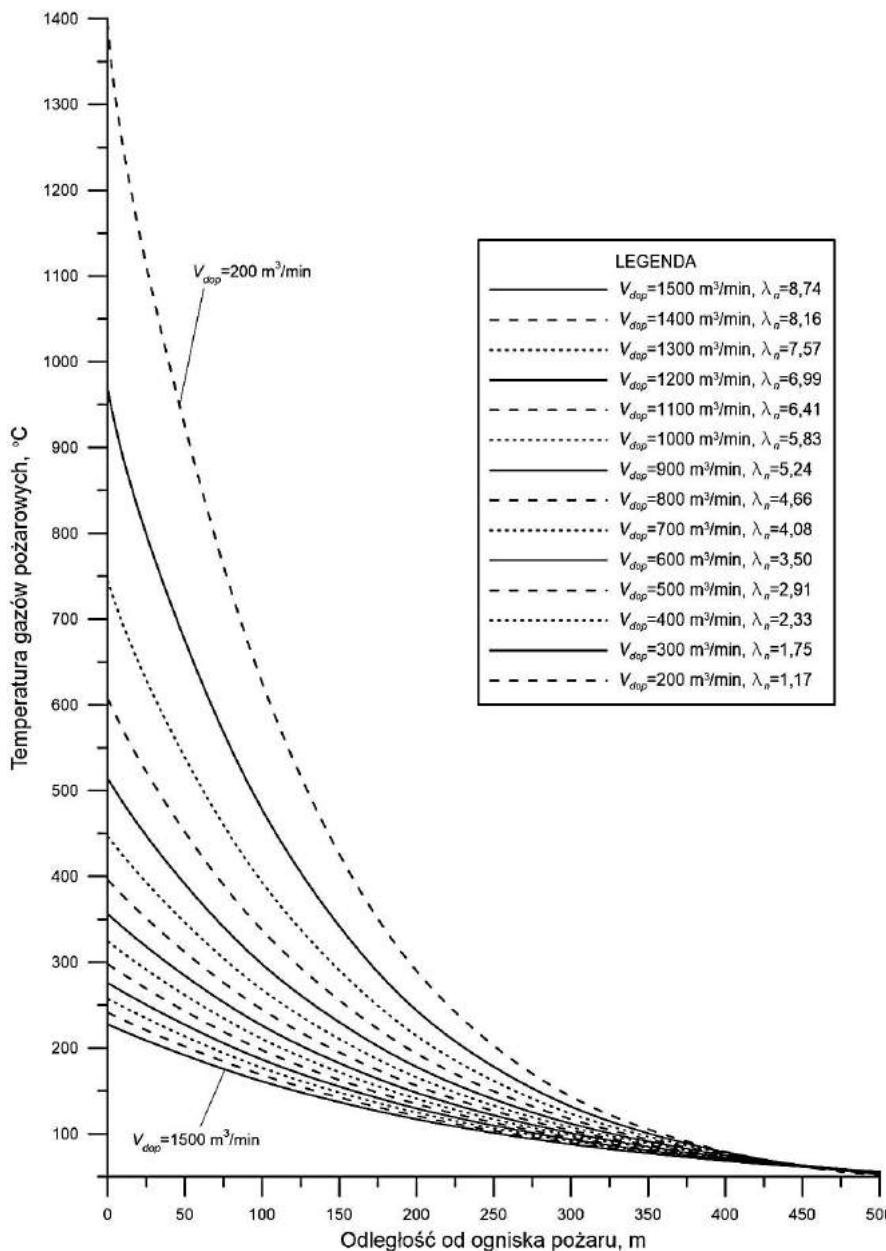
gdzie:

k_w – część obwodu wyrobiska którą stanowi węgiel.

Na rysunku 13.6 przedstawiono prognozowaną temperaturę gazów pożarowych przepływających wyrobiskiem za ogniskiem pożaru. Do obliczeń założono, że w ognisku pożaru spala się węgiel, a prędkość palenia wynosi 1500 kg/h . Poszczególne warianty obliczeń zostały wykonane dla strumienia powietrza doprowadzanego do ogniska pożaru od $1500 \text{ m}^3/\text{min}$ do $200 \text{ m}^3/\text{min}$. Przy wydatku powietrza wynoszącym $200 \text{ m}^3/\text{min}$ spalanie węgla dla przyjętych założeń odbywać się będzie przy nadmiarze tlenu. Obliczenia wykonano dla maksymalnej odległości wynoszącej 500 m od ogniska pożaru.

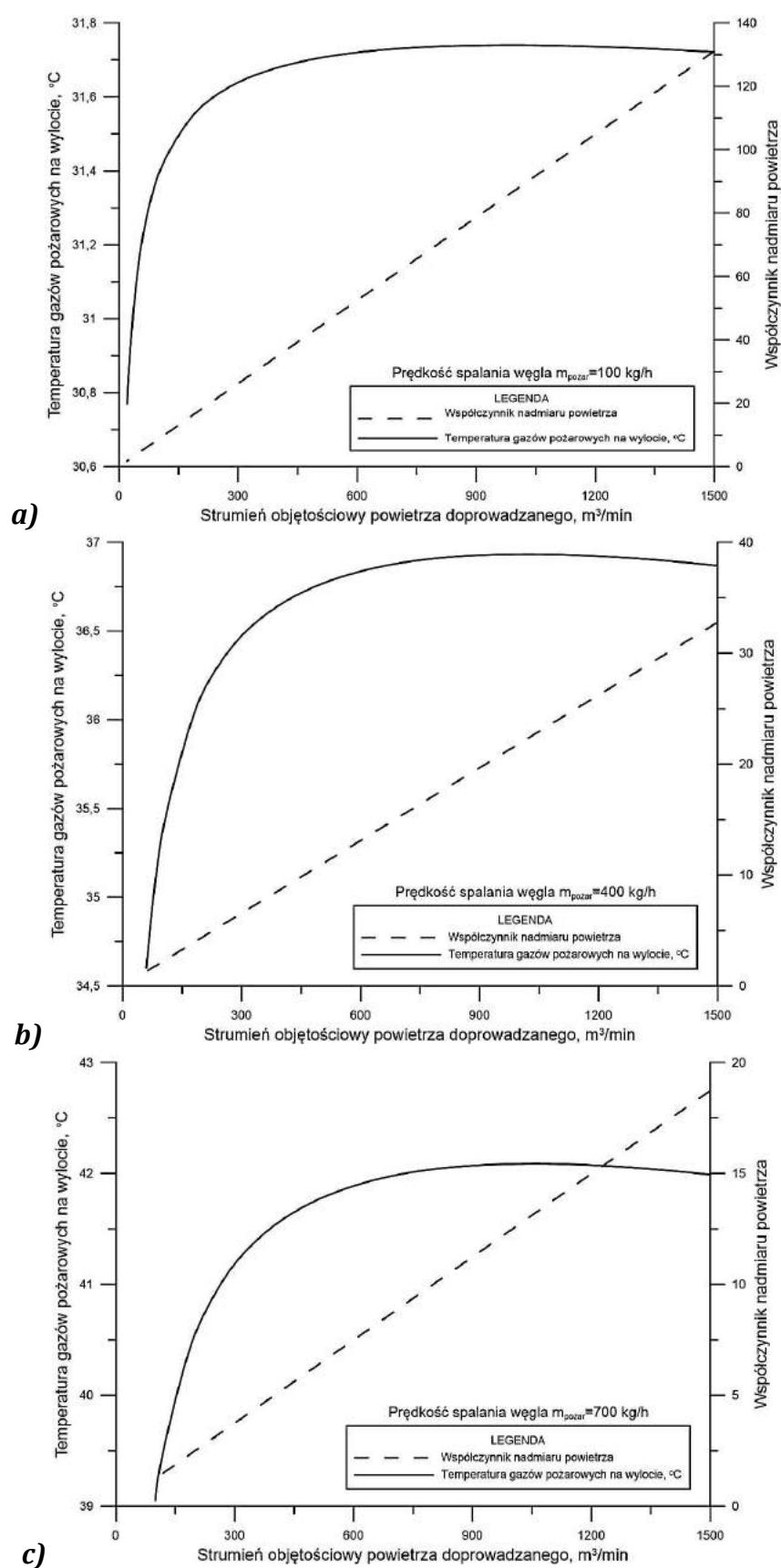
Z przeprowadzonych obliczeń prognostycznych temperatury gazów pożarowych za ogniskiem pożaru wynika, iż w przypadku doprowadzania do ogniska pożaru dużej ilości powietrza temperatura początkowa gazów pożarowych jest niewielka (duży współczynnik nadmiaru powietrza). Zmniejszenie strumienia powietrza doprowadzanego (zmniejszenie współczynnika nadmiaru powietrza) powoduje podwyższenie temperatury początkowej gazów pożarowych. W pewnej odległości za ogniskiem pożaru zarówno dla dużego strumienia doprowadzanego powietrza, jak również mniejszego strumienia powietrza prognozowana temperatura gazów pożarowych uzyskuje podobną wartość. Wynika to z tego, iż niewielki strumień gazów pożarowych o wysokiej temperaturze bardzo intensywnie wymienia ciepło z górotworem. Przedstawione wykresy wskazują, że temperatura gazów pożarowych

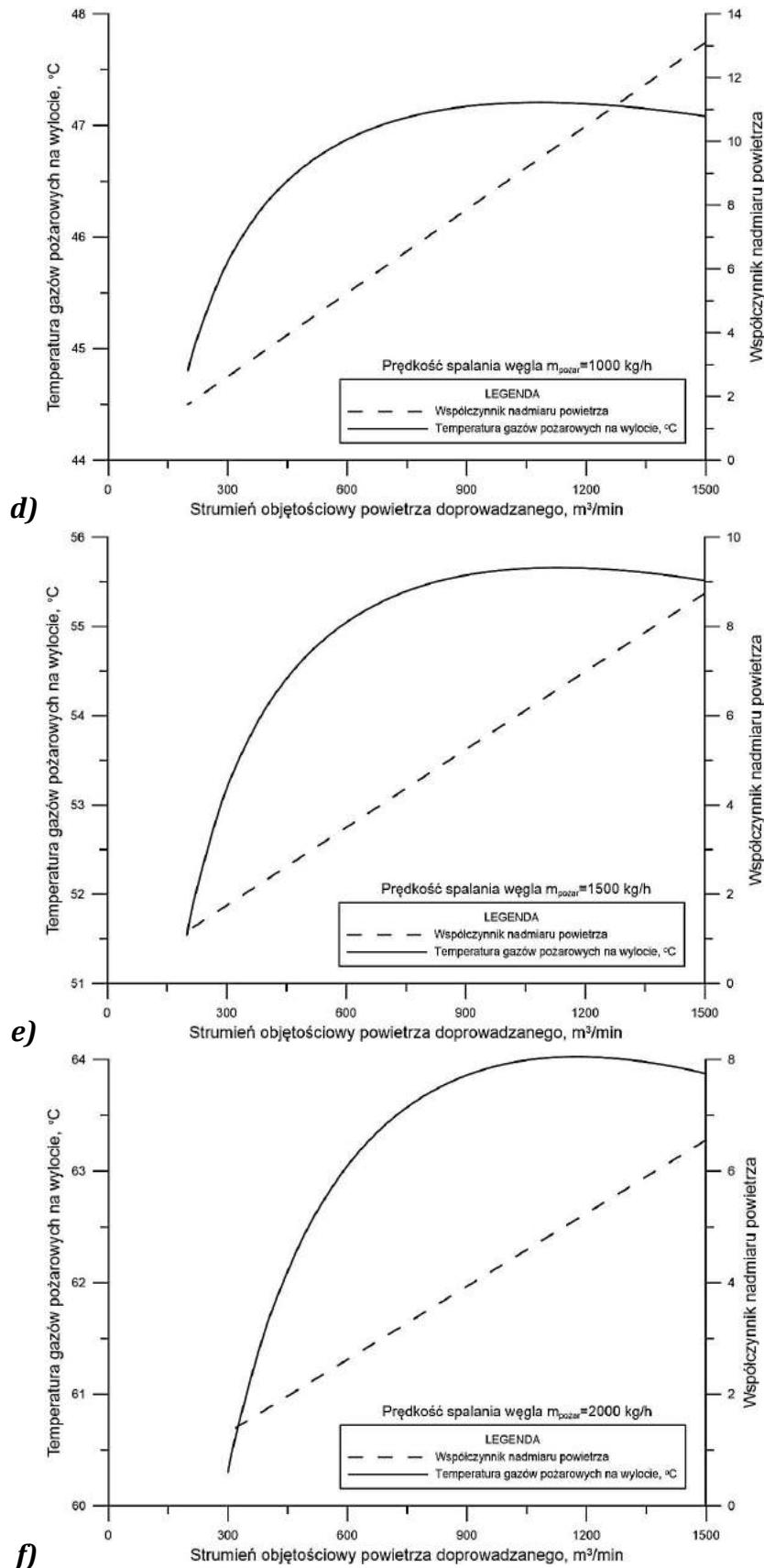
ulega szybkiemu obniżeniu. Wraz ze wzrostem długości drogi przepływu gazów pożarowych będzie ona dążyć do temperatury pierwotnej górotworu.



Rys. 13.6 Prognozowana temperatura gazów pożarowych za ogniskiem pożaru

Kolejne obliczenia wykonane zostały dla różnych prędkości spalania węgla (od 100 kg/h do 2000 kg/h) oraz różnych strumieni doprowadzanego powietrza (od 20 m³/min do 1500 m³/min). W zależności od prędkości spalania węgla dolna granica wydatku objętościowego powietrza doprowadzanego uzależniona była od faktu, aby spalanie odbywało się z nadmiarem tlenu. Dla każdego z wariantów wyznaczono prognozowaną temperaturę gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska, w którym wystąpił pożar. Jako odległość od ogniska pożaru przyjęto odcinek wyrobiska o długości 500 m. Na rysunkach 13.7a-f, przedstawiono wyniki poszczególnych wariantów obliczeń.





Rys. 13.7 Prognozowana temperatura gazów pożarowych na wylocie z wyrobiska z ogniskiem pożaru oraz współczynnik nadmiaru dla różnych ilości powietrza doprowadzanego

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że w celu ograniczenia skutków pożaru należy dążyć do możliwie jak najszybszego zamknięcia dopływu powietrza do ogniska pożaru. Obliczenia pokazują również, że zamknięcie to powinno być szczelne. Przy założeniu, że w ognisku pożaru spala się węgiel w ilości 2000 kg/h dopływ powietrza doprowadzanego należy ograniczyć do strumienia objętościowego poniżej 300 m³/min, co nie zawsze jest możliwe do zrealizowania w krótkim czasie. Obniżenie strumienia powietrza doprowadzanego spowoduje, że w ognisku pożaru rozpoczęcie się spalanie przy niedoborze tlenu i zgodnie w przedstawionymi w artykule rozważaniami możliwe będzie zahamowanie procesu palenia materiału palnego (węgla) w ognisku pożaru.

13.5 PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Rozważania przeprowadzone w artykule pozwalają stwierdzić, że w przypadku wykrycia pożaru w wyrobisku należy dążyć do jak najszybszego zamknięcia dopływu powietrza do ogniska pożaru. Wykonane analizy wykazały, że tamowanie powinno być bardzo szczelne. Dla wyznaczonej, dla analizowanego pożaru, masy spalanego w ognisku pożaru węgla potrzeba stosunkowo niewielkiego strumienia objętościowego powietrza, aby spalanie mogło się odbywać przy nadmiarze tlenu. Wykonanie szczelniej tamy, pozwalającej na tak znaczające ograniczenie dopływu powietrza może być trudne do wykonania w warunkach kopalnianych.

Praktyka górnicza pokazuje, że bardzo często w przypadku wystąpienia pożaru nie udaje się zamknąć wewnętrzrejonowych tam bezpieczeństwa. W takim przypadku rozwój pożaru zmusza do podjęcia decyzji o izolowaniu większej części rejonu prowadzonej eksplotacji. Uwięziony w polu pożarowym kosztowny sprzęt może być na długi okres czasu niedostępny. Bardzo często okazuje się również, że po otwarzeniu pola pożarowego nie jest on zdatny do dalszego wykorzystania. Prowadzone przez długi okres czasu akcje ratownicze oraz zniszczenia sprzętu generują wysokie koszty. Dodatkowo nie można prowadzić eksplotacji w udostępnionym już rejonie. Aby tego uniknąć zaleca się poszukiwanie rozwiązań pozwalających na możliwie najszybsze zaizolowanie rejonu, w którym wystąpił pożar, aby poprzez organiczne dopływu powietrza nie dopuścić do jego rozwoju. Pozwoli to na skrócenie czasu występowania pożaru oraz jego wcześniejsze ugaszenie i wejście do zagrożonego rejonu.

Przeprowadzone analizy pozwalają stwierdzić, że szybkie zaizolowanie rejonu oraz ograniczenie strumienia powietrza doprowadzanego do wyrobiska z pożarem pozwala na obniżenie temperatury gazów pożarowych na tamie wylotowej. Jest to bardzo istotne dla bezpieczeństwa załogi pracującej przy zabezpieczeniu rejonu. Pole pożarowe powinno być po zaizolowaniu kontrolowane poprzez pobieranie prób gazów zza tam celem określenia stanu pożaru.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774

LITERATURA

1. Główny Instytut Górnictwa: Wytyczne prowadzenia robót górniczych w warunkach zagrożenia klimatycznego w kopalniach eksploatujących złoże na dużych głębokościach. GiG, Katowice 1981
2. Główny Instytut Górnictwa: Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. GiG, Katowice 2014
3. J.B. Harju, Coal combustion Chemistry. Pollution Engineering, May 1980, s. 54-60
4. Herman, J.D. McAteer, Estimating the Rate of Coal Combustion in a Mine Fire. IR 1249, U.S. Department of Labor, 1999
5. Mizieliński, G. Kubicki, Wentylacja pożarowa – oddymianie. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 2012
6. Projekt strategiczny NCBiR nr SP/K/2/143445/11: Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach. Zadanie nr 2: Opracowanie zasad projektowania robót górniczych w warunkach występowania skojarzonego zagrożenia metanowo-pożarowego w aspekcie systemów przewietrzania w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Etapy 2, 9, 11, 13, 15 realizowane w Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii w latach 2011-2013
7. Strumiński, Zwalczanie pożarów w kopalniach głębinowych. „Śląsk” Sp. z o.o., Katowice 1996
8. N. Szlązak, S. Yuan, D. Obracaj, Zagrożenie pożarowe w kopalniach węgla kamiennego i metody jego oceny. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2005
9. J. Wacławik, Wentylacja kopalń – tom 2. Wydawnictwa AGH, Kraków 2010
10. Wyższy Urząd Górniczy: Ocena stanu bezpieczeństwa pracy, ratownictwa górniczego oraz bezpieczeństwa powszechnego w związku z działalnością górniczo-geologiczną w 2014 roku. Wyższy Urząd Górniczy, Katowice 2015

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak, dr inż. Marek Korzec
AGH w Krakowie
Al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków, Polska
e-mail: szlazak@agh.edu.pl; mkorzec@agh.edu.pl

ANALIZA ZMIAN ROZWOJU POŻARU PODZIEMNEGO

Streszczenie: Prowadzenie eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego wiąże się z występowaniem wielu zagrożeń naturalnych. Jednym z nich jest zagrożenie pożarami endogenicznymi. Wynika ono z faktu, iż eksploatowana kopalina jest palna i posiada mniejszą bądź większą skłonność do samozapalenia. Na przestrzeni lat liczba pożarów występujących w kopalniach została znaczco zredukowana. Pomimo tego wystąpienie pożaru niesie za sobą poważne konsekwencje. Stanowi zagrożenie dla pracującej pod ziemią załogi, ale także bardzo często wymaga poniesienia znaczych strat materialnych.

Wykrycie pożaru w kopalniach podziemnych następuje zazwyczaj stosunkowo szybko. Wynika to ze stosowania systemów CO-metrii automatycznej. Ważne jest jednak w przypadku wykrycia zagrożenia odpowiednich działań zmierzających do możliwie szybkiego zabezpieczenia rejonu objętego pożarem. Bardzo ważne jest bowiem nie dopuszczenie do rozwinięcia pożaru. W artykule przeprowadzona została analiza prędkości spalania węgla w ognisku pożaru oraz wariantowa prognoza temperatury gazów pożarowych za ogniskiem pożaru. Przeprowadzone obliczenia pozwalają stwierdzić, że w celu ograniczenia skutków pożaru, w pierwszej kolejności należy dążyć do jak najszybszego odcięcia dopływu powietrza do ogniska pożaru.

Słowa kluczowe: pożar podziemny, pożar endogeniczny, rozwój pożaru, tamowanie pożarów podziemnych

ANALYSIS OF CHANGING MINE FIRE DEVELOPMENT

Abstract: Mining coal seams in Polish coal mines are connected with natural hazards occurrence. One of this hazards is fire hazard resulting from mining combustible material. Each type of coal is more or less combustible. Although in recent years the number of fires has decreased significantly, the occurrence of fire in the underground mine is very dangerous. It endangers miners' lives and also leads to substantial material damage.

Usually the detection of fire is relatively quickly, because in mines CO-detection systems are used. However, it's very important to take prompt decisions when a fire occurs in a mine. The most important thing is not to allow for the development of a fire. The analysis of changing in the mass of burned coal and prediction of fire gases temperature are conducted in the article. These analysis show that the best way to reduce the fire development is reducing significantly the volumetric airflow through the excavation with fire.

Key words: underground mining fire, spontaneous fire, fire development, fire control by ventilation ways

14

WPŁYW GÓRNICZYCH WARUNKÓW PRACY NA ZABEZPIECZENIA PRZECIWPORAŻENIOWE PRĄDEM

14.1 WPROWADZENIE

Szybkie tempo rozwoju górnictwa powoduje zastosowanie coraz większej ilości urządzeń i maszyn zasilanych energią elektryczną, co jest powodem zwiększenia narażenia człowieka na oddziaływanie niebezpiecznego w skutkach prądu elektrycznego. W związku z powyższym następuje wymóg stosowania nowych rozwiązań technicznych i technologicznych w systemach zabezpieczeń przeciwporażeniowych. Praktyka pokazuje, że samo wyposażenie instalacji i urządzeń elektrycznych w środki ochrony przeciwporażeniowej nie eliminuje jeszcze zagrożenia porażeniowego. Konieczne jest wykonywanie badań i pomiarów po montażu i w trakcie eksploatacji pozwalających ocenić czy zastosowane środki ochrony są skuteczne. Skuteczność ochrony ma tutaj decydujące znaczenie, gdyż w wypadku uszkodzeń elementów instalacji bądź urządzenia pracownik obsługujący i jego otoczenie mogą być bezpośrednio, bądź pośrednio narażeni na działanie prądu elektrycznego. Duży wpływ na skuteczność zabezpieczeń oraz wymaganą częstotliwość ich kontrolowania mają warunki klimatyczne występujące na poziomach eksploatacyjnych kopalni.

Celem artykułu jest analiza zabezpieczenia przed niebezpiecznym w skutkach dla człowieka działaniem prądu elektrycznego w warunkach górniczych oraz analiza wpływu warunków klimatycznych kopalni na skuteczność zabezpieczeń. Zaprezentowane w artykule badania przeprowadzono w wybranej kopalni węgla kamiennego „Murcki-Staszic” Katowickiego Holdingu Węglowego SA w rozdzielniah średniego napięcia na poziomach eksploatacyjnych 500 i 720 m w warunkach rzeczywistych panujących w chodnikach kopalnianych.

14.2 WPŁYW PRĄDU ELEKTRYCZNEGO NA ORGANIZM LUDZKI

Reakcje organizmu ludzkiego na bodźce elektryczne różnią się od reakcji na inne bodźce zewnętrzne. Według aktualnego stanu wiedzy można rozróżnić trzy główne problemy związane z porażeniem lub poparzeniem ciała ludzkiego prądem elektrycznym:

- skutki przepływu prądu elektrycznego przez ciało ludzkie w zależności od częstotliwości, wartości prądu i czasu przepływu,
- impedancje ciała ludzkiego w zależności od częstotliwości prądu, napięcia dotykowego, powierzchni styku elektrod (elementów przewodzących prąd elektryczny) z ciałem ludzkim,
- ujednolicenie metod pomiaru stanu impedancji ciała ludzkiego.

Międzynarodowe uzgodnienia w zakresie w/w problemów pozwalają na ustalenie zależności między napięciem dotykowym, a czasem jego utrzymania, bez powodowania niebezpiecznych skutków dla ciała ludzkiego [3].

Tkanki części ciała takie jak: skóra, mięśnie, kości itd., które znajdują się na drodze przepływu prądu, stanowią dla tego prądu przeszkodę, którą jest wypadkowy opór elektryczny wymienionych części ciała. Opór posiada składową czynną – rezystancję R_c , oraz składową bierną – reaktancję X_c . Suma wektorowa składowych stanowi opór pozorny ciała – impedancję Z_c , której wartość bezwzględną można obliczyć ze wzoru:

$$Z_c = \sqrt{R_c^2 + X_c^2} \quad (14.1)$$

Ponieważ reaktancja X_c ma charakter pojemnościowy (rys. 1) jej wartość określa wzór:

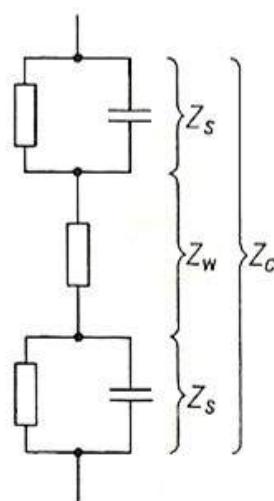
$$X_c = \frac{1}{\omega C} \quad (14.2)$$

gdzie:

C – pojemność ciała F ,

ω – pulsacja równa $2\pi f$ (wartość pulsacji dla prądu o częstotliwości $f = 50 \text{ Hz}$ wynosi 314) [1].

W obliczeniach porównawczych przyjmuje się impedancję ciała Z_c jako sumę dwóch składowych: impedancji skóry Z_s i impedancji wewnętrznej ciała Z_w . Schemat elektryczny zastępczej impedancji ciała Z_c przedstawiono na rys. 14.1.



Rys. 14.1 Elektryczny schemat zastępczej impedancji ciała ludzkiego:

Z_c – impedancja całkowita, Z_s – impedancja skóry, Z_w – impedancja wewnętrzna

Źródło: [1]

Przy niskich napięciach dotykowych impedancja skóry jest decydującym składnikiem impedancji całego ciała. Wraz ze wzrostem napięcia dotykowego składnik ten staje się coraz mniejszy i jest pomijalnie mały przy napięciach dotykowych przekraczających 150 V. Impedancja skóry maleje wraz ze wzrostem częstotliwości prądu i stopniem zawiłgocenia skóry. Przy wilgotności otaczającego powietrza przekraczającej 75%, jak również przy wyższych napięciach dotykowych, impedancja ciała zależy prawie tylko od impedancji wewnętrznej. W praktyce można przyjąć, że impedancja ciała jest jednakowa na najczęściej spotykanych i przyjmowanych drogach przepływu prądu rażeniowego: ręka – ręka, ręka – nogi. Zaznaczyć jednak należy, że występują różne skutki rażenia prądem w zależności od drogi jego przepływu [1].

14.2.1 Skutki rażenia prądem przemiennym

Prąd przemienny o częstotliwości 50 lub 60 Hz jest najbardziej powszechnym w skali światowej nośnikiem przenoszenia energii elektrycznej. Przepływ prądu przemiennego o częstotliwości 15÷100 Hz przez ciało ludzkie niesie ze sobą, wraz ze wzrostem jego natężenia, określone odczucia i reakcje. W przypadku natężenia prądu powyżej 1 mA w większości przypadków następuje drętwienie, ból i skurcze mięśni. Przy określonej, osobniczo zmiennej wartości natężenia prądu skurcze mięśni są tak silne, że nie pozwalają na otwarcie dłoni osobie trzymającej w nich elektrody. Wartość progowa natężenia prądu, przy której istnieje możliwość rozwarcia palców trzymających elektrody i ich wypuszczenie nosi nazwę prądu samo uwolnienia. Zgodnie z raportem IEC wartość tą przyjmuje się na poziomie 10 mA jako graniczne natężenie prądu samo uwolnienia [1]. W przypadku natężenia prądu powyżej 10 mA i czasie trwania rażenia powyżej 5 s, występuje – wraz ze wzrostem natężenia prądu – nasilenie bólu, pojawienie się skurczów mięśni poprzecznie prążkowanych oraz skurczów mięśni oddechowych. Ostatnia reakcja może doprowadzić do niedotlenienia, wzrostu zawartości dwutlenku węgla we krwi, zakwaszenia tkanek, czego efektem widocznym na zewnątrz jest sinica skóry i błon śluzowych. Występujący czasami w tym stadium skurcz naczyń wieńcowych może spowodować zawał mięśnia sercowego. Obserwuje się też inne nieprawidłowości pracy serca, z migotaniem przedsiornków włącznie. Natomiast w przypadku większych prądów, powyżej 1 A, prąd rażenia płynący przez okolice serca może dodatkowo spowodować zaburzenia bioelektryczne typu migotania komór serca, co jest równoznaczne z zatrzymaniem czynności serca i zatrzymaniem krążenia krwi. Ten rodzaj zaburzeń pracy serca jest uważany za podstawową przyczynę zgonów podczas porażen prądem przy niskim napięciu [1].

Wartości progowa natężenia prądu rażenia powodująca migotanie komór zależą od kondycji psychofizycznej człowieka oraz czynników elektrycznych – drogi przepływu prądu, natężenia, rodzaju i kształtu prądu oraz czasu rażenia. Migotanie komór serca może spowodować nawet prąd o natężeniu 50 mA pod warunkiem, że czas rażenia będzie dłuższy niż 1 s. To samo zaburzenie może wystąpić przy czasie oddziaływania 0,01 s, jeżeli natężenie prądu przekroczy 400 mA, a moment rażenia pokryje się z podatną na fibrylację fazą pracy serca [1].

14.2.2 Oparzenia ciała łukiem elektrycznym

Innym zagrożeniem jest łuk elektryczny. Powstanie łuku elektrycznego wynika najczęściej ze zwarć w urządzeniach elektrycznych niskiego i wysokiego napięcia. Przyczyną tych zwarć mogą być błędne postępowania ludzi, jak i wady samych urządzeń elektrycznych. Po zapłonie łuk elektryczny wywołuje ciśnieniową falę uderzeniową, która jest wytworzona gwałtownym nagrzewaniem powietrza wzdłuż osi łuku. W tym przypadku głównymi źródłami urazów są fala ciśnieniowa lub odłamki urządzeń zniszczonych przez tą falę. Jednak najczęściej występującymi uszkodzeniami ciałami są oparzenia wywołane wysoką temperaturą łuku [1].

Energia termiczna łuku elektrycznego wywołuje najczęściej obrażenia w odsłoniętych częściach ciała lub słabiej chronionych przez odzież, powodując oparzenia I, II, i III stopnia. Łuk elektryczny jest również niebezpieczny dla oczu – gdyż wytwarza promieniowanie podczerwone, promieniowanie nadfioletowe oraz ze względu na oddziaływanie termiczno-mechaniczne. W przypadku braku ochrony oczu promieniowanie podczerwone dociera aż do siatkówki, powodując lokalne jej uszkodzenia oraz ogrzanie płynu soczewkowego. Promieniowanie nadfioletowe może w głównej mierze uszkodzić rogówkę, która absorbuje ten typ promieniowania prawie w całości.

Oczy jak i twarz są poważnie narażone na uszkodzenia wskutek oddziaływania termiczno-mechanicznego. Powoduje je gorący strumień gazów, który unosi z powierzchni łuku roztopione cząstki metali i materiałów elektroizolacyjnych, pochodzących ze zniszczonych przez łuk urządzeń elektroenergetycznych. Leczenie skutków metalizacji skóry nie sprawia trudności. Nie można tego powiedzieć w przypadku uszkodzenia rogówki ocznej, leczenie jest długotrwałe i skomplikowane, a czasem nie daje żadnych rezultatów i poszkodowany niestety traci wzrok [1].

14.3 WPŁYW WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH WYROBISK GÓRNICZYCH NA ZAGROŻENIA PORAŻENIOWE PRĄDEM

W podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny, w każdym roku wzrasta głębokość prowadzonych robót górniczych, co powoduje w zasadniczym stopniu wzrost zagrożenia klimatycznego. Na zagrożenia klimatyczne mają wpływ również stosowane maszyny i urządzenia o coraz większych mocach. Wśród szeregu kryteriów stosowanych w górnictwie do oceny warunków klimatycznych wykorzystuje się wskaźniki charakteryzujące środowisko termiczne takie jak temperatura, wilgotność, prędkość ruchu powietrza oraz wartość temperatury pierwotnej skał. W wyrobiskach zachodzą procesy wymiany energii i masy między przepływającym powietrzem a źródłami ciepła i wilgoci. Powodują one zmiany wilgotności i temperatury powietrza oraz skał otaczających wyrobisko. Wilgotność powietrza kopalnianego zmienia się pod wpływem następujących czynników:

- wilgotności powietrza wlotowego do kopalni z atmosfery, zależnej przede wszystkim od lokalnych warunków klimatycznych zmieniających się w zależności od pory roku,

- procesów parowania wody ze skał w wyrobisku kopalnianym, zależnych przede wszystkim od wilgotności i temperatury skał wokół wyrobiska i przepływającego powietrza,
- parowania wody ze ścieków, kałuż na spągu, wycieków z otworów wiertniczych, szczelin itp. [9].

W związku ze stopniem zawiłgocenia, wyrobiska podziemne dzieli się na:

- suche, w których nie występuje wydzielanie się skroplonej pary wodnej – wilgotność w takich pomieszczeniach przejściowo przekracza 75%, ale nigdy nie osiąga 100%,
- wilgotne, w których skroplona para wodna wydziela się tylko przejściowo w niewielkich ilościach – wilgotność pomieszczenia może stale przekraczać 75%, a czasem osiągnąć 100%,
- mokre, w których wilgotność powietrza jest stale bliska 100%, wskutek czego wszystkie elementy pomieszczenia pokryte są skroploną parą wodną [5].

Warunki środowiskowe podziemi kopalń należy traktować jako czynnik zwiększający ryzyko porażenia prądem elektrycznym. Ograniczone wymiary wyrobisk podziemnych sprawiają, że trzeba się liczyć z możliwością dotknięcia przez człowieka dowolnymi punktami ciała urządzeń elektrycznych zainstalowanych w tych wyrobiskach. Konstrukcja i wykonanie maszyn oraz urządzeń elektrycznych powinno zasadniczo uniemożliwić pojawienie się niebezpiecznej różnicy napięć między ich częściami metalowymi a ziemią. Jednak niekorzystne warunki eksploatacyjne, jakie występują szczególnie w podziemnych wyrobiskach kopalnianych, utrudniają trwałe utrzymanie urządzeń i przewodów elektrycznych w dobrym stanie oraz pogarszają ich właściwości izolacyjne. Należą do nich duża wilgotność, podwyższona temperatura oraz często ograniczona prędkość przepływu powietrza. Istnieją również inne czynniki sprzyjające występowaniu znacznych prądów rażenia. Czynniki te zmniejszają rezystancję drogi przepływu prądu przez ciało człowieka, a należą do nich m.in. obfite pocenie się wywołane ciężką pracą w gorącej i nasyconej parą wodną atmosferze oraz obecność znacznych mas metalowych o znikomej rezystancji. Intensywność pocenia się powoduje nasączanie zrogowaciałej warstwy naskórka elektrolitami zawartymi w pocie. Ma to wielki wpływ na zmiany parametrów fizycznych ciała, a szczególnie na jego impedancję elektryczną. Organizm ludzki i jego podatność na skutki działania prądu elektrycznego są zależne od wartości natężenia prądu uwarunkowanego napięciem elektrycznym i impedancją ciała w chwili rażenia. Pot może parować i pochłaniać ciepło z powierzchni ciała, jeżeli otaczające powietrze może pochłaniać parę wodną. Przy wysokiej wilgotności powietrza proces parowania potu słabnie, a ciało człowieka staje się mokre i bardziej podatne na skutki rażenia prądem elektrycznym [4].

Klimatyczne warunki pracy w środowisku górniczym określa bezwymiarowy wskaźnik dyskomfortu cieplnego δ .

Dla $\delta < 0$, środowisko określa się jako chłodne, a $\delta = 0$ oznacza komfort cieplny. Pracę w danym mikroklimacie określa się jako bezpieczną dla zdrowia dla: $0 < \delta < 1$, a dla $\delta \geq 1$ oznacza pracę niebezpieczną dla zdrowia. Wraz ze wzrostem napięcia rażenia

i wskaźnika dyskomfortu cieplnego δ impedancja ciała człowieka maleje, co powoduje wzrost podatności organizmu na skutki rażenia prądem elektrycznym. W klimacie ciepłym panującym w kopalniach jak również przy dużym wysiłku fizycznym występuje duże pocenie się, które powoduje obniżenie wartości impedancji ciała [4]. W takiej sytuacji konieczne jest stosowanie odpowiednich zabezpieczeń przeciwporażeniowych.

14.4 ZABEZPIECZENIA PRZED SZKODLIWYM DZIAŁANIEM PRĄDU ELEKTRYCZNEGO W WYROBISKACH GÓRNICZYCH

W warunkach górniczej eksploatacji złóż oprócz stosowania odpowiednio zabezpieczonych przez obudowy urządzeń elektroenergetycznych stosuje się system uziemiających przewodów ochronnych SUPO. Jest to środek ochrony przeciwporażeniowej przy dotyku pośrednim. SUPO stosuje się w sieciach nieuziemionych prądu przemiennego do 10kV włącznie i częstotliwości do 500 Hz [7, 8]. Ochrona polega na połączeniu za pomocą przewodów ochronnych wszystkich części przewodzących dostępnych urządzeń elektroenergetycznych, znajdujących się w wyrobiskach, ze zbiorem uziomów kopalnianych. Uziomy kopalniane mogą występować jako uziomy w skale (w postaci pręta, płyty lub innego stalowego przedmiotu umieszczonego w skale) lub jako uziomy w wodzie (w postaci płyty, taśmy lub innego stalowego przedmiotu umieszczonego w miejscu, w którym stale występuje woda w takiej ilości, aby zastosowany uziom znajdował się pod jej powierzchnią). Uziomy centralne zakłada się w takich miejscach, które zapewniają najniższy opór uziomu np. w mokrych rządach szybowych, w zbiornikach głównego odwadniania. Uziomy lokalne można zakładać w ściekach kopalnianych. Jeżeli założenie uziomu w ściaku jest utrudnione można zakładać uziomy lokalne w skałach [2]. Wszystkie połączenia elementów SUPO wykonuje się w sposób trwały i zabezpiecza przed korozją. Przy stosowaniu systemu uziemiających przewodów ochronnych wszelkie metalowe osłony urządzeń elektrycznych oraz części metalowe innych, nieelektrycznych urządzeń znajdujących się w tym samym pomieszczeniu w odległości zasięgu ręki, powinny być uziemione przez niezawodne połączenie metaliczne z systemem [2]. System uziemiających przewodów ochronnych powinien być tworzony z elementów składowych:

- co najmniej dwóch uziomów centralnych,
- wszystkich istniejących uziomów lokalnych,
- przewodów ochronnych [7, 8].

Uziom centralny wykonywany jest jako uziom w wodzie, w rządzie szybu lub w zbiorniku wodnym. Uziom centralny zaleca się wykonać ze stali nieocynkowanej o minimalnej wielkości dla:

- płyt – grubość 7 mm, długość 1000 mm, szerokość 500 mm,
- kształtowników – grubość 7 mm, długość 1500 mm,
- szyn jezdnych – długość 1500 mm [7].

Uziom lokalny powinien być instalowany przy rozdzielnicach, przewoźnych stacjach transformatorowych oraz innych urządzeniach elektroenergetycznych

zasilanych bezpośrednio z kopalnianej sieci średniego napięcia. Uziom lokalny wykonuje się ze stali nieocynkowanej jako:

- uziom w wodzie zainstalowany w ścieku kopalnianym,
- uziom w skale, gdy w pobliżu nie ma ścieku.

Minimalne wymiary wyrobów metalowych stosowanych do wykonania uziomu lokalnego podano w tabeli 14.1. Rezystancja uziomu lokalnego powinna wynosić nie więcej niż 50Ω . Przewody ochronne w sieciach średniego napięcia mogą być wykonane jako przewody ochronne wewnętrzne lub zewnętrzne, przy czym należy zachować poniższe zasady:

- wzdłuż kabli bez żył ochronnych należy prowadzić dodatkowe zewnętrzne przewody ochronne,
- wzdłuż kabli z żyłami ochronnymi dopuszcza się stosowanie dodatkowych przewodów ochronnych zewnętrznych,
- w przypadku prowadzenia kilku kabli bez żył ochronnych dopuszcza się stosowanie jednego wspólnego zewnętrznego przewodu ochronnego,
- w przypadku prowadzenia kilku kabli, z których jedne mają żyłę ochronną, a inne jej nie mają, można nie stosować zewnętrznego przewodu ochronnego pod warunkiem, że wszystkie zasilane nimi urządzenia będą podłączone do systemu [7, 8].

Tabela 14.1 Minimalne wymiary wyrobów metalowych stosowanych do wykonania uziomu lokalnego

Rodzaj wyrobu		Wymiary mm	
Uziom w skale	Pręty	Średnica lub najmniejszy wymiar przekroju poprzecznego Długość	15 1000
	Szyny	Długość	1000
	Płyty	Grubość Szerokość Długość	5 300 500
Uziom w wodzie	Płyty	Grubość Szerokość Długość	5 na szerokość ścieku 500
	Szyny	jak dla uziomów w skale	
	Inne wyroby	Grubość Długość	5 5000

Źródło: [7]

14.5 BADANIE SKUTECZNOŚCI ZABEZPIECZEŃ W OBSZARZE WYBRANYCH ROZDZIELNI ŚREDNIEGO NAPIĘCIA

W celu dopuszczenia uziemienia do eksploatacji wykonuje się kontrolne pomiary rezystancji systemu SUPO i ocenia skuteczność zabezpieczenia. Kontrolę ciągłości uziemiających przewodów ochronnych oraz pomiary rezystancji uziemienia systemu uziemiających przewodów ochronnych przeprowadza się zgodnie z Polską Normą PN-G-42041:1997 [7]. Wartość rezystancji uziemienia SUPO powinna spełniać nierówność:

$$R_{ws} \leq \frac{U_d}{I_z} \quad (14.4)$$

gdzie:

R_{WS} – rezystancja uziemienia wypadkowego SUPO Ω ,

I_Z – prąd ziemnozwarcia sieci A ,

U_d – dopuszczalna wartość napięcia dotykowego V .

Dopuszczalne wartości napięcia dotykowego zależne są od warunków środowiskowych (rzutujących w znacznym stopniu na wartość rezystancji ciała człowieka) i dla podziem kopalń przyjmowane są w zakresie 25-50 V w sieciach średniego napięcia (tabela 14.2).

Tabela 14.2 Dopuszczalne wartości napięcia dotykowego w zależności od najdłuższego trwania zwarcia doziemnego

Czas trwania zwarcia doziemnego s	Dopuszczalna wartość napięcia dotykowego V
do 1,2	50
1,5	46
1,7	43
2,0	39
2,5	35
3,0	30
5,0 i więcej	25

Źródło: [7]

Przed przystąpieniem do pomiaru rezystancji uziemienia uziomu lub rezystancji uziemienia SUPO ocenia się, czy w danym punkcie pomiarowym po odłączeniu od złącza kontrolnego uziomu zewnętrznych przewodów ochronnych międzyuziomowych, możliwe jest wyodrębnienie fragmentów SUPO niepołączonych galwanicznie. Pomiar rezystancji uziemienia uziomu przeprowadza się po odłączeniu od złącza kontrolnego uziomu badanego przewodu uziomowego lub po odłączeniu wszystkich przewodów ochronnych. W przypadku, gdy odłączenie zewnętrznych przewodów ochronnych międzyuziomowych od złącza kontrolnego uziomu, przy którym wykonuje się pomiar, nie powoduje podziału SUPO na części niepołączone celowo ze sobą metalicznie, pomiar rezystancji uziemienia SUPO wykonuje się dwukrotnie umieszczając oba uziomy pomocnicze (prądowy i napięciowy) po tej samej stronie uziomu lecz za każdym razem w innych kierunkach. W przypadku, gdy w wyniku odłączenia zewnętrznych przewodów ochronnych międzyuziomowych od złącza kontrolnego uziomu wyniknie podział SUPO na elementy celowo niepołączone metalicznie wykonuje się pomiary:

- wypadkowych rezystancji uziemienia fragmentów SUPO nie połączonych celowo metalicznie, przyjmując jako zaciski pomiarowe odłączone od złącza kontrolnego uziomu przewody ochronne międzyuziomowe,
- rezystancji uziemienia uziomu przyjmując jako zacisk pomiarowy przewód uziomowy uziomu, a wartość rezystancji wypadkowej SUPO oblicza się ze wzoru [7]:

$$R_{ws} = \frac{1}{\frac{1}{R_U} + \frac{1}{R_{z1}} + \frac{1}{R_{z2}}} \quad (14.5)$$

gdzie:

R_{ws} – rezystancja uziemienia wypadkowego SUPO Ω ,

R_U – rezystancja uziemienia uziomu lokalnego Ω ,

R_{z1}, R_{z2} – rezystancja uziemienia fragmentów SUPO niepołączonych ze sobą celowo metalicznie Ω .

Przedmiotem analizy systemu uziemiających przewodów ochronnych są układy połączeń sieci uziemiających wykonane przy rozdzielnikach średniego napięcia 6 kV znajdujące się na poziomach eksplotacyjnych 500 m i 720 m KWK „Murcki-Staszic”. Do pomiarów wykorzystano mikroprocesorowy miernik MRU-101 przeznaczony do pomiarów rezystancji uziemień oraz rezystywności gruntu.

W tabeli 14.3 zestawiono wartości rezystancji uziomów dla poszczególnych punktów pomiarowych w danej rozdzielnicy, rezystancje wypadkowe R_{ws} oraz obliczone napięcia dotykowe, wynikające z wartości rezystancji wypadkowej R_{ws} i prądu ziemnozwarcia sieci w danej rozdzielnicy. Napięcia dotykowe, które obliczono z zależności (4) należy porównać z dopuszczalnym napięciem dotyковym U_d . Dla wszystkich wykonanych pomiarów czas trwania prądu zwarcia wynosił 1,7 s.

Tabela 14.3 Zestawienie pomiarów rezystancji uziomów w przykładowych rozdzielnicach oraz obliczone dla nich napięcia dotykowe

Rozdzielnia	Rozmieszczenie pomiarów uziomów	Rezystancja uziomów Ω	R_{ws} Ω	Napięcie dotykowe V
RG-500 (prąd ziemnozwarciaowy sieci $I_z = 136 A$)	p.1: uziom w chodniku p.2: uziom lokalny p.3: uziom w studzienkach p.4: rozdzielnia 6kV p.5: transformator 1 p.6: transformator 2 p.7: silnik 1 p.8: silnik 2 p.9: silnik 3 p.10: silnik 4	0,5 24 0,4 0,12 0,12 0,12 0,12 0,12 0,12 0,12	0,12	16,32
RGt-500 (prąd ziemnozwarciaowy sieci $I_z = 136 A$)	p.1: uziom lokalny p.2: rozdzielnia 6kV p.3: transformator	24 0,11 38	0,11	14,96
R-720 (prąd ziemnozwarciaowy sieci $I_z = 147 A$)	p.1: uziom lokalny p.2: uziom lokalny p.3: uziom w studzienkach pompowni p.4: uziom lokalny	5,5 6,5 0,16 2,2	0,16	23,52
Ro-703 NO (prąd ziemnozwarciaowy sieci $I_z = 136 A$)	p.1: uziom lokalny p.2: rozdzielnia 6kV p.3: wyłącznik	6,7 0,15 0,15	0,15	20,4

Zródło: opracowanie własne na podstawie [6]

Dopuszczalne napięcie dotykowe dla czasu trwania prądu zwarcia 1,7 s jest równe 43 V zgodnie z tabelą 14.3. Wszystkie obliczone, z wykonanych pomiarów, napięcia dotykowe

miesiącą się w wymaganej normie dopuszczalnego napięcia dotyковego U_d – poniżej 43 V, co świadczy o prawidłowym wykonaniu uziomów w badanych rozdzielniciach. Wykonany w ten sposób badany system SUPO nadaje się do eksploatacji. Widoczne różnice wyników pomiarowych wynikają z wpływu warunków klimatycznych panujących w podziemiu kopalni na badanych poziomach eksploatacyjnych. Mają one znaczenie przy doborze lokalizacji wykonania uziomów, pomiarów uziemień w poszczególnych rozdzielniciach jak i mają wpływ na skuteczność zabezpieczenia przed niebezpiecznym napięciem dotyku występującym na urządzeniach. Najważniejszymi czynnikami uwarunkowań klimatycznych w kopalni są temperatura i wilgotność. Im większa wartość wilgotności tym większa podatność organizmu ludzkiego na działanie prądu elektrycznego, ale w przypadku opisywanego zabezpieczenia przed dotykiem pośrednim, wilgotność sprzyja jego skuteczności.

W warunkach kopalnianych często zachodzi konieczność wykonania uziomu w suchym miejscu. Rezystancja takiego uziomu wykonana bez dodatkowych środków będzie znacznie wyższa. Duże znaczenie ma w tym przypadku sztuczne nawilgocenie podłoża. Z tych względów okresowo uziomy zalewają się wodą. Jednakże zaniedbanie regularnego nawilgocenia uziomu, znajdującego się w suchym podłożu, prowadzi szybko w trakcie wysychania do wzrostu rezystancji. Lepsze wyniki dają uziomy, w których w otoczeniu podłoża zostało nasycone solami. Sole te nie powinny przy tym powodować nadmiernego przyśpieszenia korozji materiału uziomu. Skuteczne zwiększenie przewodności podłoża, które utrzymuje się przez dłuższy czas, można uzyskać przez nasolenie go roztworem soli kuchennej. Sól kuchenna jest higroskopijna i nawet jej niewielki dodatek zmniejsza kilkakrotnie rezystywność wody [5].

14.6 PODSUMOWANIE

Prawdopodobieństwo rażenia prądem elektrycznym pracowników zatrudnionych przy obsłudze maszyn i urządzeń elektrycznych w warunkach górniczych zależy od szeregu czynników takich jak:

- prawdopodobieństwo pojawienia się napięcia na obudowach maszyn i urządzeń,
- wartość występującego napięcia,
- rezystancja przejścia prądu do ziemi,
- czas trwania niebezpiecznego napięcia dotyku [5].

Z wyjątkiem ostatniego punktu, który zależy od czasu zadziałania urządzeń zabezpieczających, o pozostałych czynnikach decyduje w znacznym stopniu mikroklimat przestrzeni, w której znajdują się ewentualnie uszkodzone urządzenia. Ma to bowiem bezpośredni wpływ na skuteczność izolacji maszyn i urządzeń, a tym samym na wartość napięcia występującego przy uszkodzeniach na ich obudowach. Klimat występujący w podziemiach kopalni, gdzie znajduje się duża wilgotność i wysoka temperatura powodują niekorzystne warunki, które sprzyjają większej podatności organizmu człowieka na działanie prądu elektrycznego. Wysiłek fizyczny, który wywołuje proces pocenia się, zmniejsza impedancję wewnętrzną ciała ludzkiego, przez co wzrasta zagrożenie porażeniem prądem elektrycznym pochodząącym od urządzeń i maszyn. W

takich warunkach najważniejszą rolę spełnia w kopalni system uziemiających przewodów ochronnych.

Z drugiej strony działanie warunków zewnętrznych występujących w podziemiu kopalni takich jak wilgotność, temperatura, nadmierne występowanie cieków wodnych mają bezpośredni wpływ na obniżenie rezystancji zainstalowanych uziomów w systemie uziemiających przewodów ochronnych. Zwiększa to ich właściwości przewodzące prąd elektryczny, a co za tym idzie wzrost skuteczności ochrony i poprawę bezpieczeństwa przed występowaniem na urządzeniach niebezpiecznego napięcia dotyku.

LITERATURA

1. R. Buehl, A. Majka, J. Saferna, S. Sakiel, J. Strużyna „Porażenia i oparzenia prądem i łukiem elektrycznym. Etiologia i pomoc przedlekarska” Wydawnictwo Naukowo-Techniczne Warszawa 1993.
2. E. Czyż „Bezpieczeństwo i higiena pracy dla zasadniczych szkół górniczych” Wydawnictwo „Śląsk” Katowice 1974.
3. H. Gąsowski „Ochrona przeciwporażeniowa w instalacjach elektrycznych o napięciu do 1kV” Wydawnictwo Naukowo-Techniczne Warszawa 1997.
4. S. Gierlotka – „Klimatyczne warunki pracy w kopalniach węgla kamiennego i ich wpływ na możliwość rażenia prądem elektrycznym pracownika dołowego kopalni” – Bezpieczeństwo Pracy. Nauka i Praktyka nr 3/2002, Centralny Instytut Ochrony Pracy – PIB.
5. W. Gluziński „Elektryfikacja podziemi kopalń węgla”, wydanie 4 poprawione, Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1985.
6. Materiały udostępnione przez Kopalnię Węgla Kamiennego „Murcki-Staszic” Katowickiego Holdingu Węglowego SA.
7. PN-G-42041:1997, „Środki ochronne i zabezpieczające w energetyce kopalnianej – System uziemiających przewodów ochronnych: Wymagania” Polski Komitet Normalizacyjny, grudzień 1997.
8. PN-G-42044:2000, „Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej Zabezpieczenia ziemnozwarciove: Wymagania i zasady doboru” Polski Komitet Normalizacyjny, kwiecień 2000.
9. J. Wacławik, J. Cygankiewicz, J. Knechtel „Warunki klimatyczne w kopalniach głębokich” Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN Kraków 1998.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 01.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

dr inż. Jolanta Ignac-Nowicka
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: jolanta.ignac-nowicka@polsl.pl

WPŁYW GÓRNICZYCH WARUNKÓW PRACY NA ZABEZPIECZENIA PRZECIWPORAŻENIOWE PRĄDEM

Streszczenie: W artykule przedstawiono skutki działania prądu elektrycznego na organizm ludzki. Przeanalizowano zależność między parametrami specyficznych warunków pracy górniczej, a zagrożeniem w postaci porażenia prądem elektrycznym. Analizie poddano pracę zabezpieczeń w postaci systemu uziemiających przewodów ochronnych w wybranych rozdzielniciach średniego napięcia w KWK Murcki-Staszic na poziomach eksploatacyjnych 500 i 720 m. Przeanalizowano wykonane pomiary rezystancji uziomów w okolicach wybranych rozdzielnii oraz określono wielkości rzeczywistego napięcia dotykowego i porównano je z dopuszczalnym napięciem dotykowym.

Słowa kluczowe: impedancja ciała ludzkiego, porażenie prądem elektrycznym, dopuszczalne napięcie dotykowe, rezystancja uziomu, zabezpieczenie przeciwporażeniowe, system uziemiających przewodów ochronnych

THE INFLUENCE OF MINING WORKING CONDITIONS ON PROTECTIONS AGAINST ELECTRIC SHOCK

Abstract: The article presents the effects of electric current on the human body. The article analyzes the relationship between the parameters of the specific working conditions of mining, and the threat of electric shock. Analyzed the work of security in the form of a system of grounding protective conductors in the selected medium voltage switching stations in KWK Murcki-Staszic (exploitation levels on the 500 and 720 m). Analyzed the measurements of earth electrodes resistance in the area of selected switching stations and specified the actual touch voltage and compared with permissible touch voltage.

Key words: impedance of the human body, electric shock, permissible touch voltage, earth electrode resistance, protection against electric shock, earthing system of protective conductor

15

PRZYCZYNEK DO OCENY EMISJI RTEĆI Z ZAPOŻAROWANYCH SKŁADOWISK ODPADÓW POGÓRNICZYCH

15.1 WPROWADZENIE

W Polsce powstaje rocznie od 16 do 30 *mln Mg* (ton) odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego. W znacznym stopniu wykorzystuje się je gospodarczo, jednak wciąż duża ich ilość trafia na zwałowiska, a tych jest w Polsce około dwustu. W sumie zajmują powierzchnię ponad 4 *tys. ha*. W samym województwie śląskim istnieje około 136 składowisk odpadów powęglowych [3], z czego 15 czynnych termicznie położonych jest w centralnej części Górnogóralskiego Zagłębia Węglowego (GZW), w rejonie Rudy Śląskiej, Zabrze oraz w Rybnickim Okręgu Węglowym [10].

Na zwałowiskach odpadów pochodzących z wydobycia i przeróbki węgla kamiennego często obserwuje się zjawiska pożarowe. Aktualnie zapożarowanych jest, co najmniej kilkadziesiąt hektarów, a występujące wówczas stany termiczne, skutkują przede wszystkim uciążliwymi emisjami do atmosfery gazów będących produktami utleniania i zgazowania węgla.

Decydujący wpływ na wystąpienie aktywności termicznej w nasypach hałdowych mają właściwości odpadów powęglowych [8, 9].

Inicjacja procesów termicznych na składowiskach odpadów powęglowych może mieć charakter egzogeniczny, mamy wtedy do czynienia z zewnętrznym źródłem ciepła o intensywności wystarczającej do zapłonu substancji węglowej zawartej w odpadach lub endogeniczny, kiedy występuje samonagrzewanie wskutek reakcji zachodzących w bryle zdeponowanego materiału.

W wyniku procesu przepalania się materiału węglowego zawartego w materiale hałdy z jej wnętrza wydzielają się gazy (tlenek węgla, dwutlenek węgla, dwutlenek siarki, metan, siarkowodór, węglowodory) zawierające także związki rtęci. Ogólnie przyjmuje się, że udział poszczególnych form rtęci emitowanych do atmosfery jest następujący :

- 60% w postaci par rtęci metalicznej Hg^0 ,
- 30% w formie lotnych związków Hg^{+2} (głównie $HgCl_2$),
- 10% w postaci stałej w pyłach,

co pozwala stwierdzić, że w gazach z zapożarowanych składowisk największa część rtęci emitowana jest w postaci par metalu.

Związki rtęci, obecne w gazach, mogą ulegać przemianom oraz wchodzić w reakcje zarówno między sobą, jak i z innymi substancjami emitowanymi z zapożarowanych składowisk np. dwutlenkiem siarki, tlenkami azotu, tlenkiem węgla oraz siarkowodorem [11, 14]. W efekcie tych przemian mogą powstawać substancje o zmniejszonej lub podwyższonej aktywności mutagennej czy też toksyczności.

Zatem istotne jest, dla właściwej oceny ryzyka środowiskowego, jakie może się pojawić i na jakie może być narażone środowisko oraz mieszkańcy pobliskich, określenie emisji związków rtęci występujących w gazach z zapożarowanych składowisk.

Pomimo wagi tego problemu do tej pory nie przeprowadzono pomiarów stężeń rtęci umożliwiających ilościowe określenie tego zjawiska.

Należy podkreślić, że pożary zwalisk i podwyższony stan termiczny występują we wszystkich zagłębiach węglowych Europy, Azji, Afryki i Ameryki. Doniesienia z Rosji, Ukrainy lub Chin świadczą o skali problemu, który wydaje się tam dużo większy niż w Polsce i krajach Unii Europejskiej. Sposoby postępowania z zapożarowanymi obiektami w Polsce i na świecie są bardzo podobne [13]. Gaszenie płonącej hałdy jest niezwykle trudne, a proces jej palenia może trwać nawet kilka lat [4, 7, 12].

Jak już wspomniano podjęcie badań nad emisją rtęci z zapożarowanych składowisk wydaje się uzasadnione ze względu na właściwości genotoksyczne, mutagenne i kancerogenne związków rtęci, a także z uwagi na brak danych w literaturze krajowej pozwalających ocenić jakościowo i ilościowo to zjawisko. Jest to, zatem z jednej strony próba wypełnienia luki we wskazanym obszarze badawczym, a z drugiej – odpowiedź na: postulaty Konwencji rtęciowej, konkluzje: Rady z dnia 24 czerwca 2005 r. oraz rezolucję Parlamentu Europejskiego z dnia 14 marca 2006 r. w sprawie „Strategii Wspólnoty w zakresie rtęci” o konieczności zmniejszenia ryzyka narażenia ludzi i środowiska na kontakt z rtęcią. Powyższe akty prawne, mając na uwadze destrukcyjny wpływ rtęci, poczawszy od struktur komórkowych do całych układów w organizmie, zalecają ograniczanie ekspozycji organizmów żywych na te związki.

15.2 METODYKA BADAŃ

Badania mające na celu, w końcowym etapie, oszacowanie emisji rtęci z zapożarowanych składowisk odpadów powęglowych realizowano według poniższego schematu:

- Badania termowizyjne powierzchni-wstępne określenie granic aktywności termicznej,
- Badania węglowe stanu termicznego,
- Określenie granic aktywności termicznej,
- Przyjęcie siatki pomiarowej dla pomiarów stężeń par rtęci w strumieniu gazów,
- Pomiary stężenia Hg i obliczenia emisji rtęci.

W tabeli 15.1 scharakteryzowano zastosowane w daniach urządzenia pomiarowe.

Tabela 15.1 Wykaz zastosowanych metod badawczych oraz urządzeń pomiarowych

Oznaczany parametr	Metoda oznaczania/aparatura
Stężenia: O ₂ , CO, CO ₂ , CH ₄	Metoda elektrochemiczna- analizator gazu MADUR GA-40 plus
Temperatura wnętrza w punkcie pomiarowym	Pomiar za pomocą termopary/analizator gazu MADUR GA-40 plus
Temperatura powierzchni obiektu	Pirometr AMIR 7813
Pole temperatur powierzchni obiektu	Kamera termowizyjna Fluke Ti-55 Fusion
Temperatura otoczenia	Pomiar za pomocą termopary/analizator gazu MADUR GA-40 plus
Pomiar stężenia Hg	Spektroskopia zeemanowska z wysoko-częstotliwościową modulacją polaryzacji światła/analizator rtęci RA-915M

Obiektem badań było zapożarowane zwałowisko po byłej KWK „Rymer”. Do badań wytypowano skarpę w rejonie wschodnim obiektu, na której w pierwszej kolejności wykonano badania temperatury powierzchni w celu wstępnego wytypowania granicy terytorialnych poligonu. Temperatury powierzchni nie były bardzo wysokie (do kilkudziesięciu °C) lecz razem z symptomami takimi jak specyficzny zapach, wyrzut par i gazów, świadczyły ewidentnie o zachodzących procesach termicznych. Dodatkowo na analizowanym obszarze zaobserwowano kawernę stanowiącą miejsce intensywnego wypływu gazów z wnętrza obiektu – emisja kominowa (rys. 15.1).

W miejscach zlokalizowanych stanów termicznych w wyniku badań powierzchniowych, przeprowadzono badania wgłębne stanu termicznego.

**Rys. 15.1 Przykładowa strefa ekshalacyjna na badanym obiekcie**

W terenie dokonano pomiarów wielkości niezbędnych dla obliczenia wartości emisji niezorganizowanej par rtęci. W trakcie dwuminutowego pomiaru w odstępach 10 sekundowych, mierzono następujące wielkości:

- stężenie par rtęci wewnętrz komory pomiarowej,
- prędkość gazu w kanale wylotowym oraz jego temperaturę,
- prędkość wiatru w okolicy urządzenia pomiarowego – jako pomiar sprawdzający (dopuszczalna prędkość wiatru dla pomiaru wyznaczona w trakcie testów laboratoryjnych to 0,6 m/s).

Obliczenia emisji niezorganizowanej rtęci polegały na:

- obliczeniu wartości wypadkowej poziomej prędkości wiatru w chwili pomiaru celem eliminacji danych dla prędkości składowej poziomej powyżej $0,6 \text{ m/s}$ tym samym wyznaczeniu czasu analizy emisji par rtęci,
- sprawdzeniu liniowości zmian stężenia par rtęci w czasie analizy emisji,
- obliczeniu emisji punktowej par rtęci i oszacowaniu emisji średniej dla poligonu badawczego.

Emisję średnią oblicza się na podstawie emisji punktowej, przeliczonej na 1 m^2 powierzchni strefy oraz przemnożonej przez powierzchnię danej strefy.

15.3 WYNIKI BADAŃ I ICH DYSKUSJA

Badania przeprowadzono w siatce pomiarowej $2 \times 2 \text{ m}$. Wyniki pomiarów przedstawiono w tabelach 15.2 i 15.3.

Tabela 15.2 Przykładowe wyniki pomiarów węglowych stężeń par rtęci dla wybranych punktów pomiarowych poligonu badawczego

Numer punktu	Temperatura powierzchni $^{\circ}\text{C}$	Temperatura wnętrza $^{\circ}\text{C}$	Stężenie Hg Tło (2 m od otworu 1m npt) ng/m^3	Stężenie Hg (w otworze) ng/m^3
P1	66	209	7	5100
P2	58	71	17	4177
P3	61	70	23	5344
P4	38	67	14	755

Wyniki przedstawione w tabeli 15.2 potwierdzają występowanie znacząco wyższych stężeń par rtęci w gazach porowych w miejscach występowania aktywności termicznej na obiektach uformowanych z odpadów powęglowych. Podwyższone stężenia par rtęci w stosunku do tła wynoszącego ok. 3 ng/m^3 oraz brak innych emitorów rtęci w pobliżu tych miejsc ewidentnie świadczą o emisji par rtęci do otoczenia z powierzchni aktywności termicznej.

W tabeli 15.3, przedstawiono obliczone wartości emisji niezorganizowanej par rtęci, wyrażonej w $\text{g/m}^2\text{s}$ dla punktów pomiarowych zlokalizowanych na badanym obszarze wykazującym aktywność termiczną.

Tabela 15.3 Wartości emisji niezorganizowanej par rtęci na poligonie badawczym

Numer punktu pomiarowego	Emisja par rtęci $\text{ng/m}^2\text{s}$
1	6,15
2	0,37
3	0,33
4	0,25

Badania emisji niezorganizowanej par rtęci wykazały wartości niezerowe we wszystkich punktach pomiarowych. Uznać należy, zatem, że emisja par rtęci na obszarach obiektów uformowanych z odpadów powęglowych wykazujących aktywność

termiczną jest zjawiskiem typowym. Wartości emisji punktowej są zróżnicowane przede wszystkim ze względu na rodzaj emisji, z jakim mamy do czynienia w konkretnym punkcie pomiaru. Wartości emisji powierzchniowej są wielokrotnie niższe od wartości emisji kominowej. Emisja powierzchniowa z poligonu badawczego przyjmowała wartości 0,25-0,37 ng/m^2s . W jednym punkcie emisji kominowej emisja par rtęci osiągnęła wartość 6,15 ng/m^2s . Uwzględniając powierzchnie poligonu wynoszącą 8 m^2 emisja powierzchniowa całkowita z tego obszaru wyniosła – 6,45 ng/s . Rocznie z 1 m^2 badanego poligonu emitowanych jest zatem około 0,03 g Hg.

Biorąc pod uwagę fakt, iż aktualnie na składowiskach odpadów górniczych czynnych termicznie jest około 40 ha oraz ekstrapolując otrzymane wyniki emisji na cały ten obszar można oszacować, że do atmosfery zostanie wyemitowanych w skali roku 12 kg czystej rtęci.

15.4 PODSUMOWANIE

Składowiska odpadów wydobywczych z górnictwa węgla kamiennego są często obiekktami czynnymi termicznie, charakteryzującymi się wysokimi temperaturami wnętrza i powierzchni oraz szczelinami lokalnie pojawiającymi się na powierzchni. Ze szczelin tych wydobywają się toksyczne gazy, tworzące strefy ekshalacyjne.

W artykule przedstawiono wyniki badań prowadzonych w roku 2014, które miały na celu ustalenie zawartości rtęci w gazach z tych stref na wybranym zapożarowanym składowisku zlokalizowanym w Górnogórskim Zagłębiu Węglowym, a tym samym uwidocznienie poważnego problemu środowiskowego.

Pożary endogeniczne i ich powstawanie to skomplikowany problem, bardzo ściśle związane z zwałowaniem i lokowaniem odpadów pogórnictwych na składowiskach a także ze składem odpadów. Głównym sprawcą powstawania takich pożarów jest bez wątpienia substancja węglowa (palna), która jest zawarta w odpadach górniczych trafiających na składowisko. Zapożarowane składowiska stwarzają poważne zagrożenia dla środowiska naturalnego. W wyniku pożarów zwałowisk do atmosfery emitowane są trujące dla organizmów żywych gazy, w tym związki rtęci. Ze względu na niebezpieczne działanie tych gazów konieczny jest proces obserwowania obiektu, czyli tzw. monitoring. Aktualnie w monitorowanych obiektach określa się przede wszystkim zawartość, CO, CO₂, i O₂ (w % objętości), proponuje się rozszerzenie pomiarów o stężenie Hg. Należy podkreślić, że zrealizowane badania to jedna z pierwszych prób przedstawienia problemu emisji rtęci z zapożarowanych składowisk odpadów węglowych w Polsce.

Już wstępne, zamieszczone w artykule, wyniki badań wskazują na wagę podjętych badań i uzasadniają konieczność dalszych szczegółowych, systematycznych analiz.

Przedstawione wyniki badań charakteryzują pojedyncze cykle badawcze, należy jednak zaznaczyć, że stężenia i skład gazów mogą się znacznie różnić pomiędzy sezonami a także w trakcie dnia. To sugeruje, że długoterminowy monitoring jest potrzebny do lepszego oszacowania emisji dla poszczególnych zapożarowanych składowisk.

W artykule wykorzystano wyniki badań zrealizowanych w ramach projektu „Opracowanie bazy danych zawartości rtęci w krajowych węglach, wytycznych technologicznych jej dalszej redukcji wraz ze zdefiniowaniem benchmarków dla krajowych wskaźników emisji rtęci” – akronim „Baza Hg”. Projekt finansowany był przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego – umowa o dofinansowanie Nr PBS2/A2/14/2013).

LITERATURA

1. Z. Adamczyk, B. Białecka, Kształtowanie się zanieczyszczeń powietrza w strefie składowisk odpadów powęglowych na przykładzie termicznie czynnego zwałowiska. Ochrona Powietrza i Problemy Odpadów T. 33, nr 5, 1999, s. 193-198.
2. B. Białecka, J. Grabowski, Mercury in the exhalation gases from thermally active coal mining waste dumps. 15th Inter. Multidisciplinary Scientific Goeconference, SGEM 2015, s. 453-561.
3. J. Grabowski, E. Jędrysik, Opracowanie analiz dotyczących składowisk odpadów w województwie śląskim, praca niepublikowana GIG.
4. W. Czuber, S. Duchowski, Gaszenie palących się zwałów odpadów górnictwa węglowego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 595, 1979, s. 71-78.
5. J. Dulewski, B. Madej, R. Uzarowicz, Zagrożenie procesami termicznymi obiektów zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi T. 26, z. 3, 2010, s. 125-142.
6. J. Gumińska, Z. Różański, Analiza aktywności termicznej śląskich składowisk odpadów powęglowych. Karbo T. L, nr 1, 2005, s. 53-58.
7. K. Konopacki, Gaszenie „zapożarowanej hałdy”. Odpady i Środowisko T. 43, nr 1, s. 2007, 50-52.
8. Z. Korban, Problem odpadów wydobywczych i oddziaływanie ich na środowisko, na przykładzie zwałowiska nr 5A/W-1 KWK "X". Górnictwo i Geologia T. 6, z. 1, 2011, s. 109-120.
9. K. Pikoń, J. Bugla, Emisja ze zrekultywowanych zwałowisk stożkowych. Archiwum Gospodarki Odpadami i Ochrona Środowiska T. 6, 2007, s. 55-70.
10. PROJEKT COOL'S (2007-2013): POIG.01.03.01-24-029/08-00. System zarządzania likwidacją emisji CO₂ ze zwałowisk odpadów powęglowych realizowany przez Główny Instytut Górnictwa wraz z Politechniką Śląską, współfinansowany ze środków Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego w ramach Programu Operacyjnego Innowacyjna Gospodarka.
11. M. Grądziela i inni „Likwidacja pożaru hałdy „Ruda” w Zabruszu – kontynuacja zadania z 2007 r. Badania kontrolne w okresie gwarancyjnym”. Dokumentacja GIG (2013, 2014).
12. J. Korski, Ocena skuteczności technologii gaszenia składowiska odpadów pogórniczych „Ruda” w świetle badań terenowych. Górnictwo i Geologia T. 4, z. 2, 2009, s. 87-98.
13. A. Mark, Engle at all: Gas emissions, minerals, and tars associated with three coal fires, Powder River Basin USA. Science of the Total Environment, 2012.
14. X X. Querol, at all. Influence of soil cover on reducing the environmental impact of spontaneous coal combustion in coal waste gobs: A review and new experimental data. International Journal of Coal Geology, 85, 2011.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 12.2015
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

Prof. dr hab. inż. Barbara Bialecka
Główny Instytut Górnictwa
Plac Gwarków 1, 40-166 Katowice, Polska
e-mail: bbialecka@gig.eul

PRZYCZYNEK DO OCENY EMISJI RTĘCI Z ZAPOŻAROWANYCH SKŁADOWISK ODPADÓW POGÓRNICZYCH

Streszczenie: Jednym ze źródeł emisji gazów takich jak: tlenek węgla, dwutlenek węgla, dwutlenek siarki, metan, siarkowodór, węglowodory do atmosfery są zwałowiska odpadów pogórniczych, a największa intensywność emisyjna występuje na zapożarowanych hałdach. Pożary te są zwykle wynikiem zastosowania nieodpowiedniej technologii składowania w powiązaniu z właściwościami fizyczno-chemicznymi lokowanej skały płonnej [1, 2, 5, 6]. Przeprowadzone badania palących się hałd nie pozostawiają złudzeń: zapożarowane hałdy są także źródłem emisji rtęci.

Dla właściwej oceny ryzyka środowiskowego, jakie może się pojawić i na jakie jest narażone środowisko oraz pobliscy mieszkańcy, istotne jest określenie wielkości emisji związków rtęci z tych obiektów. Pomimo potencjalnych zagrożeń do tej pory nie przeprowadzono pomiarów stężeń rtęci umożliwiających ilościowe określenie tego zjawiska, również nie dokonywano nawet szacunków poziomu emisji rtęci z takiego typu obiektów, a co za tym idzie nie znamy dokładnie skali problemu.

W artykule przedstawiono wyniki wstępnych ocen skali problemu a także szacunkowe obliczenia rocznych emisji rtęci z zapożarowanych składowisk odpadów węglowych w Polsce.

Słowa kluczowe: emisja rtęci, odpady pogórnicze, składowisko

CONTRIBUTION TO THE ASSESSMENT OF MERCURY EMISSIONS FROM BURNING COAL WASTE DUMPS

Abstract: Coal mining waste dumps are responsible for the emissions to the atmosphere of gases such as: carbon monoxide, carbon dioxide, sulphur dioxide, hydrocarbons and the highest emission intensity occurs on the burning coal mining waste dumps [1, 2, 5, 6]. In the hard coal mining and processing waste dumps very often combustion can be observed. The fires are a direct outcome of applying inadequate dumping technology and depend on the physico-chemical properties of the dumped waste rock.

The conducted analyses of the burning coal mining waste dumps leave no doubts: the burning dumps are also the source of mercury emissions. Unfortunately, so far in Poland not even estimations of the mercury emission level from this type of objects have been conducted and, thus, the scale of the problem is not known.

The article presents the results of preliminary ratings scale problems as well as an estimate of annual mercury emissions from burning coal mining waste dumps in Poland.

Key words: mercury emissions, coal waste, dump

16

PROJEKTOWANIE FILARA OCHRONNEGO SZYBU NA PODSTAWIE MODELU ZŁOŻA

16.1 WSTĘP

W wielu zakładach górniczych dokumentacja geologiczno-miernicza, w tym mapy górnicze, sporządzana jest w formie numerycznej. Ciągłe udoskonalanie technologii informatycznych w dziedzinie projektowania inżynierskiego daje coraz to nowe możliwości wykorzystania tych map w procesach planowania eksploatacji oraz przewidywania jej negatywnych skutków.

Numeryczny Model Złoża (NMZ), zawierający informacje o jego przestrzennym usytuowaniu oraz właściwościach, może stanowić bazę do projektowania eksploatacji. Tworzą go powierzchnie TIN obrazujące poszczególne parametry złoża, takie jak: spąg pokładu, jego miąższość, zapopielenie, zasiarczenie itp. Pod pojęciem powierzchni TIN (Triangulated Irregular Network) należy rozumieć powierzchnię zbudowaną z nieregularnej siatki trójkątów. Współrzędne Z punktów odpowiadają wielkości modelowanego parametru. Wśród zalet NMZ można wymienić: łatwość aktualizacji i edycji danych, możliwość tworzenia różnorodnych raportów, wykresów, przekrojów, wykonania różnych wariantów rozwiązań dla opracowywanego zagadnienia [1, 2].

W niniejszym artykule autorzy starali się przybliżyć możliwość wykorzystania Numerycznego Modelu Złoża do wyznaczania granic filara ochronnego dla projektowanego szybu wentylacyjnego. Numeryczny Model Złoża został utworzony na podstawie dokumentacji geologicznej. Do jego utworzenia wykorzystano program AutoCAD Civil 3D wraz z nakładką Geolisp autorstwa Mariana Poniewiery.

16.2 STAN PRAWNY

Filary ochronne w obszarach górniczych kopalń węgla kamiennego wyznaczają się m.in. dla wyrobisk pionowych tj. szybów jako obiektów podstawowych, niezbędnych do prawidłowego funkcjonowania zakładu górnictwa. W wyznaczonych granicach wydobycie kopaliny może być zabronione lub dozwolone po spełnieniu określonych warunków.

Zgodnie z obowiązującym stanem prawnym wskazanie przebiegu granicy filara ochronnego dla obiektów powierzchniowych i podziemnych wymagane jest podczas

sporządzania projektu zagospodarowania złoża, a także, w określonych przypadkach, podczas sporządzania miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego.

Projekt zagospodarowania złoża należy sporządzić w formie opisowej, graficznej i tabelarycznej. Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 24 kwietnia 2012 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż, w części opisowej projektu należy umieścić informacje o projektowanych granicach filarów ochronnych wraz z uzasadnieniem ich przebiegu oraz wskazaniem chronionych obiektów. Należy także określić warunki, po spełnieniu których złoże może być ewentualnie eksploatowane w granicach ustanowionego filara ochronnego. Granice projektowanych filarów ochronnych należy wnieść także w części graficznej projektu [5].

Artykuł 104 ustawy Prawo geologiczne i górnicze nakłada na gminy obowiązek uwzględnienia obszarów i terenów górniczych w studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy oraz w miejscowym planie zagospodarowania przestrzennego. Plan ten może w szczególności określać „obiekty lub obszary, dla których wyznacza się filar ochronny, w granicach którego ruch zakładu górnictwa może być zabroniony bądź może być dozwolony tylko w sposób zapewniający należytą ochronę tych obiektów lub obszarów” [6].

Obowiązek wyznaczenia filarów i półek ochronnych oraz nadzór nad tym, aby eksploatacja nie przekraczała ustalonych granic jest zadaniem służby mierniczej zakładu górnictwa, wykonywanym w zakresie obsługi mierniczej (§ 219 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 17 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w odkrywkowych zakładach górniczych wydobywających kopalinę podstawowe) [4].

Zasady wyznaczania filarów ochronnych w podziemnym górnictwie węgla kamiennego zostały określone w instrukcji wydanej przez Główny Instytut Górnictwa w Katowicach pt.: „Wyznaczanie filarów ochronnych dla obiektów na powierzchni, szybów i szybików w granicach obszarów górniczych kopalń węgla kamiennego” [3].

16.3 ZAŁOŻENIA PRZYJĘTE W PROJEKCIĘ

Przy wyznaczeniu filara ochronnego dla projektowanego szybu przyjęto następujące założenia:

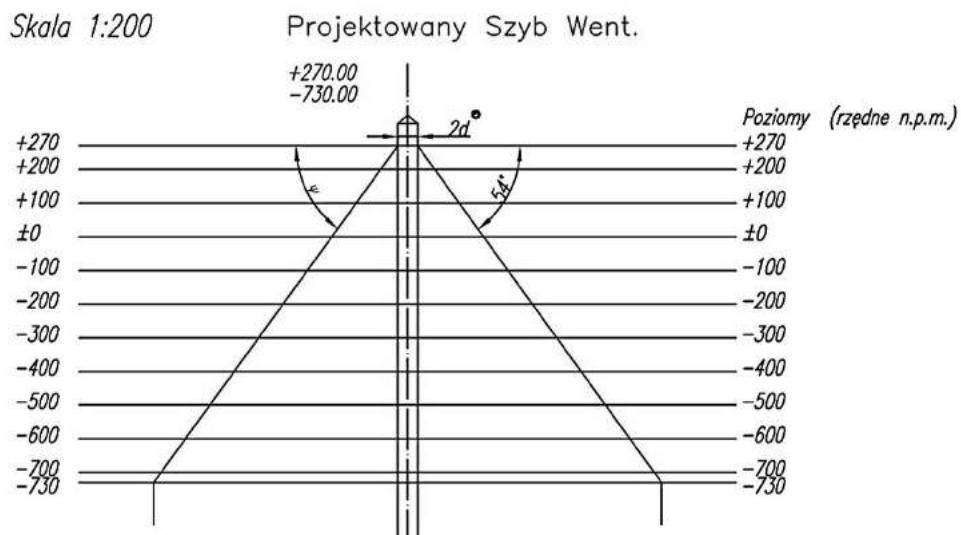
- brak pełnego rozpoznania złoża,
- typowe warunki propagacji wpływów ($\text{tg}\beta = 2,0$),
- odporność obiektów określona jest kategorią odporności,
- pokład nachylony do 10° ($\alpha < 10^\circ$).

W takim przypadku instrukcja [3] zakłada stożkowy kształt filara i zaleca wyznaczenie powierzchni ograniczających filar ochronny pod kątami Ψ zasięgu dopuszczalnych wpływów eksploatacji od zrębu szybu. Wartość kąta Ψ zależona jest od kategorii odporności szybu, która z kolei zależy od: przeznaczenia szybu, warunków hydrologicznych w rejonie szybu, dopuszczalnych ściskających odkształceń pionowych

górotworu $\varepsilon_{z \text{ dop}}$ oraz dopuszczalnych uszkodzeń. Przyjęto założenie, że w rejonie, w którym ma znajdować się szyb wentylacyjny panują korzystne warunki hydrogeologiczne, dopuszczalne uszkodzenia szybu mogą mieć postać zarysowania muru lub jego powierzchniowego złuszczenia. Natomiast wartości dopuszczalnych ścisających odkształceń pionowych górotworu $\varepsilon_{z \text{ dop}}$ wynoszą: dla obudowy z cegły 2,0 mm/m, dla obudowy z betonu 1,0 mm/m. Projektowany szyb ma kategorię odporności $1 s^1$, dla której wartość kąta zasięgu dopuszczalnych wpływów wynosi $\Psi = 54^\circ$.² Przyjęto, że wielkość promienia strefy ochronnej „d” wokół projektowanego szybu wynosi 30 m a wartość wykładnika n 0,5.

16.4 WYZNACZENIE PROMIENI FILARA

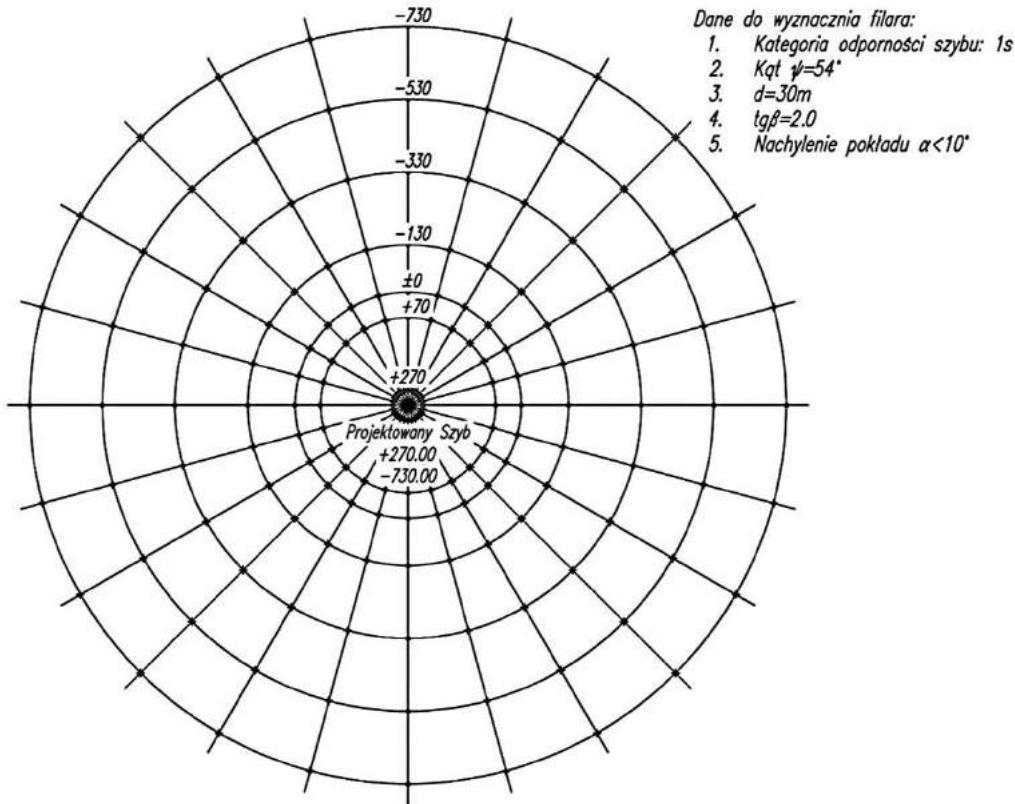
Kształt filara określono metodami graficznymi. Sporządzono przekrój pionowy zawierający projektowaną oś szybu. Zasięg wpływów eksploatacji wyznaczono na podstawie kąta Ψ z uwzględnieniem promienia strefy ochronnej „d”. Przekrój pionowy projektowanego filara szybu wentylacyjnego, sporządzony w skali 1:200, przedstawia rysunek 16.1. Na rysunku 16.2 pokazano rzut poziomy projektowanych warstwic filara szybu na poszczególnych poziomach.



Rys. 16.1 Przekrój pionowy projektowanego filara szybu

¹ Wartość odczytana z tablicy 3 instrukcji [3].

² Wartość odczytana z tablicy 4 instrukcji [3].

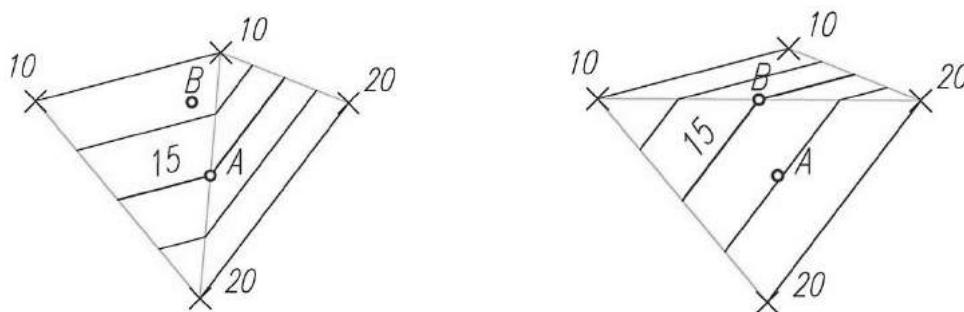


Rys. 16.2 Rzut poziomy projektowanych warstwic filara szybu

16.5 TWORZENIE NUMERYCZNEGO MODELU ZŁOŻA W PROGRAMACH AUTOCAD CIVIL 3D I GEOLISP

Numeryczny model złożą jest tu rozumiany jako szereg powierzchni trójkątów (Triangulated Irregular Network). Powierzchnie TIN tworzone są na podstawie obiektów mapy numerycznej, takich jak: koty wysokościowe, punkty osnowy, otwory geologiczne, warstwice itp. Można do nich również dołączyć dane pobrane z plików tekstowych czy chmury punktów otrzymanej ze skaningu laserowego. Należy w nich uwzględnić linie nieciągłości, które wymuszą triangulację wzdłuż swojego biegu. W przypadku powierzchni spągu są to ważniejsze uskoki i osie fałdu. W systemie Geolisp istnieją narzędzia umożliwiające wprowadzenie uskoków do NMZ, obliczenie ich zrzutu czy utworzenie powierzchni TIN odwzorowującą dany uskok [2].

Linie budujące trójkąty w powierzchni TIN powstają poprzez automatyczne połączenie punktów leżących blisko siebie, co może być przyczyną błędów w tworzonym modelu. Istniejące powierzchnie TIN powinno się ręcznie edytować, np. poprzez: zmianę przebiegu krawędzi trójkątów, dodanie, usunięcie czy zmianę położenia punktów, wygładzenie i uproszczenie powierzchni. Do definicji powierzchni można dodać także obwiednie w postaci zamkniętych wieloboków, które wpływają na sposób wyświetlania trójkątów. Na rysunku 16.3 pokazano wpływ zmiany krawędzi trójkątów na przebieg warstwic.



Rys. 16.3 Wpływ budowy trójkątów na interpolację warstwic

Każdą powierzchnię TIN można przedstawić w postaci mapy warstwicowej o dowolnej wielkości skoku, mapy hipsometrycznej, siatki trójkątów itd. AutoCAD Civil 3D daje wiele możliwości doboru sposobu wyświetlania każdego elementu powierzchni, tworzenia własnych stylów opisów, tabel itp.

Mając utworzone dwie powierzchnie TIN można obliczyć objętość między nimi. Powierzchnie objętościowe TIN mogą być wykorzystane, np. do obliczania zasobów węgla kamiennego, wyznaczenia średniej wartości parametrów jakościowych, umożliwiają wyznaczenie miejsca przecięcia się dwóch powierzchni.

16.5 WYKORZYSTANIE NUMERYCZNEGO MODELU ZŁOŻA DO WYZNACZANIA GRANICY FILARA OCHRONNEGO W DOWOLNYM POKŁADZIE

Do określenia przebiegu granicy filara ochronnego niezbędne jest utworzenie dwóch powierzchni TIN. Jedna obrazuje spąg analizowanego pokładu, druga – stożkowy kształt filara.

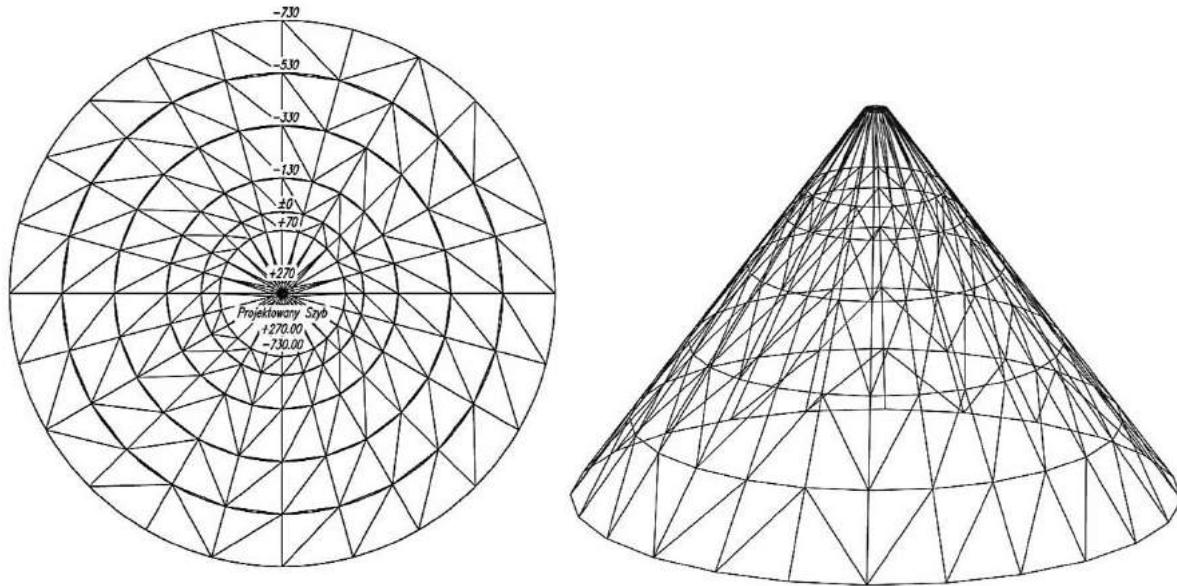
Granicę filara ochronnego należy wyznaczyć odrębnie w każdym pokładzie. Wykorzystana do tego celu mapa pokładu została sporządzona w oparciu o dokumentację geologiczną.

Opisane w dalszej części artykułu czynności zostały wykonane w programach AutoCAD Civil 3D i Geolisp.

16.5.1 Powierzchnia obrazująca stożkowy kształt filara

Mając wyznaczone warstwice obrazujące filary szybu na poszczególnych poziomach przystąpiono do tworzenia powierzchni TIN filara ochronnego. W analizowanym przypadku powierzchnię TIN można było utworzyć wykorzystując izolinie lub punkty na nich wyznaczone. Warstwice muszą mieć nadaną wysokość (polilinie 2d dla których określono poziom lub polilinie 3d) a punkty określona wspólną z. Otrzymano powierzchnię w kształcie świętego stożka. Wysokość płaszczyzny ograniczającej stożek od góry jest równa wielkości zrębu szybu (+270 m), wysokość płaszczyzny ograniczającej stożek od dołu odpowiada najniższemu poziomowi (-730 m).

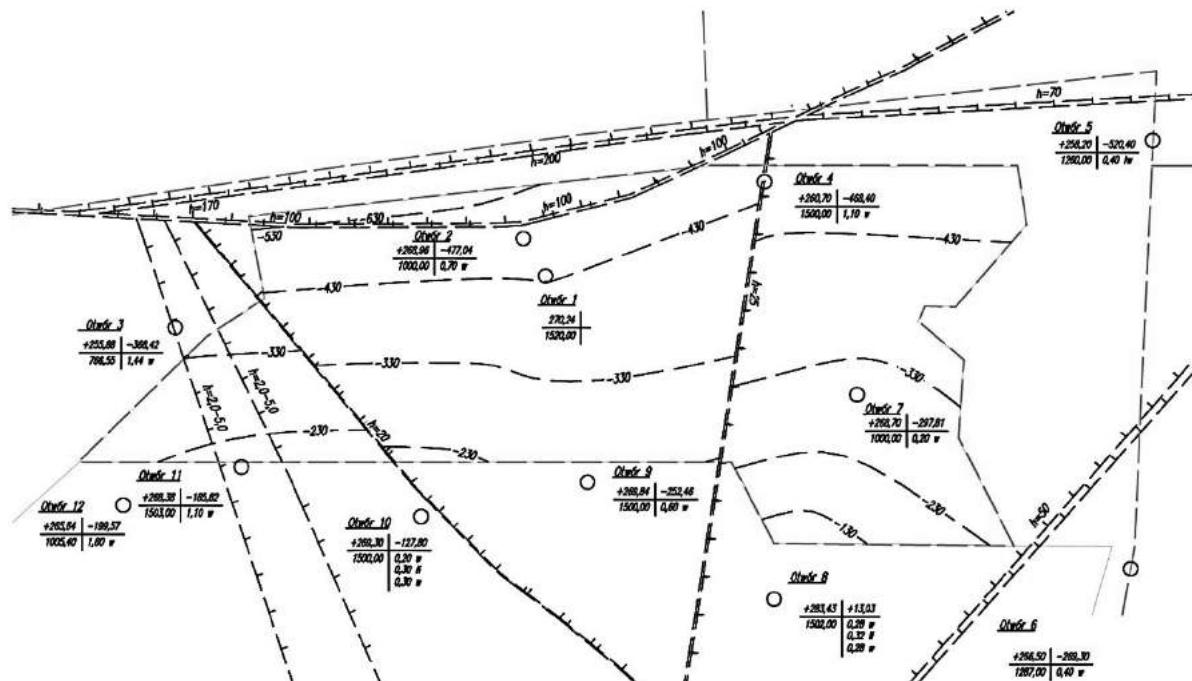
Widok przestrzenny powierzchni TIN projektowanego filara przedstawia rysunek 16.4.



Rys. 16.4 Powierzchnia TIN projektowanego filara, rzut z góry i boku

16.5.2 Utworzenie powierzchni spągu analizowanego pokładu

Na rysunku nr 16.5 przedstawiono obiekty wykorzystane do zbudowania powierzchni spągu pokładu: otwory geologiczne wiercone z powierzchni, uskoki oraz warstwice spągu. Linie nieciągłości i izolinie mogły zostać uwzględnione w tworzonej powierzchni po sprawdzeniu poprawność ich utworzenia: uskoki powinny mieć uzupełnione dane dodatkowe (informacje) o wartości zrzutu, warstwice – mieć określoną wysokość. Z otworów do rysunku wstawiono punkty, których współrzędne X i Y pokrywały się z punktem wstawienia otworu, natomiast wartość współrzędnej Z odpowiadała wielkości spągu pokładu.



Rys. 16.5 Dokumentacja geologiczna wykorzystana do utworzenia powierzchni spągu pokładu

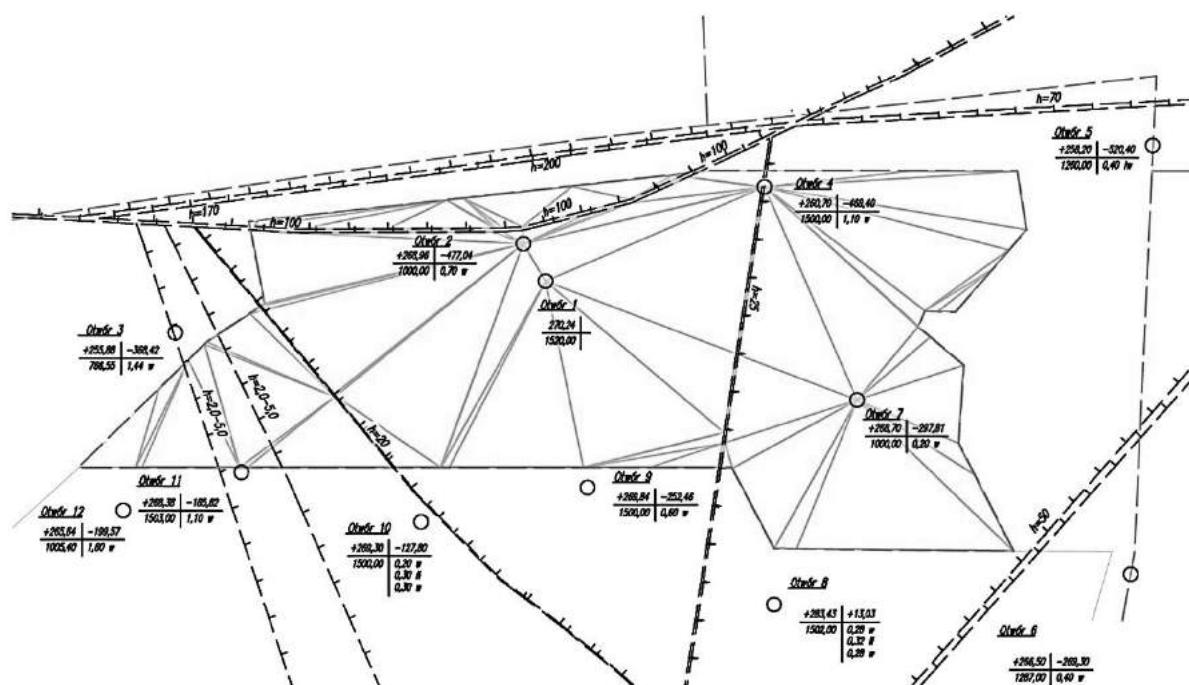
W omawianym przykładzie należało utworzyć powierzchnię TIN obrazującą spąg pokładu nachylonego do 10° , ze strefą uskokową o zrzucie uskoku $h = 100 \text{ m}$ i nachyleniu płaszczyzny uskokowej 45° . Należy zwrócić uwagę, że płaszczyzny przyuskokowe tworzą powierzchnię nieregularną. Przyjęto sposób postępowania opisany poniżej.

Pracę rozpoczęto od zdefiniowania zamkniętych obszarów, przesuniętych względem siebie. Założono, że przesunięcie jednego z nich było równe 0, natomiast pozostałe były przesuwane względem niego o wielkość zrzutu uskoku. Dla każdego z utworzonych obszarów zbudowano powierzchnie TIN, których wartość Z odpowiadała wielkości przesunięcia. Następnie, wykorzystując wstawione wcześniej na podstawie otworów geologicznych punkty oraz powierzchnie przesunięć, wykonano powierzchnię TIN obrazującą analizowany spąg pokładu „sprzed tektoniki”.

Powierzchnia powinna pokrywać cały analizowany obszar, dlatego przedłużono ją (wygładzono) wykorzystując metodę optymalnej predykcji (krigingu). Metoda ta wymaga istnienia modelu ciągłości lub zależności przestrzennej (w postaci kowariancji lub semivariogramu) a także próbki danych powierzchni. Na ich podstawie wyznaczany jest statystyczny trend i wykonywana interpolacja oraz ekstrapolacja punktów.

Następnie do utworzonej powierzchni wprowadzono uskoki. W wyniku tych działań otrzymano osobne powierzchnie obrazujące poszczególne obszary oraz jedną wspólną uwzględniającą uskoki. Do utworzenia powierzchni spągu można również wykorzystać istniejące warstwice.

Na rysunku 16.6 przedstawiono powierzchnię spągu pokładu zwizualizowaną za pomocą siatki trójkątów.



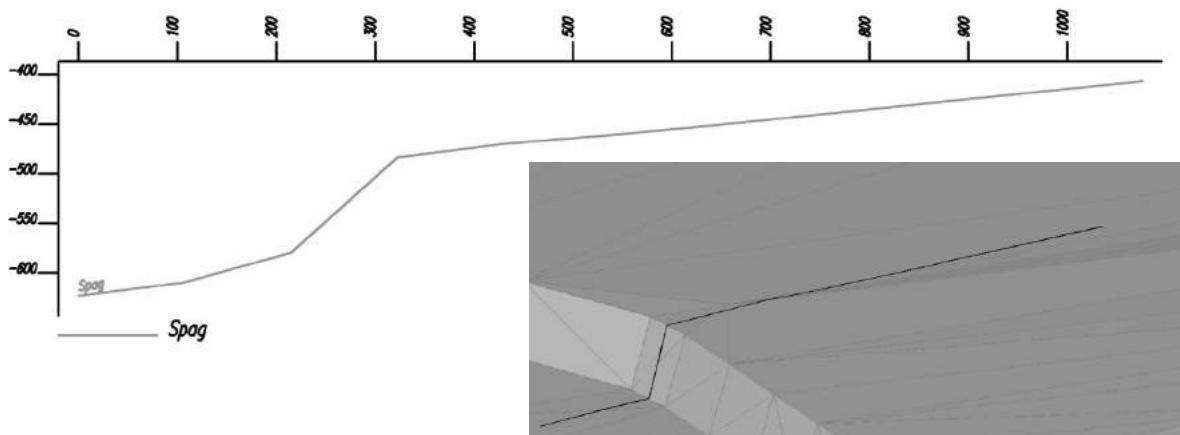
Rys. 16.6 Powierzchnia TIN spągu pokładu uwzględniająca uskoki

Po utworzeniu powierzchni spągu trzeba sprawdzić, czy została ona wykonana prawidłowo.

Przytrzymując wskaźnik myszy wewnątrz powierzchni TIN w programie AutoCAD Civil 3D uzyskujemy informację o wysokości wskazanego punktu. Patrząc w pobliżu kolejnych otworów geologicznych porównano wysokość spągu otworów z wysokością spągu w wynikowej powierzchni TIN. Wartości te były zbliżone – co oznacza, że powierzchnia TIN spągu została utworzona poprawnie. System Geolisp zawiera procedury, które liczą różnicę między otworem i powierzchnią i zaznaczają miejsca, gdzie ta wartość jest większa od założonej.

Kolejną kontrolę stanowiło wygenerowanie warstwic i sprawdzenie ich przebiegu. Czynność ta pozwoliła na wyeliminowanie z rysunku błędów grubych – punkty o błędnej wysokości wymuszają powstawanie dodatkowych warstwic. Szczególną uwagę zwrócono na izolinie położone w pobliżu uskoków.

Poprawność utworzenia powierzchni spągu zweryfikowana została także poprzez wygenerowanie przekrojów przez górotwór. Na rysunku 16.7 pokazano wykres wykonany dla dowolnej linii. Punkty pośrednie przekroju zostały obliczone na podstawie przecięć linii przekroju z powierzchnią TIN spągu pokładu.



Rys. 16.7 Przekrój przez górotwór

16.5.3 Wyznaczenie granic filara

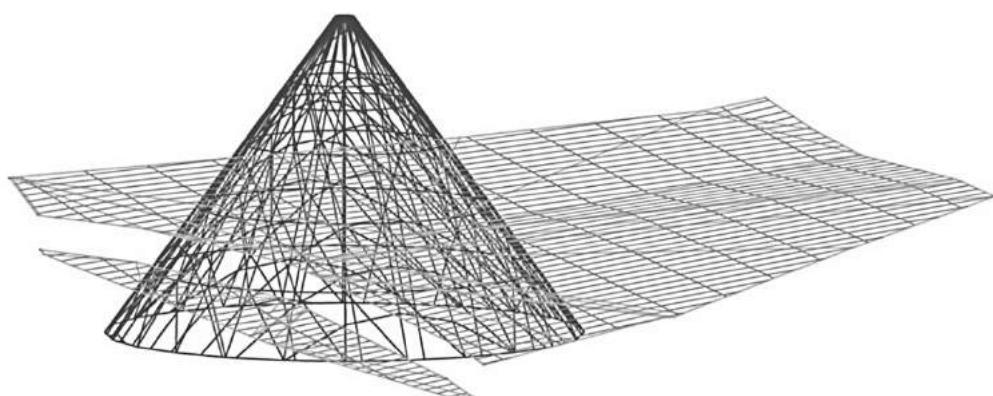
Granicę filara ochronnego dla projektowanego szybu można wyznaczyć kilkoma metodami. W kolejnych rozdziałach opisano dwie z nich, wykorzystujące utworzone wcześniej powierzchnie spągu pokładu i filara szybu. Granica filara, niezależnie od tego, którą metodą została wyznaczona, przebiegała w ten sam sposób.

Utworzenie powierzchni objętościowej i wyznaczenie granic filara

Jedną z metod wyznaczenia przebiegu granicy filara ochronnego jest utworzenie powierzchni objętościowej TIN. Powierzchnia ta jest wypadkową powierzchni bazowej i porównawczej. Wysokość każdego punktu powierzchni objętościowej stanowi różnicę między współrzędną Z powierzchni porównawczej a współrzędną Z powierzchni bazowej wyznaczoną dla tego samego punktu. Jako powierzchnię bazową w projekcie

wybrano powierzchnię filara szybu, jako powierzchnię porównawczą – spągu pokładu. W celu wyznaczenia przebiegu granicy filara wyodrębniono z powierzchni objętościowej warstwice (polilinie) o wysokości równej 0.0.

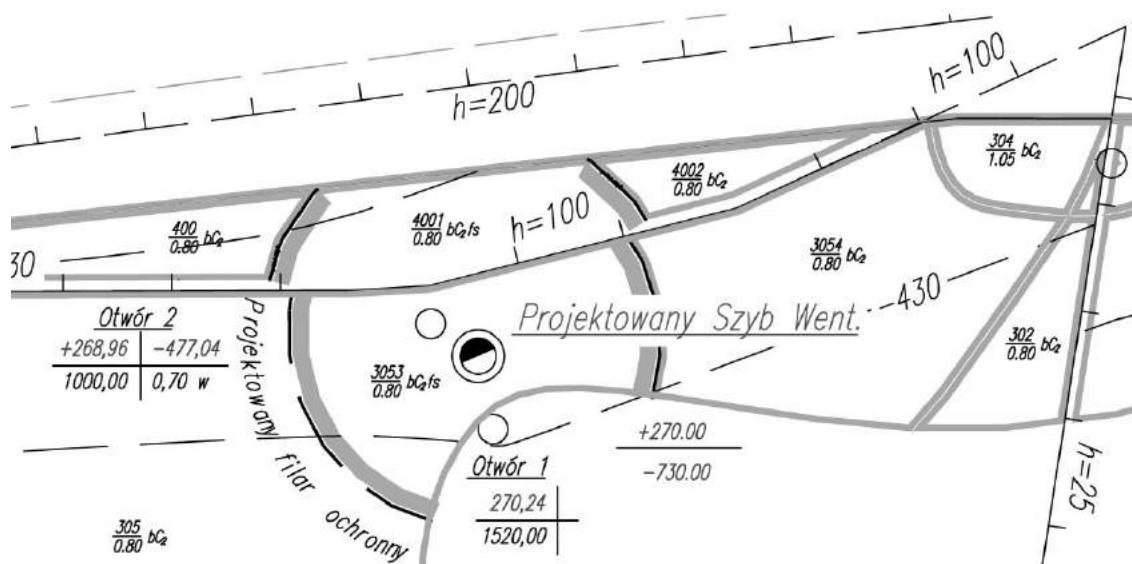
Wyznaczają one miejsce przecięcia się powierzchni filara szybu i spągu pokładu. Taki sposób wyznaczenia przebiegu filara szybowego pozwala bardzo dokładnie opisać jego przebieg, szczególnie w przypadku gdy pokład jest nachylony i ma nieregularny przebieg (wygięcia, uwypuklenia). Przecięcie powierzchni spągu pokładu z powierzchnią filara szybu wentylacyjnego w strefie uskokowej o zrzucie $h = 100 \text{ m}$ przedstawia rysunek 16.8.



Rys. 16.8 Wizualizacja numeryczna bryły projektowanego filara szybu wraz z numerycznym modelem spągu pokładu w strefie uskokowej

Obliczenie minimalnej odległości między powierzchniami

Drugą metodą zastosowaną do ustalenia przebiegu granicy filara ochronnego było obliczenie minimalnej odległości między powierzchniami spągu i filara. Wykorzystano polecenie `_MinimumDistBetweenSurfaces`. W efekcie wyznaczono najkrótszą odległość pionową między powierzchniami TIN. Wynik otrzymano w postaci polilinii 3d. Na rysunku 16.9 pokazano przebieg filara ochronnego na mapie.



Rys. 16.9 Wyznaczony filar ochronny dla szybu

16.6 PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Z punktu widzenia prawidłowego funkcjonowania zakładu górnictwa ustalenie przebiegu filara ochronnego dla szybu jest niezwykle istotne. Zgodnie z obowiązującym stanem prawnym w jego granicach eksploatacja może być zabroniona lub dozwolona po spełnieniu uwarunkowań określonych w projekcie zagospodarowania złoża.

Wskazanie przebiegu granicy filara ochronnego jest zadaniem służby mierniczej zakładu górnictwa. Zasady jego wyznaczania w podziemnym górnictwie węgla kamiennego określa instrukcja Głównego Instytutu Górnictwa w Katowicach. Dopuszcza ona dwa sposoby wyznaczania filarów ochronnych, wybór metody uzależniony jest od stopnia rozpoznania warunków ochrony obiektów i warunków geologiczno-górniczych analizowanego rejonu kopalni.

W omawianym w artykule przypadku, ze względu na słabe rozpoznanie złoża, wykorzystano metodę, w której powierzchnie ograniczające filar ochronny wyznaczane są pod kątami zasięgu dopuszczalnych wpływów opowiadających odporności chronionych obiektów. Kształt filara wyznaczono na przekroju pionowym zawierającym projektowaną oś szybu, na podstawie przyjętej wartość kąta zasięgu dopuszczalnych wpływów. Mając wyznaczone punkty o znanych wysokościach i izolinie poziomów utworzono powierzchnię TIN obrazującą stożkowy kształt filara.

Powierzchnię TIN spągu pokładu utworzono na podstawie mapy dokumentacji geologicznej. Do jej utworzenia wykorzystano istniejące na mapie obiekty, to jest: otwory geologiczne wiercone z powierzchni, izolinie spągu oraz uskoki. Granice filara ochronnego dla projektowanego szybu wyznaczono dwoma metodami. W obu przypadkach przebieg granic był taki sam.

W artykule pokazano możliwość wykorzystania Numerycznego Modelu Złoża do ustalenia przebiegu filara ochronnego dla szybu wentylacyjnego. Model ten jest tworzony w oparciu o dokumenty kartograficzne oraz wyniki pomiarów geodezyjnych i geologicznych, co umożliwia jego wykorzystanie w procesie planowania eksploatacji oraz przewidywania jej skutków. Tworząc przestrzenny model złoża należy pamiętać o uwzględnieniu w tworzonych powierzchniach TIN (wchodzących w jego skład) linii nieciągłości zaburzających przebieg tych powierzchni. Równie istotne jest wykonanie kontroli utworzonego modelu.

Zastosowanie Numerycznego Modelu Złoża do wykonywania zadań projektowych ułatwia i przyspiesza pracę. Umożliwia także uwzględnienie danych przestrzennych w projektowanych obiektach. Pozwala na szybkie wykonanie różnego rodzaju obliczeń, wykresów, przekrojów, raportów. Dodatkowym atutem NMZ jest możliwość stworzenia wielu wariantów tego samego rozwiązania, co stanowi dodatkową kontrolę poprawności wykonania zadania projektowego.

Ciekawym rozwiązaniem będzie dokonanie wyznaczenia filara ochronnego upadowych z powierzchni, które dla wielu nowych inwestorów będzie podstawowym udostępnieniem złóż kopalni wg. doniesień mediów. Zagadnienie to autorzy będą się starali rozszerzyć w kolejnych publikacjach.

LITERATURA

1. J. Mertas, M. Poniewiera, Współczesne funkcje kartografii górniczej. [W:] Mat. nauk. konf. „X Dni Miernictwa Górnictwa i Ochrony Terenów Górnictwych”. Kraków 2009.
2. M. Poniewiera, Model numeryczny złoża węgla kamiennego i jego praktyczne zastosowania. Wiad. Gór. 2010 R. 61 nr 7/8, s. 458-465.
3. Wyznaczanie filarów ochronnych dla obiektów na powierzchni, szybów i szybików w granicach obszarów Górnictwych kopalń węgla kamiennego, Instrukcja nr 3, wyd. GIG Katowice 1996 r.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 17 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w odkrywkowych zakładach górniczych wydobywających kopalinę podstawowe (Dz. U. Nr 96, poz. 858, z 2004 r. Nr 222, poz. 2255 oraz z 2007 r. Nr 106, poz. 725).
5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 kwietnia 2012 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż (Dz. U. 2012, poz. 511).
6. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. 2011 Nr 163 poz. 981)

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016

Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

Marian Poniewiera

Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2a, 44-100 Gliwice, Polska
tel. +4832 237 29 90, e-mail: Marian.Poniewiera@polsl.pl

Krzysztof Sokalla

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A., KWK "Krupiński"
ul. Piaskowa 35, 43-267 Suszec, Polska
tel. +4832 756 63 45, e-mail: ksokalla@krupinski.jsw.pl

Magdalena Wróbel

Geo-Lisp, Aleksandra Poniewiera
ul. Smołki 32a, 44-213 Książenice, Polska
e-mail: m.wrobel@geolisp.pl

Lucyna Juzek

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A., KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie
ul. Rybnicka 6, 44-335 Jastrzębie-Zdrój, Polska
tel. +4832 756 3448, e-mail: ljuzek@jasmos.jsw.pl

PROJEKTOWANIE FILARA OCHRONNEGO SZYBU NA PODSTAWIE MODELU ZŁOŻA

Streszczenie: W artykule przedstawiono możliwość wykorzystania Numerycznego Modelu Złoża do projektowania filara ochronnego dla szybu wentylacyjnego w przykładowym pokładzie węgla na podstawie danych z otworów.

Słowa kluczowe: filar ochronny, Numeryczny Model Złoża, powierzchnie TIN

DESIGNING OF THE SHAFT SAFETY PILLAR BASED ON NUMERICAL MINERAL DEPOSIT MODEL

Abstract: The paper presents the possibility of use Numerical Deposit Model to design of the safety pillar for the ventilation shaft in an exemplary coal seam, based on the data from the boreholes.

Key words: safety pillar, Numerical Mineral Deposit Model, TIN surfaces

17

POGŁĘBIANIE SZYBU 8 KWK „JANKOWICE” PERSPEKTYWĄ ROZWOJU KOPALNI PO 2020 ROKU

17.1 WSTĘP

Szyb górniczy jest podstawowym wyrobiskiem udostępniającym złoże kopalin użytkowych, który obejmuje kompleks urządzeń i wyrobisk od zrębu szybu na powierzchni do jego rąpia – dna szybu. Szyb 8 KWK „Jankowice” jest nowym szybem, którego budowa ma na celu utrzymanie zdolności wydobywczej kopalni na poziomie 12 tys. t/dobę, poprzez udostępnione poziomy 400 m, 565 m i 700 m, a w perspektywie najbliższej poprzez poziom 880 m oraz okresie późniejszym przez poziom 1070 m. Szyb 8 jest zasadniczym elementem modelu kopalni i oddanie go do eksploatacji umożliwiło likwidację szybu 6 łącznie z infrastrukturą oraz odblokowało zasoby uwięzione w filarze ochronnym dla szybu 6 i wcześniej zlikwidowanego szybu 5. Szyb 8 obsługuje i w dalszej perspektywie będzie obsługiwał kolejne niższe poziomy w zakresie doprowadzania świeżego powietrza, jazdy ludzi, transportu długich materiałów oraz ciężkich elementów maszyn i urządzeń.

17.2 OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA OBSZARU GÓRNICZEGO KWK „JANKOWICE”

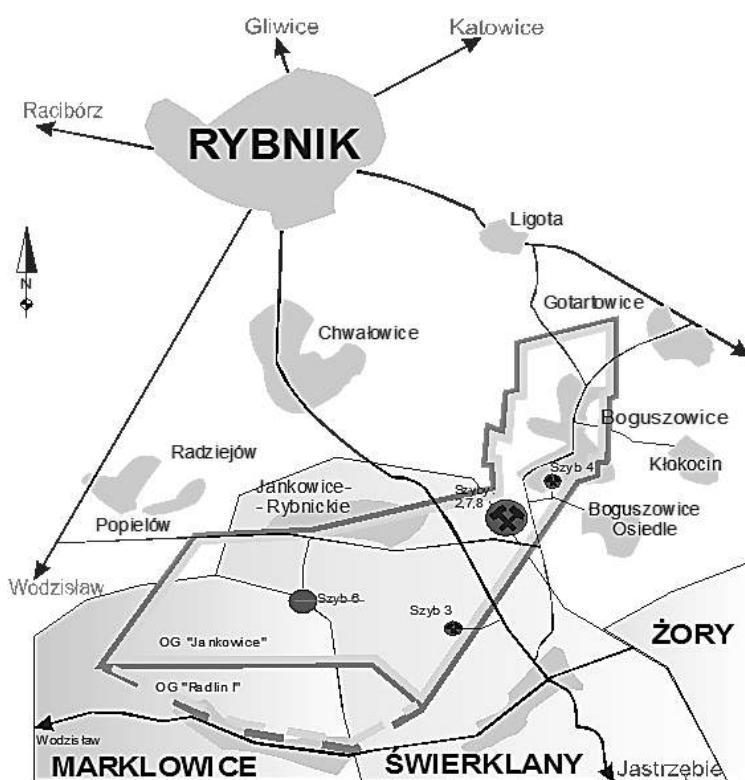
17.2.1 Lokalizacja

Złoże KWK „Jankowice” zlokalizowane jest w województwie śląskim w obrębie miasta Rybnika (dzielnice: Boguszowice, Gotartowice, Popielów) oraz gmin: Świerklany (miejscowości: Jankowice, Świerklany Górnne i Dolne) i Marklowice.

Obszar górniczy „Jankowice”, na którym kopalnia prowadzi eksploatację został utworzony decyzją VMF/3046/61 Ministra Górnictwa i Energetyki z dnia 12.07.1964 r. Jego powierzchnia wynosi 15,8 km². Ponadto kopalnia prowadzi eksploatację górniczą w zatwierdzonych granicach eksploatacyjnych w OG „Radlin I” tzw. „Pole Marklowice” – 2,4 km² oraz w niewielkim zakresie w OG „Chwałowice” – 0,6 km². Czynny obszar, na którym kopalnia „Jankowice” prowadzi roboty górnicze wynosi około 11 km².

Obszar górniczy obejmuje południowo-zachodnią część Wyżyny Śląskiej. Teren jest łagodnie pofałdowany, w części zachodniej występują maksymalne wysokości, natomiast minimalne w rejonie potoku Szotkówka, w południowo-wschodniej części rejonu.

Złoże kopalni „Jankowice” położone jest w zachodniej części Górnogórnośląskiego Zagłębia Węglowego w południowo-wschodniej części niecki chwałowickiej zaledgającej między nasunięciem michałkowickim na zachodzie i nasunięciem orłowskim od wschodu. Niecka ta stanowi brachysynklinę, której maksymalne obniżenia znajdują się w pobliżu północnej granicy dokumentowanego obszaru. Prowadzenie eksploatacji górniczej w granicach obszaru górniczego prowadzone jest na podstawie aktualnej koncesji oraz projektu zagospodarowania złoża. Położenie i obszar górniczy KWK „Jankowice” przedstawia rysunek 17.1.



Rys. 17.1 Położenie i obszar górniczy KWK „Jankowice”

17.2.2 Model górniczy kopalni

Kopalnia „Jankowice” prowadzi działalność górniczą od 1916 roku. Na przestrzeni lat zmieniały się miejsca, sposoby i zakres eksploatacji złoża. Przez okres 100 lat działalności górniczej część zasobów węgla w kopalni „Jankowice” została wyeksploatowana. Jednakże pozostała znaczna ilość zasobów zaledgających w ramach obszaru górniczego kopalni jest nadal wystarczająco duża, aby podjąć działania zmierzające do określenia możliwości wyeksploatowania powyższych zasobów przy utrzymaniu dotychczasowego poziomu wydobycia. Kopalnia „Jankowice” od początku lat siedemdziesiątych funkcjonowała jako kopalnia dwuruchowa, z infrastrukturą powierzchniową i dołową zlokalizowaną w rejonie szybów 6 i 5a oraz zakładem przeróbczym, szybem skipowym wydobywczym zlokalizowanym w rejonie szybu zjazdowo-materiałowego 2. W latach dziewięćdziesiątych podjęto pierwsze działania zmierzające do restrukturyzacji technicznej funkcjonującego zakładu górniczego.

Wdrażanie nowego modelu rozpoczęto w sierpniu 2001 od rozpoczęcia procesu likwidacji rejonu szybu 6 i 5a. Natomiast zakończenie procesu likwidacji tego rejonu wraz z przygotowaniem rejonu szybu 2 i 8 do przejęcia wszystkich funkcji po rejonie, nastąpiło w lipcu 2008 roku. Aktualna koncepcja rozwoju modelu produkcyjnego kopalni jest realizowana, z drobnymi zmianami, w oparciu o opracowany „Oszczędnościowy, docelowy model kopalni” przyjęty jako jednoruchowy.

W miarę schodzenia z eksploatacją na niższe poziomy wydobywcze, nowe poziomy wentylacyjne udostępniane będą upadowymi drążonymi w rejonie szybów wentylacyjnych. Takie zmiany w konsekwencji doprowadziły do zmiany szkieletu kamiennego kopalni, wyznaczenia nowych poziomów wydobywczych oraz zaprojektowania nowych dróg odstawy urobku. Celem dalszego upraszczania docelowego modelu kopalni przyjęto koncepcję rezygnacji z pogłębiania szybu 7 i pozostawienia docelowo punku załadowczego na poziomie 400 m oraz sukcesywnego wydłużania pochyłych dróg odstawy, aż do poz. 1070 m – ostatni poziom wydobywczy. Przyjęcie takiego modelu przyniesie znaczne korzyści w postaci:

- uniknięcia nakładów na pogłębienie szybu 7 i wydłużenie urządzenia wyciągowego,
- utrzymania istniejącej zdolności skipu, gdyż w przeciwnym wypadku dojdzie do obniżenia jego wydajności (zmniejszenie udźwigu użytecznego i wydłużenie czasu ciągnienia),
- wykorzystanie funkcjonujących czterech zbiorników węgla na poz. 400 m,
- utrzymanie jednopoziomowego ciągnienia urobku,
- odciążenie szybu 8 od konieczności ciągnienia kamienia z pogłębiania szybu 7,
- możliwość likwidacji szybu 2 po ostatecznym zakończeniu pogłębiania szybu 8 do głębokości 1103 m.

Nieckowane zaleganie warstw w obszarze górnictwem oraz zaszczołyki eksploatacyjne miały decydujący wpływ na przyjęty podczas realizowanej w latach 1974-1984 intensywnej rozbudowy kopalni, przestrzenny podział złoża i model kopalni aktualny w dużej części do dzisiaj. Generalnie można stwierdzić, że kopalnia stosuje węglowy sposób udostępnienia pokładów na poziomach (struktura węglowa). Takie rozcięcie złoża, praktycznie powielane na wszystkich poziomach, polega na tym, że od szybów głównych prowadzone są przecznice – prawie prostopadle do rozciągłości pokładów – zwane przekopami zachodnimi, te zakończone są pochylniami w pokładach, które łączą je z wyrobiskami na poziomach wyższych.

Drugą nitkę wyrobisk głównych, zamkających pętle na poszczególnych poziomach w południowej części obszaru, stanowią chodniki kierunkowe, przekop centralny i przekopy gazowe. Chodniki te łączą szyby główne z przekopem gazowym i są wykonane w pokładach grupy siódłowej jako chodniki podstawowe lub prowadzone są równolegle, w pewnej odległości od tej wiązki pokładów, jako chodniki kierunkowe. Poprzez długofalowe działania doprowadzono do maksymalnego uproszczenia modelu kopalni powodując, że pod względem prowadzonej odstawy i ciągnienia urobku można traktować kopalnię jako jednopoziomową.

Takie rozwiązanie stało się możliwe dzięki ujednoliceniu sposobu transportu urobku i całkowitego przejścia na odstawę taśmową. Kopalnia „Jankowice” w chwili obecnej eksploatuje złoże na poziomach 565 m i 700 m. Dotychczasowe działania zmierzające do uproszczenia modelu kopalni doprowadziły do sytuacji, w której urobek węglowy sprowadzany jest w całości na poziom 400 m, gdzie jest transportowany pod szyb 7 i następnie wyciągany na powierzchnię. Dlatego w sensie odstawy głównej oraz ciągnienia urobku kopalnia „Jankowice” jest kopalnią o modelu jednopoziomowym. Likwidacja filara dla szybu 6 i 5a doprowadziła w konsekwencji do zmiany szkieletu kamiennego kopalni i wyznaczenia nowych poziomów wydobywczych. Założono, że docelowy model kopalni opierał się będzie na czterech poziomach wydobywczych tj. 565 m, 700 m, 880 m i 1070 m. Jednak transport urobku na powierzchnię dla wszystkich poziomów odbywał się będzie z poziomu 400 m. W celu realizacji takiego modelu odstawy wykonane zostaną główne upadowe transportowe na niższe poziomy. Aktualnie funkcjonują diagonala odstawcza w pokł. 507 z poziomu 565 m na 700 m oraz upadowa transportowa z poziomu 400 m na poziom 650 m. Drążony jest końcowy odcinek głównej upadowej odstawczej z poziomu 700 m na 880 m [1].

17.3 BUDOWA SZYBU 8 WRAZ Z POGŁĘBIANIEM

17.3.1 Szyb 8 – dane podstawowe

Szyb 8 zlokalizowany jest na powierzchni głównej KWK „Jankowice” w odległości 36 m od zlikwidowanego w 2000 roku szybu I. W skład kompleksu szybu 8 wchodzą:

- rura szybowa o średnicy 8,5 m z podszybiami na poziomie, 400 m, 565 m, 700 m, 880 m w budowie oraz docelowo 1070 m,
- wieża basztowa stalowa czterosłupowa o wysokości 62 m,
- budynek nadszybia w konstrukcji stalowej,
- rozdzielnia główna 6 kV RG-2,
- inne obiekty jak obiegi wozów, zbiornik przeciwpożarowy, dojście załogi z istniejącej lampowni, infrastruktura zewnętrzna.

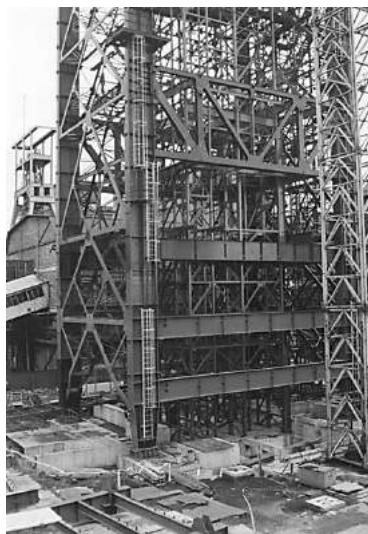
Szyb 8 jest szybem wdechowym, materiałowo-zjazdowym, dwuprzedsziałowym, z urządzeniami wyciągowymi do głębokości 700 m (docelowo 1070 m).

Obecnie uruchomione jest urządzenie wyciągowe w przedziale wschodnim, który wyposażony jest w klatkę 2-piętrową wielkogabarytową z przeciwiężarem oraz przedział zachodni wyposażony w dwie klatki 4-ro piętrowe.

17.3.2 Szyb 8 – rys historyczny

Roboty związane z budową szybu 8 rozpoczęto otworem badawczym do głębokości 155 m. W okresie od września 1986 roku do kwietnia 1987 r. wykonano palowanie pod ostateczną wieżę szybową i nadszybie. Wykonano 247 sztuk pali typu Franki dla wieży i 48 sztuk pali dla nadszybia. Wiercenie otworów mrożeniowych wykonano w okresie od lutego do sierpnia 1987 roku, a mrożenie górotworu do głębokości 115 m trwało od listopada 1987 r. do września 1988 r. Głębienie szybu rozpoczęto w listopadzie 1987 r., a zakończono w sierpniu 1991 r. Szyb zgłębiono do

głębokości 731,31 m od zrębu szybu, równocześnie wykonując wlot jednostronny na poziomie 250 m i wloty dwustronne na poziomach 400, 565 i 700 m. Ostateczną obudowę szybu wykonano jako betonową o grubości 0,4 m do 0,7 m. Zbrojenie szybu wykonano w okresie od września 1991 r. do września 1993 r. Na odcinku rury szybowej od poziomu 10 m do poziomu 565 m zabudowano kompletne zbrojenie z przedziałem drabinowym, stacją nawrotu lin oraz sztucznym rząpiem poniżej poziomu 565 m. Od poziomu 565 m do poziomu 700 m zbrojenie zrealizowano w zakresie dźwigarów głównych i prowadników dla przeciwickęzaru w przedziale wschodnim. Ze względów wentylacyjnych odcinek rury szybowej poniżej poziomu 565 m został na przełomie lat 1992-1993 zalany wodą z rurociągu przeciwpożarowego. W październiku 1993 r. z powodu braku środków finansowych przerwano realizację zadania na okres ponad 1-go roku. W okresie od lutego 1995 roku do października 1998 r. ze względu na małe nakłady finansowe na realizację tego zadania wykonano jedynie roboty przygotowawcze i fundamenty żelbetowe wieży basztowej oraz budynku nadszybia. W 1999 r. i pierwszej połowie 2000 r. realizowano dostawę konstrukcji stalowej wieży i nadszybia, a w okresie kwiecień-sierpień 2000 r. montaż konstrukcji. Montaż konstrukcji wieży szybu 8 przedstawiają fotografie (rys. 17.2).



Rys. 17.2 Montaż konstrukcji wieży szybu 8 – widok części dolnej i z góry

Zasadnicza część konstrukcji tj. stropy w wieży i budynku nadszybia, dach, ściany osłonowe zostały wykonane do końca 2001 r. W październiku 2001 r. rozpoczęto prace przygotowawcze do dozbrojenia szybu 8. W miesiącu lutym 2002 r. rozpoczęto odtapianie zalanego odcinka szybu poniżej poziomu 565 m oraz rozpoczęte zostały roboty dozbrojeniowe w szybie od poziomu 565 m do rząpia szybu tj. poziomu 731,31 m. Roboty zakończono w lipcu 2002 r. Od sierpnia 2002 r. przystąpiono do zabudowy rurociągów oraz kabli. Roboty dozbrojeniowe prowadzone w szybie 8 wraz z likwidacją zaplecza technicznego niezbędnego do ich przeprowadzania zakończono we wrześniu 2003 r. Po zakończeniu robót dozbrojeniowych przystąpiono do montażu maszyny wyciągowej dla górnictwa wyciągu szybowego szybu 8. W styczniu 2004 r. zakończono

prace montażowe części mechanicznej i rozpoczęto montaż w zakresie części elektrycznej. W tym samym czasie przystąpiono do zabudowy urządzeń przyszybowych na zrębie szybu i na poziomie 565 m. W czerwcu 2004 r. uruchomiono maszynę wyciągową na tak zwane „wolne koło”. Na przełomie czerwca i lipca 2004 r. zostały wprowadzone naczynia dla przedziału wschodniego oraz założono liny nośne i wyrównawcze, co pozwoliło uruchomić górniczy wyciąg szybowy szybu 8 przedziału wschodniego jako wyciąg technologiczny do zabudowy sygnalizacji szybowej. We wrześniu kopalnia uzyskała zezwolenie na ruch górnego wyciągu szybowego w przedziale wschodnim, natomiast w pierwszej połowie 2006 roku zezwolenie na ruch górnego wyciągu szybowego w przedziale zachodnim.

17.3.3 Sztuczne dno – umożliwienie pogłębiania szybu pod czynnym szybem

Wejście z robotami bezpośrednio pod istniejący szyb 8 bez konieczności wstrzymywania ruchu górniczych wyciągów szybowych oraz wyłączania czynnej infrastruktury szybu, umożliwione zostało przez zabudowanie sztucznego dna. Aby spełnić wymagania załącznika nr 4 do Rozporządzenia MG z dnia 28.06.2002 r. pkt. 5.15.11. należało przyjąć, że przedmiotowe sztuczne dno zamortyzuje upadek z wysokości 772,5 m jednostki transportowej wraz z ładunkiem o ciężarze 18 Mg (maks. masa możliwa do załadunku w klatce) oraz zabezpieczy przepływ powietrza w ilości 1300 m³/min. Z uwagi na przyjęte do obliczeń wartości obciążen, znacznie przewyższające dotychczas stosowane rozwiązania, należało zastosować nową konstrukcję sztucznego dna szybu. Zostało to rozwiązane przez zastosowanie konstrukcji nośnej osadzonej w obudowie szybu, stanowiącej gniazda montażowe dla elementów składowych membrany składającej się z poziomego rzędu strun siedmiodrutowych o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych, które krzyżują się w pionie z następnym rzędem strun. Sztuczne dno zostało wykonane z 3 stalowych pierścieni z kształtownika HEB-500, pomiędzy którymi rozciągnięto 420 szt. strun na każdym pierścieniu tj. łącznie 1260 szt. Połączenie strun z konstrukcją nośną zrealizowano za pomocą głowic samozaciskowych. Górnego pierścienia pokryty został na całej powierzchni blachą o grubości 10 mm. Zabudowę sztucznego dna przedstawia fotografia (rys. 17.3).

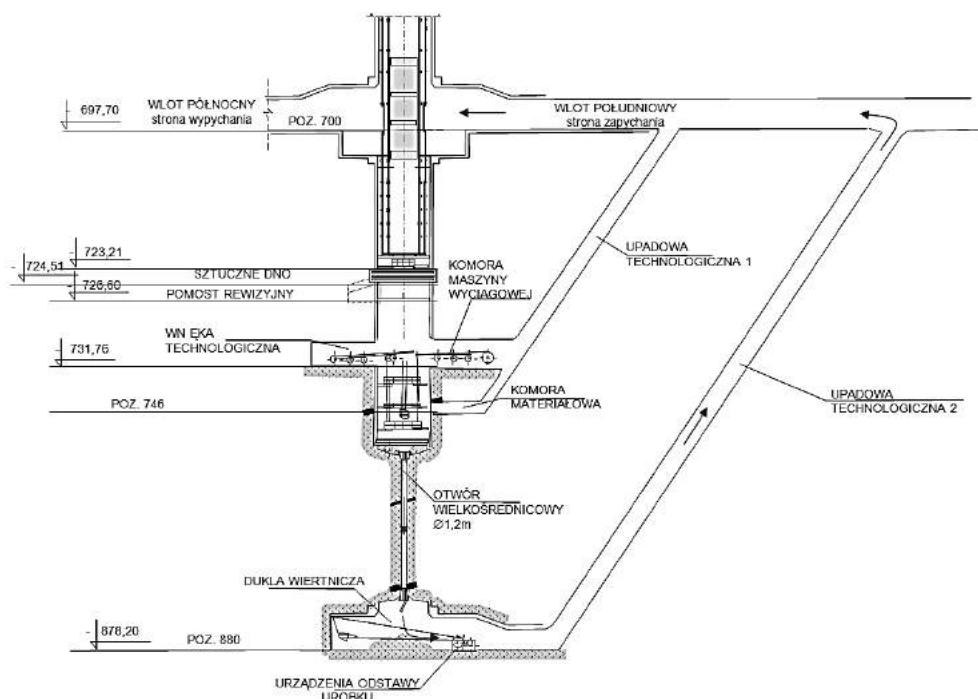


Rys. 17.3 Zabudowa sztucznego dna

17.3.4 Wyrobiska technologiczne – umożliwienie rozpoczęcia pogłębiania.

W 2008 roku wybrano wykonawcę projektu koncepcyjnego budowy poziomów 880 i 1070 m oraz projektu techniczno-technologicznego pogłębiania szybu do głębokości 1103,0 m. Projekt koncepcyjny zakładał wykonanie wyrobisk technologicznych tj. upadowej technologicznej 2 do poziomu 880 m przeznaczonej dla odstawy urobku spod projektowanego otworu wielkośrednicowego oraz upadowej technologicznej 1 do poziomu 731 m, komory maszyny wyciągowej i chodnika materiałowego na poziomie 746 m.

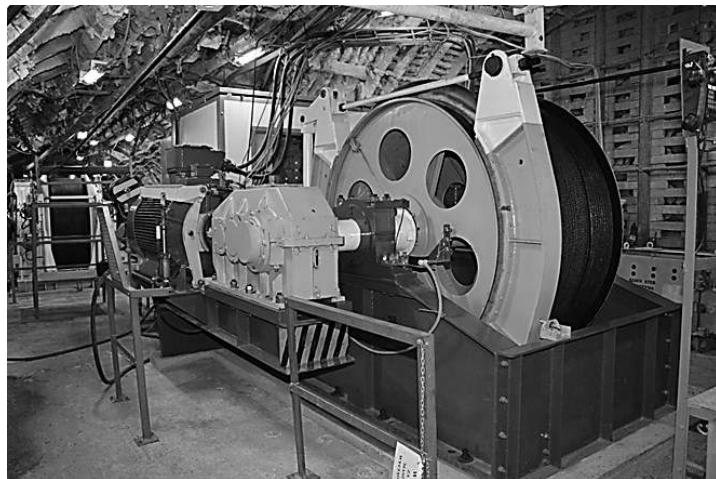
W listopadzie 2010 r. rozpoczęto realizację wyrobisk technologicznych tj.: upadowej technologicznej 1, chodnika materiałowego, komory maszyny wyciągowej i upadowej technologicznej 2 niezbędnych dla pogłębiania szybu 8, które zakończone zostały w styczniu 2013 r. Następnie prowadzone były prace związane z wykonaniem otworu wielkośrednicowego z poziomu 880 m do poziomu 731 m. Etap I pogłębiania szybu od poz. 731 m do 880 m przedstawia rysunek 17.4.



Rys. 17.4 Etap I pogłębiania szybu od poz. 731 m do 880 m

Celem wydrążenia upadowej technologicznej 1 było uzyskanie dostępu do szybu na poz. 731 m (komora maszyny wyciągowej) oraz do miejsca pogłębianego odcinka szybu na poz. 746 m (chodnik materiałowy). Komora maszyny wyciągowej wykonana została jako końcowy odcinek upadowej technologicznej 1. W upadowej technologicznej 1 i chodniku materiałowym prowadzony jest transport kruszywa do wykonania obudowy szybu oraz transport materiałów niezbędnych dla głębienia. W komorze maszyny wyciągowej zabudowane są dwie maszyny wyciągowe B-2000 Wolff i B-2000 AC, 4 wciągarki wolnobieżne typu KUBA-10 do zawieszenia w szybie pomostu wiszącego – ramy napinającej oraz 3 wciągarki wolnobieżne KUBA-10 do zawieszenia w

szylie odeskowania stalowego. Wyposażenie komory maszyny wyciągowej przedstawiono na fotografii (rys. 17.5).



Rys. 17.5 Komora maszyny wyciągowej – wyposażenie

Celem wydrążenia upadowej technologicznej 2 było uzyskanie dostępu do miejsca pogłębianego odcinka szybu na poz. 880 m (dukla wiertnicza, komora odstawy urobku, wlot ostateczny). Końcowy odcinek upadowej technologicznej 2 (w miejscu przecięcia z przewidzianym do pogłębiania odcinkiem szybu) wykonany został w obudowie ŁPP16/V32/4/A i w pierwszym okresie pełnił funkcję wnęki technologicznej dla wykonania otworu wielkośrednicowego od poz. 880 m do poz. 731 m, a następnie podczas pogłębiania szybu komory do gromadzenia i odstawy urobku spod otworu wielkośrednicowego. W upadowej technologicznej 2 zabudowane są trzy przenośniki taśmowe, przenośnik zgrzebłowy oraz ładowarka zgarniakowa. Dodatkowo w wyrobisku zabudowana jest kolejka spalinowa podwieszana przeznaczona do transportu ludzi i materiałów [2].

17.3.5 Szyb 8 – obecna realizacja

Kopalnia realizuje umowę „Pogłębianie szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 m do poziomu 1103,7 m z wykonaniem obudowy szybowej i dwoma dwustronnymi wlotami na poz. 880 m i 1070 m oraz zabudową zbrojenia szybowego dla KW S.A. Oddział KWK „Jankowice”.

Szyb 8 zostanie pogłębiony od poz. 731 m do głębokości 1103 m jako szyb o przekroju kołowym, o średnicy 8,5 m w świetle obudowy. Szyb pogłebiany jest metodą tradycyjną, urabianie górotworu prowadzone jest za pomocą materiałów wybuchowych, a urobek transportowany jest otworem wielkośrednicowym z poziomu 731 do poziomu 880 m. Dalszy odcinek szybu (do poziomu 1103 m) będzie drążony z odstawą urobku kubłem.

Podczas drążenia szybu wykonane zostaną dwustronne wloty na poziomie 880 m i 1070 w osi północ-południe o szerokości 8,6 m i wysokości 10,8 m (z piwnicami). Po ukończeniu, szyb 8 pełnił będzie funkcję szybu materiałowo-zjazdowego.

W I fazie pogłębiono odcinek szybu od poz. 731 m do 746 m oraz zabudowano pomost zrębowy, podciągi do zawieszenia końców lin pomostu wiszącego – ramy napinającej i pomost rewizyjny podciągów oraz pomost kół linowych. Pogłębianie szybu od poz. 731,76 m do poz. 746 m prowadzone było metodą zwykłą krótkimi odcinkami z wznoszeniem obudowy ostatecznej betonowej odpowiadającej wysokości odeskowania stalowego równego 2,15 m. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku wynosi 0,5 m. Roboty strzałowe prowadzone były przy ograniczonym do 1,2 m zabiorze, który wynikał z bezpośredniej bliskości zabudowanego pomostu rewizyjnego sztucznego dna i urządzeń w komorze maszyny wyciągowej. Na tym etapie wybieranie urobku z dna szybu wykonywane było ręcznie za pomocą łopat lub z wykorzystaniem sprężonego powietrza (dmuchawy). Urobek trafiał do otworu wielkośrednicowego poprzez kosz zabezpieczający, a następnie odbierany był przy pomocy ładowarki zgarniakowej.

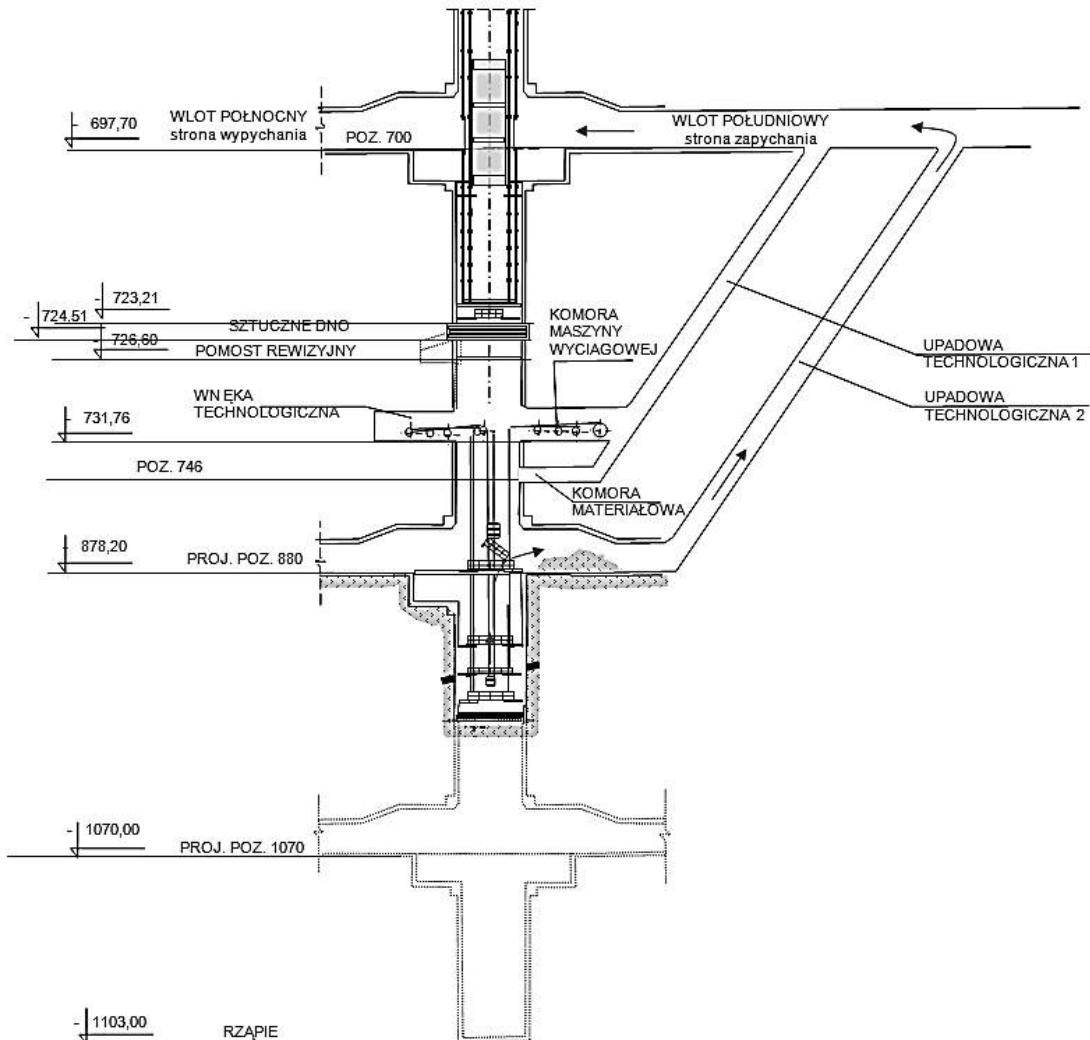
Na odcinku szybu od poz. 746 m do poz. 751 m dodatkowo została wykonana metodą z góry w dół piwnica w chodniku materiałowym dla potrzeb zabudowy punktu betonacyjnego. Cały odcinek został również wykonany metoda zwykłą krótkimi odcinkami z wznoszeniem obudowy ostatecznej betonowej. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku wynosi od 0,5 m do 0,6 m. Roboty strzałowe i wybieranie urobku z dna szybu wykonywane były analogicznie jak w I fazie. Beton potrzebny do wykonania odcinka rury szybowej od poz. 731 m do 762 m wytwarzany był za pomocą urządzenia WUBET – 400, które wytwarzało jednorazowo 0,4 m³ betonu.

W kolejnej fazie tj. od poz. 762 m do 880 m, szyb wykonywany jest tą samą metodą z taką różnicą, że wykorzystywany jest punkt betonacyjny zlokalizowany w piwnicy chodnika materiałowego. Od tego momentu jednorazowo wytwarzany jest 1,0 m³ betonu, który podawany jest z punktu betonacyjnego bezpośrednio za odeskowanie stalowe za pomocą węża betonacyjnego. Grubość obudowy betonowej na tym odcinku waha się od 0,5 m do 0,8 m.

W trakcie drążenia tego odcinka zabudowano pomost wiszący ramy napinającej, pomost do załadunku masy betonacyjnej oraz pomost bezpieczeństwa na poz. 761 m. Oddano także do ruchu drugi górniczy wyciąg szybowy co wyeliminowało przedział drabinowy jako drogę ewakuacji załogi z dna szybu. Zgodnie z wymaganiami przepisów drążenie szybu z wykorzystaniem górnictwa wyciągu szybowego bez prowadzenia naczyń mogło być prowadzone maksymalnie 70 m poniżej pomostu roboczego poz. 746 m (do czasu zabudowy pomostu wiszącego ramy napinającej), dlatego zabudowano go przed osiągnięciem poz. 800 m. Pomost służy bezpośrednio do pogłębiania szybu jak i montażu rurociągów, lutniociągów oraz wszelkich prac awaryjnych. Pomost wiszący-rama napinająca zaprojektowany został jako pomost dwupodestopowy (odległość między podestopami wynosi 7,0 m). Na pomoście zostały zabudowane kołowroty pneumatyczne KCH-9 do podwieszenia szybowych ładowarek chwytakowych GRYF-1P, kosza zabezpieczającego otwór wielkośrednicowy oraz rozdzielnika do sprężonego powietrza. Dodatkowo zabudowana jest zsypnia do betonu wraz z rozdzielaczami betonu.

Obecnie szyb 8 jest zgłębiony do poz. około 870 m i trwają prace związane z wykonaniem wlotu do szybu na poz. 880 m.

Etap II pogłębiania szybu od poz. 880 m do 1103 m przedstawia rysunek 17.6.



Rys. 17.6 Etap II pogłębiania szybu od poz. 880 m do 1103 m

Po pogłębieniu szybu do poz. 880 m i wykonaniu wlotu ostatecznego na poz. 880 m zabudowany zostanie pomost roboczy na poz. 880 m wraz z konstrukcją wysypu. Pogłębianie szybu poniżej poz. 880 m prowadzone będzie w podobny sposób jak powyżej z tą różnicą, że urobek z dna szybu ładowany będzie do kubła urobkowego, w którym wyciągany będzie nad wysyp, skąd po wysypaniu z kubła transportowany będzie przenośnikami. Pierwsze 20 m pogłębiania poniżej poz. 880 m prowadzone będzie z pomostem wiszącym – ramą napinającą rozpartą nad wlotem. Po osiągnięciu dnem szybu żądanej głębokości pomost roboczy na poz. 880 m oraz konstrukcja wysypu zostaną zdemontowane, a ich konstrukcje zostaną złożone we wlotach. Po przemieszczeniu pomostu wiszącego poniżej poziomu spągu wlotu pomost roboczy oraz konstrukcja wysypu zostaną ponownie zmontowane. Następnie w opisany wcześniej sposób szyb zostanie pogłębiony do końcowej głębokości 1103 m. W trakcie drążenia wykonany zostanie wlot ostateczny na poz. 1070 m [3].

17.4 PODSUMOWANIE

Pogłębianie szybu 8 jest niezbędne dla dalszego prawidłowego funkcjonowania kopalni oraz umożliwi budowę poziomów wydobywczych 880 m i 1070 m co pozwoli uniknąć uciążliwej, wymagającej odstępstwa WUG eksploatacji podpoziomowej.

Zasoby operatywne, możliwe do wyeksploatowania po udostępnieniu złoża na poziomie 880 m wynoszą około 58 mln ton, co przedłuży żywotność kopalni po roku 2019 o kolejne 18 lat. Ostatnim poziomem dokumentowania zasobów jest poziom 1150 m, który po udostępnieniu uwalnia zasoby operatywne wynoszące około 93 mln ton. Wielkość i jakość zasobów zalegających poniżej najniższego obecnie poziomu 700 m uzasadnia podjęcie działań związanych dla ich udostępnienia i zagospodarowania. Budowa poziomu 880 m pozwoli na stabilne prowadzenie działalności górniczej w obrębie eksploatacji zasobów udokumentowanych poniżej poziomu 700 m w sytuacji ubytku zasobów z czynnych poziomów 565 m i 700 m.

LITERATURA

1. Plan rozwoju oddziału KWK „Jankowice” na lata 2015-2030.
2. Projekt techniczno-technologiczny pogłębiania szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 m do poz. 1103,70 m KW S.A. Oddział KWK „Jankowice”.
3. Technologie wykonywania robót.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016

Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

mgr inż. Stanisław Konsek, mgr inż. Krzysztof Maciończyk, mgr inż. Michał Menzyk
Kompania Węglowa S.A. KWK „Jankowice”
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: s.konsek@kwsa.pl; k.macionczyk@kwsa.pl; m.menzyk@kwsa.pl

**POGŁĘBIANIE SZYBU 8 KWK „JANKOWICE”
PERSPEKTYWĄ ROZWOJU KOPALNI PO 2020 ROKU**

Streszczenie: Szyb 8 jest zasadniczym elementem modelu kopalni i oddanie go do eksploatacji umożliwiło likwidację szybu 6 łącznie z infrastrukturą oraz odblokowało zasoby uwięzione w filarze ochronnym. Głębienie szybu o średnicy 8,5 m rozpoczęto w listopadzie 1987 r., a zakończono w sierpniu 1991 r. Szyb zgłębiono do głębokości 731,76 m od zrębu szybu, równocześnie wykonując wlot jednostronny na poziomie 250 m i wloty dwustronne na poziomach 400 m, 565 m i 700 m. We wrześniu 2004 roku kopalnia uzyskała zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale wschodnim, natomiast w pierwszej połowie 2006 roku zezwolenie na ruch górniczego wyciągu szybowego w przedziale zachodnim. W 2008 roku wybrano wykonawcę projektu koncepcyjnego budowy poziomów 880 i 1070 m oraz projektu techniczno-technologicznego pogłębiania szybu do poziomu 1103,7 m. W listopadzie 2010 r. rozpoczęto realizację wyrobisk technologicznych niezbędnych dla pogłębiania szybu 8, które zakończone zostały w styczniu 2013 r. Następnie prowadzone były prace związane z wykonaniem otworu wielkośrednicowego z poziomu 880 m do poziomu 731,76 m. Obecnie kopalnia realizuje umowę „Pogłębianie szybu 8 na odcinku od poz. 731,76 m do poziomu 1103,7 m z wykonaniem obudowy szybowej i dwoma dwustronnymi wlotami na poz. 880 m i 1070 m oraz zabudową zbrojenia szybowego dla KW S.A. Oddział KWK Jankowice”.

Słowa kluczowe: szyb, budowa, pogłębianie, zasoby, przyszłość

**DEEPENING THE 8 SHAFT OF „JANKOWICE” COAL MINE
AS A PERSPECTIVE OF DEVELOPENING THE MINE AFTER 2020**

Abstract: The 8 shaft is the fundamental element of a mine model and putting it into operation would make it possible to eliminate the 6 shaft including the infrastructure and unblock resources being trapped in a protective pillar. The process of deepening the shaft with 8,5 m diameter was started in November 1987 and finished in August 1991. The shaft has been 731,76 m deep – from the shaft framework, simultaneously a single-sided inlet at the level of 250m and double-sided inlets at the levels of 400 m, 565 m and 700 m has been done. In September 2004, the mine obtained permission to shaft hoisting motion in the eastern range whereas in the first half of 2006 in the western range. In 2008 the contractor for the conceptual project of building levels 880 and 1070 m as well as technical and technological project of shaft deepening to 1103,7 m level was chosen. In November 2010, the realisation of technological excavations indispensable to 8 shaft deepening was started. These actions were finished in January 2013. Next, the work was ongoing, which was connected with a large-diameter hole drilling from 880 m level to 731,76 m level. Currently, the mine is performing the contract “Deepening the 8 shaft on measuring distance from 731,76 m level to 1103,7 m level, together with making a shaft housing and two double-sided inlets on 880 m level and 1070 m level, and also inbuilding shaft reinforcement for the Coal Mine joint-stock company, Branch Jankowice Coal Mine”.

Key words: shaft, building, deepening, resources, future

18

OCENA SKUTECZNOŚCI KLIMATYZACJI WYROBISK GÓRNICZYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

18.1 WSTĘP

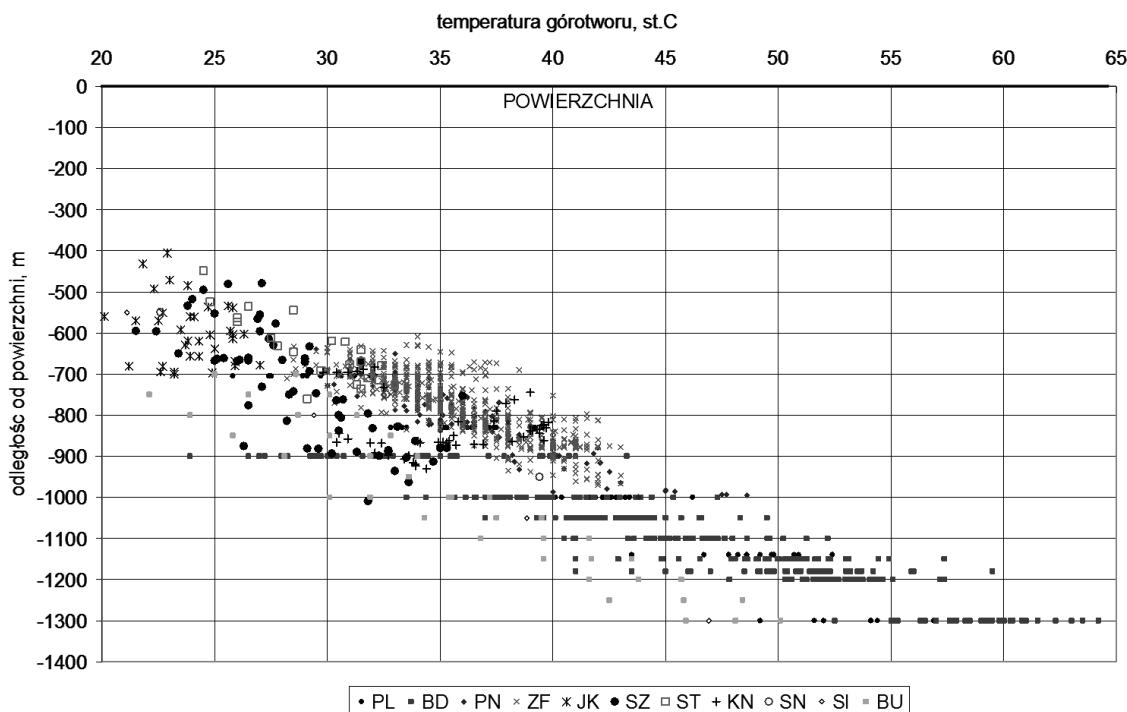
W wyrobiskach podziemnych, którymi przepływa powietrze występują naturalne i technologiczne źródła dopływu strumienia ciepła. W wyniku tego w wyrobiskach podziemnych występują wysokie temperatury, co po uwzględnieniu równie wysokiej wilgotności powietrza powoduje znaczne pogorszenie warunków klimatycznych. Powoduje to obniżenie takich funkcji organizmu człowieka, jak zdolność percepacji, koncentracji, uwagi, spostrzegawczości. Ten niekorzystny wpływ temperatury i wilgotności na organizm ludzki określamy pojęciem zagrożenia klimatycznego.

W wyrobiskach podziemnych występują naturalne i technologiczne źródła dopływu ciepła. W wyniku tego w wyrobiskach podziemnych występują wysokie temperatury, co po uwzględnieniu równie wysokiej wilgotności powietrza powoduje znaczne pogorszenie warunków klimatycznych. Powoduje to obniżenie takich funkcji organizmu człowieka, jak zdolność percepji, koncentracji, uwagi, spostrzegawczości. Ten niekorzystny wpływ temperatury i wilgotności na organizm ludzki określamy jest pojęciem zagrożenia klimatycznego.

O zagrożeniu klimatycznym w wyrobiskach podziemnych decydują parametry powietrza kopalnianego. Poprzez powietrze kopalniane rozumie się strumień powietrza atmosferycznego wpływający szybami wdechowymi na dół kopalni i przepływający wyrobiskami podziemnymi do szybu wydechowego. Podczas przepływu przez wyrobiska parametry fizyczne i skład powietrza ulegają zmianie.

Zmiany temperatury powietrza kopalnianego zachodzą na skutek procesów sprężania powietrza w polu sił ciężkości, wymiany ciepła i wilgoci pomiędzy górotworem i lokalnymi, dodatkowymi źródłami ciepła, a przepływającym powietrzem. Dodatkowe źródła ciepła stanowią przede wszystkim maszyny i urządzenia a w szczególności napędy elektryczne i spalinowe. Największy wpływ na zmianę temperatury posiada wymiana ciepła pomiędzy powietrzem a otaczającym wyrobiska podziemne skałami [3, 9, 14]. Charakter oraz intensywność tej wymiany zależy od wielu czynników, z których główną rolę odgrywa głębokość zalegania i związana z nią temperatura pierwotna skał (rys. 18.1). Droga przepływu powietrza z powierzchni do

stanowisk pracy pod ziemią, podczas której dochodzi do wymiany ciepła i wilgoci, wynosi nawet kilka kilometrów [6, 7, 11, 12].



Rys. 18.1 Zmiana temperatury górotworu z głębokością dla Kopalń GZW

Strumień ciepła dopływający do powietrza z odsłoniętych skał odbywa się poprzez konwekcję, parowanie wilgoci oraz promieniowanie.

Oprócz temperatury pierwotnej górotworu o wielkości strumienia ciepła dopływającego od górotworu decydują również następujące czynniki [11, 12, 14]:

- własności termofizyczne skał (gradient geotermiczny, pojemność cieplna skał, współczynnik przewodnictwa cieplnego skał, itp.),
- temperatura przepływającego powietrza i jej zmiany w czasie,
- wymiary geometryczne wyrobisk,
- prędkość przepływu powietrza i czas przewietrzania wyrobiska,
- straty ciśnienia powietrza w wyrobiskach.

O bezpośrednim stanie zagrożenia klimatycznego decyduje również właściwe planowanie wyrobisk podziemnych, transportu uroaktu i lokalizacji urządzeń elektrycznych oraz racjonalna wentylacja wyrobisk w aspekcie minimalizacji ogrzewania powietrza dopływającego do stanowisk pracy.

Zapewnienie stabilnych w czasie parametrów mikroklimatu drogą wentylacji wyrobisk jest trudne do uzyskania.

W najbliższej przyszłości należy się liczyć z dalszym pogarszaniem się warunków klimatycznych w polskich kopalniach w wyniku zwiększenia koncentracji wydobycia oraz z eksploatacją na coraz głębszych poziomach.

18.2 ROZWIĄZANIA KLIMATYZACJI PODZIEMNYCH WYROBISK GÓRNICZYCH

Przy konieczności chłodzenia znacznej ilości miejsc pracy na dole kopalni i zapotrzebowaniu na większe mocy chłodnicze stosuje się agregaty chłodnicze, które są usytuowane na powierzchni lub pod ziemią. W miarę wzrostu ilości maszyn klimatyzacyjnych instalowanych na dole w kopalni osiąga się również granicę, powyżej której nie można już odprowadzić ciepła skraplania do zużytego prądu powietrza. W takiej sytuacji ciepło skraplania musi być odprowadzane za pomocą wody na powierzchnię [1, 2, 6, 7, 11].

W technice klimatyzacji kopalń występują obecnie dwie tendencje:

- stosowanie klimatyzacji lokalnej lub grupowej poprzez instalowanie maszyn klimatyzacyjnych mniejszej mocy w bezpośrednim sąsiedztwie oddziałów wydobywczych,
- stosowanie klimatyzacji centralnej poprzez instalowanie maszyn klimatyzacyjnych o dużych mocach chłodniczych na powierzchni lub maszyn klimatyzacyjnych na dole w centralnym miejscu kopalni i transportujących „chłód” do oddziałów wydobywczych.

W większości kopalń podziemnych następuje etapowy wzrost zagrożenia klimatycznego związanego z koniecznością wybierania złoża na coraz niższych poziomach głębokościowych [1, 6, 9, 11, 12].

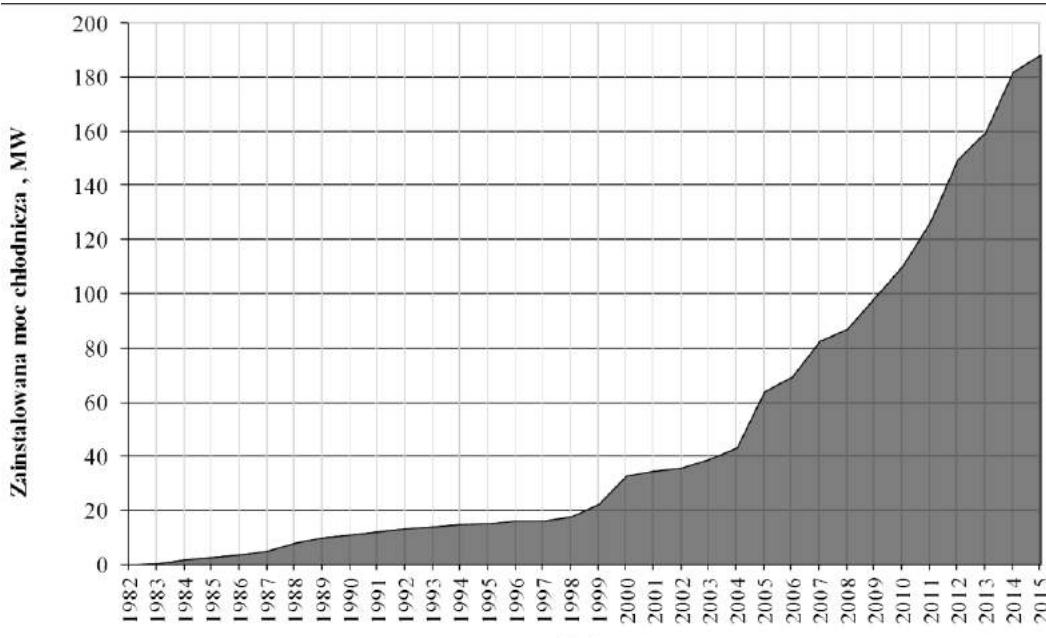
Przy zwiększającym się zapotrzebowaniu mocy chłodniczych w górnictwie podziemnym wykorzystuje się różne układy klimatyzacji. Z uwagi na lokalizację urządzeń klimatyzacyjnych wyróżnić można trzy układy klimatyzacji wyrobisk podziemnych:

- klimatyzację lokalną,
- klimatyzację grupową,
- klimatyzację centralną.

W wymienionych układach klimatyzacji wykorzystuje się urządzenia chłodnicze, które w zależności od czynnika pośredniczącego w wymianie ciepła (chłodziwa) można podzielić na:

- urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania,
- urządzenia chłodnicze pośredniego działania schładzające wodę (temperatura wody schładzanej 1,5-5°C),
- urządzenia wytwarzające lód (wykorzystywany następnie do produkcji wody lodowej lub zawiesiny lodowej),
- urządzenia chłodnicze wytwarzające zawiesinę lodową (czasem zwaną również lodem zawiesinowym lub lodem binarnym) [4, 6, 8, 9].

W polskich kopalniach podziemnych wykorzystywane są urządzenia chłodnicze bezpośredniego działania i urządzenia chłodnicze pośredniego działania do schładzania wody. Wg stanu na koniec 2015 roku w polskich kopalniach węgla kamiennego całkowita zainstalowana moc urządzeń chłodniczych wynosiła 186 MW_{ch}. (rys. 18.2).



Rys. 18.2 Moc chłodnicza w polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 1982-2014

18.3 OCENA EFEKTYWNOŚCI KLIMATYZACJI

18.3.1 Metodyka badań

Celem przeprowadzonych badań układów klimatyzacji grupowej i centralnej w kopalniach węgla kamiennego była ocena efektywności działania klimatyzacji grupowej i centralnej oraz określenie możliwości jej poprawy.

Realizacja przedstawionego wyżej celu obejmowała:

- pomiary strumienia ciepła odbieranego w chłodnicach powietrza,
- pomiary przepływu wody i ocena stanu instalacji rurociągów wody lodowej oraz wody chłodzącej (w przypadku klimatyzacji grupowej),
- pomiary wydajności chłodniczej agregatów wody lodowej (w przypadku klimatyzacji grupowej) oraz mocy chłodniczej dostarczanej z powierzchniowych stacji klimatyzacji centralnych,
- ocenę stanu technicznego instalacji,
- określenie kierunków poprawy efektywności działania klimatyzacji.

Przeprowadzone pomiary dotyczyły 62 chłodnic powietrza oraz skraplaczy urządzeń bezpośredniego działania, kontroli parametrów wody lodowej w sieci rurociągów oraz, w przypadku klimatyzacji grupowej, parametrów pracy agregatów chłodniczych i wyparnych chłodnic wody. Pomiary przeprowadzono w 6 kopalniach węgla kamiennego.

Wymiana ciepła w chłodnicach przeponowych związana jest z bilansem entalpii czynników przepływających po obu stronach przepony, którymi są powietrze kopalniane oraz chłodziwo. Chłodziwem była woda lodowa doprowadzana i odprowadzana siecią rurociągów.

Efektywność tego procesu zależy od parametrów powietrza i wody lodowej na wejściu do chłodnicy powietrza.

Uzyskiwana moc chłodnicza chłodnic powietrza \dot{Q}_{ch} jest związana z bilansem entalpii powietrza i wody. Bilans ten można przedstawić następującą zależnością:

$$\dot{Q}_{ch} = H_2 - H_1 - H_{skr} + \dot{Q}_{str} = H_{H_2o-2} - H_{H_2o-1} \quad (18.1)$$

gdzie:

H_1 – entalpia powietrza na wlocie do chłodnicy (za wentylatorem lutniowym),

H_2 – entalpia powietrza na wylocie do chłodnicy (z uwzględnieniem entalpii ewentualnym kropel wynoszonych przez wypływające z chłodnicy powietrze),

H_{skr} – entalpia wykroplonej pary wodnej (odprowadzanej z chłodnicy niezależnie od kropel w powietrzu wypływającym),

\dot{Q}_{str} – strumień cieplny wymieniony między płaszczyzną chłodnicy a otoczeniem,

H_{H_2o-1} – entalpia wody na wlocie do wężownicy chłodnicy,

H_{H_2o-2} – entalpia wody na wylocie z wężownicy chłodnicy.

Jeżeli uwzględnimy moc układu wentylator-chłodnica to moc chłodnicza \dot{Q} całego układu przedstawia się następująco:

$$\dot{Q} = \dot{Q}_{ch} - \dot{Q}_w \quad (18.2)$$

gdzie:

\dot{Q}_w – strumień ciepła dopływający do powietrza wlotowego od wentylatora.

W celu przeprowadzenia bilansu cieplnego chłodnic powietrza i wyznaczania entalpii konieczne było przeprowadzenie pomiaru temperatury i zawartości wilgoci w powietrzu przed i za chłodnicą oraz natężenia objętościowego przepływu powietrza. Podobnie dla bilansu entalpii wody konieczne było przeprowadzenie pomiaru temperatury wody na wlocie i wylocie z chłodnic powietrza oraz przepływu objętościowego wody [5, 10].

W celu oceny efektywności schładzania powietrza przeprowadzono pomiary następujących wielkości:

- temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego na wlocie do wentylatora chłodnicy,
- temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego na wylocie z chłodnicy,
- temperatury powietrza wg termometru suchego i wilgotnego pomiędzy wylotem wentylatora a wlotem do chłodnicy,
- prędkości średniej powietrza z przekroju poprzecznego wylotu z chłodnicy powietrza i wlotu do wentylatora chłodnicy,
- temperatury wody lodowej zasilającej i powrotniej (chłodnicę lub urządzenie chłodnicze bezpośredniego działania),
- ciśnienia atmosferycznego powietrza w miejscu zabudowy chłodnicy.

Pomiar prędkości wody lodowej w rurociągu był wykonywany na rurociągach nieizolowanych. Miejsca pomiaru prędkości wody w sieci rurociągów wody lodowej były dobierane w ten sposób, aby można było zbilansować rozpływ wody lodowej

w całej sieci rurociągów, oraz określić wydatek objętościowy wody lodowej przepływającej przez urządzenia chłodnicze.

Określenie strumienia objętości wody lodowej przepływającej przez chłodnice przeprowadzono na podstawie bilansu wody w rurociągach przed i za chłodnicami powietrza. Pomiar strumienia wody w rurociągach wykonano przy pomocy przepływowomierza ultradźwiękowego „ALFINE-PF220”. Przyrząd ten jest przeznaczony do bezinwazyjnych pomiarów przepływu wody i czystych cieczy płynących w rurociągach całkowicie wypełnionych. Wykorzystywany w pomiarach przyrząd jest przystosowany do pomiarów na rurociągach o średnicy od DN50 do DN1000.

Sondy pomiarowe były bezinwazyjnie montowane na powierzchni rurociągu. Sondy nie kontaktują się z ciecą płynącą, nie zatrzymują procesu oraz nie zakłócają przepływu, bez względu na ciśnienie cieczy w rurociągu. Rurociągu nie trzeba przecinać ani nawiercać. Urządzenie nie zawiera części ruchomych, nie powoduje spadku ciśnienia. Pomiar można prowadzić w rurociągach o dowolnym nachyleniu. Urządzenie pozwala na pomiar przepływu wody w rurociągach wykonanych z różnych materiałów (w tym stalowych oraz PE).

Pędkość przepływu cieczy płynącej w rurociągu jest wyznaczana na podstawie pomiaru różnicy pędkości rozchodzenia się fali ultradźwiękowej w kierunku zgodnym i przeciwnym do kierunku przepływu cieczy. Przepływ objętościowy cieczy jest wyznaczany na podstawie pędkości przepływu oraz zadanej średnicy wewnętrznej rurociągu.

Dla określenia wyznaczenia pędkości wody w rurociągu przy użyciu przepływowomierza „ALFINE-PF220” konieczne jest wyznaczenie rzeczywistej grubości ścianki rury. Do tego celu wykorzystano ultradźwiękowy miernik grubości TM-8811.

W pomiarach wykorzystano również wyniki z zabudowanych przez Kopalnię mierników przepływu po uprzednim sprawdzeniu strumienia objętości przyrządem „ALFINE-PF220”.

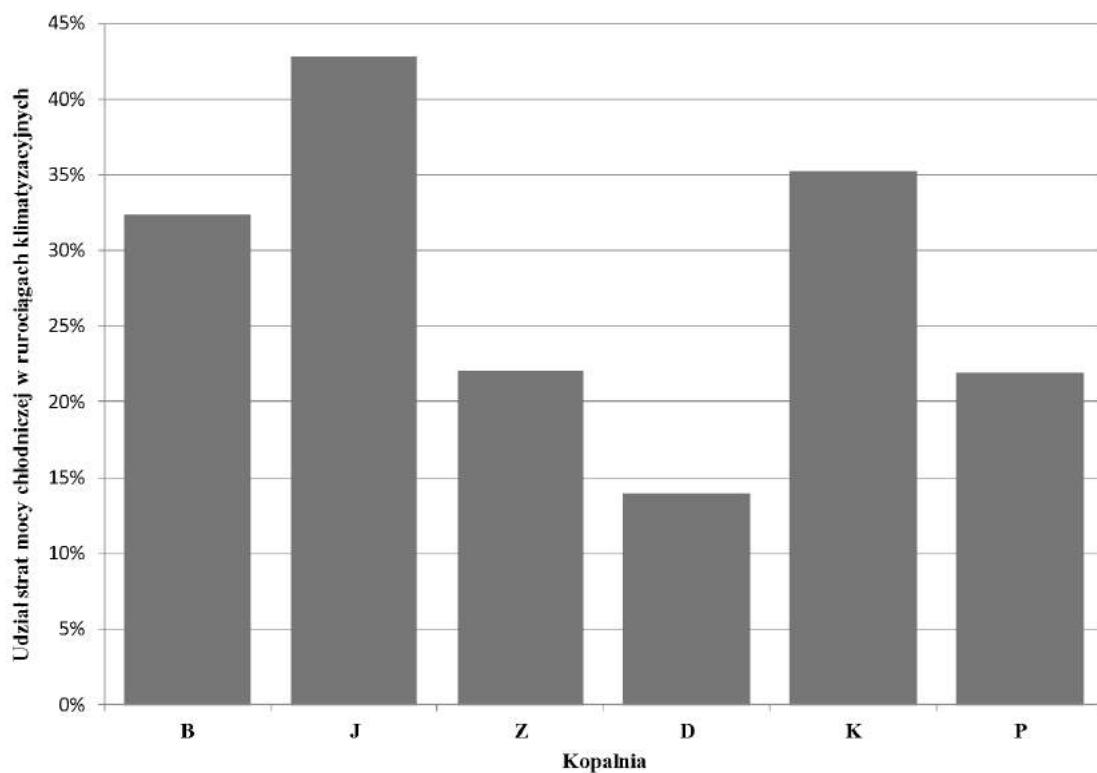
W trakcie pomiarów w większości Kopalń występowały przekroczenia dopuszczalnej temperatury powietrza 28°C według termometru suchego. Chłodnice powietrza nie uzyskiwały możliwie maksymalnych wydajności chłodniczych. Kopalnie nie wykorzystują w pełni posiadanej mocy chłodniczej z uwagi na słaby odbiór ciepła w chłodnicach. Dlatego w większości podłączają skraplacze urządzeń chłodniczych pogarszając wskaźnik efektywności wykorzystania wytwarzanej mocy chłodniczej.

Na podstawie przeprowadzonych pomiarów wyróżniono następujące podstawowe problemy we właściwej efektywności klimatyzacji:

- straty mocy chłodniczej w rurociągach,
 - problemy z uzyskiwaniem wymaganej mocy chłodniczej przez chłodnice powietrza oraz urządzenia chłodnicze,
 - problem z obniżeniem temperatury powietrza w kontekście wilgotności powietrza.
- Poniżej scharakteryzowano te problemy oraz podano ich przyczyny.

18.3.2 Wyniki badań straty mocy chłodniczej w rurociągach

Straty mocy chłodniczej w rurociągach istotnie wpływają na wartość mocy, którą można wykorzystać w rejonach. W projektach klimatyzacji centralnej i grupowej były one uwzględniane i generalnie w większości Kopalń nie są one znacznie większe niż zakładano. Niemniej jednak wynikają one częściowo z braku dbałości o stan izolacji rurociągów doprowadzających wodę lodową do chłodnic powietrza. Można przyjąć założenie, że straty chłodu w rurociągach nie są do końca stratami, gdyż rurociągi przejmują ciepło od powietrza, jednak przyczyniają się one do wzrostu temperatury wody na wlocie do chłodnic co obniża skuteczność schładzania powietrza. Należy również pamiętać, że straty chłodu w rurociągach są odwrotnie proporcjonalne do prędkości wody w rurociągach. W przypadku niskiej prędkości wody (poniżej $0,5 \text{ m/s}$) następuje większy dopływ strumienia ciepła od powietrza do wody niż przy wyższych prędkościach (powyżej $1,5 \text{ m/s}$). Należy przebudowywać rurociągi w rejonach w zależności od wymaganej liczby podłączanych chłodnic powietrza oraz uwzględniać opór sieci rurociągów w kontekście parametrów pracy pomp obiegowych [1, 5, 10]. Na rysunku 18.3 przedstawiono straty mocy chłodniczej w rurociągach w poszczególnych kopalniach.

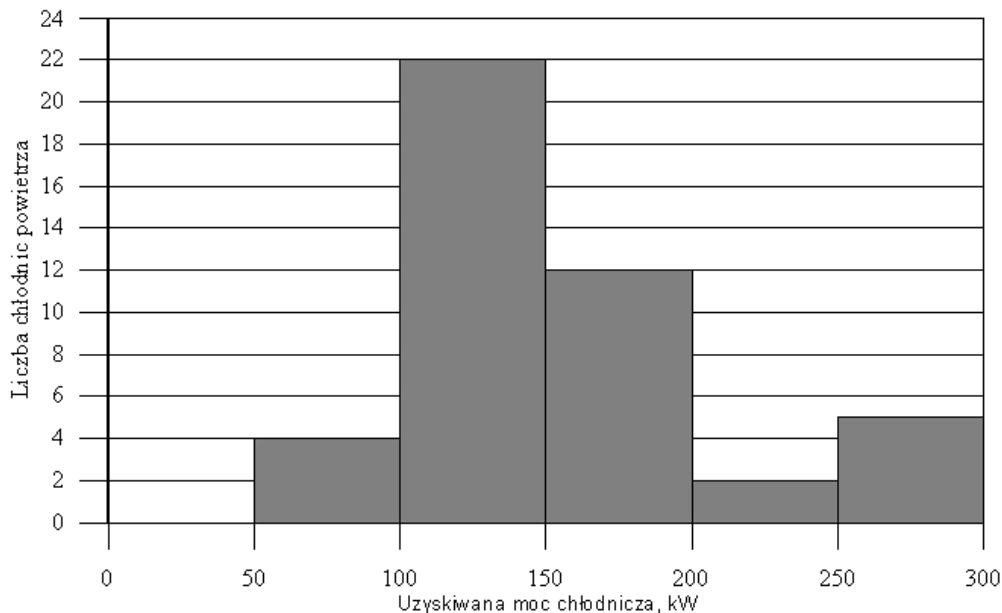


Rys. 18.3 Straty mocy chłodniczej w rurociągach w poszczególnych kopalniach

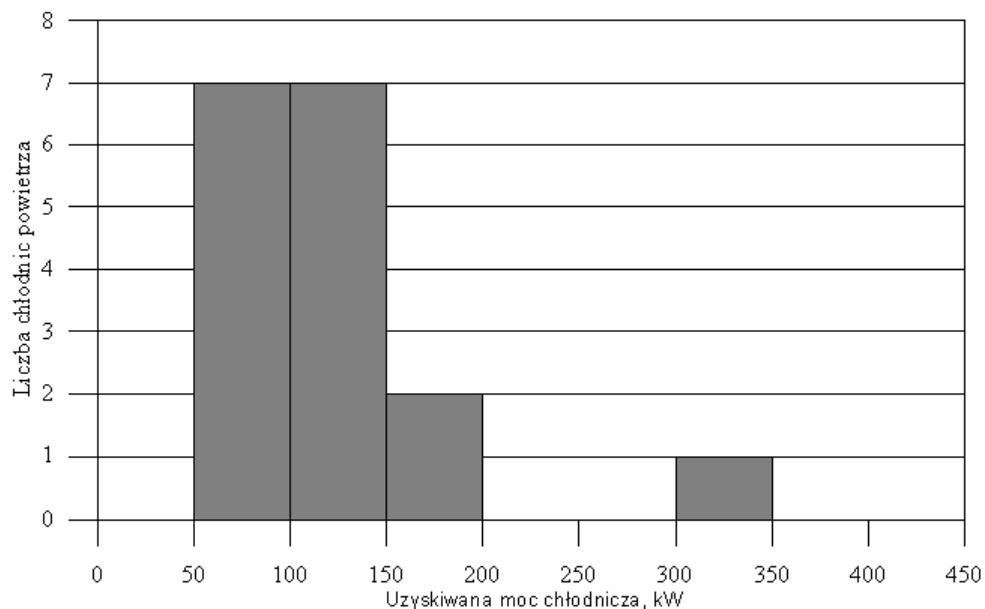
18.3.3 Wyniki badań – moc chłodnicza chłodnic powietrza oraz urządzeń chłodniczych

Tylko jedna chłodnica powietrza na 62 przebadane uzyskiwała wymaganą moc chłodniczą. Wśród przebadanych urządzeń 45 chłodnic miało moce podawane przez producentów w przedziale od 250 do 350 kW, natomiast chłodnic o mocach od 350 do

450 kW było 17. Na rysunkach 18.4 i 18.5 przedstawiono histogramy mocy uzyskiwanych przez chłodnice objęte audytem, przy czym rysunek 18.4 odpowiada chłodnicom o mocach podawanych przez producentów w przedziale od 250 do 350 kW, natomiast rysunek 18.5 odpowiada chłodnicom o mocach od 350 do 450 kW.



Rys. 18.4 Histogram mocy uzyskiwanych przez chłodnice objęte audytem (250-300 kW)



Rys. 18.5 Histogram mocy uzyskiwanych przez badane chłodnice (350-450 kW)

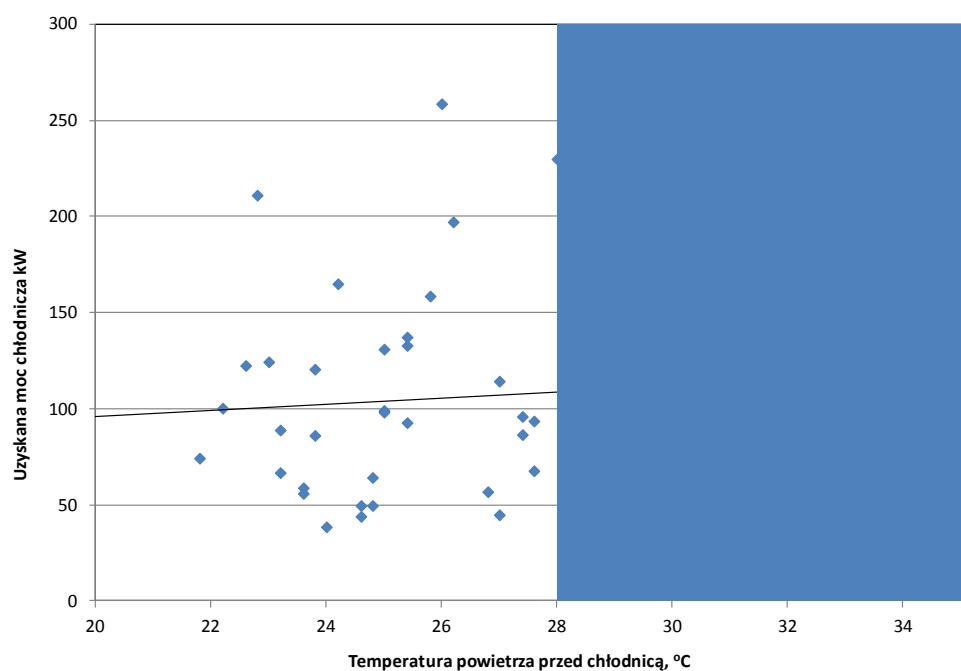
Urządzenia chłodnicze podłączone do klimatyzacji centralnej lub grupowej również nie uzyskiwały wymaganych wydajności chłodniczych.

18.4 PRZYCZYNY NISKIEJ MOCY CHŁODNIC POWIETRZA

18.4.1 Lokalizacja chłodnic powietrza i parametry czynnika chłodzącego

Przyczyny uzyskiwania niskiej mocy chłodnic powietrza są następujące:

- 1) W większości przypadków chłodnice były zlokalizowane w miejscu, gdzie temperatura powietrza przed chłodnicami była niższa od wartości określonych dla znamionowej mocy chłodnic. Chłodnice nie były w stanie odbierać ciepła od powietrza kopalnianego, a głównie odbierały ciepło od wentylatora przetaczającego powietrze. Chłodnice powietrza nie zawsze lokalizowane są w miejscach najwyższej temperatury, co jest związane głównie z warunkami technicznymi w rejonie ścian eksploatacyjnych oraz bieżącej przebudowy wraz z postępem ściany eksploatacyjnej. Chłodnice powinny być lokalizowane jak najbliżej wlotu do ściany i w lutniociągach zasadniczych w odległości nie większej niż 200 m od przodków chodnikowych, tak aby w miejscu ich lokalizacji temperatura powietrza zbliżona była do 28°C . Na rysunku 18.6 przedstawiono zależność mocy chłodnicy od temperatury powietrza przed chłodnicą.

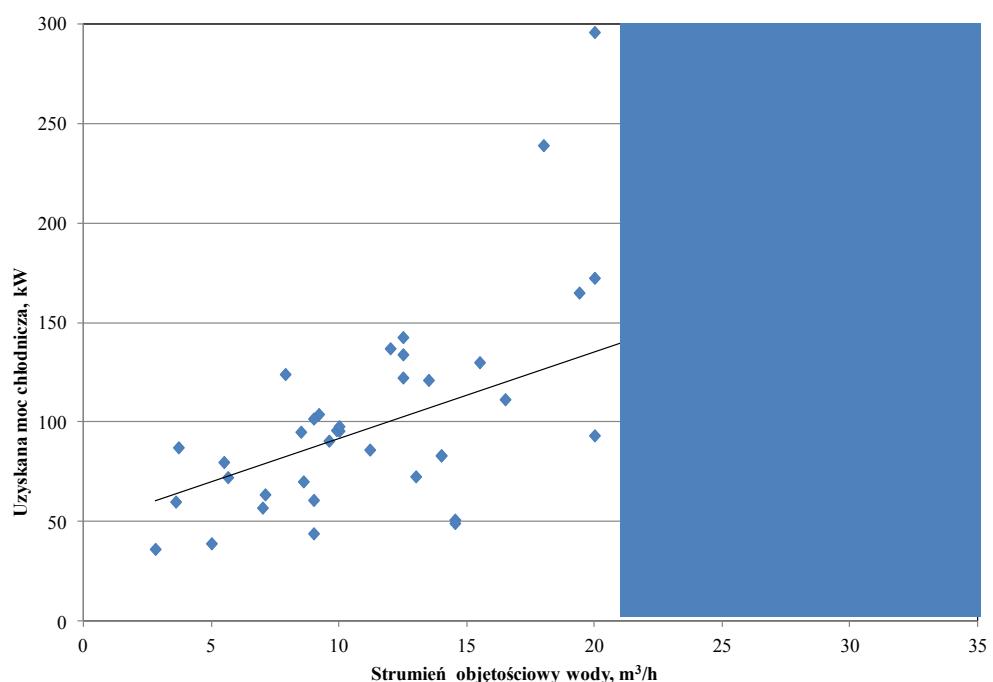


Rys. 18.6 Zależność mocy chłodnicy od temperatury powietrza przed chłodnicą

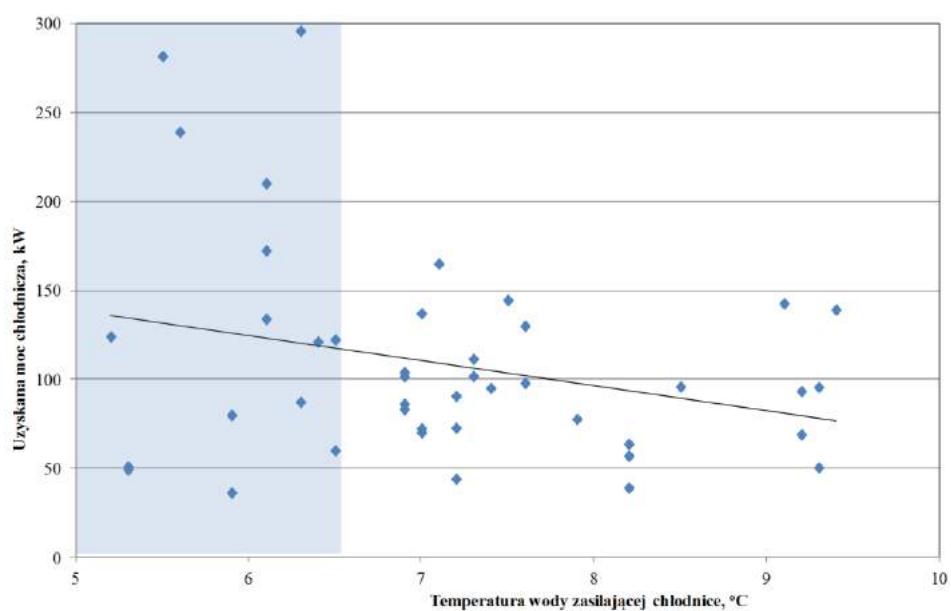
- 2) Strumienie ciepła odbierane w chłodnicach powietrza są niskie z uwagi na brak możliwości doprowadzenia do nich wody o wymaganym natężeniu przepływu. Często wynika to ze znacznego zawężenia przekroju poprzecznego rurociągów w wyniku występowania osadów związków mineralnych na powierzchni wewnętrznej rur, jak również z braku przebudowań rurociągów magistralnych wraz z rozwojem frontu eksploatacji w danej partii. Zbyt mały strumień dopływającej wody o stosunkowo wysokiej temperaturze powoduje, że chłodnice odbierają głównie ciepło do wentylatora i słabo obniżają temperaturę powietrza. Zbyt mały strumień

doprowadzanej wody wynika przede wszystkim z brak kontroli przepływu i regulacji rozprływu wody oraz braku przebudowy rurociągów. Na rysunku 18.7 przedstawiono zależność mocy chłodnicy od strumienia objętościowego wody.

- 3) Temperatura wody często przekracza 8°C na wlocie do chłodnic powietrznych wynika z rozbudowywania sieci rurociągów znacznie poza zakresem przewidywanym przez projekt techniczny. Przyczyną jest przede wszystkim brak kontroli i regulacji rozprływu wody. Na rysunku 18.8 przedstawiono zależność mocy chłodnicy od temperatury wody.



Rys. 18.7 Zależność mocy chłodnicy od strumienia objętościowego wody



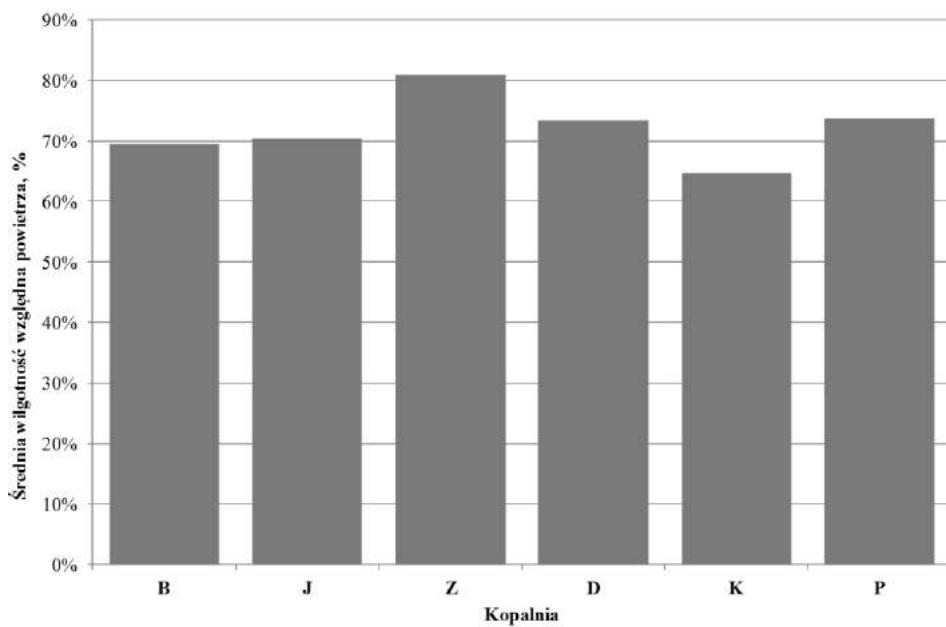
Rys. 18.8 Zależność mocy chłodnicy od temperatury wody

Na rysunkach 18.6-18.8 zacieniowano obszar wymaganych parametrów wody i powietrza. Aby uzyskać wymaganą moc chłodniczą zarówno parametry wody jak i powietrza wlotowego muszą zawierać się w tych przedziałach. Wymagana jest jednak pełna kontrola parametrów wody (przepływy i temperatury) w całej sieci rurociągów rozprowadzających wodę do chłodnic.

Istotne znaczenie ma również dbałość o czystość wężownic w chłodnicach powietrza. Częstotliwość zmywania wężownic w chłodnicach powinna wynikać z warunków ich zabudowy i w większości przypadków powinna być częstsza niż podaje producent w Dokumentacji Techniczno-Ruchowej chłodnicy.

18.4.2 Wilgotność powietrza w wyrobiskach górniczych

Chłodnice powietrza spełniają zarówno funkcję obniżania temperatury jak również osuszania powietrza. W przypadku wysokiej wilgotności powietrza jaka ma miejsce w wyrobiskach kopalnianych, część mocy chłodniczej przekazywana jest na wykroplenie pary wodnej z powietrza, a część na obniżenie jego temperatury. Urządzenia chłodnicze i chłodnice powietrza objęte badaniami często nie umożliwiałły wystarczającego (do poziomu określonego przepisami) obniżenia temperatury powietrza w wyrobisku nawet w przypadku, gdy wartości parametrów takich jak: temperatura oraz strumień doprowadzanej wody, temperatura powietrza w miejscu zabudowy chłodnicy, strumień objętościowy przepływającego powietrza, były zbliżone do podawanych przez producenta. Związane to było właśnie z osuszaniem powietrza.

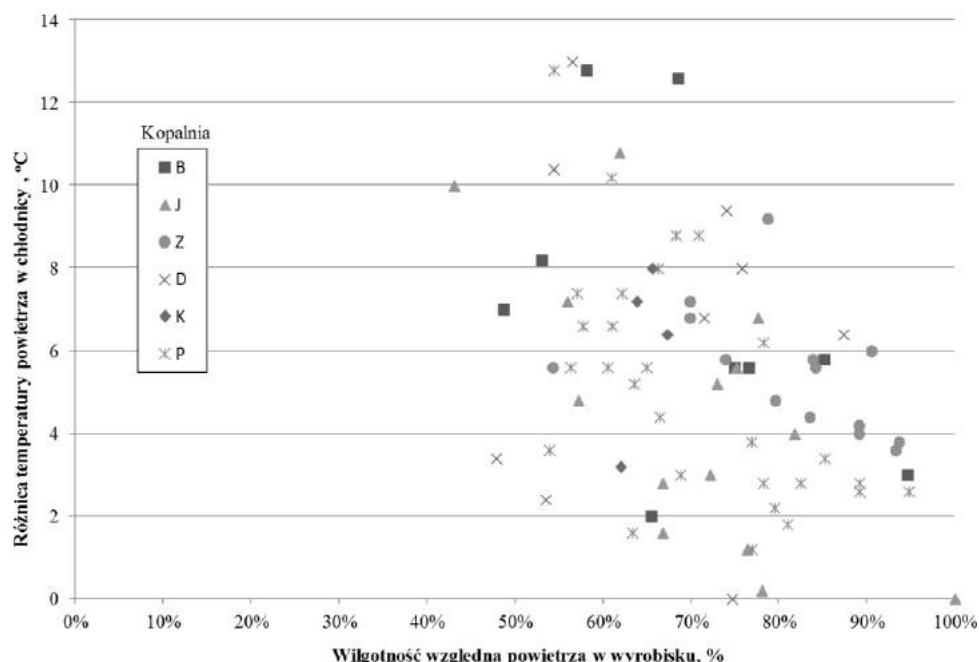


Rys. 18.9. Średnia wilgotność względna w poszczególnych kopalniach

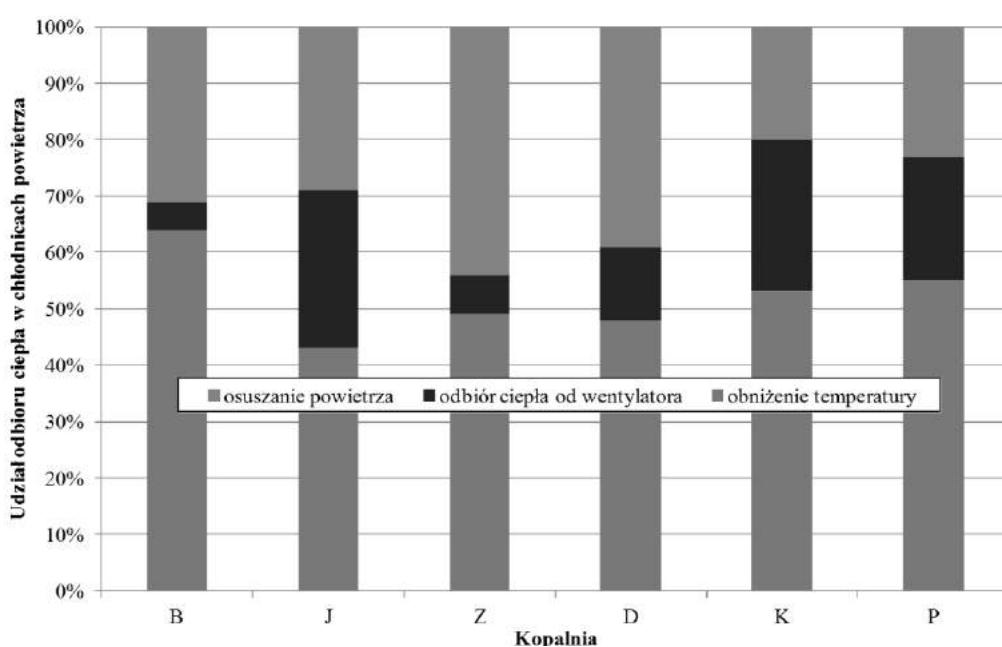
Często podawana przez producentów moc chłodnicza dotyczy wilgotności wzajemnej powietrza poniżej 70%. W takich przypadkach eksploatowane chłodnice w warunkach wilgotności 80% lub wyższej nie osiągną podawanych mocy chłodniczych, nawet przy zapewnieniu wszystkich pozostałych parametrów powietrza (temperatura i strumień

objętości) i wody. Na rysunku 18.9 przedstawiono średnią wilgotność względową w poszczególnych kopaniach.

Duża zawartość wilgoci w powietrzu kopalnianym powoduje, że trudniej obniżyć jego temperaturę (rysunek 18.10), gdyż znaczna część mocy przeznaczana jest na jego osuszenie. Na rysunku 18.11 przedstawiono udział mocy chłodniczej w wymianie ciepła w chłodnicach w poszczególnych kopaliach.



Rys. 18.10 Wpływ wilgotności powietrza na obniżenie temperatury w chłodnicach w poszczególnych kopaliach



Rys. 18.11 Udział mocy chłodniczej w wymianie ciepła w chłodnicach w poszczególnych kopaliach

W związku z wysoką wilgotnością powietrza w kopalniach, w których prowadzono badania, należy dążyć do ograniczania niepotrzebnego nawilżania powietrza w rejonach (likwidacja rozlewisk wody w wyrobiskach).

Pomiary przeprowadzone były w okresie zimowym. W okresie letnim efektywność wykorzystania mocy chłodniczej powinna wzrosnąć. Kopalnie powinny podjąć działania zmierzające do lepszego wykorzystywania mocy chłodniczej. Nie mniej jednak w kilku kopalniach występować będzie brak mocy chłodniczej z uwagi na zakres robót górniczych w warunkach wysokiej temperatury pierwotnej górotworu.

18.5 PODSUMOWANIE

Stosowanie klimatyzacji grupowej i centralnej jest ekonomicznie uzasadnione w przypadku zapotrzebowania znacznych mocy chłodniczej w różnych rejonach kopalni i braku możliwości odprowadzenia ciepła skraplania do rejonowych prądów powietrza odprowadzanego.

Pomimo stosowania klimatyzacji w kopalniach występują przekroczenia dopuszczalnej temperatury powietrza 28°C według termometru suchego. Efektywność chłodnic powietrza zależy między innymi od ich budowy i utrzymywania w nich czystości powierzchni wymiany ciepła. Zasadniczą przyczyną uzyskiwania niskich parametrów chłodniczych jest jednak brak możliwości ich lokalizacji w miejscu najwyższych temperatur powietrza oraz zbyt mały strumień doprowadzanej wody o zbyt dużej temperaturze.

Chłodnice powietrza powinny być przebudowywane w miejsca o najwyższych temperaturach powietrza wraz z postępem przodków eksploatacyjnych i ścianowych oraz chwilowymi zmianami parametrów powietrza doprowadzanego. Przebudowa chłodnic pociąga za sobą konieczność częstej przebudowy rurociągów instalacji chłodniczej i wymaga przeprowadzania bieżących regulacji w rozpływie wody lodowej [10]. Kopalnie w ograniczonym stanie kontrolują parametry wody w sieci rurociągów, co nie umożliwia im prowadzenia bieżącej regulacji rozpływów wody. Zgodnie z opracowanymi projektami klimatyzacji instalacje klimatyzacji grupowej i centralnej muszą być wyposażone w przepływomierze i mierniki temperatury w układzie monitoringu parametrów wody. Umożliwi to podejmowanie szybszych decyzji w zakresie regulacji jej rozpływów czy konieczności przebudowy chłodnic powietrza w rejonach lub przebudowy rurociągów magistralnych.

Artykuł został zrealizowany w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.774

LITERATURA

1. N. Szlązak, D. Obracaj, Sposoby redukcji ciśnienia hydrostatycznego w instalacjach klimatyzacji centralnej kopalń podziemnych. Chłodnictwo; t. 49 nr 11-12, 2014, s. 1-5.
2. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Efektywność skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego na przykładzie klimatyzacji kopalni podziemnej – XXXIII Dni Chłodnictwa: nowe rozwiązania w konstruowaniu, projektowaniu i

eksploatacji systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych: konferencja naukowo-techniczna: Poznań, 11-13 września 2001. Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o., Poznań.

3. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Efektywność chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych w oparciu o centralną klimatyzację. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2002, T. 2, Wyd. IGSMiE PAN Kraków, s. 1087-1099.
4. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Kierunki rozwoju klimatyzacji w polskich kopalniach węgla kamiennego. XXXVII Dni Chłodnictwa: aktualne tendencje w rozwiązaniach technicznych urządzeń i systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych. Konferencja naukowo-techniczna, Poznań, 23-24 listopada 2005 Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o. Poznań. s. 243-256.
5. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Ocena pracy przeponowych chłodnic powietrza w kopalniach węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2007, str. 363-373.
6. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Koncepcja rozbudowy klimatyzacji grupowej. Materiały konferencyjne: XLI Dni Chłodnictwa: nowe techniki i technologie w chłodnictwie, klimatyzacji i pompach ciepła, obniżające koszty produkcji i eksploatacji urządzeń oraz instalacji: Poznań, 18-19 listopada 2009. Wyd. Systherm Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o., str. 199-209.
7. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Rozwiążanie klimatyzacji centralnej w kopalni węgla kamiennego. Materiały 5 Szkoły Aerologii Górniczej, Wyd. KGHM Cuprum Sp. z o.o. CBR, Wrocław, 2009, str. 159-169.
8. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, Wykorzystanie swobodnego chłodzenia w systemach klimatyzacji kopalń podziemnych. Chłodnictwo & Klimatyzacja, nr 4, 2009, s. 60-64.
9. N. Szlązak, D. Obracaj, M. Borowski, J. Swolkień, Methods for improving thermal work conditions in Polish coal mines. Ninth International Mine Ventilation Congress, India, 2009, pp.253-262
10. N. Szlązak, D. Obracaj, K. Piergies, Sterowanie parametrami wody lodowej w instalacji klimatyzacji centralnej kopalń podziemnych. Chłodnictwo & Klimatyzacja, nr 11, 2014, s. 58-62.
11. N. Szlązak, A. Tor, A. Jakubów, Grupowy system klimatyzacji wyrobisk dołowych w kopalni Zofiówka. Materiały 3 Szkoły Aerologii Górniczej, 2004, str. 449-462.
12. N. Szlązak, A. Tor, A. Jakubów, Klimatyzacja w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S. A. .Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, 2007 nr 4 wyd. spec., s. 253-262.
13. W. Turkiewicz, S. Gajosiński, Technika klimatyzacji stanowiskowej w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. – stan obecny i rozwój. Materiały 1-szej Szkoły Aerologii Górniczej. Wyd. CEiAG EMAG Katowice, 1999.
14. J. Wacławik, J. Cygankiewicz, J. Knechtel, Warunki klimatyczne w kopalniach głębokich. Biblioteka Szkoły eksploatacji Podziemnej. Wyd. PAN CPPGSMiE, Kraków, 1995.

*Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016*

Prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak, dr hab. inż. Dariusz Obracaj, dr Justyna Swolkień
AGH w Krakowie
Al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków, Polska
e-mail: szlazak@agh.edu.pl; obracaj@agh.edu.pl; swolkien@agh.edu.pl

OCENA SKUTECZNOŚCI KLIMATYZACJI WYROBISK GÓRNICZYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie: Zapewnienie stabilnych w czasie parametrów mikroklimatu drogą wentylacji wyrobisk jest trudne do uzyskania. W najbliższej przyszłości należy się liczyć z dalszym pogarszaniem się warunków klimatycznych w polskich kopalniach w wyniku zwiększenia koncentracji wydobycia oraz schodzenia z eksploatacją na głębsze poziomy.

Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie stosowanych metod zwalczania zagrożenia klimatycznego w górnictwie polskim oraz wskazanie na skuteczność pracy urządzeń.

W wyrobiskach podziemnych, którymi przepływa powietrze występują naturalne i technologiczne źródła dopływu strumienia ciepła. Wysoka temperatura i równie wysoka wilgotność powietrza prowadzą do pogorszenia warunków klimatycznych. Coraz większego znaczenia nabierają zatem problemy związane z projektowaniem przewietrzania i klimatyzacji wyrobisk w kopalniach podziemnych.

Słowa kluczowe: zagrożenie klimatyczne, metody klimatyzacji wyrobisk podziemnych, efektywność działania klimatyzacji

EFFECTIVENESS OF AIR CONDITIONING SYSTEMS IN COAL MINES

Abstract: It is difficult to ensure stable parameters of microclimate by means of ventilation and air-conditioning in underground excavations. In the nearest future a further deterioration in thermal hazard in Polish coal mines can be expected as a result of mining at deeper and deeper levels. The aim of this article is to present used methods of climatic conditions control and to indicate errors in design.

There are natural and technological heat flux sources in mine airways. High air temperature and humidity lead to worse climatic conditions. It results in slowing down some functions of a human organism, such as perception, concentration and attention. This unfavorable effect of air temperature and humidity on human body is known as thermal hazard.

Problems connected with design of ventilation and cooling systems in underground mines are becoming more and more important.

Key words: climatic hazard, underground air conditioning systems, effectiveness of air conditioning sys-tems

19

ZESPOLONE Z GÓROTWOREM OBUDOWY WYROBISK PIONOWYCH

19.1 WSTĘP

Istotnym elementem wstępniego projektowania obudowy górniczej jest kształtowanie konstrukcji. Kształtowanie konstrukcji obudowy wyrobisk górniczych jest poszukiwaniem ustroju konstrukcyjnego, który spełnia:

1. kryteria wytrzymałościowe (stan graniczny nośności, stan graniczny użytkowania),
2. kryteria technologiczne (proste i bezpieczne wykonanie),
3. kryteria funkcjonalno-użytkowe,
4. kryterium trwałości.

Błędne ukształtowanie konstrukcji obudowy na etapie koncepcji nie pozwala lub prowadzi do projektowania konstrukcji źle ukształtowanej, w której:

- a) spełnienie kryterium wytrzymałościowego wymaga zużycia znacznej ilości materiałów,
- b) spełnienie kryterium technologicznego jest utrudnione (transport długich materiałów, powstawanie obwałów stropu przy ich prostym kształcie, potrzeba dodatkowego wzmacniania itp.),
- c) występuje brak funkcjonalności utrudniający użytkowanie (np. zabudowa dodatkowych stojaków wzmacniających),
- d) występuje brak trwałości objawiający się np. nagłym zniszczeniem (pęknięcie konstrukcji).

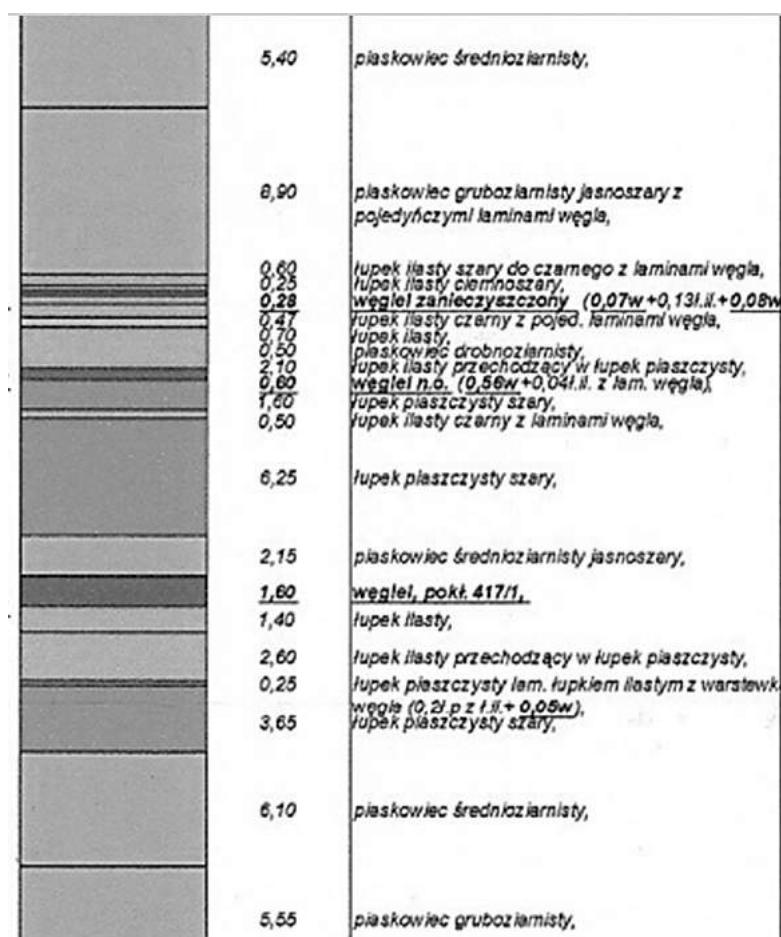
19.2 PROBLEMY TECHNICZNO-TECHNOLOGICZNE OBUDÓW WYROBISK PIONOWYCH

Analiza trudnych warunków geologiczno-górniczych wykazuje, że budowa geologiczna górotworu na dużych głębokościach szybu często jest silnie zróżnicowana i składa się na nią:

- silne i zmienne uwarstwienie z licznymi pokładami węgla o bardzo niskich parametrach geotechnicznych (wytrzymałościowych),
- płynięcie warstw skalnych przy większych obciążeniach,
- gęsta podzielność i liczne spękania,
- duża sieć uskoków z dużą strefą spękań,

- nachylenie warstw skalnych prowadzące do nierównomiernych obciążeń,
- liczne warstwy wodonośne, dające duży sumaryczny dopływ do szybu,
- silna agresja wody wypływającej zza obudowy, powodująca niszczenie obudowy betonowej szybów, która z kolei wymaga częstych napraw mających na celu przywrócenie jej wytrzymałości poprzez pełną lub częściową jej wymianę lub uzupełnienie np. nośnymi pierścieniami stalowymi,
- występowanie wstrząsów i tąpienie wytwarzających niekorzystne drgania górotworu i związanej z nim obudowy betonowej,
- oddziaływanie eksploatacji prowadzonej wokół rury szybowej przez wybieranie pokładów o znacznej miąższości, które mimo pozostawienia dużych filarów oddziałują na obudowę betonową szybów związaną z górotworem,
- silne obciążenia obudowy od strony wewnętrznej szybu, od dynamiki ruchu naczyń wydobywczych, obciążen od rurociągów i występujących awarii (pęknięcia) wpływają na dodatkowe występowanie uszkodzeń,
- deformacje wyrobisk w rejonie podszybi z deformacją wlotów szybowych, które powodują dodatkowe oddziaływanie zwiększych koncentracji naprężeń.

Przykład silnie uwarstwionego profilu geologicznego na dużej głębokości szybu przedstawiono na rys. 19.1.



Rys. 19.1 Przykład silnie uwarstwionego profilu geologicznego szybu

Na podstawie własnego doświadczenia i rozeznania w zakresie występujących uszkodzeń w szybach górniczych należy stwierdzić, że ogólny stan obudów szybowych w warunkach geologiczno-górniczych polskich kopalń należy ocenić na dostateczny, pozwalający prowadzić ich użytkowanie, pod warunkiem przeprowadzenia szeregu napraw i uzupełnień, a niekiedy nawet znacznej wymiany obudowy na zagrożonych odcinkach szybów. Liczne publikacje [1, 2, 6, 7, 8, 9] wskazują na występowanie w szybach stanów zagrożeń, częściowej lub stałej utraty stateczności oraz potrzeby nowego podejścia [3, 4, 10].

Już w trakcie głębienia szybów w latach 70-tych i 80-tych stosowano często, mrożeniową metodę głębienia w warstwach nadkładu, wykonując jednak obudowę ostateczną z cegły, betonitów i betonu lub tzw. obudowę rozdzielczą, w której przegroda hydroizolacyjna z folii często ulegała zniszczeniu w czasie betonowania i w większości szybów z niej zrezygnowano.

19.3 MANKAMENTY STOSOWANEJ TECHNOLOGII WYKONANIA WYROBISK PIONOWYCH

Podstawową technologią wykonywania wyrobisk pionowych jest tzw. metoda krótkich odcinków, [5] w której urobiony przodek o długości odcinka 2 do 4 m ma wykonywaną obudowę ostateczną z betonu najczęściej podawanym za odeskowanie stalowe (szalunek). Czoło przodka głębionego szybu jest urabiane w skałach zwięzłych materiałem wybuchowym na odcinku zabioru „z” (wysokość odeskowania), przy czym technologiczne odsłonięcie odcinka szybu jest większe i dochodzi do wielkości około 1,5 „z”. Uwzględniając czas wykonania obudowy ostatecznej szybu, często płaszczyzna ociosu szybu jest odsłonięta w czasie do 2 dób, a w skrajnych przypadkach do 3 dób.

Duża głębokość głębionego szybu powoduje wystąpienie wokół niego naprężeń o wielkości przekraczającej wytrzymałość skały, co prowadzi do wystąpienia spękań górotworu, które wcześniej powstają wskutek urabiania skał przy pomocy MW.

Przy znacznej nominalnej średnicy szybu w wyłomie wynoszącej np. $D_n=9$ m, w skałach słabych mogą występować:

- zwiększone spękania skał,
- rozwarstwienia,
- odprężenia w postaci obrywania się skały z ociosu skalnego.

Sytuacje takie mogą mieć miejsce zarówno przy odsłoniętej caliznie ociosu jak i za odeskowaniem (szalunkiem) przed lub w trakcie betonowania. Odcinek technologiczny szybu zasypany urobkiem jest wybierany po okresie czasu, w który bardzo często na jego dnie znajduje się woda wypływająca z górotworu jak i woda technologiczna, co dodatkowo wpływa niekorzystnie na parametry skał w masywie. Powstające wokół szybu strefy skał odprężonych mogą mieć wielkość od 1 do 3 m. W praktyce obserwuje się takie strefy przy podejmowaniu prac związanych ze zbiciem wyrobisk do szybu lub przy drążeniu nowych wyrobisk wykonywanych w kierunku od szybu.

Głębienie szybu na dużej głębokości jest szczególnie trudne, zarówno przy małej wytrzymałości skał jak również przy ich dużej podzielności oraz przy występowaniu

zaburzeń. Przy zachodzącym procesie odprężenia skał nie zawsze uzyskuje się właściwą grubość płaszcza obudowy betonowej. Istotną wadą odprężenia skał jest brak ich spójności i wytrzymałości dla nawiązania współpracy górotworu z obudową szybu.

19.4 ROZWIĄZANIE ZESPOLONEJ Z GÓROTWOREM OBUDOWY WYROBISK PIONOWYCH

Możliwością zmiany tak niekorzystnego systemu wykonania obudowy jest rozwiązanie, w którym w fazie głębienia, bezpośrednio po urobieniu i wybraniu urobku do dolnego poziomu betonowanego odcinka wykonuje się kotwienie skał na obwodzie z stosowaniem siatek stalowych, a w przypadku koniecznym betonu natryskowego.

W rozwiązaniu takim uzyskuje się wzmacnienie strefy górotworu wokół wyrobiska blokujące odprężanie skał. Górotwór dzięki kotwieniu zachowuje swoje naturalne parametry i przenosi obciążenia górotworu.

Zastosowanie siatek stalowych jak i betonu natryskowego wytwarza z ośrodkiem skalnym nośną powłokę przenoszącą obciążenia. Obudowę ostateczną w takich warunkach można wykonywać odcinkami wkierunku z dołu do góry w postaci ciągłego odcinka o długości od 10 do 50 m.

Wykonywanie obudowy wstępnej kotwiowej z siatkami lub kotwowej oraz z betonu natryskowego musi w rzeczywistych warunkach uwzględniać parametry geotechniczne skał górotworu tak, aby zapewnić wysokie bezpieczeństwo pracy załóg górniczych.

Przy budowie szybu, gdzie głębokości dochodzą do 1000 i więcej metrów na obwodzie szybu wytwarza się naprężenie obwodowe, które wartość maksymalna kształtuje się na poziomie:

$$\sigma_t = 2 \cdot k_k \cdot \gamma \cdot H / (m-1)$$

gdzie:

k_k – współczynnik lokalnej koncentracji naprężen,

γ – ciężar objętościowy skał,

H – głębokość,

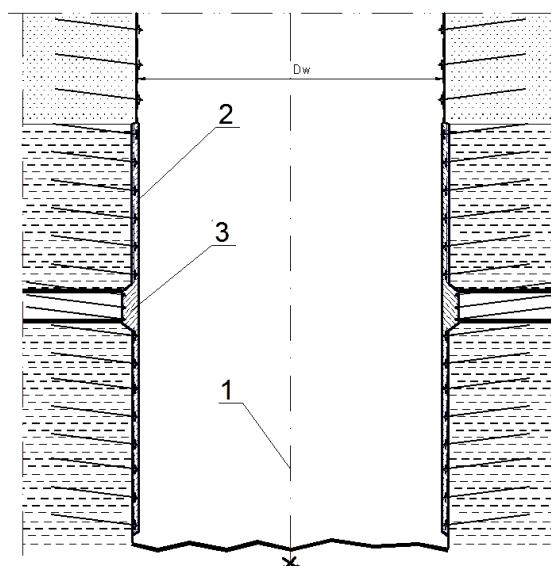
m – odwrotność liczby Poissona.

Przy znacznym przekroczeniu przez naprężenia obwodowe σ_t wytrzymałość skały na ściskanie R_c , wokół szybu wytwarza się strefa zniszczenia skał, której zabezpieczenie za pomocą kotwi i betonu natryskowego jest trudne do realizacji. W takich warunkach obudowa wyrobiska szybowego na odcinkach głębionego szybu powinna mieć pierścienie wzmacniające w strefach skał o niskiej wytrzymałości, gdzie naprężenia obwodowe są większe od wytrzymałości skały na ściskanie (zachodzi warunek $\sigma_t > R_c$).

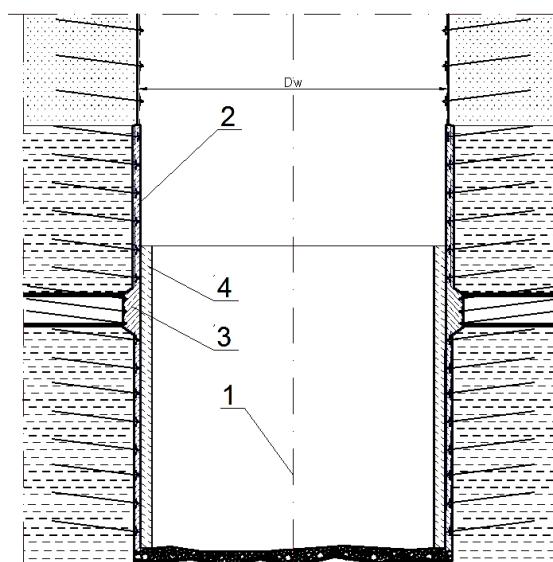
Nośność obudowy pierścieni wzmacniających zbliżona jest do nośności obudowy ostatecznej tak, aby pierścienie wzmacniające stanowiły elementy usztywniające obudowę wstępную szybu wykonaną z kotwi, siatek i betonu natryskowego, przy czym wewnętrzny obrys obudowy wstępnej szybu ma stały przekrój, a obrys zewnętrzny jest zmienny i w strefach pierścieni wzmacniających ma funkcje stóp szybowych.

Pierścienie wzmacniające budowę szybu mogą być wykonane z kotwi, siatek stalowych w kilku warstwach i betonu natryskowego w kilku warstwach na całym obwodzie z ukośnymi płaszczyznami łączącymi je z dolną i górną warstwą skalną lub jako konstrukcje żelbetowe lub zbrojone pierścieniami salowymi.

Przykład rozwiązania obudowy szybu zespolonej z górotworem przedstawiono na rysunku 19.2 do 19.4 uwzględniając różne fazy i możliwe warianty. W schemacie technologicznym przedstawionym na rysunku 19.2 szyb głębiony jak w obudowie wstępnej kotwiowo-betonowej do samego dna z wykonaniem pierścienia wzmacniającego w skałach słabych np. węgla w pokładzie.

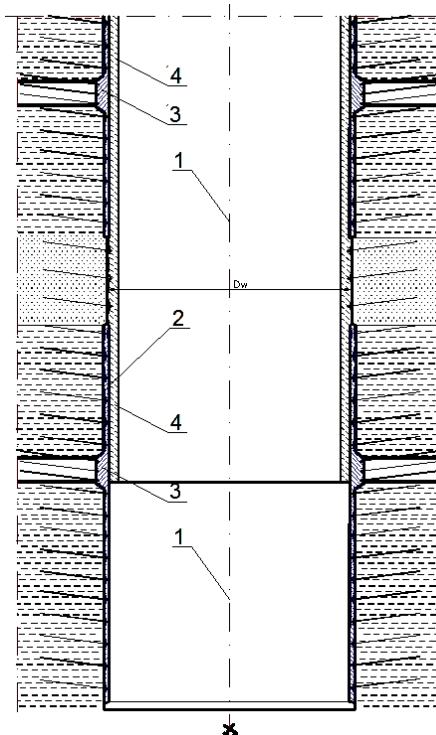


Rys. 19.2 Obudowa wstępna szybu wykonywana bezpośrednio w przodku



Rys. 19.3 Wykonywanie obudowy statecznej z dna szybu
 1 – głębiony szyb, 2 – obudowa wstępna z kotwi i betonu natryskowego,
 3 – pierścień wzmacniający, 4 – obudowa ostateczna

W schemacie technologicznym jak na rysunku 19.3 obudowę ostateczną szybu wykonuje się przy zatrzymanym przodku w kierunku z dołu do góry. W schemacie technologicznym jak na rysunku 19.4 obudowa ostateczna może być wykonywana równolegle z głębieniem szybu.



Rys. 19.4 Równoległe głębienie szybu w obudowie wstępnej i wykonanie obudowy ostatecznej

1 – głębiony szyb, 2 – obudowa wstępna z kotwi i betonu natryskowego,
3 – pierścień wzmacniający, 4 – obudowa ostateczna

Takie rozwiązanie obudowy wyrobisk szybowych jest nowatorskie i może znaleźć zastosowanie w szybach górniczych, w szybowych zbiornikach retencyjnych, w sztolniach i szybach ciśnieniowych w budownictwie inżynieryjnym.

W przedstawionym rozwiążaniu szyb posiada obudowę wstępную złożoną z warstw skalnych połączonych kotwami, siatkami, betonem natryskowym oraz obudowę ostateczną np. betonową z nią zespoloną. Tym samym uzyskujemy nową jakość obudowy szybu w stosunku do dotychczas stosowanych rozwiązań, w których obudowa przylega do górotworu jedynie na zasadzie kontaktu i jest wykonywana po 2 do 4 dni, a wytrzymałość ostateczną uzyskuje po 28 dniach. W proponowanym rozwiążaniu górotwór poprzez kotwie jest wzmacniany prawie natychmiast po odsłonięciu które łączą skały nie dopuszczając do spękań i rozwarstwień.

W praktyce obudowa ostateczna szybu może być wykonywana o znacznie mniejszej grubości z materiałów o wysokich parametrach wytrzymałościowych.

Podstawową zaletą tej idei w stosunku do dotychczasowych rozwiązań jest fakt zastosowania na obwodzie szybu o pierścieni wzmacniających o wysokiej nośności, zbliżonej do wymaganej dla obudowy ostatecznej. Pierścienie zwiększą sztywność

masywu skalnego wokół szybu oraz stateczność wyrobiska i bezpieczeństwo robót. W fazie głębienia szybu w obudowie wstępnej niezbędne jest prowadzenie pomiarów rozwarstwień skał w strefie kotwienia i za strefą kotwienia oraz przemieszczeń ociosów skalnych.

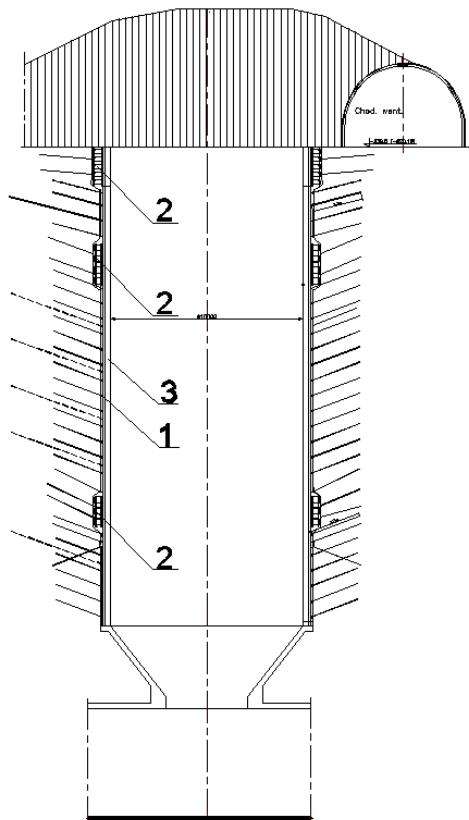
Wykonywanie obudowy wstępnej pozwala na wykonanie jednakowej grubości obudowy ostatecznej, na znacznej długości szybu bez szwów technologicznych (tzw. ślizg). Dodatkowo, zastosowanie materiałów o wysokich parametrach wytrzymałościowych, przy wysokim stopniu wodoodporności pozwala dokładne powiązani różnych pierścieni obudowy z pełną kontrolą na obwodzie.

Wykonywanie obudowy ostatecznej kierunku z dołu do góry w warunkach górotworu zawodnionego umożliwia nakładanie warstw hydroizolacyjnych na obudowę wstępную w postaci foli i/lub impregnatów naturalnych przed wykonaniem obudowy ostatecznej monolitycznej lub prefabrykowanej.

19.5 PRZYKŁAD ROZWIĄZANIA OBUDOWY ZESPOLONEJ W SZYBOWYM ZBIORNIKU RETENCYJNYM

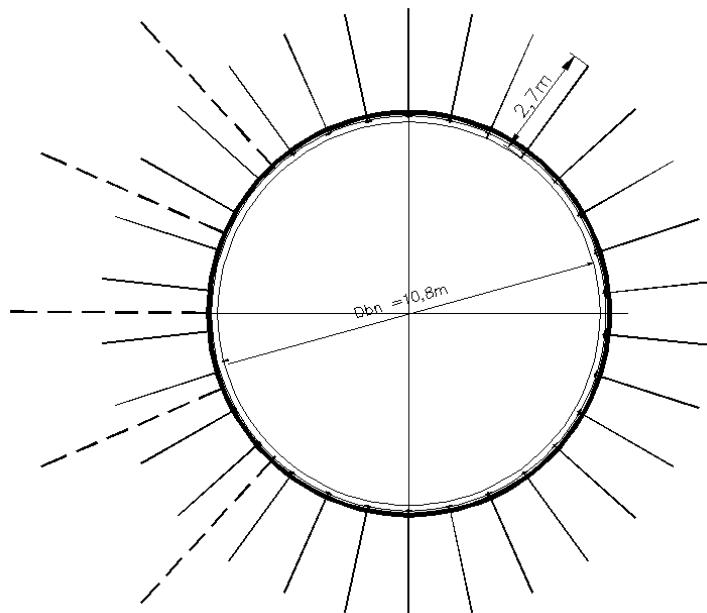
Rozwiązanie obudowy zespolonej zestawiono praktycznie przy realizacji szybowego zbiornika retencyjnego na głębokości 830 do 860 m.

Ogólne rozwiązanie zbiornika oewnętrznej średnicy ostatecznej 10m przedstawiono na rysunku 19.5, a w przekroju poprzecznym na rysunku 19.6.



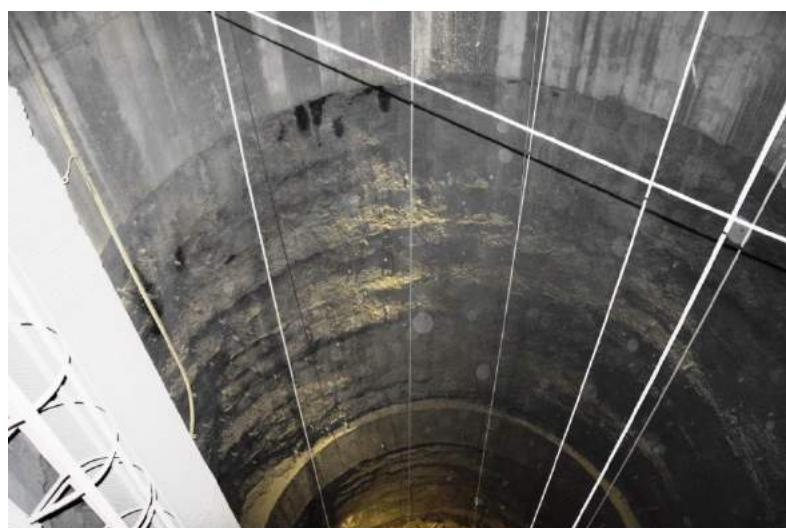
Rys. 19.5 Przykład rozwiązania obudowy zespolonej w szybowym zbiorniku retencyjnym

1 – obudowa wstępna kotwiowo-betonowa, 2 – pierścienie wzmacniające,
3 – obudowa ostateczna



Rys. 19.6. Przekrój poprzeczny przez zbiornik retencyjny

W warstwach pokładów węgla wykonano żelbetowe pierścienie wzmacniające. Kotwie budowano w rozstawie $0,8\text{ m} \times 1\text{ m}$ o długości $2,7\text{ m}$ z odchyleniem do góry (10^0 do 15^0). Beton natryskowy o wytrzymałości końcowej 40 MPa wykonano metodą na mokro o grubości od 5 do 8 cm . Widok zbiornika wykonanego na całej długości około 30 m przedstawiono na rysunku 19.7.



Rys. 19.7 Widok wykonywanego zbiornika retencyjnego szybowego w obudowiestępnej z pierścieniami wzmacniającymi

19.6 WNIOSKI KOŃCOWE

1. Istniejące warunki geologiczno-górnictwne wokół głębionych i pogłębianych szybów czy wykonywanych szybowych zbiorników retencyjnych na dużej głębokości są trudne ze względu na:

- występujące zaburzenia geologiczne,

- b) silne uwarstwienie i uławicenie,
- c) nachylenia warstw powodujące wystąpienie nierównomiernych obciążzeń,
- d) wysokie pierwotne ciśnienia górotworu,
- e) nierównomierną eksploatację (ścieranie obudowy urobkiem),
- f) prowadzone roboty górnicze i inne czynniki.
2. Tradycyjne technologie wykonywania obudowy szybu w postaci płaszcza betonowego w odsłoniętym robotami strzałowymi ociosie nie zabezpiecza górotworu przed wystąpieniem spękań, rozwarstwień czy odspojeń, co przy wykonywaniu obudowy monolitycznej betonowej nie zapewnia jej zespolenia z górotworem i uzyskania korzystnej współpracy w przenoszeniu działających obciążzeń. Niekorzystną cechą obudowy betonowej monolitycznej jest długi czas jej dojrzewania i twardnienia do momentu uzyskania wytrzymałości ostatecznej.
3. Uzyskanie wytrzymałej konstrukcji obudowy szybu w warunkach dużej głębokości wymaga zastosowania systemu obudowy powiązanej (zespolonej) z górotworem poprzez kotwienie i stworzenie wraz ze zbrojonym betonem natryskowym lub dodatkową konstrukcją stalową (odrzwiami) obudowy wstępnej pozwalające na:
- zmniejszenie odprężenia ociosu skalnego szybu,
 - niedopuszczenie do zmniejszenia parametrów wytrzymałościowych górotworu,
 - ograniczenie nierównomiernych obciążzeń działających na obudowę ostateczną przy dużej zmienności warstw skalnych.
4. Rozwiążanie obudowy zespolonej z górotworem z wykonywaniem pierścieni wzmacniających w słabych warstwach górotworu na podstawie uzyskanych doświadczeń praktycznych jest korzystnym rozwiązaniem zapewniającym bezpieczeństwo i efektywne wykonanie obudowy ostatecznej szybu czy zbiornika retencyjnego

LITERATURA

1. M. Chmielewski, P. Głuch, W. Lekan, T. Sądej, Utrzymanie obudowy zbiorników retencyjnych na dużych głębokościach w warunkach LW Bogdanka. Szkoła Eksplatacji Podziemnej 2012r
2. M. Chmielewski, W. Lekan, P. Głuch, Nowe rozwiązania obudowy głowic zbiorników retencyjnych w warunkach LW „Bogdanka” SA Budownictwo Górnictwa i Tunelowe, nr 3/2012r
3. P. Czaja, J. Hydzik, Betony nowej generacji w budownictwie podziemnym. Obudowa szybu głębionego sztucznie zamrożonym górotworem-nowe podejście. Archiwum Górnictwa, Monografia, Numer 9, Kraków 2010,
4. P. Czaja, Beton wysokowartościowy w budownictwie podziemnym, Materiały Konferencyjne „Przemysł wydobywczy 2001”, Wydawnictwo Scriptum, Kraków,
5. P. Głuch, Z. Szczepaniak, Głębienie szybów. Politechnika Śląska, Skrypty uczelniane Nr 1365, Wydanie II, Gliwice 1987,
6. P. Głuch, Nowe rozwiązania technologii wlotów szybowych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwzych. Konferencja Naukowo-Techniczna Budownictwo Podziemne'98, Kraków 10-11 września 1998,

7. P. Głuch, W. Lekan, Nowe konstrukcje stalowych segmentów obudowy szybów, szybików i zbiorników retencyjnych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwych, Szkoła Eksplotacji Podziemnej 2013, Materiały Konferencyjne
8. P. Głuch, M. Lekan, Nowe rozwiązania konstrukcyjne wysokopodporowych obudów szybów głębionych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwych Monografia pt. Nowe wyzwania i metody w projektowaniu głębienia szybów podstawą rozwoju górnictwa w Polsce. Gliwice 2013r
9. H. Kleta, Bezpieczeństwo szybu warunkowane dokładnością oceny parametrów wytrzymałościowych i nośności obudowy. Międzynarodowa Konferencja VII Szkoła Geomechaniki, Materiały Naukowe, Zeszyty Specjalne Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej, Gliwice-Ustroń 13-16 września 2005r,
10. H. Kleta, M. Jendryś, Wpływ parametrów wytrzymałościowych skał nadkładu na wielkość obciążenia obudowy szybu. Monografia pt. Nowe wyzwania i metody w projektowaniu głębienia szybów podstawą rozwoju górnictwa w Polsce. Gliwice 2013r

Data przesłania artykułu do Redakcji: 02.2016

Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 03.2016

dr inż. Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: piotr.gluch@polsl.pl

mgr inż. Wojciech Lekan
LW „Bogdanka” S.A.
21-013 Puchaczów, Polska

ZESPOLONE Z GÓROTWOREM OBUDOWY WYROBISK PIONOWYCH

Streszczenie: Obudowy górnicze często są wykonywane na obrysie wyłomu wyrobiska z punktowym połączeniem z górotworem. W wyrobiskach pionowych stosowane technologie wykonywania obudowy z betonu monolitycznego przy urabianiu skał materiałem wybuchowym nie gwarantują uzyskania pełnego zespolenia z górotworem, który ulega spękaniu i rozwarstwieniu przed wykonaniem obudowy ostatecznej. W artykule przedstawiono nowoczesne zastosowane praktycznie rozwiązania obudów wyrobisk pionowych zespółonych z górotworem pozwalające uzyskać wysokowydajny pod względem nośności system obudowy zespółonej z górotworem.

Słowa kluczowe: górnictwo, budownictwo górnicze, obudowa szybu

INTEGRATED WITH THE ROCK MASS VERTICAL SUPPORTS

Abstract: Mining supports are often made on the outline breach of the excavation in the point connection of the rock mass. In the vertical overage technologies used execution of monolithic concrete casing when mining rock explosive don't guarantee a full fusion of rock mass, which is fractured and stratification before the final casing. The article presents modern solutions applied practically covers the excavation of vertical units of the rock mass in order to obtain high performance in terms of system capacity of the housing complex of the rock mass.

Key words: mining, construction and mining, shaft support

20

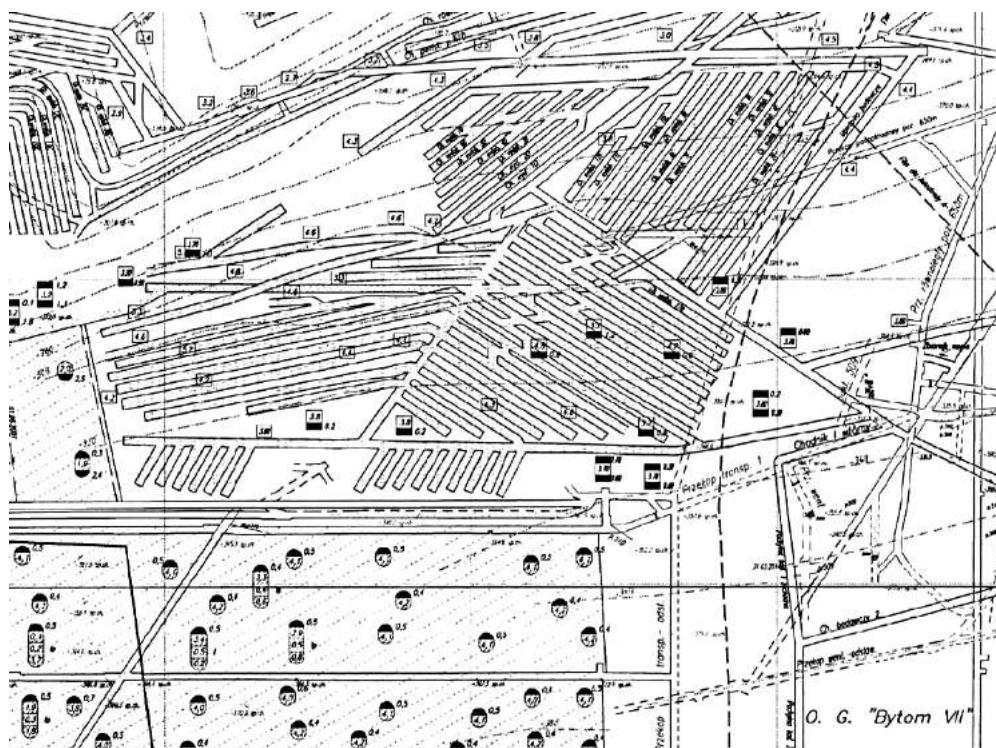
ANALIZA WŁAŚCIWOŚCI FIZYKO-MECHANICZNYCH HYDROMIESZANIN WYKONANYCH NA BAZIE POPIOŁÓW Z KOTŁÓW FLUIDALNYCH POD KĄTEM MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA DO LIKWIDACJI PUSTEK I WYROBISK PODZIEMNYCH

20.1 WPROWADZENIE

Polskie kopalnie węgla kamiennego wykorzystują obecnie znaczne ilości materiałów odpadowych, w szczególności odpadów energetycznych z różnych procesów spalania i odsiarczania w postaci hydromieszanin do profilaktyki pożarowej, budowy tam i korków podsadzkowych, likwidacji pustek poeksploatacyjnych oraz wyrobisk korytarzowych [2, 3, 4]. Przykładem wypełniania wyrobisk korytarzowych powstały po eksploatacji chodnikowej pokładów węgla kamiennego mieszanicami popiołowo-wodnymi jest eksploatacja pokładu 510 o miąższości wynoszącej średnio 4,0 m w Zakładzie Górnictwym Ekoplus Sp. z o.o [11]. Wypełniane wyrobiska drążone są za pomocą kombajnów chodnikowych typu AM-50 z pozostawieniem pomiędzy nimi filarów (calizny węglowej) o szerokości od 4 do 6 m z odstawką uroku przenośnikami zgrzebłowymi i taśmowymi (rys. 20.1). Chodniki eksploatacyjne zaprojektowano w sposób umożliwiający ich maksymalne wypełnienie hydromieszaninami oraz odpływ wody nadmiarowej.

Stosowanie hydromieszanin popiołowo-wodnych w technologiach górniczych w postaci odzysku, prawnie reguluje rozporządzenie Ministra Środowiska [8] wyданie do Ustawy o Odpadach [10] a wymagane parametry fizyczne zdefiniowane są w normie PN-G/11011:1998 [7]. Norma ta nie jest obowiązująca, jednak z uwagi na brak innych uregulowań normowych powszechnie zalecana i stosowana w górnictwie rudnym oraz węgla kamiennego. Obecnie na rynku odpadów energetycznych (popioły lotne, żużle denne, piaski inertne) dominującym produktem są różne popioły lotne wychwytywane w elektrofiltrach o kodach 10 01 82 i 10 01 02 [9]. Popioły o kodzie 10 01 02 są popiołami lotnymi z węgla powstającymi w kotłach konwencjonalnych bez procesów odsiarczania. Ich zastosowanie w podziemiu kopalń z uwagi na brak własności

wiązących jest możliwy wyłącznie w profilaktyce pożarowej do doszczelniania zrobów lub wypełniania podpoziomowych wyrobisk i pustek poeksploatacyjnych.



Rys. 20.1 Eksplotacja chodnikami pokładu 510 w Z.G. Ekoplus Sp z o.o.

Źródło: [11]

Odpady te, natomiast w szerokim zakresie mogą być i są stosowane w budownictwie do produkcji elementów budowlanych lub wyrobu betonu. Wśród popiołów z grupy 10 01 82 dominującą grupę stanowią popioły z kotłów fluidalnych. Jak pokazuje doświadczenie popioły fluidalne charakteryzują się znacznie lepszymi właściwościami pucolanowymi w porównaniu z innymi popiołami wynikającymi z zastosowanej w kotłach fluidalnych metody tzw. suchego odsiarczania w złożu fluidalnym [2, 4, 6]. Obecnie w energetyce funkcjonuje wiele kotłów wykorzystujących tzw. „spalanie fluidalne” a powstające w nich popioły różnią się od siebie znacząco swoimi właściwościami fizycznymi i chemicznymi w zależności od miejsca ich powstawania. Wśród większych zakładów energetycznych zlokalizowanych na terenie woj. śląskiego spalanie fluidalne zastosowane jest w Elektrowni „Jaworzno”, „Siersza”, „Łagisza” Elektrociepłowni „Chorzów” czy „Katowice”. Do podstawowych zalet spalania w kotłach fluidalnych zaliczamy:

- możliwość wykorzystania jako paliwa mułów z instalacji wzbogacania węgla,
- proste przygotowanie paliwa do spalania oraz proste doprowadzenie paliwa do komory paleniskowej,
- znaczną (80%) redukcję emisji SO₂ do atmosfery poprzez doprowadzenie do złoża związków wiążących siarkę,
- niską emisję dwutlenku azotu z uwagi na niską temperaturę złoża (850°C),

- wysoką sprawność spalania, ze względu na mieszanie turbulentne i długi czas przebywania cząstek w złożu cyrkulacyjnym.

Głównymi wadami technologii spalania fluidalnego są: długi rozruch z uwagi na dużą masę ceramiczną ze stanu zimnego (6,5-7 h) oraz znacznie wyższe ciśnienie powietrza potrzebnego do spalania niż w kotłach pyłowych, ze względu na większe opory przepływu i konieczność utrzymania złoża fluidalnego. Dodatni bilans wad i zalet powoduje, że budowane w najbliższych latach bloki energetyczne będą oparte o spalanie fluidalne zwiększąc między innymi udział popiołów fluidalnych na rynku odpadów energetycznych.

Hydromieszaniny popiołowo-wodne wykorzystywane do likwidacji wyrobisk i pustek podziemnych powinny charakteryzować się [3, 5, 7]:

- znacznym zasięgiem rozpływu,
- jak najmniejszą ilością wody odciekowej (nadmiarowej),
- określonymi właściwościami wiążącymi,
- wytrzymałością R_c na poziomie co najmniej 0,5 MPa po 28 dniach,
- odpornością na rozmakanie.

Z punktu widzenia przebiegu procesu wiązania i końcowych parametrów wytrzymałościowych udział wody w mieszaninie powinien być zoptymalizowany pod kątem efektywności procesu hydratacji. Ponieważ jednak mieszaniny dostarczane są do miejsc ich stosowania hydraulicznie za pomocą grawitacyjnych instalacji transportu rurociągowego, ilość wody w mieszaninie jest większa niż to wynika z wyżej wymienionych kryteriów i musi uwzględnić możliwości takiego transportu [1]. Optymalizacja składu mieszaniny musi zatem uwzględnić zarówno wcześniej wymienione wymagania dotyczące przebiegu wiązania i wytrzymałości po zestaleniu, jak i wymagania dotyczące warunków przepływu w instalacji transportowej i późniejszego rozpływu w wyrobisku.

W artykule przedstawiono wyniki badań laboratoryjnych obejmujących wyznaczenie właściwości fizyko-mechanicznych hydromieszanin wykonanych na bazie różnych popiołów lotnych pozyskanych z kotłów fluidalnych trzech zakładów energetycznych woj. śląskiego.

20.2 ZAKRES I METODYKA BADAŃ

Dla pokazania różnic właściwości fizyko-mechanicznych wynikających z miejsca powstawania popiołów fluidalnych w pracy przeprowadzono badania laboratoryjne hydromieszanin sporządzonych na bazie popiołów fluidalnych pochodzących z różnych zakładów energetycznych oznaczonych w artykule FLJ, FLS oraz FLŁ.

Badania laboratoryjne hydromieszanin sporządzonych na bazie w/w popiołów przeprowadzono w laboratorium Instytutu Eksplotacji Złów zgodnie z PN-G-11011. Badania obejmowały wyznaczenie następujących parametrów:

- udziału masowego S/W i gęstości,
- ilości wody nadosadowej,
- nośności,

- czasu wiązania,
- wytrzymałości na ściskanie,
- rozmakalności.

Celem odwzorowania typowych warunków klimatycznych występujących w wyrobiskach podziemnych kopalń wykonane próbki mieszanin sezonalno w komorze klimatycznej LTB 650 RV produkcji firmy Elbanton, Holandia w warunkach przechowywania: temperatura 25°C, wilgotność 95%.

20.3 WYNIKI BADAŃ WŁASNOŚCI FIZYKO-MECHANICZNYCH HYDROMIESZANIN POPIOŁOWO-WODNYCH

Celem uzyskania odpowiedniej płynności mieszaniny decydującej o jej właściwościach fizycznych, do suchych popiołów dodawano wodę w ilości niezbędnej do uzyskania określonej rozlewności mieszaniny. Dla lepszego zobrazowania różnic pomiędzy hydromieszaninami sporządzonymi z różnych popiołów lotnych w badaniach ustalono trzy stałe rozlewności hydromieszanin: 160, 200 i 240 mm. Mieszaniny o rozlewności powyżej 200 mm wykazują dobrą transportowalność rurociągową i dobre właściwości rozpływów w wyrobisku. Mieszaniny o rozlewności poniżej 200 mm charakteryzują się bardziej zagęszczoną konsystencją, zwiększymi oporami hydrotransportu, wyższymi wartościami wytrzymałości po zestaleniu oraz mniejszą ilością wody nadmiarowej.

20.3.1 Określenie udziałów masowych składników oraz gęstości hydromieszanin w zależności od rozlewności

Rozlewność jest parametrem mieszaniny popiołowo-wodnej informującym o jej transportowalności w rurociągu podsadzkowym oraz rozpływie w wyrobisku. Jak pokazują badania, rozlewność posiada też bezpośredni wpływ na właściwości mechaniczne hydromieszaniny [5].

Zwiększenie rozlewności mieszaniny osiąga się przez zwiększenie udziału wody w mieszaninie. Skutkiem wzrostu udziału wody jest zmniejszenie koncentracji części stałych, zmniejszenie gęstości mieszaniny, obniżenie lepkości, wydłużenie czasu wiązania, pogorszenie właściwości wytrzymałościowych zestalonej mieszaniny, a w skrajnym przypadku nawet utrata zdolności do jej zestalania. Z punktu widzenia hydrotransportu mieszanina o mniejszej koncentracji części stałych zapewnia mniejsze opory przepływu w instalacji, a więc zapewnia większą prędkość przepływu i większy zasięg hydrotransportu, co jest istotne zwłaszcza w przypadku znacznej odległości poziomej miejsc prowadzenia robót od szybu podsadzkowego lub niewielkiej różnicy poziomów między powierzchnią terenu a miejscem prowadzenia robót wypełniających. Z drugiej strony mieszanina o dużej rozlewności zawiera ilość wody znacznie większą od możliwej do związania przez popioły lotne w niej zawarte. Ale woda nadmiarowa odpływająca z miejsca lokowania hydromieszaniny łączy się z wodami kopalnianymi i może wpływać na ewentualny wzrost zagrożenia wodnego. Biorąc powyższe pod uwagę,

należy zawsze dążyć do optymalizacji składu hydromieszaniny pod względem udziału wody nadmiarowej.

Wartości rozlewności i gęstości mieszanin sporządzonych na bazie różnych popiołów fluidalnych przy różnych udziałach wody przedstawiono w tabeli 20.1.

Tabela 20.1 Udział masowe W:S oraz gęstość hydromieszanin popiołowo-wodnych

Rodzaj popiołu	Oznaczenie mieszaniny	Rozlewność mieszaniny mm	Udział masowy W:S*	Gęstość g/dm ³
Z kotła fluidalnego	FLJ-160	160	0,95	1512
	FLJ-200	200	1,04	1485
	FLJ-240	240	1,16	1456
	FLS-160	160	1,04	1455
	FLS-200	200	1,18	1420
	FLS-240	240	1,33	1390
	FLŁ-160	160	0,81	1526
	FLŁ-200	200	0,88	1497
	FLŁ-240	240	0,96	1462

* S-suchy popiół lotny, W-woda

Jak widać z przeprowadzonych badań wraz ze wzrostem udziału wody w składzie mieszaniny jej rozlewność rośnie a gęstość spada. W przypadku mieszanin sporządzonych na bazie popiołu fluidalnego FLJ wraz ze wzrostem rozlewności w zakresie od 160 do 240 mm gęstość mieszanin zmniejszała się od 1512 do 1456 g/dm³, natomiast stosunek masowy W/S wzrastał od 0,95 do 1,16. Dla mieszanin sporządzonych na bazie popiołu fluidalnego FLS wraz ze wzrostem rozlewności w zakresie od 160 do 240 mm gęstość mieszanin zmniejszała się od 1455 do 1390 g/dm³, natomiast stosunek masowy W/S wzrastał od 1,04 do 1,33. Gęstość mieszanin sporządzonych z popiołu fluidalnego FLŁ w zakresie rozlewności od 160 do 240 mm spadała od 1526 do 1462 g/dm³, a stosunek W/S wzrastał od 0,81 do 0,96.

Podsumowując, należy stwierdzić, że sporządzając hydromieszaniny o takiej samej rozlewności (konsystencji) z różnych popiołów fluidalnych nie można jednoznacznie stwierdzić jaki będzie jej stosunek masowy W/S bez wykonania badań pomiarowych.

20.2.2 Wyniki badań ilości wody nadosadowej

Wyniki badań ilości wody nadosadowej hydromieszanin sporządzonych na bazie popiołów z kotłów fluidalnych przedstawiono w tabeli 20.2.

Jak widać z przeprowadzonych badań wraz ze wzrostem rozlewności hydromieszaniny ilość wody nadosadowej rośnie. W przypadku mieszanin sporządzonych na bazie popiołu fluidalnego FLJ w zakresie rozlewności od 160 do 240 mm ilość wody nadosadowej wynosiła w przedziale od 3,2 do 6,0%. Dla mieszanin z popiołem fluidalnym FLS przy takiej samej rozlewności wynosiła od 7,5 do 18,5%, natomiast dla popiołu fluidalnego FLŁ od 4,1 do 10,8%. Widoczne różnice uzyskanych wyników badań ilości wody nadmiarowej wynikają z różnych wartości wodochłonności poszczególnych popiołów fluidalnych wynikających z różnic w pracy kotłów energetycznych z których pochodzą.

Tabela 20.2 Ilość wody nadosadowej dla hydromieszanin popiołowo-wodnych

Rodzaj popiołu	Oznaczenie mieszaniny	Rozlewność mieszaniny mm	Ilość wody nadosadowej %
Z kotła fluidalnego	FLJ-160	160	3,2
	FLJ-200	200	4,2
	FLJ-240	240	6,0
	FLS-160	160	7,5
	FLS-200	200	13,6
	FLS-240	240	18,5
	FLŁ-160	160	4,1
	FLŁ-200	200	7,0
	FLŁ-240	240	10,8

20.2.3 Wyniki badań czasu tężenia i czasu wiązania

W celu określenia możliwości przenoszenia obciążenia przez mieszaninę zestalającą przed zakończeniem procesu jej wiązania w początkowym okresie, wykonuje się pomiar nośności przy użyciu zmodyfikowanego aparatu Vicata. Jako czas tężenia przyjmuje się czas, po którym hydromieszanina przenosi obciążenie równe $0,5 \text{ MPa}$ [7]. Wyniki badań czasu tężenia hydromieszanin sporządzonych na bazie popiołów z kotłów fluidalnych przedstawiono w tabeli 20.3.

Tabela 20.3 Czasy tężenia i wiązania w zależności od rozlewności hydromieszanin sporządzonych na bazie różnych popiołów fluidalnych

Rodzaj popiołu	Oznaczenie mieszaniny	Rozlewność mm	Czas doby			
			Początek wiązania	Koniec wiązania	Czas wiązania	Czas tężenia
Z kotła fluidalnego	FLJ-160	160	2	3,5	1,5	3
	FLJ-200	200	2	4	2	3,5
	FLJ-240	240	2,5	4,5	2	3,5
	FLS-160	160	1,5	3	1,5	2,5
	FLS-200	200	1,5	3	1,5	3
	FLS-240	240	1,5	3,5	2	3
	FLŁ-160	160	2,5	4	1,5	3
	FLŁ-200	200	2,5	4	1,5	3
	FLŁ-240	240	2,5	4,5	2	3,5

Przeprowadzone badania nośności wykazały, że niezależnie od rodzaju popiołu lotnego wraz ze wzrostem udziału wody w hydromieszaninie (i co za tym idzie wzrostem rozlewności) czas tężenia rośnie. Hydromieszaniny sporządzone na bazie popiołów fluidalnych przy rozlewności od 160 do 280 mm posiadały podobne czasy tężenia wynoszące od 2,5 do 3,5 dnia.

Warunkiem bezpiecznego stosowania hydromieszanin do wypełniania wyrobisk i pustek podziemnych jest między innymi zmiana postaci hydromieszaniny z ciekłej w ciało stałe, dlatego też czas wiązania jest jednym z ważniejszych parametrów charakteryzujących zestalające mieszaniny popiołowo-wodne. Pomiar czasu wiązania przeprowadza się za pomocą aparatu Vicata a uzyskany wynik pozwala na prognozowanie zachowania się mieszaniny zestalającej po wprowadzeniu jej do pustki poeksploatacyjnej. Z przeprowadzonych badań wynika (tabela 20.3), że niezależnie od

rodzaju popiołu fluidalnego wraz ze wzrostem udziału wody w hydromieszaninie czas zakończenia procesu wiążania rośnie. Czasy zakończenia procesu wiążania mieszanin sporządzonych na bazie popiołów fluidalnych były podobne i wynosiły w przedziale od 3 do 4,5 dnia.

20.2.4 Wyniki badań wytrzymałości R_c i rozmakalności

Wyniki pomiarów wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie mieszanin popiołowo-wodnych sporządzonych na bazie popiołów z kotłów fluidalnych przedstawiono w tabeli 20.4.

Tabela 20.4 Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie i rozmakalność w zależności od rozlewności mieszanin sporządzonych na bazie wybranych popiołów fluidalnych

Rodzaj popiołu	Oznaczenie mieszaniny	Wytrzymałość R_c MPa				Rozmakalność %
		7 dni	14 dni	28 dni	R_c 28 + 24h nasączania wodą	
Z kotła fluidalnego	FLJ-160	3,86	5,20	6,44	6,10	5,28
	FLJ-200	3,41	4,95	6,21	5,75	7,41
	FLJ-240	3,22	4,31	5,52	4,96	10,14
	FLS-160	0,32	0,61	0,84	0,75	10,71
	FLS-200	0,3	0,54	0,72	0,62	13,89
	FLS-240	0,24	0,48	0,68	0,56	17,64
	FLŁ-160	0,57	1,43	4,02	3,63	9,70
	FLŁ-200	0,54	1,3	3,77	3,38	10,34
	FLŁ-240	0,46	1,15	3,65	3,12	14,52

Jak wynika z przeprowadzonych badań, wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie wszystkich przebadanych hydromieszanin maleje wraz ze wzrostem ich rozlewności. Badania wykazały również dużą zmienność wytrzymałości wśród hydromieszanin wykonanych na bazie badanych popiołów fluidalnych. Mieszaniny z popiołów fluidalnych FLJ i FLŁ posiadały po 28 dniach wytrzymałość wynoszącą dla popiołu FLJ od 5,52 do 6,44 MPa, a dla popiołu FLŁ od 3,65 do 4,02 MPa, natomiast mieszaniny z popiołu fluidalnego FLS posiadały wytrzymałość w przedziale od 0,68 do 0,84 MPa.

Badanie rozmakalności zestalonych hydromieszanin przeprowadza się w celu określenia ich odporności na działanie wody. Odporność mieszanin na rozmakanie określano na podstawie pomiaru wytrzymałości na ściskanie prób sezonowanych przez okres 28 dni w komorze klimatyzacyjnej, a następnie zanurzanych na 24 godziny w wodzie. Miarą rozmakalności staje się w ten sposób zmiana wytrzymałości na ściskanie próbki pod wpływem oddziaływania wody. Wyniki pomiarów rozmakalności hydromieszanin sporządzonych na bazie popiołów z różnych kotłów fluidalnych przedstawiono w tabeli 20.4.

Mieszaniny sporządzone na bazie popiołów fluidalnych charakteryzowały się następującymi wartościami rozmakalności:

- hydromieszaniny z popiołu FLJ w zakresie od 5,28 do 10,14%,
- hydromieszaniny z popiołu FLS w zakresie od 10,71 do 17,64%,
- hydromieszaniny z popiołu FLŁ w zakresie od 9,70 do 14,52%.

Uzyskane wyniki badań rozmakalności spełniają w pełnym zakresie wymagania normowe.

20.3 PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

Badania laboratoryjne własności fizyko-mechanicznych mieszanin wykonanych na bazie różnych popiołów fluidalnych przeprowadzono celem:

- wykazania różnic własności fizycznych hydromieszanin wykonanych na bazie popiołów fluidalnych pochodzących z różnych zakładów energetycznych,
- oceny przydatności hydromieszanin wykonanych na bazie popiołów fluidalnych do wypełniania zbędnych wyrobisk i pustek podziemnych zgodnie z normą PN-G/11011:1998.

Na podstawie analizy otrzymanych wyników badań laboratoryjnych hydromieszanin popiołowo-wodnych wykonanych na bazie trzech rodzajów popiołów fluidalnych oznaczonych w referacie FLJ, FLS i FLŁ, można sformułować następujące wnioski:

- Wraz ze wzrostem wskaźnika W/S rozlewność hydromieszanin rośnie a gęstość spada. Sporządzając mieszaniny o takiej samej rozlewności np. 160 mm mieszanina z udziałem popiołu fluidalnego FLS charakteryzuje się wskaźnikiem W/S równym 0,95, natomiast z udziałem popiołu FLŁ wskaźnikiem równym 0,81. Świadczy to dużej zmienności udziałów masowych przy stałej rozlewności spowodowane różną wodochłonnością charakteryzującą poszczególne popioły fluidalne pozyskane z różnych zakładów energetycznych.
- Ilość wody nadosadowej rośnie wraz ze wzrostem wskaźnika W/S hydromieszanin. Hydromieszaniny sporządzone na bazie popiołów fluidalnych w zakresie rozlewności od 160 do 240 mm posiadają ilość wody nadmiarowej odpowiednio w zakresie: popiół FLJ od 3,2 do 6,0%, popiół FLŁ od 4,1 do 10,8%, natomiast popiół FLS od 7,5 do 18,5%.
- Badania czasu tężenia jednoznacznie wykazały, że niezależnie od rodzaju popiołu fluidalnego wraz ze wzrostem wskaźnika W/S hydromieszanin i wzrostem rozlewności, czas tężenia rośnie. Hydromieszaniny sporządzone w zakresie rozlewności od 160 do 240 mm posiadają zblizone czasy tężenia wynoszące od 2,5 do 3,5 dni.
- We wszystkich badanych hydromieszaninach wraz ze wzrostem wskaźnika W/S hydromieszanin czas zakończenia procesu wiążania rośnie. W mieszaninach sporządzonych z różnych popiołów fluidalnych w zakresie rozlewności od 160 do 240 mm koniec wiążania następował maksymalnie po 4,5 dniach.
- Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie wszystkich przebadanych hydromieszanin sporządzonych na bazie popiołów fluidalnych maleje wraz ze wzrostem ich rozlewności. Największą wartość wytrzymałości 6,44 MPa po 28 dniach osiągnęła mieszanina sporządzona na bazie popiołu fluidalnego FLJ przy rozlewności 160 mm. Najniższą wytrzymałość wynoszącą 0,68 MPa posiadała mieszanina sporządzona z popiołem FLS przy rozlewności 240 mm.

- Badania rozmakalności wykazały, że w badanym zakresie rozlewności 160÷240 mm mieszaniny sporządzone na bazie popiołu fluidalnego FLJ charakteryzowały się rozmakalnością w zakresie od 5,28 do 10,14%, na bazie popiołu FLS od 10,71 do 17,64%, natomiast na bazie popiołu FLŁ od 2,64 do 6,89%.

Analizując uzyskane wyniki badań należy stwierdzić, że badane popioły fluidalne niezależnie od miejsca ich powstawania posiadają właściwości pucolanowe pozwalające na uzyskanie wartości parametrów wiążących i wytrzymałościowych hydromieszanin z nich wykonanych zgodnych z normą PN-G/11011 nawet przy największej rozlewności wynoszącej 240 mm. Rozlewność ta pozwala na bardzo dobry rozpływ hydromieszaniny w likwidowanym wyrobisku oraz jej dobrą transportowalność rurociągiem, jednak należy spodziewać się w zależności od rodzaju popiołu zwiększonego odcieku wody nadmiarowej nawet do ok. 19% jak w przypadku mieszaniny z popiołem FLS. Celem optymalizacji (minimalizacji) udziału wody w hydromieszaninie należy przed ich przemysłowym zastosowaniem wykonać dodatkowo analizę parametrów hydrotransportu hydromieszanin dla konkretnej trasy rurociągowej instalacji i na jej podstawie określić optymalny wskaźnik W/S zapewniający równocześnie dobry rozpływ hydromieszaniny w wyrobisku i minimalną ilość wody odciekowej.

Podsumowując, należy stwierdzić, że dostępne obecnie na rynku popioły fluidalne w mieszaninie z wodą, przy odpowiednio dobranym wskaźnikiem W/S spełniają wymagania normowe i mogą być z powodzeniem rekomendowane do zastosowania jako wiążący materiał wypełniający likwidowane wyrobiska i pustki podziemne.

LITERATURA

1. J. Palarski, "Fill transportation and Sedimentation Mechanisms For Stopes Filling", 9th International Conference on Transport and Sedimentation Of Solid Particles, 2-5 Sept.1997, Kraków, Poland.
2. F. Plewa, Z. Mysłek, „Zagospodarowanie odpadów przemysłowych w podziemnych technologiach górniczych”, Wydawnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2001.
3. F. Plewa, H. Kleta, Zastosowanie odpadów energetycznych do likwidacji wyrobisk górniczych w kopalniach metanowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., s. Górnictwo, z. 250, Gliwice, 2001.
4. F. Plewa, M. Popczyk, Z. Mysłek, Rodzaj produktów wytwarzanych w energetyce zawodowej i możliwość ich wykorzystania w podziemnych technologiach górniczych. Polityka energetyczna. T. 10, Z. specjalny 2. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków 2007.
5. F. Plewa, M. Popczyk, Wyznaczanie wybranych parametrów hydromieszanin wykorzystywanych w technologiach górniczych w funkcji rozlewności. Międzynarodowa Konferencja VIII Szkoła Geomechaniki, 2007. Zeszyt specjalny, Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.
6. F. Plewa, M. Popczyk, P. Piontek, Zastosowanie ubocznych produktów spalania z kotłów fluidalnych energetyki zawodowej w podsadzce hydraulicznej. Polityka Energetyczna. Wydawnictwo IGSMiE PAN Kraków 2009.
7. PN-G-11011:1998 – Materiały do podsadzki zestalanej i doszczelniania zrobów – wymagania i badania.

8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 11 maja 2015r w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami. Dz. U. 2015 poz. 796.
9. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2014r w sprawie katalogu odpadów. Dz. U. 2014 poz. 1923.
10. Ustawa z dnia 14 grudnia 2012r o odpadach. Dz. U. 2013 poz. 21.
11. Własne materiały Z.G. Ekoplus sp. z o.o.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr inż. Marcin Popczyk
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: marcin.popczyk@polsl.pl

**ANALIZA WŁAŚCIWOŚCI FIZYKO-MECHANICZNYCH HYDROMIESZANIN
WYKONANYCH NA BAZIE POPIOŁÓW Z KOTŁÓW FLUIDALNYCH
POD KĄTEM MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA
DO LIKWIDACJI PUSTEK I WYROBISK PODZIEMNYCH**

Streszczenie: W polskich kopalniach węgla kamiennego od wielu lat z powodzeniem wykorzystywane są drobnofrakcyjne odpady energetyczne w postaci zawiesin popiołowo-wodnych. Przykładem takich odpadów są popioły z kotłów fluidalnych posiadające własności pucolanowe pozwalające na wykorzystanie ich do wypełniania wybranych wyrobisk i pustek podziemnych materiałem o wymaganych parametrach wytrzymałościowych. Z uwagi na różnice własności fizycznych różnych popiołów fluidalnych, w artykule przedstawiono wyniki badań hydromieszalin wykonywanych na bazie popiołów fluidalnych z trzech wybranych zakładów energetycznych.

Słowa kluczowe: popioły lotne, odzysk odpadów, podsadzanie wyrobisk

**ANALYSIS OF PHYSICO-MECHANICAL PROPERTIES OF HYDROMIXTURES
PREPARED BASED ON ASHES FROM FLUIDIZED BED BOILERS REGARDING
POSSIBILITIES OF LIQUIDATION OF THE UNDERGROUND EXCAVATIONS
AND CAVITIES**

Abstract: For many years in Polish coal mines there are successfully used fine grade energy waste in form of ashed or water suspension, which are transported to selected places using pipelined gravity installations. One of this waste are ashes from fluidized boilers. Due to the pozzolanic properties, fly ashes can be used in mining technologies, which require filling selected underground cavities with material with required strength. According to some differences in physical properties of ashes, in this paper there are presented the results of hydromixtures' researches made on the basis of the ashes in the three electricity boards.

Key words: Flying ashes, waste removal, filling cavities

21

TERENY POGÓRNICZE NA OBSZARZE GMINY GLIWICE – STUDIUM PRZYPADKU

21.1 WSTĘP

Problem zagospodarowania terenów pogórniczych to problem nie tylko gminy Gliwice, ale całego województwa śląskiego. Duża liczba terenów poprzemysłowych w tym rejonie jest efektem wieloletniej działalności kopalń węgla kamiennego, które w ostatnich kilkunastu latach zaczęły chylić się ku upadkowi. Tereny te często pozostają we własności kopalń i Skarbu Państwa, które to nie znajdująając wystarczających środków finansowych i inwestorów, a także napotykając problemy wynikające z braku odpowiednich regulacji prawnych, pozostawiają je samym sobie. Oczywiście nie trudno znaleźć również przykłady terenów w pełni zrewitalizowanych, które są świetną reklamą dla regionu i potwierdzeniem, że inwestowanie w rewitalizację terenów poprzemysłowych jest opłacalne nie tylko dla ich właścicieli i inwestorów, ale także dla lokalnej ludności. W samej gminie Gliwice znajdziemy kilka naprawdę interesujących przykładów rewitalizacji obszarów, które wcześniej należały do przemysłu wydobywczego. Ciągle jednak pozostaje wiele niewykorzystanych możliwości oraz terenów pogórniczych, na których albo te działania nie zostały w ogóle podjęte, albo podjęte działania nie przyniosły oczekiwanych efektów.

W dzisiejszych czasach, kiedy świadomość władz i społeczeństwa w zakresie zagospodarowania terenów poprzemysłowych wzrasta; kiedy lokalna ludność widzi realne efekty podejmowanych działań i czerpie z nich korzyści, trudno się nie zgodzić, że nie warto dążyć do rewitalizacji obiektów pogórniczych. Faktem jest, iż ciągle brakuje odpowiednich regulacji prawnych i narzędzi, które pozwoliłyby działać samorządom w sposób bardziej efektywny. Pojawia się natomiast coraz więcej baz wiedzy na temat zdegradowanych terenów pogórniczych, powstają publikacje dotyczące szans i zagrożeń czy możliwości wykorzystania innowacyjnych narzędzi, pomocnych w zarządzaniu ich rewitalizacją [3].

Istotnym i często pojawiającym się w niniejszym artykule terminem jest rewitalizacja, zasadne zatem wydaje się jego wyjaśnienie. Rewitalizacja rozumiana jest tu jako szereg działań mających na celu nadanie terenom zdegradowanym (np. działalnością górniczą) nowej wartości, znalezienie nowego zastosowania. Działania prowadzone w ramach rewitalizacji terenów pogórniczych obejmują działania

rekultywacyjne oraz wszelkie działania zmierzające do nadania tym terenom nowych funkcji. W literaturze można się spotkać również z pojęciem zrównoważonej rewitalizacji, która rozumiana jest jako działania rewitalizacyjne mające na uwadze nie tylko dobro przyszłych pokoleń i wzgłydy ekonomiczne, ale także wzgłydy środowiskowe, akceptację lokalnej społeczności, czy specyficzne uwarunkowania danego obszaru [1].

Czynniki te mają istotny wpływ na podejmowane przez właścicieli terenów pogórniczych decyzje o ich ponownym zagospodarowaniu. Jednak czy zawsze należy dążyć do rewitalizacji tych terenów? W niniejszym artykule autorzy pragną pokazać, iż rewitalizacja nie zawsze jest słusznym rozwiązańiem. Opisane w artykule tereny pogórnicze znajdujące się w powiecie gliwickim, przedstawiają trzy różne odsłony działań rewitalizacyjnych. Ocena tych terenów – aktualnego stanu znajdujących się na nich obiektów oraz pobliskiej infrastruktury i zabudowań, pozwoliła autorom na wyznaczenie działań, które mogłyby zostać podjęte w przyszłości w celu ich ponownego zagospodarowania. Należy mieć jednak na uwadze, że działania te winny być poprzedzone konsultacjami społecznymi, które pozwolą zweryfikować ich zasadność i uszczegółować planowane inwestycje.

21.2 WYBRANE TERENY POGÓRNICZE

Działalność górnicza na terenie Gliwic rozpoczęła się stosunkowo późno ze względu na dużą głębokość występujących pokładów węgla. Wydobycie zapoczątkowano w dzisiejszej dzielnicy Sośnica w połowie XIX wieku. Na przestrzeni dwóch stuleci na obszarze funkcjonowały dwie kopalnie: „Gliwice” oraz „Sośnica” podzielona na ruch wschodni i zachodni. W roku 1997 zdecydowano o likwidacji pola „Wschód” KWK „Sośnica”, pozostawiając „Zachód”, które istnieje do dziś. Na skutek trudnej sytuacji ekonomicznej w roku 2000 zamknięto KWK „Gliwice”, której główne obiekty powierzchniowe znajdowały się przy ul. Bojkowskiej. Dawną cechownią zakładu oraz część obiektów powierzchniowych została wykorzystana przez miasto, głównie na cele edukacyjne, oraz przez przedsiębiorstwa z branży IT. Jest to często prezentowany przykład udanej rewitalizacji obszarów pogórniczych na terenie Górnego Śląska. W skład KWK „Gliwice” wchodziły ponadto szyby wentylacyjne położone peryferyjnie w Wójtowej Wsi, w polu „Ostropa” oraz „Łabędy”. Teren po tym ostatnim został wykorzystany na potrzeby przedsiębiorstwa branży logistycznej [2, 4]. W niniejszym artykule opisano obszary pogórnicze leżące w rejonie pierwszych dwóch szybów peryferyjnych KWK „Gliwice” oraz infrastrukturę pola „Wschód” KWK „Sośnica”.

21.2.1 Teren pogórniczy „Szyb Ostropa”

Dawny rejon szybu wentylacyjnego w polu wydobywczym „Ostropa” KWK „Gliwice” znajduje się na ul. Ciesielskiej w Gliwicach. Około 800 metrów od obiektu znajduje się zwałowisko odpadów pogórniczych, do którego niegdyś prowadził tor kolejki wąskotorowej – znaczący dystans pozwala na osobne traktowanie omawianych terenów. Likwidacja szybu w polu wydobywczym rozpoczęła się na początku lat 90-

tych, wyburzono wtedy wierzę szybową, a na terenie kopalni pozostawiono liczne obiekty kubaturowe (rys. 21.1, 21.2, 21.3).



Rys. 21.1 Teren „Szybu Ostropa” – widok od frontu

Źródło: zdjęcie M. Stępień.



Rys. 21.11 Teren „Szybu Ostropa” – pozostawiony na terenie złom

Źródło: zdjęcie M. Stępień.



Rys. 21.12 Teren „Szybu Ostropa” – jeden z pozostawionych budynków

Źródło: zdjęcie M. Stępień.

21.2.2 Teren pogórniczy „Szyb Wójtowa Wieś”

Szyb zjazdowo-materiałowo-wydechowy „Wójtowa Wieś” znajdował się na ul. Ku Dołom w otoczeniu ogródków działkowych oraz pól uprawnych (rys. 21.4). Jedynymi pozostałościami infrastruktury kopalnianej jest korek szybowy znajdujący się na rozległej łące (rys. 21.5).



Rys. 21.13 Teren „Szybu Wójtowa Wieś” – widok na łąkę

Źródło: zdjęcie K. Kurus.



Rys. 21.14 Teren „Szybu Wójtowa Wieś” – korek szybowy

Źródło: zdjęcie K. Kurus.

21.2.3 Teren pogórniczy „Sośnica wschód”

Dawny zakład górniczy znajdował się przy ul. Władysława Sikorskiego na granicy Gliwic i Zabrza. W latach 1996-1997 zasypano szyb „I” i „II”, wyburzono wieże, budynek nadszybia i obiekty płuczki oraz zdemontowano układ torowy. W budynku nadszybia mieścią się firmy handlowo-usługowe (rys. 21.6), a na terenie dawnych placów materiałowych działa dziś przedsiębiorstwo budowlane – pozostał teren jest niezagospodarowany (rys. 21.7, 21.8).



Rys. 21.15 Teren „Sośnica Wschód” – główny budynek

Źródło: zdjęcie M. Stępień.



Rys. 21.16 Teren „Sośnica Wschód” – widok z tyłu terenu dawnej kopalni

Źródło: zdjęcie K. Kurus.



Rys. 21.17 Teren "Sośnica Wschód" - widok na pusty teren po dawnych bocznicy kolejowej

Źródło: zdjęcie K. Kurus.

Ocena wybranych terenów pogórnictwowych w gminie Gliwice została przeprowadzona na podstawie kryteriów zawartych w formularzu znajdującym się w poniższej tabeli (tabela 21.1). Zebrane w formularzu informacje posłużyły do wskazania propozycji przyszłych działań, które według autorów powinny zostać przeprowadzone na analizowanych terenach.

Tabela 21.1 Charakterystyka wybranych terenów pogórnictwowych

Nazwa terenu		„Szyb Ostropa”	„Szyb Wójtowa Wieś”	„Sośnica Wschód”
Lokalizacja		ul. Ciesielska, zachodnie Gliwice	ul. Ku Dołom, południowo- zachodnie Gliwice	ul. Władysława Sikorskiego, wschodnie Gliwice
Powierzchnia		4,5 ha	1 ha	12,5 ha
Struktura własności		100% Skarb Państwa	100% gmina	100% Skarb Państwa
Status prawny terenu		uregulowany	uregulowany	uregulowany
Podjęte działania		likwidacja szybu, wyburzenie części budynków	wyburzenie budynków, likwidacja szybu, niwelacja terenu	wyburzenie części budynków, likwidacja szybów, płuczki, likwidacja bocznic kolejowej
Media	Energia elektryczna	tak	tak	tak
	Woda i kanalizacja	tak	tak	tak
	Gaz i CO	nie	nie	tak
	Sieć telekomunikacyjna	tak	tak	tak
Rodzaj i stan zabudowy terenu		zabudowa rozproszona, wielokondygnacyjna, część z budynków opuszczona (w złym stanie technicznym), kominek kotłowni (ok 64 m wysokości), plac parkingowy	korek szybowy (średnica ok. 6 m), brak zabudowy	zabudowa zwarta, wielokondygnacyjna, place parkingowe
Obecność odpadów		duża ilość złomu, szkła, możliwe odpady niebezpieczne, dzikie wysypisko	brak	dzikie wysypisko, odpady przemysłowe
Dojazd do terenu		utrudniony, wąskie uliczki, droga asfaltowa w złym stanie, płyty betonowe	trudny, wąskie drogi, częściowo droga gruntowa	bramy wjazdowe znajdują się przy głównej drodze
Najbliższa linia kolejowa (odległość w km)		4,5 km	4 km	przylega
Najbliższa droga główna (odległość w km)		1 km, autostrada A4	1 km, droga wojewódzka 408	przylega, droga gminna; 400 m, DTŚ
Wewnętrzny układ komunikacyjny		drogi gruntowe	brak	drogi asfaltowe
Obecne formy użytkowania terenu		działalność usługowo-produkcyjna	teren zielony, łąka	działalność usługowo-handlowa

Charakterystyka otoczenia (roślinność, bliska zabudowa)	w pobliżu: pola, tereny leśne, zwarta zabudowa jednorodzinna, działalność usługowa; roślinność ruderalna	w pobliżu: zabudowa jednorodzinna, ogródki działkowe, pola uprawne, teren wojskowy; roślinność trawiasta	W pobliżu: działalność usługowa, szkoła, łąki, tereny leśny, tereny kolejowe; roślinność ruderalna
Atrakcyjność terenu	brak	teren atrakcyjny krajobrazowo	atrakcyjne położenie terenu
Stopień zagrożenia środowiskowego	średni	mały	średni
Dokument określający przyszłe zagospodarowanie	miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice	miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice	miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice
Obecne koncepcje zagospodarowania terenu	działalność usługowo-produkcyjna	działalność usługowa, częściowo pod południowo-zachodnią obwodnicę	działalność usługowo-produkcyjna

Źródło: opracowanie własne na podstawie [5, 6, 7, 8].

21.3 MOŻLIWE KIERUNKI ZAGOSPODAROWANIA – PODSUMOWANIE

W artykule wskazano trzy tereny pogórnicze, na których znajdowała się infrastruktura kopalniana. Tereny te w mniejszym lub większym stopniu wymagają podjęcia działań rewitalizacyjnych, a ich kierunek powinien być zgodny z Miejscowymi Planami Zagospodarowania Przestrzennego miasta Gliwic. Warto również pamiętać o tzw. zrównoważonej rewitalizacji, która bierze pod uwagę takie czynniki jak: dostępność środków finansowych, nastroje społeczne oraz uwarunkowania lokalne. Mając to na względzie, autorzy niniejszego artykułu wyznaczyli kilka kierunków działań, które mogłyby zostać podjęte na omawianych terenach pogórniczych.

W przypadku „Szybu Wójtowa Wieś” można zgodzić się z zaplanowanym przez miasto Gliwice kierunkiem zagospodarowania działki na potrzeby budowy obwodnicy południowo-zachodniej. Jest to racjonalne wykorzystanie obszaru już zrekultywowanego, który został przekazany samorządowi. Część tego terenu może zostać przekształcona również w tereny zielone lub ogródki działkowe, które ucierpią na budowanej drodze. Odpowiedniego zabezpieczenia wymaga jednak pozostawiony na tym terenie szyb, który choć został zasypany, nadal potencjalne zagrożenia. Jest to teren, który właściwie nie wymaga dalszych działań rewitalizacyjnych i może pozostać w takiej postaci w jakiej znajduje się obecnie.

Dawna zabudowa KWK „Sośnica” – „Pole Wschód” („Sośnica Wschód”) znajduje się w złym stanie wizualnym, liczne banery reklamowe szpecą otoczenie. Pomimo dużego potencjału dawnej cehowni nie jest on w żadnym stopniu wykorzystywany, obiekt dla osoby postronnej jest niemożliwy do skojarzenia z górniczą przeszłością. Lokalizacja tego terenu i bliska działalność jest na tyle atrakcyjna, że warto byłoby przeznaczyć ten teren pod budowę centrum logistycznego. Dużym plusem tego terenu jest bliskość Drogowej Trasy Średnicowej oraz przyległa linia kolejowa. Pierwszym działaniem, które powinno zostać podjęte i które leży w interesie miasta jest doprowadzenie budynków

oraz przyległego terenu do przyzwoitego stanu, co jest częściowo ułatwione z powodu 100% własności Skarbu Państwa. Istniejąca już na tym terenie działalność nie uniemożliwia przeprowadzenia działań rekultywacyjnych i rewitalizacyjnych. Teren ten zdecydowanie powinien zostać wykorzystany pod działalność handlowo-usługową i kierunek ten również jest kierunkiem z jakim zgadzają się autorzy.

Teren dawnej KWK „Gliwice” – „Pole Ostropa” („Szyb Ostropa”) jest wykorzystywany w niewielkim stopniu przez małe firmy usługowo-produkcyjne. Obszar jest znaczco oddalony od centrum miasta, a utrudniony dojazd ogranicza możliwości prowadzenia tam działalności gospodarczej. Większość budynków jest w złym stanie technicznym, a sam teren jest znacznie zarośnięty przez roślinność ruderalną. Pomimo kilkunastu lat od zakończenia likwidacji do tej pory nie udało się znaleźć inwestora, obiekt ten nadal znajduje się w rękach Kompanii Węglowej SA. Bardzo zły stan obiektu i jego zaniedbanie z pewnością zniechęca potencjalnych inwestorów. Pierwszym krokiem w rewitalizacji tego terenu powinno być usunięcie samosiewów, wyburzenie rozproszonych na terenie pustostanów oraz wyrównanie terenu. Część budynków, która są w dobrym stanie technicznym można zaadaptować na niewielką działalność handlowo-usługową. Można wykorzystać również bliskość terenów zielonych i po pracach rewitalizacyjnych zalesić część tego terenu.

Aby planowane działania odniosły sukces trzeba jednak czegoś więcej niż rzetelnej analizy rewitalizowanych terenów i czynników je warunkujących, potrzeba jeszcze odpowiednich narzędzi oraz organu, który zajął by się koordynacją tychże działań. Nadzieje dają zmiany, które w ostatnich latach mają na celu zbudowanie baz wiedzy na temat terenów poprzemysłowych, w tym terenów pogórnictycznych, a także liczne jednostki specjalizujące się w ich rewitalizacji i rekultywacji. Jednak bez odpowiednich regulacji prawnych, oczekiwany przez wszystkich efekt jest trudny do uzyskania. Duża ilość tych terenów, nie tylko w województwie śląskim, świadczy ciągle na niekorzyść władz lokalnych i jednostek administracji rządowej. Choć trzeba przyznać, że pomimo wielu utrudnień, niektóre z podejmowanych działań rewitalizacyjnych są dobrym początkiem do zmian w tym obszarze.

LITERATURA

1. B. Bialecka, W. Biały, (red.): *Tereny pogórnicze – szanse, zagrożenia. Analiza przypadku*, Gliwice: PA NOVA, 2014.
2. A. Frużyński, *Kopalnie węgla kamiennego w Polsce*, Łódź: Księży Młyn Dom Wydawniczy, 2012.
3. K. Hermann, M. Stępień, *Czynniki determinujące wykorzystanie innowacyjnych narzędzi wspomagających zarządzanie rewitalizacją terenów pogórnictycznych*, [w] *Górnictwo węgla kamiennego – inteligentne rozwiązania*, K. Midor, K. Michalski [red.], Gliwice: PA NOVA, 2015, s. 52-61.
4. J. Jaros, *Słownik historyczny kopalń węgla na ziemiach polskich*, Katowice: Śląski Instytut Naukowy, 1984.
5. <http://msip-mapa.um.gliwice.pl/portal/>
6. Uchwała Nr III/14/2010 Rady Miejskiej w Gliwicach z dnia 16 grudnia 2010 r. w sprawie miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice dla

- terenu obejmującego dzielnicę Ostropa, Dziennik Urzędowy Województwa Śląskiego z 10 lutego 2011r., Nr 33, poz. 598.
7. Uchwała Nr IX/113/2011 Rady Miejskiej w Gliwicach z dnia 2 czerwca 2011 r. w sprawie miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice dla terenów związanych bezpośrednio z rozwojem układu komunikacyjnego w Gliwicach, położonych wzdłuż południowo-zachodniej obwodnicy miasta oraz autostrady A-4, Dziennik Urzędowy Województwa Śląskiego z 27 lipca 2011r., Nr 159, poz. 3010.
8. Uchwała nr XXXV/1062/2010 Rady Miejskiej w Gliwicach z dnia 10 czerwca 2010r. w sprawie miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego miasta Gliwice dla obszaru obejmującego dzielnicę Sośnica – północ, Dziennik Urzędowy Województwa Śląskiego z 4 sierpnia 2010r., Nr 143, poz. 2372.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Krzysztof Kurus, mgr Monika Stępień
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
Zakład Zarządzania Jakością i Bezpieczeństwem
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: krzysztof.kurus@polsl.pl; monika.stepien@polsl.pl

TERENY POGÓRNICZE NA OBSZARZE GMINY GLIWICE – STUDIUM PRZYPADKU

Streszczenie: Celem niniejszego artykułu jest zwrócenie uwagi na problem terenów zdegradowanych działalnością górniczą w gminie Gliwice. Artykuł ten jest studium przypadku dla trzech terenów pogórniczych, na których w różnym stopniu podjęto działania zmierzające do ich rewitalizacji lub całkowicie zaniechano tych działań. W artykule przedstawiono porównanie wybranych terenów i obiektywną ocenę autorów, która pozwoliła na wyznaczenie kierunków ich przyszłego zagospodarowania.

Słowa kluczowe: tereny pogórnicze, tereny poprzemysłowe, rewitalizacja, rekultywacja

POST-MINING AREAS IN THE DISTRICT OF GLIWICE – CASE STUDY

Abstract: The aim of this article is to draw attention to the problem areas degraded by mining activities in the municipality of Gliwice. This article is a case study for three post-mining areas, which in varying degrees, actions were taken for the revitalization of these areas or they were completely abandoned. The article presents a comparison of selected areas and objective evaluation of the authors, which helped to determine the directions of their future development.

Key words: post-mining areas, industrial areas, revitalization, land reclamation

22

ZŁOŻONOŚĆ WIELOWYMIAROWEGO POMIARU EFEKTYWNOŚCI FUNKCJONOWANIA PRZEDSIĘBIORSTW – PRZYCZYNEK DO DALSZYCH BADAŃ

22.1 DEFINICJE EFEKTYWNOŚCI FUNKCJONOWANIA

Efektywność jest pojęciem niejednoznaczny i różnie interpretowanym. Bywa określana za pomocą takich pojęć, jak: sprawność, skuteczność, celowość, produktywność, korzystność, pozytywny wynik, rentowność, wydajność, racjonalność, ekonomiczność czy też użyteczność. Przy czym efektywność charakteryzuje się najszerzym zakresem obejmowanych treści, dotyczy bowiem relacji między efektami, celami, nakładami i kosztami w ujęciu strukturalnym i dynamicznym [11]. Należy również podkreślić, że efekt może, ale nie musi mieć charakteru zamierzonego. To odróżnia efektywność od skuteczności, w przypadku, której w analizie określa się stopień osiągnięcia zamierzonych celów [2, 3].

Penc definiuje efektywność ekonomiczną, jako „rezultat działalności podmiotu gospodarczego lub określonego przedsięwzięcia, będący wynikiem relacji uzyskiwanych efektów do poniesionych nakładów. Jest to miara osiągnięć organizacji na poziomie operacyjnym i strategicznym. Samuelsoson i Marks określają efektywność ekonomiczną, jako najlepszy z możliwych sposób wykorzystania zasobów przedsiębiorstwa. Kamińska zauważa, że efektywność to wielokryterialny osąd dotyczący nakładów i efektów związanych z przedsięwzięciem. Z kolei Drucker definiuje ją po prostu, jako stopień realizacji celu [11].

Pojęcie efektywności funkcjonowania nie tylko różnie jest interpretowane przez autorów publikacji naukowych, ale również samo badanie literatury międzynarodowej, powoduje wątpliwości dotyczące tłumaczenia terminu efektywność. Efektywność w języku angielskim określana jest, jako effectiveness. Termin effectiveness tłumaczony jest na język polski różnie, jako efektywność, skuteczność, a nawet, jako sprawność. W wielu opracowaniach przyjmuje się uproszczoną interpretację, że efficiency z języka angielskiego należy tłumaczyć, jako efektywność, natomiast effectiveness jako skuteczność [18].

Efektywność jest różnie klasyfikowana w literaturze. Może dotyczyć gospodarki, przedsiębiorstwa, procesu, finansów, decyzji, kierowania, inwestycji itp. Wobec czego w literaturze pojawiają się takie pojęcia jak: efektywność ekonomiczna [14], efektywność gospodarowania [10], efektywność działalności gospodarczej [15], efektywność procesu [6], efektywność techniczna [12] czy efektywność finansowa [1, 19]. Może być ona rozpatrywana w krótkich i długich okresach, zarówno w skali mikro-, jak i makroekonomicznej. W odniesieniu do efektywności przedsiębiorstwa wyróżnia się dwa punkty widzenia: wewnętrzny, który koncentruje się na zagadnieniach klasycznie rozumianej produktywności, oraz zewnętrzny, uwzględniający opinie klientów dotyczące postrzeganej przez nich wartości [11]. Ponadto można wyróżnić dwa wymiary: operacyjny i strategiczny. Efektywność w sensie operacyjnym oznacza realizowanie działań znacznie lepiej niż inni w tej samej branży, realizując tę samą koncepcję biznesowego działania. Z kolei wymiar strategiczny efektywności związany jest z zaleceniem, by działać w odmienny sposób, urzeczywistniając tym samym unikatowe koncepcje biznesowego działania [17].

Efektywność może być również rozumiana w sposób węższy lub szerszy. Wąskie rozumienie odnosi się do efektywności ekonomicznej dotyczącej stosunku, jaki zachodzi między wartością poniesionych nakładów a wartością efektów uzyskanych dzięki tym nakładom. Efektywność w tym rozumieniu ma ścisły związek z efektywnością techniczno-ekonomiczną, która przedstawia stosunek między ilością poniesionych nakładów (zużytych materiałów) a ilością wyprodukowanych dóbr (towarów). Natomiast szerokie rozumienie pojęcia „efektywność działania” to najlepsze rezultaty w produkcji czy dystrybucji towarów i usług osiągnięte po najniższych kosztach [11]. Reasumując dalej efektywność może być rozpatrywana również w dwóch ujęciach: ekonomicznym i organizacyjnym. Pierwsze z nich sprowadza efektywność do relacji wyników do kosztów ich osiągnięcia. Ujęcie to jest wynikiem rozwoju teorii efektywnej alokacji zasobów V. Pareto. Drugie ujęcie efektywności, rozpatrywanej na gruncie teorii organizacji i zarządzania, związane jest z podejściem prakseologicznym. Efektywność w tym przypadku traktowana jest, jako szeroka kategoria odnosząca się do pozytywnych wyników i atrybutów organizacji [18].

Zgodnie z koncepcją Lawlensa wyróżniono sześć zmiennych wyznaczających efektywność organizacji [11]:

1. wydajność – czyli stosunek wyniku do nakładu w sensie techniczno-ekonomicznym;
2. morale – jest to określenie stosowane do stopnia zaspokojenia potrzeb członków organizacji;
3. dostosowania – które oznaczają konformizm wobec przyjętych celów organizacyjnych;
4. elastyczność – określana jako stopień łatwości reagowania na zmiany;
5. instytucjonalizacja – oznaczana jako stopień poparcia, jaki dana organizacja uzyskuje ze strony swojego otoczenia;
6. stabilność – będąca miarą dobrych stosunków między pracownikami.

Różnorodność podejść powoduje, że efektywność przedstawiana jest w literaturze przedmiotu wielowymiarowo [17]. Na podstawie przeprowadzonych badań Skrzypek wyróżnia następujące wymiary: finansowy, operacyjny, rynkowy, dynamiczny (rozwojowy), pozyskiwania nowych umiejętności. Dla porównania – Bielski przedstawia, takie wymiary jak: rzeczowy, ekonomiczny, systemowy, polityczny, kulturowy, behawioralny [11]. Jaki proponuje wymiary takie jak: efektywność rzeczowa, ekonomiczna, techniczno-produkcyjna, systemowa, środowiskowa, społeczna, etyczno-kulturowa, behawioralna oraz efektywność oparta na jakości [4] Z kolei Marciak uwzględnia aspekty związane z: efektywnością finansową, techniczną, organizacyjną, społeczną oraz środowiskową [9].

22.2 POMIAR EFEKTYWNOŚCI FUNKCJONOWANIA

W literaturze przedmiotu można odnaleźć przykłady stosowanej metodyki oceny efektywności organizacyjnej. Jedną z pierwszych koncepcji przedstawił Suchman, który wyróżnił pięć etapów [18]:

1. wskazanie użytkowników oceny.
2. identyfikacja celów związanych z efektywnością.
3. wyznaczenie obszarów organizacji, które zostaną poddane badaniu.
4. dobór kryteriów oceny.
5. dobór metod i przeprowadzenie oceny.

Stosownie do wyznaczanych celów efektywnościowych dobierane są kryteria oceny. Proponuje się, ograniczenie tylko do najważniejszych aspektów oraz dobór kryteriów, które można zmierzyć obiektywnie [18].

Zwykle pomiar efektywności jest dokonywany przez badanie przyrostów lub jako odpowiednik prakseologicznej ekonomiczności (jako stosunek uzyskiwanych efektów do ponoszonych nakładów – formuła względna miernika) lub prakseologicznej korzystności (tj. różnicy pomiędzy efektami a nakładami – formuła bezwzględna miernika). Pozostaje nierostrzygnięta kwestia ilości i rodzajów miar efektywności funkcjonowania przedsiębiorstwa [2, 15]. Literatura jako jedną z podstawowych miar efektywności finansowej przedsiębiorstw wskazuje rentowność. W ujęciu bezwzględnym wyrażana jest ona zyskiem osiąganym z prowadzonej działalności gospodarczej przez przedsiębiorstwo. Jednak określając poziom rentowności należy posłużyć się relatywnymi miarami rentowności, odnosząc zysk do różnych kategorii ekonomicznych np.: przychodów ze sprzedaży [5].

Jaki dokonał systematyzacji stosowanych w literaturze wskaźników, dzieląc je na trzy grupy [17]:

1. wskaźniki księgowe – traktujące efektywność jako relację pomiędzy przychodami i kosztami, skupiające się przede wszystkim na pomiarze rentowności na różnych poziomach wyniku finansowego, odnoszące ją do wielkości zaangażowanego kapitału oraz wartości aktywów. Oparte są one na danych historycznych, co stanowi źródło ich popularności. Przykłady: ROI (wskaźnik rentowności kapitału), ROA (wskaźnik rentowności aktywów), EBIT (zysk operacyjny);

2. wskaźniki finansowe – bazujące na przepływach gotówkowych, jako głównym parametrze oceny. Ta grupa wskaźników eliminuje niedoskonałości wskaźników księgowych, dotyczące stosowania różnych zasad rachunkowości i metod w zakresie wyceny aktywów i pasywów [13]. Jednak wymaga dostępu do bardziej szczegółowych informacji, niż te prezentowane w sprawozdaniach finansowych. Przykłady: FCF (wolne przepływy pieniężne, NPV (wartość bieżąca netto);
3. wskaźniki rynkowe – pozwalające na ocenę efektywności, szczególnie z punktu widzenia inwestorów i właścicieli. Jednak należy zauważyć, że w tym przypadku ocenia się bardziej efektywność inwestycji w akcje przedsiębiorstwa aniżeli efektywność przedsiębiorstwa jako całości. Przykłady: EVA (ekonomiczna wartość dodana), TSR (stopa zwrotu z akcji).

Nasuwa się pytanie czy każde ekonomiczne osiągnięcie celu jest przypadkiem efektywności. Literatura przedstawia argumenty, że tak nie jest, szczególnie gdy jest to efektywność osiągana za każdą cenę, także gdy chodzi o niemierzalne wartości społeczne. Działanie efektywne powinno być zgodne z akceptowalną społecznie hierarchią wartości. Nie można mówić o działalności efektywnej bez społecznej użyteczności. Ale warto zauważyć, że nie ma także efektywności społecznej bez odpowiedniego poziomu efektywności ekonomicznej. Dlatego też efektywność powinna być rozważana, jako kategoria społeczno-ekonomiczna [11].

Wielowymiarowe ujęcie uwzględniające aspekty środowiskowe czy społeczne potęguje efekt związany z wielością miar efektywnościowych przedstawianych w literaturze przedmiotu. Przy czym sam pomiar nakładów czy też rezultatów może również być utrudniony ze względu na [2]:

- niewymierność ilościową niektórych efektów/nakładów;
- niewymierność wartościową niektórych efektów/nakładów;
- jednoczesne wykorzystanie tych samych nakładów w celu uzyskania różnych, oddzielnie analizowanych efektów;
- brak bezpośredniego związku przyczynowo-skutkowego między niektórymi efektami a nakładami, przy jednoczesnym występowaniu związku pośredniego;
- niedoskonałość narzędzi pomiarowych;
- brak porównywalności między nakładami i rezultatami będący wynikiem ich prezentacji z zastosowaniem różnych jednostek pomiarowych.

22.3 ZAKOŃCZENIE

Efektywność jest pojęciem wielowymiarowym i różnie interpretowanym. Jak zauważa Głodziński: znaczenie paradygmatu efektywności przeszło proces głębokiej ewolucji – od ujęcia prakseologicznego, poprzez podejście finansowe oparte na analizie wskaźnikowej zmieniło się w wielowymiarową ocenę, uwzględniającą m.in. zrównoważony rozwój i koncepcję CSR. W takiej sytuacji poszukiwanie miar efektywności i zwiększenie poziomu jakości tych miar przy złożoności samej efektywności, może być odbierane jako swoistego rodzaju dążenie do nieosiągalnej doskonałości. Wobec czego z jednej strony praktycy w przedsiębiorstwach (w

przeciwieństwie do postulatów teoretyków) używają na ogół prostych miar efektywności, takich jak: wielkość sprzedaży, zysk, udział w rynku. Niestety te miary nie wyczerpują kompleksowego pomiaru efektywności funkcjonowania współczesnych firm [15]. Z drugiej strony, dokonując praktycznej oceny efektywności należy mieć na uwadze koszty pozyskania tych informacji [18].

Powyższe kwestie dotyczące efektywności funkcjonowania przedsiębiorstw zostaną wykorzystane w badaniach teoretycznych oraz empirycznych dotyczących relacji zachodzących pomiędzy współpracą międzyorganizacyjną a efektywnością funkcjonowania przedsiębiorstw. Dotychczasowa analiza literatury przedmiotu wykazała, że relacja jest przedmiotem wielu analiz i badań empirycznych [7, 8, 16]. W związku z wątpliwościami dotyczącymi tłumaczenia pojęcia efektywność funkcjonowania na język angielski, postanowiono w badaniach teoretycznych, prócz słowa kluczowego „performance”, przeanalizować wyniki również dla pojęcia „efficiency”.

LITERATURA

1. R. Garbiec, Wykorzystanie mierników efektywności finansowej w zabezpieczeniu społecznym, „*Studia Ekonomiczne*” 2014, nr 180, s. 99-109.
2. E. Głodziański, Efektywność ekonomiczna – dylematy definiowania i pomiaru, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie*, z. 73, Gliwice 2014, s. 158.
3. I. Grzonka, Orientacja marketingowa a efektywność i konkurencyjność współczesnych przedsiębiorstw, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie*, z. 52, Gliwice 2011, s. 76.
4. A. Jaki, Paradygmat efektywności w zarządzaniu, „*Przegląd Organizacji*” 2011, nr. 4, s. 4.
5. J. Keller, R. Pastusiak, Płynność a efektywność funkcjonowania przedsiębiorstwa na przykładzie spółek notowanych na GPW, *Acta Universitatis Lodziensis, „Folia Oeconomica”* 2014, nr 300, s. 158.
6. A. Kochmańska, Elementy decydujące o efektywności procesu wdrożenia innowacji w organizacjach na przykładzie przedsiębiorstwa z branży usługowej, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie*, z. 80, Gliwice 2015, s. 151-162.
7. Y. Kunhui, S. Liyin, T. Yongtao, Response strategies to the competition in the Chinese construction market, „*Construction Management & Economics*” 2010, vol. 28 (2), p. 115-124.
8. G. Maldonado-Guzmán, C.H. González-Campo, E.J. Galvez-Albarracín, Co-operation as a marketing strategy in Mexico's SMEs: An empirical evidence, „*Revista de Globalización, Competitividad & Gobernabilidad*” 2012, vol. 6 (2), p. 16-28.
9. S. Marciak, Ocena efektywności nowatorskich przedsięwzięć techniczno-organizacyjnych – ujęcie holistyczne, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie*, z. 73, Gliwice 2014, s. 402.
10. A. Melich, Efektywność gospodarowania. Istota – metody – warunki, Państwowe Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 1980.

11. E. Skrzypek, Efektywność ekonomiczna jako ważny czynnik sukcesu organizacji, Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, nr. 262, Wrocław 2012, s. 313-314.
12. E. Stola, Efektywność techniczna a efektywność finansowa banków komercyjnych, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia, nr. 37, Szczecin 2011, s. 141-151.
13. M. Strojek-Filus, Pomiar i prezentacja sprawozdawcza dokonań finansowych przedsiębiorstwa a cele menedżerów, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie, z. 80, Gliwice 2015, s. 253-266.
14. M. Szudy, Efektywność ekonomiczna w ujęciu dynamicznym a sprawność systemu gospodarczego, [w:] Kategorie i teorie ekonomiczne oraz polityka gospodarcza, Zagóra-Jonszta U. (red.), Uniwersytet Ekonomiczny w Katowicach, Katowice 2013, s. 22-29.
15. P. Tarka, Wyznaczniki efektywności działalności gospodarczej, „Przegląd Organizacji” 2010, nr. 6, s. 12-19.
16. S. Vixathep, N. Matsunaga, Firm performance in a transitional economy: a case study of Vietnam’s garment industry, „Journal of the Asia Pacific Economy” 2012, vol. 17 (1), p.74-93.
17. R. Wilczyński, Pomiar efektywności a cele przedsiębiorstw, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia, nr. 66, Szczecin 2014, s. 548.
18. B. Ziębicki, Metodyka oceny efektywności organizacyjnej, [w:] Historia i perspektywy nauk o zarządzaniu, Mikuła B. (red.), Wydawnictwo Fundacji Uniwersytetu Ekonomicznego w Krakowie, Kraków 2012, s. 382.
19. D. Zimon, Wpływ systemu zarządzania jakością według normy ISO 9001 na efektywność ekonomiczną małych i średnich organizacji, „Przegląd Organizacji” 2012, nr. 5, s. 40-44.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

mgr Agnieszka Czerwińska-Lubszczyk, dr hab. inż. Anna Michna, prof. nzw. Pol. Śl.
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Ekonomii i Informatyki,
ul. Roosevelta 26-28, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: agnieszka.czerwinska-lubszczyk@polsl.pl; anna@michna.pl

ZŁOŻONOŚĆ WIELOWYMIAROWEGO POMIARU EFEKTYWNOŚCI FUNKCJONOWANIA PRZEDSIĘBIORSTW – PRZYCZYNEK DO DALSZYCH BADAŃ

Streszczenie: Artykuł powstał w oparciu o badania literatury z zakresu efektywności funkcjonowania przedsiębiorstw. Omówiono problem definiowania oraz pomiaru efektywności funkcjonowania przedsiębiorstw; poruszono kwestię podejścia wielowymiarowego. W artykule wskazano również kierunki dalszych badań z zakresu relacji pomiędzy współpracą międzyorganizacyjną a efektywnością funkcjonowania przedsiębiorstw.

Słowa kluczowe: efektywność funkcjonowania przedsiębiorstw, pomiar

THE COMPLEXITY OF MULTIDIMENSIONAL ENTERPRISE PERFORMANCE MEASUREMENT – CONTRIBUTION TO FURTHER RESEARCH

Abstract: Paper is based on research of literature in the field of efficiency. It discusses the issues of defining and measuring enterprise performance. Multidimensional approach was presented. The paper indicates the directions for further research in the field of the relation between interorganizational cooperation and firm's performance.

Key words: efficiency, performance, measurement

23

DOŚWIADCZENIA ZAKŁADU ODMETANOWANIA KOPALN „ZOK” Sp. z o.o. JASTRZĘBIU-ZDROJU, W PROJEKTOWANIU I BUDOWIE POWIERZCHNIOWYCH I PODZIEMNYCH STACJI ODMETANOWANIA

23.1 WPROWADZENIE

Jednym z najskuteczniejszych sposobów zwalczania zagrożenia metanowego jest prowadzenie odmetanowania górotworu. Centralnym punktem instalacji odmetanowania jest stacja odmetanowania, w której znajdują się urządzenia wytwarzające podciśnienie w sieci rurociągów metanowych. Podciśnienie wykorzystywane jest do transportu mieszaniny metanowo-powietrznej z punktów ujęć tj. z otworów drenażowych lub zza tam izolacyjnych. Otwory drenażowe z reguły wykonywane są w rejonach eksploatacyjnych, w których prowadzone jest wydobycie węgla w warunkach zagrożenia metanowego. W ten sposób ujęty gaz jest odprowadzony na stację odmetanowania, a następnie w zależności od typu stacji do atmosfery lub do odbiorcy. Pozyskany w ten sposób gaz wykorzystuje się gospodarczo. W najbardziej rozwiniętych układach kogeneracji do produkcji energii elektrycznej, ciepła oraz chłodu. Wytworzona energia wykorzystywana jest w ruchu zakładu górnictwa, przy założeniu że nadmiar może być zbywany w sieciach zewnętrznych. W Polsce pierwsza stacja odmetanowania powstała w 1959 r. w kopalni „Silesia” w Czechowicach-Dziedzicach. Była to pionierska instalacja odmetanowania. W latach 60-tych XX wieku nastąpił gwałtowny rozwój technologii odmetanowania w Polsce. W tym czasie wdrażano odmetanowanie w kolejnych kopalniach, w których budowano kolejne stacje. Były to kopalnie Rybnickiego Okręgu Węglowego dzisiejszej Jastrzębskiej Spółki Węglowej. W późniejszych latach, w miarę wzrostu zagrożenia metanowego w obrębie Górnospiskiego Zagłębia Węglowego stacje odmetanowania powstawały i nadal powstają w kolejnych kopalniach. Budowa instalacji odmetanowania w kopalniach eksploatujących złoże węgla kamiennego w warunkach zagrożenia metanowego znacznie poprawia bezpieczeństwo pracy. Pozwala również na gospodarcze wykorzystanie ujętego metanu, co w sposób znaczący poprawia wskaźniki ekonomiczne kopalń [1, 3].

23.2 PODZIAŁ STACJI ODMETANOWANIA

Stacja odmetanowania jest kluczowym elementem instalacji odmetanowania na kopalni. Służy do wytwarzania podciśnienia w sieci dołowych rurociągów odmetanowania oraz służy jako przetłocznia gazu do jego odbiorców.

Ze względu na zakres działania i lokalizacje stacji, można je podzielić na trzy zasadnicze typy:

- Stacje centralne powierzchniowe,
- Stacje centralne dołowe,
- Stacje lokalnego odmetanowania.

Centralne powierzchniowe stacje odmetanowania zlokalizowane są zwykle w pobliżu szybów wydechowych zakładów górniczych. Do stacji poprowadzone są rurociągi ssące z wyrobisk dołowych z miejsc ujęć metanu. Jest to rozwiązanie podstawowe, o którym mowa jest w § 298 pkt 1. Rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych z dnia 28 czerwca 2002 r. Stacje powierzchniowe projektowane i budowane są w sposób umożliwiający gospodarcze wykorzystanie gazu z odmetanowania i przesłanie go do odbiorcy. Obecnie eksploatowanych jest 19 powierzchniowych stacji odmetanowania w 18 ruchach zakładów górniczych. Większość z nich powstała w XXI wieku z czego 7 po roku 2010. Dwie powierzchniowe stacje odmetanowania powstały w latach 60 ubiegłego wieku. Są to stacje w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Zofiówka” oraz w PG „Silesia” [4]. Generalnie, obecnie, polskie stacje odmetanowania należą do najnowocześniejszych na świecie i umożliwiają gospodarcze wykorzystanie ujmowanego metanu. Dołowe centralne stacje odmetanowania zasięgiem obejmują całą kopalnię lub kilka rejonów eksploatacyjnych. W przypadku stacji elektrycznych zlokalizowane są w niezależnym prądzie powietrza. Ujęty gaz wypuszczany jest do grupowych prądów powietrza zużytego lub na powierzchnię. Stacje lokalnego odmetanowania przeznaczone są do odmetanowania jednego przodka eksploatacyjnego lub jednego rejonu. Ujęty gaz wypuszczany jest do prądów powietrza zużytego.

23.3 URZĄDZENIA W STACJACH ODMETANOWANIA

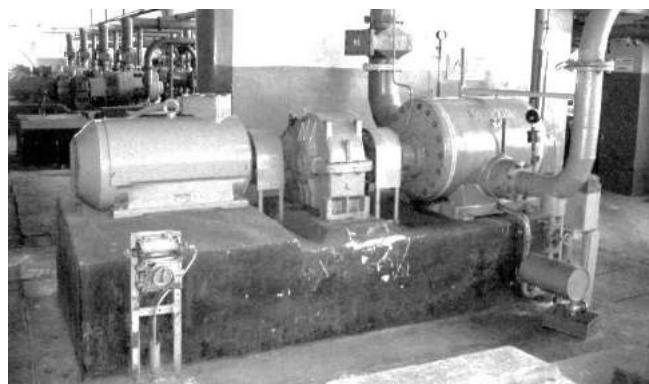
23.3.1 Stacje powierzchniowe

Zasadniczym elementem stacji odmetanowania jest urządzenie do wytwarzania podciśnienia. W XX wieku szeroko stosowane były pompy i dmuchawy próżniowe z wirującym pierścieniem cieczowym typu PW 7 i DW 7 (rys. 23.1) oraz sprężarki łożyskowe typu Zgoda M30-G1 i Wittig-500 G (rys. 23.2).

W latach 80-tych wprowadzono do stosowania sprężarki typu Roots'a firmy Aerzener (rys. 23.3). W stacjach tych regulacja wydajności jak również wartości podciśnienia i nadciśnienia w rurociągach odbywała się ręcznie przy pomocy układu zasuw. Aparatura kontrolno-pomiarowa znajdowała się w pomieszczeniu pomiarowym (rys. 23.4).



Rys. 23.1 Pompy próżniowe z wirującym pierścieniem cieczowym typu PW 7 i DW 7



Rys. 23.2 Sprężarka typu Wittig



Rys. 23.3 Sprężarka typu Roots'a firmy Aerzener



Rys. 23.4 Aparatura kontrolno-pomiarowa w pomieszczeniu pomiarowni

Do każdego urządzenia pomiarowego doprowadzony był gaz za pomocą rurki impulsowej z punktu poboru. Gaz po jego sprężeniu chłodzony był wodą, która schładzana była w chłodniach kaskadowych (rys. 23.5).



Rys. 23.5 Chłodnia kaskadowa

Odczyt podstawowych parametrów pracy stacji odmetanowania z urządzeń pomiarowych, takich jak:

- podciśnienie na wlocie do stacji,
- stężenie metanu w ujmowanym gазie,
- temperatura gazu ujmowanego i tłoczonego,
- ciśnienie gazu w rurociągu do odbiorcy,
- ciśnienie różnicowe na kryzach pomiarowych,
- parametry pracy poszczególnych dmuchaw,

odbywał się raz na godzinę i zapisywany był w raporcie pracy stacji odmetanowania. Ilość ujmowanego gazu i gazu tłoczonego do odbiorcy (wyrażona w nm^3/min), na podstawie dokonanych odczytów, przeliczana była ręcznie i tak jak pozostałe odczyty zapisywana raz na godzinę w raporcie gazowym. System ten obarczony był więc sporym błędem. Konstrukcja XX-wiecznej powierzchniowej stacji odmetanowania była skomplikowana, a zastosowane urządzenia wymagały stałej obsługi, ulegały one również częstym awariom. Ujemną stroną ówczesnych stacji odmetanowania, wynikającą z konstrukcji stosowanych urządzeń, było duże zawodnienie i zaoliwienie gazu przesyłanego do odbiorcy. W konsekwencji ograniczało to w sposób znaczący możliwość jego gospodarczego wykorzystania. W praktyce gaz ten wykorzystywany był tylko do produkcji ciepła w kotłach węglowo-gazowych i w procesie suszenia węgla.

Dzięki rozwojowi techniki, w szczególności automatyki przemysłowej, konstrukcja powierzchniowej stacji odmetanowania w XXI wieku uległa znacznym przeobrażeniom.

Obecnie powszechnie stosowane są dmuchawy typu Roots'a (rys. 23.6). W najnowszych rozwiązańach dmuchawy te zamknięte są w kontenerach dźwiękochłonnych. Zmniejsza to w sposób znaczący emisję hałasu do środowiska w otoczeniu stacji.



Rys. 23.6 Dmuchawa typu Roots'a

Znacznie również poprawia komfort pracy w pomieszczeniu hali dmuchaw. Sterowanie wartością podciśnienia i ilością ujmowanego gazu odbywa się automatycznie poprzez zmianę obrotów silnika elektrycznego napędzającego dmuchawę. Zmiana obrotów realizowana jest za pomocą przemiennika częstotliwości. Układ filtrująco-odwadniający gaz przed jego sprężeniem (rys. 23.7) oraz konstrukcja dmuchaw zapewnia wysoką czystość gazu przetaczanego do odbiorcy. Umożliwia to wykorzystanie gazu w układach kogeneracyjnych do produkcji energii elektrycznej i ciepła.



Rys. 23.7 Układ filtrująco-odwadniający

Chłodzenie gazu po jego sprężeniu realizowane jest w układach zamkniętych. Czynnikiem chłodzącym jest roztwór glikolu, który schładzany jest do żądanej temperatury w agregacie wody lodowej (rys. 23.8). Praca agregatu odbywa się w trybie automatycznym na podstawie danych uzyskiwanych od czujników temperatury gazu zabudowanych w kolektorze tłocznym. Drugim powszechnie stosowanym obecnie

układem chłodzenia jest układ, w którym ciepło odbierane ze sprężonego gazu wykorzystywane jest do ogrzewania pomieszczeń stacji odmetanowania.



Rys. 23.8 Agregat wody lodowej

W tym przypadku czynnikiem chłodzącym gaz jest woda, która wykorzystywana jest następnie do ogrzewania pomieszczeń. W drugim obiegu natomiast wykorzystywany jest roztwór glikolu z wodą do usuwania nadwyżki ciepła z pierwszego obiegu.

Postęp techniczny w produkcji aparatury kontrolno-pomiarowej i zabezpieczającej pozwolił na całkowite wyeliminowanie rurek impulsowych z metanem w pomieszczeniu pomiarowni (rys. 23.9).



Rys. 23.9 Pomiarownia w nowoczesnych stacjach odmetanowania

Impuls pomiarowy realizowany jest za pomocą sygnałów niskoprądowych, w związku z tym tylko pomieszczenie hali dmuchaw zaliczone jest do strefy 1 zagrożenia

wybuchem, pozostałe pomieszczenia stacji zaliczone są do pomieszczeń niezagrożonych wybuchem.

Cały osprzęt zasilający, pomocniczy, sterowniczy i pomiarowy jest w wykonaniu iskrobezpiecznym, ognioszczelnym lub specjalnym. Iskrobezpieczne czujniki podłączone są do iskrobezpiecznych wejść kaset zabudowanych w hali dmuchaw. Każda z kaset posiada 1 lub 2 ośmioosiowe przetworniki z torami pomiarowymi iskrobezpiecznymi, z których po magistrali szeregowej tory transmisyjne podłączone są do sterownika swobodnie programowalnego umieszczonego w szafie sterowania w pomiarowni. Sterownik ten współpracuje z systemem komputerowym archiwizującym dane oraz przedstawiającym wizualnie cały proces technologiczny w stacji odmetanowania. Sygnały z czujników transmitowane za pomocą magistrali szeregowej doprowadzone są również do panelu operatorskiego, gdzie następuje archiwizacja danych, wyświetlanie stanu pracy poszczególnych czujników oraz istnieje możliwość wyboru parametrów progowych dla poszczególnych torów pomiarowych oraz wyboru trybów pracy obiektu (sterowanie ręczne lub automatyczne).

Zainstalowane urządzenia kontrolno-pomiarowe realizują funkcje w zakresie zdalnych pomiarów ogólnych stacji odmetanowania oraz parametrów pracy dmuchaw. Na pomiarach tych oparty jest system zabezpieczeń, sygnalizacji i regulacji stanów pracy stacji oraz dmuchaw.

W najnowszych rozwiązaniach, ilość ujmowanego i przesyłanego do odbiorcy gazu podawana jest on-line w specjalnie do tego przygotowanym systemie pomiarowo-rozliczeniowym. Oparty on jest na bardzo dokładnych urządzeniach pomiarowych. Chromatograf wykonuje pomiary stężeń gazów automatycznie, dane archiwizowane są w module pamięci chromatografa i przesyłane do systemu. Dla chromatografa indywidualnie dobierany jest układ kondycjonowania gazów, który odpowiedzialny jest za osuszenie próbki gazu, kontrolowanie ciśnienia próbki gazu, kontrolowanie przepływu próbki gazu oraz za usuwanie cząstek stałych z próbki zanieczyszczonej. Pomiar ilości przepływającego gazu w warunkach ruchowych realizowany jest za pomocą przepływomierza turbinowego. Ponadto wykonywane są pomiary ciśnienia, temperatury oraz wilgotności przepływającego gazu za pomocą iskrobezpiecznych przetworników. Pomiary wykonywane są w sposób ciągły. Dane z pomiarów są archiwizowane. Ilość przepływającego metanu na bieżąco automatycznie przeliczana jest w systemie do normalnych metrów sześciennych na minutę i prezentowana on-line na ekranach komputerów osób funkcyjnych odpowiedzialnych za ujęcie i wykorzystanie metanu [1].

23.3.2 Stacje dołowe

W XX wieku w centralnych dołowych stacjach odmetanowania, podobnie jak w stacjach powierzchniowych, do wytworzenia podciśnienia stosowano pompy i dmuchawy próżniowe z wirującym pierścieniem cieczowym typu PW 7 i DW 7 (rys. 23.1). Wysokość podciśnienia i wydajność regulowano za pomocą układu zasuw. Stacje te zlokalizowane były w niewielkim prądle powietrza. Ujęty gaz wypuszczany był z

reguły do grupowych prądów powietrza zużytego, rzadziej na powierzchnię. Pomiar realizowane były za pomocą czujników lokalnych tj. manometrów rtęciowych lub wodnych typu U-rurka

Dołowe lokalne stacje odmetanowania budowane w rejonach eksploatacyjnych oparte były na bateriach inżektorów (rys. 23.10). Urządzeniami wytwarzającymi podciśnienie były strumienice pneumatyczne typu „Huragan-80 lub 120” zasilanymi sprężonym powietrzem.



Rys. 23.10 Dołowa inżektorowa stacja odmetanowania

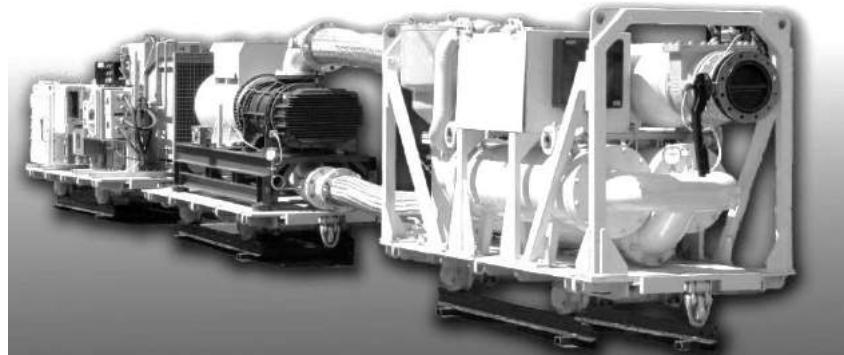
W latach 80-tych XX wieku na bazie pompy próżniowej z wirującym pierścieniem cieczowym typu PW 7 skonstruowano przewoźne urządzenie do ujmowania i przetaczania gazu typu PUPG-1 (rys. 23.11), które wielokrotnie było zastosowane w celu likwidacji zagrożeń metanowych. Kilkakrotnie zastosowano je również w akcjach pożarowych do zatłaczania metanu w celu inertyzacji atmosfery w polach pożarowych [1, 2].



Rys. 23.11 Przewoźne urządzenie do ujmowania i przetaczania gazu typu PUPG-1

W roku 2008 zostało zaprojektowane i zbudowane przewoźne urządzenie do ujmowania i przetaczania gazu typu PUPG-2 (rys. 23.12). Urządzenie to zastąpiło dotychczas stosowane urządzenia w stacjach dołowych. Z powodzeniem zostało zastosowane jako centralna dołowa stacja odmetanowania (KWK „Krupiński”, KWK „Chwałowice”, KWK „Murcki-Staszic” Ruch „Boże Dary”) jak i jako stacja dla

odmetanowania lokalnego (KWK „Wujek-Śląsk” Ruch „Wujek”). PUPG-2 składa się z trzech jednostek na podwoziu kołowym. Po dostarczeniu w miejsce pracy łączy się te trzy jednostki w jeden zestaw. Na platformie I zabudowana jest dmuchawa typu Roots'a o wydajności $52 \text{ nm}^3/\text{min}$ wraz z silnikiem elektrycznym. Wielkość podciśnienia wytwarzana przez dmuchawę regulowana jest poprzez zmianę obrotów silnika napędzającego dmuchawę. Zmiana ta realizowana jest za pomocą przemiennika częstotliwości zabudowanego na platformie III. Dmuchawę łączy się za pomocą węzy elastycznych z urządzeniami zabudowanymi na platformie II. Na platformie tej znajdują się po stronie ssącej przerywacz płomienia, filtr gazu oraz zawór zwrotny klapowy, natomiast po stronie tłocznej dwie chłodnice gazu i przerywacz płomienia. Zainstalowano tu także obieg gazu z regulatorem różnic ciśnienia zabezpieczającym dmuchawę przed wzrostem sumy ciśnienia i podciśnienia powyżej $0,07 \text{ MPa}$.



Rys. 23.12 Przewoźne urządzenie do ujmowania i przetaczania gazu typu PUPG-2

Podobnie jak w nowoczesnych powierzchniowych stacjach odmetanowania w PUPG-2 system zabezpieczający i sygnalizujący stanów pracy dmuchawy oraz całości urządzenia oparty jest na zdalnych pomiarach. Ponadto pomiary ogólne urządzenia oraz pomiary parametrów pracy dmuchawy w celu umożliwienia kontroli pracy czujników automatycznych realizowane są poprzez lokalne pomiary za pomocą manometrów, wakuometrów i termometrów przemysłowych.

Sterowanie parametrami pracy PUPG-2 może odbywać się za pomocą komputera lub szafy sterowniczej zabudowanej na platformie III, istnieje również możliwość sterowania pracą z powierzchni za pomocą komputera połączonego z szafą sterowniczą łączem teletechnicznym.

23.4 BEZOBSŁUGOWA PRZEWOŹNA STACJA ODMETANOWANIA TYPU PSO-1

W roku 2015 została zaprojektowana i zbudowana przez Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. w Jastrzębiu-Zdroju Bezobsługowa Przewoźna Stacja Odmetanowania typu PSO-1 (rys. 23.13.).



Rys. 23.13 Bezobsługowa Przewoźna Stacja Odmetanowania typu PSO-1

Dane techniczne PSO-1:

oznaczenie wyposażenia lub systemu ochronnego:

- kontener nr 1 – IP54
- kontener nr 2 i 3 – gr. II kat. 2G

maksymalna wartość podciśnienia

– 35 kPa

maksymalna wartość ciśnienia

– 20 kPa

wydajność stacji w warunkach granicznych

– do 55 Nm³/min.

zapotrzebowanie mocy

– 200 kW

prąd znamionowy

– 320 A

napięcie znamionowe

– 400 V

temperatura otoczenia

– -20 +40°C.

wymiary poszczególnych kontenerów:

kontener nr 1

– 3,7 m x 1,4 m x 2,3 m

kontener nr 2

– 6,0 m x 2,1 m x 2,7 m

kontener nr 3

– 3,3 m x 1,8 m x 2,4 m

Stacja przeznaczona jest przede wszystkim dla kopalń, w których nie przewiduje się długofalowej eksploatacji lub które tylko okresowo prowadzą odmetanowanie. Dedykowana jest również dla kopalń prowadzących odmetanowanie metodą otworów drenażowych wykonywanych z powierzchni.

Składa się z trzech kontenerów do zabudowy na wcześniej przygotowanych fundamentach. Została zaprojektowana do pracy bezobsługowej, a opcjonalnie informacje o pracy stacji mogą być przesyłane (przewodowo lub bezprzewodowo) do zewnętrznego pulpu sterowniczego lub systemu dyspozytorskiego.

Kontener nr 1 zawiera urządzenia odpowiadające za zasilanie oraz sterowanie PSO-1 oraz agregat wody lodowej, który odpowiada za utrzymywanie odpowiedniej temperatury cieczy chłodzącej sprężony gaz.

Kontener nr 2 zawiera agregat dmuchawy typu Roots'a wraz z tłumikami i

chłodnicą gazu, który odpowiada za wytworzenie odpowiedniej depresji, a następnie spręża gaz w celu dalszego przesłania go do odbiorcy lub na wydmuch. Chłodnica pozwala na utrzymanie stałej temperatury gazu podczas pracy stacji.

Kontener nr 3 zawiera instalację technologiczną, na którą składają się: układ filtrujący, pomiarowy i zabezpieczający oraz układ obiegu gazu umożliwiający pracę stacji przy niewielkim przepływie gazu.

23.5 PODSUMOWANIE

W przeciągu ostatnich 60 lat, nastąpił ogromny postęp technologiczny w zakresie budowy zarówno dołowych, jak i powierzchniowych stacji odmetanowania. Pomijając rozwiązania techniczno-maszynowe, których wynikiem jest zdecydowanie prostsza konstrukcja stacji oraz redukcja personelu do jej obsługi, w niektórych przypadkach nawet do zera, nowoczesne stacje odmetanowania zapewniają wysoką czystość gazu, zdecydowanie poprawiają bezpieczeństwo zwiększąc strefy zagrożenia wybuchem jedynie do hali dmuchaw. Ponad to, pozwalają na uzyskanie żądanych parametrów gazu, dzięki czemu odbiorca może go wykorzystać w układach kogeneracyjnych do produkcji energii elektrycznej, ciepła i chłodu. Aktualnie polskie stacje odmetanowania są najnowocześniejsze na świecie. W związku z tym, powinniśmy tą myśl techniczną eksportować do innych krajów, które dopiero oswajają się z zagrożeniem metanowym, bądź szukają efektywnych rozwiązań.

LITERATURA

1. J. Berger, J. Markiewicz, R. Krawczyk, „Nowoczesne stacje odmetanowania dla kopalń węgla kamiennego na przykładzie nowozrealizowanych obiektów w KWK „Pniówek” i KWK „Sośnica-Makoszowy” oraz przewoźnego urządzenia do ujmowania i przetaczania gazu typu PUPG-2”, Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. „Metan i jego wykorzystanie” Kraków 2011.
2. J. Berger, A. Badylak, A. Kozyra, „Ocena pracy dołowej stacji odmetanowania w KWK „Krupiński” w aspekcie wysokiej metanowości ściany B-13 w pokładzie 348” Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. „Metan i jego wykorzystanie” Kraków 2011.
3. J. Berger, J. Markiewicz, A. Badylak, „Odmetanowanie kluczem do poprawy bezpieczeństwa i efektywności eksploatacji ścianowej w kopalniach węgla kamiennego” Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. „Metan i jego wykorzystanie” Kraków 2011.
4. Praca zbiorowa pod kierunkiem J. Kabiesza, „Roczny raport (2014) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego” Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2015.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr inż. Jerzy Berger, mgr inż. Jerzy Markiewicz, mgr inż. Artur Badylak,
mgr Magdalena Olszewska, mgr inż. Joanna Berger-Kirszt
Zakład Odmetanowania Kopalń "ZOK" Sp. z o.o.
ul. Boczna 24, 44-335 Jastrzębie-Zdrój, Polska
e-mail: zok@zok.pl; markiewicz@zok.pl; a.badylak@zok-tech.pl;
m.olszewska@zok.pl; j.kirszt@zok.pl

**DOŚWIADCZENIA ZAKŁADU ODMETANOWANIA KOPALŃ „ZOK” SP. Z O.O.
W JASTRZĘBIU-ZDROJU, W PROJEKTOWANIU I BUDOWIE POWIERZCHNIOWYCH
I PODZIEMNYCH STACJI ODMETANOWANIA**

Streszczenie: W artykule przedstawiono istotę odmetanowania przy użyciu powierzchniowych i dołowych stacji odmetanowania. Zastosowane w kopalniach rozwiązania zostały opisane z podziałem ze względu na zakres działania i ich lokalizację, na stacje centralne powierzchniowe, stacje centralne dołowe oraz stacje lokalnego odmetanowania. Przedstawiono historię urządzeń oraz ich obsługę w odniesieniu do nowoczesnych rozwiązań ze wskazaniem na poprawę parametrów gazu przesyłanego do odbiorcy oraz zwiększenie możliwości jego gospodarczego wykorzystania. Urządzenia oraz zastosowane rozwiązania technologiczne zostały opisane na podstawie wieloletniej praktyki Zakładu Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o.

Słowa kluczowe: Odmetanowanie, stacje odmetanowania

**THE EXPERIENCE OF THE ZAKŁAD ODMETANOWANIA KOPALŃ „ZOK” SP. Z O.O.
W JASTRZĘBIU-ZDROJU, IN THE DESIGN AND CONSTRUCTION OF SURFACE
AND UNDERGROUND METHANE DRAINAGE STATIONS**

Abstract: The article presents the essence of methane drainage using surface and underground methane drainage stations. The solutions used nowadays in mines have been described with the division because of the range of scope and their location on: the central surface stations, central underground stations and local methane drainage stations. It presents the history of the devices and their operation in relation to modern solutions with an indication of improvement in the gas parameters that is sent to the recipient and the capacity of its economic usage. Equipment and technological solutions are described on the basis of long-standing practice of the Zakład Odmetanowania Kopalń "ZOK" Sp. z o.o.

Key words: Methane drainage, methane drainage stations

24

ANALIZA WENTYLACYJNO-METANOWA, JAKO NARZĘDZIE DLA BIEŻĄcej OCENY POZIOMU ZAGROŻENIA METANOWEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

24.1 WPROWADZENIE

W warunkach zagrożenia metanowego, najważniejszym celem procesu wentylacji kopalni jest doprowadzenie i utrzymanie w wyrobiskach górniczych dostatecznej ilości powietrza zapewniającej stężenia metanu poniżej wartości dopuszczalnych określonych przepisami górnictwymi. W kopalniach węgla kamiennego, do określenia stanu zagrożenia metanowego stosowana są powszechnie: metanowość bezwzględna całkowita oraz metanowość wentylacyjna. Metanowość bezwzględna całkowita określa całkowite wydzielanie metanu w środowisku ściany, z kolei metanowość wentylacyjna, emisję metanu uwalnianego do powietrza wentylacyjnego.

Rozwój badań nad metanowością bezwzględną środowisk ścian oraz próby określenia źródeł i intensywności emisji metanu zapoczątkowane zostały stosunkowo dawno przez Karla Wintera [8]. W późniejszym okresie prace badawcze nad intensywnością emisji metanu podczas eksploatacji ścian prowadzone były głównie przez Klausa Noack'a [5, 6] i dotyczyły głównie kopalń niemieckich.

W Polsce pojęcie metanowości bezwzględnej wprowadził Bolesław Kozłowski [1] a wyznaczone przez niego funkcje odgazowania pokładów metanonośnych objętych zasięgiem wpływu eksploatacji (dla warunków w polskich kopalniach) są wykorzystywane obecnie w opracowaniu obligatoryjnych prognoz metanowości bezwzględnej dla ścian. Aktualnie stosowana jest Instrukcja nr 14 GIG, zatytułowana: Dynamiczna Prognoza Metanowości Bezwzględnej Ścian [2].

Dla pełnego scharakteryzowania zagrożenia metanowego w rejonie, operowanie wyłącznie pojęciem metanowości bezwzględnej całkowej lub metanowości wentylacyjnej jest niewystarczające.

W celu precyzyjnego określenia stanu zagrożenia metanowego, wskazane jest odniesienie w/w wielkości do występujących rzeczywistych warunków wentylacyjnych tj. wydatków (ilości) powietrza w rejonie ściany lub do tzw. kryterialnej metanowości bezwzględnej zawartej w Zasadach prowadzenia ścian w

warunkach zagrożenia metanowego – Instrukcja GIG nr 17 [4]. Kryterialna metanowość bezwzględna informuje bowiem o granicznej wielkości emisji metanu w środowisku ściany, która może być zwalczona środkami wentylacyjnymi oraz odmetanowaniem.

24.2 OPRACOWANIE ZASAD BILANSOWANIA METANOWOŚCI Z UWZGLĘDNIENIEM WIELKOŚCI UJĘCIA METANU W REJONIE CZYNNEJ ŚCIANY

Bilans wydzielania metanu do rejonu czynnej ściany powinien bazować na ustaleniu całkowitej emisji metanu do środowiska ściany tzw. metanowość bezwzględna całkowita Q_c . Wielkość ta obejmuje dopływ metanu do środowiska ściany z pokładu eksploatowanego oraz z warstw (pokładów) znajdujących się w strefie odprężenia eksploatacyjnego (z warstwy stropowych i spągowych występujących w strefie desorpcji) [3]. W przypadku stosowania odmetanowania eksploatacyjnego w rejonie ściany w ramach profilaktyki ograniczającej dopływ metanu do wyrobisk związanych z rejonem ściany, do zbilansowania metanowości bezwzględnej całkowitej konieczne jest określenie 2-ch składowych metanowości bezwzględnej całkowitej, tj:

- wielkości ujęcia metanu do sieci odmetanowania, Q_o ,
- metanowości wentylacyjnej, Q_{we} .

$$Q_c = Q_o + Q_{we} \text{ m}^3/\text{min} \quad (24.1)$$

Wielkość ujęcia metanu do sieci odmetanowania Q_o (m^3/min) oznacza ilość metanu ujętego z obszaru górotworu objętego odziaływanie otworów drenażowych. Z uwagi na to że otwory wykonywane są w strefie odziaływania eksploatacyjnego, decydujący udział metanu ujmowanego do sieci odmetanowania pochodzi z metanonośnych warstw otaczających znajdujących się strefie odprężenia eksploatacyjnego. Wielkość ujęcia metanu do sieci odmetanowania może być określana na podstawie indywidualnych (ręcznych) pomiarów stężenia metanu i wydatku mieszaniny gazów w rurociągu odmetanowania odprowadzanego z rejonu wentylacyjnego. Pomiary te wykonywane okresowo na kryzie pomiarowej np. raz na dobę. Wielkość ujęcia metanu może być również mierzona w sposób ciągły przy pomocy automatycznego czujnika parametrów odmetanowania zainstalowanego na rurociągu. W celu odniesienia wielkości ujęcia metanu do warunków normalnych konieczny jest również pomiar ciśnienia i temperatury gazu w rurociągu. Dla parametrów stanu gazu zbliżonego do warunków normalnych wielkość ujęcia metanu do sieci odmetanowania Q_o może zostać określona na podstawie uproszczonej zależności:

$$Q_o = 0,01 \cdot n_o \cdot Q_G \text{ m}^3/\text{min} \quad (24.2)$$

gdzie:

n_o – stężenie metanu w mieszaninie gazów w rurociągu odmetanowania, %

Q_G – wydatek mieszaniny gazów w rurociągu odmetanowania, m^3/min

Metanowość wentylacyjna Q_{we} (m^3/min) stanowi wielkość wydzielania metanu do powietrza wentylacyjnego w wyrobiskach związanych z rejonem ściany. W ramach rejonu ściany najintensywniejsze wydzielanie metanu do powietrza wentylacyjnego

występuje głównie w wyrobisku eksploatacyjnym (ścianie) podczas procesu urabiania oraz w pozostałych wyrobiskach korytarzowych mających kontakt ze zrobami. Wielkość metanowości wentylacyjnej może zostać wyznaczona z różnicy między wydatkiem metanu odprowadzanym powietrzem z rejonu ściany a wydatkiem metanu doprowadzanym powietrzem wentylacyjnym do rejonu z innych źródeł:

$$Q_{we} = 0,01 (n_1 \cdot Q_1 - n_2 \cdot Q_2) \text{ m}^3/\text{min} \quad (24.3)$$

gdzie:

n_1 – stężenie metanu w powietrzu na wylocie z rejonu ściany, %

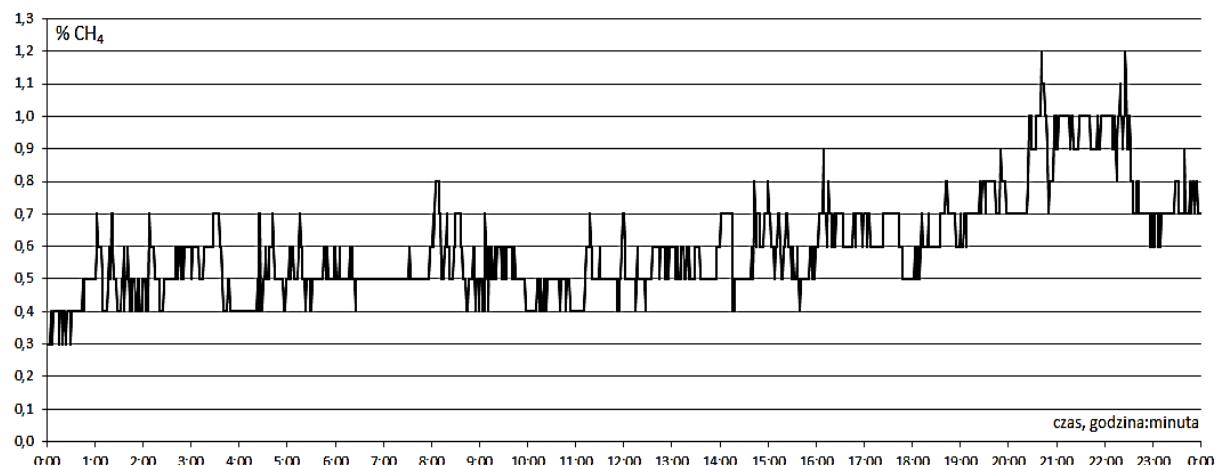
n_2 – stężenie metanu w powietrzu na wlocie z rejonu ściany, %

Q_1 – wydatek powietrza na wylocie z rejonu ściany, m^3/min

Q_2 – wydatek powietrza na wlocie z rejonu ściany, m^3/min

Wydatek powietrza na wlocie i wylocie z rejonu ściany powinien zostać określony przez indywidualny pomiar przekroju poprzecznego wyrobiska oraz prędkości powietrza anemometrem metodą trawersu w okresach dobowych oraz częściej np. po regulacji sieci wentylacyjnej.

Stężenie metanu w powietrzu na wlocie i wylocie z rejonu ściany (n_1, n_2) powinno zostać określone w oparciu o ręczne pomiary przyrządami indywidualnymi np. metanomierzami lub w oparciu o próby powietrza do precyzyjnych analiz laboratoryjnych. Do analiz stężenia metanu mogą być również wykorzystane wskazania metanometrii automatycznej po uprzedniej ich kalibracji (rys. 24.1).



Rys. 24.1 Kształtowanie się stężeń metanu w powietrzu odprowadzanym

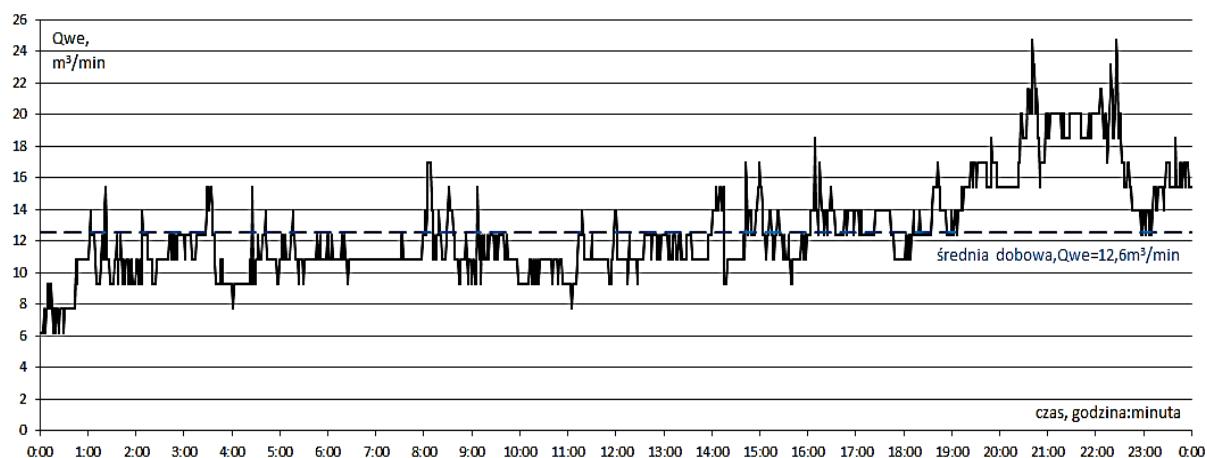
z rejonu ściany nr 1 w dniu 20.09.2013 r.

(na podstawie zarejestrowanych wartości stężeń metanu
czujnikiem metanometrii automatycznej)

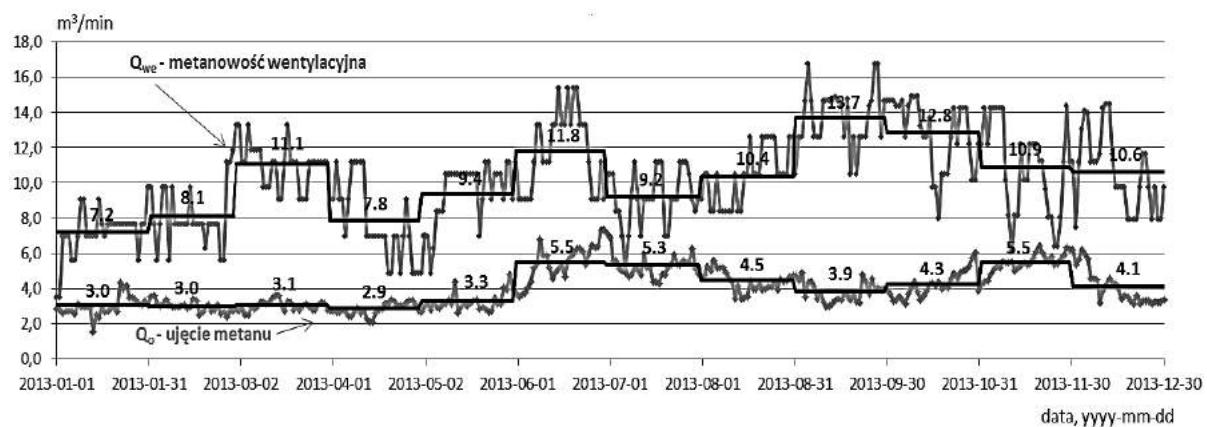
Przykład wykorzystania wskazań metanometrii automatycznej do określenia kształtowania się zmian metanowośc wentylacyjnej w okresie jednej doby przedstawiony został na rys. 24.2.

Na podstawie zmian metanowośc wentylacyjnej w okresie 1 doby możliwe jest określenie średniej dobowej wartości metanowośc wentylacyjnej ściany. W przypadku ściany nr 1 wartość ta wynosi $12,6 \text{ m}^3/\text{min}$. Dla analiz bilansowania metanowośc w

okresach dłuższych np. w okresie miesiąca lub w okresie roku – średnia dobowa metanowość wentylacyjna (Q_{we}) może być zestawiona z wartością ujęcia metanu (Q_o), która jest kontrolowana rzadziej np. 1 na dobę (rys. 24.3).



Rys. 24.2 Kształtowanie się wydzielania metanu do powietrza wentylacyjnego
odprowadzanego z rejonu ściany nr 1
(metanowości wentylacyjnej Q_{we}) w dniu 20.09.2013 r.



Rys. 24.3 Bilans metanowości w rozbiciu na metanowość wentylacyjną (Q_{we})
oraz ujęcie metanu (Q_o) na podstawie kształtuowania się wartości dobowych oraz uśrednionych
wartości miesięcznych w ujęciu rocznym dla ściany nr 1

W oparciu o przedstawioną powyżej metodykę przeprowadzono bilans metanowości bezwzględnej całkowitej (Q_c) dla 14 czynnych ścian eksploatowanych w roku 2013 r. w KWK „Bielszowice” i w KWK „Rydułtowy-Anna”. Bilans metanowy przeprowadzono w rozbiciu na metanowość wentylacyjną (Q_{we}) oraz wielkość ujęcia metanu do sieci odmetanowania (Q_o). Dobowe metanowości wentylacyjne określone zostały na podstawie wskazań manometrii automatycznej zweryfikowanych kontrolnymi pomiarami wentylacyjno-metanowymi. Natomiast wielkość ujęcia metanu z rejonów ścian w oparciu o dobowe pomiary parametrów odmetanowania przeprowadzone na kryzie pomiarowej. Analizą metanowości objęto zarówno okresy miesięczne jak również okresy dłuższe odpowiadające prowadzonej eksploatacji ścian w roku 2013 r.

Zbiorczy bilans metanowości bezwzględnej całkowitej (Q_c), metanowości wentylacyjnej (Q_{we}) oraz wielkości ujęcia metanu do sieci odmetanowania (Q_o) dla 14 czynnych ścian eksploatowanych w 2013 r. w KWK Bielszowice i w KWK Rydułtowy-Anna przedstawiony został w tabeli 1.

Analizą metanowości objęte zostały okresy odpowiadające prowadzonej eksploatacji ścian w roku 2013 r. W tabeli 24.1 podano ponadto informacje dotyczą analizowanych okresów czasu eksploatacji, zastosowanego układu przewietrzania ściany, wielkości wydatku powietrza w rejonie oraz wybiegu ścian, która częściowo może być wskaźnikiem związanym z długością kompleksu zrobów.

Tabela 24.1 Zbiorczy bilans metanowości dla 14 czynnych ścian eksploatowanych w 2013 r.

Nr ściany	Analizowany okres czasu w roku 2013 (od m-c do m-c)	Średnia metanowość wentylacyjna m^3/min	Średnie ujęcie metanu m^3/min	Średnia metanowość bezwzględna m^3/min	Sposób przewietrzania	Wydatek powietrza m^3/min	Wybieg ściany m
1	01-12	10,3	4,0	14,3	U	2100	1410
2	01-12	1,6	0,0	1,6	U	1150	570
3	07-12	1,5	0,0	1,5	U	1200	595
4	01-12	15,1	17,6	32,7	Y	1000 + 900	960
5	06-12	8,7	0,0	8,7	U	1510	420
6	05-12	0,9	0,0	0,9	U	1600	160
7	02-12	5,1	2,6	7,7	U	1040	1210
8	01-07	5,9	0,0	5,9	U	1120	1065
9	01-12	4,1	1,4	5,5	U	1030	777
10	08-12	2,0	0,9	2,9	U	1100	1030
11	01-09	4,2	1,4	5,6	U	990	800
12	01-11	4,1	0,0	4,1	U	1600	555
13	01-12	5,7	2,6	8,3	U	1150	1035
14	01-12	4,5	1,6	6,1	U	1040	850

24.3 ZASADY OCENY ZAGROŻENIA METANOWEGO W REJONACH EKSPLOATOWANYCH ŚCIAN

Analiza stanu zagrożenia w ścianach może być dokonana w oparciu o analizę dynamiki zarejestrowanych wartości stężenia metanu w wyrobiskach lub w oparciu o analizę wskaźników stanu zagrożenia metanowego. Analiza zarejestrowanych przebiegów czasowych zmian stężenia metanu w wyrobiskach najczęściej jest łatwa w interpretacji, ponieważ przekroczenie wartości progowej stężenia metanu 1,5% lub 2% świadczy jednoznacznie o wystąpieniu zagrożenia.

Niestety analiza ta ograniczona jest do wybranych miejsc z zainstalowaną metanometrią automatyczną. Z kolei analiza stanu zagrożenia metanowego w ścianach, oparta na analizie wrażliwości wstępnie zdefiniowanych wskaźników charakteryzujących stan zagrożenia metanowego – częściowo bazuje na założeniach teoretycznych. Do analizy i oceny stanu zagrożenia metanowego zdefiniowany został wskaźnik zagrożenia k_{KW} jako stosunek metanowości wentylacyjnej Q_{we} do metanowości kryterialnej V_{KR} [4]:

$$k_{KW} = \frac{Q_{we}}{V_{KR}} = \frac{Q_c \cdot (1-E)}{V_{KR}} \quad (24.4)$$

gdzie:

Q_c – metanowość bezwzględna całkowita ściany, $m^3\text{CH}_4/min$,

E – rzeczywista efektywność odmetanowania eksploatacyjnego ściany, %

V_{KR} – metanowość kryterialna dla ściany, m^3/min (wg poniższego wzoru):

$$V_{KR} = \frac{V_p \cdot c_m \cdot k}{100 \cdot n} + \frac{V_L \left(\frac{c_m}{n} - c_p \right)}{100 - \frac{c_m}{n}} - V_{D(CH_4)} \quad (24.5)$$

gdzie:

V_p – objętościowy wydatek powietrza przepływający przez ścianę, m^3/min

V_L – objętościowy wydatek powietrza doświeżający wylot ze ściany lutniociągiem pomocniczym (ścieany U) lub wydatek doświeżający ścianę (sposób Y), m^3/min

c_m – dopuszczalna zawartość metanu w wylotowym prądzie powietrza, $c_m = 1,5\%$

c_p – zawartość metanu w prądzie doświeżającym,

k – współczynnik określający nierównomierność rozkładu prędkości w ścianie, $k=0,85$

n – współczynnik określający nierównomierność wydzielania metanu, $n=1,55$

$V_{D(CH_4)}$ – ilość metanu dopływająca do ściany z innych źródeł z prądem powietrza, m^3/min .

Wskaźnik stanu zagrożenia metanowego k_{KW} uwzględnia zatem kompleksowo emisję metanu do środowiska ściany tzw. metanowość bezwzględną całkowitą, środki profilaktyki metanowej tj. intensywność przewietrzania ściany, odmetanowanie górotworu jak również takie czynniki jak nierównomierność rozkładu prędkości powietrza w ścianie i nierównomierność wydzielania metanu oraz ilość metanu dopływającego do ściany z innych źródeł z prądem powietrza. Wzrost wartości wskaźnika świadczy o wysokim zagrożeniu metanowym. Można przyjąć, że przekroczenie przez wskaźnik k_{KW} wartości 1 oznacza występowanie w ścianie bardzo wysokiego stanu zagrożenia metanowego. Szczegółowa klasyfikacja dotycząca stanu zagrożenia metanowego w ścianach w oparciu wartość kryterium k_{KW} podana została w tabeli 24.2 [7].

Tabela 24.2 Klasyfikacja stanu zagrożenia metanowego w ścianach w oparciu o wartość miernika k_{KW}

Wartość miernika stanu zagrożenia metanowego dla ścian, k_{KW} ,	Poziom stanu zagrożenia metanowego w ścianie
$\geq 1,0$	Ściany niebezpieczne, bardzo wysoki stan zagrożenia metanowego
[0,8-1,0)	Wysoki stan zagrożenia metanowego
[0,5-0,8)	Umiarkowany stan zagrożenia metanowego
[0,2-0,5)	Niski stan zagrożenia metanowego
< 0,2	Brak zagrożenia

W tabeli 24.3 podane zostały wartości wskaźnika k_{kw} dla 14 ścian wyznaczone na

podstawie uśrednionych wartości parametrów z całego okresu aktywności ścian.

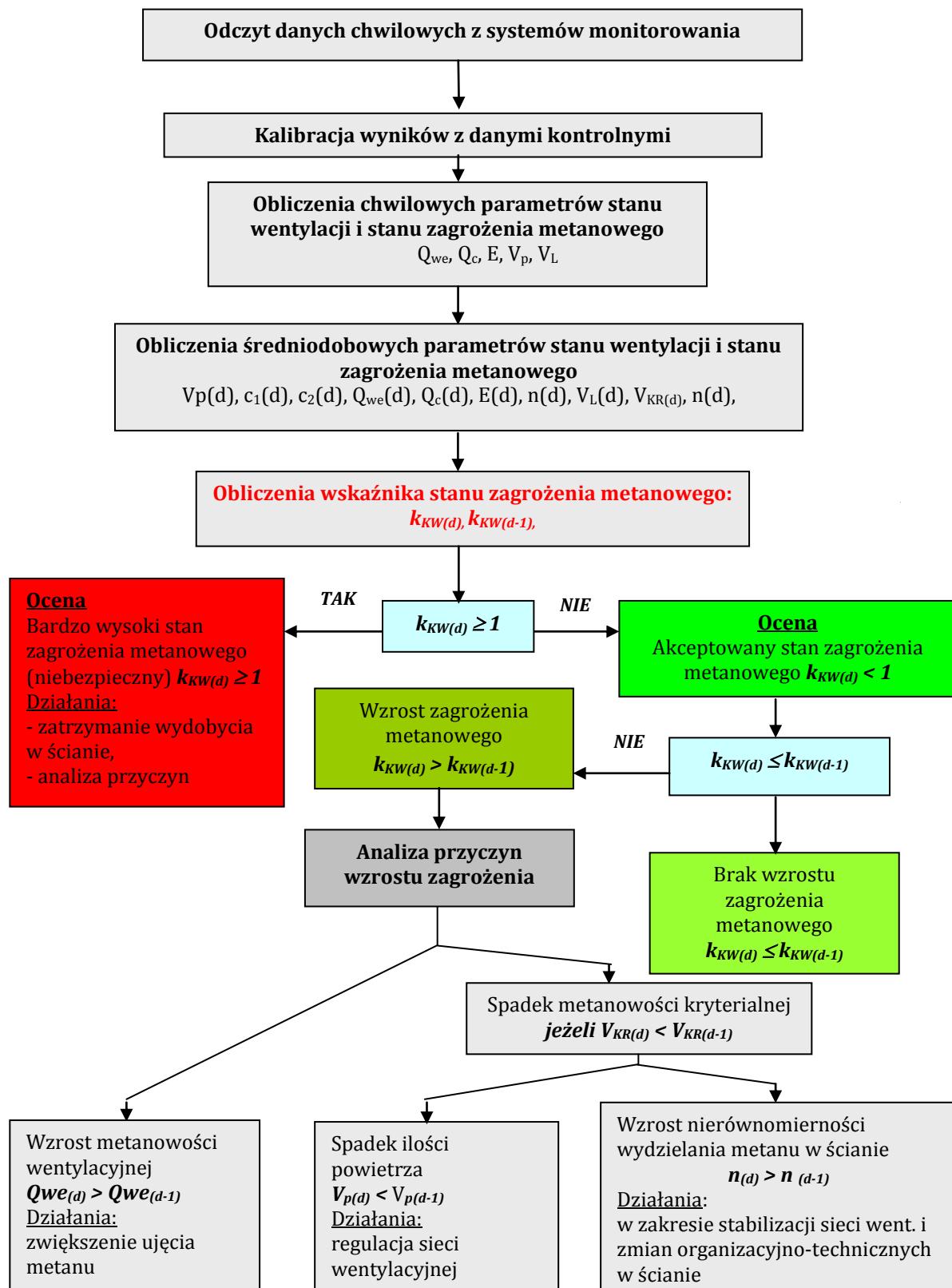
Tabela 24.3 Wartości uśrednione parametrów stanu zagrożenia metanowego z okresów aktywności ścian w roku 2013

Nr ściany	Q _c	Q _{we}	E	V _p	V _{KR-O}	Wskaźnik k _{KW}
-	m^{3/min}	m^{3/min}	-	m^{3/min}	m^{3/min}	-
1	14,3	10,3	0,29	1440	23,6	0,61
2	1,6	1,6	0,0	1100	9,0	0,17
3	1,5	1,5	0,0	1200	9,9	0,15
4	32,7	15,1	0,54	900	37,2	0,88
5	8,7	8,7	0,0	1510	12,4	0,71
6	0,9	0,9	0,0	1600	13,2	0,07
7	7,7	5,1	0,34	1040	12,9	0,60
8	5,9	5,9	0,0	1120	9,2	0,64
9	5,5	4,1	0,25	1030	11,4	0,48
10	2,9	2,0	0,31	1100	13,1	0,22
11	5,6	4,2	0,25	990	10,9	0,52
12	4,1	4,1	0,0	1600	13,2	0,31
13	8,3	5,7	0,31	1150	13,8	0,60
14	6,1	4,5	0,26	1040	11,6	0,53

Z przeprowadzonej analizy stanu zagrożenia metanowego w oparciu o metodę porównania wartości wskaźnika kkw dla ścian wynika, że najwyższe zagrożenie metanowe [0,8-1,0] występuje w ścianie nr 4. Ściana ta z uwagi na zastosowany układ przewietrzania możliwa była do prowadzenia w warunkach wysokiego zagrożenia metanowego. Z analizy wartości wskaźnika można stwierdzić, że ściany nr 1, 5, 7, 8, 11, 13 i 14 należą do grupy ścian o umiarkowanym zagrożeniu metanowym. Dla nich wartość wskaźnika zawiera się w przedziale 0,5-0,8. Pozostałe ściany prowadzone są w warunkach niskiego zagrożenia metanowego lub jego braku.

24.4 OPRACOWANIE ALGORYTMU DO OCENY I WIZUALIZACJI ZAGROŻENIA METANOWEGO W REJONIE ŚCIANY

Algorytm prognozy i wizualizacji zagrożenia metanowego oparty został na wyznaczeniu średniodobowej wartości wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$. Algorytm pogłównie przedstawiony został na schemacie blokowym (rys. 24.4). Według schematu wyznaczenie wartości wskaźnika $k_{KW(d)}$ wymaga miedzy innymi odczytu danych chwilowych z systemów monitorowania, głównie z systemów metanometrii i anemometrii automatycznej tj. stężenie metanu na wlocie do ściany (c_1), na wylocie z rejonu ściany (c_2), prędkości powietrza w chodnikach przyściennowych (w_1 , w_2), wielkości ujęcia metanu z automatycznego czujnika wysokiej koncentracji metanu w rurociągu metanowym (Q_o). Wyniki wskazań czujników rejestrujących takich parametrów jak stężenie metanu w powietrzu jak i koncentracja metanu w rurociągu metanowym wymagają okresowej kontroli, natomiast wskazania prędkości powietrza okresowej kalibracji w wydatkiem powietrza.



Rys. 24.4 Algorytm prognozy i wizualizacji zagrożenia metanowego oparty na średniodobowej wartości wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$.

Na podstawie skalibrowanych wielkości mierzonych możliwe jest obliczanie

chwilowych parametrów stanu wentylacji tj. wydatek powietrza w ścianie (V_p), wydatek doświetżający (V_L) oraz chwilowych parametrów stanu zagrożenia metanowego tj. metanowość wentylacyjna (Q_{we}), metanowość bezwzględna całkowita (Q_c), efektywność odmetanowania (E). W kolejnym kroku, w oparciu o wartości chwilowe, wykonywane są obliczenia wartości średniodobowych w/w parametrów oraz dodatkowo współczynnika nierównomierności wydzielania metanu $n_{(d)}$ (zgodnie ze wzorem 26.6) i na jego podstawie kryterialnej metanowości bezwzględnej $V_{KR(d)}$ (wg wzoru 24.5).

$$n_{(d)} = c_{1\max}/c_{1(d)} \quad (24.6)$$

gdzie:

$c_{1\max}$ – maksymalne stężenie metanu zarejestrowane na wylocie z rejonu w okresie ostatnich 24 h w %,

$c_{1(d)}$ – średniodobowe stężenie metanu z zarejestrowanych wartości na wylocie z rejonu z okresu ostatnich 24 h w %.

W algorytmie, ocena zagrożenia metanowego bazuje na wyznaczeniu średniodobowej wartości wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$ i porównaniu jej z wartością graniczną 1. Przyjęto, że w przypadku gdy wartość wskaźnika jest większa bądź równa wartości granicznej, to stan zagrożenia metanowego w ścianie oceniony zostanie na bardzo wysoki a nawet niebezpieczny uniemożliwiający prowadzenie eksploatacji w ścianie. Taka sytuacja wymagać będzie czasowego zatrzymania wydobycia w ścianie aż do momentu obniżenia zagrożenia. Założono, że stan zagrożenia metanowego w ścianie może zostać zaakceptowany jedynie w przypadku gdy wartość wskaźnika jest mniejsza od wartości granicznej. Wymagane jest dodatkowo określenie tendencji jego zmian w czasie.

Niekorzystna sytuacja może wystąpić, gdy aktualna średniodobowa wartość wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$ jest wyraźnie wyższa od wartości średniodobowej z dnia poprzedniego $k_{KW(d-1)}$, co jednoznacznie wskazuje na wzrost zagrożenia metanowego ($k_{KW(d)} > k_{KW(d-1)}$). W tym przypadku konieczne jest zidentyfikowanie źródła przyczyn np. wzrostu metanowości wentylacyjnej lub/i spadku metanowości kryterialnej, która z kolei wynika ze spadku intensywności przewietrzania lub/i ze wzrostu nierównomierności wydzielania metanu, gdy $n_{(d)} < n_{(d-1)}$. W przypadku spadku ilości powietrza w rejonie, należy oczywiście przeprowadzić regulację sieci tak aby przywrócić pierwotną intensywność przewietrzania rejonu ściany. Natomiast przy wzroście nierównomierności wydzielania metanu (współczynnik n) wskazane jest podjęcie dodatkowych działań organizacyjno-technicznych wpływające na technologię wydobycia w ścianie lub poprawę stabilności przewietrzania rejonu.

W przypadku spadku ilości powietrza w rejonie, należy oczywiście przeprowadzić regulację sieci tak aby przywrócić pierwotną intensywność przewietrzania rejonu ściany. Natomiast przy wzroście nierównomierności wydzielania metanu (współczynnik n) wskazane jest podjęcie dodatkowych działań organizacyjno-technicznych wpływające na technologię wydobycia w ścianie (I) lub poprawę stabilności przewietrzania rejonu (II).

- I. *Działania organizacyjno-techniczne wpływające na technologię wydobycia w ścianie:*
- wydłużenie w czasie cyklu urabiania kombajnem,
 - zmniejszenie wielkości zaboru organem urabiającym,
 - naprzemienne urabianie w ścianie np. co drugą zmianę wydobywcą,
 - zmniejszenie prędkości posuwu kombajnu przy dojeżdżaniu nim do chodnika wentylacyjnego na odległość mniejszą od 30 m,
- II. *Działania wpływające na poprawę stabilności przewietrzania rejonu:*
- zwiększenie niezawodności działania regulatorów rozprływu powietrza np. przez dublowanie tam spięciowych, blokady otwarcia śluz, dodatkowe zabezpieczenie przed uszkodzeniem, wyeliminowanie lub ograniczenie wystąpienia potencjalnych czynników mających wpływ na ich pracę (np. zmiana dróg transportu),
 - monitoring pracy śluz wentylacyjnych np. przez ich oczujnikowanie w systemie automatycznym,
 - zainstalowanie w rejonie czujników ciśnienia bezwzględnego do analizy zmian wartości ciśnienia w rejonie zrobów,
 - utrzymywanie rezerwy wentylacyjnej, która w razie potrzeby może być szybko uruchomiona,
 - zwiększenie niezawodności pracy pomocniczych urządzeń wentylacyjnych w rejonie.

24.5 WNIOSKI

1. Ocena zagrożenia metanowego w rejonie ściany eksploatowanej w kopalniach węgla powinna być oparta na bilansie metanowo-wentylacyjnym, który uwzględnia zarówno wydzielenie metanu do środowiska ściany, jak i rzeczywiste warunki wentylacyjne w rejonie.
2. Dla oceny stanu zagrożenia metanowego zaproponowano wskaźnik k_{KW} , stanowiący stosunek metanowości wentylacyjnej do kryterialnej metanowości bezwzględnej, powyżej której zwalczanie zagrożenia środkami wentylacyjnymi jest niewystarczające.
3. Wykorzystany wskaźnik jest wskaźnikiem kompleksowym, który uwzględnia zarówno emisję metanu do środowiska ściany, środki profilaktyki metanowej jak również takie czynniki jak nierównomierność rozkładu prędkości powietrza w ścianie i nierównomierność wydzielania metanu oraz ilość metanu dopływającego do ściany z innych źródeł z prądem powietrza. Wzrost wartości wskaźnika informuje o wzroście zagrożenia metanowego. Można przyjąć, że przekroczenie przez wskaźnik k_{KW} wartości 1 oznacza występowanie w ścianie bardzo wysokiego stanu zagrożenia metanowego.
4. Z przeprowadzanej analizy stanu zagrożenia metanowego w oparciu o metodę porównania wartości wskaźnika k_{KW} dla analizowanych 14 ścian wynika, że

najwyższa wartość wskaźnika ($k_{KW} = 0,88$) występuje w ścianie nr 4, co klasyfikuje ją do ścian o wysokim poziomie zagrożenia metanowego.

5. Opracowany algorytm prognozy i wizualizacji zagrożenia metanowego oparty został na wielkości średniodobowej wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$. Według algorytmu wyznaczenie wartości wskaźnika $k_{KW(d)}$ wymaga między innymi wstępniego odczytu danych chwilowych z systemów monitorowania, głównie z systemów metanometrii i anemometrii automatycznej, kalibracji danych z wynikami pomiarów kontrolnych, obliczenia chwilowych i średniodobowych parametrów stanu wentylacji i stanu zagrożenia metanowego. Założono, że ocena zagrożenia metanowego będzie bazować na wyznaczeniu średniodobowej wartości wskaźnika stanu zagrożenia metanowego $k_{KW(d)}$ i porównaniu go z wartością graniczną 1. Przyjęto, że w przypadku gdy wartość wskaźnika jest większa bądź równa wartości granicznej, to stan zagrożenia metanowego w ścianie oceniony zostanie na bardzo wysoki a nawet niebezpieczny uniemożliwiający prowadzenie dalszej eksploatacji w ścianie. W algorytmie prognozy i wizualizacji zagrożenia podano również warunki wskazujące na zmianę stanu zagrożenia (wzrost lub spadek) oraz wyszczególniono listę działań organizacyjno-technicznych jakie powinny być podjęte w celu obniżenia zagrożenia metanowego.

Podziękowania

*Badania te były wspierane przez Fundusz Badawczy Węgla i Stali (RFC ACT-2012-00004)
w ramach kontraktu nr 2730 / FBUS / 2013/2*

LITERATURA

1. B. Kozłowski, Prognozowanie zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego. Wyd. "Śląsk", Katowice 1972.
2. E. Krause, K. Łukowicz, Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian (poradnik techniczny). Instrukcja nr 14. GIG, Katowice 2000.
3. E. Krause, Ocena poziomu zagrożenia metanowego w środowisku projektowanych i eksploatowanych ścian w pokładach metanowych. Wiadomości Górnictwa 7/2003.
4. E. Krause, K. Łukowicz, Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego. Instrukcja nr 17 GIG. GIG. Katowice 2004.
5. K. Noack, P. Hubig, Die Methanausgasung im bundesdeutschen Steinkohlenbergbau 1975. Glueckauf. Zetschrift fuer Technik und Wirtschaft des Bergbaus. Sonderabdruck aus Jahrgang 112 (1976). S.1374-1380. Nr. 24. 1976.
6. K. Noack., Grubengasabsaugung aus dem Liegenden von Abbaubetrieben. Glueckauf. Zetschrift fuer Technik und Wirtschaft des Bergbaus. Sonderabdruck aus Jahrgang 116 (1980). S.705-712. Nr. 14. 1980.
7. K. Wierzbiński, Załącznik nr 4 do sprawozdania merytorycznego z realizacji projektu badawczego N N524 3381 40. pt. „Identyfikacja niebezpiecznych stref metanu w rejonach ścian przewietrzanych w układzie na U po caliznie węglowej”.
8. K. Winter, Gasabsaugung. Verfahren zur Verringerung des Gaszustroms zum Wetterstrom durch Absaugung von Grubengas aus dem gebauten Floez (Grundausgasung) und aus den beeinflussten hangenden und liegenden Floezen

(Zusatzausgasung). Sonderdruck aus "BERGBAU", Zeitschrift des Ringes ehemaliger Bergschueler e. V. Nr. 9/1958.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr inż. Henryk Koptoń, dr inż. Krystian Wierzbinski
GIG – Kopalnia Doświadczalna „Barbara”
Podleska 72, 43-190 Mikołów, Polska
e-mail: hkopton@gig.eu; kwierzbinski@gig.eu

ANALIZA WENTYLACYJNO-METANOWA, JAKO NARZĘDZIE DLA BIEŻĄcej OCENY POZIOMU ZAGROŻENIA METANOWEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNego

Streszczenie: W referacie przedstawiono wybrane wyniki badań przeprowadzonych w ramach realizacji w Głównym Instytucie Górnictwa w latach 2012-2015 projektu AVVENTO, finansowanego z Funduszu Badawczego Węgla i Stali (RFCS). Jednym z celów projektu było opracowanie zasad i przeprowadzenie bilansów wentylacyjno-metanowych dla rejonów wytypowanych czynnych ścian w oparciu o dane zarejestrowane przez czujniki metanometryczne i czujniki prędkości powietrza wentylacyjnego. Do oceny stanu zagrożenia metanowego zaproponowano wskaźnik, stanowiący stosunek metanowości wentylacyjnej do metanowości kryterialnej. Wzrost wartości wskaźnika wskazuje na wzrost zagrożenia metanowego. W oparciu o wyniki przeprowadzonych badań bilansowania metanu opracowany został algorytm do oceny i wizualizacji zagrożenia metanowego w rejonach czynnych ścian.

Słowa kluczowe: bezpieczeństwo, górnictwo, wentylacja, zagrożenie metanowe, analiza, ocena

METHANE AND VENTILATION ANALYSIS, AS A TOOL FOR THE ONGOING ASSESSMENT OF THE LEVEL OF METHANE HAZARD IN COAL MINES

Abstract: The paper presents selected results of the research conducted in the framework of the AVVENTO project, funded by the Research Fund for Coal and Steel (RFCS). one of the objectives of this project was to develop the principles and conduct ventilation-methane balances for the operated longwalls areas based on the data registered by the automatic methane sensors and the velocity of the ventilating air. For methane hazard assessment an indicator was proposed, which is the ratio of the ventilation methane bearing capacity to the criteria methane bearing capacity. Increase of this indicator indicates an increase of methane hazard level. Based on the results of the research of methane-ventilation balancing an algorithm for assessment and visualization of methane hazard in the areas of the active longwalls was developed.

Key words: safety, mining, ventilation, methane hazard, analysis, assessment

25

SYNDROM WYPALENIA ZAWODOWEGO – IDENTYFIKACJA, PODZIAŁ, SKUTKI ORAZ SPOSÓBY ZAPOBIEGANIA

25.1 WSTĘP

Praca w coraz większym stopniu staje się wartością, z którą współczesny człowiek utożsamia poczucie sensu swojej egzystencji. Niejednokrotnie staje się ona wartością nadprzednią człowieka, a wszelkie niepowodzenia związane z pracą mogą spowodować negatywne zjawisko wypalenia zawodowego. Problem wypalenia zawodowego dotyczy każdej grupy osób czynnych zawodowo. Coraz częściej dotycza ono osób z terenu Śląska, regionu o wysokim stopniu uprzemysłowienia, który gwarantował do tej pory względny dobrobyt materialny mieszkańców i tym samym ich stabilizację życiową. W niniejszym opracowaniu zostaną przedstawione uniwersalne zasady mające zastosowanie do wszystkich grup pracowników i w związku z tym nie zostanie tu ujęty problem wypalenia zawodowego w rozbiciu na pracowników zatrudnionych bezpośrednio w przemyśle wydobywczym i pracowników dozoru.

25.2 CHARAKTERYSTYKA WYPALENIA ZAWODOWEGO

Mówiąc o wypaleniu zawodowym, mamy do czynienia z dwoma równoważnymi opcjami: wypalenie osób pracujących z ludźmi oraz wypalenie związane z brakiem egzystencjalnego znaczenia pracy, czyli znalezienia sensu życia w pracy zawodowej i tym samym samorealizacji. Po raz pierwszy w literaturze fachowej termin „syndrom wypalenia zawodowego” użył w 1974 roku amerykański psychiatra J. Freudenberger [5]. Swoje badania prowadził w grupie pracowników socjalnych. Ich stan psychiczny po wielu latach pracy określił jako: „krańcowy stan wyczerpania, spowodowany nadmiernym zapotrzebowaniem na energię i wszelkie zasoby, jakimi dysponuje jednostka”. W trakcie badań stwierdził, że stan ten poprzedzały okresy wzmożonego pobudzenia lub też wysokiego przeciążenia. Specyfika pracy pracowników socjalnych mających na co dzień do czynienia z problemami innych ludzi były do tego stopnia przytłaczające, że następował u nich drastyczny spadek energii życiowej. Wypalenie zawodowe stało się w pod koniec XX wieku przedmiotem badań wielu badaczy. Wspomniany wyżej J. Freudenberger we współpracy z innym uczonym G. Richelsonem [1] sformułował w 1980 roku bardziej uniwersalną definicję określającą przedmiotowy

stan. Według tych uczonych, wypalenie jest „stanem zmęczenia czy frustracji wynikającym z poświęcenia się jakieś sprawie, sposobowi życia lub związkowi, co nie przyniosło oczekiwanej nagrody”. Jednym słowem niepowodzenie w realizacji założonego, ważnego i oczekiwanej celu przez jednostkę powoduje zniechęcenie i stany apatii. Z kolei Ch. Maslach, której nazwisko najczęściej kojarzone jest z problematyką wypalenia zawodowego oraz S. Jackson w latach 1981-1986 zdefiniowały wspomniany stan jako: „psychologiczny zespół wyczerpania emocjonalnego, depersonalizacji i obniżonego poczucia dokonań osobistych, który może wystąpić u osób pracujących z innymi ludźmi w pewien określony sposób”. Na przestrzeni lat w literaturze fachowej używano wiele określeń i definicji wypalenia zawodowego. W 1982 roku uczeni B. Perlman i A. E. Hartman [4] na bazie przeglądu blisko 50 funkcjonujących już określeń opracowali definicję wypalenia zwaną syntetyczną. Zgodnie z nią: „wypalenie jest reakcją na przewlekły stres emocjonalny, na który składają się trzy komponenty:

1. Wyczerpanie emocjonalne i fizyczne lub tylko fizyczne. Charakteryzuje się narastającym brakiem satysfakcji z wykonywanej pracy, licznymi objawami psychosomatycznymi, jak np. bóle głowy, kręgosłupa, mięśni, bezsenność, zaburzenia przewodu pokarmowego.
2. Obniżona produktywność w pracy. Obniżenie jakości pracy, którego przejawem jest agresja wobec innych, niechęć do kontaktów z ludźmi, ucieczka w chorobę.
3. Nadmierna depersonalizacja, w której osoba dotknięta tym problemem unika kontaktów, staje się drażliwa, poiertywana i przygnębiona, traci odporność, częściej choruje.

Wypalenie zawodowe można również określić jako negatywny stan „wyczerpania fizycznego, emocjonalnego i psychicznego, który jest końcowym rezultatem procesu utraty złudzeń (rozczarowania)”. W definiowaniu zagadnienia nie można pominąć również następującego określenia: wypalenie zawodowe jest to stan fizycznego, emocjonalnego i umysłowego wyczerpania przejawiającego się chronicznym zmęczeniem, któremu towarzyszy negatywna postawa wobec pracy, ludzi i życia, poczucie beznadziejności i bezradności, przy obniżonej samoocenie, poczuciu własnej nieadekwatności, niekompetencji i zniechęceniu.

W każdej grupie zawodowej, w tym również wśród pracowników przemysłu wydobywczego, zarówno wśród osób z dozoru jak i pracowników zatrudnionych bezpośrednio przy produkcji, objawy wypalenia zawodowego przejawiają się poprzez określone symptomy. Zidentyfikowanie którychkolwiek z podanych niżej symptomów nie oznacza w sposób jednoznaczny stanu wypalenia zawodowego. Mogą to być oznaki jednostki chorobowej mającej podłożem somatyczne. Na wypalenie zawodowe składają się trzy odrębne symptomy [6]:

- wyczerpanie emocjonalne i utrata wiary we własne możliwości zawodowe;
- obojętność na potrzeby innych pracowników, poczucie bezsensu i cynizm;
- negatywna samoocena pracownika, przeżywanie lęków o przyszłość i stabilność pracy, poczucie winy i krzywdy.

25.3 SYMPTOMY ORAZ STADIA WYPALENIA ZAWODOWEGO

W praktyce spotkać można liczne objawy związane z występowaniem wypalenia zawodowego. Do najczęściej spotykanych należą:

1. *Symptomy fizyczne* – poczucie zmęczenia, utrata apetytu, bezsenność, problemy zdrowotne (ból głowy, żołądka, podwyższone ciśnienie, poczucie osłabienia, zmniejszenie odporności organizmu), obniżenie potrzeb seksualnych, nadużywanie alkoholu, leków, itp.
2. *Symptomy emocjonalne* – poczucie znużenia, przygnębienie, zmienność nastrojów, bezradność, negatywne myśli i postawy, poczucie osamotnienia lub izolacji, lęki, uczucie pustki i braku celów, impulsywność i agresywność.
3. *Symptomy społeczne* – wyłączenie się z życia społecznego, zaniedbywanie rodziny, częste izolowanie się, nadmierne oglądanie telewizji jako próba ucieczki od problemów, obniżenie poczucia wsparcia.
4. *Symptomy związane z pracą* – brak zapału, niechęć chodzenia do pracy, poczucie niekompetencji, złe zarządzanie czasem, częste absencje w pracy, odczucie ciągłego „marnowania czasu”, niezadowolenie z pracy, niechęć do współpracy.

Symptomy wypalenia zawodowego można określić w trzech sferach:

1. W sferze funkcjonowania fizycznego człowieka – bóle głowy, żołądka, zaburzenia snu, podwyższone ciśnienie, poczucie osłabienia, zmniejszenie się odporności organizmu itp.
2. W sferze funkcjonowania emocjonalnego – zmienność nastrojów, ogólne przygnębienie, poczucie bezradności, obniżenie samooceny, brak wiary w możliwość zmiany trudnej sytuacji itp.
3. W sferze zachowań – absencja w pracy, częste konflikty, obojętność wobec klientów, zmniejszenie się wydajności pracy, złe zarządzanie czasem, wzrost liczby wypadków itp.

Ch. Maslach opracowała wielowymiarowy model wypalenia zawodowego sprowadzający się do następujących wymiarów[7]:

1. emocjonalne wyczerpanie,
2. depersonalizacja,
3. obniżone zadowolenie z osiągnięć zawodowych.

Współcześnie w psychologii amerykańskiej wyróżnia się następujące stadia wypalenia zawodowego [8]:

Miesiąc miodowy – okres zauroczenia pracą i pełnej satysfakcji z osiągnięć zawodowych; dominują w nim energia, optymizm i entuzjazm.

Przebudzenie – czas, w którym człowiek zauważa, że idealistyczna ocena pracy jest nierealistyczna, zaczyna pracować coraz więcej i desperacko stara się, by ten idealistyczny obraz nie uległ zburzeniu.

Szorstkość – realizacja zadań zawodowych wymaga w tym okresie coraz więcej wysiłku, pojawiają się kłopoty w kontaktach społecznych, zarówno z kolegami w pracy, jak i z klientami.

Wypalenie pełnoobjawowe – rozwija się pełne wyczerpanie fizyczne i psychiczne,

pojawiają się stany depresyjne, poczucie pustki i samotności, chęć wyzwolenia się, ucieczki z pracy.

Odradzanie się – to okres leczenia "ran" powstały w wyniku wypalenia zawodowego.

W wypaleniu zawodowym wyraźnie można określić trzystopniową skalę przebiegu [2]:

Pierwszy stopień – stadium ostrzegawcze. Występuje uczucie przygnębienia, irytacji. Objawami mogą być ustępujące bóle głowy, przeziębienia, kłopoty z bezsennością. Na tym stopniu wystarczy krótki odpoczynek, zmniejszenie natężenia pracy, zwiększone zainteresowanie formami aktywności sportowej. Następuje całkowity powrót do normalnego funkcjonowania.

Drugi stopień – dłuższe okresy występowania symptomów o cechach trwałych. Objawami są: wybuchi irytacji, mniejsza efektywność pracy, brak szacunku i wręcz pogardliwa postawa wobec innych osób. W tym wypadku niezbędny będzie dłuższy urlop, regeneracja sił przez oddanie się czynnościom niezwiązanym z pracą (zainteresowania, hobby). Wskazany jest odpoczynek w gronie przyjaciół i włączenie się w działania społeczne.

Trzeci stopień – chroniczność syndromu. Zachwiana zostaje struktura osobowości. Zagrożone są procesy poznawcze i emocjonalne. Objawy fizyczne, psychiczne i psychosomatyczne zostały w pełni rozwinięte. Jednostka nie funkcjonuje społecznie. Występuje uczucie osamotnienia i alienacji oraz depresje. Często zachwiane są relacje rodzinne i małżeńskie, występuje nadciśnienie, pojawiają się wrzody. W opisywanym etapie wypalenie zawodowe nie jest tylko problemem osoby poszkodowanej. Dotyka całego społecznego otoczenia, przyjaciół, współpracowników, członków rodzin. Nieodzowna jest profesjonalna pomoc lekarza, terapeuty, psychologa. Niejednokrotnie tylko drastyczna forma terapii - sprowadzająca się zazwyczaj do zmiany pracy - może być skuteczną metodą eliminacji syndromu wypalenia zawodowego.

25.4 CZYNNIKI WPŁYWAJĄCE NA SYNDROM WYPALENIA ZAWODOWEGO

Źródła wypalenia zawodowego mogą mieć swoje podłożę w czynnikach indywidualnych. Jednak w świetle przeprowadzonych badań można wyszczególnić kilka czynników, które w znacznym stopniu wpływają na zwiększoną podatność jednostki na ryzyko wystąpienia u niej syndromu wypalenia zawodowego. Tymi czynnikami mogą być: niska samoocena, defensywność, niepewność, zależność, bierność, poczucie zewnętrznej kontroli, wysoka reaktywność. Należy zwrócić uwagę na większą podatność na syndrom wypalenia zawodowego jednostek, które są perfekcjonistami w działaniu, mają silną motywację do pracy, jak również mają nieracjonalne przekonanie o swojej roli zawodowej.

25.4.1 Czynniki interpersonalne

Źródłem wypalenia zawodowego w wielu przypadkach są czynniki interpersonalne [3]. Wspomniane na początku badania J. Freudenbergera w gronie pracowników socjalnych wykazały, że relacje między pracownikiem a klientami

instytucji powodują emocjonalne zaangażowanie i chęć pomocy. Kontakty z osobami w trudnej sytuacji życiowej i w efekcie niejednokrotnie z obiektywnych przyczyn niemożność przyjścia im z pomocą, tworzą w psychice pracownika stan niezadowolenia z wykonywanej pracy. Kontakt jednostki z przełożonymi i współpracownikami charakteryzujący się niejednokrotnie intensyfikacją konfliktów interpersonalnych może w efekcie być źródłem frustracji doprowadzającym do wypalenia zawodowego. W sferze czynników interpersonalnych mających wpływ na wypalenie zawodowe można także wymienić rywalizację, brak wzajemnego zaufania, zaburzoną komunikację, przemoc psychiczną, agresję werbalną, lobbying.

25.4.2 Czynniki organizacyjne

Oprócz czynników interpersonalnych ważnymi czynnikami powodującymi syndrom wypalenia zawodowego są czynniki organizacyjne związane ze stanowiskiem pracy. Niejednokrotnie są one głównym źródłem przyszłych problemów natury psychicznej, skutkującej stopniowym wypaleniem zawodowym. Do czynników organizacyjnych należą:

- mała przejrzystość zasad organizacyjnych lub niejednokrotnie ich brak;
- częste zmiany przez pracodawcę charakteru pracy;
- za szeroki lub za wąski zakres zadań;
- nadmierny biurokratyzm;
- niskie lub nieadekwatne zarobki w stosunku do wykonywanej pracy;
- brak możliwości uczestniczenia w podejmowaniu decyzji;
- nikłe perspektywy awansu;
- system wartości pracownika sprzeczny z celami organizacyjnymi;
- zła komunikacja wewnętrzna

Kwestie organizacyjne nierozerwalnie związane są z zakresem kontroli pracodawcy wobec pracowników. Tym problemem zajmował się amerykański uczony Robert Karaska [9], którego tezy odzwierciedlają wpływ czynności kontrolnych na działania pracownika.

Reasumując można stwierdzić, że niskie wymagania i mały zakres kontroli pracodawcy powodują, że sytuacja taka ani nie pobudza do działania, ani nie daje możliwości działania. Pojawia się pasywność w życiu zawodowym oraz w spędzaniu czasu wolnego. Wyksztalca się w pracowniku tak zwana „wyuczona bezradność”. Z kolei niskie wymagania i duży zakres kontroli to sytuacja najbardziej komfortowa, wywołująca najmniejsze napięcie. Wysoki zakres kontroli pozwala optymalnie zareagować na każde pojawiające się niewygórowane wymaganie. Ryzyko złego samopoczucia psychicznego jest w tym przypadku najmniejsze.

25.5 ZAPOBIEGANIE WYPALENIU ZAWODOWEMU

Wobec dużego ryzyka wystąpienia syndromu wypalenia zawodowego należy postawić sobie następujące pytanie: jak skutecznie przeciwdziałać wypaleniu zawodowemu? W zasadzie każdy przypadek należy rozpatrywać indywidualnie, w

zależności od specyfiki pracy. Jednak pewne ogólne uniwersalne zasady mogą zminimalizować ryzyko wystąpienia wypalenia zawodowego. Można je sprowadzić do następujących wskazań:

- wyznaczać sobie realistyczne, jasno określone, cząstkowe cele;
- stosować racjonalny wypoczynek i regenerację sił w stosunku do wykonywanej pracy
- pozwolić sobie na regenerację psychiczną (tzw. chwilowe wyciszenie) ponieważ intensywny kontakt z innymi ludźmi tego wymaga;
- traktować sprawy zawodowe mniej osobiście, dbać o siebie, o swój potencjał intelektualny i zawodowy;
- należy myśleć pozytywnie.

Syndrom wypalenia zawodowego u pracowników przynosi dla pracodawcy szereg ujemnych skutków. Następuje drastyczne obniżenie wydajności pracy. Niejednokrotnie traci się pracownika o bardzo wysokich kwalifikacjach, którego kompetencje zawodowe gwarantują dobrą jakość produkcji. Należy więc sformułować szereg wskazań dla pracodawcy w znacznym stopniu ograniczających lub wręcz eliminujących możliwość wystąpienia wypalenia zawodowego pracowników. Pracodawca powinien [10]:

- powierzać pracownikom zadania adekwatne do ich możliwości i kompetencji;
- udzielać obiektywnej i konstruktywnej oceny odnośnie pracy zatrudnionych osób;
- stwarzać możliwości uczenia się, rozwoju i podnoszenia kwalifikacji poprzez wszelkiego rodzaju formy doskonalenia zawodowego;
- adekwatnie do wykonywanej pracy wynagradzać pracowników;
- realizować kulturę organizacyjną, w której cenione są pozytywne relacje interpersonalne;
- stosować treningi z zakresu umiejętności interpersonalnych, komunikacji rozwiązywania konfliktów oraz skutecznych sposobów radzenia sobie ze stresem.

25.6 PODSUMOWANIE

Syndrom wypalenia zawodowego niejednokrotnie jest skutkiem szybkiego rozwoju gospodarczego kraju i zmian struktur własnościowych przedsiębiorstw. Śląsk jako najbardziej uprzemysłowiony region kraju w sposób szczególny dotknięty jest wystąpieniem ryzyka wypalenia zawodowego pracowników. Tradycyjny model ciężko pracującego górnika utrzymującego ze swojej pensji rodzinę obecnie już nie funkcjonuje. Niepewność pracy związana z restrukturyzacją kopalń powoduje u pracowników tej gałęzi przemysłu frustracje oraz inne symptomy wskazujące na syndrom wypalenia zawodowego. Wzrastająca liczba osób będących klientami poradni zdrowia psychicznego oraz jednostek zajmujących się terapią uzależnień na Śląsku jest wykładnią problemu. Osobną kwestią jest zależność zasad eliminujących syndrom wypalenia zawodowego podczas trwania stosunku pracy z kondycją psychiczną pracowników odchodzących z czynnego życia zawodowego na emeryturę. Relatywnie młody wiek pracowników przemysłu wydobywczego przechodzących na emeryturę, może być przyczyną szeregu problemów przystosowawczych do nowej sytuacji

życiowej. Zadowolenie z wykonywanej pracy i tym samym brak wypalenia zawodowego tworzy sytuację komfortową dla emerytów. Znacznie prościej odnajdują się oni w nowej rzeczywistości niż osoby dotknięte syndromem wypalenia. Ci drudzy łatwiej ulegają wszelkiego rodzaju uzależnieniom i stają się potencjalnymi klientami specjalistycznych poradni. Świadomość zagrożenia wypaleniem zawodowym powinna skutkować szeroko pojętą edukacją zarówno pracodawców, jak i pracowników.

LITERATURA

1. M. Anczewska, P. Świtaj, J. Roszczyńska, *Wypalenie zawodowe*, Postępy Psychiatrii i Neurologii 2005, s. 68.
2. Aronson: *Człowiek istota społeczna*, PWN Warszawa 1995
3. E. Bilska, *Jak Feniks z popiołów, czyli syndrom wypalenia zawodowego*, Instytut Psychologii Zdrowia, czasopismo Niebieska linia, 2004, nr 4.
4. A. Falba, Zespół wypalenia zawodowego wśród personelu medycznego, rozprawa doktorska, Gdańsk 2015, s. 17.
5. H. Freudenberger, *Staff burn-out*, Journal of Society Issues, s. 159-165
6. Z. Janowska, J. Cewińska, K. Wojtaszczyk, (red): *Dysfunkcje zarządzania zasobami ludzkimi*, 2005 r., s. 378.
7. S. Tucholska, C. Maslach, *Koncepcja wypalenia zawodowego, etapy rozwoju*, Instytut Psychologii KUL, w: *Przegląd Psychologiczny*, 2001, Tom 44, Nr 3, 301-317
8. S. Tucholska, *Wypalenie zawodowe w ujęciu strukturalnym i dynamicznym*, Instytut Psychologii KUL, s. 9.
9. M. Widerszal-Bazyl, *Psychospołeczne właściwości pracy jako źródło stresu a zdrowie*, Rocznik Towarzystwa Naukowego Warszawskiego, 2003 r., s. 90.
10. M. Wieczorek-Stachowicz, *Wypalenie zawodowe – jak pomagacz może sobie pomóc*, *Świat problemów*, 2011, nr 7.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr Benedykt Pospiszył
Zespół Szkół Medycznych w Branicych
ul. Szpitalna 18, 48-140 Branice, Polska
e-mail: studium@medyk-branice.pl

SYNDROM WYPALENIA ZAWODOWEGO – IDENTYFIKACJA, PODZIAŁ, SKUTKI ORAZ SPOSÓBY ZAPOBIEGANIA

Streszczenie: Artykuł zawiera ogólna charakterystykę wypalenia zawodowego, opis i symptomy syndromu wypalenia zawodowego oraz przeciwdziałanie wypaleniu zawodowemu.

Słowa kluczowe: wypalenie zawodowe, syndromy wypalenia zawodowego.

PROFESSIONAL BURNOUT SYNDROME – IDENTIFICATION, DIVISION, RESULTS AND WAYS OF COUNTERACTING

Abstract: The article includes general characteristics of job burnout, description and symptoms of professional burnout syndrome as well as ways of counteracting the syndrome.

Key words: job burnout, professional burnout syndrome.

26

UDOSTĘPNIANIE ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH Z WYKORZYSTANIEM KOMBAJNÓW PEŁNOPRZEKROJOWYCH TBM

26.1 WPROWADZENIE

Zasadniczą formą udostępniania złóż dla wydobycia metodami podziemnymi jest budowa szybów pionowych bądź wyrobisk nachylonych, zwanych upadowymi. Na wybór konkretnego rozwiązania udostępnienia złoża wpływ ma szereg czynników technicznych i ekonomicznych, takich jak przekrój geologiczny masywu otaczającego złoże, stopień zawodnienia, głębokość zalegania, występowanie uskoków, istniejąca infrastruktura i otoczenie projektowanej kopalni czy w końcu wcześniejsze doświadczenia konkretnej firmy górniczej. Czynniki te zostały szczegółowo omówione w pozycji [4].

Ze względu na konieczną do przeprowadzenia analizę wielokryterialną decyzja o wyborze szybu pionowego lub upadowej nie jest zadaniem prostym. Na korzyść szybu pionowego z pewnością przemawia znacznie mniejsza odległość bezpośredniego drążenia, krótszy całkowity czas udostępnienia złoża, niższe koszty inwestycyjne oraz łatwiejsze pokonywanie w trakcie drążenia stref zawodnionych i uskoków, natomiast główną korzyścią płynącą z budowy upadowej jest jej znacznie większa wydajność transportowa, łatwiejsza kontrola stanu obudowy oraz znacznie mniejsze wymagania dotyczące bezpieczeństwa.

Możliwość zapewnienia ciągów odstawczych, złożonych najczęściej z przenośników taśmowych, jak również zapewnienia dodatkowego transportu cyklicznego przy wykorzystaniu kolej spągowych lub podwieszanych bądź pojazdów kołowych stanowi bez wątpienia znaczącą przewagę eksploatacyjną upadowej w stosunku do szybów pionowych. Prowadzenie odstawy urobku przy pomocy upadowych powoduje uproszczenie modelu kopalni, prowadzi do zmniejszenia kosztów eksploatacyjnych, a zastosowanie prostszych i łatwiejszych w obsłudze urządzeń sprzyja poprawie bezpieczeństwa. W warunkach polskiego górnictwa węgla kamiennego najbardziej znaną strukturą tego typu jest upadowa na kopalni „Marcel”, oddana do eksploatacji 13 marca 2008 roku. Upadowa ta posiada długość 1840 m, poprowadzona została z powierzchni do poziomu 400, za odstawę urobku odpowiada ciąg przenośników taśmowych. Informacje na temat tejże upadowej zostały zawarte w

publikacji [12], natomiast szczegółowe informacje dotyczące sterowania ciągiem technologicznym upadowej i wymagań związanych z taśmowymi przenośnikami wznoszącymi zawarto w publikacjach [5, 6].

Szczególne zalety związane z udostępnianiem złóż przy pomocy upadowych objawiają się w górnictwie rudnym. Ze względu na wykorzystanie w procesie technologicznym szeregu maszyn osadzonych na samojezdnych podwoziach kołowych i gąsienicowych, umożliwienie tym maszynom samodzielnego jazdu i wyjazdu na powierzchnię w znacznym stopniu upraszcza model kopalni, zwiększa ogólną dyspozycyjność maszyn oraz ułatwia wszelkie prace serwisowe. W połączeniu z wymienionymi już zaletami związanymi z transportem i odstawą, udostępnienie złoża przy pomocy upadowych w przypadku kopalni rud jest rozwiązaniem bardzo często stosowanym w górnictwie światowym. W warunkach polskich upadowe były wykorzystywane m. in. w ZG „Trzebionka” w Trzebini, w kopalni Grodziec czy obecnie w kopalni Pomorzany, należącej do ZGH „Bolesław” w Bukownie. Możliwości udostępniania złóż w obszarze monokliny przed sudeckiej (teren tzw. Starego Zagłębia Miedziowego) zostały przedstawione w pracy [3].

Zasadniczym ograniczeniem udostępnienia złóż przy pomocy upadowych jest głębokość zalegania złoża oraz warunki górniczo-geologiczne towarzyszące ich drążeniu. Upadowe, jako formy tuneli o długoletnim okresie eksploatacji budowane są obecnie wg Nowej Austriackiej Metody Drążenia Tuneli (NATM) bądź Norweskiej Metody Tunelowania (NMT). W obu tych metodach preferowane są mechaniczne techniki drążenia. Szczególnie korzystnym jest w tym wypadku wykorzystanie kombajnów pełnoprzekrojowych rozporowych lub tarcz osłonowych zmechanizowanych. Z uwagi na specyfikę pracy tego typu maszyn, podczas projektowania upadowych należy szczególnie wziąć pod uwagę przede wszystkim metodę drążenia wyrobiska, warunkującą rodzaj maszyny, planowane nachylenie, możliwe do napotkania podczas drążenia nieciągłości masywu skalnego oraz występujące warunki hydrogeologiczne.

26.2 NOWOCZESNE METODY BUDOWY TUNELI

Obecnie najczęściej stosowaną metodą budowy tuneli o przeznaczeniu długotrwałym, przekraczającym kilka lat, do których również zaliczyć należy upadowe, jest Nowa Austriacka Metoda Drążenia Tuneli (ang. NATM – New Austrian Tunnelling Method). Szczegółowy opis tej metody został zawarty w pracach [9, 11]. Podstawowym założeniem NATM, w odróżnieniu od historycznie starszych technik tunelowania, jest wykorzystanie inherentnej wytrzymałości masywu skalnego otaczającego tunel w celu jego stabilizacji.

Nowa Austriacka Metoda Tunelowania łączy w sobie wykorzystanie zachowania mas skalnych pod wpływem obciążenia z wykorzystaniem odpowiednich konstrukcji wsporczych. Dobór odpowiedniej obudowy jest realizowany i modyfikowany w trakcie drążenia tunelu, na podstawie odczytów z monitoringu zachowania masywu skalnego tak, aby dla występującej konwergencji odpowiednio dobierać charakterystyki podatności obudowy oraz na bieżąco reagować na zmieniające się warunki górniczo-

geologiczne napotykane podczas drążenia. NATM nie stanowi natomiast ścisłych zaleceń dotyczących doboru metody drążenia i stosowanej obudowy. W publikacji [1] wskazano siedem podstawowych założeń NATM:

- wykorzystanie wytrzymałości masywu skalnego otaczającego tunel – zakłada się zachowanie i możliwe duże wykorzystanie inherentnej wytrzymałości skał jako podstawowej obudowy wyrobiska; wprowadzana dodatkowa obudowa ma za zadanie zapewnić stabilność masywu i nie dopuścić do jego degradacji,
- wstępne zabezpieczenie przez torkretowanie – zapobiegające zbyt dużym początkowym odkształceniom masywu i jego rozluzowaniu, nakładane w bezpośredniej bliskości czoła drążonego tunelu,
- pomiary i monitorowanie – deformacje tunelu muszą być w ścisły sposób monitorowane; metoda zakłada wykorzystanie rozbudowanych i dokładnych systemów pomiarowych zarówno w masywie, obudowie jak i niezabezpieczonym wyrobisku; w razie stwierdzenia przekroczenia oczekiwanych wartości deformacji instalowane są dodatkowe wzmacnienia, np. w postaci kotew lub siatek stalowych,
- podatność obudowy – wykorzystanie aktywnych metod obudowy tunelu, zarówno w formie obudowy wstępnej, instalowanej w pobliżu czoła tunelu, jak i obudowy ostatecznej – instalowanej w odpowiedniej odległości od czoła i po upływie odpowiedniego czasu przeznaczonego na wstępna konwergencję masywu, o podatności dostosowanej do monitorowanego zachowania skał,
- zamknięty przekrój obudowy, preferowany w formie pierścieniowej – cecha kluczowa w przypadku tuneli w masywach gruntowych; stosunkowo szybkie zamknięcie pierścienia obudowy zapobiega wypiętrzaniu spągu oraz umożliwia przenoszenie znacznie większych obciążeń przez strukturę wsporczą, jak również zapewnia odpowiedni rozkład naprężeń masywu skalnego, stanowiącego w tym wypadku obudowę właściwą wyrobiska,
- modyfikacja projektu w trakcie jego realizacji – zakłada się dostosowywanie parametrów drążenia i instalacji obudowy odpowiednio do monitorowanych na bieżąco warunków górniczo-geologicznych; wiąże się to z koniecznością modyfikacji wstępnie przyjętego projektu tunelowego,
- wykorzystanie klasyfikacji masywów – na podstawie ogólnie znanych i stosowanych klasyfikacji (np. Bieniawskiego – RMR lub Bartona – Q) dokonuje się wstępnie doboru obudowy tunelu spełniającej warunek minimalnej nośności, ograniczając w ten sposób wydatki na zbyt rozbudowane i przewymiarowane struktury.

W filozofię powszechnie obecnie stosowanej Nowej Austriackiej Metody Tunelowania bardzo dobrze wpisują się kombajny pełnoprzekrojowe, m. in. dzięki mechanicznemu drążeniu tunelu, możliwości szybkiego zabezpieczenia wstępnego, kołowemu przekrojowi wyrobiska oraz znacznej automatyzacji i możliwości równoległego prowadzenia procesów.

Obok NATM stosuje się również bardzo podobną Norweską Metodę Tunelowania – NMT. Podstawowe założenia tej metody można znaleźć w pracy [2]. NMT wydaje się bardziej przydatna w przypadku górotworu zwięzłego, o średnich i wysokich parametralach wytrzymałości, gdzie istotny wpływ mają sieci spękań i występujące nieciągłości, NATM

znajduje natomiast zastosowanie bardziej dla górotworu małozwierzętłego, o średnich i niskich parametrach wytrzymałościowych, z niedominującymi spękaniami i nieciągłościami. Głównym rozróżnieniem jest rodzaj stosowanej obudowy – w przypadku NMT stosuje się głównie kotwie i torkret, a beton stanowi ich uzupełnienie, natomiast w NATM stosuje się torkret oraz beton lub inne elementy wzmacniające, jak łuki bądź zbrojenia stalowe, natomiast kotwie pełnią rolę pomocniczą. W przypadku NMT wykorzystuje się kombajny pełnoprzekrojowe TBM typu Gripper, umożliwiające równoległe drążenie wyrobiska i zakładanie obudowy, uzyskujące największe postępy dobowe z pośród wszystkich stosowanych maszyn tunelowych.

26.3 PROBLEMY TECHNICZNE NAPOTYKANE W TRAKCIE DRĄŻENIA UPADOWYCH

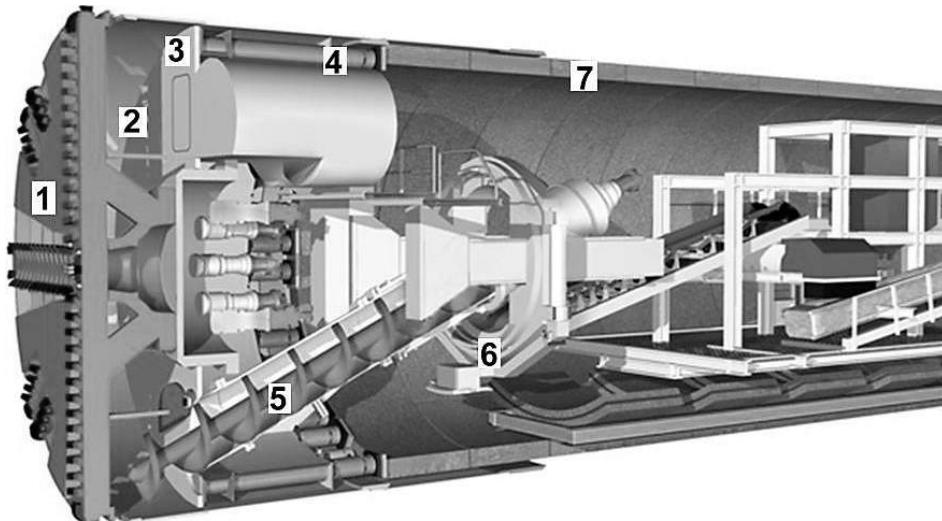
Podczas udostępniania złóż surowców mineralnych przy pomocy upadowych należy liczyć się z szeregiem możliwych do wystąpienia problemów i niedogodności o charakterze technicznym. Do najważniejszych z nich należą: niejednorodność masywu, w którym drążona jest upadowa, zagrożenia wodne, konieczność drążenia wyrobiska nachylonego oraz występowanie lokalnych nieciągłości i zaburzeń masywu. Zagadnienia te, w aspekcie drążenia upadowych kombajnami pełnoprzekrojowymi, zostaną poniżej pokrótko omówione.

26.3.1 Dobór konstrukcji maszyny drążącej do warunków geologiczno-górnictwowych

W zależności od typu gruntu lub masywu skalnego w którym planuje się wykonanie wyrobiska przy pomocy kombajnu pełnoprzekrojowego niezbędnym jest dobór odpowiedniej konstrukcji i zasady działania takiej maszyny. Obecnie wyróżnia się trzy zasadnicze, najczęściej stosowane typy kombajnów pełnoprzekrojowych:

- EPB Shield – tarcza osłonowa z równoważącym korkiem gruntowym (ang. Earth Pressure Balance) – konstrukcja, w której siła naporu ośrodka gruntowego jest regulowana poprzez prędkość obrotową przenośnika ślimakowego, realizującego funkcję odstawy (rys. 26.1). Konstrukcja tego typu może być wyposażona w dodatkową kruszarkę szczękową, rozdrabniającą twardsze frakcje oraz wtrącenia skalne, z tego też powodu tarcze EPB mogą być stosowane do warunków niejednorodnych masywów gruntowych.
- Slurry Shield – tarcza osłonowa zawiesinowa, określana przez producentów również mianem Mixshield – to konstrukcja realizująca kontrolę ciśnienia wywieranego przez grunt na tarczę przy pomocy regulacji ciśnień zawiesiny doprowadzanej i odprowadzanej z przestrzeni tarczy. Regulacja ciśnienia odbywa się za pomocą poduszki sprężonego powietrza (rys. 26.2). Tego typu rozwiązanie pozwala w szerokim zakresie regulować wartości sił działających na tarczę, jak również skutecznie przeciwdziałać ciśnieniu wody pochodząemu z masywu gruntowego. Z uwagi na stosowany hydrotransport odstawiany urobek musi

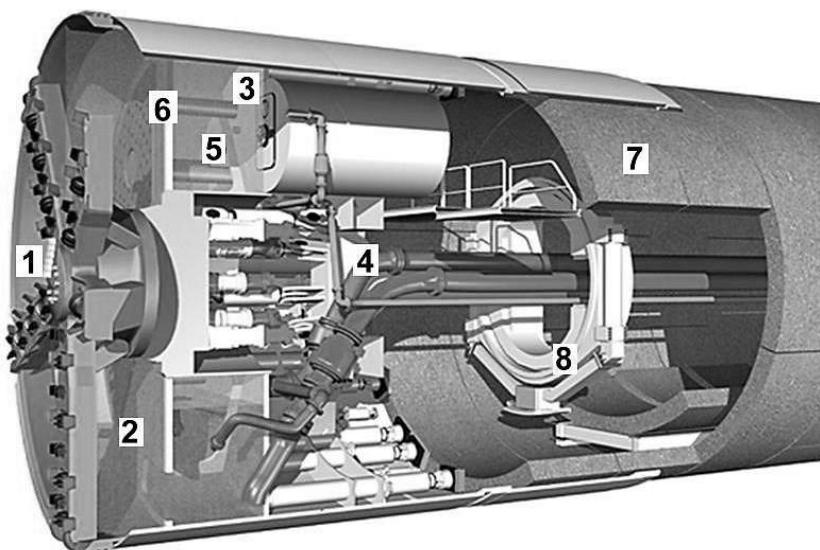
charakteryzować się stosunkowo niską granulacją, stąd rozwiążanie tego typu przeznaczone jest głównie do jednorodnych gruntów bez przerostów skalnych.



Rys. 26.1 Tarcza osłonowa zamknięta typu EPB firmy Herrenknecht

1 – głowica urabiająca, 2 – komora robocza, 3 – przegroda ciśnieniowa, 4 – siłowniki posuwu,
5 – przenośnik śrubowy, 6 – erektor, 7 – obudowa tubingowa

Źródło: [8]



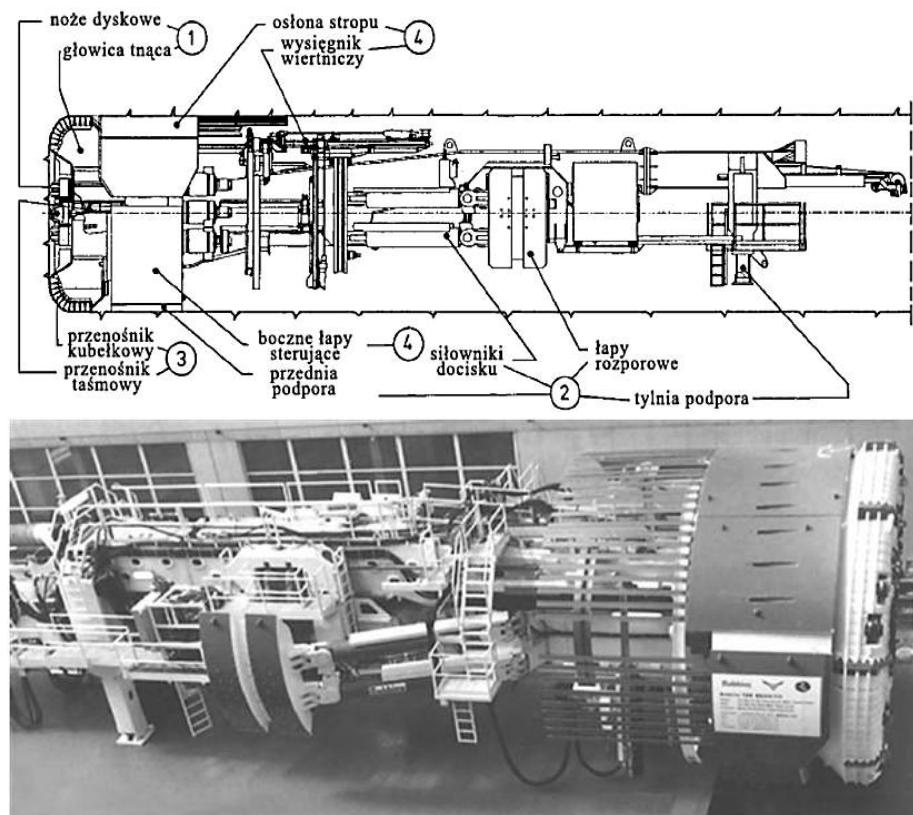
Rys. 26.2 Tarcza osłonowa zamknięta z zawiesiną płuczkową i poduszką powietrzną
tzw. Mixshield firmy Herrenknecht

1 – głowica urabiająca, 2 – komora urobkowa, 3 – membrana ciśnieniowa,
4 – rura przez którą tłoczona jest zawiesina płuczkowa, 5 – poduszka sprężonego powietrza,
6 – tzw. zanurzona ściana, 7 – obudowa tubingowa, 8 – erektor

Źródło: [8]

- Gripper TBM – kombajn pełnoprzekrojowy rozporowy wyposażony w narzędzia dyskowe, mogący realizować efektywne urabianie skał o dużej zwięzłości i wytrzymałości na ściskanie (nawet do 220 MPa, jak w przypadku szwedzkiego tunelu Halandsas). Cechą charakterystyczną kombajnu typu gripper jest rozparcie maszyny bezpośrednio o otaczające skały, a nie odpychanie się od obudowy tunelu

(jak w przypadku tarcz osłonowych EPB i Slurry). Z jednej strony pozwala to uzyskiwać bardzo duże postępy dobowe drążenia wyrobiska dzięki możliwości równoczesnego drążenia i układania obudowy – z drugiej strony, tego typu konstrukcja posiada strukturę otwartą, nie przeznaczoną do pracy w środowisku zawodnionym (rys. 26.3).



Rys. 26.3 Podstawowe zespoły części urabiającej pełnoprzekrojowego kombajnu TBM typu rozporowego i widok kombajnu rozporowego firmy Robbins

Źródło: [7]

W ostatnich latach w przemyśle tunelowym pojawiły się kombajny pełnoprzekrojowe typu Multi-mode, mogące pracować w dwóch wybranych trybach – czy to po przeprowadzeniu odpowiedniej przebudowy konstrukcji maszyny, czy też płynnie zmieniając tryb aktualnej pracy (rys. 26.4).



Rys. 26.4. Schematyczna możliwość łączenia dwóch trybów pracy kombajnu pełnoprzekrojowego

Konstrukcje kombajnów typu Multi-mode zostały z powodzeniem wykorzystane w kilku projektach, np. podczas drążenia upadowej w kopalni Grosvenor, tunelu hydrologicznego pod jeziorem Mead, podczas wykonywania obwodnicy Paryża SCATOP, w trakcie drążenia wspomnianego już tunelu komunikacyjnego Halandsas, podczas wykonywania tuneli Katzenberg oraz FineTunnel w Niemczech czy w procesie wykonywania tunelu dla kolei TGV w rejonie Saverne we Francji [8].

Konstrukcje typu Multi-mode, z uwagi na swoją wielofunkcyjność, mogą drażyć wyrobiska w zmiennych warunkach gruntowych, np. jedna maszyna może przebić się przez warstwy zwięzłych skał w trybie gripper, po czym przejść przez warstwy mocno zawodnione w trybie slurry. Decydując się na wybór maszyny Multi-mode należy dodatkowo stwierdzić, czy maszyna będzie mogła być przebudowana na określonym etapie drążenia wyrobiska, czy wymagana jest jej wielofunkcyjność bez możliwości przebrojenia. Rozwiążanie pierwsze jest znacznie tańsze, powoduje jednak co najmniej kilkutygodniowy przestój związany z przebrojeniem maszyny; rozwiązanie drugie generuje znacznie większe koszty inwestycyjne, natomiast pozwala prowadzić możliwie ciągłe drążenie tunelu.

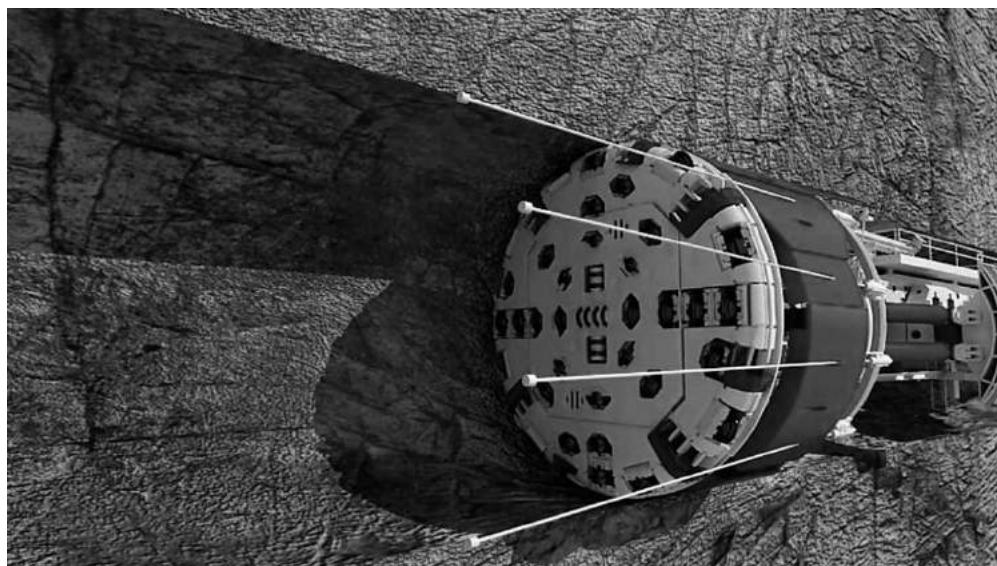
Pojawienie się konstrukcji typu Multi-mode pozwala obecnie udostępniać pokłady złóż przy pomocy upadowych nawet tam, gdzie wcześniej nie było to możliwe ze względu na czynniki geologiczne. Tego typu kombajny pełnoprzekrojowe mogą drażyć tunele zarówno w gruntach jednorodnych, strefach mocno zawodnionych, gruntach z wyraźnymi przewarstwieniami bądź w skałach zwięzłych, bez konieczności drastycznej zmiany metody drążenia bądź np. stosowania mrożenia górotworu, co znacznie skraca czas oraz obniża koszty wykonywania tego typu wyrobisk.

26.3.2 Pokonywanie nieciągłości i stref mocno zaburzonych

Podczas drążenia wielu wyrobisk nachylonych o długim wybiegu, jak również tuneli poziomych, natrafiano na strefy znacznych nieciągłości geologicznych, złożonych np. z rumoszu skalnego. Sytuacja tego typu miała miejsce np. podczas drążenia nowego tunelu kolejowego św. Gotarda (Gotard Base Tunnel), będącego obecnie w końcowej fazie budowy najdłuższego tunelu komunikacyjnego na świecie. Innym przypadkiem stref zaburzonych jest przejście upadowej przez pokłady wodonośne. W obu przypadkach najbardziej efektywne kombajny pełnoprzekrojowe typu gripper mają trudności z efektywnym rozparciem konstrukcji o ociosy, a co za tym idzie – nie są w stanie wymusić dalszego postępu drążenia. Wobec tego typu nieciągłości często jedną efektywną metodą umożliwiającą rozparcie kombajnu jest zastosowanie iniekcji do masywu górotworu w celu jego stabilizacji.

Kombajny TBM typu Gripper, produkowane przez firmę Robbins, w przypadku podejrzenia wystąpienia tego typu stref wyposażane są w system nawiercania otworów w układzie wachlarzowym do czoła maszyny, w które następnie wprowadzana jest odpowiednia mieszanka iniekcyjna. Wiertnica służąca do wykonywania tego typu otworów jest zamontowana obrotowo na specjalnym pierścieniu wewnętrz kombajnu, umożliwiając wykonywanie otworów dookoła tarczy wiercącej. Średnia długość tego

typu otworów to 30 do 60 m [7]. Schematyczna wizualizacja działania systemu iniekcyjnego firmy Robbins została przedstawiona na rys. 26.5.



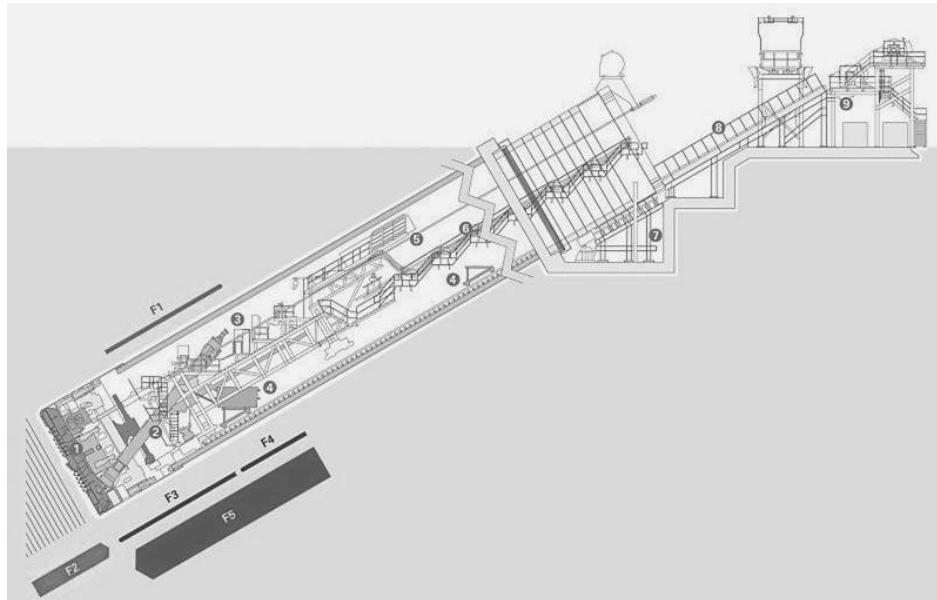
Rys. 26.5 System otworów iniekcyjnych wykonywanych na obwodzie tarczy wiercącej
Źródło: [7]

Przedstawione rozwiązańe pozwala zabezpieczyć trasę drążenia tunelu bądź upadowej nawet do 50 metrów przed czołem maszyny. Dzięki temu przejście przez strefy rozluzowane bądź zawodnione może być znacznie łatwiejsze, natomiast ciągle należy mieć na uwadze przestój technologiczny związany z wykonaniem i czasem uzyskania przez wtłaczany iniekt swoich nominalnych parametrów.

26.4 DRĄŻENIE WYROBISK NACHYŁONYCH

Podstawowym zagadnieniem związanym z drążeniem upadowych jest konieczność wykonywania wyrobiska pod zadanym nachyleniem. Naturalną konsekwencją zwiększania kąta nachylenia jest skrócenie całkowitego wybiegu wymaganego do wydrążenia wyrobiska przy równoczesnym generowaniu coraz to większych oporów ruchu środków transportowych. W zależności od planowanego do zastosowania środka transportu nachylenie to wynosi od ok. 8% w przypadku transportu oponowego oraz do 15% w przypadku transportu przenośnikowego; przy większych kątach pochylenia najczęściej stosowanym rozwiązaniem są kolejce zębate.

Podobny problem związany z drążeniem wyrobisk nachylonych, występuje często w przypadku tuneli komunikacyjnych i hydrotechnicznych. W odpowiedzi na tego typu problemy firma Herrenknecht opracowała szereg rozwiązań tego typu, przykładowo do budowy metra w Sankt Petersburgu – wymagającego wydrążenia tunelu dostępowego do metra o nachyleniu 30 stopni i średnicy rzędu 9400 mm. Na potrzeby tego przedsięwzięcia zaprojektowano specjalny system transportu segmentów obudowy przy pomocy wagoników; służyły one także do odstawy urobionego materiału. Schemat konstrukcji tego typu układu przedstawiono na rys. 26.6, natomiast na rys. 26.7 przedstawiono tą upadową w trakcie drążenia.



Rys. 26.6 Schemat systemu drążenia pod kątem 30 stopni zastosowany przez firmę Herrenknecht w Sankt Petersburgu

Źródło: [8]



Rys. 26.7 Widok wykonywanego tunelu dostępowego (upadowej) do stacji metra

Źródło: [8]

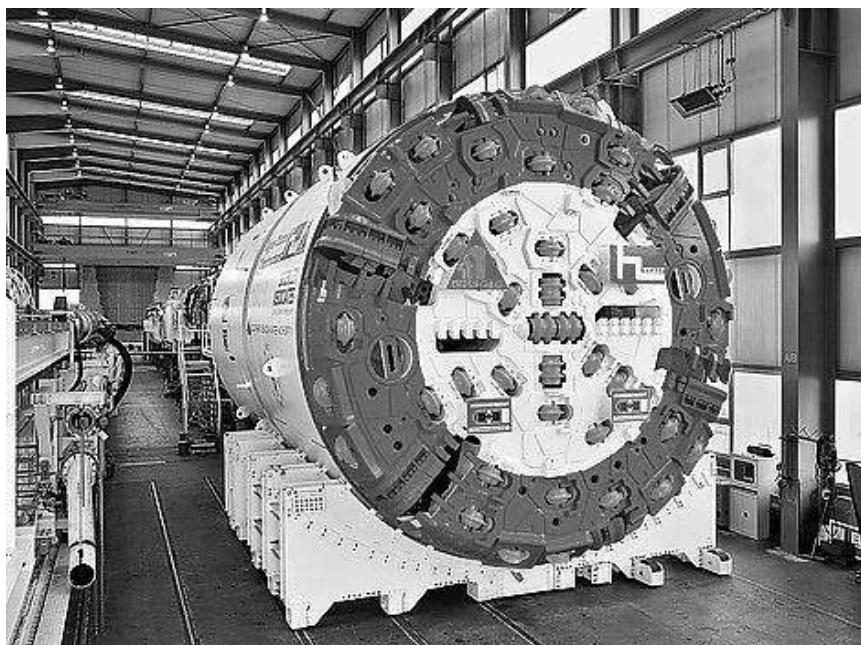
Rozwiązania techniczne zaprojektowane na potrzeby drążenia tuneli nachylonych, takie jak metody transportu segmentów obudowy betonowej, układy prowadzenia głowicy urabiającej czy systemu odstawy urobionego materiału znajdują proste przełożenie do zastosowań przy drążeniu nachylonych wyrobisk udostepniających.

26.4.1 Przeciwdziałanie ciśnieniu wody w górotworze

Czynnik ciśnienia wody, rosnącego naturalnie wraz z głębokością drążenia, stanowi na dzień dzisiejszy podstawową barierę stosowania kombajnów pełnoprzekrojowych. W przypadku napotkania stref mocno zawodnionych na niewielkich odcinkach – np. podczas

drążenia tuneli pod rzekami – koniecznym może być zastosowanie mrożenia górotworu. Dla tuneli o dłuższych wybiegach, nachylonych pod stosunkowo niewielkim kątem do poziomu, proces mrożenia może odbywać się jedynie miejscowo. Z tego względu, w celu uniknięcia kosztownego i długotrwałego procesu mrożenia, kombajn typu TBM powinien posiadać szczelną konstrukcję i wytrzymywać napór znacznego ciśnienia wody. Takie warunki spełniają tarcze osłonowe zamknięte typu EPB oraz tarcze zawiesinowe typu Slurry, opisane w rozdziale 3.

Przez pewien czas maszyną wytrzymującą rekordową wartość ciśnienia wody pozostawał kombajn zastosowany do drążenia szwedzkiego tunelu kolejowego Halandsas – kombajn z powodzeniem wytrzymał napór ciśnienia wody o wartości 11 bar. Obecnie granica ta została przesunięta przez maszynę firmy Herrenknecht o oznaczeniu S-502 (rys. 26.8), zastosowaną do wydrążenia tunelu geotechnicznego pod jeziorem Mead – jednym z największych zbiorników wody pitnej na terenie USA, bezpośredniego rezerwuaru wody dla Las Vegas. Kombajn ten z powodzeniem wydrążył ukończony pod koniec 2014 roku tunel, pracując pod ciśnieniem wody równym 15 bar. Dodatkowo należy wspomnieć, iż kombajn S-502 posiadał również strukturę typu Multi-mode – był on połączeniem tarczy osłonowej zamkniętej zawiesinowej typu Slurry oraz kombajnu typu gripper.



Rys. 26.8 Kombajn TBM S-502 typu Multi-mode, przystosowany do drążenia przy ciśnieniu wód gruntowych do 15 MPa

Źródło: [8]

Obecnie przyjmuje się, że technologiczną granicą dla ciśnienia wody w górotworze przy którym możliwe jest wykorzystanie kombajnu osłonowego zamkniętego typu TBM jest wartość ok. 18 bar.

26.5 PRZYKŁADOWA REALIZACJA UDOSTĘPNIENIA ZŁOŻA KOMBAJNEM PEŁNOPRZEKROJOWYM – UPADOWA KOPALNI GROSVENOR

Drażenie dwóch upadowych w kopalni węgla kamiennego Grosvenor na terenie Australii, należącej do australijsko-amerykańskiego konsorcjum górnictwego, rozpoczęło się 20 grudnia 2013 roku przy wykorzystaniu hybrydowego kombajnu pełnoprzekrojowego o średnicy 8 metrów, mogącego pracować zarówno w trybie tarczy osłonowej EPB jak i tarczy otwartej typu gripper, wyprodukowanego przez firmę Robbins [10]. Aby sprostać napiętym wymaganiom czasowym, kombajn ten był po raz pierwszy montowany i uruchamiany już w docelowym miejscu rozpoczęcia drażenia. Montaż ten w oddalonej od cywilizacji lokalizacji w pobliżu Moranbah w Australii zajął około cztery i pół miesiąca, po czym rozpoczęto drażenie upadowej poprzez transport kombajnu do komory startowej.

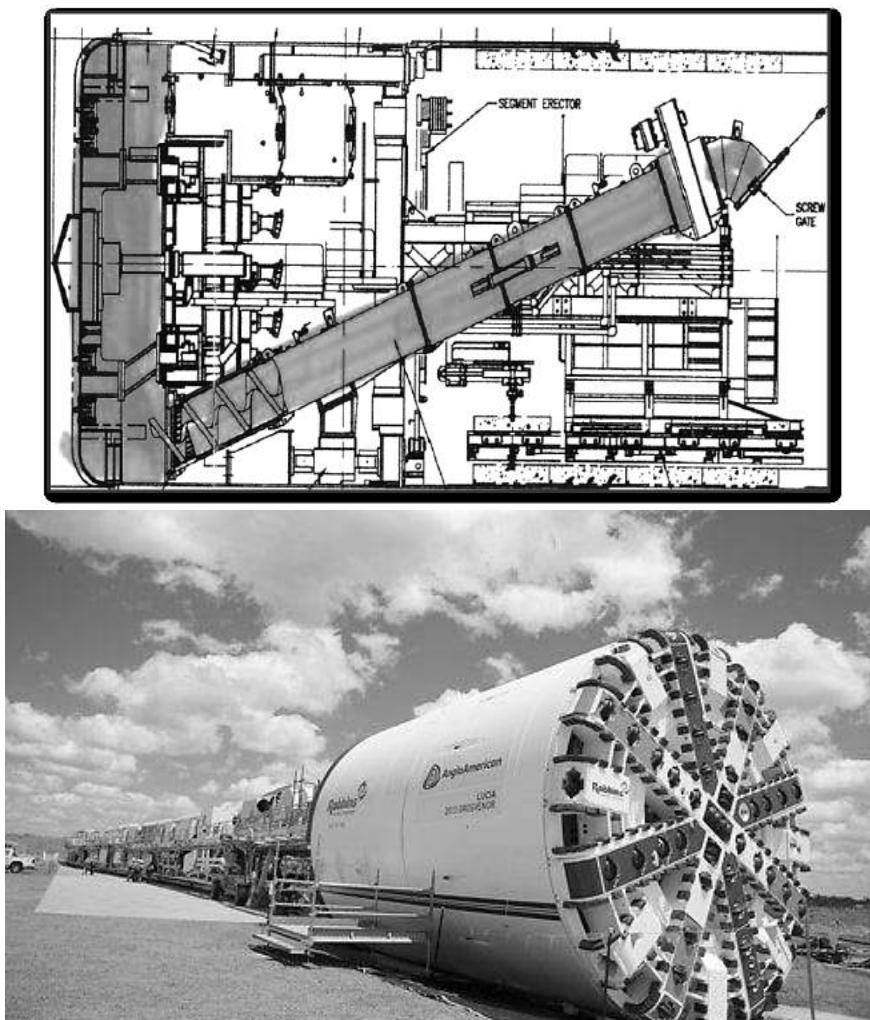
Dwa drażone tunele, nachylone w proporcjach 1:6 oraz 1:8, umożliwiają udostępnienie nowych pokładów węglowych dla kopalni. Hybrydowa maszyna TBM napotykała na swojej drodze niejednorodny ośrodek skalny, od piasków i glin poprzez różnego typu osadowe skały zwięzłe o wytrzymałości na ściskanie rzędu 120 MPa, aż do pokładów węglowych. Podczas procesu drażenia upadowej spodziewano się wystąpienia metanu, stąd konstrukcja maszyny musiała dodatkowo spełniać normę przeciwwybuchową w standardzie ERZ-1. Kopalnia Grosvenor to pierwsza podziemna kopalnia węglowa na terenie Queensland wykorzystująca technologię drażenia kombajnami pełnoprzekrojowymi do udostępniania złóż; jest to obecnie największe tego typu przedsięwzięcie na świecie, będące w momencie pisania artykułu w swojej końcowej fazie.

Podczas drażenia upadowych jedynie trzysta metrów ich wybiegu wymagało pracy w trybie zamkniętej tarczy osłonowej typu EPB; pozostała część była drażona w trybie tarczy otwartej gripper, przeznaczonej do urabiania skał zwięzłych. Z tego powodu konstrukcja kombajnu (rys. 26.9) została zoptymalizowana pod kątem urabiania skał o dużej zwięzości.

W trybie EPB maszyna wykorzystywała podwójny, centralny przenośnik ślimakowy, kontrolujący przepływ zawiesiny gruntowej. Jedna część przenośnika obracała się szybciej niż druga, co powodowało tworzenie się korka gruntowego wypychającego wodę z przenośnika ślimakowego. Główica urabiająca maszyny przeznaczona do urabiania gruntów wyposażona była w wymienne noże skrawające oraz narzędzia dyskowe, a dodatkowo na powierzchni głowicy zamontowano płyty oporowe zabezpieczające przed nadmiernym zużyciem ściernym. Komora urabiania mogła być wypełniona wodą, pianą lub innymi płynami dla zachowania iskrobezpieczeństwa w razie pojawienia się metanu.

Zasadniczą funkcją wykorzystania trybu EPB było zapewnienie iskrobezpieczeństwa. W razie stwierdzenia jakiegokolwiek wycieku metanu uruchamiany był system ewakuacyjny i specjalny system wentylacyjny, zasysający metan z przenośnika ślimakowego wprost do kanałów przewietrzających, co zapobiegało jego nadmiernej koncentracji. Dzięki takiej konstrukcji drażenie z

wykorzystaniem kombajnu TBM typu Multi-mode pozwoliło zwiększyć bezpieczeństwo, poprawić jakość wykonanego tunelu oraz szybciej zakończyć projekt.



Rys. 26.9 Schemat i widok kombajnu pełnoprzekrojowego zamkniętego typ EPB firmy Robbins wykorzystanego do drążenia upadowej w projekcie Grosvenor

Źródło: [10]

W celu konwersji kombajnu do trybu urabiania skał zwięzłych, wokół przenośnika ślimakowego został zainstalowany sterowany hydraulicznie zsyp uplastycznionego urobku. Urobek był ładowany przez specjalne nagarniaki z przestrzeni przed tarczą urabiającą. Wymienne noże przeznaczone do trybu EPB zostały zastąpione narzędziami dyskowymi, natomiast naroża skrawające z trybu EPB zostały zastąpione specjalnymi nagarniakami ładującymi urobione fragmenty skał. Maszyna została wyposażona w specjalny pierścień oporowy, reagujący na zmienny moment oporu głowicy urabiającej, co pozwala na bardziej efektywne urabianie przy założeniu określonego kierunku obrotu.

Ostatnią unikalną cechą projektu z wykorzystaniem ww. kombajnu jest specjalnie zaprojektowany układ szybkiego demontażu (Quick Removal System). Ze względu na australijskie warunki gruntowe, żadna część wyrobiska nie może pozostać niepodparta, a

równocześnie TBM drąży tunel ślepy, konieczne było więc zapewnienie możliwości wycofania maszyny bez demontażu tarczy osłonowej – zostawała ona w wyrobisku pełniąc rolę obudowy. Konstrukcja kombajnu drążącego upadową w kopalni Grosvenor została tak zaprojektowana, aby umożliwić demontaż wnętrza maszyny i przetransportowania go na powierzchnię bez używania palników – w tym celu wykorzystano szereg połączeń sworzniowych. Po przetransportowaniu wyposażenia kombajnu na powierzchnię, został on uzbrojony ponownie w nową tarczę, po czym rozpoczął drążenie drugiej nitki upadowej.

Rozwiążanie firmy Robbins z pewnością stanowi przełom w technologii budowy wyrobisk nachylonych jasno pokazując, że wiele problemów występujących podczas drążenia metodami tradycyjnymi – takich jak zagrożenie gazowe czy konieczność zabezpieczenia przed wysokim ciśnieniem wody – może być z powodzeniem rozwiązana właśnie poprzez zastosowanie kombajnu pełnoprzekrojowego osłonowego typu Multi-mode. Projekt Grosvenor jest również pionierski w kwestii wykorzystania kombajnów typu Multi-mode do pokonywania zróżnicowanej geologii warstw nadkładowych napotykanych podczas drążenia wyrobiska.

26.6 PODSUMOWANIE

Wyrobiska nachylone, zwane upadowymi potrafią zapewnić znacznie większe wydajności transportu i odstawy w stosunku do szybów pionowych. Idea udostępniania złóż przy wykorzystaniu upadowych nie jest nowa – tego typu rozwiązania znane są już od początków górnictwa, jednakże liczne trudności związane z drążeniem tego typu wyrobisk, szczególnie w odniesieniu do głęboko zalegających złóż, zadecydowały o małej popularności tego typu rozwiązań w ostatnim pięćdziesięcioleciu.

Wraz z pojawiением się nowoczesnych technik budowy tuneli opartych o kombajny pełnoprzekrojowe, wiele z dotychczasowych trudności związanych z drążeniem upadowych uległo znacznemu uproszczeniu. W referacie przedstawiono wybrane z nich, tj. niejednorodność gruntów, problemy z pokonywaniem warstw zaburzonych, ograniczenia związane z ciśnieniem wody oraz techniczne problemy drążenia wyrobisk nachylonych. Przedstawiono również największą światową inwestycję związaną z udostępnianiem złóż przy wykorzystaniu upadowych – kopalnię Grosvenor w Australii.

W obliczu rozwoju techniki i dostępności na rynku używanych kombajnów pełnoprzekrojowych, jak również rosnącej konkurencji producentów tych maszyn, nakłady inwestycyjne niezbędne do poniesienia podczas drążenia upadowych będą w najbliższym czasie ulegać stopniowemu ograniczeniu. Już teraz koszty obudowy upadowej, wykonywanej zarówno przy drążeniu metodami tradycyjnymi jak i maszynami pełnoprzekrojowymi, znacznie przewyższają koszt samej maszyny. Analizując tę perspektywę ekonomiczną, jak również biorąc pod uwagę niewątpliwe zalety kombajnów typu TBM można zaryzykować stwierdzenie, że przedstawiona technologia będzie w najbliższej przyszłości podstawową metodą udostępniania złóż przy pomocy wyrobisk nachylonych.

LITERATURA

1. Alan Muir Wood, Tunelling: Management and Design, Taylor & Francis, 2002
2. N. Barton, E. Grimstad, G. Aas, O.A. Opsahl, A. Bakken, L. Pedersen, E.D. Johansen, Norwegian Method of Tunnelling. Word Tunnelling and Subsurface Excavation. June-August 1992.
3. P. Czaja, P. Kamiński, Możliwości udostępnienia złoża rud miedzi na monklinie przedsudeckiej za pomocą upadowej. Cuprum: Czasopismo Naukowo Techniczne Górnictwa Rud nr 3/2015, s. 19-35.
4. M. Jakubowski, Porównanie wybranych aspektów techniczno-ekonomicznych udostępnienia złoża szybem pionowym oraz upadową, Cuprum: Czasopismo Naukowo Techniczne Górnictwa Rud, nr 4/2014, str. 73-92.
5. P. Kulinowski, Simulation studies as the part of an integrated design process dealing with belt conveyor operations. Maintenance and Reliability 2013, vol. 15 nr.1 s. 83-88
6. A. Lutyński, A. Kozubek, Eksplotacja przenośnika wznoszącego upadowej odstawczo-transportowej w KWK "Marcel", Maszyny Górnicze nr 2/2010, str. 13-18.
7. Materiały reklamowe firmy Robbins.
8. Materiały reklamowe firmy Herrenknecht.
9. L. Müller, Removing misconceptions on the New Austrian Tunnelling Method. Tunnels & Tunnelling. October 1978. str. 29-32.
10. G. Ramage, C. Donnelly, M. Donghi, "Alternative excavation methods in underground coal mining". University of Wollongong, 2014 Coal Operators' Conference,
11. P. Stevens, NATM: tunnelling into the future. Colliery Guardian. March 1992. str. 64-69.
12. W. Szymczek, J. Kowalcuk, A. Siedlaczek, A. Kuziak, KWK "Marcel" wczoraj i dziś – upadowa odstawczo-transportowa z poziomu 400 m na powierzchnię, Zeszyty naukowe. Górnictwo/Politechnika Śląska, z. 286/2008, str. 155-169

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr hab. inż. Krzysztof Kotwica, mgr inż. Paweł Mendyka
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków, Polska
e-mail: kotwica@agh.edu.pl, mendyka@agh.edu.pl

UDOSTĘPNIANIE ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH Z WYKORZYSTANIEM KOMBAJNÓW PEŁNOPRZEKROJOWYCH TBM

Streszczenie: W artykule przedstawiono możliwości oraz problemy związane z udostępnieniem złóż kopalin użytkowych upadowymi drążonymi z wykorzystaniem kombajnów pełnoprzekrojowych typu rozporowego jak również osłonowego, zamkniętego oraz kombajnów typu Multi-mode.

Słowa kluczowe: udostępnianie złóż, kombajny TBM, tarcze EPB, tarcze zawiesinowe, TBM typu Multi-mode

ACCESSING ORE DEPOSITS USING TBM MACHINES

Abstract: The article presents the possibilities and problems connected with accessing mineral deposits with decline shafts using gripper type full diameter TBM Machines as well as closed shields and Multi-mode ones.

Key words: ore deposits accessing, TBM machines, EPB shields, slurry shields, Multi-mode TBM

27

ZWALCZANIE ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO NA PRZYKŁADZIE BUDOWY KLIMATYZACJI GRUPOWEJ W POKŁADZIE 405 PARTIA L

27.1 WPROWADZENIE

Artykuł dotyczy realizacji przedsięwzięcia polegającego na likwidacji zagrożenia klimatycznego w KWK Halemba-Wirek dla planowanej eksploatacji w pokładzie 405 w partii L na poziomie 1030 m.

W podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny stale wzrasta głębokość prowadzonych robotów górniczych, co powoduje wzrost zagrożenia klimatycznego. Głębokość eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego wzrasta każdego roku średnio o ok. 8 m (planuje się prowadzić wydobycie na głębokościach 1200 m i niżej). Na wzrost zagrożenia klimatycznego mają wpływ również stosowane maszyny i urządzenia o coraz większych zainstalowanych mocach. Od ponad 10 lat z głębokością większą od 800 m wydobywa się ponad 35% węgla kamiennego [3].

W niedalekiej przyszłości roboty górnicze będą prowadzone w górotworze, którego temperatura pierwotna będzie sięgała 50°C, a zagrożenie klimatyczne może okazać się jednym z podstawowych zagrożeń decydujących o bezpieczeństwie górników i możliwości prowadzenia robót.

Oddziaływanie wysokich temperatur i dużej wilgotności na pracowników zatrudnionych w wyrobiskach podziemnych jest szkodliwe dla ich zdrowia oraz powoduje zmniejszenie wydajności pracy. Przeciążenie organizmu ludzkiego wywołane ciepłem ujemnie wpływa na sprawność fizyczną i koordynację ruchową oraz na zdolność do reagowania na sygnały świetlne, koncentrację i zdolność do podejmowania szybkich decyzji.

Na temperaturę organizmu ludzkiego mają wpływ nie tylko czynniki mikroklimatu, ale również metabolizm wewnętrzny organizmu określany przez wielkość wydatku energetycznego. W najlepszym przypadku tylko 25% energii wytworzonej przez ludzki metabolizm jest zamieniane na pracę mechaniczną, reszta energii przekształcana jest w ciepło potrzebne do podtrzymania procesów metabolicznych. Jednak zbyt wiele ciepła może przyczynić się do zakłócenia w funkcjonowaniu organizmu, powodując problemy zdrowotne takie jak zawały serca, osłabienie, wymioty, skurcze i odwodnienie organizmu. Aby zapobiec wzrostowi

temperatury wewnętrznej organizmu pracowników, należy podjąć działania mające na celu skuteczniejszy odbiór ciepła z organizmu lub zmniejszyć wydatek energetyczny.

Największy udział w odprowadzeniu ciepła z organizmu ma parowanie, na którego wielkość wpływ ma przede wszystkim temperatura otoczenia, wilgotność i prędkość powietrza.

Prewencja dotycząca poprawy warunków klimatycznych powinna być ukierunkowana głównie na:

- stosowanie urządzeń chłodniczych,
- ograniczenie strumienia ciepła emitowanego z górotworu do wyrobisk górniczych przez ich termoizolację,
- kontrolowane ograniczanie nawilżania powietrza kopalnianego w wyniku ujmowania wody w kopalni do rurociągów lub innych zbiorników zamkniętych,
- ograniczenie emisji ciepła z maszyn i urządzeń, przewodów energetycznych zainstalowanych w wyrobiskach,
- zapewnienie intensywnej wentylacji; przy czym strumień objętościowy powietrza może być zdeterminowany zdolnością wentylacyjną kopalni oraz wpływem na inne zagrożenia naturalne, jak metanowe, pożarowe i pyłowe [2].

Ograniczenie trudnych warunków klimatycznych w kopalniach podziemnych jest możliwe jedynie przez kompleksowe zastosowanie wielu środków technicznych, w tym szczególnie: ograniczenia wilgotności powietrza kopalnianego, intensywnej wentylacji wyrobisk i stosowanie klimatyzacji (lokalnej, grupowej i centralnej).

W stosowanej obecnie koncepcji chłodzenia występuje tendencja chłodzenia powietrza w miejscach wyrobisk górniczych, gdzie znajdują się stanowiska pracy górników (rejon ścian wydobywczych i przodków) przez szerokie stosowanie przodkowych i ścianowych chłodnic lokalnych zasilanych z urządzeń zlokalizowanych w rejonach szybów lub na powierzchni (klimatyzacje grupowe, centralne).

27.2 ZAGROŻENIA KLIMATYCZNE, WDRAŻANIE SYSTEMÓW CHŁODNICZYCH A EFEKTY EKONOMICZNE KOPALŃ

Wybrane definicje związane z zagrożeniem klimatycznym [4]:

- zagrożenie klimatyczne – ujemny wpływ temperatury i wilgotności powietrza na organizm ludzki,
- klimat doowy – warunki panujące w wyrobiskach górniczych pod względem wilgotności, temperatury, szybkości przepływu powietrza oraz promieniowania cieplnego górotworu,
- mikroklimat kopalniany – sztuczny klimat wytworzony w kopalni przez klimatyzację podziemną dający tzw. komfort pracy,
- katastrofie – jednostka ilości ciepła, która jest odbierana z powierzchni 1 cm^2 w jednej sekundzie przy temperaturze $36,5^\circ\text{C}$, służy do określana intensywność chłodzenia,

- katatermometr – przyrząd do pomiaru intensywności (natężenia) chłodzącego działania otoczenia, wywołanego wspólnym działaniem temperatury, prędkości i wilgotności powietrza.

Zasadniczym założeniem budowy układów klimatyzacji jest poprawa warunków klimatycznych związanych z wysoką temperaturą w eksploatowanych rejonach, wynikającą zarówno z głębokości eksploatacji, jak też mechanizacji urabiania, odstawy i transportu urobku. Układy klimatyzacji mają na celu wyeliminowanie bądź ograniczenie zagrożenia klimatycznego w określonych rejonach kopalni poprzez uzyskanie obniżenia temperatury i zmniejszenia wilgotności powietrza oraz poprawę warunków i komfortu pracy. Zgodnie z polskimi przepisami, praca jest dozwolona w pełnym wymiarze czasu (7,5 godziny), jeśli temperatura powietrza mierzona na termometrze suchym nie przekracza 28°C a intensywność chłodzenia nie jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych. Jeśli temperatura na termometrze suchym zawiera się w przedziale 28-33°C lub intensywność chłodzenia jest mniejsza od 11 katastopni wilgotnych, to obowiązuje skrócony czas pracy do 6 godzin [5]. Tak więc wydłużenie czasu pracy można bezpośrednio przeliczyć na efekty ekonomiczne.

Efektem ekonomicznym zastosowania klimatyzacji jest obniżenie średniego jednostkowego kosztu oddziałów wydobywczych w wyniku wydłużenia efektywnego czasu pracy i zwiększenia wydobycia. Należy podkreślić, że w kopalniach, które wykorzystują klimatyzację grupową i centralną, następuje poprawa efektywności pracy (wydłużenia efektywnego czasu pracy, zmniejszenie obciążenia termicznego pracowników, zmniejszenia awaryjności maszyn). Ponadto w niektórych rejonach bez wprowadzenia klimatyzacji nie byłoby możliwości prowadzenia eksploatacji z uwagi na wysoką temperaturę przekraczającą temperaturę dopuszczalną przepisami (powyżej 33°C).

27.3 ZAGROŻENIE TEMPERATUROWE, PROGNOZA WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH I OKREŚLENIE ZAPOTRZEBOWANIA NA MOC CHŁODNICZĄ DLA ROBÓT GÓRNICZYCH W PARTII L W POKŁADZIE 405

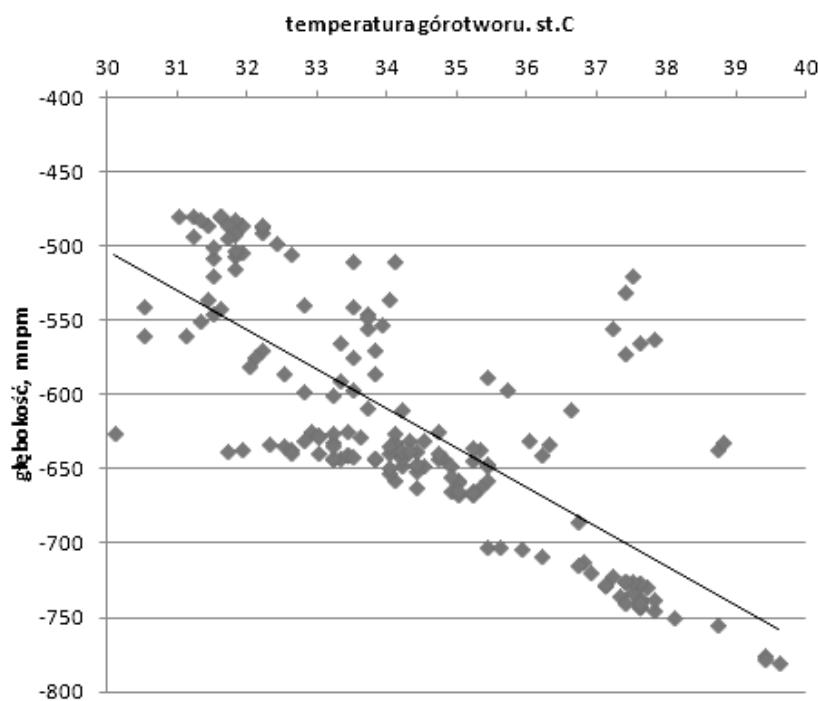
27.3.1 Temperatura pierwotna skał w południowej części obszaru górnictwa

Rozkład temperatury pierwotnej górotworu w KWK „Halemba-Wirek” zamieszczono w tabeli 27.1. Wielkości te uzyskano z interpolacji wyników pomiarów prowadzonych w wyrobiskach górniczych kopalni.

Tabela 27.1 Zestawienie temperatur pierwotnych górotworu w KWK „Halemba-Wirek”

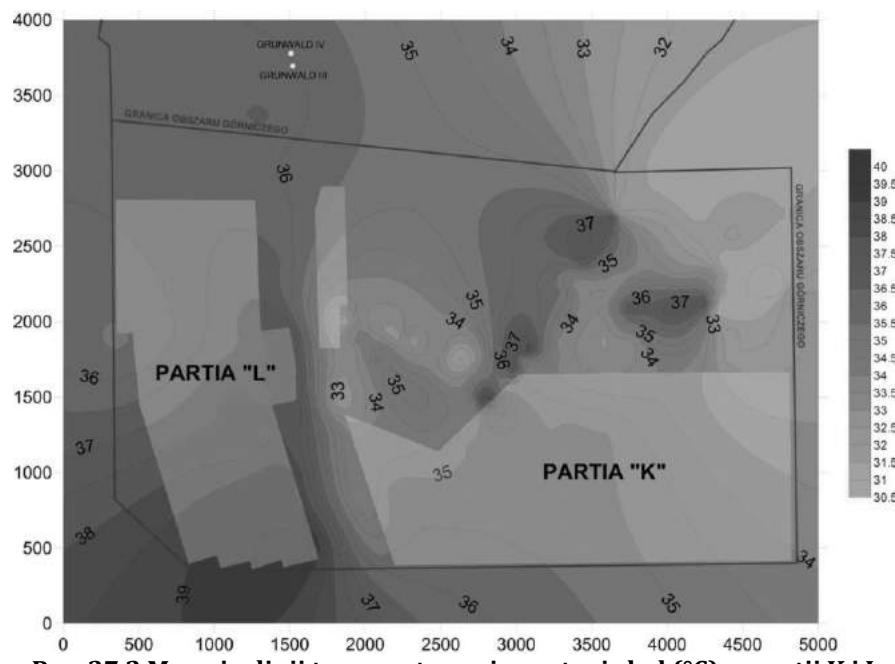
Poziom	Głębokość m n.p.m.	Temperatura pierwotna górotworu °C
830 m	-550	33,5
1030 m	-750	37,4

Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej zostały przedstawione na wykresie w funkcji głębokości (rysunek 27.1).



Rys. 27.1 Wyniki pomiarów temperatury pierwotnej skał

Korzystając ze średniego stopnia geotermicznego wykonano mapę izolinii temperatury pierwotnej skał w pokładzie 405 w partiach K i L [1]. Mapa ta jest przedstawiona na rysunku 27.2.



Rys. 27.2 Mapa izolinii temperatury pierwotnej skał (°C) w partii K i L

Na podstawie zamieszczonych wyników można stwierdzić, że w KWK „Halemba-Wirek” eksploatacja w pokładzie 405 w partii K i L wiązać się będzie z wystąpieniem

zagrożenia temperaturowego i pogorszeniem warunków klimatycznych na stanowiskach pracy. Brak schładzania powietrza może spowodować przekroczenie temperatury 33°C w wyrobiskach ścianowych i drążonych chodnikach, co uniemożliwi prowadzenie eksploatacji. W celu określenia temperatury powietrza w projektowanych wyrobiskach górniczych wykonano prognozę temperatury i stopnia zwilżenia powietrza z uwzględnieniem temperatury w rejonach istniejących.

27.3.2 Pomiary mikroklimatu powietrza kopalnianego i zapotrzebowanie na moc chłodniczą

Podczas przepływu powietrza przez wyrobiska kopalniane wskutek procesów wymiany masy i energii z otoczeniem, następują zmiany jego parametrów. Czynnikami kształtującymi parametry klimatyczne powietrza kopalnianego są przede wszystkim:

- zmiana entalpii powietrza w wyniku sprężania lub rozprężania w polu sił ciężkości,
- wymiana ciepła między górotworem, a przepływającym powietrzem,
- wymiana wilgoci i zmiany stanu skupienia wilgoci w powietrzu,
- ciepło wydzielane z maszyn na wskutek tarcia oraz z urządzeń elektrycznych zainstalowanych w wyrobisku,
- ciepło wywiązujące się podczas reakcji utleniania węgla oraz innych skał,
- wymiana ciepła i masy z rurociągami i mechanizmami napędzanymi sprężonym powietrzem,
- ciepło oddawane do powietrza przez transportowany urobek.

W celu oceny wpływu lokalnych źródeł ciepła i wilgoci na parametry mikroklimatu powietrza kopalnianego analizowano wyniki pomiarów klimatycznych w wyrobiskach z grupowymi i rejonowymi prądami powietrza. Do analizy zagrożenia temperaturowego wykorzystano wyniki pomiarów mikroklimatu wykonane przez służby wentylacyjne.

Na podstawie posiadanych dokumentacji prognozuje się, że dla drążenia wyrobisk ślepych w partii L w pokładzie 405 konieczne będzie zastosowanie jednej chłodnicy powietrza o mocy minimum 300 kW na każde rozpoczęte 500 m wyrobiska.

W oparciu o prognozowaną temperaturę powietrza określono zapotrzebowanie na moc chłodniczą w oddziałach wydobywczych w trakcie prowadzenia eksploatacji. Dla eksploatacji ścian w zależności od ich wybiegu zapotrzebowania na moc chłodniczą wyniesie od minimum 1200 do 1800 kW.

Sumaryczne zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla jednego pokładu utrzymuje się na średnim poziomie 2000-4000 kW. Przyjmuje się, że po uwzględnieniu strat ciepła minimalna moc agregatów chłodniczych, dla utrzymania odpowiednich warunków klimatycznych w rejonie powinna wynosić minimum 4000 kW.

27.4 KONCEPCJA ROZWIĄZANIA KLIMATYZACJI DLA PARTII L

Zgodnie z prognozą warunków klimatycznych obciążenie chłodnicze wyrobisk (zapotrzebowanie na moc chłodniczą) będzie wynosić:

- 5,2 MW w celu odbioru ciepła w rejonach eksploatacyjnych,

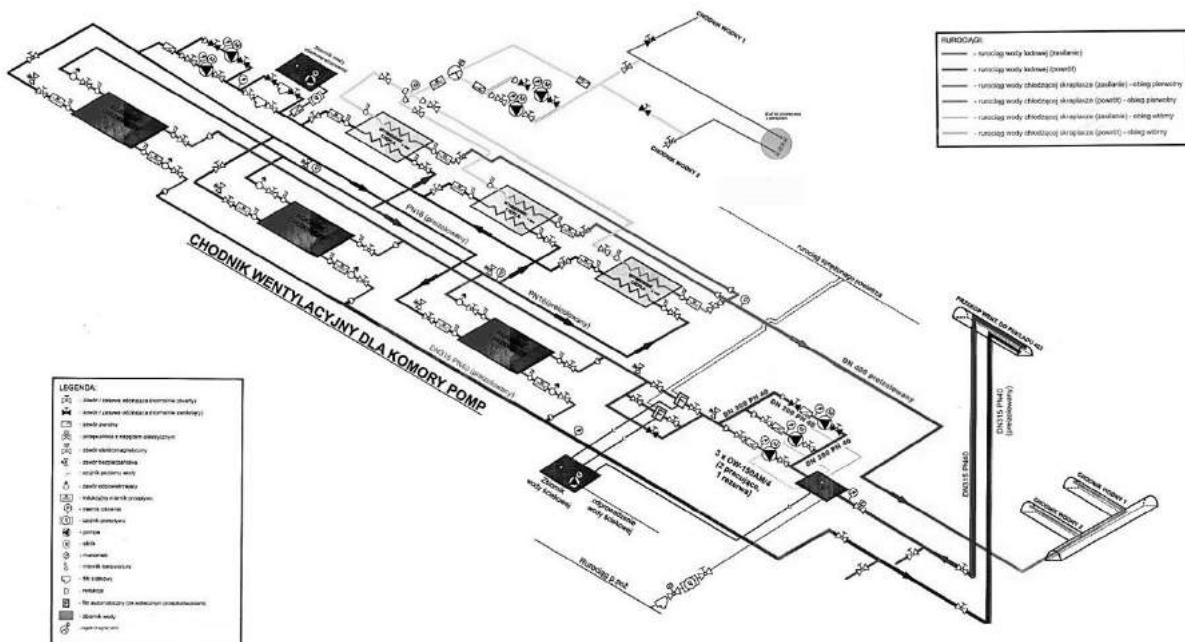
- 4,0 MW po uwzględnianiu strat ciepła związanych z przepływem wody lodowej rurociągami pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wodnymi chłodnicami powietrza zlokalizowanymi w rejonach eksploatacyjnych (dla lokalizacji agregatów chłodniczych na podszybiu szybu wdechowego na poziomie 1030 m).

Zakłada się, że powietrze dopływające do wyrobisk ścianowych oraz chodnikowych schładzane będzie przy pomocy wodnych chłodnic powietrza pracujących w instalacji klimatyzacji wyrobisk górniczych. Ogólna zasada pracy układu chłodniczego polega na kierowaniu wody lodowej ochładzanej w parownikach agregatów chłodniczych za pomocą rurociągów preizolowanych do wodnych chłodnic powietrza. Po odbiorze ciepła w chłodnicach powietrza woda powraca nieizolowanymi rurociągami do agregatów chłodniczych, gdzie zostaje ponownie ochłodzona.

Koncepcja budowy układu dla klimatyzacji wyrobisk górniczych, przy założeniu odprowadzenia całego ciepła skraplania do wody dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni poprzez wymiennik ciepła, przewiduje docelowo:

- Etap I – budowa agregatów chłodniczych o łącznej mocy min. 4,0 MW dla potrzeb udostępnienia i eksploatacji pokładu 405/L,
- Etap II – rozbudowa stacji agregatów chłodniczych do łącznej mocy min. 6,0 MW dla potrzeb udostępnienia i eksploatacji pokładu 402/K.

Przewiduje się docelową łączną moc zabudowanych agregatów chłodniczych wynoszącą 6,0 MW. W skutek czego będzie konieczność odprowadzenie ciepła skraplania w ilości 7,8 MW do wody dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni poprzez wymiennik ciepła. Na rysunku 27.3 przedstawiono schemat ideowy zabudowy urządzeń chłodniczych, naniesiono urządzenia zabudowane na stanowisku agregatów chłodniczych, zestawy pompowe, układy filtrów, oraz armaturę konieczną do zabudowania.



Rys. 27.3 Schemat ideowy zabudowy urządzeń chłodniczych

Docelowo przewiduje się zabudowę trzech agregatów chłodniczych o mocy 2,0 MW każdy (razem 6,0 MW), które będą zlokalizowane na stanowisku agregatów chłodniczych na poziomie 1030 m w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Mając na uwadze harmonogram robót górniczych planuje się w I etapie zabudowę agregatów chłodniczych o mocy 4,0 MW w latach 2016-2017. Przyjęto takie rozwiązanie z uwagi na harmonogram eksploatacji, zapotrzebowanie mocy chłodniczej oraz rozłożenie ciężaru nakładów finansowych.

Warunkiem rozbudowy klimatyzacji do etapu drugiego tj. 6,0 MW będzie konieczność zapewnienie dopływu wody chłodzącej dołowej pompowanej w sposób ciągły na powierzchnię kopalni w ilości minimum 12,0 m³/min. W przypadku braku odpowiedniej ilości wody chłodzącej dołowej (poniżej 12,0 m³/min.), koszt rozbudowy klimatyzacji grupowej zdecydowanie wzrośnie. W takim przypadku należy przeanalizować zasadność budowy układu klimatyzacji centralnej na powierzchni.

Uwzględniając harmonogram eksploatacji w partii L w pokładzie 405 w I etapie na lata 2016-2017 zaprojektowano układ klimatyzacji wyrobisk o mocy chłodniczej 4,0 MW z odprowadzeniem ciepła skraplania poprzez wymiennik ciepła do wody dołowej. Dla projektowanej instalacji klimatyzacji przewiduje się chłodzenie powietrza w wyrobiskach w partii L pokładu 405. Wówczas drążone będą wyrobiska przygotowawcze dla ścian w pokładzie 405 w partii L a od roku 2018 prowadzona będzie eksploatacja.

W II etapie w latach 2017-2018 przewiduje się zabudowę dodatkowego agregatu/ów chłodniczych o mocy 2,0 MW na podszybiu poziomu 1030 w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. Agregaty chłodnicze o mocy 3x2,0 MW będą zlokalizowane na poziomie -784 m n.p.m. Chłodnice powietrza w rejonach eksploatacji będą zlokalizowane na maksymalnym poziomie -600 m n.p.m. (czyli powyżej punktu lokalizacji agregatów chłodniczych).

Cały układ chłodzenia składać się będzie z trzech obiegów: obiegu parownika, skraplacza i czynnika chłodniczego. W obiegu parownika woda lodowa będzie przepływać pomiędzy agregatami chłodniczymi (3x2000 kW), a chłodnicami powietrza (18x300 kW) w rejonach robót górniczych. W parownikach agregatów chłodniczych woda będzie ochładzana do temperatury 3°C. Następnie schłodzona woda preizolowanym rurociągiem będzie kierowana do chłodnic powietrza osiągając temperaturę około 6°C w rejonach eksploatacyjnych. Po odebraniu ciepła nieizolowanym rurociągiem woda o temperaturze około 18°C powracać będzie z rejonu eksploatacji do parowników agregatów chłodniczych. W celu zapewnienia odbioru ciepła w chłodnicy powietrza na poziomie 300 kW należy doprowadzić wodę lodową w ilości 5,95 kg/s (21,43 m³/h). W obiegu parowników agregatów chłodniczych o mocy 3x2,0 MW natężenie masowe wody lodowej będzie więc wynosić 107,14 kg/s (385,7 m³/h). W parownikach agregatów chłodniczych czynnik chłodniczy odbiera ciepło od wody, a następnie jest sprężany i kierowany do skraplaczy. Skraplanie czynnika chłodniczego związane jest z oddawaniem ciepła skraplania do wody obiegu skraplacza. Dalej czynnik chłodniczy ulega rozprężeniu i odparowuje w parowniku. Proces zmian

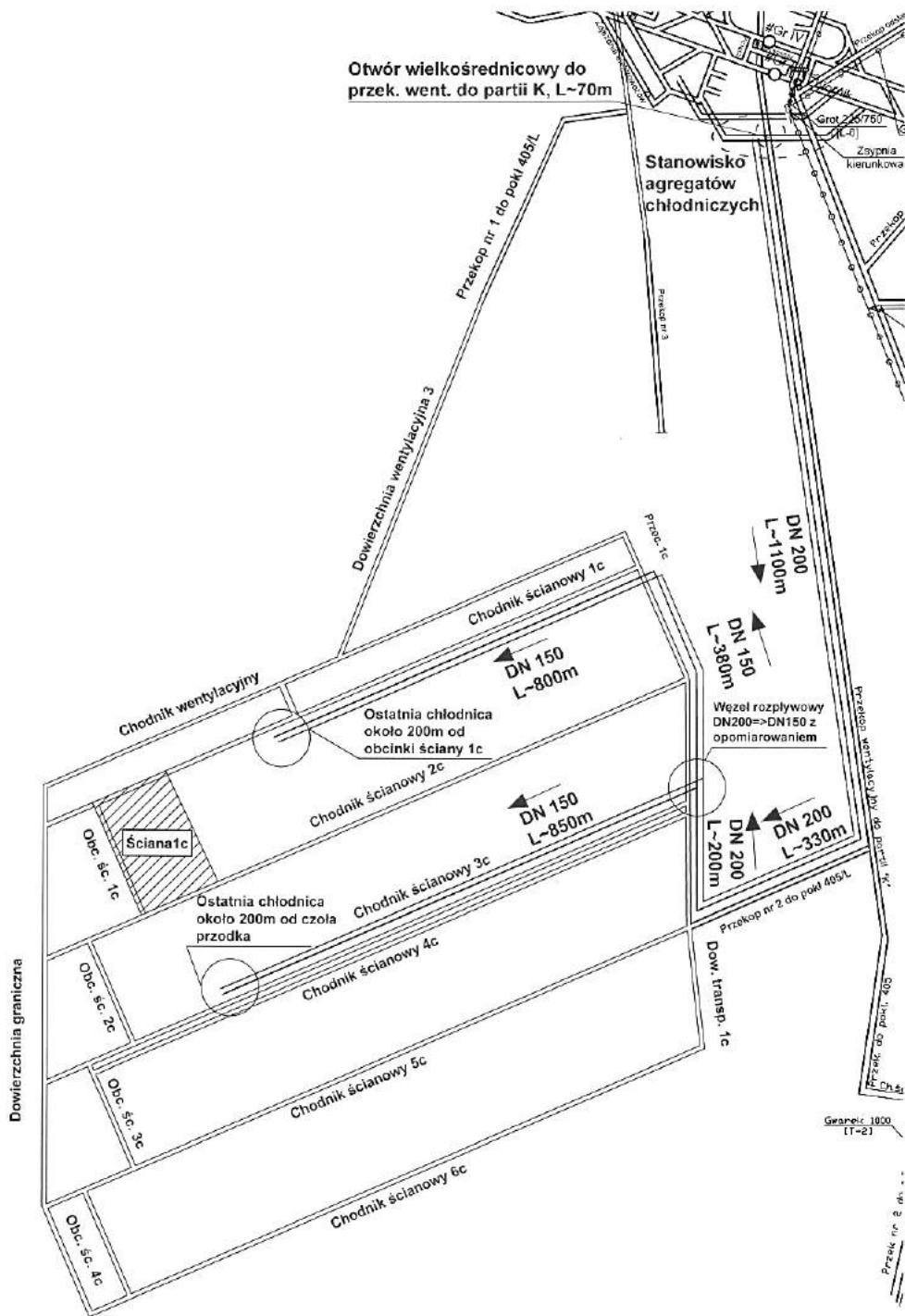
stanu skupienia czynnika chłodniczego powtarza się cyklicznie. W obiegu skraplacza po odebraniu ciepła w skraplaczach agregatów chłodniczych woda kierowana będzie rurociągiem preizolowanym do wymiennika ciepła wody dołowej. Stanowisko wymienników ciepła wody dołowej zlokalizowane będzie w sąsiedztwie agregatów w chodniku wentylacyjnym dla komory pomp. W dołowych wymiennikach ciepła będzie odbierane 7800 kW ciepła skraplania. Natężenie masowe wody chłodzącej będzie wynosić $186,0 \text{ kg/s}$ ($669 \text{ m}^3/\text{h}$). Ciepło oddawane będzie do wody dołowej powodując wzrost jej temperatury od poziomu 25°C do 40°C .

27.5 RUROCIĄGI, CHŁODNICE POWIETRZA I UKŁADY REJESTRUJĄCO-POMIAROWE INSTALACJI KLIMATYZACJI DLA PARTII K I L

Obieg parownika stanowić będzie sieć rurociągów, które będą zabudowane pomiędzy agregatami chłodniczymi, a wyrobiskami w rejonie eksploatacji w pokładzie 405. Dla mocy chłodniczej równej $6,0 \text{ MW}$ strumień wody chłodzonej wynosić będzie $71,42 \text{ kg/s}$ ($257,1 \text{ m}^3/\text{h}$). Średnice rurociągów dobrane zostaną dla średniej prędkości przepływu wody $1,2 \text{ m/s}$. Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że dla przeniesienia mocy chłodniczej $4,0 \text{ MW}$ należy zastosować rurociąg o średnicy min DN200. Z uwagi na to, że w układzie klimatyzacji przewiduje się możliwość po rozbudowie przekazywania mocy chłodniczej pomiędzy partiami L i K, przewiduje się wyższą średnicę rurociągów równą DN300. Rozprowadzenie wody lodowej w poszczególnych partiach będzie realizowane przez ruroiągi o średnicy do DN200. W układzie klimatyzacji będą zastosowane ruroiągi z tworzywa sztucznego (laminatów poliestrowo-szkłanych), które charakteryzują się małym współczynnikiem chropowatości. Ruroiągom stalowym o średnicy, DN300 odpowiadają ruroiągi z tworzywa sztucznego (laminatów poliestrowo-szkłanych) o średnicy 315 mm . Dla rozprowadzenie wody lodowej w partii K i L w pokładzie 402 i 405 należy zabudować na zasilaniu i powrocie rurociąg 315 oraz 200 mm preizolowany i nieizolowany. Ruroiągi na odgałęzieniach do rejonów eksploatacyjnych posiadać będą średnicę 160 mm tak dobraną, aby prędkość przepływu wody nie przekraczała $2,0 \text{ m/s}$. Wszystkie ruroiągi stanowiące doprowadzenie wody lodowej do chłodnic powietrza będą wykonywane, jako preizolowane. Ruroiągi wody lodowej (powrotnej) powracającej od chłodnic powietrza do agregatów chłodniczych prowadzone będą w wyrobiskach równolegle do rurociągów zasilających. Średnice rurociągów powrotnych będą identyczne jak zasilających. Wszystkie ruroiągi stanowiące powrót wody lodowej do stanowiska agregatu będą wykonywane, jako nieizolowane. Na rysunku 27.4 przedstawiono schemat rozprowadzenia rurociągów wody lodowej w I etapie dla pokładu 405 w partii L.

Chłodzenie powietrza w rejonach eksploatacji realizowane będzie przez umieszczenie trzech chłodnic połączonych równolegle rurociągiem przed wlotem do ściany. Pierwsza chłodnica musi być zlokalizowana jak najbliżej frontu ściany, w odległości nie większej niż 200 m . Wraz z postępem ściany chłodnice powietrza winny być tak przebudowywane, aby zachować tą odległość. Układ klimatyzacji zaprojektowano w oparciu o chłodnice powietrza o nominalnej mocy chłodniczej równej

300 kW. W każdej chłodnicy, w celu pokonania oporów przepływu powietrza przez układ wężownic, należy zainstalować wentylator przystosowany do współpracy z daną chłodnicą powietrza. Zakłada się zabudowę 18 chłodnic powietrza o mocy 300 kW.



Rys. 27.4 Schemat rozprowadzenia rurociągów dla pokładu 405 w partii L

Na rozgałęzieniach od rurociągów magistralnych zabudowane będą trójkątki zakończone zaworami odcinającymi i zaślepками. W rurociągach magistralnych

pomiędzy wodą zimną i powrotną zabudowane będą „spinki” z zamkniętym zaworem odcinającym. W celu ograniczenia wzrostu ciśnienia wody w rurociągach oraz uniknięcia konieczności wyłączania pomp obiegowych „spinki” spełniać będą rolę „upustu bezpieczeństwa” w przypadku awarii lub przebudowy chłodnic powietrza w danej partii. Umożliwią one wyłączanie chłodnic w całym rejonie eksploatacji bez konieczności wyłączania układu klimatyzacji.

W rurociągach odgałęźnych znajdują się będą stacje pomiarowo-sterujące zakończone zaworami odcinającymi. Układ monitoringu składać się będzie z dwóch przetworników temperatury i przepływomierza na rurociągu z wodą zimną zasilającą chłodnice. Rozpływ wody do poszczególnych rejonów będzie regulowany za pomocą zaworów regulacyjnych na rurociągach odgałęziających się od rurociągu magistralnego. Zawory regulacyjne zabudowane będą na rurociągu zasilającym (preizolowanym). Po stronie wody powrotnej (rurociąg nieizolowany) zabudowany będzie zawór odcinający. Przepływomierze współpracować będą również z miernikami temperatury. Mierniki temperatury zabudowane będą w obu rurociągach (zasilającym i powrotnym). Układ dokonując pomiaru przepływu wody oraz pomiaru temperatur oblicza moc chłodniczą w danym punkcie obiegu wody lodowej. Układ ten współpracował będzie z systemem wizualizacji i rejestrował będzie przepływ wody, temperaturę i moc chłodniczą. Monitoring przepływu realizowany będzie w kilku punktach sieci rurociągów obiegu wtórnego. Dodatkowo przepływomierz indukcyjny oraz mierniki temperatury wody zabudowane będą na wlocie do wszystkich chłodnic, a na wylocie z chłodnic mierniki temperatury [6].

27.6 PODSUMOWANIE

W chwili obecnej dla zapewnienia odpowiednich warunków klimatycznych w wyznaczonych rejonach stosuje się chłodziarki lokalne o łącznie zainstalowanej mocy przekraczającej 3 MW. Ich mała moc jednostkowa oraz ograniczenia eksploatacyjne (duża ilość zużywanej wody), eliminują możliwość ich zastosowania na większą skalę dla planowanej w przyszłości eksploatacji.

Na podstawie zamieszczonych wyników można stwierdzić, że w KWK „Halemba-Wirek” eksploatacja w pokładzie 405 w partii L wiązać się będzie z wystąpieniem zagrożenia temperaturowego i pogorszeniem warunków klimatycznych na stanowiskach pracy. Brak schładzania powietrza może spowodować przekroczenie temperatury 33°C w wyrobiskach ścianowych i drążonych chodnikach, co uniemożliwi prowadzenie robót górniczych.

Budowa układu klimatyzacji grupowej na poziomie 1030 m jest jednym z najważniejszych przedsięwzięć inwestycyjnych kopalni w najbliższych latach. Zapewnienie wystarczającej ilości chłodu pozwoli prowadzić roboty przygotowawcze, osiągnąć zamierzony poziom wydobycia oraz zminimalizować w tej części kopalni zagrożenie klimatyczne.

LITERATURA

1. N. Szlązak, Projekt koncepcyjny klimatyzacji grupowej robót górniczych w pokładzie 402 w partii „K” i „L” – dla potrzeb KW S.A. Oddział KWK „Halemba-Wirek”
2. N. Szlązak, Klimatyzacja kopalń w Polsce. Materiały 5 Szkoły Aerologii Górnictwa. Wrocław 2009. Wyd. KGHM CUPRUM sp. z o.o.
3. N. Szlązak, Metody klimatyzacji wyrobisk górniczych. Zeszyt 3, Tom 8, Gliwice 2013. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej w Gliwicach.
4. B. Madeja-Strumińska, Zwiększenie bezpieczeństwa oraz efektywności klimatyzacji wyrobisk górniczych stosujących podziemne urządzenia chłodnicze diagnozowane termowizyjnie. Wrocław 2006 Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej.
5. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863)
6. <http://www.chlodnictwoiklimatyzacja.pl/artykuly/238-wydanie-11-2014/3341-sterowanie-parametrami-wody-lodowej-w-instalacji-klimatyzacji-centralnej-kopaln-podziemnych.html>

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

mgr inż. Krzysztof Kuś, mgr inż. Arkadiusz Królicki
Kompania Węglowa S.A.
Oddział KWK „Halemba-Wirek”
ul. Kłodnicka 54, Ruda Śląska
e-mail: krzysztof.kus@kwsa.pl; a.krolicki@kwsa.pl

ZWALCZANIE ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO NA PRZYKŁADZIE BUDOWY KLIMATYZACJI GRUPOWEJ W POKŁADZIE 405 PARTIA L

Streszczenie: Referat dotyczy budowy klimatyzacji grupowej wyrobisk dołowych w partii L, pokład 405 w południowej części obszaru górnictwa KWK „Halemba-Wirek”.

Przeprowadzone prognostyczne obliczenia rozkładu temperatury w wyrobiskach eksploatacyjnych i drążonych przodkach wykazały, że konieczne będzie chłodzenie powietrza w wyrobiskach górniczych. Na podstawie analizy zagrożenia temperaturowego określono zapotrzebowanie mocy chłodniczej dla eksploatacji w partii L w pokładzie 405 obszaru górnictwa KWK „Halemba-Wirek”. System klimatyzacji wyrobisk będzie oparty na agregatach chłodniczych wytwarzających wodę lodową. Woda rozprowadzana będzie rurociągami do wodnych chłodnic powietrza zlokalizowanych w rejonach eksploatacji i prowadzonych robót przygotowawczych w partii L. Ciepło skraplania z agregatów chłodniczych odprowadzane będzie do wody z systemu odwadniania kopalni.

Słowa kluczowe: zagrożenie klimatyczne, klimatyzacja grupowa

THE REDUCTION OF THE CLIMATIC THREAT FOR EXAMPLE, THE BUILDING THE COLLECTIVE AIR-CONDITIONING IN THE COAL LAYER 405 IN THE REGION L

Abstract: The report talks about the collective air-conditioning of the headings and the longwalls in the region L in the southern district of the “Halemba-Wirek” mine.

According to the research applying to the temperature scheme in the exploiting headings and longwalls it is shown that the air cooling in the coal-headings is highly necessary. Basing on the temperature thread analysis the need of the air - conditioning power for the headings and the longwalls in the L region was estimated.

The air conditioning system for the headings and the longwalls will be based on the cooling units producing icy water. The water will be sent by water pipelines to the air – cooling radiators located in the headings and the longwalls situated in the exploiting region L. The temperature of the condensation from the cooling units will be sent to the mine dewatering system.

Key words: climatic threat, collective air-conditioning

28

REWOLUCJA PRZEMYSŁOWA W EUROPIE, NA ZIEMIACH POLSKICH I GÓRNYM ŚLĄSKU

28.1 POJĘCIE I PRZEBIEG REWOLUCJI PRZEMYSŁOWEJ

„Był to proces wewnętrznego rozwoju”. Autor pracy z zakresu historii gospodarczej powszechniej J. Szpak, ocenia, że w latach sześćdziesiątych XVIII wieku „rozpoczęły się w Anglii doniosłe zmiany w produkcji przemysłowej, które uzyskały w dziejach miano rewolucji przemysłowej” [21]. Wiele manufaktur przekształciło się w zakłady przemysłowe, a stało się to za sprawą wynalazków, które zwiększały wydajność jednocześnie powodując konieczność zmian organizacyjnych, jak i sprawnego zarządzania. Przewrót techniczny polegał na zastąpieniu pracy ręcznej przez maszyny, prymitywnej technologii przez technologię nowoczesną, produkcji pojedynczych wyrobów przez produkcję masową. Ten najważniejszy w dziejach najnowszych przewrót dokonał się niejednocześnie i w niejednakowym stopniu w różnych krajach, a na wielkich obszarach świata do tej pory nie nastąpił [23]. Najwcześniej, bo w latach 70. XVIII wieku, rewolucja dokonała się nieprzypadkowo w Anglii, najbogatszym wówczas kraju w Europie [18]. W hutnictwie główną rolę odegrały nowe metody wytapiania i obróbki mechanicznej oraz plastycznej stali [17]. Do wytopu węgiel drzewny zastąpiono węglem kamiennym, a potem koksem, co pozwoliło osiągać wyższe temperatury i staliwo w postaci płynnej. Zastosowanie nowego paliwa doprowadziło do skonstruowania nowego typu pieców do wytopu, a także pieców do rafinacji surówki żelaza (pieców pudlingowych) oraz wprowadzenia walcowni do otrzymywania potrzebnych profili. Z kolei masowa produkcja stali spowodowała przewrót w całej gospodarce dając podstawy do rozwoju górnictwa węgla kamiennego, na który popyt nieustannie wzrastał [20]. Rozmieszczenie przemysłu skupionego wokół miejsc bogatych w zasoby węgla prowadziło do tego, że zagłębia węglowe stały się stopniowo okręgami przemysłowymi. Równolegle dynamicznie rozwijał się przemysł włókienniczy, gdzie najważniejszą determinantą rozwoju była mechanizacja pracy. Początkiem rozwoju produkcji tkanin bawełnianych było wprowadzenie maszyn przedzialniczych, wynalezionych w latach 1765-1769, które pozwoliły osiągnąć wydajność stanowiącą 200. krotność w porównaniu z dotychczasowymi metodami. Przewrót w energetyce dokonał się w wyniku zastosowania maszyny parowej do napędu turbin energetycznych, urządzeń hutniczych i górniczych. Pierwsza maszyna parowa zdolna do

napędu urządzeń została uruchomiona w 1770 roku. Pierwsza rewolucja przemysłowa zapoczątkowała „wiek żelaza, maszyn, węgla i pary”. Rewolucja przemysłowa w Anglii wywołała zasadnicze następstwa techniczno-technologiczne o zasięgu światowym. Stała się wzorem do naśladowania[17].

28.1.1 Modele uprzemysłowienia- specyfika regionalna

Na początku XVIII wieku najbardziej uprzemysłowionym krajem była Holandia, na dalszych miejscach były takie kraje jak: Anglia, Saksonia, Czechy, Śląsk, oraz niektóre regiony Francji, Włoch i Hiszpanii. W Wielkiej Brytanii najwcześniej i na wielką skalę rozwinęła się produkcja przemysłowa, w efekcie wprowadzenia zmian techniczno-organizacyjnych, i osiągnięto tu na przełomie wieków najlepsze wskaźniki ekonomiczne i techniczne [11]. W dziedzinie sukiennictwa pierwsze miejsce zajmowała Anglia, w przemyśle lnianym przodował Śląsk, Czechy, Łużyce i północna Francja. Przemysł metalurgiczny wyzwolił zapotrzebowanie na węgiel kamienny oraz potrzebę jego przetworzenia na koks, co z kolei przyczyniało się do rozwoju przemysłu wydobywczego i przetwórczego (koksołów). Rolnictwo stawało się odbiorcą wyrobów metalowych w coraz większym stopniu, zastępując okute narzędzia drewniane, wyrobami stalowymi. Z kolei rok 1735 stał się przełomowym w hutnictwie angielskim, ze względu na zastosowanie przez Abrahama Darby koksu do wytopu surówki. Do 1815 roku cała Europa pozostawała w tyle za Wielką Brytanią i jedynie Stany Zjednoczone rywalizowały z nią w dziedzinie wynalazków technicznych. Wielka Brytania przechodziła całkowicie w tym okresie na produkcję maszynową i silniki mechaniczne, posługujące się węglem kamiennym jako źródłem energii. Od 1863 roku zaczęto budować statki o konstrukcji stalowej i napędzie parowym. Transport szynowy był już wprawdzie znany od XVI wieku, ale pierwszy parowóz zbudował w 1797 roku Anglik Ryszard Trevithick [10]. Drugim krajem, gdzie rozwijała się gospodarka kapitalistyczna, po Anglii, były Stany Zjednoczone. W Europie po Anglii, pod względem rozwoju ekonomicznego, w połowie XIX wieku kolejne miejsce zajmowała Belgia, gdzie rewolucja przemysłowa zaczęła się już przed rokiem 1830. Szybki rozwój przemysłu francuskiego następował w początkowym okresie dzięki Anglikom, którzy finansowali oraz dostarczali wykształcionej kadry inżynierów i wysoko wykwalifikowanych robotników. Nierównomiernie rozwijał się przemysł niemiecki. Przeszkodę w uprzemysłowieniu kraju stanowiły liczne bariery celne, różnorodność prawodawstwa, wartości pieniądza i cen. W 1818 roku Prusy zniosły cła wewnętrzne, dzięki czemu powstał jednolity rynek. Stopniowo rozwijał się hutnictwo i transport kolejowy [11]. Daleko w tyle za czołówką pozostała pod względem uprzemysłowienia Rosja, chociaż pod koniec XVIII wieku przemysł manufakturowy metalurgiczny stał na bardzo wysokim poziomie. Pod względem wielkości produkcji surówki Rosja przewyższała Anglię zajmując pierwsze miejsce w świecie. Wiele wynalazków np. maszyna parowa, statek parowy nie znalazły tam zrozumienia i zastosowania. Od początku XIX wieku Rosja zaczęła pozostać w tyle za krajami, w których dokonała się rewolucja przemysłowa. Rewolucja przemysłowa w Rosji zakończyła się dopiero w końcu XIX wieku. Uznać zatem wypada,

że około 1830 roku zakończyła się rewolucja przemysłowa w Anglii i USA, zaś we Francji, Belgii i Niemczech pod koniec pierwszej połowy XIX wieku [24].

28.1.2 Ziemia polska w dobie pierwszej i drugiej rewolucji przemysłowej

Sytuacja gospodarowania na ziemiach polskich zależała w wielu przypadkach od sytuacji polityczno-społecznej i gospodarczej państw zaborczych oraz wewnętrznych uwarunkowań.

Wysoki poziom osiągnięto hutnictwo żelaza, dzięki wielkim piecom na Górnym Śląsku i w Staropolskim Okręgu Przemysłowym.

Przemysł hutniczy był bardzo związany z górnictwem i często pozostawał pod jednym zarządem.

Ziemia polska po utracie niepodległości znalazły się pod wpływami trzech państw zaborczych, a tym samym w trzech różnych kulturach gospodarczych. Zachodnie i centralne ziemie polskie zagarnęły Prusy, południowa część Polski weszła w granice Austrii, wschodnią część zajęła Rosja [24]. Przemysł w zaborze austriackim nie miał pomyślnych warunków rozwoju z przyczyn skromnej bazy surowcowej i braku kapitałów. Rozwijała się część Czeska jak i Śląsk Cieszyński oraz niemieckie części prowincji austriackiej [22]. Sytuacja uległa zmianie po Kongresie Wiedeńskim w 1815 roku, gdy część centralną Polski otrzymała Rosja [11]. Przemiany techniczne zapoczątkowane w okresie pierwszej rewolucji przemysłowej były kontynuowane w czasie tzw. drugiej rewolucji technicznej. Rozwój gospodarki w poszczególnych zaborach, powiązanych z rynkami ogólnopaństwowymi zaborców, nie był równomierny, a zatem i rewolucja przemysłowa na ziemiach polskich nie przebiegała równomiernie. Stąd też na ziemiach polskich można wyróżnić trzy fazy rewolucji przemysłowej. W pierwszej fazie dokonywano prób wprowadzenia nowej techniki, często były to próby nieudane w związku ze stosunkowo niskim poziomem rozwoju gospodarczego kraju. Faza druga dokonała się w najważniejszych gałęziach przemysłu. Zaszyły tu też istotne przemiany społeczne – powstała klasa robotników przemysłowych. W fazie trzeciej rewolucja przemysłowa objęła bardziej zacofane gałęzie przemysłu. Najwcześniej i w sposób najlepiej dokonała się rewolucja przemysłowa w Królestwie Polskim, na Górnym Śląsku i w Zagłębiu. W tym czasie wykształciły się trzy okręgi przemysłowe – w okolicach Łodzi rozwijał się przemysł włókienniczy, wokół Warszawy rozwijał się przemysł metalowy i maszynowy oraz w okolicach Dąbrowy Górniczej przemysł górniczy i hutniczy. Podupadło Zagłębie Staropolskie [3]. Pozostała część była rolnicza i stanowiła zaplecze kadrowe dla przemysłu państw zaborczych [14]. Dla zwiększenia plonów zaczęto stosować zatem nowe odmiany upraw (np. buraki cukrowe i ziemniaki), jak i nowe techniki rolnicze [19]. Rozwijano hodowlę owiec w celu pozyskania wełny potrzebnej do nowo powstających przedziałni wełny. Po 1815 roku w Wielkim Księstwie Poznańskim został wydany dekret o zniesieniu poddaństwa, a w 1823 roku na obszarze zaboru pruskiego została wprowadzona ustawa, która umożliwiała chłopom zakup ziemi. Na ziemiach zaboru pruskiego zaczęło rozwijać się gorzelnictwo, cukrownictwo, a także młynarstwo. Najgorzej było w zaborze austriackim, gdzie powszechny głód ziemi i

brak możliwości zatrudnienia w przemyśle, powodowały ciągłe rozdrabnianie i tak małych gospodarstw chłopskich. Małe karłowate gospodarstwa rolne produkowały najczęściej na potrzeby własne, co powodowało hamowanie rozwoju kultury rolnej [5]. Rolnictwo po 1815 roku rozwijało się zatem bardzo różnie w trzech zaborach. O wiele szybciej niż w rolnictwie dokonywały się postępy w przemyśle. W Królestwie Polskim wolność osobista chłopów powodowała powstanie potrzebnego zasobu rąk do pracy. Innym ważnym czynnikiem były udoskonalenia techniczne oraz protekcyjna rola rządu Królestwa Polskiego, mającego większą możliwość samostanowienia niż było to w innych zaborach. Przeszkodą w rozwoju przemysłu był brak zewnętrznych rynków zbytu oraz zasobów kapitałowych. Także rynek wewnętrzny był osłabiony wskutek zniszczeń wojennych. Po Kongresie Wiedeńskim Rosja zawarła z Prusami umowę celną i Królestwo Polskie zalane zostało towarami przemysłu pruskiego. Wprowadzone przez Aleksandra I cła na granicy pomiędzy „Kongresówką” i Rosją, doprowadziło do zastoju w rozwoju przemysłu. Dopiero dzięki pertraktacjom ministra skarbu Ksawerego Druckiego-Lubeckiego, w 1823 roku zostały wprowadzone cła na produkty sprowadzane z Prus, co sprzyjało rozwojowi rodzinnej wytwórczości. Najważniejsze przemiany dotyczyły przemysłu górniczego i hutniczego w Zagłębiu Staropolskim, gdzie częściowo wprowadzano plan Stanisława Staszica. Jednak największe inwestycje miały miejsce w Zagłębiu Dąbrowskim [3]. Tam wydobywano węgiel kamienny, wytapiano żelazo i cynk. Przemysł włókienniczy oraz bawełniany rozwijał się wokół Łodzi. Do Łodzi zaczęto sprowadzać wykwalifikowanych robotników nawet ze Śląska i Wielkopolski. Rozwojowi przemysłu w zaborze rosyjskim towarzyszył również rozwój komunikacji; powstaje Kanał Augustowski, budowane są bite drogi. Śląsk przeżywał rozwój podobny do rozwoju w Królestwie Polskim, który opierał się głównie na kapitale niemieckim. Wielcy potentaci przemysłowi niejednokrotnie posiadali duże majątki ziemskie [9]. Na Śląsku rozwijał się głównie przemysł górniczy i hutniczy. O tempie zmian w gospodarce może świadczyć moc zainstalowanych maszyn parowych w fabrykach. Do 1880 roku Królestwo miało przewagę nad Rosją, a Śląsk nad Prusami [7]. Przeprowadzone w pierwszej połowie XIX wieku reformy, doprowadziły do istotnych zmian na wsi i w mieście. Zaczęła się emigracja wewnętrzna, ludność wiejska zaczęła szukać pracy w przemyśle, a tym samym następował wzrost ludności miejskiej. Reformy przyczyniły się do lepszej pracy na wsi, bardziej wydajnej albowiem chłop pracował na swoim. Zagospodarowano ugory, wzrosła kultura rolna poprzez wprowadzanie nowych metod uprawy jak i nowych odmian roślin. Zaczął się rozwijać przemysł rolny i przetwórczy jak cukiernictwo, młynarstwo, przemysł gorzelniany i browarniczy [6]. Poważnie rozwinięło się górnictwo węglowe zwłaszcza na Górnym Śląsku, który wyprzedził Zagłębie Wałbrzyskie. Związki gospodarcze poszczególnych zaborów z różnymi rynkami ogólnopaństwowymi, sprawiły, że rewolucja przemysłowa na ziemiach polskich nie przebiegała równomiernie. Najwcześniej i w sposób zaawansowany wystąpiła w Królestwie Polskim i na Górnym Śląsku, inne dzielnice ziem polskich stanowiły zaplecze rolnicze. Górnego Śląska od połowy XVIII wieku stanowił część Prus. Od początku XIX wieku stał się jednym z najszybciej rozwijających się regionów

monarchii Hohenzollernów [2]. To tu dynamicznie rozwinęło się hutnictwo, które w procesie tym zaczęło odgrywać główną rolę. W Gliwicach powstał pierwszy na kontynencie wielki piec opalany koksem [5]. Zaczęto wprowadzać udoskonalenia jak nadmuchy ogrzany powietrzem, pudlingarnie, walcownie oraz maszyny parowe. Powstało nowoczesne hutnictwo metali kolorowych, rozwijał się intensywnie przemysł wydobywczy [22]. Wzrosło zapotrzebowanie na węgiel, którego wydobycie w latach 1800–1870 wzrosło z 41 tys. ton do prawie 6 mln. ton. Również na Śląsku Cieszyńskim nastąpił rozwój górnictwa węglowego. Wydobycie w Zagłębiu Ostrawsko-Karwińskim dawało jedną czwartą wydobycia całej monarchii Habsburgów [14]. Rudy żelaza wydobywano na Górnym Śląsku, w rejonie Bytomia i Tarnowskich Gór, trochę na Dolnym Śląsku i na Śląsku Cieszyńskim. Rozwijało się też wydobycie rud cynku, ołowiu i srebra [21]. Praca w górnictwie odbywała się nakładem ciężkiej pracy ludzkiej i w małym stopniu miał tu miejsce postęp techniczny. Transport urobku odbywał się wysiłkiem mięśni ludzkich wspomaganych pracą koni, które ciągnęły wózki z urobkiem. Wydobycie surowców na powierzchnię odbywało się za pomocą kołowrotów. Maszyny parowe służyły do pompowania wody. Po zakończeniu wojen przemysł stalowniczy przeżywał kryzys wywołany trudnościami konkurencyjnymi z wyrobami angielskimi. Wprowadzone przez Prusy cła na wyroby hutnicze pozwoliło na dalszy rozwój branży metalurgicznej. Znaczący rynek zbytu powstał na Śląsku na wyroby hutnicze w związku z rozwojem innych gałęzi przemysłu, a w szczególności związany był z rozbudową kolei żelaznych. Nie bez znaczenia było i to, że Śląsk posiadał rynki zbytu na swoje wyroby na ziemiach polskich. Rozwój hutnictwa stali nastąpił dopiero w połowie XVIII wieku, od czasu zastąpienia węgla drzewnego koksem w wielkich piecach i wynalezienia maszyny parowej w 1769 roku [19]. Pojawiły się pierwsze walcarki bruzdowe prętów i zastosowano napęd od maszyn parowych. W 1799 roku po raz pierwszy wprowadzono ciągły proces walcowania prętów, zwiększając w ten sposób wydajność. W 1828 roku zaczęto produkować szyny kolejowe metodą walcowania bruzdowego. Dzięki osiągnięciu dużej wydajności, nastąpił szybki rozwój kolejnictwa na świecie [4]. Walcarkę o trzech walcach (trio) nie wymagającą zmiany kierunku obrotów walców w czasie walcowania zastosowano w 1857 roku. W końcu XIX wieku zastosowano napęd elektryczny, który okazał się lepszy i ekonomiczniejszy od napędu parowego, jednocześnie umożliwiając wprowadzanie mechanizacji pracy w walcowniach. W 1834 roku Antoni Lubieński zainicjował budowę pierwszego dużego zakładu – Huty Bankowej w Dąbrowie Górniczej. Powstały tam wielkie piece na koks, pudlingarnia, walcownia, warsztaty mechaniczne. Dostawy węgla dla istniejącej huty zapewniały kopalnie: „Ksawery”, „Cieszkowski”, „Łabędzki” [1]. Dzięki połączeniu kolejowemu ze Śląskiem można było sprowadzać stamtąd węgiel koksujący. Na terenie Górnego Śląska jako pierwsza powstała Huta Królewska (Kościuszko) w Chorzowie (1802), potem huty: Renard (Cedlera), Falwa (Florian), Baildon, Laura (Jedność), Zgoda i Pokój. Cynk miał teraz coraz mniejsze znaczenie i wypierany był przez żelazo [16]. Rozwój górnictwa był nieodłącznym warunkiem rozwoju hutnictwa i odwrotnie. Polska nie jest zasobna w złoża rud żelaza. Polskie rudy żelaza są przeważnie nisko i średnio procentowe, a

eksploatacja złóż jest mało opłacalna. Główną rudą krajową jest syderyt ilasty, zwany również żelaziakiem ilastym i żelaziak brunatny oraz należące do tego samego rodzaju rudy darniowe [4]. W drugiej połowie XVIII wieku także na Śląsku Cieszyńskim zainicjowany został proces przemian gospodarczych. Zaczęło się od Ustronia, gdzie w 1772 roku dokonano próbnego wytopu surówki żelaza. Odtąd w dolinie powstawały co raz to nowe obiekty tworzonej tu huty żelaza, a cała armia wozaków dostarczała do niej wydobywaną w okolicy rudę żelaza i wywoziła w świat stal konstrukcyjną i produkowane tu różne urządzenia przemysłowe [21]. W Trzyńcu miał miejsce rozwój odlewnictwa, stwarzający dogodne warunki do budowy maszyn, a tym samym obniżający koszty powstających wyrobów. Zbudowanie, a następnie rozbudowa kolei żelaznej, miała ogromne znaczenie dla życia gospodarczego kraju, przede wszystkim dla przemysłu. To wymagało budowy nowych i rozbudowy starych zakładów górniczych węgla kamiennego. Przy zakładach powstawały osady przemysłowe jak np. Katowice, Siemianowice, Zabrze. Szybko rosła liczba mieszkańców istniejących miast [4]. Wyprodukowane towary były wywożone koleją i drogą wodną – Kanałem Gliwickim i dalej Odrą. Z myślą o wywiezieniu produktów powstała gęsta sieć kolejowa. Rozwinęło się też rolnictwo, powstały cukrownie oraz młyny napędzane maszynami parowymi [9].

28.1.3 Zmiana świadomości społecznej

Świadomość ekonomiczna w dużej mierze korzeniami tkwiła jeszcze w epoce, gdy tradycja i etyka dominowały nad myśleniem ekonomicznym. Jak zasadnie pisze – przywołany już wcześniej – R.L. Heilbronner: „Wielki powóz społeczeństwa, przez tak wiele lat spokojnie zjeżdżający po łagodnym stoku tradycji, teraz nabrał przyspieszenia. Nową i zdumiewająco potężną siłą napędową stały się transakcje i zyski” [12]. Zgodzić zatem się wypada, że w tym nowoczesnym świecie pogoń za zyskiem stała się zasadniczym stymulatorem ludzkich działań, a posiadanie bądź też nie posiadanie pieniądza, wyznaczało i wyznacza pozycję człowieka w hierarchii społecznej. Jak zatem, w wielkim uproszczeniu, przebiegał proces przebudowy świadomości społecznej ludzi mieszkających na ziemiach polskich, tym bardziej, że sytuację komplikował jeszcze brak własnej państwowości, relatywnie niski poziom wykształcenia, a nawet i to, iż powiązania gospodarcze z rynkami państw zaborczych skłaniały do współpracy z zaborcami [15]. Górnny Śląsk, który przez Polaków spoza Śląska był nazywany „Starą Polską”, to obszar, gdzie rozwój przemysłu był najszybszy w całej monarchii Hohenzollernów. W miejscu lasów i mało urodzajnych ziem powstały kopalnie i huty. Sytuacja gospodarcza i społeczna zależna była w wielu wypadkach od sytuacji politycznej i religijnej danego regionu [16]. A jednak rozwój gospodarczy i przemiany społeczne przebiegały niezależnie od sytuacji politycznej, choć były z nią ściśle związane. Pierwsza połowa XIX wieku to ważny dla Śląska czas, który wytyczył jego przyszłość jako ważniejszego regionu w Europie. Intensyfikacja rozwoju przemysłu zmusiła mieszkańców do szybkiego przechodzenia z systemu feudalnego do kapitalistycznego [6]. Inaczej przedstawiała się sytuacja w zaborze pruskim, gdzie po roku 1815 wydany został dekret o zniesieniu poddaństwa, a w 1823 roku na obszarze

zaboru pruskiego została wprowadzona ustawa regulacyjna, która umożliwiła, niektórym chłopom zakup ziemi. Ziemie polskie pod panowaniem pruskim stanęły w obliczu silnej konkurencji z rolnictwem pruskim stojącym na dość wysokim poziomie. Dzięki zaradności ludności polskiej, stopniowo stały się one zapleczem rolno-spożywczym dla gospodarki monarchii pruskiej. W Królestwie Polskim, tworze Kongresu Wiedeńskiego, widoczny był kryzys gospodarczy spowodowany epoką wojen napoleońskich i towarzyszących jej zniszczeniom [5]. Zniszczenia niekorzystnie odbiły się na stanie polskiego rolnictwa w zaborze rosyjskim. Najgorzej przedstawiała się sytuacja w Galicji. Jako dzielnica peryferyjna, pozostawała ona poza obszarem zainteresowań rządu austriackiego. Małe, karłowate gospodarstwa produkowały w większości na potrzeby własne, co powodowało stagnację w ich rozwoju [5]. Z dawnego kupiectwa powstawała burżuazja, przybywali także kapitaliści zagraniczni, głównie byli to ludzie pochodzenia niemieckiego i żydowskiego. Wykształcanie się nowych warstw społecznych dokonywało się pod wpływem zmian zachodzących w gospodarce, a jednocześnie sytuacja społeczna wpływała na gospodarczą. Zaczęto dostrzegać opłacalność wdrażania postępu technicznego, ulepszania produkcji lub stosowania nowych sposobów organizacji pracy, z kolei wdrażanie postępu owocowało zwiększymi zyskami, a tym samym rosnącą akumulacją kapitału. To wówczas, na stałe zadomowiło się w świadomości ludzi myślenie kategoriami „rynkowymi”, a lokomotywą działań stał się „motyw zysku” [11]. W kapitalizmie od niego samego zależało czy będzie pracował czy nie. Podjęcie pracy i na jakich warunkach zależały od umowy jaką zawarł z fabrykantem lub obszarnikiem. Obowiązywała w tym względzie zasada „wolnej umowy o pracę”. Jednak tylko pozornie dawała ona równe prawa. Fakt ten powodował, że robotnik godził się na oferowane warunki nie mając innego wyboru [8]. To powodowało, że chłopi i terminatorzy przekształcili się stopniowo w robotników przemysłowych, mistrzowie cechowi mogli stać się kapitalistami, społeczeństwa z tradycyjnych przerastały w nowoczesne. Europa urbanizowała się i przestała być „jedną wielką wioską”, zaś świat opanowany został przez procesy industrializacji, co wprowadziło go w erę „nowoczesnej cywilizacji przemysłowej”. W efekcie „rewolucji przemysłowej” w Europie Zachodniej, chociaż niejednocześnie i w niejednakowym stopniu w różnych krajach, powstał nowy system społeczny i ekonomiczny nazwany kapitalizmem, którego filarami stały się: wolność osobista, wolność gospodarcza, własność prywatna, wolna konkurencja i system wolnych cen rynkowych. Dominującą ideologią stał się liberalizm. Zaangażowany kapitał nastawiony był na maksymalizację zysków. W nowym systemie wykształciły się dwie zasadnicze siły społeczne przeciwstawne sobie: klasa burżuazji (posiadaczy środków produkcji) i proletariatu (pracowników najemnych). Wśród wielu wynalazków, które przyczyniły się do szybkiego postępu społeczno-gospodarczego, technicznego i technologicznego, zasadnicze znaczenie miały początkowo nowości w hutnictwie, włókiennictwie, energetyce, a potem w transporcie (kolej, żegluga oceaniczna) i niektórych przemysłach. Najszybciej industrializacja postępowała na Śląsku i w Królestwie Polskim, daleko w tyle pozostała Galicja. Nastąpiła też stopniowa reorientacja w sferze świadomości

społecznej i ekonomicznej ludności zamieszkującej polskie ziemie. W specyficznych warunkach „prowincji”, koncepcje ekonomii liberalnej, starano się adoptować do rodzimych warunków. Szczególną rolę odegrali tu trzej polscy ekonomiści: Józef Supiński, Stanisław Szczepanowski i Fryderyk Skarbek [12].

28.2 WNIOSKI

Z przeprowadzonego badania literatury tematu jak źródła archiwalnego wynika że badany obszar tematyczny w okresie rewolucji przemysłowej przyczynił się do przemian społeczno-gospodarczych jak i naukowo-technicznych. Druga połowa XVIII wieku upłynęła pod znakiem głębokich przeobrażeń w sytuacji ekonomiczno-społecznej na obszarze na całej Europy Środkowej. Wiązały się one z różnorodnymi wysiłkami zmierzającymi do:

- rozwoju życia gospodarczego,
- przyspieszenia wzrostu ludności,
- ożywienia życia publicznego,
- podniesienia ogólnego poziomu cywilizacyjno-kulturalnego życia mieszkańców.

28.3 ZAKOŃCZENIE

Górny Śląsk to najdalej na wschód wysunięta część historycznej ziemi śląskiej. Pod względem administracyjnym przynależał do rejencji opolskiej i prowincji wrocławskiej (śląskiej). Od początku XIX wieku stał się jednym z najszybciej rozwijających się regionów monarchii Hohenzollernów i Habsburgów (Śląsk Cieszyński) ze względu na występowanie złóż węgla kamiennego, rud cynku, ołowiu i rud żelaza. Miejsce lasów i mało urodzajnych ziem zajęły kopalnie, huty ołowiu i cynku, kopalnie węgla kamiennego oraz fabryki. Przy zakładach powstały osady przemysłowe, takie jak: Katowice, Siemianowice, Zabrze. Szybko rosła liczba mieszkańców Bytomia, Gliwic czy Tarnowskich Górz. Stopniowo zwiększała się sprzedaż śląskiego węgla we wschodnich prowincjach państwa, poza tym w Królestwie Polskim i w Galicji, gdzie odczuwalny był brak węgla kamiennego, a malała w zachodnich, gdyż produkcja przewyższała zapotrzebowanie (podaż wyższa niż efektywny popyt). Wraz ze wzrostem produkcji następowała koncentracja zatrudnienia w górnictwie. W 1869 roku w jednej kopalni znajdowało zatrudnienie 226 górników, a w 1913 już 1958. Poza górnictwem szybko też rozwijało się hutnictwo, zwłaszcza żelaza. W 1796 roku uruchomiono w Gliwicach pierwszy na kontynencie (poza Anglią) wielki piec koksowy. W latach 1879-1912 produkcja stali przypadająca na jednego robotnika wzrosła z 23. do 74. ton rocznie [17].

LITERATURA

1. Archiwum Państwowe w Katowicach/Archiwum Górnictwa z Dąbrowy Górnictwnej/: 1799-1918, sygn. 839, s. 3.
2. G. Bluemel, Der Kircheninspektor Johann Friedrich Burg. Ein schlesisches Lebens und Zeitbild aus den

3. W. Caban, Górnictwo i hutnictwo w Królestwie Polskim w latach trzydziestych-sześćdziesiątych XIX wieku, s. 35, [w:] Przemysł na Górnym Śląsku i w Zagłębiu Dąbrowskim w XIX i XX wieku, pod red. A. Barciaka i A. Topola, Katowice 2004.
4. J. Chlebowczyk, Dwa wieki Kuźni Ustroń, Katowice 1972.
5. A. Chwalba, Historia Polski 1795-1918, Kraków 2001.
6. M. Czapliński, Śląsk w 2 połowie XIX i na początku XX w. (1851-1918), [w:] Historia Śląska, Wrocław, pod red M. Czaplińskiego, Wrocław 2002.
7. M. Czapliński, Dzieje Śląska od 1806 do 1945 roku, [w:] Historia Śląska, pod red. M. Czaplińskiego, Wrocław 2002.
8. M. Czapliński, Dzieje Śląska w 2 połowie XIX i na początku XX w.(1851-1918),[w:] HISTORIA Śląska, Wrocław, pod red. M. Czaplińskiego. Wrocław 2002.
9. A. Czubiński, Historia Polski XX wieku. Poznań 2000
10. G. Dessmann, Geschichte der schlesischen Agrarverfassung, Strassburg 1904.
11. Z. Gazda, Historia gospodarcza, t. 1, Kielce 1998.
12. R.L. Heilbronner, Wielcy ekonomiści. Czasy. Życie. Idee, Warszawa 1993.
13. S. Misztal, Industrializacja ziem polskich w okresie kapitalizmu, [w:] Geografia przemysłu Polski, pod. red. S. Leszczyńskiego i I. Liliewskiego, Warszawa 1974.
14. F. Popiołek, Szkice z dziejów Śląska Cieszyńskiego. Katowice 1948
15. K. Popiołek, Śląskie dzieje, Kraków 1976.
16. K. Popiołek, Historia Śląska od pradziejów do 1945 roku, Katowice 1972.
17. E. Rostworowski, Historia powszechna. Wiek XVIII, wyd. 10, Warszawa 2002.
18. E. Rostworowski, Historia powszechna. Wiek XVIII, wyd. 11, Warszawa 2004.
19. J. Skodlarski, Matera R., Gospodarka światowa. Geneza i rozwój, Warszawa 2004.
20. J. Skodlarski, Zarys historii gospodarczej Polski do 1945 roku, Warszawa 2000.
21. W. Sosna, Ziemia Cieszyńska w obiektywie, Cieszyn 2001.
22. J. Spyra, Śląsk Cieszyński pod rządami Habsburgów (1653-1848), [w:] Śląsk Cieszyński. Zarys dziejów, pod red. E Buławny i innych, Cieszyn 1998.
23. J. Szpak, Historia gospodarcza powszechna, Warszawa 1997.
24. M. Żywczynski, Historia powszechna 1789-1870, Warszawa 1999, 2002.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr Andrzej Józef Lis
ul. Dębowa 100, 43-400 Cieszyn, Polska
Studium Generale Sandomiriense
Wyższa Szkoła Humanistyczno-Przyrodnicza w Sandomierzu
tel: +48600 879 230; e-mail lis_andrzej@wp.pl

REWOLUCJA PRZEMYSŁOWA W EUROPIE, NA ZIEMIACH POLSKICH I GÓRNYM ŚLĄSKU

Abstract: W artykule opisano zmiany społeczno-gospodarcze Europy i Polski w XVIII i XIX wieku. Przedstawioną epokę rewolucji przemysłowej w ujęciu przyczynowo-skutkowym. Wskazano na najważniejsze odkrycia techniczne i ich wpływ na rozwój przemysłu (przemysł włókienniczy, węglowy, hutniczy), rolnictwo (rolnictwo wielkotowarowe, zmechanizowane) a następnie pośrednio ich wpływ na zmiany społeczne (rozwój miast, rozwój okręgów przemysłowych, napływ ludności wiejskiej do miasta, wyzwolenie chłopstwa, powstanie się nowych klas społecznych – mieszczanie, fabrykanci, robotnicy). W artykule wskazuje się także na zróżnicowanie geograficzne rewolucji przemysłowej z Wielką Brytanią, Stanami Zjednoczonymi na czele. Na tle zróżnicowanej geograficznie rewolucji przemysłowej znajdują się także ziemie polskie (obszar Polski należący do 3 różnych państw, skrajnie zróżnicowanych gospodarczo – Niemcy; bardzo prężnie rozwijające się, Rosja; pozostała daleko w tyle z nowościami, Austria; z wolno rozwijającą się gospodarką) z rozwijającym się Górnym Śląskiem.

Słowa kluczowe: Przemysł w XIX wieku

THE INDUSTRIAL REVOLUTION IN EUROPE, IN THE FORMER POLISH LANDS AND IN UPPER SILESIA

Abstract: This article describes the social and economic changes in Europe and Poland in the 18th and 19th centuries. It presents the period of the industrial revolution in cause and effect categories. The article discusses the most important technical discoveries and their influence on the development of industry (textile, coal, metallurgy), agriculture (large-scale mechanized agriculture) as well as their indirect impact on social change (urbanization, development of industrial districts, inflow of the rural population into cities, liberation of peasantry, formation of new social classes- the middle-class, factory owners, laborers). The article also demonstrates the geographic diversification of the industrial revolution, with Great Britain and the USA leading the way. The geographically diversified industrial revolution also included the former Polish lands (i.e. Polish territory belonging to three different countries, the economies of which were completely different from one other – Germany, with a thriving economy, Russia which remained far behind in terms of innovation, and Austria with a slow-growing economy) with its developing Upper Silesia region.

Key words: the industry in the XIXth century

29

MONITORING PRACY MASZYN I URZĄDZEŃ

29.1 WPROWADZENIE

Podczas wdrażania systemów monitorowania maszyn i urządzeń pracujących na dole polskich kopalń, zapoczątkowano proces budowy dyspozytorni energomechanicznych jako elementu wspomagającego zarządzanie parkiem maszynowym i płynnością ruchu w zakładzie górnictwym. Przy postępującej koncentracji wydobycia oraz przy zwiększeniu wymagań odnośnie niezawodności i dyspozycyjności maszyn i urządzeń, obecny stan techniki pomiarowej oraz sterowania i przesyłania danych jest na wystarczającym poziomie, aby z wymaganą wiarygodnością pomiarów i niezawodnością przesyłania danych, na bieżąco nadzorować pracę maszyn i urządzeń dołowych. Coraz powszechniej stawiane jest również wymaganie zdalnego (z powierzchni) sterowania maszyn i urządzeń oraz zdalnej parametryzacji sterowników komputerowych.

W celu usprawnienia pracy Działu Energomechanicznego i zapewnienia skuteczniejszego nadzoru nad procesem produkcji ze strony energomaszynowej na KWK „Piast” utworzono pomieszczenie Centrum Nadzoru Energomechanicznego (CNE).

Centrum Nadzoru Energomechanicznego jest miejscem gromadzenia danych produkcyjnych w zakresie związanym z ruchem elektrycznym i mechanicznym zakładu górnictwa. Odpowiednie wyposażenie techniczne pozwala na monitorowanie i archiwizowanie istotnych parametrów pracy dołowych urządzeń technologicznych. Zainstalowane tam środki łączności pozwalają na bezpośredni kontakt z kluczowymi dla procesu produkcji stanowiskami pracy na dole kopalni, z dyrekcją, z kierownictwem oraz z dozorem utrzymania ruchu kopalni.

Do obowiązków osób funkcyjnych pracujących w pomieszczeniu CNE należy wypełnianie specjalnych poleceń Kierownika Działu Energomechanicznego, stały monitoring parametrów procesu produkcji na dole kopalni w tym zakresie, przekazywanie dyrekcyi i dozorowi ruchu istotnych danych dla zachowania płynności produkcji oraz prowadzenie na bieżąco danych niezbędnych dla prowadzenia dokumentacji w postaci raportów zmianowych i okresowych (dziennych, tygodniowych, miesięcznych oraz raportów z wybranego przedziału czasowego określonego datami początkową i końcową).

Na marginesie należy wspomnieć o trwającym obecnie projekcie pt. Mining Smart Electrical Grids, którego efekty powinniśmy poznać jeszcze w tym roku. Realizacją tych zagadnień od strony sprzętowej i oprogramowania zajmują się zespoły z Hiszpanii, Niemiec, Słowenii, Polski (Komag, KW SA, KWK „Ziemowit”) oraz Anglia. Projekt, w znacznej części finansowany jest przez Komisję Węgla i Stali UE i ma na celu stworzenie osprzętu oraz oprogramowania służącego do nadzorowania i zarządzania siecią elektroenergetyczną kopalni, a w tym m.in. rozpływami mocy (czynnej i biernej), rozkładem obciążzeń, diagnostyką sieci ze wskazaniem miejsca awarii oraz, co istotne, być wyposażony w tzw. system wspomagania decyzji (DecisionSupport System, DSS). W przypadku awarii sieci, DSS ma za zadanie przedstawienie możliwych wariantów konfiguracji sieci dla jak najszybszego przywrócenia napięcia na powierzchni i dole kopalni. Ostateczna decyzja co do wyboru wariantu konfiguracyjnego sieci należy jednak do służb elektrycznych zakładu górniczego. Oprogramowanie ma obejmować cyfrowy schemat sieci dynamicznie zmienny po każdorazowej zmianie stanu elementów w sieci np. wyłączników.

Być może wyniki końcowe tego projektu będzie można implementować do już istniejącego w Centrum Nadzoru Energomechanicznego systemu. Takie rozwiązanie umożliwiłoby służbom odpowiedzialnym za ruch elektryczny bardzo szybką i skutecną reakcję na zakłócenia w pracy sieci zasilającej w sytuacji spowodowanej np. skutkami wyładowań atmosferycznych.

29.2 CENTRUM NADZORU ENERGOMECHANICZNEGO – REALIZACJA SPRZĘTOWA I PROGRAMOWA

Centrum Nadzoru Energomechanicznego zostało kompleksowo wyposażone w sprzęt i oprogramowanie niezbędne do realizacji postawionych celów. W pomieszczeniu znajdują się trzy niezależne stanowiska pracy (dwa z nich wyposażone w komputery funkcjonujące w ramach sieci ogólnokopalnianej, jedno z komputerem będącym częścią wyodrębnionej sieci Centrum Nadzoru Energomechanicznego) oraz komputer z ekranem wielomonitorowym, na którym wyświetlane są bieżące istotne parametry pracy dołowych urządzeń technologicznych (rys. 29.1).



Rys. 29.1 Stanowiska pracy wraz z wyświetlaczem wielomonitorowym

Źródło: własne

Za realizację łączności odpowiada komputerowy terminal telefoniczny DGT 3792 obsługujący system HETMAN/T oraz dwa stacjonarne telefony kopalniane [3].

Na wyświetlaczu składającym się z dziewięciu monitorów przemysłowych (monitory przystosowane do pracy w trypie 24/365, z cienkimi ramkami do konfiguracji wielomonitorowych) o przekątnej 46 cali wyświetlone są dane pochodzące z systemu ZEFIR, dane z nakładki wizualizacyjnej zrealizowanej na potrzeby Centrum Nadzoru Energomechanicznego przez firmę ATUT (ATVisio2), obraz z kamer umieszczonych w istotnych dla procesu produkcji miejscach (przesypy przenośników taśmowych w rejonie zbiorników, odstawa z oddziału G4, dozowniki i załadunek skipu) oraz dane pochodzące z aplikacji realizujących wizualizację:

- parametrów pracy kombajnów ścianowych,
- danych związanych z kopalnianą siecią p.poż,

Sprzęt komputerowy dobrany został w sposób zapewniający komfort użytkowania i bezpieczeństwo danych (komputery z procesorami klasy Core i7 i macierzami dyskowymi poziomu 1 lub 5). Częścią CNE są również stanowiska dołowe o charakterze klienckim -umieszczone na dole kopalni [5]. Są to komputery w obudowie przeciwwybuchowej, umożliwiające wyświetlanie użytkowych dla danego stanowiska informacji (rys. 29.2). Przykładowo, stanowisko dołowe umieszczone przy zbiorniku Z-III na poziomie 650 m. udostępnia obraz z kamer umieszczonych na przenośnikach taśmowych oraz ich przesypach wraz z informacją o stanie pracy odstawy urobku (tablica synoptyczna z graficzną prezentacją stanu pracy odstawy głównej na danym poziomie). Stanowiska dołowe oddane do dyspozycji działowi elektrycznemu informują o stanie pracy poszczególnych urządzeń oraz umożliwiają m.in. zdalny dostęp do ich sterowników (odstawa z systemem ATUT), na stanowisku udostępnionym działowi mechanicznemu wyświetlane są z kolei informacje o kopalnianej sieci p.poż.



Rys. 29.2 Komputer dołowy jako lokalne stanowisko klienckie

Źródło: własne

Istotnym elementem Centrum Nadzoru Energomechanicznego jest system iskrobezpiecznej telewizji przemysłowej, który pozwala na uzyskanie obrazów z pomieszczeń dołowych, gdzie obecność człowieka jest ograniczona przez różnego rodzaju zagrożenia. Kamery telewizyjne zostały zabudowane na dwóch poziomach kopalni „PIAST” w ważnych, z punktu widzenia wydobycia, punktach odstawy urobku.

Komunikację z urządzeniami dołowymi zapewnia magistralna sieć światłowodowa oraz sieć teletechniczna. Podstawową funkcją magistralnej sieci światłowodowej jest stworzenie bezpiecznego połączenia optycznego, łączącego powierzchnię zakładu z poziomami wydobywczymi. Wykonanie szkieletu sieci w formie pierścieni optycznych zapewnia wyższy poziom niezawodności działania poprzez zagwarantowanie ciągłości transmisji danych w przypadku występowania pojedynczych uszkodzeń sieci. Magistralna sieć światłowodowa umożliwia integrację systemów wizualizacji procesów technologicznych oraz systemów automatyzacji produkcji, zwiększając równocześnie poziom bezpieczeństwa poprzez zastosowanie nowych systemów monitoringu wizyjnego. Budowa w pełni funkcjonalnej sieci światłowodowej, wiązała się z koniecznością spełnienia określonych wymagań. W celu ich spełnienia wszystkie przełącznice przeznaczone do zabudowy w podziemnych wyrobiskach górniczych powinny być dopuszczone do pracy w podziemiach kopalń niemetanowych i metanowych, w których występuje zagrożenie wybuchem pyłu węglowego i/lub metanu.

Pomieszczenie CNE znajduje się w bezpośrednim sąsiedztwie Dyspozytorni Głównej. Jest to lokalizacja jak najbardziej wskazana, pozwala bowiem zintegrować działania pionu energomechanicznego i górnictwa. Dla pełnego obrazu sytuacji w ruchu zakładu niezbędna jest suma informacji górniczo-geologicznej od Dyspozytora Głównego oraz informacji energomechanicznych.

29.3 SYSTEM WIZUALIZACJI I JEGO MOŻLIWOŚCI

29.3.1 ATUT ATVisio2

Platforma oprogramowania ATVisio2 została opracowana w celu udostępnienia osobom nadzorującym pracę maszyn, urządzeń i załogi narzędzi pozwalającego na agregację informacji generowanych przez różnorodne urządzenia i podsystemy, w tym w szczególności danych i informacji istotnych dla procesu produkcji i funkcjonowania zakładu. Umożliwia ona komunikację i pobieranie danych z dowolnych systemów i urządzeń obecnych u klienta (sterowniki, urządzenia, systemy np. SmoK, DEMKop, Sauron, Zefir, FOD i inne). Wszystkie pobierane dane zostają przekształcone do jednego wspólnego formatu umożliwiającego dalsze przetwarzanie. Dzięki temu możliwe jest zastąpienie lub połączenie różnych systemów w jedną całość co obniża koszty eksploatacji, zarządzania i utrzymania systemów [2].

System składa się z modułu podstawowego ATVisio2 oraz modułów dodatkowych, realizujących konkretną, opcjonalną funkcjonalność. Do zadań modułu podstawowego należy utrzymywanie komunikacji pomiędzy wszystkimi modułami systemu, przechowywanie i zarządzanie konfiguracją modułów systemowych, przechowywanie i

zarządzanie konfiguracją struktury systemu, zarządzanie i kontrola uprawnień, odbieranie danych z urządzeń za pomocą standardowych skanerów danych, archiwizowanie danych oraz zapewnienie użytkownikom dostępu do systemu poprzez stronę WWW [2].

Wykorzystując poszczególne moduły platformy można:

- nadzorować bieżącą pracę maszyn i urządzeń z dowolnego stanowiska znajdującego się w sieci zakładowej,
- analizować pracę maszyn, m.in. pod kątem stopnia ich wykorzystania i awaryjności
- przeglądać dane historyczne,
- generować raporty na podstawie zebranych danych,
- wysyłać komendy sterujące do urządzeń,
- otrzymywać na bieżąco informacje statystyczne np. na temat aktualnej wydajności produkcji
- otrzymywać na bieżąco informacje o stanach ostrzegawczych i alarmowych występujących w obserwowanych procesach,
- oglądać obraz z kamer rozmieszczonych w zakładzie.

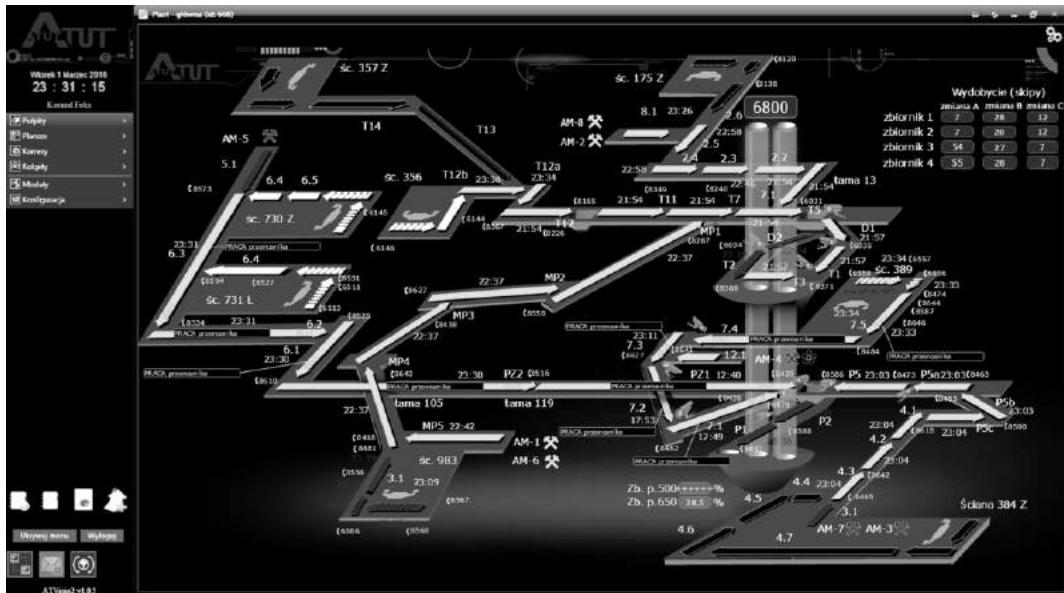
Na chwilę obecną platforma ATVisio2 wykorzystywana przez KWK „Piast” realizuje m.in. wizualizację następujących elementów:

- praca przenośników taśmowych i zgrzebłowych oraz kombajnów ścianowych (graficzne przedstawienie stanu pracy; wykorzystuje dane z systemu ZEFIR pobierane z serwera lustrzanego) (rys. 29.3)
- podgląd na aktualny obraz rejestrowany przez rozmieszczone na dole kopalni kamery (monitoring wizualny procesów technologicznych)
- dane ze sterowników przenośników taśmowych i zgrzebłowych oddziału G4 (wizualizacja m.in. aktualnych komunikatów zwracanych przez sterownik, stanu blokad oraz napięć na linii blokad)
- praca rozdzielni R-6 – 6 kV maszyn wyciągowych szybu I
- praca nagrzewnic na szybach (#I i #II) wraz z prezentacją temperatur: zewnętrznej, w szybach oraz temperatur medium grzewczego (rys. 29.4)
- praca szybów I i II
- praca szybu III wraz z monitorowaniem pozycji obciążników lin (szyb z prowadzeniem linowym naczynia wyciągowego).

Platforma oprogramowania ATVisio2 jest uniwersalna i skalowalna. Może pełnić rolę zarówno lokalnego systemu obsługującego wybrany fragment działalności klienta jak i rolę systemu nadziednego, integrującego dowolną ilość tak podsystemów jak i pojedynczych urządzeń, zapewniając zunifikowany dostęp do wszystkich monitorowanych obiektów.

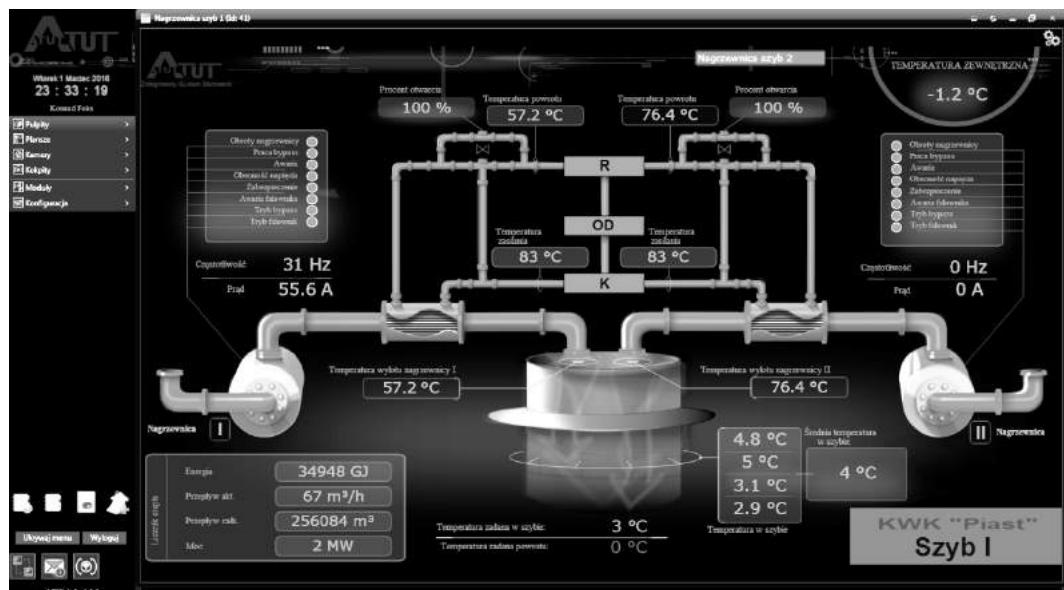
Wizualizacja danych odbywa się na w pełni skalowanych planszach synoptycznych, które umożliwiają czytelne wizualizowanie monitorowanych parametrów. System posiada rozbudowany moduł umożliwiający generowanie ostrzeżeń i alarmów, który w przypadku przekroczenia dopuszczalnych wartości lub

wystąpienia innych niepożądanych stanów (np. awarie sieci teleinformatycznych i urządzeń) wygeneruje odpowiednie sygnały wizualne bądź dźwiękowe.



Rys. 29.3 Oprogramowanie ATVisio2 – widok planszy ogólnej

Źródło: ATUT



Rys. 29.4 Oprogramowanie ATVisio2 – widok planszy z nagrzewnicami

Źródło: ATUT

Wszystkie plansze synoptyczne są elementami interaktywnymi pozwalającymi użytkownikowi na szybkie dotarcie do potrzebnych informacji wprost z plansz np. podgląd parametrów technicznych, dokumentacji wybranego urządzenia, podgląd danych historycznych [2].

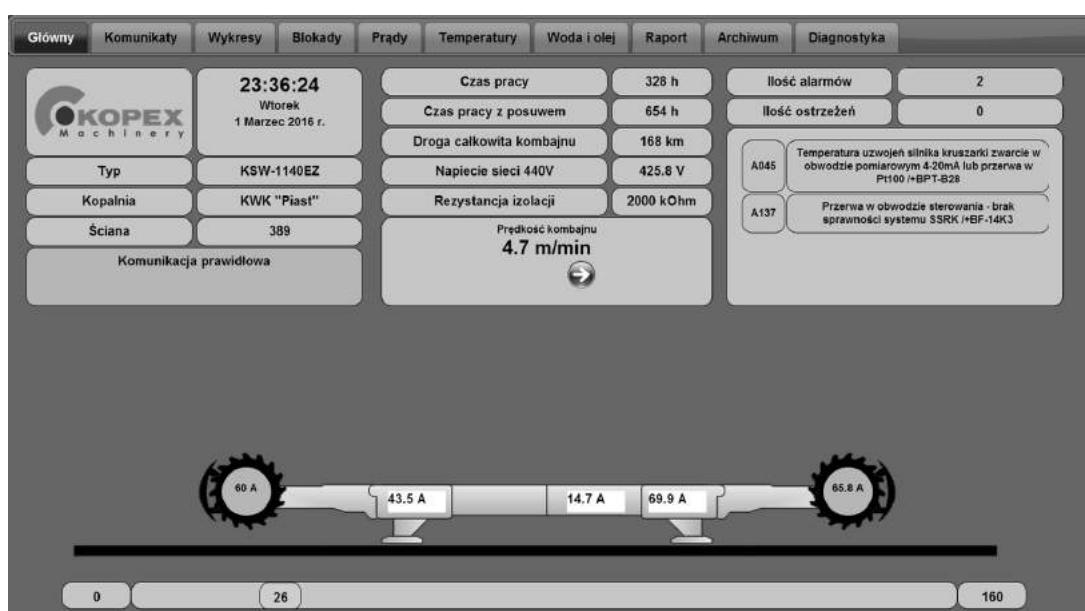
Moduł CCTV umożliwia podgląd obrazu z kamer bezpośrednio na planszach synoptycznych jaki i w osobnych oknach. Posiada on także funkcję rejestracji obrazu z

kamer, a także funkcje zwielokrotnienia obrazu tak, aby był on dostępny dla większej liczby użytkowników, niezależnie od ograniczeń źródła udostępniającego obraz.

29.4 WIZUALIZACJA KOMBAJNÓW ŚCIANOWYCH (FAMUR, KOPEX)

Monitorowanie pracy kombajnów ścianowych realizowane jest również poprzez aplikacje dostarczone przez ich producentów. Pozwalają one na podgląd na bieżące parametry pracy takie jak aktualna prędkość i kierunek posuwu, pozycja kombajnu w ścianie, komunikaty sterowników oraz wartości poszczególnych prądów, temperatur oraz ciśnień (wody i oleju). Istnieje również możliwość odczytu danych archiwalnych w zakresie wymienionych parametrów.

W przypadku firmy FAMUR za monitorowanie tych danych odpowiada osobna aplikacja e-Kopalnia. KOPEX z kolei udostępnia aplikację sieciową (dostępną z poziomu przeglądarki) (rys. 29.5). Obie realizacje umożliwiają ponadto sporządzanie wykresów dla wybranych danych archiwalnych z określonego przez użytkownika przedziału czasowego.

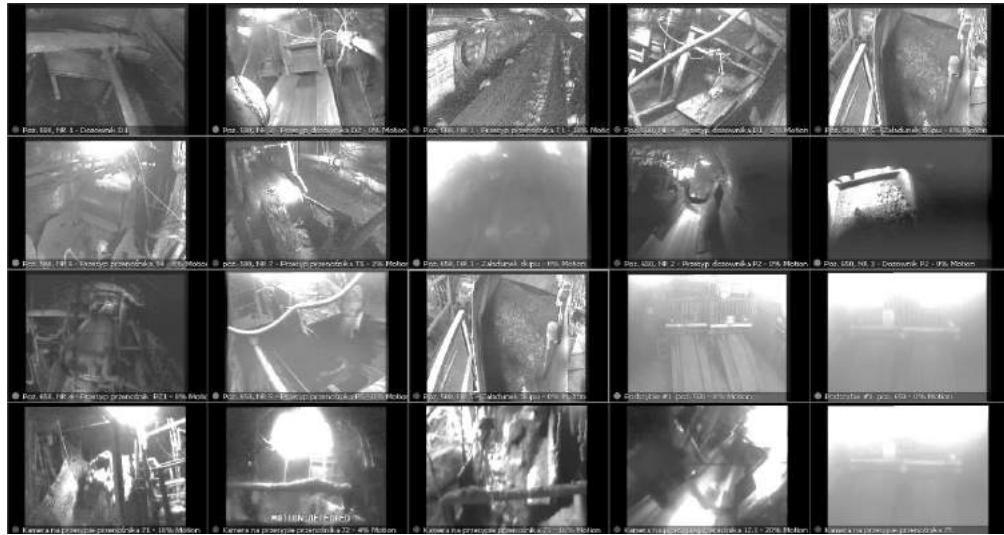


Rys. 29.5 Plansza z wizualizacją pracy kombajnu ścianowego KOPEX

Źródło: KOPEX

29.5 ISKROBEZPIECZNA TELEWIZJA PRZEMYSŁOWA

Obraz z kamer przemysłowych zabudowanych na dole kopalni wyświetlany może być poprzez aplikacje sieciowe oraz aplikację DIVA. W przypadku aplikacji sieciowych (ATVisio2, DIVA Web) wyświetlany jest aktualnie rejestrowany przez kamery obraz (tzw. podgląd na żywo), w aplikacji desktopowej DIVA dodatkowo możliwe jest przeglądanie nagrań archiwalnych dla każdej z kamer (w pamięci przechowywany jest obraz z ostatnich 48 h) (rys. 29.6). Dostęp do obrazu z kamer zabezpieczony jest systemem kont z indywidualnym hasłami (dotyczy to zarówno aplikacji sieciowych jak i aplikacji desktopowej).



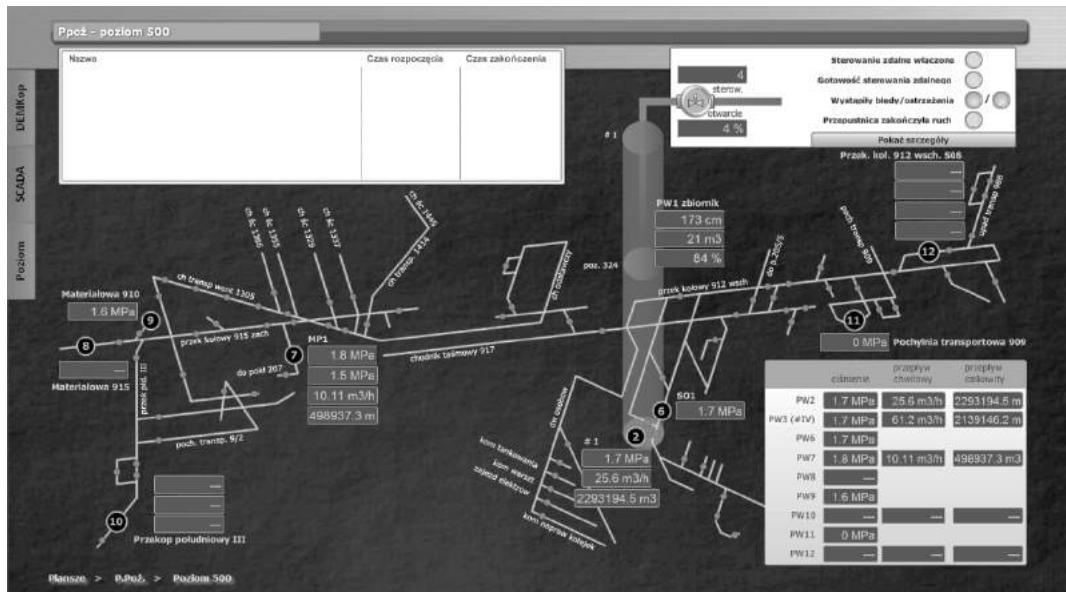
Rys. 29.6 Widok zbiorczy z kamer CCTV

Źródło: DIVA

29.6 SYSTEM MONITORINGU KOPALNIANEJ SIECI RUROCIAKÓW P.POŽ

Centrum Nadzoru Energomechanicznego wykorzystuje również system DEMKop firmy SOMAR, za pomocą którego realizowana jest wizualizacja parametrów kopalnianej sieci p.poż. [4]. Na planszach przedstawione są:

- stan pracy AUMY
- stopnie zapełnienia poszczególnych zbiorników wodnych,
- ciśnienie i przepływy z czujników rozmieszczonych w ważnych, z punktu widzenia diagnostyki, punktach sieci p.poż. (rys. 29.7).



Rys. 29.7 Monitoring sieci p. poż. - plansza z oprogramowania DEMKop

Źródło: SOMAR

Dane te pozwalają na wcześniejsze wykrywanie problemów z siecią p.poż. oraz szybsze ich usuwanie (poprzez możliwość wstępnego wytypowania przyczyn i

lokalizacji problemu na podstawie obserwacji aktualnego przepływu wody w rurociągach p.poż na kluczowych węzłach). Ilość czujników na sieci p.poż w KWK „Piast” będzie w najbliższym czasie zwiększana o kolejne ciśnieniomierze i przepływomierze, które umożliwiają jeszcze dokładniejszą diagnostykę. System DEMKop pozwala również na obserwację danych archiwalnych w zadany przez operatora przedział czasowy.

29.7 MODUŁ ZDARZEŃ I RAPORTÓW

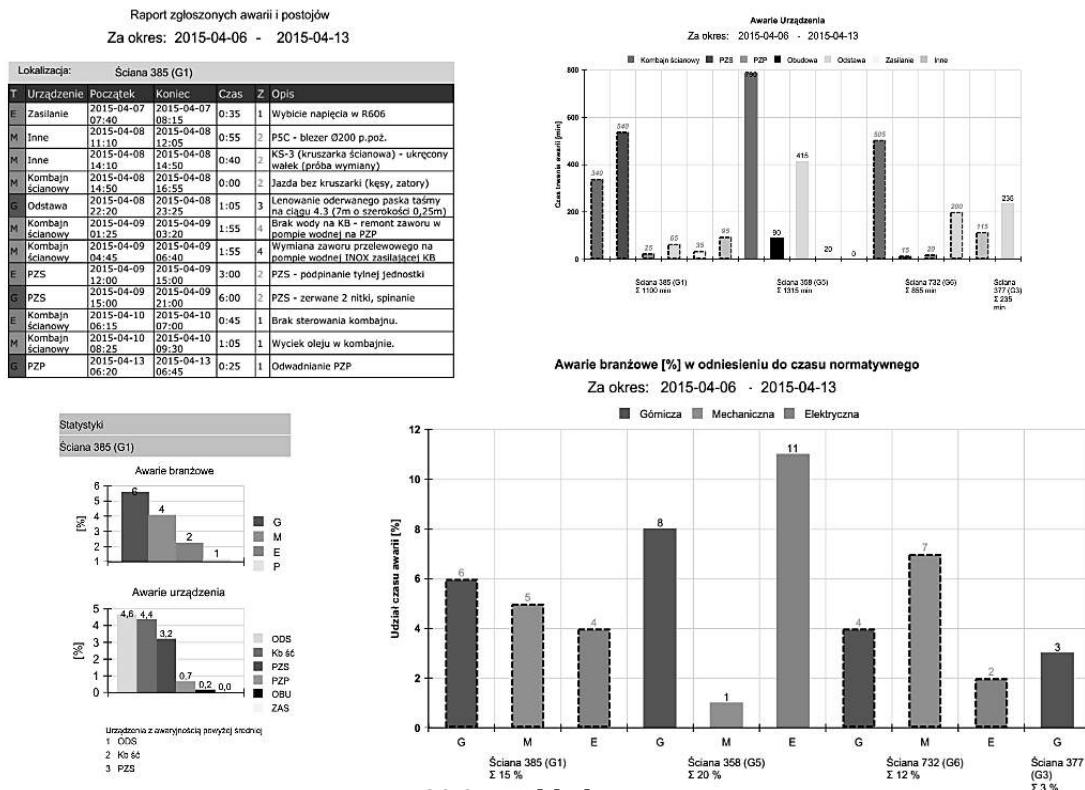
Oprogramowanie wykorzystywane w Centrum Nadzoru Energomechanicznego umożliwia również tworzenie archiwum awarii i postojów w ruchu zakładu górnictwa, na podstawie którego generowane są raporty dobowe i okresowe (rys. 29.8). Awarie i postoje wprowadzane są przez pracowników Centrum Nadzoru Energomechanicznego i mogą być dostępne dla pozostałych użytkowników systemu. Moduł ten wyposażony jest także w funkcje umożliwiające wprowadzanie danych dotyczących postępu prac ścian i przodków. Na podstawie tych danych możliwe jest automatyczne generowanie raportów o postępie prac i zgłoszonych awariach, śledzenie bieżącego postępu ścian i przodków, monitorowanie wydobycia oraz szacowanie braków w wydobyciu.

Lista zdarzeń (Filtry wybrany)											
Dodać zdarzenie		Typ	Miejscowość	Ustalenie	Koordynaty	Zakres czasowy	Ciąg liniany	Dział	Piące	Edycja	Usun
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-26 15:00	2016-02-26 18:00	00:30	PZS - niekiedy.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Inne	(i)	2016-02-26 12:40	2016-02-26 13:20	00:40	PZS - wymiana węża od chłodzenia jednostki przedniej - okucie węża wodnego przy pompie Azotu.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-26 12:00	2016-02-26 12:40	00:30	Zerwanie paska na KS4 - wymiana.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G2-943	Inne	(P)	2016-02-26 05:30	2016-02-26 07:30	02:00	Postój UPP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G4-389	Inne	(P)	2016-02-26 03:00	2016-02-26 06:45	03:45	Postój UPP - wymiana silnika kompresor KS4.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Inne	(i)	2016-02-25 21:45	2016-02-25 21:55	00:10	Wymiana paska na kruszarkę PZP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-25 13:40	2016-02-25 15:00	01:20	Zmiana węzła L-kli (PZP).	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-25 10:15	2016-02-25 16:15	06:00	Uszkodzony silnik kruszarki KS4 - wymiana.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-25 09:30	2016-02-25 09:30	00:20	Chwyciny PZS - przyczyna nieustalone.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Inne	(i)	2016-02-25 07:00	2016-02-25 08:15	01:15	Uszkodzony kabel kruszarki kompresorowej - wymiana.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-25 06:00	2016-02-25 06:40	00:40	Pedomaga przekładów zapobiegających.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G2-943	Inne	(P)	2016-02-25 05:15	2016-02-25 07:40	02:25	Postój UPP - ujemka 55 mb tamty.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G1-316	Inne	(P)	2016-02-25 03:40	2016-02-25 05:00	01:20	Postój UPP - ujemka 25 mb tamty.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G4-389	Inne	(P)	2016-02-25 03:30	2016-02-25 06:00	02:30	Postój UPP - ujemka n55 mb tamty.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-25 02:00	2016-02-25 03:00	01:00	Chwyciny PZS.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Kombajn ściernawy	(i)	2016-02-25 00:25	2016-02-25 04:00	03:25	Uszkodzony czujnik wysokościu czerwienia -wyłogowanie.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-24 15:00	2016-02-24 14:00	01:25	Perspektywne trącenie.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-24 12:30	2016-02-24 17:30	00:25	%x wybić trątu ściernawce - przeciwdziałanie.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G4-389	Inne	(P)	2016-02-24 07:40	2016-02-24 08:30	00:50	Petyt zbrojenie ZE.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-24 07:00	2016-02-24 12:40	05:25	Wybić PZP %x - nowe zabezpieczenia.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G2-943	Inne	(P)	2016-02-24 05:00	2016-02-24 05:40	00:20	Postój UPP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G1-316	Inne	(P)	2016-02-24 06:00	2016-02-24 01:20	02:20	Postój UPP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G2-943	Odstawni	(i)	2016-02-23 22:30	2016-02-24 03:30	00:50	Postój odstawni GTD.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-23 17:45	2016-02-23 18:20	00:35	PZP chwyciny - zerwanie 2 paski na kruszarkę.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZP	(i)	2016-02-23 11:40	2016-02-23 15:00	03:45	PZP - chwyciny wymiana 1 szprycha - sztywność.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Inne	(i)	2016-02-23 12:00	2016-02-23 17:30	05:30	Kesy, zatony - suma 30 minut.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Kombajn ściernawy	(i)	2016-02-23 10:00	2016-02-23 16:20	06:20	KB - pompa woda - ciernie.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	Inne	(i)	2016-02-23 09:40	2016-02-23 09:40	00:30	Brek sterowania pompą wodzą.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Postój	G2-943	Inne	(P)	2016-02-23 05:45	2016-02-23 06:00	00:15	Postój UPP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
•	Aвария	G4-389	PZS	(i)	2016-02-23 05:40	2016-02-23 06:10	00:30	Wymiana zabezpieczenia na PZP.	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

Rys. 29.8 Lista zdarzeń

Źródło: ATUT

Tak zebrane i połączone dane na temat pracy maszyn umożliwiają wyznaczanie wskaźników efektywności ich pracy. Dzięki temu w bardzo czytelny sposób można ocenić wydajność pracy a także zmiany wydajności w czasie (np. po remontach maszyn, wymianie na inny typ, zmianie organizacji pracy). Raporty z czasów pracy i awarii w jasny sposób obrazują które miejsca, maszyny są najbardziej awaryjne oraz jakiego typu awarie występują najczęściej (rys. 29.9). Pozwala to na szukanie rozwiązań eliminujących te problemy, co ma bezpośredni wpływ na efektywność i koszty.



Rys. 29.9 Przykładowy raport

Źródło: ATUT

Dane z poziomu aplikacji sieciowej można filtrować oraz eksportować do pliku, co pozwala na ich dalsze przetwarzanie.

29.8 MONITORING INTERAKTYWNY

Niektóre funkcjonujące na kopalni KWK „Piast” systemy pozwalają na tzw. monitoring interaktywny, w którym komunikujące się strony oddziałują na siebie wzajemnie. Monitoring ten jest realizowany poprzez:

- zdalne sterowanie i parametryzację maszyn i urządzeń,
- wewnętrzsystemową łączność głosową.

Zdalne sterowanie i parametryzacja wykorzystywane są m.in. w sterowaniu AUMĄ oraz sterownikami CUKS przenośników taśmowych z Systemem Sterowania Przenośnikami firmy ATUT. W przypadku odstawy przejęcie funkcji klawiatury i wyświetlacza sterownika głównego możliwe jest poprzez inny pracujący w sieci sterownik główny lub z poziomu stanowiska komputerowego dzięki stosownemu oprogramowaniu. Takie rozwiązanie pozwala na znaczące skrócenie czasu usuwania niektórych awarii (interwencja serwisu lub wyszkolonego pracownika bez konieczności dotarcia na miejsce awarii). Do uzyskania dostępu zdalnego konieczne jest wpisanie indywidualnego hasła, po jego uzyskaniu – wszystkie czynności na przejętym sterowniku są zapisywane przez system [1].

Wewnętrzsystemowa łączność głosowa pozwala z kolei operatorowi dowolnego stanowiska komputerowego na porozumiewanie się z pracownikami poprzez

urządzenia głośnomówiące zabudowane na trasach przenośników (taśmowych i zgrzebłowych; możliwość nadawania i odbierania z całej magistrali lub z konkretnego urządzenia końcowego). W system ten wyposażony jest jeden z komputerów znajdujących się w pomieszczeniu CNE.

29.9 UDOSTĘPNIANIE INFORMACJI W RAMACH ZAKŁADU

Większość informacji gromadzonych przez CNE dostępnych jest również dla reszty zakładu. ATVisio2 to aplikacja sieciowa, dostęp do niej możliwy jest więc dla każdego z użytkowników sieci ogólnokopalnianej poprzez przeglądarkę internetową. Dostęp do danych ograniczony jest systemem indywidualnych kont użytkowników zabezpieczonych hasłem, którymi zarządza osoba z prawami administratora. Istotnym elementem systemu jest moduł kontroli uprawnień. Każde z kont może być konfigurowane indywidualnie w zakresie dostępu do poszczególnych modułów aplikacji oraz sposobu dostępu do części danych (prawa do dodawania, edycji czy też ich usuwania). Ponadto użytkownik może definiować domyślny układ dostępnych dla niego plansz wyświetlając dowolną ich ilość w ramach jednego okna (pulpitu), w dogodnym dla siebie układzie. Wszystkie dane oraz konfiguracja, którą tworzy użytkownik przechowywane są na serwerze, dzięki czemu użytkownik ma do nich dostęp niezależnie od stanowiska, z którego się loguje (w ramach sieci ogólnokopalnianej).

Ponadto na wybranych komputerach wyświetlane są również dane dotyczące m.in. pracy kombajnów ścianowych (pomieszczenia dozoru wyższego działu TM), kopalnianej sieci rurociągów p.poż czy też obraz rejestrowany przez umieszczone na dole kopalni kamery. Dostęp do tych informacji możliwy jest po zainstalowaniu i skonfigurowaniu odpowiedniej aplikacji klienckiej lub też poprzez przeglądarkę internetową dla osób posiadających stosowne uprawnienia (konta zabezpieczone hasłami).

29.10 PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Na bazie doświadczeń z kilkunastomiesięcznej eksploatacji CNE można powiedzieć, że:

1. W początkowym okresie działania trudno było wyrobić w dozorze Działu Energomechanicznego nawyk zgłaszania się i utrzymywania kontaktu z CNE w trakcie trwania zmiany,
2. Z czasem lakoniczne informacje zmieniły się w rzeczową wymianę informacji,
3. W dozorze energomechanicznym wytworzyło się przekonanie o celowości wprowadzenia do ruchu CNE. Dozór ma na bieżąco informacje dotyczące ruchu w zakresie energomaszynowym oraz wsparcie przy lokalizacji i usuwaniu awarii,
4. Wzrosła świadomość zarówno dozoru jak i pracowników w zakresie dotyczącym możliwości weryfikowania przez dyspozytora EM czasu trwania awarii oraz jej przyczyn,
5. Dozór coraz częściej korzysta z aplikacji monitorujących pracę ścian i odstawy głównej,
6. Cały czas trwa proces modyfikacji oprogramowania i uruchamiania nowych funkcji,

7. Raporty awarii i postojów tworzone na bieżąco w programie pozwalają na pełniejszą ich analizę,
8. Serwis dostawcy oprogramowania reaguje bardzo szybko na zgłasiane uwagi odnośnie działania aplikacji, koniecznych do naniesienia poprawek i usuwania stanów zakłócienniowych w jej pracy.

Działalność Centrum Nadzoru Energomechanicznego pozwala, poprzez monitorowanie maszyn i urządzeń wykorzystanych w procesach przemysłowych zachodzących na dole kopalni, wspomagać pracę służb utrzymania ruchu. Prowadzony „on line” monitoring pracy urządzeń oraz właściwe metody przetwarzania pozyskanych danych pozwalają na podejmowanie na bieżąco właściwych decyzji i reagowanie na nieprawidłowości pojawiające się w czasie procesu produkcyjnego. Obserwacja zdarzeń zachodzących w dłuższej perspektywie czasowej pozwala na prowadzenie działań analitycznych. Wnioski wypływające z analizy umożliwiają aktywne działania mające na celu ograniczenie czasu postojów, a także pozwalały prowadzić działania prewencyjne przeciwdziałające sytujom awaryjnym. Suma działań CNE poprawia wskaźniki wykorzystania maszyn i urządzeń a co za tym idzie, wydłużenie efektywnego czasu ich pracy.

LITERATURA

1. ATUT Spółka z o.o.: Modernizacja Zintegrowanego Systemu Sterowania typu ZSS w zakresie sprzętowym i funkcjonalnym dla potrzeb KW S.A. Oddział KWK „PIAST”, Katowice, 2014.
2. ATUT Spółka z o.o.: Platforma oprogramowania systemu ZSS typu ATVisio2, Katowice, 2015
3. SOMAR Spółka Akcyjna: Zeszyt 1 – Dyspozytornia Energo-mechaniczna DEMKop, Katowice, 2011.
4. SOMAR Spółka Akcyjna: Zeszyt 2 – System Monitorowania Maszyn i Urządzeń Dołowych SMoK, Katowice, 2011.
5. SOMAR Spółka Akcyjna: Dokumentacja Tehniczna nr: SM-DT 170.13 Zintegrowany system monitorowania i wizualizacji procesów technologicznych dla KW S.A. Oddział KWK „Piast” zakres: Dostawa, oprogramowanie i aktywacja dołowego terminala dostępowego do systemu wizualizacji w KWK „Piast”.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Paweł Świerk, mgr inż. Konrad Foks, inż. Marcin Wilczak
KW S.A. Oddział KWK „PIAST”
ul. Granitowa 16, 43-155 Bieruń, Polska
e-mail: p.swierk@kwsa.pl; k.foks@kwsa.pl; marcin.wilczak@outlook.com

mgr inż. Wiesław Ziewiecki
Hamacher GmbH
ul. Towarowa 10, 43-100 Tychy, Polska
e-mail: kontakt@hamacher-group.com

MONITORING PRACY MASZYN I URZĄDZEŃ

Streszczenie: Niniejsze opracowanie przedstawia realizację Centrum Nadzoru Energomechanicznego (CNE) w KWK „Piast” oraz wybrane przykłady wykorzystania istniejących aplikacji do nadzorowania istotnych parametrów procesu produkcji.

Słowa kluczowe: Centrum Nadzoru Energomechanicznego, wizualizacja, ATVisio, DEMKop

MONITORING OF MACHINERY AND EQUIPMENT WORK

Abstract: This study shows the implementation of the Electromechanical Supervision Center (CNE) in the "Piast" mine, and selected examples of existing applications used to monitor the essential parameters of the manufacturing process.

Key words: Electromechanical Supervision Center, visualization, ATVisio, DEMKop

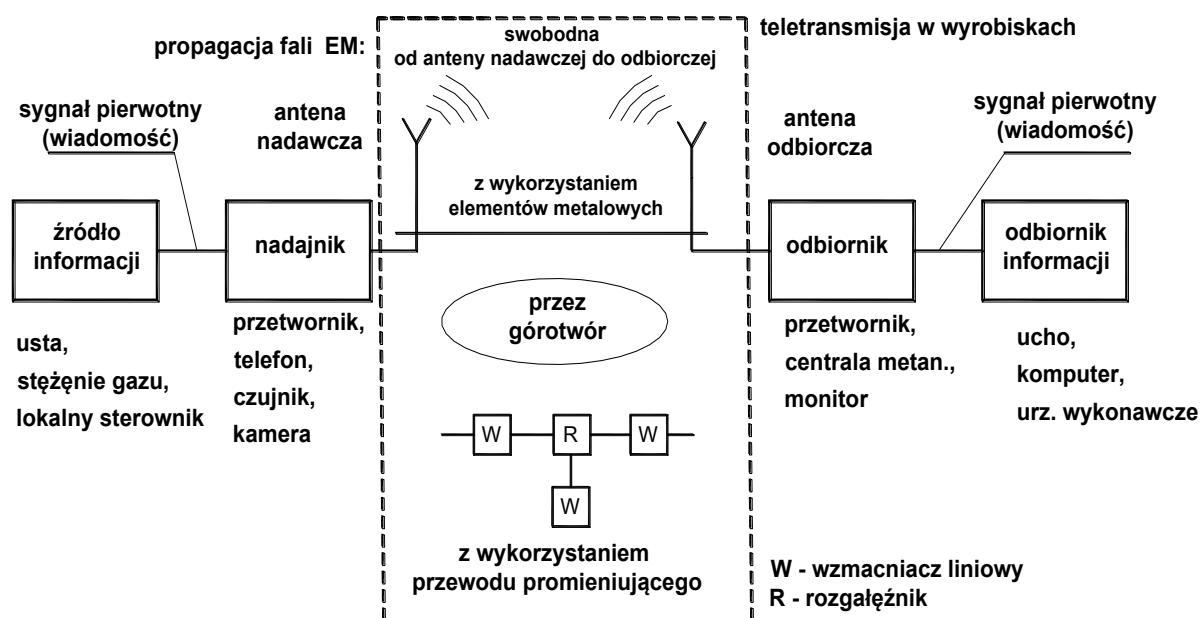
30

SYSTEMY RADIOWE W KOPALNIACH PODZIEMNYCH

30.1 WPROWADZENIE

Stosowane w kopalniach przewodowe systemy telekomunikacyjne nie zapewniają kontaktu z osobami, których charakter pracy związany jest z ich przemieszczaniem się w wyrobiskach. Dla tego typu stanowisk pracy, niezbędne są radiowe systemy telekomunikacyjne. W wielu publikacjach systemy radiowe eksploatowane w kopalniach określa się jako bezprzewodowe. Nie jest to do końca słuszne, ponieważ w dołowych systemach teletransmisyjnych, na dłuższe odległości, w wyrobiskach muszą być stosowane specjalne tory przewodowe dla prowadzenia fal elektromagnetycznych (drut jezdny, przewód promieniujący, liny nośne itp.) [2, 3, 7].

W telekomunikacji, którą definiuje się jako transmisja informacji jakiejkolwiek natury od źródła do jej odbiornika, istotne są nie tylko układy przetwarzające wielkości fizyczne na elektryczne, lecz również środowisko biorące udział w propagacji sygnału elektrycznego na tej drodze, co schematycznie przedstawiono na rys. 30.1.



Rys. 30.1 Sposoby transmisji wiadomości (propagacji fali elektromagnetycznej) w wyrobiskach

30.2 OGRANICZENIA ŚRODOWISKOWE DLA SYSTEMÓW RADIOSYGNALIOWYCH W KOPALNIACH PODZIEMNYCH

Środowisko techniczne podziemnych zakładów górniczych stwarza wiele ograniczeń dla systemów radiowych eksploatowanych w kopalniach. Ograniczenia te zestawiono w tabeli 30.1 [10].

Tabela 30.1 Podstawowe ograniczenia w stosowaniu systemów telekomunikacyjnych w wyrobiskach podziemnych

Ograniczenie	Charakterystyka
Przeciwwybuchowość	W kopalniach zagrożonych wybuchem metanu urządzenia dołowe oraz interfejsy dołowe powierzchniowych systemów telekomunikacyjnych powinny być przeciwwybuchowe umożliwiające ich pracę w dowolnej koncentracji metanu.
Stopień ochrony obudowy	Z uwagi na wilgotność, zasolenie i obecność pyłów urządzenia telekomunikacyjne powinny posiadać stopień ochrony obudowy minimum IP54.
Struktura wyrobisk	Małe poprzeczne wymiary wyrobisk korytarzowych (kilka metrów) w stosunku do ich wymiarów podłużnych (do kilku kilometrów); ich rozległość oraz konieczność stosowania drzewiastej struktury sieci teletransmisyjnych.
Środowisko elektromagnetyczne	W wyrobiskach występuje duże nagromadzenie (w ograniczonych przestrzeniach) sieci i urządzeń elektroenergetycznych o dużych mocach; sieci telekomunikacyjne oraz elektroenergetyczne na długich odcinkach są prowadzone równolegle w niewielkiej odległości ograniczonej wymiarami poprzecznymi wyrobisk.
Ograniczona ciągłość zasilania urządzeń radiokomunikacyjnych z dołowej sieci elektroenergetycznej	Ciągłość zasilania urządzeń dołowych jest ograniczona przez: <ul style="list-style-type: none">• planowe wyłączenia w sieci elektroenergetycznej (np. naprawy, przeglądy),• nieplanowe wyłączenia wywołane zadziałaniem zabezpieczeń elektroenergetycznych oraz metanometrycznych,• okresowe testowanie układów wyłączeń urządzeń elektroenergetycznych. Przekroczenie progu alarmowego metanomierza powoduje automatyczne wyłączenie energii elektrycznej w danym rejonie wentylacyjnym. Dlatego systemy radiokomunikacyjne powinny być zasilane centralnie z powierzchni (napięciem iskrobezpiecznym) lub posiadać autonomiczne źródła zasilania (bateria, akumulator).
Ograniczenie mocy urządzeń radiowych	Moce urządzeń nadawczych nie mogą powodować przypadkowego odpalenia zapalników materiałów wybuchowych, co jest związane z małą odlegością przewodowych obwodów strzałowych od urządzeń nadawczych w wyrobiskach

30.3 MEDIA TRANSMISYJNE SYGNAŁÓW RADIOSYGNALIOWYCH W WYROBISKACH

Cechą charakterystyczną radiokomunikacji w wyrobiskach jest ograniczone zastosowanie propagacji swobodnej fal elektromagnetycznych na większe odległości. Ze względu na duże tłumienie górotworu i trudne do określenia odbicia fal od ociosów (łuków ŁP), propagacja ta jest możliwa tylko na kilkadziesiąt metrów. Tak więc w kopalnianych systemach radiokomunikacyjnych jako medium teletransmisyjne wykorzystuje się [3, 5, 6]:

- propagację swobodną (z widzialnością optyczną) fal elektromagnetycznych, które zgodnie z Rozporządzeniami Rady Ministrów i Ministra Transportu [8, 9] mogą być użytkowane bez tzw. pozwolenia radiowego Urzędu Komunikacji Elektronicznej w pasmach:
 - PR27; tzw. CB radio (pasmo 27 MHz),
 - sieci dyspozytorskich FM (pasma 46-50 MHz, 147-172 MHz, 457-470 MHz),
 - systemy trunkingowe TETRA, DOTRA, (380-395 MHz, 450-462 MHz),
 - PMR446 (cywilne mobilne sieci radiowe z radiotelefonami zakresu 446 MHz),

- 1880-1900 MHz (standard DECT),
- pozostałe pasma niechronione ISM³, w zakresach częstotliwości: 6,7 MHz, 13 MHz, 40 MHz, 433 MHz, 920 MHz, 2,4 GHz, 5,8 GHz, 24 GHz, 61 GHz, 245 GHz itp.,
- standardy IEEE 802.3x sieci komputerowych przewodowych LAN (Ethernet) i bezprzewodowych WLAN (IEEE 802.11x), techniki wykorzystywane w telefonii VoIP⁴ stosowane w tych sieciach,
- standardy pikosieci radiowych np. Bluetooth, ZigBee (IEEE 802.15.1, IEEE 802.15.4),
- propagację przez górotwór (np. GLON – górniczy osobisty nadajnik lokacyjny),
- istniejące metalowe wyposażenie wyrobisk; np. drut ślizgowy trakcji elektrycznej przewodowej DJP, liny nośne naczyń wyciągowych,
- specjalnie instalowane tory przewodowe koncentryczne dla kierunkowej propagacji fal elektromagnetycznych w wybranych wyrobiskach.

30.4 ZASIĘG TRANSMISJI RADIOWEJ W WYROBISKACH

Zasięg łączności bezprzewodowej w wyrobiskach zależy od następujących czynników:

- **Mocy nadajnika** oraz skuteczności anteny nadawczej – dla urządzeń radiowych stosowanych w kopalniach wynoszą one z reguły od kilku miliwatów do kilkunastu watów.
- **Czułości odbiornika** (przy jednokresowej jego odporności na sygnały zakłócające) oraz skuteczności anteny odbiorczej – dla typowych urządzeń radiokomunikacyjnych stosowanych w kopalniach wynoszą one od mikrowata do kilkudziesięciu miliwatów.
- **Tłumienia ośrodka** znajdującego się pomiędzy tymi urządzeniami, czyli środowiska technicznego podziemi kopalni, na które duży wpływ mają: ograniczone poprzeczne wymiary wyrobisk górniczych, ich nieregularne kształty, zawiłgocenie, zapylenie, nasycenie wyrobisk urządzeniami metalowymi, rodzaj obudowy wyrobisk, obecność w wyrobisku urządzeń elektroenergetycznych dużej mocy, kabli i przewodów oponowych itp.

Niezależnie od łączności fonicznej, systemy radiokomunikacyjne instalowane w kopalniach, powinny umożliwiać również transmisji danych, zdalne sterowanie maszyn i urządzeń, identyfikację osób i maszyn pracujących w wyrobiskach, przekazywanie obrazów z kamer itp.

30.5 PROPAGACJA SWOBODNA

Jeszcze kilkanaście lat temu propagacja swobodna w wyrobiskach podziemnych ograniczała się praktycznie do szybów, w których instalowano stacjonarną antenę kierunkową na zrąbie skierowaną w dół (np. radiowy system łączności szybowej typu

³ ISM - (ang. *Industrial, Scientific, Medical*); pasma wielu różnych zakresów częstotliwości (od 6,7 MHz do 246 GHz) przeznaczone do zastosowań w przemyśle, nauce i medycynie;

⁴ VoIP – ang. *Voice over Internet Protokol*

RSŁS 98; zakresy: VHF i UHF) oraz zasięgów rzędu kilkunastu metrów, w paśmie 430 MHz do bezprzewodowego sterowania maszyn górniczych (np. RADIAKX firmy CARBONEX), czy wiele rozwiązań firmy ELSTA z Wieliczki [5, 6]. Systemy te tworzą: nadajniki kombajnisty wyposażone w klawiaturę funkcyjną oraz odbiorniki zlokalizowane w skrzyni aparaturowej kombajnu z wyjściami dwustanowymi do współpracy z elementami wykonawczymi układu sterowania kombajnu.

W ostatnich jednak latach w kopalniach coraz powszechniej wprowadza się urządzenia wykorzystujące standardy bezprzewodowych sieci komputerowych WLAN oraz sieci osobistych niewielkiego zasięgu WPAN. W urządzeniach dołowych stosuje się następujące standardy transmisji bezprzewodowej [1]:

- IEEE 802.11x (WLAN) – bezprzewodowe lokalne sieci komputerowe (potoczna nazwa sieci tej sieci to Wi-Fi) z punktami dostępowymi AP (*Access Point*). Standard ten wykorzystywany jest najczęściej w telefonii bezprzewodowej VoIP⁵.
- IEEE 802.15.x (WPAN). W kopalniach podziemnych pikosieci wykorzystuje się do transmisji danych, łączności fonicznej, a przede wszystkim sterowania maszynami górnymi (standard Bluetooth IEEE 802.15.1⁶, ZigBee IEEE 802.15.4⁷).

W ITI EMAG Katowice uruchomiono radiosterownik kombajnu MAKS DBC, jako urządzenie łączności fonicznej, sterowania kombajnem i jego monitoringu na lokalnym ciekłokrystalicznym wyświetlaczu kombajnisty. W rozwiązaniu stosuje się moduł radiowy Bluetooth. Oprócz funkcji sterowniczych, zapewniona jest dodatkowo komunikacja głosowa pomiędzy kombajnistami, dwukierunkowa transmisja danych online pomiędzy nadajnikiem kombajnisty, a odbiornikiem na kombajnie. Dzięki czemu jest możliwa również wizualizacja wybranych parametrów kombajnu na wyświetlaczu nadajnika sterowniczego. System umożliwia również transmisję tych danych do dyspozytorów zakładowej (w kablach typu TKG).

Dla sieci bezprzewodowych energooszczędnich, a więc takich, w których zasadnicze znaczenia ma wielkość zużycia energii elektrycznej przez urządzenia radiowe opracowano standard potocznie określany jako ZigBee. Jest on m.in. wykorzystywany w wielu systemach bezprzewodowej transmisji np.:

- system EH-PressCater monitorowania podporności ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej firmy Elgór-Hansen,
- systemie łączności i lokalizacji osób MineTracer amerykańskiej firmy Ventura [12].

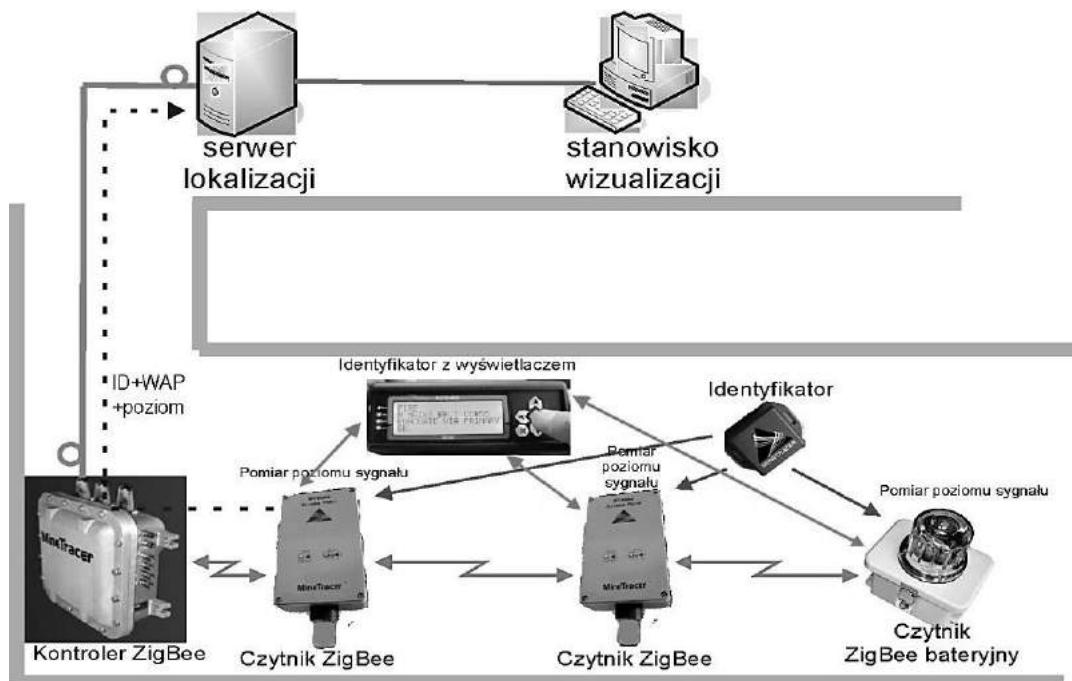
Baterie zasilające przenośne czytniki ZigBee są ładowane (wymieniane) co kilka miesięcy. W systemie MineTracer (rys. 30.2) do osobistych identyfikatorów górnika posiadających wyświetlacz można nadać krótkie informacje tekstowe (SMS). Lokalizacja wszystkich urządzeń radiowych górników jest przedstawiana na dole lub powierzchni

⁵ WLAN (ang. *Wireless Local Area Network*). Należy jednak zwrócić uwagę, że bezprzewodowa telefonia VoIP jest częścią łańcucha telekomunikacyjnego, którego fragmentem jest także telefonia przewodowa VoIP

⁶ Siny ząb. Nazwa technologii pochodzi od króla duńskiego Haralda Sinozębego, który przyczynił się do zjednoczenia plemion Danii i Norwegii. Podobnie Bluetooth „jednoczy” różne technologie np.: komputery, telefony, aparaty.

⁷ W potocznym tłumaczeniu to „zygzakowy szlak (droga) pszczół”.

na stanowisku dyspozytorskim. Na rys. 30.2 przedstawiono uproszczoną strukturę tego systemu jaka jest stosowana w kopalniach USA.



Rys. 30.2 Schemat blokowy systemu łączności radiowej wykorzystującego standard ZigBee

Transmisja danych z widzialnością optyczną jest również zastosowana w niektórych bezprzewodowych czujnikach monitorowania parametrów atmosfery kopalnianej. Czujnik wiszący z reguły pod stropem lub w innym trudno dostępnym miejscu, transmituje dane pomiarowe do przetwornika i monitora, które są zawieszone w miejscach widocznych dla załogi pracującej w tym rejonie. Powszechnie stosuje się również kalibratory do bezprzewodowego (433 MHz) skalowania czujników, bez konieczności ich opuszczania (np. metanomierza CSM-1, czujnika stężenia tlenu typu CSO-1, tlenku węgla CSCO-1).

Propagacja swobodna dla bardzo małych zasięgów jest także wykorzystywana w systemach identyfikacji i rejestracji przebiegu pracy elementów maszyn górniczych (np. sekcji obudowy zmechanizowanej (rys. 30.3).



Rys. 30.3 Transponder TRID-01 dla elementów sekcji obudowy (ELSTA)

30.6 PROPAGACJA PRZEZ GÓROTWÓR

Jest ona wykorzystywana do lokalizacji osób zasypanych w wyrobiskach. Parametry elektryczne górotworu (rezystywność) wywołują dość duże tłumienie fal elektromagnetycznych, co praktycznie eliminuje propagację przez górotwór fal o wyższych częstotliwościach. Lampy wszystkich górników pracujących w kopalniach są wyposażone najczęściej w stale pracujące „urządzenia nadawcze” GLON⁸, czyli generator (4,1 kHz do 5,8 kHz), zasilany z akumulatora lampy górnika. Urządzenie wykorzystywane jest przede wszystkim w czasie prowadzenia akcji ratowniczych poszukiwań zasypanych górników (z wykorzystaniem przez ratowników specjalnego odbiornika określającego przybliżony kierunek i odległość do zaspanej lampy górnika), a także nielegalnej kontroli jazdy górników na przenośnikach. Czas autonomicznej pracy tego nadajnika pod ziemią wynosi ponad 7 dni.

30.7 LINIE TRANSMISYJNE KIERUNKOWE

W dołowej trakcji elektrycznej przewodowej dla potrzeb łączności radiowej (do transmisji sygnałów w.cz.) wykorzystuje się przewód jezdny. Radiotelefony długofałowe typu TRG pracują na częstotliwościach 100 i 120 kHz. Dostosowanie sieci trakcyjnej dla potrzeb łączności radiowej polega na instalacji na wszystkich odpływach z drutu jezdniego (lampy oświetleniowe, transparenty, zwrotnice) dławików zaporowych. Na dopływach ze stacji zasilających elektroenergetycznych instaluje się równolegle obwody rezonansowe LC dostrojone do częstotliwości nośnej radiotelefonów. Granice zasilania przewodu jezdniego z różnych stacji prostownikowych eliminuje się przez tworzenie dróg obejściowych dla sygnału w.cz. (w kablach telekomunikacyjnych) z wykorzystaniem układów transformatorowych.

W szybach, dla transmisji sygnału w.cz. wykorzystuje się liny nośne naczyń wyciągowych. Telefony szybowe (np. TS32/65 lub system łączności i sygnalizacji szybowej typu ECHO) sprzężone są z linią nośną naczynia wydobywczego za pośrednictwem transformatorów z magnetowodem ferrytowym. Układy nadawczo-odbiorcze radiotelefonów (pracujących na częstotliwościach 32,8 kHz lub 65,6 kHz dla fonii oraz od 225 kHz do 375 kHz dla transmisji sygnalizacji szybowej) sprzęga się z linami nośnymi za pośrednictwem transformatora z magnetowodem ferrytowym. Sprzęgacze te montuje się pod kołem linowym na wieży szybowej i na zawiesiu klatki szybowej.

30.8 SYSTEMY RADIOWE Z PRZEWODEM PROMIENIUJĄCYM

Systemy radiokomunikacyjne wykorzystujące do transmisji fali elektromagnetycznej w wyrobiskach przewód koncentryczny z nieszczelnym opłotem są eksploatowane we wszystkich kopalniach rud miedzi oraz w większości kopalń węgla. Przykładowe konstrukcje przewodu promieniującego zostały przedstawione na rys. 30.4.

⁸ GLON - skrót od słów: górniczy lokacyjny osobisty nadajnik



Kabel RCF (rys. a)

Kabel VLFC-IS (b)

Kabel RLK (c)

Rys. 30.4 Kable promieniujące

Źródło: fot. własna a, b, - c [12]

Działanie przewodów promieniujących, to współistnienie dwóch rodzajów propagacji w przewodzie współosiowym [4]:

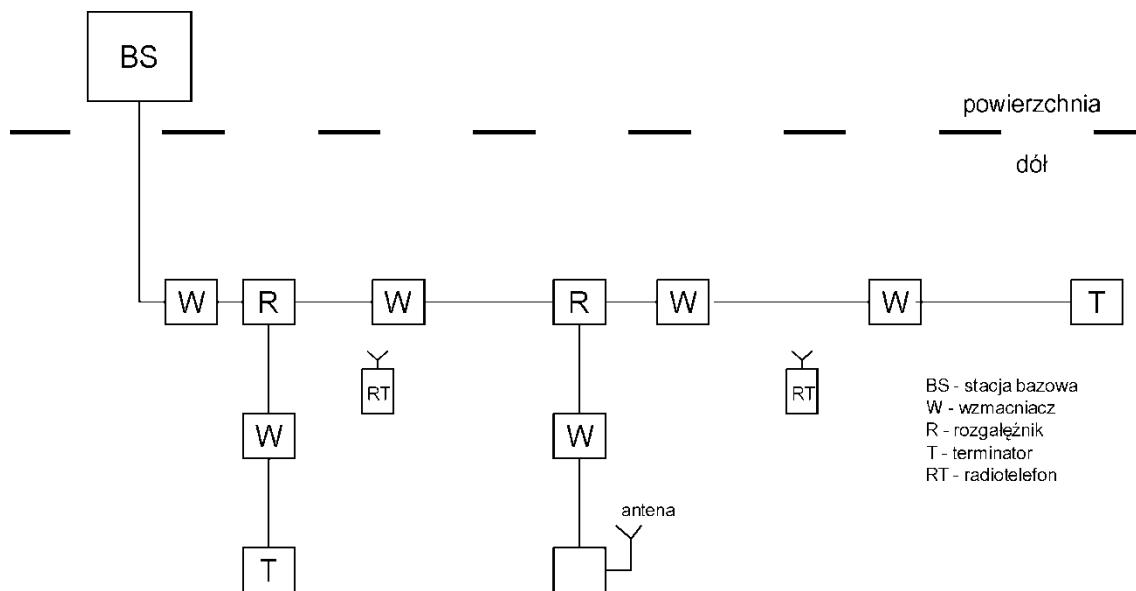
- bifilarnej (pomiędzy przewodem wewnętrznym i zewnętrznym) – odgrywa ona główną rolę w przenoszeniu sygnału wzdłuż kabla,
- monofilarnej (pomiędzy przewodem i ziemią); umożliwiającą sprzężenie radiotelefonu ruchomego z tym przewodem.

Obydwa rodzaje propagacji podlegają wzajemnej konwersji. Dla kompensacji strat w przewodzie promienującym, co kilkaset metrów stosowany jest wzmacniacz antenowy (W).

Kabel promieniujący zawiera żyłę wewnętrzną miedzianą, najczęściej w postaci drutu, izolację z tworzywa sztucznego litego (rys. 30.4c), spienionego (30.4b) lub izolację powietrzno-dielektryczną (rura z tworzywa sztucznego przylegająca do żyły zewnętrznej uzupełniona spiralnym elementem utrzymującym żyłę wewnętrzną w środku rury – rys. 30.4a), żyłę zewnętrzną w postaci obwoju z taśmy z odpowiednimi perforacjami, oplot lub obwoju z drutów o odpowiednio małej gęstości optycznej (rys. 30.4a, 30.4b). Niekiedy żyła zewnętrzna z taśmy miedzianej jest falowana. Powłoka zewnętrzna z tworzywa sztucznego (powinna być trudopalna) chroniąca wnętrze kabla od wilgoci. Niekiedy powłoka ta zawiera 2 warstwy (rys. 30.4a) [4].

Rozległość takiej sieci kablowej, instalowanej najczęściej na kilku poziomach eksploatacyjnych, sięga nawet kilkudziesięciu kilometrów (kopalnie rud miedzi). Wszystkie tak uruchomione w kopalniach instalacje łączności radiowej, z uwagi na ukształtowanie wyrobisk, mają strukturę drzewiastą, przedstawioną na rys. 30.5 [4].

W stacji bazowej (BS) instaluje się pary radiotelefonów stacjonarnych po jednym dla każdego kanału. Jeden radiotelefon pracuje jako odbiornik (f_1) a drugi jako nadajnik (f_2). Oba radiotelefony są sprzężone odpowiednim interfejsem. Radiotelefony w tym systemie pracują zawsze na dwóch częstotliwościach radiowych. Radiotelefon ruchomy (RT rys. 30.5) nadaje na częstotliwość f_1 , Jego sygnał jest odbierany przez radiotelefon odbiorczy stacji bazowej, a sygnał akustyczny jest przekazywany do radiotelefonu nadawczego. Radiotelefon nadawczy nadaje na częstotliwość f_2 , która jest wprowadzana do przewodu promieniującego. Sygnał o częstotliwości f_2 jest odbierany przez wszystkie radiotelefony pracujące na kanale odbiorczym wykorzystującym częstotliwość f_2 . W systemie tym każdy kanał radiowy przyporządkowuje się dla konkretnego zastosowania (np. grupa radiotelefonów dla przewozu, dozoru, szybów).



Rys. 30.5 Schemat systemu radiokomunikacji z przewodem promieniującym

W systemie trakingowym sterownik systemu przyporządkowuje wolny kanał radiowy dla konkretnego celu. Dla funkcjonowania systemu trakingowego niezbędny jest kanał sterujący (cyfrowy). W kopalniach miedzi wykorzystuje się otwarty standard analogowego systemu trakingowego typu MPT 1327 (system DOTRA) [11].

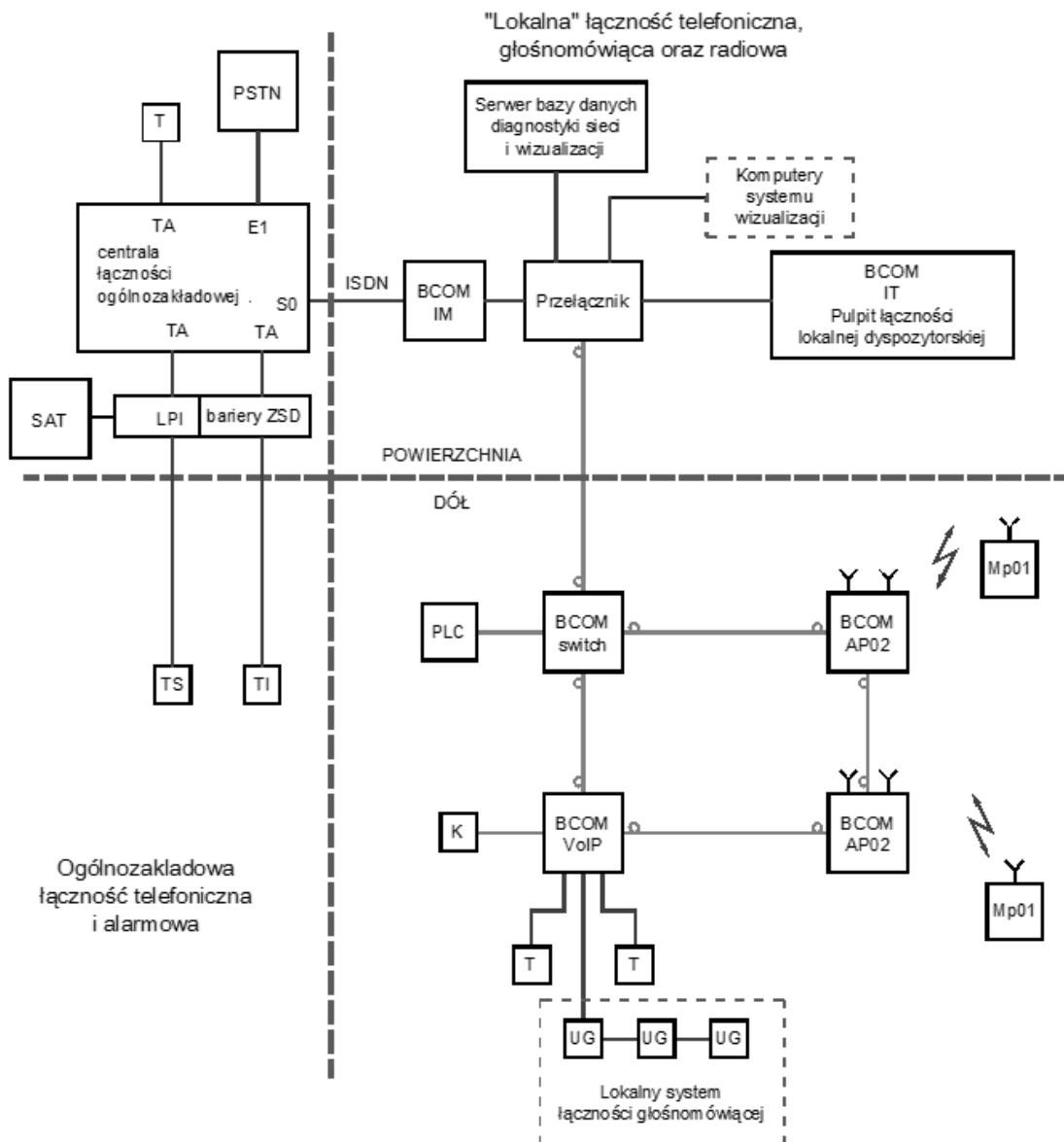
30.9 SYSTEMY WYKORZYSTUJĄCE BEZPRZEWODOWE SIECI KOMPUTEROWYCH (WLAN)

W ostatnich latach bardzo intensywnie prowadzone są również prace z systemami radiokomunikacyjnymi wykorzystującymi bezprzewodowe sieci komputerowe (WLAN). Realizacja tego rozwiązania wykorzystuje standard IEEE 802.11x bezprzewodowych sieci komputerowych w pasmach 2,4 i 5 GHz. W wyrobiskach górniczych instaluje się sieci punktów dostępowych (AP) tworzących bezprzewodową sieć komputerową dostępną dla urządzeń przenośnych (przewożnych) w zakresie transmisji głosu (telefonia VoIP) i danych technologicznych z samojezdnych maszyn i urządzeń górniczych. Aktualnie w kilku kopalniach zrealizowano wiele tego rodzaju instalacji wykorzystujących do transmisji sygnałów sieci komputerowe z protokołami IP. W kopalniach JSW SA. eksploatowane są najczęściej systemy BCOM⁹ firmy Becker. W systemach tych wykorzystywane są następujące urządzenia rys. 30.6 [2, 12]:

- Przełącznik BCOM SWITCH8 z ośmioma ethernetowymi portami światłowodowymi.
- Bramka VoIP typu BCOM-VoIP z ethernetowymi portami światłowodowymi i portami dla telefonów analogowych.
- Punkt dostępowy typu BCOM-AP02 z ethernetowymi portami światłowodowymi i dwoma kartami WLAN (802.11 a/b/g) z możliwością pracy w pasmach 2,4 GHz i 5 GHz.

⁹ BCOM – Becker Communication

- Telefon bezprzewodowy VoWLAN¹⁰ typu BCOM Phone MP01 wykorzystujący protokół SIP¹¹.



Rys. 30.6 Schemat blokowy systemu BCOM firmy BECKER

Wymienione elementy (z wyjątkiem telefonu) przystosowane są do pracy w sieciach światłowodowych, a porty światłowodowe są certyfikowane jako przeciwybuchowe opisane, co pozwala na ich stosowanie w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem.

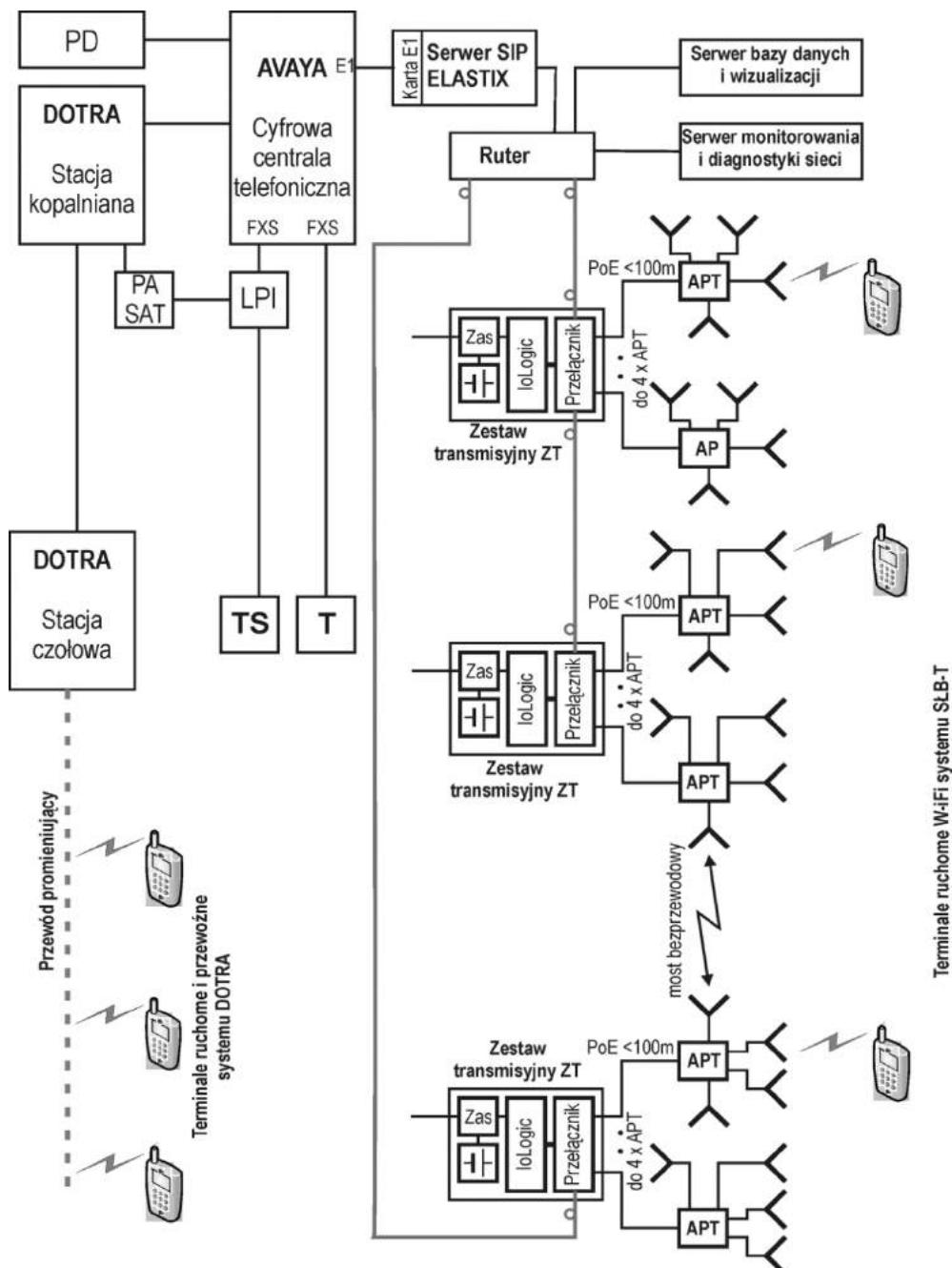
Aktywne urządzenia światłowodowe takie jak przełączniki, bramki VoIP, czy punkty dostępowe, są połączone parami włókien światłowodowych tworząc sieć o

¹⁰ ang. *Voice over Wireless Local Area Network* – wykorzystanie bezprzewodowej sieci komputerowej (wg standardu 802.11) do transmisji rozmów telefonicznych

¹¹ SIP - ang. *Single Initiation Protocol* – jeden z protokołów używanych w telefonii VoIP

strukturze zależnej od struktury przestrzennej kopalni oraz od rozmieszczenia sterowników (PLC rys. 30.6) urządzeń dołowych, które mają być monitorowane, telefonów dołowych (T) oraz urządzeń łączności głośnomówiącej (UG).

System ten zapewnia łączność (realizowaną w technologii VoIP) pomiędzy urządzeniami dołowymi: telefonami analogowymi (T), telefonami przenośnymi VoIP (Mp01), urządzeniami głośnomówiącymi (UG), a pulpitami łączności dyspozytorskiej (BCOM-IT) w dyspozytoriach zakładowych na powierzchni.



Rys. 30.7 Schemat blokowy systemu SŁB-T w powiązaniu z systemem łączności telefonicznej (AVAYA), alarmowej (SAT) oraz systemem łączności radiowej DOTRA.

IoLogic – moduł kontrolno-pomiarowy, Zas – zasilacz, APT – punkt dostępowy, T – telefon, TS – telefon sygnalizator, LPI – bariera systemu SAT, PD – pulpit dyspozytorski centrali AVAYA, PA SAT – pulpit alarmowy systemu SAT

Serwer SIP (BCOM IM) może być również wyposażony w interfejs (w tym przypadku ISDN S0) dla połączenia z centralą telefoniczną, co umożliwia połączenie abonentów telefonii VoIP z abonentami centrali telefonicznej ogólnozakładowej.

W kopalniach rud miedzi przeprowadzono pomyślne próby z systemem łączności bezprzewodowej typu SŁB-T firmy TIMLER z Nowego Sącza (rys. 30.7). System ten składa się z:

- Stojaka urządzeń stacyjnych systemu zawierającego miedzy innymi: router, serwer SIP, serwer monitorowania i diagnostyki i stanowiska nadzoru nad systemem (komputer systemu wizualizacji).
- Punktów dostępowych (APT), zapewniających dostęp do wydzielonej sieci Ethernet za pomocą bezprzewodowego nośnika transmisyjnego. Punkt dostępowy jest również „mostem” łączącym sieć WLAN z siecią LAN. Posiada on dwa interfejsy sieciowe: bezprzewodowy (Wi-Fi) i przewodowy (Ethernet).
- Punktów węzłowych (nazywanych przez Producenta zestawami transmisyjnymi ZT) wyposażonych między innymi w przełącznik z portami światłowodowymi, moduł kontrolno-pomiarowy z wejściami cyfrowymi, zasilacz prądu stałego 24 V z podtrzymaniem baterijnym i sterownikiem ładowania baterii, zasilacz PoE¹². Moduł kontrolno-pomiarowy jest wykorzystywany do monitorowania stanu zasilania zestawu transmisyjnego ZT (zasilanie główne, zasilanie baterijne, błąd ładowania baterii, bateria rozładowana). Do zestawu transmisyjnego ZT można przyłączyć kablem FTP do 4 punktów dostępowych APT. Zasilanie APT jest zrealizowane kablem FTP jako PoE.
- Telefonów VoIP zainstalowanych np. na maszynach samojezdnych.

Zestawy transmisyjne ZT są włączone do dołowej światłowodowej sieci teletransmisyjnej. Na serwerze SIP jest uruchomione oprogramowanie ELASTIX.

30.10 WNIOSKI

Rozległość wyrobisk podziemnych, ciągła zmiana frontów eksploatacyjnych, tras odstawy urobku, dostaw materiałów, a także sposób przemieszczania się załogi w wyrobiskach, wymagają stosowania, w wielu rejonach radiowych systemów telekomunikacyjnych które:

- poprawiają organizację pracy, skracając czas usuwania awarii, a także w znaczny sposób przyspieszają stosowne reakcje na zakłócenia w pracy urządzeń,
- podnoszą stan bezpieczeństwa ludzi dzięki bezprzewodowej łączności indywidualnej, grupowej oraz możliwości lokalizacji użytkownika lub maszyny,
- umożliwiają szybki kontakt z górnikami co znacznie usprawnia wycofanie załogi w przypadku wystąpienia zagrożenia.

Dotychczasowe doświadczenia przy wdrażaniu w kopalniach radiowych systemów łączności z przewodem promieniuującym oraz systemów wykorzystujących standardy

¹² PoE - ang. *Power over Ethernet*

dedykowane dla sieci komputerowych standardu IEEE 802.x jak np. LAN, WLAN, WPAN są bardzo obiecujące i obecnie w tym kierunku będzie zmierzał rozwój telekomunikacji górniczej.

LITERATURA

1. P. Gajewski, S. Wszelak, Technologie bezprzewodowe sieci teleinformatycznych. Wydawnictwo Komunikacji i Łączności. Warszawa, 2008.
2. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, P. Wojtas, Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2011.
3. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, Systemy radiokomunikacji z kablem promienującym w kopalniach podziemnych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2010.
4. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, Analiza możliwości odpalenia zapalników elektrycznych przez system radiokomunikacyjny z kablem promienującym w kopalniach podziemnych. Przegląd Telekomunikacyjny, Wiadomości Telekomunikacyjne 2013, nr 6.
5. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, Nowe rozwiązania systemów radiokomunikacyjnych dla kopalń podziemnych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria Górnictwo. Gliwice, 2006, zeszyt 274.
6. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, Wybrane problemy radiokomunikacji w podziemiach kopalń. Przegląd Telekomunikacyjny i Wiadomości Telekomunikacyjne 2009 nr 6.
7. Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych. Praca zbiorowa pod red.: A. Wojaczek, A. Dyczko, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2015.
8. RMT 2007. Rozporządzenie Ministra Transportu z dnia 3 lipca 2007 r. w sprawie urządzeń radiowych nadawczych i nadawczo-odbiorczych, które mogą być używane bez pozwolenia radiowego. Dz. U. z 2007 nr 138, poz. 972.
9. RRM 2005. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 29 czerwca 2005 r. w sprawie Krajowej Tablicy Przeznaczeń Częstotliwości. Dz. U. z 2005 r. nr 134 poz. 1127.
10. A. Wojaczek, Wpływ środowiska technicznego kopalń podziemnych na transmisję sygnałów w dołowych sieciach telekomunikacyjnych Wyd. Politechniki Śl. Gliwice 2014.
11. A. Wojaczek, Wykorzystanie przewodu promieniującego w systemie lokalizacji pojazdów w kopalniach. Przegląd Górniczy. 2014 nr 1.
12. www.beckerwms.com

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr hab. inż. Antoni Wojaczek
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa
ul. Akademicka 2A, 44-100-Gliwice, Polska
e-mail: awojaczek@polsl.pl

mgr inż. Adam Wojaczek
ul. Rymera 177, 44-310 Radlin, Polska
e-mail: adam@wojaczek.net

SYSTEMY RADIOWE W KOPALNIACH PODZIEMNYCH

Streszczenie: Omówiono wybrane systemy radiowe stosowane w zakładach górniczych, w tym przede wszystkim te, które wykorzystują propagację swobodną oraz kierunkową z przewodem promieniującym. Przedstawiono także systemy wykorzystujące standardy sieci WLAN w kopalniach.

Słowa kluczowe: telekomunikacja w górnictwie, radiokomunikacja, przewód promieniujący, sieci bezprzewodowe

UNDERGROUND RADIO COMMUNICATION SYSTEMS

Abstract: Described selected radio systems used in mining, including in particular those that use free propagation and directional one with leaky feeder cable. Also presented systems based on standard WLAN in the mines.

Key words: telecommunications in mining, radio communication, leaky feeder cable, wireless networks

31

RYZYKO PRZEDSIĘBIORCY PROWADZĄCEGO DZIAŁALNOŚĆ GÓRNICZĄ ZWIĄZANE Z ZATRUDNIANIEM PRACOWNIKÓW

3.1 UWAGI WSTĘPNE

Zarządzanie przedsiębiorstwem jest związane z ponoszeniem przez przedsiębiorcę różnorakich ryzyk. Jednym z nich, jak się wydaje niezwykle istotnym, jest ryzyko związane z zatrudnianiem pracowników. Dotyczy ono systemów prawnych wszystkich państw demokratycznych. Jednak przyjmowane w poszczególnych państwach konkretne rozwiązania nie są jednolite, a tym samym różny jest poziom ponoszonego przez pracodawców ryzyka. Problem ten wyraźnie widać w polskim systemie prawnym, gdzie niektóre przepisy oparte są jeszcze na stosunkach prawnych i gospodarczych sprzed transformacji ustrojowej i powodują, że ponoszone przez pracodawcę ryzyko, w niektórych obszarach, ma charakter specyficzny. Przyjmuje się w polskiej doktrynie prawa pracy, iż obejmuje ono ryzyka: techniczne, gospodarcze, socjalne i osobowe. Problematyka ta została dosyć dobrze zbadana i nie wywołuje większych kontrowersji [6, 9, 15 17]. Jednak dynamicznie zmieniająca się rzeczywistość (przede wszystkim zmiany gospodarcze i społeczne) powoduje, że chyba nadszedł moment, aby rozważyć czy ukształtowany paradygmat powinien być jeszcze aktualny. Nie sprawiają większych problemów dwa pierwsze z wymienionych ryzyk. Stosunek pracy jest tak ukształtowany przez prawo, że pracodawca jest tym podmiotem, który odpowiada zarówno za właściwe przygotowanie środków produkcji (ryzyko techniczne), jak również efektywność prowadzonych przedsięwzięć i uzyskanie odpowiedniego wyniku ekonomicznego (ryzyko gospodarcze). On też ponosi, i to nawet wtedy, kiedy dołoży należytej staranności, praktycznie rzecz biorąc wszelkie konsekwencje możliwych przecież niepowodzeń. Pomimo tego, że pracodawca poniesie stratę powinien regulować wszelkie zobowiązania wynikające z prowadzonej działalności, a przede wszystkim wypłacać pracownikom wynagrodzenie. Jednak trochę inaczej wygląda problem, gdy weźmiemy pod uwagę dwa pozostałe ryzyka (przede wszystkim osobowe). Nie ma większego znaczenia, że do opisanych wyżej niepowodzeń przyczynił się także pracownik. Co prawda, przepisy Kodeksu pracy w pewnym zakresie chronią pracodawcę (brak konieczności wypłaty wynagrodzenia za pracę wadliwie wykonaną, czy możliwość dochodzenia odszkodowania od pracownika za poniesioną

szkodę), to jednak w zdecydowanej większości przypadków nie zrekompensują całkowitej straty, nie mówiąc już o utraconych korzyściach. Co więcej, pracodawca ma niewielkie możliwości, aby wspomniane ryzyko osobowe zminimalizować. Jest to związane także z tym, iż żyjemy w państwie demokratycznym, które przyznało człowiekowi, obywatełowi, jednostce (także pracownikowi) szeroki katalog wolności i praw obywatelskich (także pracowniczych), a te często kolidują z interesem pracodawców. Pracownicy są coraz bardziej świadomi i w coraz większym stopniu potrafią domagać się respektowania przysługujących im praw. Nie bez znaczenia jest też fakt, że uprawnienia tych strzegą coraz skuteczniej organy sprawujące nadzór przestrzeganiem praw pracy i sądy. Mam na myśli chociażby obowiązek zapewnienia bezpiecznych i higienicznych warunków pracy, ochronę prywatności, wąski katalog danych osobowych, który może przetwarzać pracodawca, nie zawsze precyzyjne i zrozumiałe przepisy dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy, czy też kontrowersyjne zasady funkcjonowania związków zawodowych. Wiąże się to także z coraz częstszymi przypadkami roszczeń ze strony pracowników pod adresem pracodawcy (np. z tytułu wypadku przy pracy, choroby zawodowej, molestowania, czy mobbingu). Oczywiście tego typu spory rozstrzygają niezawisłe sądy, ale w niektórych przypadkach ukształtowana linia orzecznica jest co najmniej dyskusyjna. Stosunkowo często pracodawca jest bezradny i właściwie nie ma możliwości uchylenia się od odpowiedzialności. Także w sytuacji, gdy podstawy roszczenia są wątpliwe, a pracownik perfekcyjnie wykorzystuje nieprecyzyjne prawo i nie zawsze racjonalne orzecznictwo.

Podstawowym celem niniejszego opracowania jest analiza poziomu ryzyka ponoszonego przez pracodawców w polskim systemie prawnym, wskazanie najistotniejszych odrębności od rozwiązań obowiązujących w Unii Europejskiej i rozważenie czy zmiany społeczne, gospodarcze i prawne, które dokonały się i dokonują cały czas w naszym kraju nie powinny być podstawą do rewizji dotychczasowego sposobu myślenia, a tym samym do zmiany rozwiązań prawnych, dzięki którym pracodawca miał większą niż dotychczas możliwość minimalizowania tego ryzyka.

31.2 ISTOTA RYZYKA

O ryzykownym zachowania w potocznym znaczeniu mówimy wtedy, gdy podejmujemy działania, których wynik jest niepewny, a które mogą przyczynić się do tego, że poniesiemy stratę. Często jednak z podejmowanym ryzykiem skorelowana jest możliwość uzyskania korzyści, których nie uzyskalibyśmy, gdyby ryzyko nie zostało podjęte. Ryzykuje ten, kto podjął się trudnego lub niebezpiecznego zadania, którego wynik nie jest pewny i w przypadku niepowodzenia może stracić np. pieniądze, zdrowie, czasem nawet życie. Jednak po pokonaniu trudności i pomyślnym dobrnięciu do końca może uzyskać wartości, np. sławę, prestiż, powszechny szacunek, których bez podjętego ryzyka nie uzyskałby nigdy [14]. Bardzo istotnym elementem bezpośrednio związanym z podejmowanym ryzykiem jest prawdopodobieństwo powodzenia przedsięwzięcia. Charakterystyczna jest odwrotnie proporcjonalna zależność. Im większe prawdopodobieństwo, że podjęte działanie przyniesie żądany efekt, tym mniejsze

związane z nim ryzyko i odwrotnie. Podejmując próbę sformułowania istotowej definicji ryzyka pracodawcy rozpocząć należy od znaczenia, jakie nadawane jest wyrazowi „ryzyko”. W języku ogólnym pojęcie ryzyka wiązane jest z przedsięwzięciem, którego wynik jest nieznany, niepewny, problematyczny. Ryzyko to możliwość (niebezpieczeństwo), że coś się uda albo nie uda, przy czym niepowodzenie przedsięwzięcia wiąże się dla osoby, która ryzyko podjęła z pewnymi negatywnymi konsekwencjami: „Ryzyko to działanie, które wiąże się z pewnym niebezpieczeństwem i może przynieść niekorzystne lub niepożądane skutki” [1]. Takie związki frazeologiczne jak „ponosić ryzyko”, „brać na siebie ryzyko” tłumaczy się jako „ponosić odpowiedzialność za szkody i straty wynikłe z przypadków losowych, brać na siebie odpowiedzialność za szkody i straty”. Pojęcie ryzyka jest związane przede wszystkim z elementem niepewności, która zawiera w sobie pewien ładunek oceny negatywnej i w pewnym sensie podkreślając niepożądany charakter mogącej wystąpić okoliczności. „Ryzyko jakiegoś niekorzystnego lub niepożądanego zdarzenia to możliwość, że ono nastąpi” [3]. W rezultacie o ponoszeniu ryzyka można mówić w zakresie, w jakim jeden z podmiotów uczestniczących w przedsięwzięciu ponosi negatywne konsekwencje jego niepowodzenia, wywołanego przyszłymi i niepewnymi okolicznościami, które są od niego niezależne [7]. Element niepewności, towarzyszący praktycznie wszystkim stosunkom społecznym. Musi je brać pod uwagę również ustawodawca, co znajduje wyraz w prawnej regulacji konsekwencji zdarzeń, które zakłócają prawidłowy przebieg procesów społecznych oraz funkcjonowanie różnych instytucji prawa publicznego i prywatnego [10].

W doktrynie prawa pracy podnosi się (dokonując jeszcze innego podziału), że ryzyko wystąpienia okoliczności niekorzystnych z punktu widzenia interesu pracodawcy (częściowo też pracownika) występuje na trzech płaszczyznach. Jako ryzyko faktyczne, czyli możliwość wystąpienia niepożądanego wydarzenia: np. wypadku przy pracy, choroby zawodowej, awarii linii technologicznej, co w konsekwencji spowoduje, że pracodawca nie osiągnie zamierzonych celów. Drugą płaszczyzną jest ryzyko prawne, które w przypadku zaistnienia opisywanych wyżej (lub innych) zjawisk zainicjuje możliwość wystąpienia konsekwencji prawnych (wypłata odszkodowań, konieczność zapłaty za naprawę urządzeń, itp.). I w końcu ryzyko to może być rozumiane jako ryzyko normatywne, czyli sam potencjalny lub zaktualizowany obowiązek prawnego. Podział typów ryzyka dokonał Walerian Sanetra, który ryzyko normatywne zdefiniował jako obowiązek prawnego wyznaczony przez określone normy prawa, ryzyko prawne jako samą możliwość powstania określonego obowiązku prawnego (lub utraty określonych praw), natomiast ryzyko faktyczne jako możliwość powstania określonych ujemnych skutków faktycznych (szkód) [13]. Reasumując można stwierdzić, iż ryzyko pracodawcy kształtowane jest w procesie stanowienia i stosowania prawa i ma charakter wielopłaszczyznowy. Tym bardziej w chwili obecnej, kiedy system prawnego ma charakter multicentryczny, a na ostateczny kształt przyjmowanych w poszczególnych państwach rozwiązań decydujący wpływ ma prawo wspólnotowe [9]. Uzasadnienie takiego kształtu tego ryzyka jest oczywiste i ma także wymiar historyczny. Pracodawca jest stroną

silniejszą stosunku prawnego (pracownik jest stroną podporządkowaną w procesie pracy), jakim jest stosunek pracy i trudno byłoby opisywanymi niżej rodzajami ryzyka obciążać, chociażby w równym stopniu, pracownika. Jednak, jak już wspomniano, pomimo obowiązku implementacji przepisów prawnych Unii Europejskiej do wewnętrznych systemów prawnych, w tym zakresie nie ma jednolitych regulacji i dopuszczalne są odrębności, które mają wpływ na ostateczny kształt ponoszonego ryzyka. Przykładem takiego państwa jest Polska, gdzie jeszcze stosunkowo duży wpływ na ponoszone przez pracodawcę ryzyko, już mniej w przestrzeni formalnej, ale stosunkowo często jeszcze w przestrzeni mentalnej, mają rozwiązania prawne stosowane w okresie gospodarki centralnie sterowanej, gdzie pracodawcą, w znakomitej większości, było państwo, a ochronie podlegało mienie społeczne, nie prywatne. Widać to chociażby analizując zasady funkcjonowania związków zawodowych. Obowiązujące rozwiązania prawne przyjęte w 1991 roku na fali zmian ustrojowych nijak nie przystają do dzisiejszej rzeczywistości. W dużych państwowych przedsiębiorstwach utrzymanie związków zawodowych (przede wszystkim etatów działaczy związkowych) kosztuje rocznie wiele milionów złotych [19]. Nie ulega żadnej wątpliwości, iż te mankamenty polskiego systemu prawnego mogą mieć duży, niekiedy decydujący wpływ na ponoszone przez pracodawcę ryzyko, a tym samym decydować o braku opłacalności prowadzenia działalności gospodarczej.

3.1.3 RYZYKO TECHNICZNE

Przyjmuje się, że ryzyko techniczne jest to ponoszenie przez pracodawcę ujemnych konsekwencji związanych z wszelkimi zakłóceniami w procesie wykonywania pracy, także w przypadku, gdy nikt się do tych zakłóceń nie przyczynił, a są wynikiem działania siły wyższej [9]. Pracownik w takiej sytuacji zachowuje prawo do wynagrodzenia, nawet gdy nie świadczy pracy, ale jest gotowy do jej wykonywania. O ile jednak przyczyny jej niewykonywania nie są z nim związane. Ryzyko to dotyczy praktycznie wszystkich przypadków zakłócenia procesu pracy, np. uszkodzenie maszyny lub urządzenia, brak energii elektrycznej, niekorzystne warunki atmosferyczne, itp. Takim ryzykiem obciążony jest też w części pracownik, gdyż za okres niewykonywania pracy w takiej sytuacji nie otrzymuje pełnego wynagrodzenia, tylko tzw. wynagrodzenie postojowe, określone w art. 81 Kodeksu pracy. Tym nie mniej główny ciężar tego ryzyka obciąża pracodawcę. Nie produkuje, często obciążony jest koniecznością poniesienia dodatkowych kosztów związanych z naprawą, wymianą elementów stanowiących ciąg technologiczny i częściowo musi wypłacić pracownikom wynagrodzenie. Gwałtowny rozwój techniki i technologii wykonywania pracy to ryzyko może zmniejszyć, ale nigdy go nie wyeliminuje. Przy czym należy zauważyc, iż czym lepsze, doskonalsze i bardziej niezawodne urządzenia, tym droższe, a tym samym ich zakup bardziej obciąża pracodawcę. Innym problemem jest to, że coraz lepsze maszyny wymagają coraz lepszej i precyzyjniejszej obsługi, co wiąże się ze czasochłonnymi szkoleniami załogi, które też kosztują. Oczywiście, te nowoczesne maszyny i urządzenia odpowiednio wykorzystane są wydajniejsze i precyzyjniejsze, więc przy ich pomocy można wyprodukować więcej,

lepszej jakości dóbr, a tym samym więcej zarobić. Istnieje jednak także w tym względzie dodatkowe ryzyko. Nieumiejętna, wadliwa obsługa przez pracowników może spowodować uszkodzenie, awarię maszyn i urządzeń powodując istotne straty. Nie bez znaczenia, o czym już wspomniano, jest też rozwój ochrony wolności i praw człowieka i obywatela co w istotny sposób wpływa także na stosunki pracy. Mam na myśli przede wszystkim obowiązek zapewnienia pracownikowi bezpiecznych i higienicznych warunków pracy (Art. 66 ust.1 Konstytucji RP), ale także związaną z nimi konieczność zapewnienia pracownikom odpowiedniego okresu odpoczynku (Art. 66. ust.2 Konstytucji RP), jak również przyznanie pracownikowi uprawnienia do odstąpienia od wykonywania pracy, jeżeli warunki pracy są niezgodne z przepisami i zasadami prawa pracy (Art. 210 Kodeksu pracy).

Rozkład ryzyka towarzyszącego zakłóceniom, które mają swoje źródło w funkcjonowaniu zakładu pracy, a nie są związane z pracownikiem, uwzględnia nie tylko potrzebę socjalnej ochrony pracownika, lecz, przede wszystkim, pozycję stron w kontekście wpływu na powstanie przeszkody [9]. To pracodawca decyduje o sposobie wykonywania pracy i dysponuje wszelkimi instrumentami mającymi wpływ na stosowane rozwiązania organizacyjne, także stosowane instrumenty zabezpieczające mające zminimalizować ryzyko zakłóceń. Pracownik w tym względzie nie ma żadnych uprawnień, wykonuje jedynie polecenia pracodawcy. Nie bez znaczenia przy podziale tego ryzyka ma też fakt, że pracownik w czasie, w którym pozostaje w dyspozycji pracodawcy nie ma możliwości uzyskiwania dochodów i obciążanie go tym ryzykiem na podobnym jak pracodawcę poziomie byłoby nieuzasadnione. Należy przy tym uwzględnić, że w sytuacji zakłócenia normalnego procesu wykonywania pracy, pracodawca ma możliwość minimalizowania skutków związanego z tym przestojem i powierzyć pracownikowi wykonywanie innej pracy.

Reasumując, najistotniejszym elementem ryzyka technicznego jest fakt obciążenia podmiotu zatrudniającego następstwami zaliczenia do czasu pracy pracownika, nie tylko okresów faktycznego wykonywania pracy, ale również okresów jej nieświadczania, w czasie których pracownik pozostawał w dyspozycji pracodawcy [11].

31.4 RYZYKO GOSPODARCZE

Pracodawca zobowiązany jest do realizacji swego podstawowego obowiązku względem pracownika – wypłaty wynagrodzenia za pracę, niezależnie od swej kondycji gospodarczej. Nie ma w tym względzie znaczenia, czy uzyskał dobry wynik ekonomiczny, czy też ma stratę. Nawet w sytuacji, kiedy jego sytuacja finansowa jest bardzo zła, jest obowiązany wypłacić pracownikom wynagrodzenie. Jeżeli tego nie wykonuje popełnia wykroczenie. W niektórych przypadkach, kiedy tego obowiązku nie wykonuje uporczywie albo, kiedy nie wykonuje w tym zakresie orzeczenia sądu, popełnia przestępstwo (np. art. 218 i 219 Kodeksu karnego). Wynika więc z tego, że ryzyko gospodarcze jest związane sytuacją podmiotu zatrudniającego, który ma obiektywną możliwość realizacji założonych celów, jednak jest ono utrudnione ze względu na brak zapotrzebowania na efekty wykonywanej pracy, z czym mogą wiązać

się określone perturbacje finansowe [18]. Nie ma znaczenia z punktu widzenia obowiązku wypłaty pracownikom wynagrodzenia przyczyna złej sytuacji ekonomicznej. Może to być na przykład obniżenie popytu na wytwarzane dobra, niższa konkurencyjność wytwarzanych produktów, bądź zła ich jakość. Pracownik nie ponosi skutków takich zdarzeń. Jego zarobek nie powinien ulec z tego powodu zmniejszeniu, że nie został osiągnięty ilościowy lub jakościowy wynik produkcji, jak również dlatego, że zysk pracodawcy uległ zmniejszeniu albo podmiot zatrudniający poniósł stratę. W ten sposób konsekwencje niepożądanych zjawisk obciążają podmiot zatrudniający [9].

Jednak są od tej zasady wyjątki. Przepisy prawne dopuszczają możliwość takiego ukształtowania systemu wynagradzania niektórych pracowników, że jego część uzależniona jest od uzyskanego wyniku ekonomicznego, a tym samym umożliwiają obciążeniu tym ryzykiem także te grupy pracownicze. Dotyczy to z reguły pracownikach na stanowiskach kierowniczych lub związanych ze sprzedażą produktów. Część wynagrodzenia (czasem istotna) jest powiązana z wynikiem ekonomicznym uzyskanym przez pracodawcę (np., premia od zysku, premia od ilości sprzedanych produktów). Dodać należy, iż funkcjonują instytucje prawne, które nie eliminują ryzyka gospodarczego pracodawcy, ale chronią przed nim pracowników. W przypadku niewypłacalności pracodawcy, pracownicy mogą ubiegać się wypłatę zaległych wynagrodzeń przez fundusz gwarantowanych pracowniczych. Pracownik zostanie zaspokojony, ale pracodawca zostaje dłużnikiem funduszu i będzie i tak musiał swoje zobowiązanie wykonać (zgodnie z postanowieniami Ustawy z dnia 13 lipca 2006 r. o ochronie roszczeń pracowniczych w razie niewypłacalności pracodawcy, Dz. U nr 158, poz. 1121, z późn. zm.). Poziom tego ryzyka jest porównywalny w państwach europejskich i nie tu istotnych różnic.

31.5 RYZYKO SOCJALNE

Rzyko socjalne polega na tym, iż w niektórych sytuacjach, na mocy przepisów powszechnie obowiązujących, pracodawca jest obowiązany wypłacić pracownikowi wynagrodzenie, pomimo tego, że ten nie świadczy pracy [5]. Dochodzi w tym przypadku do naruszenia zasady, iż stosunek pracy ma charakter zobowiązania dwustronnego, gdyż pracownik pomimo faktu, iż w pewnym okresie pracy nie świadczy otrzymuje od pracodawcy wynagrodzenie [8]. Nie dotyczy to oczywiście każdej sytuacji, kiedy pracownik nie świadczy pracy, lecz tylko takich, które zostały określone *expresis verbis* przez przepisy prawa powszechnie obowiązującego. Przede wszystkim mam na myśli okresy usprawiedliwionej, i płatnej absencji pracownik absencji pracownika (dotyczy to np. obowiązku wypłaty wynagrodzenia dla chorego pracownika 33 dni w roku kalendarzowym, później zasiłek chorobowy, przerwy pracy, kobiety w ciąży, zwolnienia od pracy na skutek zdarzeń losowych, prawo do dni wolnych, itp.). Podnosi się w doktrynie, iż ryzyko socjalne obejmuje niżej wyszczególnione rodzaje ryzyk: ryzyko choroby (wyłącznie jako okresowa niezdolność do pracy), ryzyko macierzyństwa, ryzyko wypadku przy pracy, ryzyko przejściowej niemożności świadczenia pracy (spowodowane innymi przyczynami) [8]. Dodać należy, iż zakres tego ryzyka jest różny i

zależy od wielu czynników. Pracodawca nie jest przewidzieć jego zakresu, a tym samym nie jest się w stanie przed nim zabezpieczyć. W zależności od wielu czynników (np. takich jak: wiek pracowników, płeć, rodzaj wykonywanych przez pracowników czynności, liczba zatrudnionych pracowników) skala zjawiska może być dla pracodawcy dużym obciążeniem, a w niektórych przypadkach skutki jego występowania mogą być mogą być pomijalne [13]. Ryzyko to wiąże się nie tylko z koniecznością wypłaty wynagrodzenia za okres usprawiedliwionej absencji pracownika, gdyż nawet kiedy dotyczy to absencji nieobciążającej pracodawcy, brak pracownika na stanowisku pracy może być istotnym problemem. Może to spowodować konieczność zastąpienia pracownika innym pracownikiem (np. zatrudnienie innego pracownika w godzinach nadliczbowych), a w skrajnych przypadkach może przyczynić się do niemożliwości realizacji umowy z innym podmiotem i narażenia się na zapłatę kary z tytułu niewykonania zobowiązania.

Innym problemem dla pracodawcy związanym z tym ryzykiem jest z istnieniem opiekuńczej funkcji prawa pracy, która przejawia się pod postacią szczególnej ochrony pracowników przed rozwiązaniem stosunku pracy. Ten rodzaj ryzyka, z niewielkimi odrębnościami, dotyczy praktycznie wszystkich państw Unii Europejskiej, jednak dwa elementy tego rodzaju ryzyka istotnie się w Polsce różnią. Pierwszym są zasady funkcjonowania związków zawodowych, gdyż praktycznie wszystkimi kosztami ich funkcjonowania jest w naszym kraju obarczony pracodawca. Począwszy od obowiązku udostępnienia organizacji zakładowej pomieszczenia oraz urządzeń technicznych, a w szczególności telefonu, faksu, kopiarki itp. (Art. 33.ust. 1 Ustawy z 23 maja 1991 roku o związkach zawodowych, tekst jednolity, Dz. U z 2014 r., poz. 167 z późn. zm.), poprzez udział organizacji związków zawodowych w wykorzystaniu środków zgromadzonych w Zakładowym funduszu świadczeń socjalnych (Art. 8 ust.1 Ustawy z dnia 4 marca 1994 r. o zakładowym funduszu świadczeń socjalnych, Tekst jednolity Dz. U 2015, poz. 111), do elementu chyba najbardziej obciążającego pracodawcę, a mianowicie finansowania kosztów zwolnienia z obowiązku świadczenia pracy w czasie wykonywania obowiązków wynikających z działalności związkowej. Dużym problemem dla pracodawców na linii współpracy ze związkami zawodowymi jest też niekiedy ochrona działaczy związkowych przed rozwiązaniem stosunku pracy. Pracodawca bez zgody zakładowej organizacji związkowej nie może wypowiedzieć ani rozwiązać umowy o pracę z chronionym pracownikiem. Nie ulega żadnej wątpliwości, że taka ochrona jest potrzebna, gdyż działacz związkowy jest narażony w większym stopniu na konflikt z pracodawcą, aniżeli szeregowy pracownik. Ale ta ochrona nie powinna mieć bezwzględnego charakteru. Powinna obejmować jedynie sprawy z zakresu działalności związkowej (tak jak to jest uregulowane w niektórych przepisach Unii Europejskiej, por. Dyrektywa Rady 94/45/WE z dnia 22 września 1994 r. w sprawie ustanowienia Europejskiej Rady Zakładowej lub trybu informowania i konsultowania pracowników w przedsiębiorstwach lub w grupach przedsiębiorstw o zasięgu wspólnotowym, gdzie przedstawiciele pracowników nie mogą podlegać żadnej dyskryminacji w związku z legalnie pełnionymi funkcjami). W rzeczywistości, najczęściej obejmuje sprawy z

zakresu naruszenia przez działacza związkowego naruszenia dyscypliny pracy, a chyba nie zdarzył się przypadek, żeby organizacja związkowa wyraziła zgodę na rozwiążanie stosunku pracy ze swoim korzystającym ze szczególnej ochrony członkiem. Zdarzają się przypadki, że pracodawca skutecznie rozwiąże umowę o pracę z działaczem związkowym, nawet kiedy naruszy tryb ustalony w ustawie (brak zgody organizacji związkowej reprezentującej pracownika). Dotyczy to sytuacji, gdy pracownik dopuści się naruszenia zasad współżycia społecznego, a sąd uzna, że zgodnie z dyspozycją zamieszczoną w art. 8 Kodeksu pracy, nie korzysta z ochrony. Jednak nawet w takiej sytuacji może wiązać się to dla pracodawcy z licznymi perturbacjami. Dziwić się należy, iż dotychczas żaden z pracodawców czy też organizacji pracodawców nie zaskarżył tego przepisu do Trybunału Konstytucyjnego.

Przykładem drugiej odrębności mogą być przepisy ustawy o ubezpieczeniu społecznym z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych (Tekst jednolity, Dz. U z 2009 r., Nr 167, poz.1322, z późn. zm.). Ustawa zawiera legalną definicję wypadku przy pracy. Według niej jest to „nagle zdarzenie wywołane przyczyną zewnętrzną powodujące uraz lub śmierć mające związek z pracą” (ta definicja, praktycznie w tym samym brzmieniu, brakowało tylko przesłanki „uraz lub śmierć”, obowiązywała także przed 1989 rokiem). Najwięcej kontrowersji wywołuje przesłanka „przyczyny zewnętrznej”. Jest dosyć jednolicie rozumiana w piśmiennictwie prawniczym, pisze się, że powinna być to przyczyna niezwiązana ze stanem zdrowia poszkodowanego pracownika. Wykształtał się jednak także pogląd, iż przesłanka ta zostaje spełniona, kiedy warunki pracy przyczyniają się do uaktywnienia wewnętrznego schorzenia, ale tylko wtedy, gdy wysiłek fizyczny lub psychiczny jest nadmierny (Por. Wyrok Sądu Najwyższego, Izba Pracy, Ubezpieczeń Społecznych i Spraw Publicznych z dnia 8 czerwca 2010 r. I PK 29/10). Jednak na podstawie obserwacji można stwierdzić, iż stosunkowo często sądy orzekają, iż definicja wypadku przy pracy została spełniona, nawet wtedy, kiedy pracownik wykonywał zwykłe czynności, ale była to ciężka praca fizyczna (np. górnik pod ziemią, który przeszedł zawał mięśnia sercowego spowodowany zmianami miażdżycowymi). Można chyba zauważać taką prawidłowość, im cięższa praca fizyczna i im bliżej końca dniówka roboczej, tym prawdopodobieństwo uznania takiego zdarzenia za wypadek przy pracy jest większa. Problematyka ta była przedmiotem dyskusji na Seminarium z zakresu „Profilaktyki medycznej dla poszkodowanych w wypadach przy pracy (prewencja i rehabilitacja)”, które odbyło się w siedzibie koncernu RAG S.A. w Bottrop w dniu 22.06.2015 roku. Z przebiegu dyskusji wynikało, iż w Niemczech restrykcyjnie przestrzega się zasady, że uraz doznany na skutek wewnętrznego schorzenia nie wypadkiem przy pracy. Co prawda uznanie zdarzenia za wypadek przy pracy nie wywołuje bezpośrednich konsekwencji finansowych dla pracodawcy (oprócz ewentualnego podwyższenia składki na ubezpieczenie wypadkowe), ale otwiera pracownikowi drogę cywilnoprawną, a ta może być dla pracodawcy bardzo dotkliwa.

31.6 RYZYKO OSOBOWE

Pracodawca ponosi ryzyko błędnej polityki kadrowej i konsekwencje związanego z tym niewłaściwego doboru pracowników. Jeśli przyjmuje miernego pracownika to musi i tak mu wypłacić wynagrodzenie. Można mu wypowiedzieć umowę o pracę. Ale przez okres wypowiedzenia pracodawca ponosi konsekwencje błędnej decyzji (wypłaca wynagrodzenie). Jeżeli taki pracownik podlega szczególnej ochronie, a jest zatrudniony na umowę o pracę na czas nieokreślony, to problem jest dodatkowy, gdyż nie można takiemu pracownikowi umowy wypowiedzieć. Czasem to ryzyko jest związane nie z błędami w fazie rekrutacji, ale z pogorszeniem predyspozycji pracownika po jakimś czasie. Nawet w procesie rekrutacji pracowników pracodawca nie zawsze ma możliwość zabezpieczyć swoje interesy. Przykładem mogą być wstępne badania lekarskie. W przypadku niektórych zawodów, decyzję o stopniu szczególnowości badania podejmuje lekarz medycyny pracy przeprowadzający badanie. W większości przypadków nie jest on pracownikiem pracodawcy. Jeżeli popełni błąd (nie zauważ schorzenia), który może uwidoczyć się po wielu latach, to praktyczne całkowitą odpowiedzialność za to poniesie pracodawca. Na to pracodawca może nie mieć żadnego wpływu. Oczywiście pod warunkiem, że się do takiego stanu pracownika nie przyczynił stosując wobec pracownika np. mobbing. Przyjmuje się w doktrynie prawa pracy, że ryzyko osobowe wyraża się w odpowiedzialności pracodawcy za zachowania (działania i zaniechania) zatrudnionego pracownika [16]. Podnosi się, że ryzyko to dotyczy przede wszystkim niezawinionych błędów pracownika (w przypadku błędów zawiinionych pracodawca może domagać się od pracownika odszkodowania) [17]. Błędy to powinny być związane z poniesieniem przez pracodawcę szkody majątkowej [12]. Jak już wspomniano, wpływ na obecny kształt ryzyka pracodawcy mają również przemiany na rynku pracy związane z gospodarką wolnorynkową, ale także rozwój i coraz szersza ochrona wolności i praw człowieka i obywatela. Te czynniki przyczyniły się także do wyeksponowania i formalnego zdefiniowania nowych instytucji prawa pracy takich jak molestowanie, molestowanie seksualne i mobbing. W przypadku pojawienia się tych zjawisk pełną odpowiedzialność, zarówno finansową, ale także, niejednokrotnie istotniejszą – wizerunkową, ponosi pracodawca. Pomimo tego, że w wielu przypadkach nie ma w tym zjawisku żadnego udziału, gdyż dopuszczają się tego procederu jego pracownicy. Nie ulega chyba wątpliwości, że te instytucje poszerzają katalog ryzyka osobowego [4].

Stosunkowo nowym problemem, a moim zdaniem w istotny sposób wpływającym na poziom ryzyka ponoszonego przez pracodawcę, jest praktyczna realizacja zasady wolności wyboru miejsca pracy. Coraz częściej dochodzi bowiem do sytuacji (jeszcze niedawno bardzo rzadko spotykanej), że pracownik jest zatrudniony więcej niż u jednego pracodawcy. Rekordziści są zatrudnieni na kilkunastu etatach. Nie jest to jeszcze zjawisko powszechne, ale liczba osób pracujących w więcej niż jednym miejscu stale powiększa się. Właściwie zbadano przyczyny takiego stanu rzeczy. Czasem jest to chęć zabezpieczenia się na wypadek utraty „podstawowego” miejsca pracy, czasem dążenie do poprawy jakości życia i zamiar zabezpieczenia się na przyszłość, niekiedy pracoholizm. Sytuacja ta powoduje jednak czasem zagrożenia. Nie ulega wątpliwości, iż

praca bez umiarkowania wywołuje u człowieka przemęczenie, które praktycznie zawsze stanowi zagrożenie dla niego samego, ale co jeszcze gorsze, niekiedy także dla innych osób. Szczególnie dotyczy to sytuacji, kiedy pracownik wykonuje takie czynności, które mogą mieć bezpośredni wpływ nie tylko na jego zdrowie lub życie, ale przede wszystkim wtedy, jeżeli jego działanie może mieć bezpośredni wpływ na zdrowie lub życie innych ludzi. Pracodawca, poza niewielkim wyjątkami, nie może się temu przeciwstawić (zgoda pracodawcy na dodatkowe zatrudnienie jest wymagana w przypadku większości stanowisk urzędniczych. Innym ograniczeniem jest możliwość żądania przez „podstawowego” pracodawcę harmonogramu pracy u innego pracodawcy, tak aby ten podstawowy mógł dochować norm czasu pracy. Sytuacja ta dotyczy np. kierowców).

W polskim systemie prawnym, na co już wielokrotnie zwracano uwagę, pracodawca ponosi wszelkie ryzyko związane z zatrudnianiem pracowników, co oznacza, iż także w sytuacji, kiedy skrajnie zmęczony pracownik wyrządzi szkodę komukolwiek (innemu pracownikowi, innej osobie, innemu podmiotowi) zobowiązany do jej naprawienia jest pracodawca. Jeżeli pracownik wyrządzi szkodę pracodawcy, ten może domagać się od niego odszkodowania, ale jedynie do wysokości trzech miesięcznych wynagrodzeń pracownika. Chyba, że pracownik wyrządził szkodę wyrządził umyślnie, to wtedy pracodawca może domagać się naprawienia szkody w pełnej wysokości. W przypadku szkody wyrządzonej na skutek zmęczenia pracownika umyślność należy raczej wykluczyć. Rozwiążanie problemu nie jest to łatwe, gdyż pracownik może przyjść do pracy skrajnie wyczerpany z różnych powodów, nie tylko z powodu dodatkowej pracy zawodowej [2].

Nie bardzo też wiadomo w jaki sposób, zgodnie z art. 66 ust. 1 Konstytucji Rzeczypospolitej Polskiej, pracodawca powinien zapewnić pracownikom bezpieczne i higieniczne warunki pracy, jeżeli właściwie nie możliwości sprawdzenia, czy inny pracownik odpowiednio wypoczął i w jakim stanie psychofizycznym przychodzi do pracy? Dotyczy to oczywiście przede wszystkim tych pracowników, którzy wykonują czynności mające wpływ na zdrowie lub życie innych osób. Mam jednak świadomość, iż jakiekolwiek inne metody (oprócz trzeźwości) weryfikacji „stopnia przygotowania” pracownika do pracy mogłyby zostać uznane za nadmierną ingerencję w wolności obywatelskie (np. naruszanie godności, prywatności), a przyjęte w tym zakresie rozwiązania prawne za niekonstytucyjne [2].

31.7 PODSUMOWANIE

Nie ulega wątpliwości, że pracownik jest słabszą stroną stosunku pracy, podporządkowaną pracodawcy i przyjęta konstrukcja prawa, według której pracodawca ponosi ryzyko związane z zatrudnianiem pracowników jest racjonalna. Rodzi się jednak pytanie, czy taki prosty, praktycznie bezwarunkowy sposób ukształtowania tej zależności i takiego rozumienia tych przepisów powinien zostać aktualny? Czy przypadkiem, po upływie ponad dwudziestu pięciu latach od transformacji ustrojowej (a nie ulega wątpliwości, że ta koncepcja w znacznej części została ugruntowana jeszcze w poprzednim systemie ustrojowym) i siedemnastoletniej

praktyce stosowania konstytucji, a co się z ty wiąże, zupełnie innej sytuacji społeczno-gospodarczej, nie pora na weryfikację takiego sposobu jej rozumienia? Oczywiście nie mam na myśli zupełnie zmiany tej koncepcji, ale chodziłoby o to, aby przynajmniej w niektórych kwestiach pracodawca był w stanie to ryzyko bardziej minimalizować. W obecnym stanie prawnym możliwości te są niewielkie. Nie ulega wątpliwości, że wpływ na to ma także rozwój wolności i praw obywatelskich. Zaryzykować można stwierdzenie, że występuje w tym względzie pewien rodzaj kolizji. Im szerszy i bardziej respektowany katalog wolności i praw obywatelskich, tym mniejsze możliwości pracodawcy minimalizowania ryzyka związanego z zatrudnianiem pracowników. Przykładem może być katastrofa samolotu, który rozbił się w Alpach 24 marca 2015 roku. Z prawdopodobieństwem graniczącym z pewnością katastrofa została sprowadzona przez drugiego pilota, który cierpiał na depresję. Zostało to stwierdzone około dwóch tygodni przed katastrofą przez lekarza badającego pilota. Jednak z uwagi na obowiązujące regulacje prawne (zachowanie tajemnicy lekarskiej) nie o tym pracodawcy. Tak daleko idąca ochrona pracownika chyba przekracza granice zdrowego rozsądku.

Mam świadomość, że ochrona pracownika, także ta mająca oparcie w konstytucyjnych wolnościach i prawach obywatelskich, w dzisiejszych realiach jest niezbędna. Jej brak spowodowałby niejednokrotnie, że pracownik byłby przez pracodawcę wykorzystywany. Zresztą i pod rządami obecnych, korzystnych dla pracowników przepisów, tak się niestety często dzieje. Jednak, jak się wydaje, nie powinno być tak, że pracodawca ponosi całkowite ryzyko związane z zatrudnieniem pracowników a możliwości jego ograniczenia są w wielu przypadkach znikome. Oczywistym jest (co już podniesiono), że poziom tego ryzyka jest różny i zależy od wielu czynników. Ale państwo nie powinno przyczyniać się do tego, że będzie to zupełnie loteria. Przepisy prawne dotyczące zasad zatrudniania pracowników, ochrony trwałości stosunku pracy, ochrony pracy, zasad funkcjonowania związków zawodowych, itp. powinny być tak ukształtowane, iż istnieje pewna równowaga pomiędzy uprawnieniem jednej strony a obowiązkiem drugiej. Powinny być tak skonstruowane, na tyle precyzyjne, że nie dałoby się naruszać ich czy interpretować tylko na swoją korzyść przez pracodawców, ale także przez pracowników. Widzimy, że świadomość pracowników jest coraz większa, także tych, którzy nie zawsze mają czyste intencje. W wielu przypadkach, perfekcyjnie przygotowany pracownik, który ma złą wolę wykorzysta istniejące rozwiązania prawne i pracodawca może nie mieć możliwości obrony. W niektórych sytuacjach może skończyć się to sporymi konsekwencjami finansowymi. Wydaje się, iż mając świadomość coraz bardziej rozwiniętego systemu ochrony wolności i praw obywatelskich jednostki, należy uwzględnić, że taką jednostką jest też pracodawca. Te problemy są niezwykle istotne z punktu widzenia prowadzenia działalności gospodarczej w naszym kraju. W skrajnych przypadkach, poziom ryzyka związanego z zatrudnianiem pracowników może powodować, że prowadzenie działalności stanie się nieopłacalne. Wydaje się, iż uwzględniając zmiany społeczne, zmiany gospodarcze i postęp technologiczny, należałoby się zastanowić, czy nie

powinno się wprowadzić rozwiązań prawnych umożliwiających pracodawcom minimalizowanie tego ryzyka. Mam świadomość, że sprawa nie jest prosta i wymagałoby to zmiany wielu aktów normatywnych (także wyszczególnionych w niniejszym tekście). Jednak brak reakcji ustawodawcy będzie powodował, że pracodawcy będą się przed tym ryzykiem coraz bardziej bronić, także działając na granicy prawa (umowy cywilnoprawne), czy wręcz naruszając prawo (praca na czarno).

Mam także świadomość, że w polskim systemie prawnym wspomnianymi dodatkowymi ryzykami (przede wszystkim ich intensywnością) nie są obciążeni wszyscy pracodawcy jednakowo, a część z nich dotyczy jedynie dużych pracodawców, u których funkcjonują silne związki zawodowe i właściwie jest (albo ma decydujący głos) skarb państwa. Ale to tym bardziej powinno skłonić polityków do wprowadzenia zmian mających na celu doprowadzenie do równego rozkładu tego ryzyka.

LITERATURA

1. M. Bańko, (red.), Słownik języka polskiego, tom. 4 Warszawa 2007.
2. D. Czoik, Zasada wolności wyboru miejsca pracy a obowiązek zapewnienia bezpiecznych i higienicznych warunków pracy, (W) Wolność – bezpieczeństwo – obywatel. Studium administracyjnoprawne, pod red. S. Grochalskiego, Wydawnictwo Wyższej Szkoły Biznesu w Dąbrowie Górniczej 2015.
3. W. Doroszewski, (red.), Słownik języka polskiego, Warszawa 1986.
4. D. Dörre-Nowak, Refleksje na temat współczesnego kształtu ryzyka osobowego pracodawcy (W) Współczesne problemy prawa pracy i ubezpieczeń społecznych, pod red. L. Florka i Ł. Pisarczyka, Warszawa 2011.
5. L. Florek, Prawo pracy, Wyd. 10, 2008.
6. J. Jończyk, Prawo zabezpieczenia społecznego, Kraków 2006, s. 12.
7. J. Jończyk, Ubezpieczenia społeczne i zdrowotne, bezrobocie i pomoc społeczna, Kraków 2003.
8. P. Koczara, Ryzyko socjalne pracodawcy – implikacje dla rynku pracy, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Katowicach nr 196/2014.
9. Ł. Pisarczyk, Ryzyko pracodawcy, Warszawa 2008.
10. W. Sanetra, Ryzyko osobowe zakładu pracy, Warszawa 1971, s. 26-46.
11. Z. Salwa, Kodeks pracy. Komentarz, Warszawa 2004.
12. Z. Salwa, Prawo pracy i ubezpieczeń społecznych, Warszawa 1996.
13. W. Sanetra, Ryzyko osobowe zakładu pracy. PWN, Warszawa 1971.
14. R. Studenski, Ryzyko i ryzykowanie, Katowice 2004.
15. T. Szumlicz, Ubezpieczenie społeczne. Teoria dla praktyki. Oficyna Wydawnicza Branta, Bydgoszcz-Warszawa 2005.
16. A. Świątkowski, Indywidualne prawo pracy, Gdańsk-Warszawa.
17. M. Święcicki, Charakterystyka prawa stosunku pracy, PIP 1957, nr 9.
18. M. Święcicki, Prawo pracy, Warszawa 1986.
19. D. Wielowiejska, Podwójna Moralność Piotra Dudy, Gazeta Wyborcza, z 8 września 2015 r.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr Damian Czoik
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Bielszowice”,
ul. Halemska 160, 41-711 Ruda Śląska, Polska
e-mail d.czoik@kwsa.pl

RYZYKO PRZEDSIĘBIORCY PROWADZĄCEGO DZIAŁALNOŚĆ GÓRNICZĄ ZWIĄZANE Z ZATRUDNIANIEM PRACOWNIKÓW

Streszczenie: Zarządzanie przedsiębiorstwem jest związane z ponoszeniem przez przedsiębiorcę różnych ryzyk. Jednym z ważniejszych, wynikającym z zasad obowiązujących w prawie pracy, jest ryzyko związane z zatrudnianiem pracowników. Dotyczy ono systemów prawnych wszystkich państw demokratycznych. Jego poziom jest związany także z coraz szerszą i skuteczniejszą ochroną wolności oraz praw człowieka i obywatela, w tym także pracownika (np. prawo do bezpiecznych i higienicznych warunków pracy, prawo do prywatności, ochrona danych osobowych). W Polsce dodatkowo, z uwagi na uwarunkowania historyczne i dynamikę zmian w okresie transformacji ustrojowej, w niektórych kwestiach ryzyko to ma specyficzny charakter. W skrajnych przypadkach poziom tego ryzyka może decydować o possibility realizowanego przedsięwzięcia gospodarczego. Największym problemem jest to, iż przy niektórych rodzajach tego ryzyka pracodawca ma niewielkie możliwości, aby je zminimalizować. Z uwagi na poziom zagrożeń i szeroko rozwiniętą ochronę pracownika, sytuacja ta ma szczególne znaczenie w górnictwie. Celem artykułu jest zwrócenie uwagi na ten problem, gdyż wydaje się, że w demokratycznym państwie prawnym ochrona pracodawcy w tym zakresie powinna być większa.

Słowa kluczowe: Ryzyko, pracodawca, pracownik, ochrona, górnictwo

THE RISK OF ENTREPRENEUR MINING ACTIVITY RELATED TO HIRING EMPLOYEES

Abstract: Managing a business is linked with various risks. One of the most important, resulting from the rules of the labor law, is the risk associated with hiring employees. It concerns legal systems all democratic countries. Its level is also increasingly associated with a wider and more effective protection of freedoms and human rights, including employee (eg. the right to safe and healthy working conditions, the right to privacy, protection of personal data). In Poland, due to historical circumstances and dynamic changes in the period of political transformation, in some respects this risk is of specific character. In extreme cases, the level of this risk can decide about economic prosperity of implemented business venture. The biggest problem is the fact that in the case of different types of risk, employer has little opportunities to minimize them. Given the level of threat and a well-developed worker protection, the situation has particular importance in the mining industry. The purpose of this article is to draw attention to this issue, because it seems that in a democratic legal state, protecting the employer in this area should be higher.

Key words: Risk, employer, employee, protection, mining industry

Artykuł jest zmienioną wersją (rozbudowaną o problematykę dotyczącą górnictwa)
artykułu autora zatytułowanego

„Ryzyko pracodawcy związane z zatrudnianiem pracowników w polskim systemie prawnym”
przekazanego do druku do Wydawnictwa Wyższej Szkoły Biznesu w Dąbrowie Górniczej.

32

WSPÓŁPRACA GÓRNICTWA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI

32.1 WSTĘP

Eksplotacja węgla kamiennego, gwarantująca opłacalność jego wydobycia możliwa jest jedynie tam, gdzie surowiec ten występuje w znacznej koncentracji. W ślad za rozwojem przemysłu wydobywczego na Górnym Śląsku nastąpił równoległy, intensywny rozwój mieszkaniectwa oraz innych gałęzi przemysłu. W efekcie doprowadziło to do sytuacji, w której udostępnione złoża węgla znajdują się bezpośrednio pod silnie zurbanizowanymi i uprzemysłowionymi obszarami powierzchni – jak w Rudzie Śląskiej.

W granicach administracyjnych Gminy działalność wydobywczą prowadzi nie tylko Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Pokój”, ale również dwa inne jej oddziały, tj.: KWK „Halemba-Wirek” oraz KWK „Bielszowice”. Ponadto na południowo-wschodnią części Miasta oddziałuje eksploatacja Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. KWK „Wujek”, Ruch „Śląsk”.

Przedsiębiorcy eksploatujący pod Miastem posiadają koncesje na prowadzenie działalności wydobywczej uzgodnione przez Gminę. Zgodnie z zapisami ujętymi w koncesjach, Przedsiębiorcy zostali między innymi zobowiązani do:

- ponoszenia kosztów prac związanych z rekultywacją, usuwaniem szkód górniczych, składowaniem odpadów, zapobieganiem szkodliwemu oddziaływaniu na środowisko i usuwaniem jej ewentualnych skutków,
- wydobywania kopalń w sposób zgodny z wymaganiami ochrony środowiska określonymi w miejscowych planach zagospodarowania przestrzennego oraz nie naruszający określonego tym planem przeznaczenia terenów,
- stosowania systemów eksploatacji ograniczających powstawanie szkód górniczych,
- prowadzenia eksploatacji w taki sposób, aby na terenach zabudowanych i przeznaczonych pod zabudowę miasta Ruda Śląska wpływy eksploatacji górniczej nie przekraczały III kategorii szkód górniczych (terenu górnictwa). Wyższe kategorie dopuszczone są tylko w wypadku stosowania odpowiedniej profilaktyki górniczej lub budowlanej.

Eksplotacja górnicza powodzona przez ww. kopalnie wywiera ogromny wpływ na środowisko, a tym samym na ludzi będących jego nieodłącznym elementem. Sama

działalność wydobywca jest przez zdecydowaną większość społeczeństwa pożądana – często nawet bez konkretnej świadomości. Dotyczy to praktycznie wszystkich korzystających z energii cieplnej i elektrycznej wytworzonej na bazie węgla kamiennego. Świadomie pożądana jest natomiast przez osoby zatrudnione w górnictwie oraz w firmach kooperujących z resortem górniczym. Negatywne oddziaływanie na środowisko to przede wszystkim: składowiska odpadów na powierzchni terenu, zrzut zasolonych wód dołowych i ścieków do odbiorników powierzchniowych, emisja pyłu, gazów, hałasu, wstrząsów górniczych oraz generowanie szkód wyrządzonych ruchem zakładu górniczego („szkód górniczych”), które najdotkliwiej dają się we znaki społeczeństwu.

Historia rozwoju współpracy górnictwa z organami samorządowymi na przykładzie kopalni „Pokój” oraz samorządu miasta Ruda Śląska jest przykładem ewolucji od wzajemnych niedomówień i oskarżeń poprzez rozpoczęcie merytorycznej dyskusji, która doprowadziła do stworzenia warunków prawidłowego współdziałania.

Eksplotacja dokonana i projektowana przez kopalnię prowadzona jest w całości pod terenami miasta Ruda Śląska, w związku z powyższym uzgadniana jest wyłącznie z organami samorządowymi tego miasta. Zakończenie wybierania złoża zalegającego w części północnej byłego obszaru górniczego zmusiło kopalnię do jej intensyfikacji w części południowej, a w szczególności pod zabudowanymi terenami centrum dzielnicy Wirek. Taka sytuacja powodowała wzrost ilości uszkodzeń na powierzchni terenu, co powodowało napięcia i znacznie utrudniało współpracę z organami samorządowymi. Aby zaradzić zaistniałej sytuacji kopalnia wprowadziła do planów eksploatacyjnych zasadę dywersyfikacji wpływów i swoje zamierzenia eksploatacyjne skierowała w rejony niezabudowane położone w pewnej odległości od centrum dzielnicy Nowy Bytom. Taka sytuacja spowodowała kolejne nieporozumienia, osłabiła współpracę z organami samorządowymi i skutkowała pojawiением się szeregu nieprawdziwych informacji oraz mylnych opinii w lokalnej prasie, telewizji oraz w obiegu ustnym dotyczących wielkości prognozowanych deformacji związanych z tą eksploatacją oraz zakresu ewentualnych uszkodzeń.

Kopalnia prowadziła do 2005r. politykę ograniczonego dostępu do informacji związanych z wielkościami prognozowanych deformacji oraz zakresem ewentualnych uszkodzeń. Od momentu zintensyfikowania eksploatacji w centralnej części dzielnicy Wirek i wzrostu ilości uszkodzeń obiektów na powierzchni rozpoczęto stopniowo kampanię szerszego informowania organów samorządowych o zamierzeniach związanych z wybieraniem kolejnych ścian oraz z kolejnością i zakresem usuwania szkód górniczych. Przed rozpoczęciem eksploatacji w rejonie dzielnicy Nowy Bytom zwiększoła została liczba spotkań informacyjnych oraz poszerzone zostało grono ekspertów wyjaśniających zasady i możliwości ochrony zabudowy powierzchni przed prognozowanymi wpływami eksploatacji. Takie kroki pozwoliły zacieśnić współpracę górnictwa z organami samorządowymi i wypracować taki jej model, który z dobrymi efektami funkcjonuje do chwili obecnej. Aktualnie współpraca ta układa się bardzo dobrze, co spowodowane jest głównie przez przyjazne nastawienie władz samorządowych do kwestii funkcjonowania górnictwa w obrębie miasta Ruda Śląska

oraz chęci wspólnego rozwiązywania spraw związanych z występowaniem szkód górniczych.

32.2 POCZĄTKI SZERSZEJ WSPÓŁPRACY Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI

Na mocy Zarządzenia Nr 24 Prezesa Rudzkiej Spółki Węglowej S.A. z dnia 23 października 2002r. powołany został na polecenie Dyrektora Urzędu Górnego w Bytomiu – Zespół ds. Ochrony Powierzchni w każdej kopalni należącej do Rudzkiej Spółki Węglowej S.A.

Początkowo w skład Zespołu wchodziły wyłącznie wybrane osoby kierownictwa i dozoru kopalni, a przedmiotem ich działalności była analiza:

- deformacji terenu (ciągłych i nieciągłych),
- zaistniałych wstrząsów górotworu oraz ich wpływu na obiekty budowlane i infrastrukturę techniczną,
- stanu uszkodzeń obiektów zagospodarowania przestrzennego,
- kwalifikacji obiektów do zabezpieczeń profilaktycznych,
- realizacji planu naprawy szkód górniczych.

Od momentu powołania Zespół był zwoływany każdorazowo przed rozpoczęciem wybierania kolejnej ściany.

W 2004r. rozpoczęto w rejonie zabudowanego centrum dzielnicy Wirek eksploatację ścian 173 i 174 w pokładzie 416, jako pary ścian podsadzkowych z wykorzystaniem, w 100%, jako materiału wypełniającego pustkę poeksploatacyjną kamienia dołowego. Po osiągnięciu postępu ok.80m ściany te znalazły się w strefie utrudnionych warunków górniczo-geologicznych. Największym utrudnieniem w kontynuowaniu dalszej eksploatacji tych ścian były znaczne opady stropu, które spowodowały przekroczenie maksymalnych wartości deformacji i zwiększyły ilość i zakres uszkodzeń obiektów na powierzchni. Taka sytuacja wzbiudziła niepokój lokalnej społeczności oraz organów samorządowych. Decyzją Dyrektora Okręgowego Urzędu Górnego w Gliwicach ściany te zostały zatrzymane, a nowy projekt rozcięcia tego pokładu na warstwy systemem z zawalem stropu został skierowany na Komisję Ochrony Powierzchni przy Wyższym Urzędzie Górnictwa w Katowicach. Na posiedzeniu Komisji Ochrony Powierzchni zaproszono także przedstawicieli Urzędu Miasta Ruda Śląska. Była to pierwsza sprawa eksploatacji prowadzonej przez kopalnię „Pokój” będącą przedmiotem obrad tej Komisji.

Kolejne obrady Komisji Ochrony Powierzchni opiniowały eksploatację kopalni „Pokój” wnioskowaną w planie ruchu na lata 2006-2008. W trakcie obrad przedstawiciele Urzędu Miasta Ruda Śląska zgłosili potrzebę stałego kontaktu z przedstawicielami górnictwa w celu uzyskiwania bieżących informacji o zakresie eksploatacji dokonanej i projektowanej oraz o stanie likwidacji szkód górniczych. W związku z powyższym w Uchwale podjętej przez Komisję Ochrony Powierzchni wpisano konieczność rozszerzenia składu kopalnianego Zespołu ds. Ochrony Powierzchni o przedstawicieli organów samorządowych oraz o wybranych ekspertów z zakresu prognozowania deformacji oraz budownictwa na terenach górniczych.

Wskazana została także konieczność powołania „Zespołu Porozumiewawczego dla oceny eksploatacji górniczej pod terenami miasta Ruda Śląska” w celu kompleksowej analizy działalności górniczej wszystkich kopalń w aspekcie ochrony zabudowy powierzchni i infrastruktury technicznej pod terenami miasta Ruda Śląska.

32.3 PIERWSZE POSIEDZENIA ZESPOŁU POROZUMIEWAWCZEGO ORAZ POSZERZONEGO KOPALNIANEGO ZESPOŁU DS. OCHRONY POWIERZCHNI

W dniu 29.03.2006r. na terenie kopalni „Bielszowice” odbyło się pierwsze posiedzenie Zespołu Porozumiewawczego, w którym udział wzięli przedstawiciele następujących instytucji:

- Urzędu Miasta Ruda Śląska,
- Wyższego Urzędu Górnictwa w Katowicach,
- Okręgowego Urzędu Górnictwa w Gliwicach,
- Zarządu Kompanii Węglowej S.A. w Katowicach,
- Dyrektorzy i delegowani pracownicy KW S.A. Oddziałów: KWK „Bielszowice”, KWK „Halemba”, KWK „Polska-Wirek” i KWK „Pokój”.

Obradom Zespołu Porozumiewawczego przewodniczył Dyrektor OUG w Gliwicach, a przedstawiciele poszczególnych kopalń przedstawiali następujący zakres informacji:

- eksploatację dokonaną i projektowaną w okresie półrocznym przed i po terminie posiedzenia Zespołu,
- wielkości prognozowanych i pomierzonych deformacji,
- rejestrowane wielkości przyspieszeń drgań gruntu,
- nakłady na usuwanie szkód górniczych (planowane i wydatkowane),
- najistotniejsze remonty wykonane w okresie ostatniego półrocza,
- najistotniejsze remonty planowane w okresie najbliższego półrocza.

Po każdej prezentacji przedstawiciele UM Ruda Śląska i nadzoru górnictwa zadawali pytania oraz rozpoczynali dyskusję nad przedstawionym zakresem informacji. W wyniku dyskusji na pierwszym posiedzeniu Zespołu Porozumiewawczego przyjęto 8 Uchwał, które dotyczyły następujących kwestii:

- analizy wyników obserwacji geodezyjnych i wizualnych obiektów oczyszczalni „Barbara”,
- zakresu robót prowadzonych na potoku Bielszowickim powyżej km 10.2,
- zaawansowania robót przy budowie obiektu Gimnazjum nr 7 przy ul. Westerplatte (budownictwo zastępcze),
- wyników nadzoru oraz stanu zaawansowania budowy zabezpieczeń i usuwania skutków eksploatacji górniczej w obiektach usytuowanych wzdłuż ul. 1-go Maja,
- stanu zaawansowania robót regulacyjnych i rekultywacji terenu w rejonie ujścia potoku Jamna do rzeki Kłodnicy,
- przebudowy rurociągu wody pitnej Ø1400 mm w rejonie regulacji koryta potoku Bielszowickiego,

- postępu prac modernizacyjnych przepompowni P-1 i P-2 do potoku Bielszowickiego w rejonie ulic Kokota i Węzłowej,
- postępu prac związanych z rekultywacją rejonu położonego na południe od autostrady A-4.

Kolejne posiedzenia do chwili obecnej odbywają się w cyklach półrocznych, a w dniu 28.04.2016 r. odbędzie się 21 posiedzenie Zespołu Porozumiewawczego.

Posiedzenia Kopalnianego Zespołu ds. Ochrony Powierzchni w poszerzonym składzie odbywały się w okresie występowania ponadnormatywnej ilości uszkodzeń obiektów powierzchni związanych z trudnościami przy eksploatacji ścian 173 i 174 wynikającymi z kłopotów w prawidłowym utrzymaniu stropów, co spowodowało konieczność zatrzymania tych ścian i rozpoczęcia eksploatacji ściany 173a w pokładzie 416 i ściany 182 w pokładzie 418.

W posiedzeniu tego Zespołu brali udział reprezentanci następujących instytucji:

- Urzędu Miasta Ruda Śląska,
- Instytutu Techniki Budowlanej,
- Okręgowego Urzędu Górniczego w Gliwicach,
- Powiatowego Inspektora Nadzoru Budowlanego,
- Kompanii Węglowej S.A.,
- Kierownictwa Kopalni „Pokój”.

Pierwsze posiedzenie poszerzonego zespołu odbyło się w dniu 15.05.2006 r. i dotyczyło sytuacji związanej z występowaniem szkód górniczych w rejonie ulic: 1-go Maja, Licealnej i Nowary oraz w budynku kościoła p.w. Św. Wawrzyńca w dzielnicy Wirek. Omówiono stan techniczny obiektów najbardziej uszkodzonych, zakres wykonanych robót zabezpieczających i remontowych w tych obiektach oraz planowane dalsze przedsięwzięcia w tym zakresie.

Wnioski wynikające z posiedzenia dotyczyły:

- przyspieszenia działań remontowych w budynkach przy ul. 1-go Maja 226 i 228,
- rozwiązania problemu szkód górniczych w budynku przy ul. 1-go Maja 229 w konsultacji z Miejskim Konserwatorem Zabytków,
- przygotowania projektu ugody wraz z dokumentacją kosztorysową na usunięcie szkód górniczych w budynku przy ul. 1-go Maja 221,
- przedstawienia przez kopalnię wyników prowadzonych obserwacji geodezyjnych prowadzonych w rejonie budynku kościoła p.w. Św. Wawrzyńca i ul. 1-go Maja do ich analizy przez prof. Jana Białka – autora proguzy wpływów.

Kolejne posiedzenia odbywały się z częstotliwością około 1 raz na kwartał.

32.4 PROWADZONY DIALOG SPOŁECZNY PRZED ROZPOCZĘCIEM EKSPLOATACJI POD NIEZABUDOWANĄ CZĘŚCIĄ DZIELNICY NOWY BYTOM

Z uwagi na koncentrację wydobycia prowadzoną pod centrum dzielnicy Wirek, skutującą zwiększeniem ilości uszkodzeń obiektów na powierzchni kopalnia przyjęła zasadę dywersyfikacji wpływów, co wiązało się z częściowym odejściem od wybierania

pokładów zalegających w części południowej i środkowej dzielnicy Wirek i rozpoczęciem eksploatacji pod niezabudowaną częścią dzielnicy Nowy Bytom.

Wyprzedzając to przedsięwzięcie kopalnia przesłała do istotnych użytkowników powierzchni mapy z prognozowanymi deformacjami w przedmiotowym rejonie w celu uzgodnienia planowanego zakresu wybierania. Ten krok spowodował wystąpienie szeregu nieprawdziwych informacji oraz mylnych opinii, jakie pojawiły się w lokalnej prasie, telewizji oraz w obiegu ustnym. Przykładowe tytuły artykułów prasowych posiadały następujące treści: „Zagrożony Nowy Bytom”, „Fedrowanie z warunkami...” „Pojedynek na listy” – Wiadomości Rudzkich, „W Rudzie Śląskiej boją się o centrum” – Gazety Wyborczej, „Pokój wzbudził niepokój”, „Górniacy ograniczają apetyt” – Dziennika Zachodniego.

Początkowo kopalnia nie odpowiadała na przedstawione zarzuty, jednak z czasem zaczęły się one nasilać i w celu lepszego zapoznania mieszkańców z zamierzeniami eksploatacyjnymi kopalni w tym rejonie rozpoczęto kampanię informacyjną na początku w formie pisemnych odpowiedzi na przedstawione zarzuty, a następnie kopalnia zorganizowała cykl spotkań z organami samorządowymi oraz stowarzyszeniami będącymi w opozycji do planowanych zamierzeń eksploatacyjnych kopalni. W trakcie spotkań na pytania i wątpliwości zebranych odpowiadali przedstawiciele Kierownictwa kopalni oraz specjalni goście – przedstawiciele Głównego Instytutu Górnictwa, który wykonał ekspertyzę dotyczącą przyjętych warunków prowadzenia eksploatacji w rejonie dzielnicy Nowy Bytom. Dodatkowo kopalnia przygotowała „Program ochrony zabudowy dzielnicy Nowy Bytom miasta Ruda Śląska oraz szybów głównych i obiektów zakładu górniczego KWK „Pokój” w aspekcie eksploatacji górniczej w pokładach 502wg, 502wd i 504 w latach 2008-2013”.

Ukoronowaniem tych spotkań było wspólne ustalenie zasad prowadzenia eksploatacji przyjęte na Komisji do spraw Ochrony Powierzchni przy WUG w Katowicach. Przyjęty zakres eksploatacji został zrealizowany i nie wystąpiły ponadnormatywne ilości uszkodzeń sugerowane we wspomnianych wcześniej artykułach prasowych.

32.5 UZGODNIENIA EKSPLOATACJI Z ISTOTNYMI UŻYTKOWNIKAMI POWIERZCHNI ORAZ ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI

Polityka kopalni związana z prowadzeniem dialogu dotyczącego uzgodnienia planowanej eksploatacji przedstawia się w sposób następujący.

Na wstępie kopalnia przygotowuje prognozę deformacji dla planowanego zakresu eksploatacji. Wykonana prognoza jest przesyłana do istotnych użytkowników obiektów na powierzchni w celu jej uzgodnienia.

Aktualna lista instytucji, z którymi zawierane są uzgodnienia przedstawia się następująco:

1. Przedsiębiorstwo Wodociągów i Kanalizacji Sp. z o.o. – Ruda Śląska, ul. Pokoju 13.
2. Tauron Dystrybucja Serwis S.A. – Gliwice ul. Barlickiego 2.

3. Miejskie Przedsiębiorstwo Gospodarki Mieszkaniowej – Ruda Śląska ul. 1-go Maja 218.
4. PKP Polskie Linie Kolejowe S.A.– Sosnowiec ul. 3-go Maja 16.
5. Przedsiębiorstwo Energetyki Cieplnej Sp. z o.o. – Ruda Śląska ul. Zabrzańska 24.
6. Tramwaje Śląskie S.A. – Chorzów ul. Inwalidzka 5.
7. MGSM „Perspektywa” – Ruda Śląska ul. Tunkla 147.
8. Rudzka Spółdzielnia Mieszkaniowa – Ruda Śląska ul. Magazynowa 12.
9. Śląski Zarząd Melioracji i Urządzeń Wodnych – Katowice, ul Sokolska 65.
10. Polska Spółka Gazownictwa sp. z o.o. – Zabrze ul. Szczęść Boże 11.
11. Górnoproślane Przedsiębiorstwo Wodociągów – Katowice, ul Wojewódzka 19.

Wszystkie uwagi, zalecenia i wskazania, w szczególności te dotyczące zakresu obserwacji geodezyjnych lub wizualnych są uwzględnione w treści planów ruchu lub dodatków do tych planów. W szczególnych przypadkach uzgodnienie stanowi zawarta ugoda lub porozumienie.

32.6 KONTAKTY Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI W RAMACH OBRAD KOMISJI DS. OCHRONY POWIERZCHNI PRZY WUG

Zamierzenia eksploatacyjne kopalni zawarte w kolejnych planach ruchu poddane są analizie pod kątem możliwości eksploatacji a analizy te wykonywane są przez wyspecjalizowane jednostki naukowo-badawcze. W ostatnich latach analizy takie wykonywało konsorcjum firm złożone z Instytutu Techniki Budowlanej i Głównego Instytutu Górnictwa. Na bazie tego opracowania kopalnia przygotowuje dla wnioskowanego w planie ruchu zakresu wybierania „Program eksploatacji górniczej w aspekcie ochrony zabudowy powierzchni miasta Ruda Śląska”. Program ten jest kierowany do Komisji ds. Ochrony Powierzchni przy WUG, gdzie jest szczegółowo analizowany. W tych obradach udział biorą zaproszeni przedstawiciele UM Ruda Śląska. Zgłasiane uwagi są bardzo ważnym źródłem informacji uwzględnianych przy redagowaniu zaleceń komisji oraz zapisywane w podejmowanej przez Komisję ds. Ochrony Powierzchni przy WUG w Katowicach Uchwale.

32.7 DODATKOWE SPOTKANIA Z PRZEDSTAWICIELAMI ORGANÓW SAMORZĄDOWYCH

Tradycją stały się spotkania Pani Prezydent Grażyny Dziedzic oraz grona Jej doradców z mieszkańcami miasta Ruda Śląska. W latach wcześniejszych w trakcie tych spotkań dominowały tematy związane z likwidacją szkód górniczych i nierzadko przedstawiane były w formie pretensji kierowanych do kopalń. Często wynikało to z braku rzetelnej informacji dotyczącej terminów i zakresu wykonywanych remontów. Taka sugestia ze strony organów samorządowych spowodowała pojawienie się w lokalnej prasie szeregu artykułów dotyczących szkód górniczych oraz dosyć szczegółowo wyczerpany został temat występowania wstrząsów górniczych. Te zabiegi prasowe oraz szereg spotkań z przedstawicielami samorządu lokalnego doprowadziły do wypracowania takiej formuły likwidacji szkód górniczych, że obecnie tematyka szkód

poruszana jest na spotkaniach mieszkańców z Panią Prezydent w sposób incydentalny. W trakcie dodatkowych spotkań strona społeczna przekazuje stronie górniczej uwagi i apelacje Radnych miejskich. Wszystkie te uwagi są szczegółowo analizowane i w ramach możliwości realizowane.

32.8 STANOWISKO PANI PREZYDENT DOTYCZĄCE EKSPLOATACJI GÓRNICZEJ POD TERENAMI MIASTA RUDA ŚLĄSKA

W trakcie swoich publicznych wystąpień Pani Prezydent Grażyna Dziedzic oraz osoby z Jej otoczenia zawsze bardzo pozytywnie wypowiadali się o działalności górniczej pod terenami miasta Ruda Śląska. Pani Prezydent często przypominała o swoim przyjaznym nastawieniu do działalności górniczej. Wyrazy tego pozytywnego nastawienia prezentowała w trakcie spotkań z mieszkańcami, przypominając, że przemysł górniczy jest w skali regionu największym pracodawcą, a w skali kraju gwarantem bezpieczeństwa energetycznego. Pani Prezydent wielokrotnie zapewniała, że w dalszym ciągu będzie wspierać działalność górniczą w mieście i dążyć do zachowania partnerskiej współpracy dla wspólnego dobra zainteresowanych stron. Taka postawa pozwala na bieżąco rozwiązywać zaistniałe problemy oraz natychmiast podejmować właściwe decyzje.

32.9 ROLA SAMORZĄDU W KREOWANIU POLITYKI DIALOGU Z GÓRNICTWEM – KORZYŚCI

Rolą Samorządu jest zagwarantowanie równowagi pomiędzy prowadzoną działalnością wydobywczą, a funkcjonowaniem Gminy. Prezydent Miasta opiniuje plany ruchu poszczególnych kopalń. Mając na uwadze fakt, że od kilku lat nie odnotowano na obszarze Miasta Ruda Śląska większych problemów spowodowanych eksploatacją, a kopalnie wywiązują się ze swoich obowiązków w stosunku do Gminy i osób poszkodowanych działalnością wydobywczą (w zdecydowanej większości sprawy załatwiane są w trybie ugodowym. Strony porozumiewają się co do sposobu, terminu i zakresu usunięcia szkód oraz dodatkowych, profilaktycznych zabezpieczeń obiektów), nie mając w ten sposób problemów z uzyskaniem pozytywnej opinii do wnioskowanych projektów eksploatacji górniczej.

Nie oznacza to bynajmniej, że problemy nie występują. Nadal pozostają nimi:

- nie do końca sfinalizowane zadania mające na celu likwidację zagrożeń związanych z możliwością podtopienia części Miasta w przypadku wystąpienia nawalnych opadów deszczu lub gwałtownych roztopów śniegu – nadal najistotniejszy problem z punktu widzenia Gminy,
- wychylenie z pionu znacznej ilości obiektów,
- uszkodzenia wiaduktów i docelowe naprawy dróg.

Ważnym aspektem społecznym jest kwestia zatrudnienia ok. 10000 pracowników w ww. kopalniach Kompanii Węglowej S.A. i Katowickiego Holdingu Węglowego S.A., z czego ok. 6000 osób to osoby zamieszkałe w Rudzie Śląskiej. Dalszych kilkanaście tysięcy mieszkańców pracuje w pozostałych kopalniach, w firmach okołogórniczych

współpracujących z górnictwem lub działających na rzecz górnictwa. Ostrożnie szacując można stwierdzić, że ponad połowa rudzkiego społeczeństwa „żyje z górnictwem”. Dzięki temu Ruda Śląska ma jeden z najniższych wskaźników bezrobocia w regionie. Nie bez znaczenia dla Miasta są również wpływy do budżetu Miasta z tytułu opłaty eksploatacyjnej oraz podatków.

W chwili obecnej UM Ruda Śląska oraz KW S.A. porozumiały się w kwestii wspólnego uporządkowania gospodarki wodnej i wodno-ściekowej na terenie Gminy Ruda Śląska, z uwzględnieniem planów rozwoju miasta Ruda Śląska w nawiązaniu do podobnych planów gmin ościennych. Aktualnie przygotowywana jest procedura przetargowa na wykonanie opracowania pt.: „Kompleksowy program regulacji stosunków wodnych, ochrony przeciwpowodziowej, uporządkowania gospodarki wodno-ściekowej w rejonach położonych w zlewni potoku Bielszowickiego, w granicach administracyjnych miasta Ruda Śl., z uwzględnieniem uwarunkowań mających na celu zapewnienie rozwoju infrastrukturalnego Miasta, a także wynikających z prowadzonej i projektowanej działalności górniczej: KWK „Bielszowice”, KWK „Pokój” i KWK „Halemba-Wirek”.

Kompania Węglowa S.A. najwięcej środków na likwidację szkód górniczych wydatkuje w mieście Ruda Śląska. W 2013r. wydatkowano 53,1 *mln zł*, w 2014r. była to wartość 59,5 *mln zł*, a w 2015r. kwota ta osiągnęła wartość 48,8 *mln zł*. Sumarycznie w okresie trzech lat wydatkowano na usuwanie szkód górniczych powstałych w granicach miasta Ruda Śląska wartość około 161,5 *mln zł*.

32.10 PODSUMOWANIE

Właściwa współpraca pomiędzy górnictwem a organami samorządowymi daje obustronne korzyści. Przedsiębiorca górniczy może łatwiej uzyskać akceptację społeczną dla swojej działalności i w ten sposób szybciej i w większym zakresie realizować swoje zamierzenia eksploatacyjne. Lokalna społeczność zyskuje solidnego pracodawcę i gwaranta regularnych wpłat do budżetu miasta oraz minimalizuje ilość skarg związanych z likwidacją szkód górniczych.

Podsumowując współpracę rudzkiego Samorządu z Górnictwem należy stwierdzić, iż Strony wypracowały wzajemne zasady współistnienia przynoszące obopólne korzyści. Zdecydowana większość mieszkańców zdecydowanie opowiada się za dalszym prowadzeniem działalności górniczej w granicach administracyjnych Miasta Ruda Śląska, pomimo sprzeczności interesów górnictwa z interesami części użytkowników powierzchni. Władze samorządowe reprezentujące mieszkańców dostrzegają wręcz konieczność tego współistnienia. Widzą, że możliwe jest wypracowanie swoistego kompromisu dla prowadzenia dalszej eksploatacji górniczej, przy jednoczesnym uwzględnieniu ochrony obiektów usytuowanych na powierzchni terenu i miejsc pracy stanowiących źródło utrzymania górników, ich rodzin oraz zakładów kooperujących z górnictwem.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

Dariusz Rębielak,
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Pokój”
ul. Niedurnego 13, 41-710 Ruda Śląska, Polska
e-mail: d.rebielak@kwsa.pl

Romuald Pasternok,
Urząd Miasta Ruda Śląska
Pl. Jana Pawła II nr 6, 41-709 Ruda Śląska, Polska
e-mail: um_agg@ruda-sl.pl

Mariusz Zelder, Stanisław Szewczyk,
Kompania Węglowa S.A. Oddział KWK „Pokój”
41-710 Ruda Śląska, ul. Niedurnego 13, Polska
e-mail: m.zelder@kwsa.pl; s.szewczyk@kwsa.pl

WSPÓŁPRACA GÓRNICZA Z ORGANAMI SAMORZĄDOWYMI

Streszczenie: Artykuł opisuje sposób uzgadniania eksploatacji górniczej w granicach administracyjnych Rudy Śląskiej z władzami samorządowymi oraz właścicielami obiektów budowlanych i sieci infrastruktury technicznej. Wskazuje, iż merytoryczny dialog umożliwia eksploatację węgla kamiennego w terenie silnie zurbanizowanym.

Słowa kluczowe: Organy samorządowe, szkody górnicze, projekt eksploatacji górniczej

COOPERATION OF MINING INDUSTRY WITH LOCAL GOVERNMENTS

Abstract: This paper covers the subject of negotiating the area of mining exploitation with local government and the owners of buildings as well as of technical infrastructure network, within administrative borders of Ruda Śląska. It proves that a substantive dialogue makes coal exploitation possible even in highly urbanized areas.

Key words: Local Governments, Mining Damage, Mining Exploitation Project

33

NUMERYCZNA SYMULACJA DYNAMICZNEGO ODDZIAŁYWANIA WSTRZĄSU GÓROTWORU NA WYROBISKO KORYTARZOWE

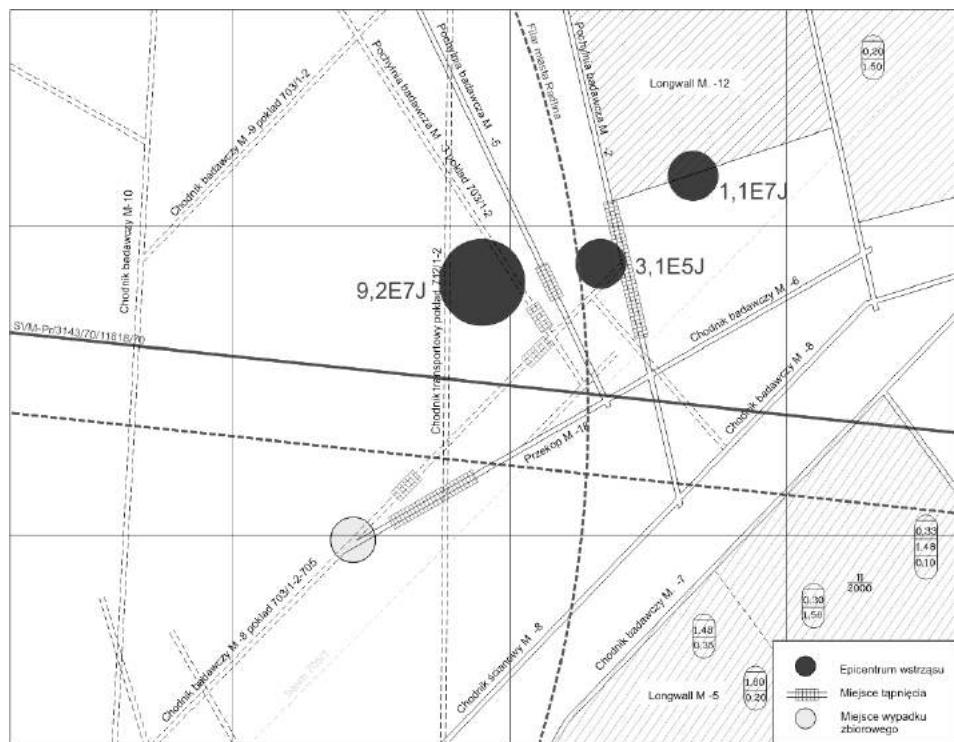
33.1 WPROWADZENIE

Kopalnia „Marcel” prowadzi działalność górniczą od połowy XIX w. sukcesywnie wybierając kolejne pokłady w porządku z góry w dół, w dwóch podstawowych partiach złoża tj. marklowickiej i macierzystej. W partii macierzystej, wskutek znacznego wyczerpania zasobów eksploatacja prowadzona jest pod licznymi krawędziami i resztami w pokładach nadległych oraz w warunkach występowania potencjalnie wstrząsogennych warstw piaskowców. Eksploatacji górniczej w kopalni „Marcel” towarzyszy wysoka sejsmiczność, która stwarza potencjalne zagrożenie tąpaniami wyrobisk górniczych. Z tego powodu uwzględnienie dynamicznego oddziaływania wstrząsów na wyrobiska górnicze jest niezwykle istotne dla potencjalnej oceny stanu zagrożenia tąpaniami.

W dniu 08.03.2012 r. o godzinie 20¹⁹, zarejestrowany został wysokoenergetyczny wstrząs górotworu o energii $9,2 \times 10^7 J$, którego epicentrum zlokalizowano w odległości około 100 m na zachód od frontu ściany M-12, w filarze ochronnym dla centrum miasta Radlina, zaś hipocentrum, w warstwie piaskowca o grubości ok. 70 m. Mapę pokładu 707/2 z zaznaczonym epicentrum wstrząsu z dnia 08.03.2012 r. przedstawia rys. 33.1.

Wstrząs spowodował tąpienie w dwóch wyrobiskach w zaledającym powyżej pokładzie 703/1-2-705/1 oraz był przyczyną wypadku zbiorowego (jednego śmiertelnego oraz dwóch lekkich). Przykład uszkodzonego wyrobiska w skutek zaistniałego wstrząsu przedstawia rys. 33.2.

W poniższym artykule podjęto próbę opisu wpływu wstrząsu na wyrobisko korytarzowe, przy wykorzystaniu modelowania numerycznego. Po doprowadzeniu modelu do stanu równowagi oraz wykonaniu obliczeń związanych z fazą statyczną wykonano dodatkowe obliczenia numeryczne, uwzględniające obciążenia związane ze zjawiskami dynamicznymi. Do opisu wymuszeń dynamicznych wykorzystano rzeczywiste pomiary prędkości drgań częstek górotworu wykonane na stanowisku sejsmometru S-14 zabudowanego w pochylni diagonalnej I wschodniej. Sejsmometr S-14 znajdował się ok. 470 m od epicentrum wstrząsu.



Rys. 33.1 Mapa pokładu 707/2 z zaznaczonym epicentrum wstrząsu wysokoenergetycznego



Rys. 33.2 Tąpanie w pochylni M-2 w pokładzie 707/2

33.2 WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE

Pokład 703/1-2 zaliczony jest w analizowanym rejonie do III stopnia zagrożenia tąpaniami, II kategorii zagrożenia metanowego. Powyżej występują krawędzie i resztki wyeksploatowanych pokładów zalegających w znacznej (ok. 150 m) odległości nad pokładem 703/1-2.

W stropie pokładu 703/1-2 występują dwie charakterystyczne ławice piaskowca. Pierwsza z nich zalega w odległości 4,3 m ponad pokładem (spąg warstwy). Druga z nich

o miąższości 68 m znajduje się w odległości ok. 200 m ponad pokładem 703/1-2 (spąg warstwy). W profilu skał budujących strop pokładu 703/1-2 ponadto występują cieńsze warstwy piaskowców, mułowców i ilowców. Spąg pokładu stanowią warstwy: piaskowców, łupków piaszczystych i ilastych oraz pokłady 705/1-2 707/1 i 707/2. Pokład 707/2 zbudowany jest z jednorodnej warstwy węgla o grubości średnio 1,6 m. W analizowanym rejonie zaliczony jest on do III stopnia zagrożenia tąpaniami.

33.3 METODA SYMULACJI NUMERYCZNEJ

Do modelowania numerycznego, przeprowadzonego na potrzeby niniejszej pracy, wykorzystano program komputerowy *FLAC* (Fast Lagrangian Analysis of Continua) firmy Itasca Consulting Group, oparty na metodzie różnic skończonych, a opracowany przez dr. Petera Cundalla w 1986 roku, wraz z współpracownikami z University of Minnesota i Itasca Consulting Group, Inc. [2].

Program *FLAC* służy do budowy numerycznych modeli górotworu i symulowania zachowania się ośrodków gruntowych i skalnych, które doznają plastycznego płynięcia lub kruchego pękania po osiągnięciu punktu plastyczności lub granicy wytrzymałości. Program ten jest szczególnie polecaný do rozwiązywania zagadnień inżynierii skalnej. Wykorzystywany on jest zarówno do oceny zachowania się górotworu w rejonie wyrobisk górniczych, jak i do symulacji zjawisk zachodzących w „dużych” obszarach. Program *FLAC* umożliwia modelowanie nieciągłości w ośrodkach skalnych, symulowanie zachowania się masywu skalnego i budowli przy wymuszeniach dynamicznych.

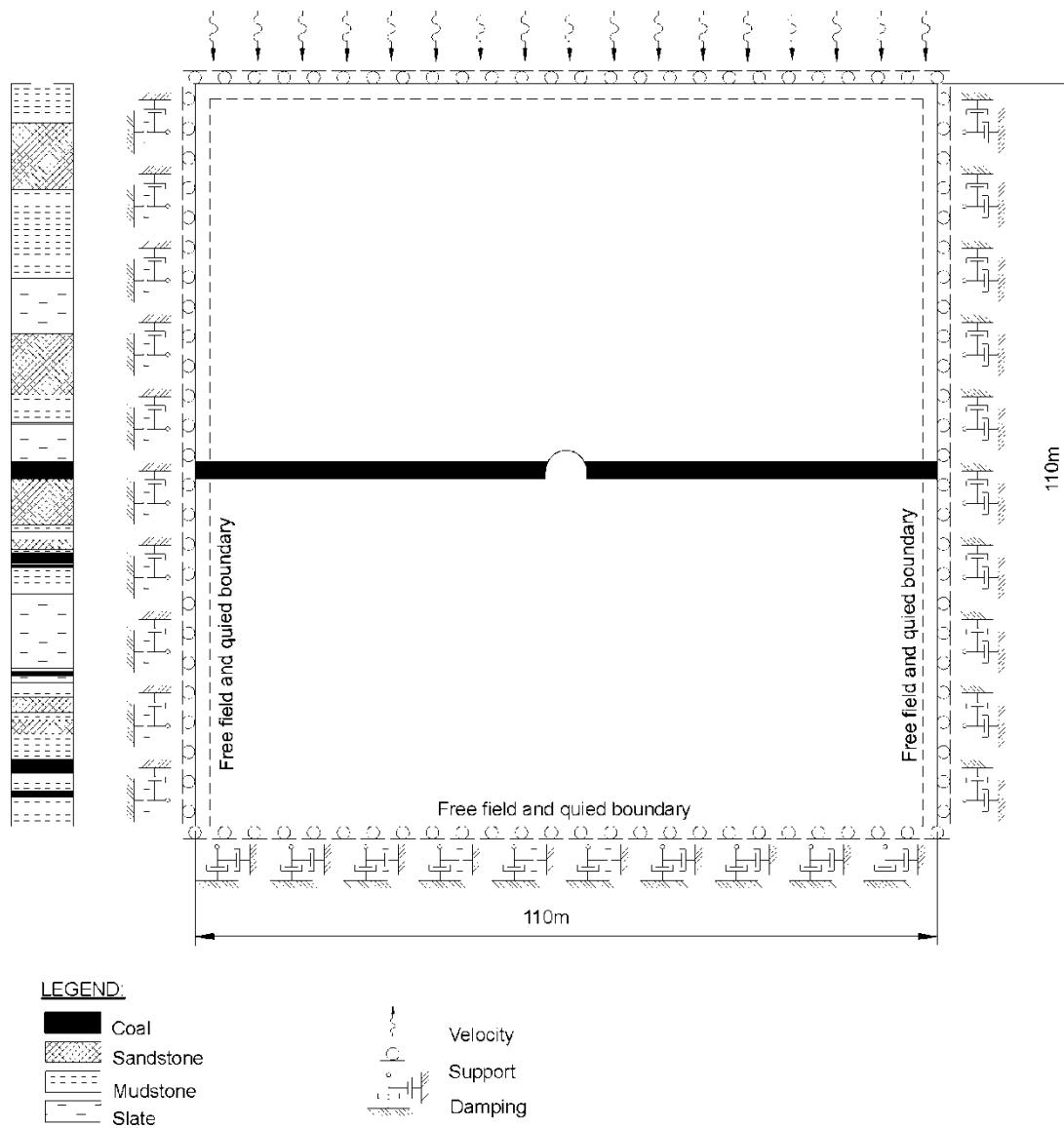
Uwzględnianie plastyczności górotworu w modelu polega na przyjęciu założenia, że w obszarze ograniczonym pewnymi powierzchniami górotwór zachowuje się liniowo sprężyste, a poza tym obszarem plastycznie. W programie *FLAC* plastyczność opiera się na założeniu, że całkowity przyrost odkształcenia jest rozdzielany na przyrost odkształcenia sprężystego oraz przyrost odkształcenia plastycznego [2].

W procedurze numerycznej jako pierwszy jest obliczany przyrost odkształcenia wynikający z zastosowania prawa Hooke'a, a następnie na podstawie wartości odkształceń, określone są naprężenia. Jeżeli otrzymane wartości naprężen znajdują się poza powierzchnią graniczną (definiującą przyjęte kryterium wytrzymałościowe) to przyjmuje się, że zachodzą plastyczne deformacje. W takim wypadku tylko odkształcenia sprężyste uczestniczą w procedurze kolejnych obliczeń przyrostów naprężenia [2].

33.4 MODEL GÓROTWORU

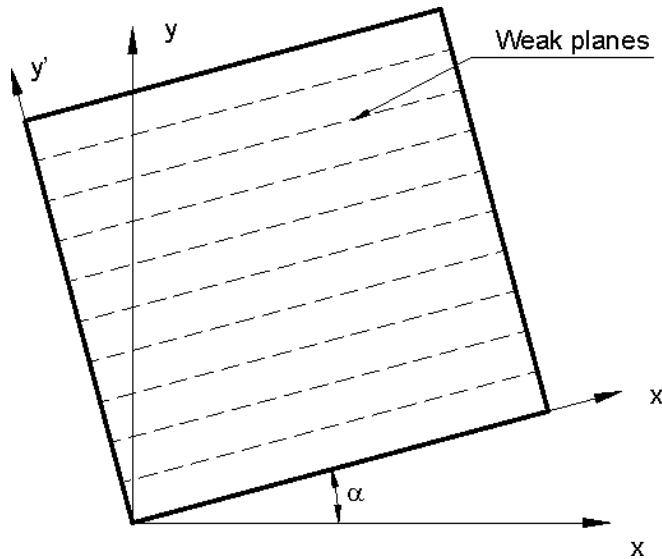
Do analizy zachowania się górotworu w rejonie wyrobiska korytarzowego, poddanego wpływom zjawisk dynamicznych, zbudowano model górotworu, w płaskim stanie odkształcenia, o wymiarach 110 m x 110 m, składający się z 193600 stref o wymiarach 0,25 m x 0,25 m. Na głębokości ok. 860 m zamodelowano pokład węgla o grubości 2,4 m, w którym zlokalizowane zostało wyrobisko korytarzowe w obudowie ŁP9/V32/A (rys. 33.3).

Model górotworu podzielono na poziome warstwy o zróżnicowanych parametrach odkształcających i wytrzymałościowych. Górotwór powyżej pokładu opisano na podstawie przedstawionego na rys. 35.3 profilu litologicznego warstw.



Rys. 33.3 Model górotworu

Pod względem matematycznym, warstwy budujące model górotworu opisane zostały przez ośrodek ubiquitous joint (rys. 33.4). Model ten jest anizotropowym modelem plastycznym zawierającym płaszczyzny osłabienia określonej orientacji. W modelu tym zaimplementowany został, podobnie jak w przypadku modelu sprężysto-plastycznego izotropowego, warunek wytrzymałościowy (uplastycznienia) Coulomb-Mohra. Do uplastycznienia może dojść zarówno w obrębie płaszczyzn osłabienia jak i samego masywu skalnego. Płaszczyzny izotropii oraz płaszczyzny osłabienia mogą być nachylone pod dowolnym kątem α do kierunku osi X.



Rys. 33.4 Ośrodek ubiquitous joint

Parametry wytrzymałościowe oraz odkształceniowe warstw przyjęte do obliczeń zestawiono w tabeli 33.1. Podstawę, założonych w modelu parametrów wytrzymałościowych i odkształceniowych warstw skalnych stanowiły wyniki badań kopalnianych. Określając wartości parametrów płaszczyzn osłabienia posłużyono się przypadkiem opisany w pracy [8].

Tabela 33.1 Przyjęte do obliczeń parametry odkształceniowe i wytrzymałościowe warstw modelu ubiquitous joint

	Jednostka	Mułowiec	Łupek ilasty	Piaskowiec	Węgiel
Parametry masywu skalnego					
Współczynnik sprężystości postaciowej G	MPa	3790	2680	4350	864
Współczynnik sprężystości objętościowej K	MPa	3730	2630	4760	1830
Kohezja c	MPa	7,2	6,1	11,3	3,3
Kąt tarcia wewnętrznego ϕ	stopnie	25	24	25	24
Wytrzymałość na rozciąganie R_r	MPa	2,1	1,9	3,3	1,3
Gęstość objętościowa ρ	kg/m ³	2550	2610	2450	1400
Kąt dylatacji Ψ	stopnie	12	12	13	12
Parametry płaszczyzn osłabienia					
Kohezja c	MPa	0,07	0,06	0,1	0,03
Kąt tarcia wewnętrznego ϕ	stopnie	24	24	25	24
Wytrzymałość na rozciąganie R_r	MPa	0,02	0,02	0,03	0,01
Kąt dylatacji Ψ_j	stopnie	12	12	13	12
Kąt nachylenia płaszczyzn α	stopnie	0	0	0	0

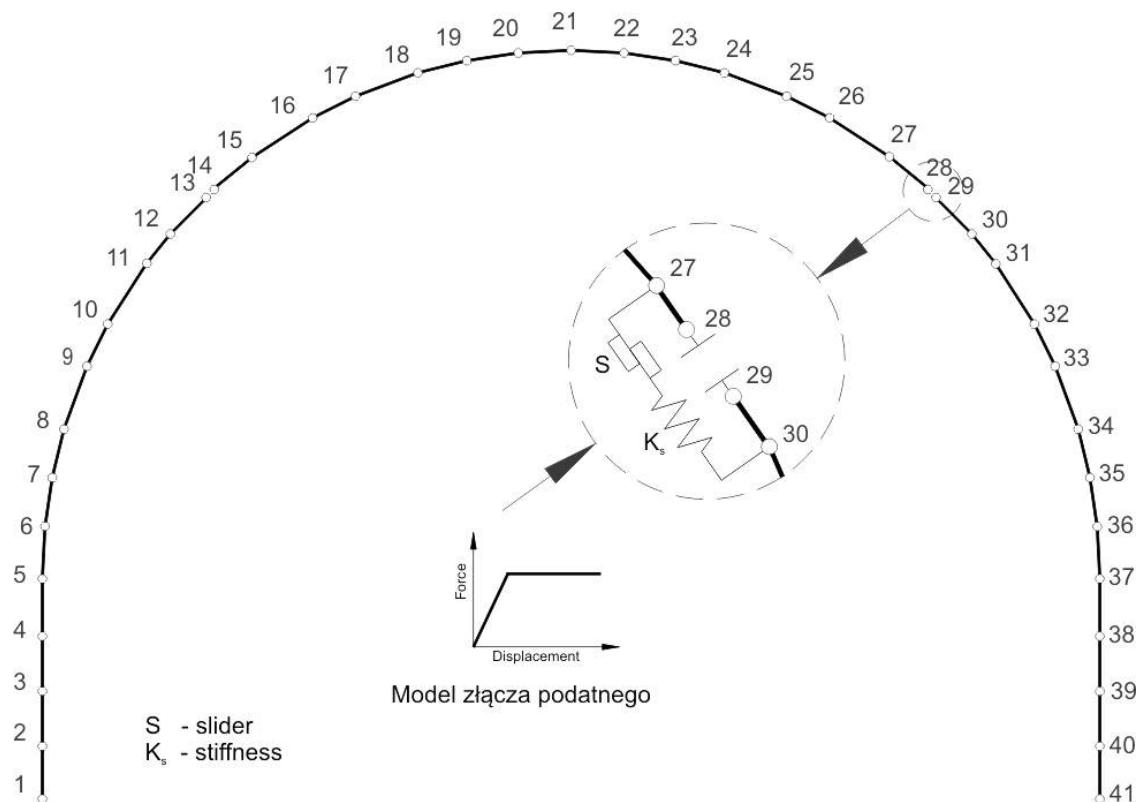
Budując siatkę różnic, przyjęto założenie, że punkty węzłowe, znajdujące się na pionowych krawędziach bocznych tarczy, mogą swobodnie przemieszczać się w kierunku pionowym, a w kierunku poziomym ich przemieszczenia są równe zero. Węzły znajdujące się na podstawie modelowej tarczy oraz jego górnej krawędzi mogą swobodnie przemieszczać się w kierunku poziomym. Pionowa wartość przemieszczeń

tych punktów określona została jako zerowa. Pozostałe punkty węzłowe przynależne do modelu mają możliwość swobodnego przemieszczania się w dowolnym kierunku płaszczyzny X-Z [1, 4, 10, 11].

Celem wyeliminowania możliwych odbić powstałej fali sejsmicznej od krawędzi ograniczających analizowany model, graniczne strefy różnic skończonych, potraktowane zostały jako pola wolne (free field) oraz lepkie tłumiki wibracji (quied bondary) [2]. Zastosowanie tego typu stref umożliwia ograniczenie gabarytów modelu, w którym analizowane będą zjawiska dynamicznego oddziaływanie wstrząsu. Gabaryty tej części modelu wynoszą odpowiednio 108 m w kierunku poziomym oraz 109 m w kierunku pionowym. Dodatkowo wprowadzono w modelu 5% tłumienie Rayleigha dla częstotliwości 20 Hz [9].

Określając warunki brzegowe, założono, że wartość pierwotnych naprężeń pionowych w górotworze będzie sumą sił masowych odpowiadającą głębokości 860 m. Zgodnie z tym założeniem przyjęto, że wartość naprężeń pionowych wynosi $\sigma_z = 20 \text{ MPa}$. Poziome naprężenie pierwotne σ_x przyjęto jako równe naprężeniu pionowemu σ_z , co jest na ogół zgodne dla większych głębokości w górotworze [5, 7, 12].

Do symulacji obudowy odrzwiowej zastosowano elementy typu „pile” [2], które budują łuk o wymiarach zbliżonych do obudowy ŁP9/V32/A (rys. 33.5).



Rys. 33.5 Model obudowy łukowej podatnej z elementów typu „pile”

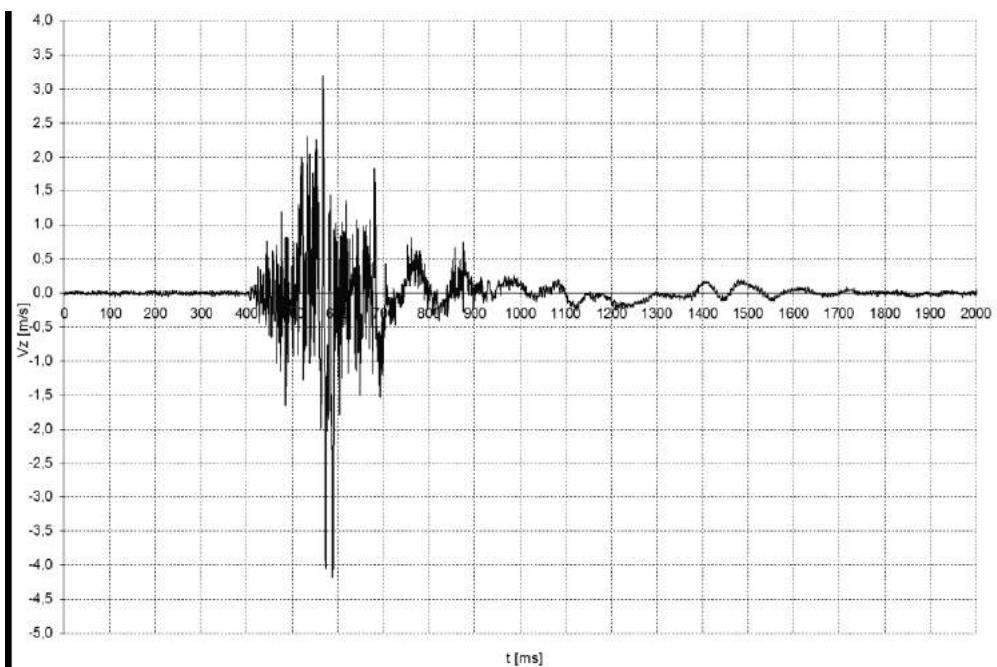
Źródło: [3]

Przyjęte na tej podstawie gabaryty wyrobiska korytarzowego wynoszą: szerokość wyłomu 5,0 m, wysokość wyłomu 3,5 m. Właściwości elementów typu „pile” przyjęte w

obliczeniach odzwierciedlają parametry kształtowników stalowych typu V 29 i przedstawiają się następująco:

- moduł Younga $E = 200 \text{ GPa}$,
- współczynnik Poissona $\nu = 0,2$,
- powierzchnia przekroju $A = 0,0036 \text{ m}^2$.

Modelując układ połączenia elementów typu „pile” z górotworem założono, że górotwór ma możliwość przemieszczania się wzdłuż elementów obudowy. Wykładka pomiędzy obudową a zasadniczym górotworem została odwzorowana za pomocą grupy stref różnic skończonych umiejscowionych pomiędzy elementami typu „pile” a górotworem. Dla tych stref przyjęto sprężysto-plastyczny model mechaniczny o zerowej kohezji.



Rys. 33.6 Sejsmogram prędkości zarejestrowany na stanowisku S-14

Złącze podatne zamodelowane zostało poprzez usunięcie jednego z elementów typu „pile” budującego model w rejonie połączenia łuku ociosowego ze stropowym pomiędzy węzłami. W miejscu usuniętych elementów „pile” wstawiono elementy upodatniające (rys. 33.5), które mają możliwość przenoszenia momentów zginających [3]. Uproszczone zamodelowanie złącza podatnego w obudowie ŁP, osiągnięto poprzez:

- uniemożliwienie wzajemnego przemieszczania się obu węzłów w płaszczyźnie prostopadłej do osi usuniętego elementu,
- uniemożliwienie wzajemnej rotacji łączonych węzłów,
- zezwolenie na wzajemne przemieszczanie się węzłów wzdłuż osi usuniętego elementu,
- zdefiniowanie sztywności połączenia, tak dobranej, aby w zakresie obciążzeń nie wywołujących zsuwu deformacje obudowy nie wskazywały na brak usuniętego elementu,

- określenie granicy plastyczności przy ściskaniu, po osiągnięciu której zastosowane połączenie odkszałca się przenosząc jedynie siły nie przekraczające wartości granicznej – do obliczeń przyjęto wartość 250 kN co odpowiada średniej nośności zamków stosowanych do łączenia łuków podatnych [6].

Dodatkowe obciążenia dynamiczne działające na górotwór otaczający wyrobisko i jego obudowę wynikają z wystąpienia wstrząsu górotworu. Do opisu wymuszenia dynamicznego wykorzystano rzeczywisty pomiar prędkości drgań zarejestrowany na stanowisku sejsmometru S-14 (rys. 33.6).

Przedstawiony sygnał źródłowy, przykładowany był wyłącznie dla składowej pionowej prędkości przemieszczania się punktów węzłowych (na górnej krawędzi modelu). Na potrzeby niniejszej pracy założono, że analizowane w modelu wyrobisko zlokalizowane będzie ok. 60 m poniżej stanowiska S-14.

33.5 WYNIKI OBLICZEŃ NUMERYCZNYCH

Po zainicjowaniu pierwotnego stanu naprężeń w modelu obliczeniowym przystąpiono do symulacji zachowania się górotworu w rejonie wyrobiska korytarzowego. Ta część symulacji komputerowej podzielona została na dwa podstawowe etapy:

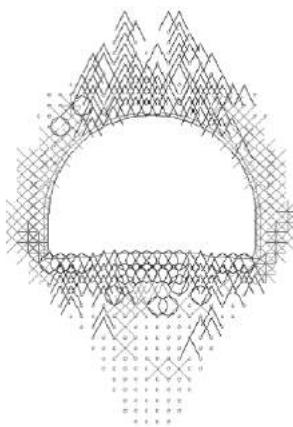
- symulację statyczną – obejmującą ocenę stanu zniszczenia struktury skalnej w rejonie wykonanego wyrobiska korytarzowego,
- symulację dynamiczną – obejmującą analizę oddziaływanego obciążeniem związanym ze wstrząsem na górotwór otaczający wyrobisko oraz jego obudowę. Czas oddziaływania symulowanego wstrząsu na model wynosił 2 s zgodnie z przedstawionym na rys. 33.6 sejsmogramem prędkości drgań zarejestrowanym na stanowisku S-14.

Pierwszy etap analizy obejmował określenie stanu uplastycznienia górotworu po wydrążeniu wyrobiska korytarzowego. W etapie tym doprowadzono model do stanu równowagi a następnie wykonano obliczenia związane z fazą statyczną.

Bezpośrednio po wydrążeniu wyrobiska, powstają stosunkowo niewielkie strefy zniszczeń w górotworze otaczającym (rys. 33.7). W stropie wyrobiska zniszczenia struktury skalnej sięgają do wysokości ok. $2,75 \text{ m}$, a ich maksymalna wysokość odnotowana została w rejonie osi wyrobiska. Zniszczenia stropowe wynikają głównie z przekroczenia wytrzymałości skał na rozciąganie w obrębie płaszczyzn osłabienia modelu ubiquitous joint. W miejscach tych odnotowano również niewielki uślizg płaszczyzn osłabienia, co może stanowić przyczynę zwiększonego obciążenia łuku stropnicowego obudowy podporowej.

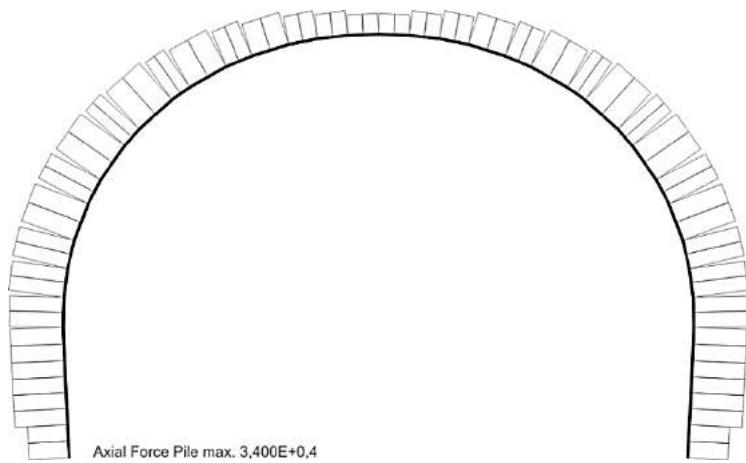
Na tym etapie symulacji komputerowych nie wystąpiła jednak istotna deformacja obudowy podporowej wyrobiska, co potwierdzają przedstawione na rysunkach 33.8 i 33.9 wykresy sił osiowych i momentów gnących w elementach obudowy podporowej.

W ociosach wyrobiska głębokość zniszczeń dochodzi do $0,75 \text{ m}$, a ich maksymalna głębokość odnotowana została na wysokości ok. 1 m licząc od spodka wyrobiska.

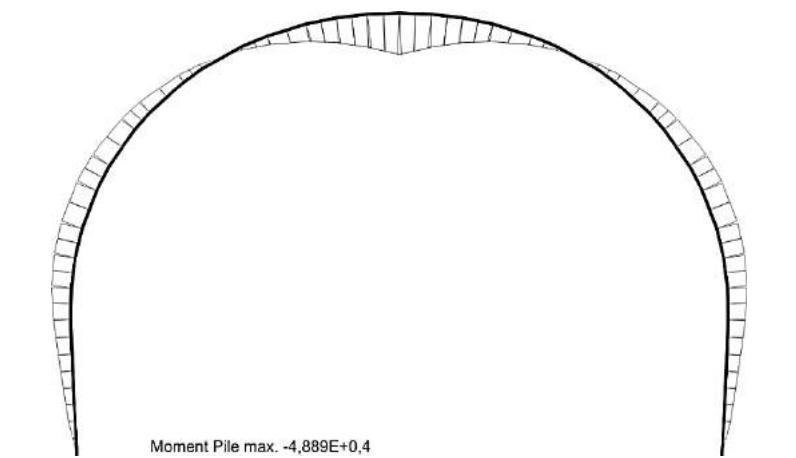


Plasticity Indicator
* at yield in shear or vol. o at yield in tension . ubiq. joints fail in past
X elastic, at yield in past ^ slip along ubiq. joints v tens. fail ubiq. joints
Pile Plot
Structural Displacement
Max Value = 1.316E-03

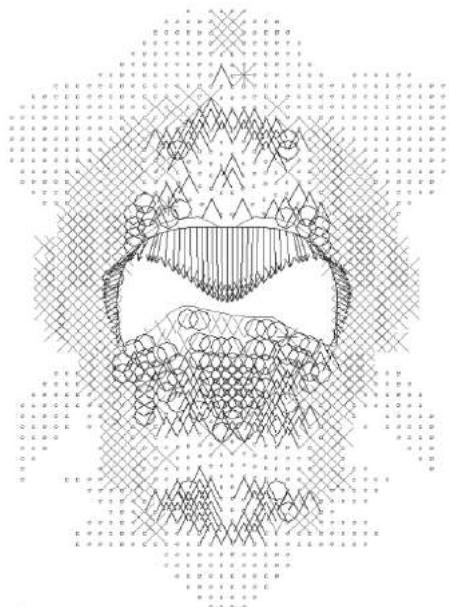
Rys. 33.7 Strefy zniszczeń górotworu wyznaczone po wydrążeniu wyrobiska



Rys. 33.8 Siły osiowe w obudowie po wydrążeniu wyrobiska



Rys. 33.9 Momenty gnące w obudowie po wydrążeniu wyrobiska



Plasticity Indicator
* at yield in shear or vol. o at yield in tension . ubiq. joints fail in past
X elastic, at yield in past ^ slip along ubiq. joints v tens. fail ubiq. joints
Pile Plot
Structural Displacement
Max Value = 5.961E-01

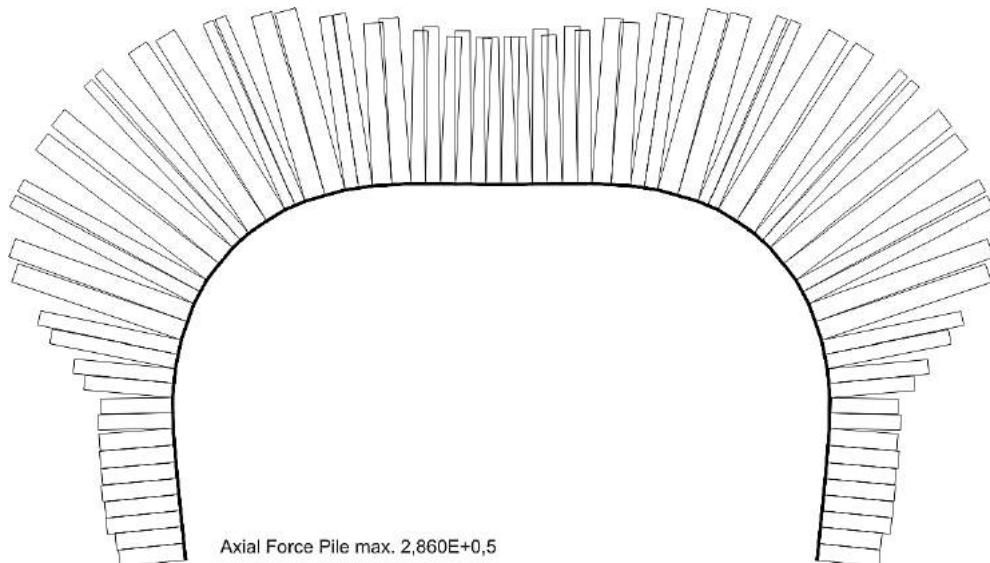
Rys. 33.10 Strefy zniszczeń górotworu wyznaczone dla fazy dynamicznej

Przyczyną tych zniszczeń jest przede wszystkim przekroczenie wytrzymałości na ścinanie.

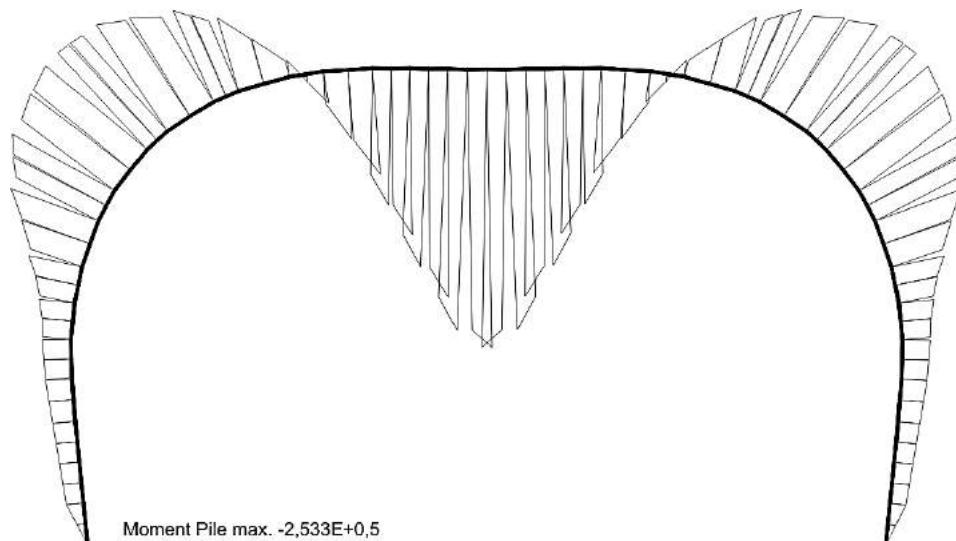
W spągu wyrobiska zasięg zniszczeń struktury skalnej osiąga wartość ok. 3,65 m, a ich największa głębokość odnotowana została w osi wyrobiska. Podobnie jak w przypadku zniszczeń stropowych w spągu wyrobiska wynikają one głównie z przekroczenia wytrzymałości skał na rozciąganie w obrębie płaszczyzn osłabienia modelu ubiquitous joint. Tutaj również występuje niewielki uśliszg w obrębie płaszczyzn osłabienia. Wyznaczona na tej podstawie wielkość wypiętrzenia spągu do wyrobiska nie przekracza jednak 0,05 m. Można zatem stwierdzić, że na etapie analizy statycznej deformacje konturu wyrobiska są bardzo małe i nie wpływają na jego funkcjonalność.

Wyniki obliczeń z fazy statycznej były danymi wejściowymi dla kolejnego etapu obliczeń numerycznych z uwzględnieniem dodatkowych obciążen dynamicznych związanych z symulowanym wstrząsem górotworu. Wyniki obliczeń przedstawione zostały na rysunkach 33.10 do 33.12.

Jak wynika z rys. 33.10 wzrost obciążień związanych ze symulowanym zjawiskiem wstrząsu górotworu spowodował istotny przyrost zniszczeń w górotworze otaczającym rozpatrywane wyrobisko. W stropie wyrobiska zniszczenie struktury skalnej uległo powiększeniu do wysokości ok. 5,0 m, co w odniesieniu do poprzedniego etapu symulacji numerycznej stanowi przyrost o ok. 85%. Podobnie jak w poprzednim etapie symulacji komputerowych zniszczenia te wynikają z przekroczenia wytrzymałości skał na rozciąganie w obrębie płaszczyzn osłabienia.

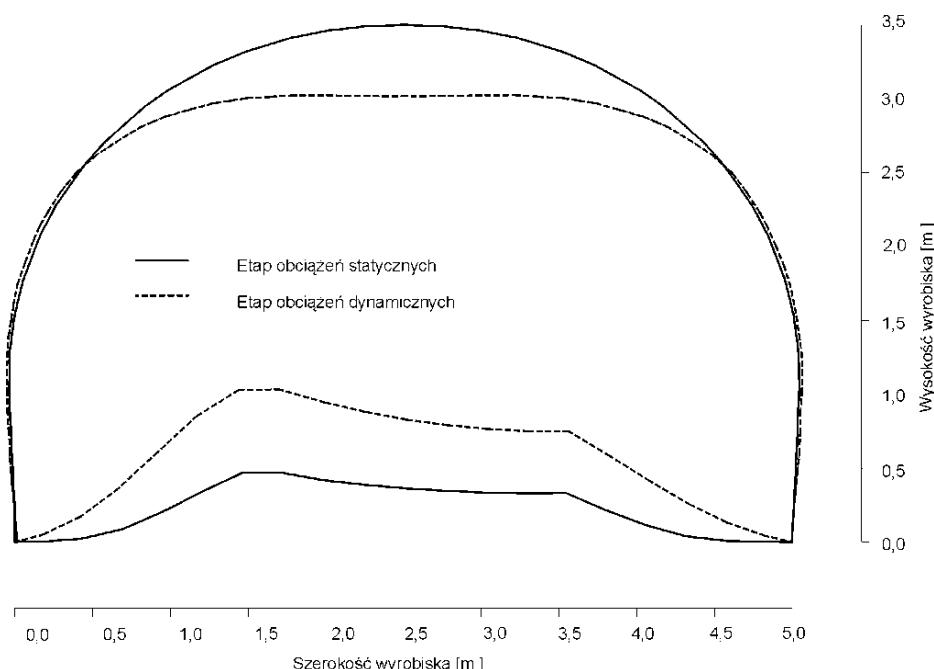


Rys. 33.11 Siły osiowe w obudowie wyznaczone dla fazy dynamicznej



Rys. 33.12 Momenty gnące w obudowie wyznaczone dla fazy dynamicznej

W ociosach wyrobiska dynamiczny przyrost obciążenia wynikającego ze wstrząsu spowodował wzrost zniszczeń w strukturze pokładu do głębokości ok. 2,0 m. W przeważającej części są one wynikiem przekroczenia wytrzymałości pokładu na ścinanie. Największy przyrost zniszczeń dla tego etapu symulacji wyznaczony został w spągu chodnika. Głębokość zniszczeń spągowych wyznaczona w tym etapie symulacji komputerowych wynosi ok. 7 m. Wyznaczona na tej podstawie wartość wypiętrzenia spągu do wyrobiska wynosi ok. 1,05 m (rys. 33.13). Tak znaczący przyrost zniszczeń górotworu spowodował istotną deformację konturu wyrobiska, co potwierdzają wykresy sił osiowych i momentów gnących w elementach obudowy łukowej (rys. 33.11 i 33.12) oraz rysunek 33.13.



Rys. 33.13 Deformacje konturu wyrobiska wyznaczone w poszczególnych etapach obliczeń

33.6 PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

W artykule przedstawione zostały wyniki modelowania numerycznego wpływu obciążen dynamicznych, wywołanych wstrząsem górotworu, na zachowania się skał w rejonie wyrobiska korytarzowego. Do procesu modelowania wykorzystano program różnic skończonych *FLAC*. Ocenę zmian zachodzących w rejonie wyrobiska wykonano przy wykorzystaniu anizotropowego modelu ubiquitous joint. Na podstawie wyników modelowania numerycznego sformułowano następujące wnioski:

1. Jak wynika z obliczeń dla fazy statycznej istotnym elementem prowadzonych symulacji komputerowych jest stosowanie właściwego modelu konstytutywnego. Przyjęcie do obliczeń modelu ubiquitous joint umożliwia prawidłowe odwzorowanie stref zniszczeń oraz deformacji konturu wyrobiska.
2. Wyniki obliczeń z fazy dynamicznej potwierdziły fakt, że wzrost obciążen, związanych z oddziaływaniem symulowanego wstrząsu, spowodował znaczący przyrost zniszczeń w górotworze otaczającym rozpatrywane wyrobisko. Wyznaczony przyrost zniszczeń górotworu spowodował istotne deformacje konturu wyrobiska i obudowy ŁP naruszając jego pierwotną stateczność.
3. Głównymi ograniczeniami symulacji numerycznej są trudności w matematycznym opisie procesów dynamicznych, brak dokładnego rozeznania niejednorodności górotworu i wybór odpowiednich stałych materiałowych.

LITERATURA

1. S. Bock, "Numerical modelling of a void behind shaft lining sing FDM with a concrete spalling algorithm", *Journal of Sustainable Mining* 2013(20), s. 14-21
2. *FLAC User's Manual*. *Itasca Consulting Group*. Minneapolis 1992.

3. M. Jendryś, „Wpływ eksploatacji górniczej na nadbierane korytarzowe wyrobiska udostępniające w świetle obliczeń numerycznych”, *Wydawnictwo Politechniki Śląskiej*, Gliwice 2009.
4. P. Kołodziejczyk, M. Wesołowski, „Możliwość numerycznej symulacji parametrów drgań powierzchni terenu od wstrząsów górotworu”, *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko* Katowice 2007 s. 103-111.
5. H. Marczak, „Analiza wpływu pierwotnego stanu naprężenia na obciążenie obudowy wyrobiska korytarzowego”, *Przegląd Górniczy*, nr 6, 2006.
6. J. Perek, B. Sawka, „Nośność zsuwna złącz a stateczność łukowych odrzwi podatnych typu ŁP”, *XIX Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu*, Kraków 1996.
7. W. Pytel, „Geomechaniczne problemy doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk górniczych”, *KGHM Cuprum – Centrum Badawczo-Rozwojowe*, 2012
8. B. Sainsbury, M. Pierce, D. Mas Ivars, “Simulation of rock mass strength anisotropy and scale effects using a Ubiquitous Joint Rock Mass (UJRM) model”, *Continuum and Distinct Element Numerical Modeling in Geo-Engineering* – 2008 – Hart, Detournay & Cundall (eds.) Paper: 06-02 Itasca Consulting Group, Inc., Minneapolis,
9. K. Stec, W. Masny, „Analiza numeryczna dynamicznego oddziaływania wstrząsów górotworu na wyrobisko korytarzowe w zależności od położenia płaszczyzny pękania w ognisku wstrząsu”, *Warsztaty z cyklu: Zagrożenia naturalne w górnictwie*. Katowice 2012, s. 387-400.
10. K. Tajduś, “Numerical simulation of underground mining exploitation influence upon terrain surface”, *Archives of Mining Sciences*, vol. 58 issue 3. Kraków 2013.
11. M. Wesołowski, „Numeryczny model wyrobiska korytarzowego w górotworze uwarstwionym”, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej*, s. Górnictwo, z. 254, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
12. M. Wesołowski, „Zastosowanie liniowego ośrodka transwersalnie izotropowego do modelowania deformacji terenu górniczego”, *Wydawnictwo Politechniki Śląskiej*, Gliwice 2013.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr inż. Marek Wesołowski, dr inż. Piotr Kołodziejczyk, doc. w Pol. Śl.,
dr hab. inż. Piotr Bańska, prof. Pol. Śl., dr hab. inż. Henryk Badura, prof. Pol. Śl.
Politechnika Śląska Gliwice, Wydział Górnictwa i Geologii
Instytut Eksploatacji Złóż
ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: marek.wesolowski@polsl.pl; piotr.kolodziejczyk@polsl.pl
piotr.banka@polsl.pl; henryk.badura@polsl.pl

NUMERYCZNA SYMULACJA DYNAMICZNEGO ODDZIAŁYWANIA WSTRZĄSU GÓROTWORU NA WYROBISKO KORYTARZOWE

Streszczenie: W artykule przedstawiono wyniki modelowania numerycznego wpływu obciążen dynamicznych skał w rejonie wyrobiska korytarzowego, wywołanych wstrząsem górotworu. Ocenę zmian zachodzących w rejonie wyrobiska wykonano przy użyciu anizotropowego modelu ubiquitous joint. Przeprowadzona symulacja komputerowa obejmowała dwa zasadnicze etapy: symulację statyczną – obejmującą ocenę stanu zniszczenia struktury skalnej w rejonie wykonanego wyrobiska korytarzowego oraz symulację dynamiczną – obejmującą analizę dodatkowego obciążenia górotworu otacjającego wyrobisko i jego obudowę w wyniku wystąpienia wstrząsu. Jak wykazały przeprowadzone obliczenia numeryczne wzrost obciążen wywołany wstrząsem górotworu spowodował istotne zwiększenie zasięgu stref zniszczeń w górotworze oraz deformacje konturu wyrobiska.

Słowa kluczowe: deformacje wyrobiska, model górotworu, naprężenia, strefy zniszczeń, wstrząs

NUMERICAL SIMULATION OF DYNAMIC EFFECTS OF A ROCKMASS SHOCK ON A MINE WORKING

Abstract: The paper presents results of numerical modeling of the effects of dynamic loads in an area of a mine working resulted from a rockmass shock. The assessment of changes affecting the working area has been evaluated with use of an anisotropic ubiquitous joint model. Computer simulation covered two main stages: static simulation, which includes assessment of the destruction state of rock structure in the surroundings of the mine working, and dynamic simulation that includes additional loads of the rockmass, which surrounds the working and its support in the result of the shock. Conducted numerical calculations demonstrated that increased loads resulted from a rockmass shock results in significant increase of destructions in the rockmass and increased deformations of the working profile.

Key words: destruction zones, rockmass model, shock, stresses, working's deformations

34

URZĄDZENIE DO MECHANIZACJI ROBÓT POMOCNICZYCH – URZĄDZENIE UPZ-1 DO PROSTOWANIA ZASTAWEK PRZENOŚNIKÓW ZGRZEBŁOWYCH W ŚCIANIE

34.1 WPROWADZENIE

W ścianach wydobywczych z odstawą przenośnikami zgrzebowymi, zdarzają się przypadki odkształceń zastawek z różnych przyczyn.

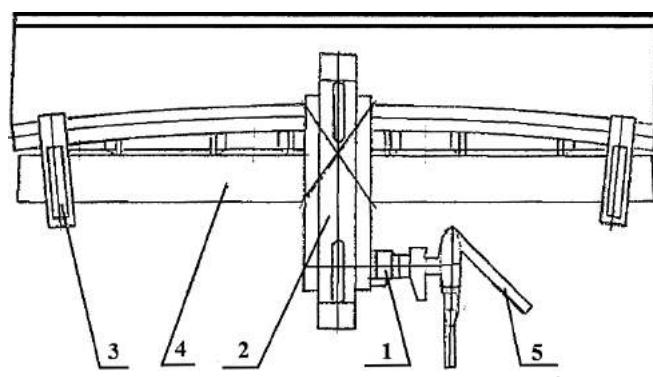
Zastawki wykonane są z blach i rur po boku ciągu rynien przenośnika, które zwiększą przekrój strugi urobku transportowanego przenośnikiem. Do zastawki przy mocowana jest półka o przekroju prostokątnym otwarta od góry w której prowadzony jest układak z przewodem wodnym oraz elektrycznym [6]. W ścianach kombajnowych z układakiem przewodu kombajnowego odkształcenie półki zastawki skutkowało zatrzymaniem pracy kombajnu do czasu naprawienia zastawki. Niektóre odkształcenia zwłaszcza zaciśnięcie półki układaka przewodu kombajnowego zastawki, można było naprawić przez usunięcie odkształcenia rozciąganiem wciągnikiem ręcznym WR. Większe odkształcenia wymagały wymiany zastawki uszkodzonej na rezerwową lub naprawy w warsztacie na powierzchni. Ponieważ wystąpiła potrzeba prostowania zastawek z większą wydajnością i bez jej demontażu na miejscu w ścianie, problem ten należało rozwiązać. W tym celu zaprojektowano urządzenie do prostowania zastawek UPZ-1 opisane w Poradniku ZKMPW nr 300 [2]. Urządzenie do prostowania zastawek UPZ-1 przeznaczone było do przywracania pierwotnego kształtu, zdeformowanym podczas pracy w ścianie zastawkom przenośników zgrzebowych ścianowych, bez konieczności demontowania ich z przenośnika. W szczególności deformacji ulegają półki układaka przewodu kombajnowego będące elementami zastawek, które wykonane są z blach i rur.

W ówczesnych czasach, gdzie był projektowany UPZ-1 największym problemem było uzyskanie materiałów dla uruchomienia produkcji seryjnej. Materiały dla uruchomienia produkcji UPZ-1 [3] pochodziły w znacznej części ze złomu. Spotkały się tutaj dwie inicjatywy, Projektanta UPZ-1 [3], który przewidział taką możliwość i pracownika Działu Produkcji TAGOR-u, który przeszedł do pracy z Bytomskich Zakładów naprawczych remontujących stojaki SHC i był zorientowany co do wartości

złomowanych elementów stojaków SHC. Dotyczyło to szczególnie cylindra stojaka SHC, który w górnej części nie był zużyty i zachował właściwy wymiar pod pasowanie tłoka. Siłownik $\varnothing 120\text{ mm}$ wykonano ze złomowanych elementów stojaka SHC. Tłok zastosowano w całości po wymianie uszczelki i pierścienia ślizgowego, podobnie wykorzystano korek kanału sprężyny. Tłoczyko, sprężyna oraz rura wewnętrzna również zostały wykorzystane ze złomowanych stojaków SHC. Końcówka gniazda dla pistoletu do zasilania stojaków SHC wykonana została z błędnie wykonanych otoczek ze stali nierdzewnej do produkcji zaworów stojaków SHC. Pozwoliło to w krótkim czasie uruchomić I serię 100 kpl. UPZ-1 [3].

34.2 OPIS BUDOWY URZĄDZENIA PRZENOŚNEGO UPZ-1

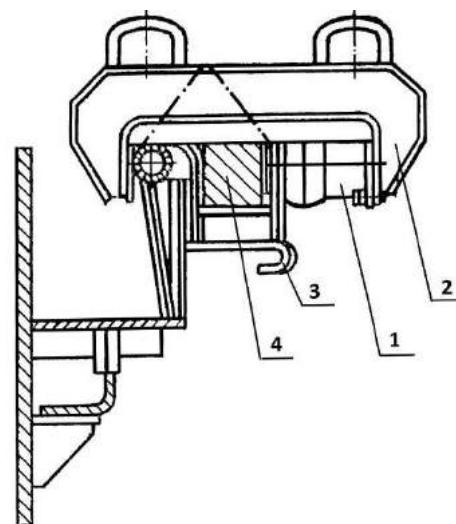
Urządzenie UPZ-1 pokazano na rysunku 34.1 oraz 34.2. Składa się ono z czterech głównych elementów [1]: (1) siłownika $\varnothing 120\text{ mm}$ jednostronnego działania zasilanego emulsją, (5) z pistoletu SHC, (2) obejmy w kształcie litery „C”, (3) uchwytu (2 szt.), (4) belki stalowej o przekroju kwadratowym 100 mm .



Rys. 34.1 Urządzenie UPZ-1 – widok z góry

1 – siłownik, 2 – obejma, 3 – uchwyt, 4 – belka stalowa, 5 – pistolet SHC

Źródło: [1]

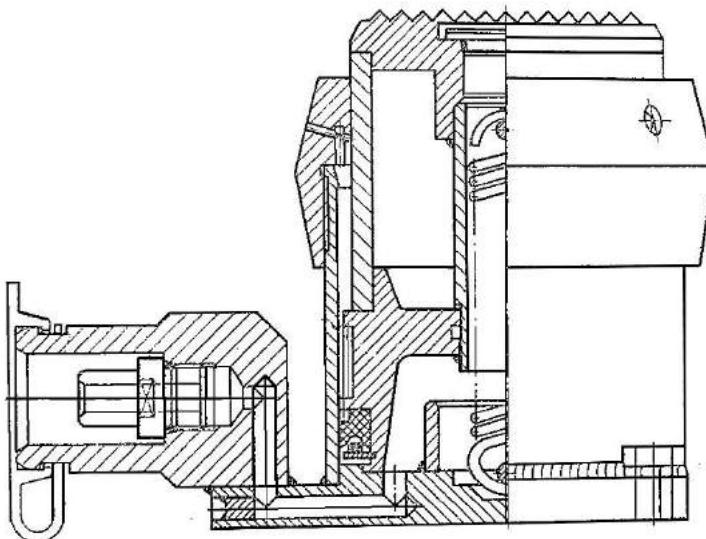


Rys. 34.2 Urządzenie UPZ-1 – widok z boku

1 – siłownik, 2 – obejma, 3 – uchwyt, 4 – belka stalowa

Źródło: [1]

Siłownik jednostronnego działania przedstawiony na rysunku 34.3 [5], nie ma uszczelnień na prowadnicy, nie są one bowiem potrzebne. Wystarczy pierścień zgarniający, aby nie dopuścić do wejścia zanieczyszczeń nalepionych na tłoczysku do wnętrza cylindra. Ruch powrotny tłoka odbywa się za pomocą sprężyny rozciąganej wewnątrz siłownika minimalna siła 79 kN max 395 kN.



Rys. 34.3 Siłownik ø 120 jednostronnego działania zasilany emulsją z pistoletu SHC
Źródło: [1]

Uwaga [2]:

Stosowanie belki stalowej o kwadracie 90 mm grozi wypadkiem, ponieważ belka ta wygina się w łuk i może nastąpić wyrzucenie obejmy z siłownikiem (masa 42 Mg) w kierunku obsługującego. Zastosowano więc zabezpieczenie w postaci łańcucha technicznego powszechnie stosowanego w górnictwie. Zasilanie siłownika jednostronnego działania (rys. 34.3) [1] oraz sterowanie przepływem emulsji z magistrali ścianowej dokonuje się (rys. 34.1) (5) [1] za pomocą pistoletu SHC z magistrali ścianowej. Pistolet SHC oraz belka, nie wchodzi w skład typowego wyposażenia urządzenia UPZ-1, lecz jest dostarczana przez kopalnie we własnym zakresie.

34.3 OPIS DZIAŁANIA URZĄDZENIA UPZ-1 – PRZYKŁADY

34.3.1 Prostowanie zwężonej półki zastawki

Dla wykonania tej czynności stosuje się sam siłownik ø 120 mm, prześwit szczek 240 mm i o skoku tłoka 50 mm [2]. Sam siłownik bez obejmy wkłada się do zawężonej półki zastawki, obsługujący steruje przepływem emulsji za pomocą typowego pistoletu do zasilania stojaków SHC zasilanego emulsją z przewodu magistralnego w ścianie o ciśnieniu w zakresie 70-350 bar. Obsługujący obserwuje zmniejszenie strzałki ugięcia aż do usunięcia odkształcenia. W miejscach gdzie nie ma możliwości podłączenia się do przewodu magistralnego, urządzenie UPZ-1 zasila się olejem lub emulsją z pompki ręcznej o ciśnieniu max 350 bar, doprowadzając medium do siłownika przez złączkę

redukcyjną wkręcącą w miejsce trzpienia zasilającego. Prostowanie zwężonej półki zastawki przedstawia rysunek 34.4.

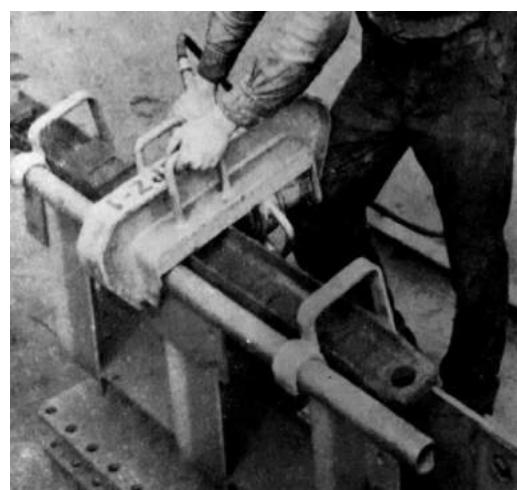


Rys. 34.4 Prostowanie zwężenia półki zastawki

Źródło: Stefan Wyciszczoł

34.3.2 Prostowanie rury półki zastawki

Dla wykonania tej operacji stosuje się obejmę z zamocowanym do niej siłownikiem $\varnothing 120\ mm$, połączonym u jego podstawy czterema śrubami. W ten sposób otrzymuje się prasę ze szczęką nieruchomą i ruchomą [2]. Na odkształconej rurze zawiesza się oba uchwyty i wkłada w otwory uchwytów belkę stalową o przekroju kwadrat $100\ mm$. Następnie kładzie się obejmę z siłownikiem w miejscu największego odkształcenia i zabezpiecza łańcuchem technicznym. Po podłączeniu pistoletu SHC do magistrali ścianowej obudowy zmechanizowanej o ciśnieniu w zakresie $70\text{--}350\ bar$ ściska się odkształcenie, aż do wyprostowania rury. Obsługujący obserwuje zmniejszanie się odkształcenia i steruje dopływem emulsji za pomocą zaworu pistoletu SHC. Sposób montażu urządzenia UPZ-1 oraz prostowanie rury półki zastawki przedstawia rysunek 34.5.

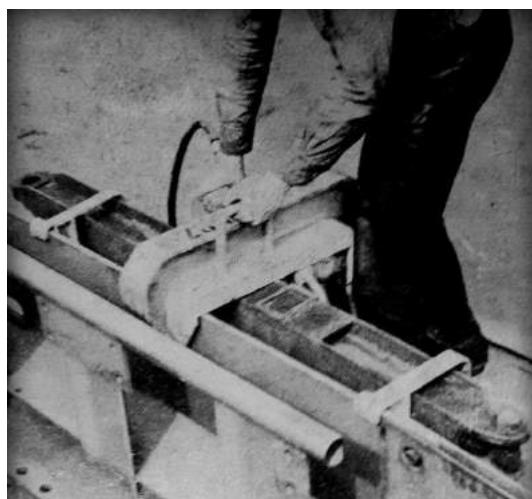


Rys. 34.5 Prostowanie rury półki zastawki

Źródło: Stefan Wyciszczoł

34.3.3 Prostowanie blachy półki zastawki

Blachę półki zastawki prostuje się tak samo jak w przypadku prostowania rury zastawki jedynie z tą różnicą, że uchwyty, które są równoległe do belki zawiesza się na mniejszym uchu. Do mniejszego ucha przyspawane są płaskowniki tworzące dystans kompensujący różnice grubości blachy i średnicy rury, co pozwala prostować zarówno blachę jak i rurę przy tym samym przeświecie szczęk urządzenia UPZ-1. Prostowanie blachy półki zastawki przedstawia rysunek 34.6.



Rys. 34.6 Prostowanie blachy półki zastawki

Źródło: Stefan Wyciszczoł

34.4 PRZEBIEG WDRAŻANIA URZĄDZENIA UPZ-1

Próby ruchowe UPZ-1 były prowadzone w kopalniach KWK „Pniówek”, KWK „Borynia”, KWK „Jankowice”. Największe zastosowanie UPZ-1 [3] podczas wdrażania miało miejsce w kopalni KWK „Jankowice”, gdzie niespodziewanie wystąpiła zwiększoną liczbą odkształceń zastawek grożąca zatrzymaniem wydobycia na jednej ze ścian.

W ciągu jednej nocy Projektant UPZ-1 [3] dokonał prostowania kilkunastu zastawek, które były w różny sposób odkształcone. Urządzenie UPZ-1 [3] zastosowane przy prostowaniu zastawek w kopalni KWK „Jankowice” było jednym z pierwszych sztuk seryjnie wyprodukowanych przez producenta TAGOR – Oddział w Radzionkowie, obecnie RAGOR. W wyniku czego oszczędności dla kopalni z tej jednej operacji wyniosły tyle ile ówczesna cena samochodu osobowego.

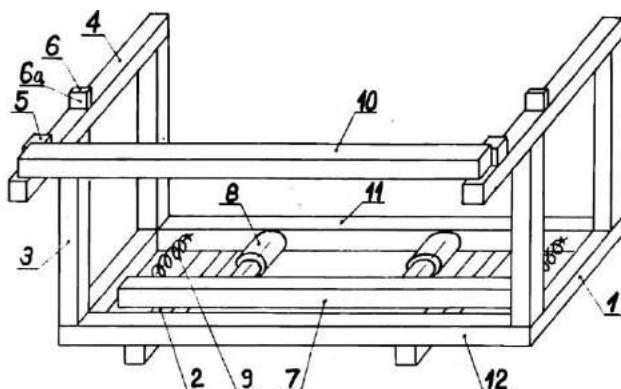
34.5 STANOWISKO DO PROSTOWANIA ZASTAWEK W KOMORZE REGENERACJI

Podczas demontażu urządzeń ze ściany w której już zakończono wydobycie, zdarza się że zastawki ulegają odkształceniom. W tym celu opracowano stanowisko do prostowania zastawek poza obszarem ściany, w tak zwanej komorze regeneracyjnej na dole kopalni. Urządzenie składa się z prostokątnej ramy nośnej osadzonej na belkach ślizgowych, do której to ramy są przymocowane prostopadłe wsporniki z zamocowanymi na nich górnymi belkami. Wewnątrz ramy nośnej na belkach ślizgowych jest ułożona przesuwna belka, która jest równoległa do dłuższych krawędzi

ramy. Prostopadle do niej usytuowane są siłowniki hydrauliczne, które są zamocowane jednym końcem do wzdłużnej belki dociskowej ramy nośnej. Drugie końce siłowników przylegają, względnie są zamocowane na stałe do przesuwnej belki zależnie od tego czy są to siłowniki jednostronnego czy dwustronnego działania. Na każdej z górnych belek stoiska są ustawione po dwa klocki o różnej szerokości w pewnej odległości od siebie. Odległość ta równa jest odległości pomiędzy blachą a rurą zastawki. Szerokość węższego klocka odpowiada grubości blachy zastawki, a szerokość szerszego klocka odpowiada średnicy rury zastawki. Klocki węższe są umieszczone na górnym belkach w ścisłe określonym miejscu, to znaczy boczne powierzchnie węższych klocków zwrócone są w kierunku klocków szerszych natomiast powierzchnia wewnętrzna wzdłużnej belki dociskowej ramy nośnej leżą w jednej płaszczyźnie. Poza tym na górnym belkach spoczywa przenośna belka, która przylega do bocznych powierzchni klocków węższych (lub szerszych), zależne od tego, który z elementów zastawki jest prostowany [4].

34.5.1 Opis budowy stanowiska do prostowania zastawek w komorze regeneracji

Stoisko do prostowania zastawek pokazane zostało na rysunku 34.7.



Rys. 34.7 Urządzenie do prostowania zastawek w komorze regeneracji

1 – rama, 2 – belka ślizgowa, 3 – prostopadłe wsporniki, 4 – góra belka, 5 – klocek boczny, 6,6a – większy klocek, 7 – belka przesuwna, 8 – siłowniki hydrauliczne, 9 – sprężyna, 10 – przenośna belka, 11 – belka oporowa, 12 – belka dociskowa

Źródło: [4]

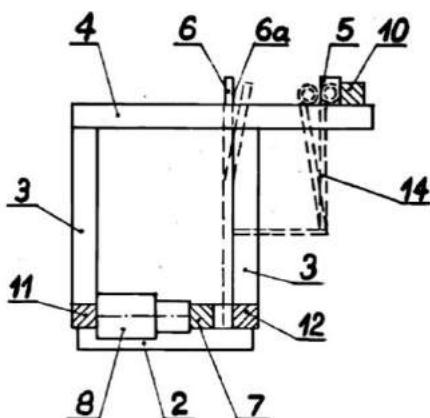
Urządzenie do prostowania zastawek składa się z prostokątnej ramy nośnej 1 osadzonej na belkach ślizgowych 2. Do ramy 1 są przyjmocowane prostopadłe wsporniki 3, na których spoczywają górne belki 4. Wewnątrz ramy nośnej 1 na belkach ślizgowych 2 jest ułożona równolegle do wzdłużnej belki dociskowej 12 ramy 1 przesuwna belka 7. Wewnątrz ramy 1 znajdują się również hydrauliczne siłowniki 8. Są one przyjmocowane jednym końcem do wzdłużnej belki oporowej 11 ramy 1. Siłowniki te przylegają drugim końcem do przesuwnej belki 7. W przypadku gdy są to siłowniki dwustronnego działania są one przyjmocowane do przesuwnej belki 7 i przesuwają ją w dwóch przeciwnie kierunkach. Natomiast gdy są to siłowniki jednostronnego działania to

pod działaniem medium dociskają belkę przesuwną 7 do belki dociskowej 12, a powrót belki w położenie wyjściowe powodują sprężyny 9 zamocowane do belki przesuwnej 7 i belki oporowej 11. Na każdej z górnych belek 4 znajdują się klocki 5 i 6 ustawione w pewnej odległości od siebie. Odległość pomiędzy klockami równa jest wzorcowej odległości jaka powinna być pomiędzy rurą a blachą zastawki.

Każdy z klocków ma inną szerokość. Szerokość szerszego klocka 5 odpowiada średnicy rury zastawki a szerokość węższego klocka 6 równa jest grubości blachy zastawki. Węższy klocek 6 jest usytuowany na górnej belce 4 w ścisłe określonym miejscu, to znaczy powierzchnia boczna 6a klocka 6 zwrócona w kierunku szerszego klocka 5 oraz powierzchnia wewnętrzna dociskowej belki 12 ramy 1 leżą w jednej płaszczyźnie, prostopadłej do ramy 1. Na górnym betkach 4 urządzenia spoczywa przenośna belka 10. Jest ona ustawiona na belkach 4 w różnych miejscach zależnie od tego, który z elementów zastawki jest aktualnie prostowany. Przylega ona do powierzchni bocznych klocków 5 albo 6 [4].

34.5.2 Zasada działania stanowiska do prostowania zastawek w komorze regeneracji

Prostowaną zastawkę 14 umieszcza się w urządzeniu w następujący sposób. Dolną krawędź blachy zastawki ustawia się wewnątrz ramy 1 i dociska do dociskowej belki 12 siłownikami 8 za pośrednictwem przesuwnej belki 7. Górnne krawędzie prostowanej zastawki znajdują się na wysokości górnej belki 4, przy czym blacha zastawki jest usytuowana pomiędzy węższymi klockami 6a rura zastawki pomiędzy szerszymi klockami 5. Następnie wzdłuż prostowanej krawędzi zastawki ustawia się na górnym belkach 4 przenośną belkę 10 i przystępuje do prostowania zastawek za pomocą obejm 13. Obejmę zakłada się na przenośną belkę 10 i prostowaną krawędź zastawki 14 i za pomocą siłownika hydraulicznego znajdującego się na stopie obejm przywraca się właściwy kształt zastawki odwzorowany na górnym belkach 4 za pośrednictwem klocków 5 i 6 [4]. Efekt końcowy przedstawia rysunek 34.8.



Rys. 34.8 Przekrój poprzeczny wraz z prostowaną zastawką

2 - belka ślizgowa, 3 - prostopadłe wsporniki, 4 - górna belka,

5 - klocek boczny, 6,6a - wiekszy klocek, 7 - belka przesuwana, 8 - siłowniki hydrauliczne.

10 – przenośna belka, 11 – belka oporowa, 12 – belka dociskowa, 14 – prostowana zastawka

Źródło: [4]

34.6 PODSTAWY DO WYLCZENIA OSZCZĘDNOŚCI Z ZASTOSOWANIA UPZ-1

Przedstawiono analizę porównawczą prostowania zastawki bez zastosowania urządzenia UPZ-1 oraz z zastosowaniem urządzenia UPZ-1.

Koszt prostowania zastawki KNzw bez zastosowania UPZ-1.

Do kosztów naprawy KNzw w warsztacie na powierzchni należy doliczyć:

- koszt zakupu zastawki rezerwowej Kzr,
- koszt transportu zastawki rezerwowej do ściany wydobywczej KTzr = 2 dniówki,
- koszt wymiany zastawki w ścianie Kw = 0,5 dniówki,
- koszt transportu zastawki uszkodzonej do warsztatu na powierzchnię KTzu = 3 dniówki,
- KNzw koszt naprawy zastawki bez zastosowania UPZ-1 [3],
- Kzr koszt zastawki rezerwowej, KTzr koszt transportu zastawki rezerwowej,
- Kw koszt wymiany, KTu koszt transportu zastawki uszkodzonej,

Stąd K, koszt całkowity wymiany zastawki.

$$K = KNzw + Kzr + KTzr \text{ (2 dniówki)} + Kw \text{ (0,5 dniówki)} + KTu \text{ (3 dniówki)}$$

Koszt prostowania zastawki KNzw za pomocą UPZ-1.

Za pomocą UPZ-1 jedną zastawkę prostuje się na przenośniku ścianowym w ścianie w ciągu 0,15-0,25 godzin dniówka.

34.7 PODSUMOWANIE

Urządzenie UPZ-1 przeznaczone jest do prostowania zastawek przenośników zgrzebłowych znajdujących się w ścianie. Jest urządzeniem prostym pozwalającym w krótkim czasie przywrócić zdeformowane elementy zastawki przenośnika ścianowego do kształtu pierwotnego. Urządzenie zasilane jest emulsją z przewodu magistralnego w ścianie o ciśnieniu w zakresie 70-350 bar za pomocą typowego pistoletu do zasilania stojaków SHC. Prostota konstrukcji, w której wykorzystano między innymi złomowany stojak SHC tworząc siłownik ø 120 mm jako część roboczą urządzenia UPZ-1, jak również opisany sposób pozyskania pozostałych elementów urządzenia UPZ-1 pozwoliły osiągnąć małe koszty inwestycyjne w porównaniu z kosztami ponoszonymi przy remontach zastawek wykonywanych tradycyjnymi metodami. Przykładowo: odkształcenie półki zastawki zmuszało służby remontowe do zatrzymania pracy kombajnu do czasu naprawienia zastawki, a większe odkształcenia wymagały wymiany zastawki uszkodzonej na rezerwową lub naprawy w warsztacie na powierzchni.

Zważywszy na uniwersalność urządzenia UPZ-1 pozwalającego wykonać prace związane z:

- prostowaniem zwężonej półki zastawki,
- prostowaniem rury półki zastawki,
- prostowaniem blach zastawki,

jest to urządzenie godne reaktywacji.

Przedstawiona kalkulacja kosztów jest decydującym argumentem przemawiającym za wznowieniem produkcji zapomnianego urządzenia UPZ-1. Z kalkulacji kosztów UPZ-1 [3] oraz dotychczasowej technologii naprawy zastawek

wynika, że koszt zakupu UPZ-1 [3] amortyzuje się już po wyprostowaniu 2 zastawek.

Jest to dowód na to, że zastosowanie urządzeń remontowych znajdujących się w segmencie maszyn, urządzeń i narzędzi zaliczanych do małej mechanizacji dla górnictwa może przynieść również wymierne korzyści dla zakładu górniczego w obecnej sytuacji rynkowej, w której rozważa się „*być albo nie być*”.

LITERATURA

1. Z. Korecki, *Maszyny i Urządzenia Górnicze*, Wydawnictwo „Śląsk” Katowice 1985
2. *Urządzenie do prostowania zastawek UPZ-1* – Poradnik ZKMPW nr 300 1976
3. Opis Patentowy nr 103216
4. Opis Patentowy nr 127106
5. S. Wyciszczok, *Maszyny i Urządzenia Górnicze*, część I, Wydawnictwo „REA” Warszawa 2011
6. S. Wyciszczok, *Maszyny i Urządzenia Górnicze*, część II, Wydawnictwo „REA” Warszawa 2011

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Daniel Wyciszczok
KW SA., KWK „Jankowice”
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: daniel@wyciszczok.com

dr inż. Stefan Wyciszczok
emerytowany nauczyciel ZST Rybnik, były pracownik KOMAG-Gliwice
ul. Sławików 9 B m 30, 44-200 Rybnik, Polska
e-mail: steven1963@interia.pl

mgr inż. Bartłomiej Kraczkowski
JSW SA., KWK „Pniówek”
ul. Krucza 18, 43-250 Pawłowice, Polska
e-mail: bkraczkowski@pniowek.jsw.pl

URZĄDZENIE DO MECHANIZACJI ROBÓT POMOCNICZYCH – URZĄDZENIE UPZ-1 DO PROSTOWANIA ZASTAWEK PRZENOŚNIKÓW ZGRZEBŁOWYCH W ŚCIANIE

Streszczenie: Zadaniem niniejszego artykułu jest przypomnienie o dawno zapomnianym środku technicznym UPZ-1 [3] produkowanym kiedyś przez RAGOR Radzionków. Nie jest to opis nowego wynalazku tylko przypomnienie i zachęcenie do ponownego stosowania, ponieważ wpływa to na obniżenie kosztów wydobycia, co jest obecnie „być albo nie być” dla górnictwa. W artykule przedstawia się dane do wyliczenia oszczędności, które wynikają ze stosowania UPZ-1 [3].

Słowa kluczowe: prostowanie, zastawki, UPZ-1.

EQUIPMENT FOR AUXILIARY WORK MECHANIZATION – EQUIPMENT UPZ-1 FOR SCRAPER CONVEYOR BOARD REALIGNMENT IN THE LOGWALL

Abstract: the goal of this article is to remind of the long-forgotten UPZ-1 [3] device that used to be produced by the RAGOR Radzionków. It is not a description of a new invention but a reminder and an encouragement to use the device again in order to lower costs which, nowadays, is the “to be or not to be” of the mining industry. The article presents data to calculate savings resulting from the use of the UPZ-1 [3].

Key words: realignment, boards, UPZ-1

35

SPOŁECZNE PREFERENCJE KIERUNKÓW REWITALIZACJI TERENÓW POGÓRNICZYCH NA WYBRANYM OBSZARZE POGRANICZA POLSKO-CZESKIEGO

35.1 WSTĘP

W działaniach rewitalizacyjnych istotnym elementem jest rekultywacja, która ma za zadanie przywracanie wartości użytkowych i przyrodniczych terenom (przede wszystkim leśnym i rolniczym) zdewastowanym i zdegradowanym przez działalność człowieka. Należy w tym miejscu zaznaczyć, że do rekultywacji zobowiązany jest ten kto dokonał przekształceń, a więc w przypadku działalności górniczej jest nim przedsiębiorca górniczy [8], natomiast zagospodarowanie jest dobrowolne i leży w gestii przyszłego użytkownika zrekultywowanego terenu, którym najczęściej jest gmina lub osoba prywatna. Dla uzyskania zakładanego efektu procesu rekultywacji i zagospodarowania oraz zadowolenia wszystkich stron konieczne jest prowadzenie konsultacji specjalistycznych i społecznych począwszy już od etapu opracowywania wstępnych koncepcji rekultywacji [1].

Wybór kierunku rekultywacji powinien być poprzedzony charakterystyką najistotniejszych czynników, nie tylko obszaru będącego przedmiotem rekultywacji, ale i jego otoczenia. Czynnikami charakteryzującymi obszar są: ekonomiczne, formalno-prawne, geologiczne-techniczne, hydrologiczne, kulturowe, przestrzenne, społeczne, środowiskowe. Jeżeli chodzi o czynniki społeczne to przy wyznaczaniu kierunków rekultywacji należy wziąć pod uwagę takie elementy jak: demografia społeczności, zamożność społeczności, poziom wykształcenia, poziom bezrobocia, poziom przestępcości, tradycje i zwyczaje, potrzeby społeczne, poziom akceptowalności społecznej, istnienie elit społecznych. Informacje pochodzące z charakterystyki wymienionych czynników będą miały istotne znaczenie dla wyboru kierunku rekultywacji, zwłaszcza w przypadku planowanych przedsięwzięć komercyjnych, rekreacyjnych, kulturowych czy gospodarczych.

Przy rewitalizacji terenów niezależnie od tego jaka była przyczyna ich degradacji, należy wziąć pod uwagę więzi emocjonalne ludzi z miejscem czy obiektem rekultywowanym, bo często się zdarza, że przypisujemy obiekтом fizycznym, a w tym

przestrzeni lokalnej nie takie cechy, jakie ona posiadała, ale cechy które posiada w naszym wyobrażeniu o niej. Paradoksalnie, im więcej mieliśmy dotkliwych czy nawet traumatycznych doświadczeń, tym skłonność do idealizacji może być większa [4, 5]. Rewitalizacja – z założenia – ma nadać miejscu nowy charakter. Już sama degradacja przestrzeni powoduje zanik pierwotnych funkcji społecznych miejsca. Tereny poprzemysłowe stają się często przestrzeniami na których, następuje kumulacja patologii społecznych. Jednak dopiero wejście „nowego” powoduje zagrożenie zniszczenia pewnych lokalnych struktur i powiązań sąsiedzkich [9]. Procesy rewitalizacyjne – niejako z definicji – wkraczają w sferę symboliczną i psychologiczną społeczności lokalnej. To proces nieunikniony. Ważne jest zatem by rewitalizacja uwzględniała zarówno potrzeby mieszkańców, jak i ich stosunek emocjonalny związany z miejscem. Stąd niezbędna i konieczna wydaje się dbałość inwestorów o zachowanie (lub uwzględnienie) historycznych aspektów miejsca, jak również – w miarę możliwości technicznych – zachowanie autentyczności oraz unikalowości.

Aby procesy rewitalizacyjne przebiegały nie tylko zgodnie z prawem, ale i zgodą społeczności lokalnych oraz aby projekty uwzględniały – obok kwestii ekonomicznych – wymiar historyczny i społeczny miejsc, niezbędne wydaje się stworzenie trwałego systemu konsultacji społecznych na zasadach komisji trójstronnych, w których udział brali by przedstawiciele inwestora, władz samorządowych oraz społeczności lokalnych [2].

35.2 CHARAKTERYSTYKA ANALIZOWANEGO OBSZARU

Analizowany w artykule obszar znajduje się w południowo-zachodniej części województwa śląskiego na terenie gminy Mszana w sołectwach Połomnia i Gołogowa bezpośrednio graniczących z miastem Jastrzębie Zdrój. Na tym terenie około dwudziestu lat temu, wraz z powstaniem pobliskiej kopalni „Jas-Mos” zaczęto obserwować skutki działalności górniczej. W wyniku eksploatacji, teren znajdujący się w pobliżu kopalni zaczął ulegać deformacji. Przykładem tego jest zalewisko w sołectwie Połomia, powstałe na wskutek deregulacji koryta rzeki Szotkówki. Zalane tu zostały pola i budynki. Zalewisko to ma 23 hektary powierzchni i choć chętnie zjeżdżają tu wędkarze, dla okolicznych mieszkańców stanowi ono dużą uciążliwość i realne zagrożenie, gdyż teren cały czas się zapada. Na analizowanym obszarze odnotowuje się także wstrząsy sejsmiczne, będące następstwem eksploatacji węgla, które powodują dużą deformację terenu. W pobliżu znajdują się hałdy odpadów powęglowych.

35.3 OPIS DEMOGRAFICZNY OMAWIANEGO OBSZARU

Na analizowanym terenie przeciętna gęstość zaludnienia w skali całej gminy wynosi 222 osoby/km². Jest to gęstość zaludnienia zdecydowanie wyższa od przeciętnej występującej na obszarach wiejskich byłego województwa katowickiego (140 osób/km²). Ludność na terenie gminy rozmieszczona jest w trzech jednostkach funkcjonalno-przestrzennych (sołectwach). Największa liczba ludności zamieszkuje sołectwo Mszana (51% ogółu ludności). Sołectwo to posiada też największą gęstość

zaludnienia w gminie ($288 \text{ osób}/\text{km}^2$). Ponad 1/3 ogółu ludności gminy zamieszkuje sołectwo Połomia, które jednocześnie posiada najmniejszą gęstość zaludnienia w gminie ($169 \text{ osób}/\text{km}^2$). Najmniej ludności skupia na swoim obszarze sołectwo Gogołowa z gęstością zaludnienia $213 \text{ osób}/\text{km}^2$. Na terenie Mszany występuje dodatni przyrost naturalny. Charakter osadniczo-podmiejski gminy powoduje napływ ludności z pobliskich aglomeracji. Wg prognoz liczba ludności gminy Mszana w latach 2006-2030 nie przekroczy 7400 osób. Dane te zostały wzięte pod uwagę przy prognozowaniu zapotrzebowania na energię w gminie. Stopa bezrobocia na omawianym terenie wynosi około 10%. Jest to dość niski wskaźnik w odniesieniu do całego województwa bądź kraju.

Obecnie na terenie gminy jest 375 zarejestrowanych bezrobotnych, z czego 203 stanowią kobiety. Z danych statystycznych wynika, że wśród osób bezrobotnych największą grupę stanowią mieszkańcy posiadający wykształcenie zasadnicze zawodowe. Kolejną grupę stanowią osoby z wykształceniem średnim i policealnym oraz z wykształceniem podstawowym lub bez wykształcenia. Najmniej bezrobotnych jest osób posiadających wykształcenie wyższe.

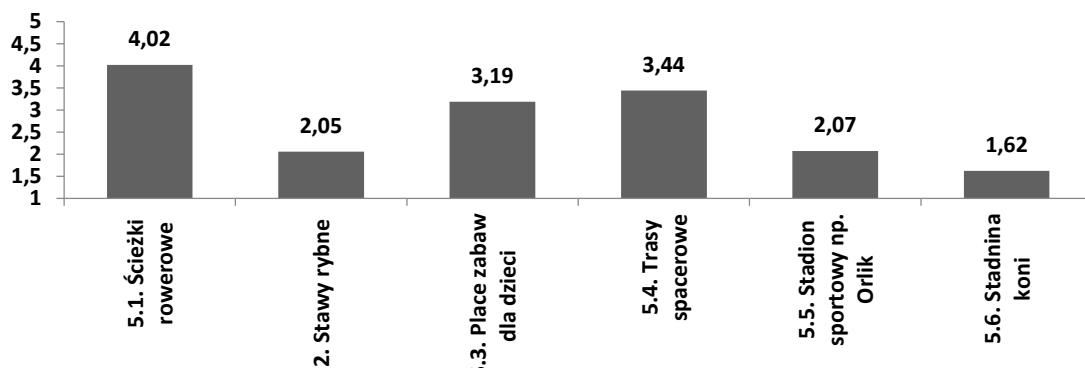
Ponadto dużą grupę bezrobotnych stanowią osoby w przedziale wiekowym do 24 lat, najmniejszą zaś osoby w wieku 55 roku życia i więcej [2]. Podsumowując demografię społeczeństwa mieszkającego na terenie analizowanym, można stwierdzić iż jest to społeczeństwo młode, rozwijające się, coraz częściej posiadające wyższe wykształcenie, które jest przywiązane do miejsca obecnego zamieszkania.

35.4 IDENTYFIKACJA PROPOZYCJI MIESZKAŃCÓW W ZAGOSPODAROWANIU ZDEGRADOWANEGO TERENU DZIAŁALNOŚCIĄ GÓRNICZĄ

W rewitalizacji zdegradowanych terenów bardzo istotnym elementem jest zapoznanie się z potrzebami i propozycjami ludności lokalnej co do kierunków proponowanych rozwiązań [11]. Dlatego też przeprowadzono badanie ankietowe wśród ludności zamieszkałej na terenie sołectw Połomii i Gogołowa w celu identyfikacji potrzeb miejscowej ludności i kierunków zagospodarowania zdegradowanego terenu działalności kopalni „Jas-Mos”. Mieszkańcy zostali poproszeni o wypowiedzenie się na temat propozycji rewitalizacji terenów w trzech obszarach: rekreacji i sportu, kulturowym i infrastruktury, przy użyciu skali piecio-stopniowej, w której 5 oznacza bardzo ważne, 1 nieważne. Uzyskane odpowiedzi przeanalizowano pod względem cech demograficznych mieszkańców takich jak: zatrudnienie, wiek, wykształcenie.

35.4.1 Analiza uzyskanych wyników

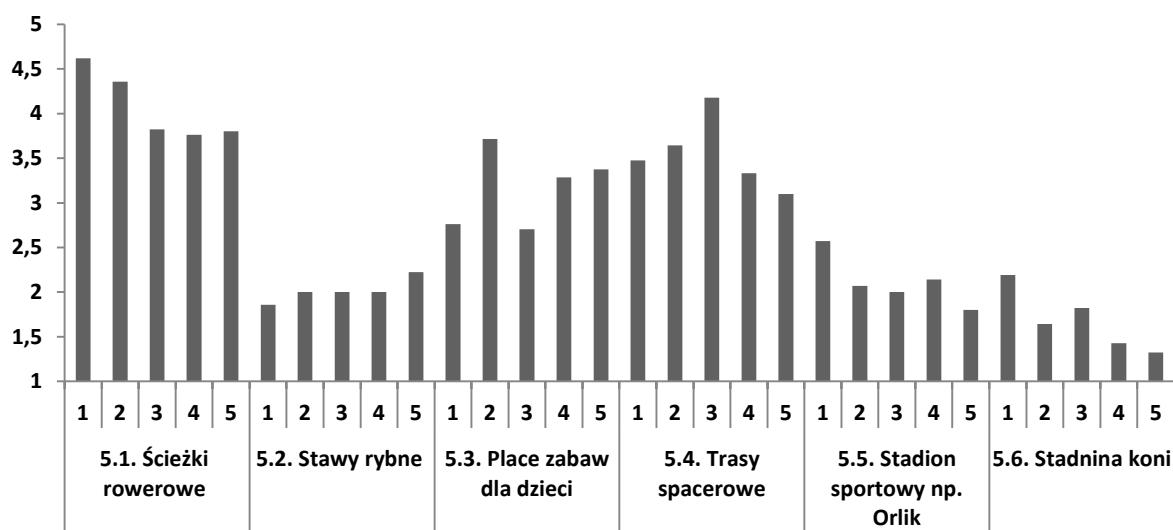
W przeprowadzonej ankcie zadano respondentom pytania mające na celu określenie potrzeb i kierunków rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze rekreacji i sportu. Uzyskane wyniki zostały zaprezentowane na rysunku 35.1.



Rys. 37.1 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze rekreacji i sportu

Analiza uzyskanych danych zaprezentowana na rysunku 1 pozwala na stwierdzenie, że respondenci w zdecydowany sposób zaakcentowali potrzebę budowy ścieżek rowerowych i tras spacerowych, a także dodatkowe place zabaw dla dzieci. Stadiony sportowe znajdują się w okolicy, w związku z czym nie stanowiły one obiektu zainteresowania, podobnie jak stadnina koni.

Analizując kierunki rewitalizacji na opisywanym terenie w obszarze rekreacji i sportu biorąc pod uwagę płeć respondentów można zauważać w jednym przypadku dotyczącym stawów rybnych znaczącą różnicę w preferencjach kierunku rewitalizacji. Zdecydowanie bardziej mężczyźni opowiedzieli się za taką propozycją niż kobiety. W pozostałych proponowanych kierunkach rewitalizacji kobiety i mężczyźni byli w swoich ocenach zgodni.



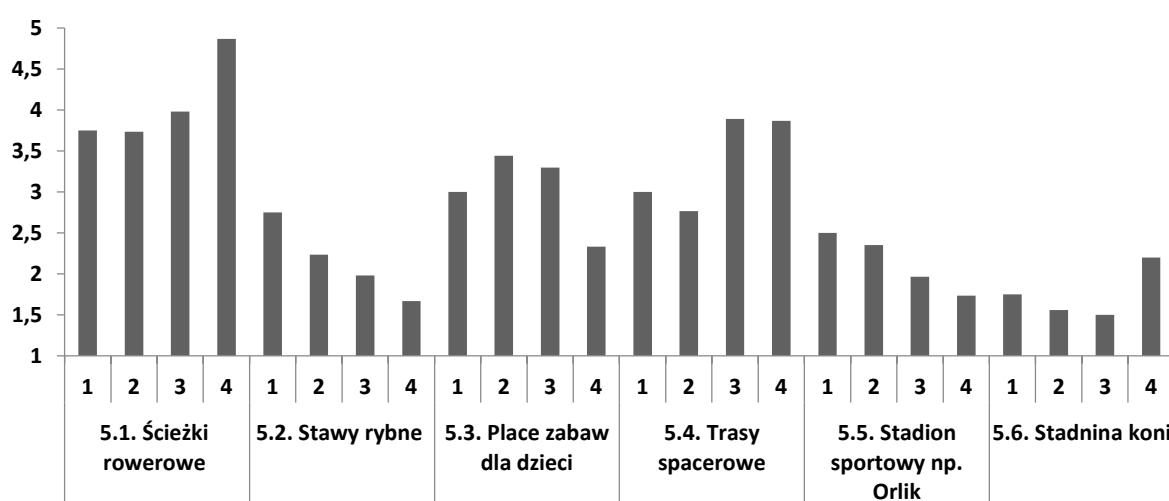
Rys. 35.2 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze rekreacji i sportu z uwzględnieniem wieku respondentów, gdzie:

1- od 20-29 lat, 2 - od 30 do 39 lat, 3 - od 40 do 49 lat, 4 - od 50 do 59 lat, 5 - powyżej 60 roku życia

Wiek respondentów znacząco wpłynął na ważność propozycji kierunków rewitalizacji terenu. Respondenci do 40 roku życia zdecydowanie opowiedzieli się za ścieżkami rowerowymi oraz za placami zabaw dla dzieci. Różnica w ocenie tych

propozycji wynosi prawie jeden punkt. Taka rozbieżność w potrzebach młodych respondentów w porównaniu do osób starszych jest naturalna. Nie dziwi także fakt iż ocena potrzeby pojawienia się tras spacerowych była zdecydowanie większa u osób w wieku od 40-50 lat. Tutaj także różnica wyniosła 1 punkt. Pozostałe propozycje zostały ocenione zgodnie przez wszystkie grupy wiekowe ankietowanych – rys. 35.2.

Wykształcenie respondentów uwidacznia także różnice w preferencjach kierunków rewitalizacji terenu na analizowanym obszarze. Respondenci posiadający wyższe wykształcenie znacznie wyżej ocenili propozycje takie jak: ścieżki rowerowe, trasy spacerowe, stadninę koni. Natomiast osoby posiadające wykształcenie podstawowe i zawodowe zdecydowanie przychylali się do propozycji takich jak: staw rybny, stadion sportowy rys. 35.3.

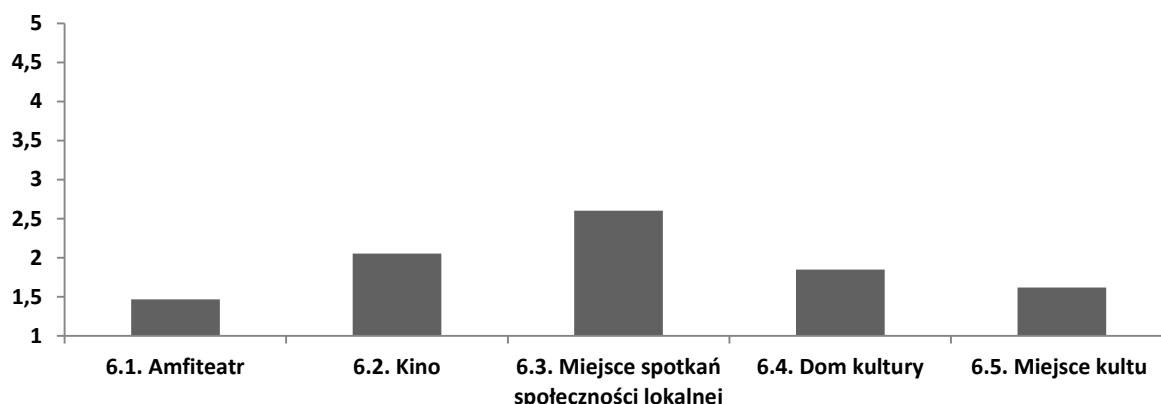


Rys. 35.3 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze rekreacji i sportu z uwzględnieniem wykształcenia respondentów, gdzie:
1 – podstawowe, 2 – zawodowe, 3 – średnie, 4 - wyższe

Analizując uzyskane wyniki pod względem zatrudnienia można zauważyć, że osoby pracujące oraz uczniowie i studenci zdecydowanie opowiedzieli się za ścieżkami rowerowymi. Natomiast gospodynies domowe zdecydowanie preferują trasy spacerowe. W pozostałych propozycjach obserwuje się zgodność w ocenie kierunków rewitalizacji.

Istotna dla autorów badań, była ocena postrzegania przez respondentów potrzeb i kierunków rewitalizacji terenów w aspekcie społeczno-kulturowym, dlatego zadano respondentom pytania mające na celu określenie potrzeb w tym aspekcie. Uzyskane wyniki zostały zaprezentowane na rysunku 35.4.

Kierunek rewitalizacji w obszarze kulturowym był dla respondentów trudny do określenia. Zaproponowane w ankiecie opcje nie spotkały się z uznaniem. Sołectwa posiadają swój dom kultury oraz miejsce kultu w postaci kościoła. Kino nie ma racji bytu, ponieważ ludzie młodzi wolą pojechać do centrum pobliskiego miasta Jastrzębie Zdrój. Z zaproponowanych propozycji największe zainteresowanie wzbudziło utworzenie miejsca spotkań społeczności lokalnej.

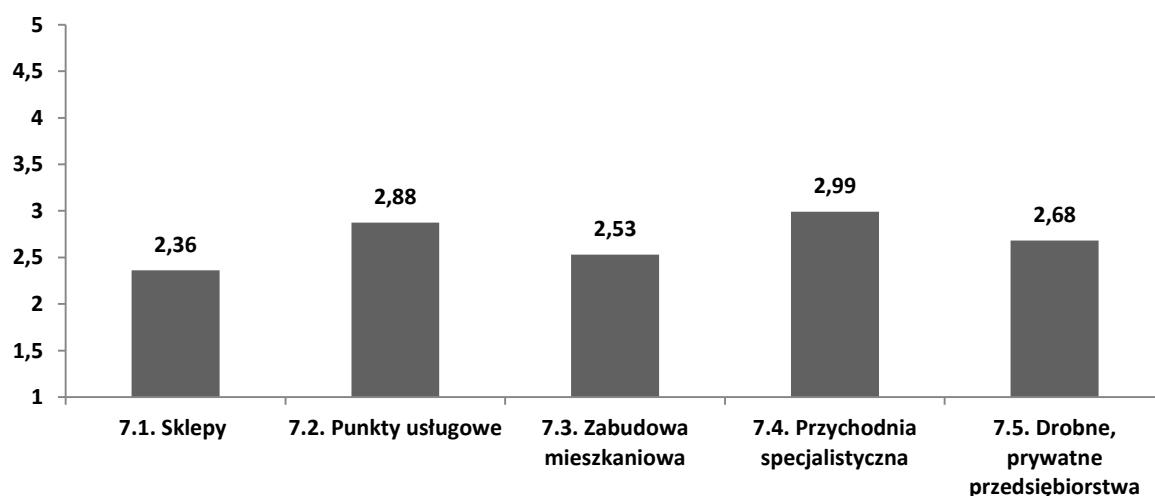


Rys. 35.4 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze kulturowym

Analiza tego obszaru pod względem płci respondentów nie wykazała istotnych różnic w uzyskanych wynikach. Zarówno kobiety jak i mężczyźni mają zbliżony stosunek do zaproponowanych opcji.

Biorąc pod uwagę wiek respondentów za kinem zdecydowanie opowiedzieli się ludzie młodzi do 30 roku życia. Różnica w ocenie wyniosła 1 punkt. Pozostałe propozycje ocenione były bardzo podobnie przez wszystkie grupy wiekowe. Analizując natomiast uzyskane wyniki pod względem wykształcenia tylko w przypadku propozycji kina osoby o wyższym wykształceniu zdecydowanie poparły tą propozycję (różnica 1,5 punktu). W pozostałych przypadkach ocena była bardzo zbliżona. Uzyskane wyniki potwierdzają się biorąc pod uwagę zatrudnienie respondentów. Tu znów kino zostało najliczniej poparte przez osoby będące uczniami i studentami.

Na rysunku 35.5 zaprezentowano preferowane przez respondentów kierunki rewitalizacji omawianego terenu w obszarze infrastruktury.

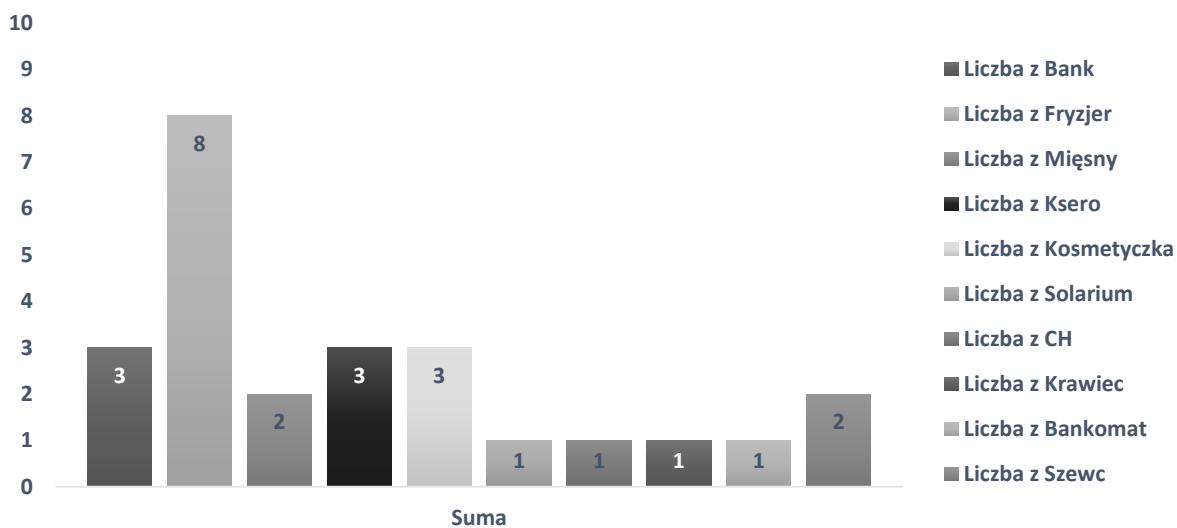


Rys. 35.5 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze infrastruktury

Analizując uzyskane oceny, można stwierdzić, że podane propozycje nie wyszły naprzeciw potrzebom mieszkańców analizowanego terenu. Największe zainteresowanie

wzbudziła propozycja przychodni specjalistycznej i punktów usługowych. Obydwie propozycje uzyskały blisko 3 punkty. Pozostałe propozycje jak sklepy, drobne prywatne przedsiębiorstwa, czy zabudowa mieszkaniowa oceniona została na poziomie 2,5 punktu.

Przy pytaniu dotyczącym punktów usługowych respondenci zostali poproszeni o podanie rodzaju preferowanej usługi. Uzyskane odpowiedzi są zaprezentowane na rysunku 35.6.



Rys. 35.6 Kierunki rewitalizacji zdegradowanych terenów w obszarze infrastruktury

Jak wynika z powyższego rysunku respondenci zdecydowanie najczęściej (8 razy) zaproponowali usługę fryzjerską. Pozostałe propozycje są marginalne.

W obszarze infrastruktury kobiety nieznacznie wyżej ocenili od mężczyzn takie propozycje jak potrzeba punktów usługowych i przychodni specjalistycznej. W pozostałych ocenach nie zauważa się znaczących różnic biorąc pod uwagę płeć respondentów. Młodzi respondenci do 30 roku życia widzą większą potrzebę takiej infrastruktury jak sklep, punkty usługowe, powstanie drobnych, prywatnych przedsiębiorstw. Natomiast respondenci po 50 roku życia zauważają potrzebę przychodni specjalistycznej. Biorąc pod uwagę wykształcenie można zauważyć, iż osoby o wyższym wykształceniu zdecydowanie opowiadają się za punktami usługowymi. Ten sam rodzaj infrastruktury preferują uczniowie i studenci. W pozostałych propozycjach nie zauważa się znaczących różnic biorąc pod uwagę dane z metryczki.

35.5 WNIOSKI

Podczas rewitalizacji zdegradowanych terenów należy zapoznać się z potrzebami i propozcjami mieszkańców, co do kierunków proponowanych rozwiązań, aby w przyszłości uniknąć braku akceptacji przez społeczność lokalną przyjętych rozwiązań. W tym celu organizowane są spotkania z lokalną ludnością, a także przeprowadzane są ankiety i wywiady. Zebrane w ten sposób informacje stanowią istotny element przy

wyborze kierunku rewitalizacji zdegradowanego terenu. Uzyskane dane należy przeanalizować również biorąc pod uwagę strukturę demograficzną społeczności lokalnej, aby wybrać te rozwiązania, które są preferowane przez zdecydowaną większość mieszkańców.

Na omawianym w artykule terenie demografia społeczna wskazuje, iż jest to teren, na którym występuje dodatni przyrost naturalny i mieszka zdecydowana większość młodych ludzi, do 40 roku życia, którzy posiadają w zdecydowanej większości wyższe wykształcenie. I co ważne, deklarują chęć pozostania na tym terenie. Mając to na uwadze, autorzy artykułu zwróciли szczególną uwagę na preferencje kierunków rewitalizacji właśnie ludzi młodych i z wyższym wykształceniem. Przeprowadzone badania w obszarze rekreacji i sportu wskazują, że respondenci do 40 roku życia zdecydowanie opowiedzieli się za ścieżkami rowerowymi oraz za placami zabaw dla dzieci. Natomiast respondenci posiadający wyższe wykształcenie znacznie wyżej ocenili propozycje takie jak: ścieżki rowerowe, trasy spacerowe, stadninę koni. Oznacza to, iż na tym terenie powinny powstać przede wszystkim ścieżki rowerowe oraz spacerowe, a także bezpieczne place zabaw dla dzieci.

W obszarze kulturowym zarówno młodzi ludzie do 30 roku życia oraz mieszkańcy z wyższym wykształceniem, opowiedzieli się za kinem. Wobec powyższego należy wziąć pod uwagę powstania takiego ośrodka kulturowego na omawianym terenie.

Analizując uzyskane odpowiedzi respondentów w obszarze infrastruktury możemy zauważać, iż młodzi mieszkańcy do 30 roku życia widzą większą potrzebę takiej infrastruktury jak sklep, punkty usługowe, szczególnie zakład fryzjerski, powstanie drobnych, prywatnych przedsiębiorstw. Natomiast biorąc pod uwagę wykształcenie można zauważać, iż osoby o wyższym wykształceniu zdecydowanie opowiedziały się za punktami usługowymi. Zatem, mając na uwadze demograficzne kierunki rozwoju analizowanego terenu, należy stwierdzić, że na tym obszarze powinno się zaplanować powstanie sieci drobnych punktów usługowych, które poprawią jakość życia i przyczynią się w przyszłości do zmniejszenia bezrobocia.

Podsumowując przeprowadzone badania, należy stwierdzić, że społeczność zamieszkującą, omawianą w artykule, zdegradowany teren działalnością górniczą, a szczególnie ludzie młodzi, swoją przyszłość nie upatrują już w istnieniu miejscowej kopalni, a chcą zmiany charakteru tego terenu, z terenu przemysłowego na teren rekreacyjno-usługowo-handlowy.

LITERATURA

1. J. Bednorz, Społeczno-ekonomiczne skutki eksploatacji węgla kamiennego w Polsce, Zeszyty Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo i Geologia nr 4 tom 6, Gliwice 2011.
2. B. Bialecka, W. Bialy, Tereny pogórnicze – szanse, zagrożenia. Analiza przypadku. P.A. NOVA, Gliwice 2014.
3. K. Czaplicka, Stan środowiska naturalnego na terenach poddanych wpływom działalności górniczej w obszarze GZW. [w:] Człowiek i środowisko wobec procesu

- restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego. Biblioteka Szkoły Eksplotacji Podziemnej, Seria z Lampką Górniczą, 6, 2001, s. 189-210.
- 4. S. Kołodziej, W. Biały, J. Sitko, Psychosocial perspective of revitalization process quality – polish example. 16th International Symposium on Quality “Quality and Competitiveness”. March 18-20, 2015 Opatija Chorwacja. ISBN 978-953-57036-9-3, pp. 129-140.
 - 5. EW. Maruszewska, K. Midor, M. Zasadzień, Polish and Czech coal mines' communication practices referring to post-mining revitalization in the context of sustainable development. 16th International Symposium on Quality “Quality and Competitiveness”. March 18-20, 2015 Opatija Chorwacja. ISBN 978-953-57036-9-3, pp. 129-140
 - 6. M. Molenda, S. Krafczyk, Quality Assessment of Municipal Services in the Selected Municipality of the Silesian Province; Systems supporting production engineering; [edited by Biały W, Kaźmierczak, J], PKJS, Gliwice, 2012 r.
 - 7. K. Pikoń, Recultivation of mining waste dumps – environmental aspects, 8th International Scientific Conference, Conference Proceedings: Modern management of mine producing geology and environmental protection, SGEM 2008, Vol. 1, pp 773-780
 - 8. Raport o społecznym i kulturowym wymiarze rewitalizacji zabytkowych obiektów postindustrialnych na Mazowszu, Warszawa, 2012
 - 9. Tereny zdegradowane. Podręcznik. Projekt pilotażowy Leonardo da Vinci /04/B/F/PP-168014, maj 2006
 - 10. W. Łukowski, Tożsamość lokalna. W poszukiwaniu źródeł i sensu(ów) zakorzenienia, [w:] Od animacji do rewitalizacji społecznej, Warszawa 2011
 - 11. M. Zasadzień, Social evaluation of mining activity effects. 14th SGEM GeoConference on Science and Technologies In Geology, Exploration and Mining, www.sgem.org, SGEM2014 GeoConference Proceedings, ISBN 978-619-7105-09-4 /ISSN 1314-2704, June 19-25, 2014, Vol. 3, pp 545-552

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr inż. Katarzyna Midor
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: katarzyna.midor@polsl.pl

SPOŁECZNE PREFERENCJE KIERUNKÓW REWITALIZACJI TERENÓW POGÓRNICZYCH NA WYBRANYM OBSZARZE POGRANICZA POLSKO-CZESKIEGO

Streszczenie: Działalność górnicza powoduje negatywne zmiany w środowisku, które najczęściej określane są szkodami górnictwymi. Głównymi skutkami działalności górniczej są deformacje ze skutkami wtórnymi, zrzut wód zasolonych z odwodnienia zakładów górniczych, odpady górnicze, tereny wymagające rekultywacji i zagospodarowania, emisja metanu z kopalń, emisja zanieczyszczeń pyłowych i gazowych. Należy również podkreślić, że szkody górnicze silnie wpływają na psychikę osób zamieszkających tereny zdegradowane i mogą wywoływać poczucie braku nadziei, osamotnienia i bezradności wynikającej z miejsca zamieszkania [3]. Wygląd terenów zdegradowanych jest mocno związany z przemianą społeczeństwa przemysłowego w społeczeństwo poprzemysłowe. Zmiany te odnoszą się nie tylko do gospodarki i działań ekonomicznych, ale również do standardów przestrzennych i wszystkich stylów życia. Te nowe formy aktywności powinny być sprawą priorytetową dla terenów zdegradowanych. W społeczeństwie poprzemysłowym mniejsze jest zapotrzebowanie przestrzenne na cele produkcyjne a większe na cele usługowe, konsumpcyjne i wypoczynkowe [7, 10]. Zjawiska związane z niekorzystnym oddziaływaniem działalności górniczej szczególnie widoczne są na obszarze przygranicznym obejmującym województwo śląskie (Polska) i kraj morawsko-słąski (Czechy) [6]. Artykuł prezentuje dyskusje wyników badań mających na celu zapoznanie się z opinią lokalnej społeczności na temat preferowanych kierunków rewitalizacji terenów pogórniczych. W przeprowadzonych badaniach przeanalizowano opinie różnych grup społecznych z podziałem na zawód, wiek, wykształcenie. Badania zostały przeprowadzone na terenie gminy znajdującej się na pograniczu polsko-czeskim.

Słowa kluczowe: teren zdegradowany, społeczność lokalna, działalność górnicza, rewitalizacja, kierunki zmian

SOCIAL PREFERENCES OF DIRECTIONS REVITALIZATION IN A SELECTED MINING AREA OF POLISH-CZECH BORDERLAND

Abstract: Mining activity causes negative changes in the environment, which are most frequently referred to as mining damage. The major effects of mining activity include deformations with secondary effects, discharge of saline waters from mining plants' drainage, mining waste, areas requiring reclamation and management, methane emissions from mines, emissions of dust and gases. It should be emphasised that mining damage has a strong influence on the psyche of people inhabiting the degraded areas and can cause the sense of hopelessness, loneliness and helplessness, which results from living in such a place [3]. The appearance of degraded areas is closely related to the change of industrial society into post-industrial society. These changes refer not only to economy and economic activity, but also to spatial standards and all kinds of lifestyles. These new forms of activity should become a priority for degraded areas. In post-industrial society the spatial demand for production purposes is lower, whereas for services, consumption and recreation this demand is higher [7, 10]. Phenomena related to the unfavourable effect of mining activity are particularly visible in the border area of the Silesian Province (Poland) and Moravian-Silesian Region (Czech Republic) [6]. The article presents a discussion of the results of studies the aim of which was to become acquainted with the local community's opinion on the preferred directions of post-mining areas' revitalization. In the conducted studies the opinions of different social groups according to their occupation, age and education have been analysed. The research was conducted in a commune near the Polish-Czech border.

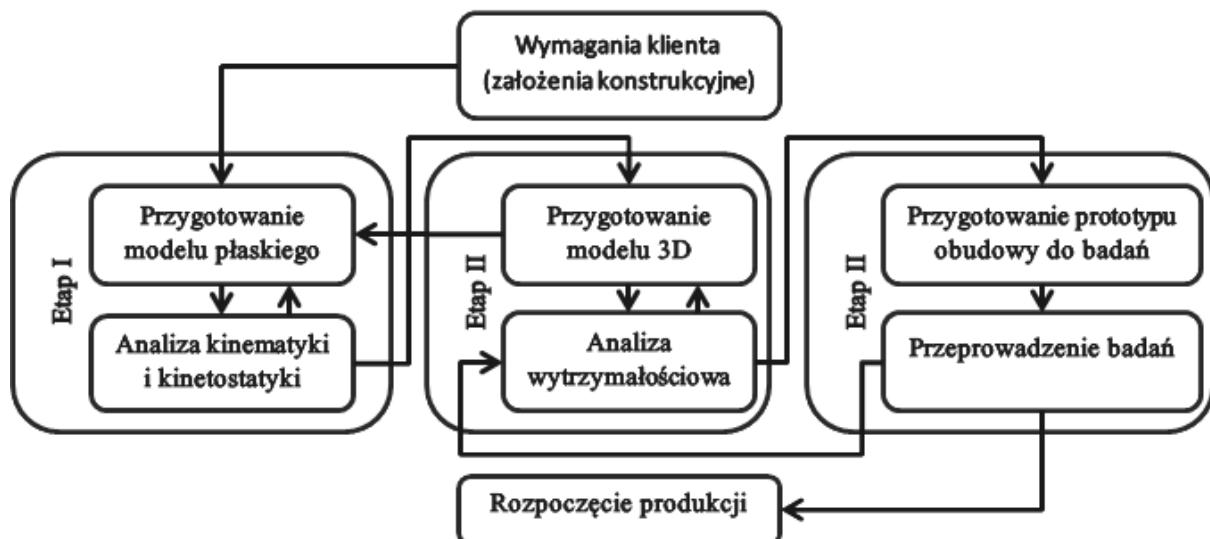
Key words: Degraded area, the local community, mining activities, revitalization, trends

36

KOMPUTEROWE WSPOMAGANIE PROJEKTOWANIA ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH WEDŁUG METODY ZAKŁADU REMONTOWO-PRODUKCYJNEGO KW S.A.

36.1 WPROWADZENIE

Powstanie obudowy zmechanizowanej poprzedza proces projektowy, który można podzielić na 3 główne etapy co obrazuje diagram przedstawiony na rys. 36.1. Przed jego rozpoczęciem należy określić założenia konstrukcyjne, w praktyce będące wymaganiami klienta. To od tych wstępnych założeń zależeć będą parametry projektowanej obudowy.



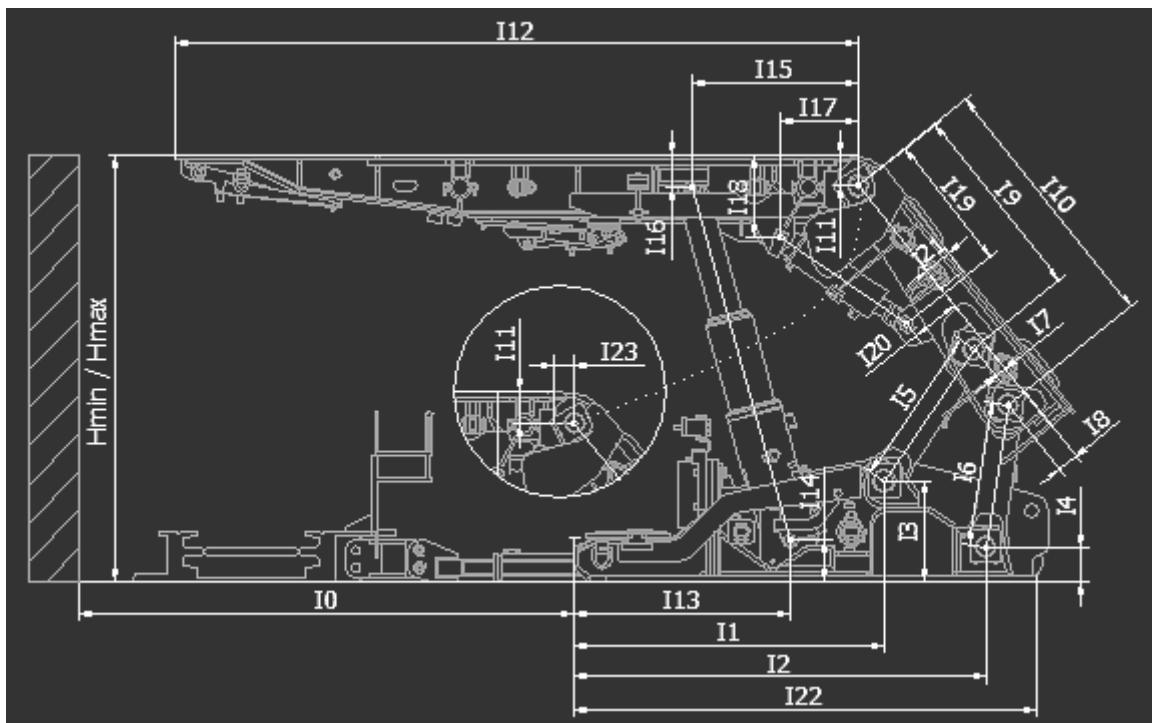
Rys. 36.1 Diagram etapów procesu projektowego obudowy zmechanizowanej

Po określaniu założeń można przystąpić do pierwszego etapu projektowania polegającego na przygotowaniu modelu płaskiego (będącego schematem statycznym łańcucha kinematycznego obudowy), który należy poddać analizie mającej na celu zbadanie jego cech geometrycznych i kinetostatycznych. Analiza ta jest konieczna i pozwala sprawdzić czy przyjęty model spełnia założenia konstrukcyjne. W przypadku

gdy wyniki analizy nie będą spełniać odpowiednich założeń cały etap należy powtórzyć wprowadzając zmiany w modelu i ponownie przeprowadzić analizę. Etap kończy się uzyskaniem schematu sekcji wraz z charakterystyką jej pracy, który wstępnie określa wymiary elementów projektowanej obudowy oraz zestawem wyników obliczeń opisujących m.in. podporność i rozkład sił wewnętrznych. Należy zwrócić uwagę na to, że o ile stworzenie ręcznie modelu działającego w określonym zakresie jest wykonalne, to jednak znalezienie konstrukcji, która spełni przyjęte założenia może być bardzo czasochłonne lub wręcz niemożliwe. Z uwagi na czasowe ograniczenie procedur obejmujących cykl projektowania, pozyskanie materiałów, planowanie produkcji, oraz realizację badań, ważne jest aby etap ten przebiegał szybko i efektywnie. To właśnie poprawieniu efektywności tego etapu procesu projektowego poświęcone jest niniejsze opracowanie.

Nowoczesne podejście do zagadnienia projektowania obudów zmechanizowanych nie może obejść się bez pomocy projektowania wspomaganego komputerowo oraz komputerowych metod obliczeniowych, których przykładem realizacji są:

- Autodesk Inventor – oprogramowanie umożliwiające zamodelowanie projektowanego urządzenie w 3D, a następnie na podstawie tego modelu wykonanie rysunków wykonawczych, złożeniowych, poglądowych i innych,
- Ansys – środowisko inżynierskie umożliwiające m.in. obliczenia wytrzymałościowe konstrukcji (statyka i dynamika) w oparciu o Metodę Elementów Skończonych (MES).



Rys. 36.2 Rysunek pomocniczy przedstawiający oznaczenia nadane poszczególnym wymiarom łańcucha kinematycznego obudowy

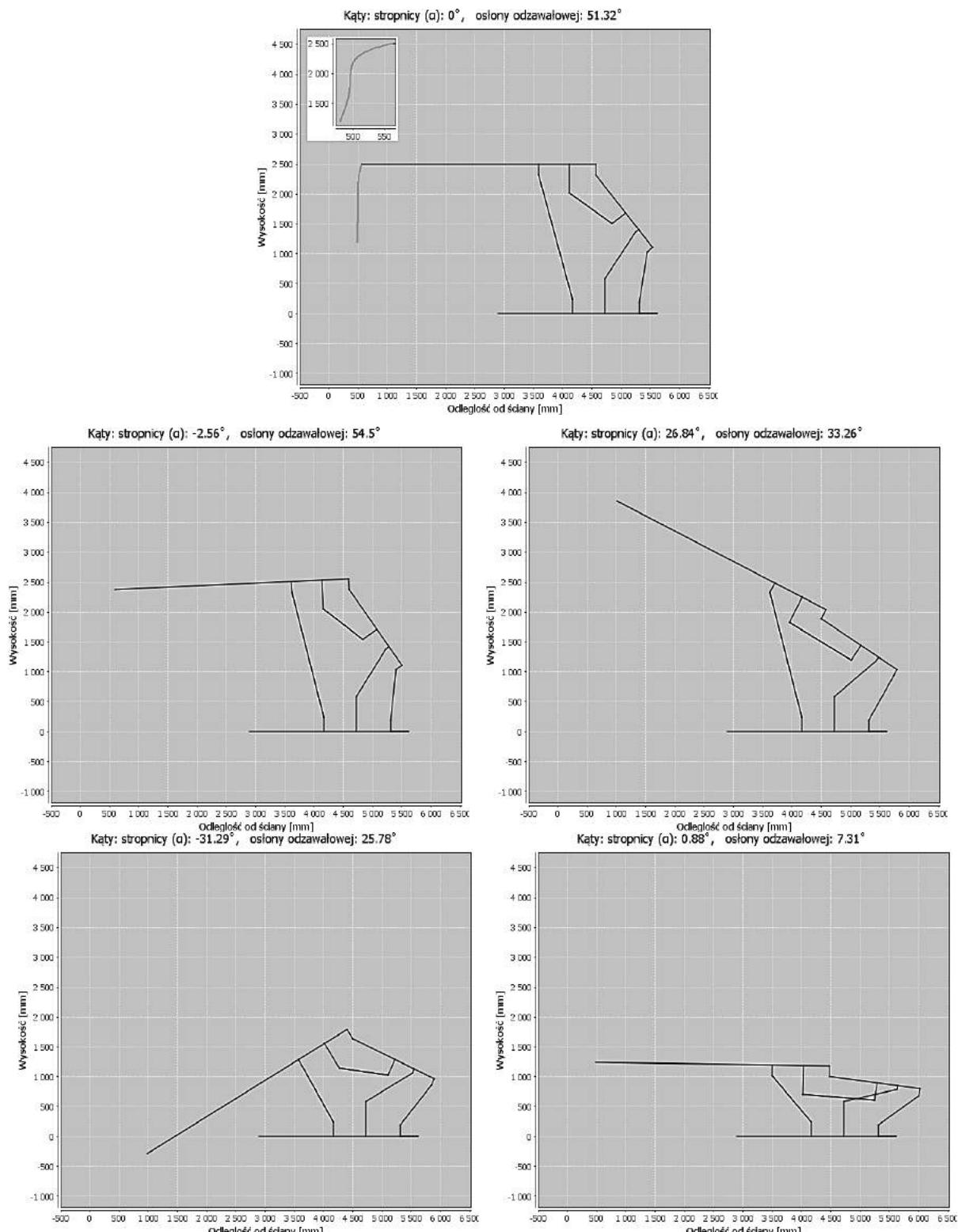
Zakład Remontowo-Produkcyjny poszukiwał na rynku oprogramowania, które wspierałoby proces projektowania kinematyki obudowy oraz łatwo i szybko umożliwiałoby przeprowadzenie obliczeń sił występujących w obudowach ścianowych. Niestety obecny rynek nie oferuje takiego narzędzia lub informacja o nim jest słabo dostępna. Z uwagi na ten fakt podjęto próbę stworzenia takiego oprogramowania w oparciu o doświadczenia własne. Podstawowym założeniem była prostota obsługi i możliwość wykonywania analizy cech geometrycznych oraz sił wewnętrznych dla dowolnego modelu zmechanizowanej obudowy podporowo osłonowej w pełnym zakresie jej pracy (rys. 36.2). Podjęte prace umożliwiły powstanie prototypu narzędzia, które nazwano „PrsLab” (skrót od ang. – Powered Roof Support Laboratory). Opracowany program obliczeniowy spełnił przyjęty założenia a w ocenie autorów jest możliwość rozbudowy jego możliwości obliczeniowych.

36.2 WSPIERANIE PROJEKTOWANIA Z UŻYCIEM „PrsLab”

Pierwszym etapem projektowania jest zapoznanie się z podanymi przez klienta wymaganiami, które musi spełniać obudowa [2, 5, 6], takimi jak: zakres pracy, odsłonięcie stropu, parametry podpornościowe [4] czy krzywa lemniskatowa. Pod względem analizy strukturalnej, sekcję obudowy można w uproszczeniu traktować jako mechanizm płaski o 2 stopniach swobody, zbudowany z ośmiu członów sztywnych połączonych dziewięcioma parami przesuwnymi. Konstruktor musi zaprojektować model łańcucha kinematycznego, który należy przeanalizować z uwagi na jego kinematykę i kinetostatykę [3]. Model ten jest niezbędny do przeprowadzenia obliczeń związanych z wyznaczeniem podporności i sił działających w obudowie. „PrsLab” umożliwia szybko i łatwo przeprowadzić ten proces.

Dane modelu należy podać w postaci wymiarów poszczególnych elementów konstrukcji tj. stropnicy, spągnicy, łączników przedniego i tylnego oraz osłony odzawałowej, których oznaczenie przedstawia rys. 36.2. Projektując nową obudowę wymiary te należy oszacować (w przypadku modernizacji konstrukcji wstępne wymiary są znane), mając na uwadze zakres roboczy. Oprócz zakresu roboczego należy także podać krok dla obliczeń geometrycznych, od którego zależy na jakich pośrednich wysokościach zakresu pracy zostaną one wykonane. Proces obliczeniowy rozpoczyna się od wyznaczenia i sprawdzenia geometrii łańcucha kinematycznego. Może on zostać automatycznie przerwany w sytuacji gdy nie uda znaleźć się rozwiązania lub uzyskane rezultaty przekroczą pewne graniczne dopuszczalne wartości. W takim przypadku należy wprowadzić korekty i ponowić obliczenia. Obliczenia geometryczne realizowane są dla 3 przypadków: stropnicy poziomej oraz wychylonej pod kątem dodatnim (wychylenie w górę) i ujemnym (wychylenie w dół), gdzie dodatkowo można wybrać opcję obliczeń z lub bez uwzględnienia minimalnej i maksymalnej długości podpory. Opcja uwzględniająca zdefiniowany zakres podpory pozwala uzyskać dane pełnej geometrii pracy układu wraz z minimalnymi i maksymalnymi kątami jakie będzie mogła osiągnąć stropnica podczas pracy w zdefiniowanym zakresie. Z kolei analiza wyników uzyskanych bez uwzględniania podpory pomaga dobrać jej odpowiedni zakres.

Rezultaty obliczeń geometrycznych dostępne są za pomocą danych liczbowych (koordynaty punktów; kąty: stojaka, łączników, stropnicy, długości: stojaka, podpory itp. – wszystko w zależności od wysokości sekcji) oraz graficznej reprezentacji modelu płaskiego, co zostało pokazane na rys. 36.3.



Rys. 36.3 Przykłady wizualizacji pracy obudowy w podanym zakresie z uwzględnieniem długości podpory

Wykonane obliczenia pozwalają również wyznaczyć kształt ścieżki odsłonięcia stropu, która również została zaznaczona na rys. 36.3.

Po udanym wyznaczeniu geometrii łańcucha kinematycznego następuje wyznaczenie parametrów fizycznych. Do ich wyznaczenia, wymagane jest, wprowadzenie danych podpornościowych stojaka i podpory, współczynnika tarcia stropu, oraz siły zewnętrznej Q (parametr opcjonalny). Dane te w połączeniu z danymi geometrycznymi, pozwalają wyznaczyć podporność i siły wewnętrzne działające w obudowie, dla różnych wariantów, jak uwzględnienie kąta stropnicy, tarcia, lub siły zewnętrznej oddziaływującej na osłonę odzawałową. Algorytm wykonujący obliczenia został zaimplementowany na podstawie wzorów wyprowadzonych w oparciu o literaturę [1].

Aplikacja pozwala również:

- wyznaczyć naciski średnie oraz metodą Jackson'a dla stropnicy i spagnicy,
- wyznaczyć momenty zginające i siły poprzeczne dla stropnicy, spagnicy i osłony odzawałowej,
- wyznaczyć naprężenia w stropnicy, spagnicy, osłonie odzawałowej, łącznikach przednim i tylnym
- określić stabilność sekcji,
- wyznaczyć stosunek podziału długości stropnicy.

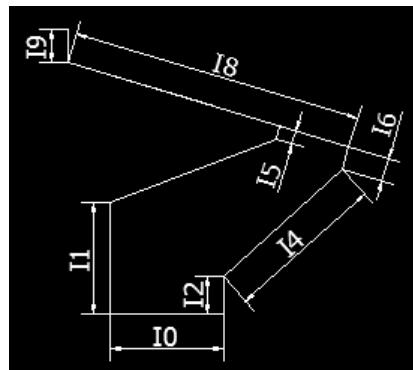
Dla większości uzyskanych danych istnieje możliwość reprezentacji w postaci wykresów. Program umożliwia też łatwe wyciągnięcie wartości minimalnych i maksymalnych tam gdzie jest to potrzebne.

Na podstawie analizy uzyskanych danych projektant może stwierdzić czy zaproponowany przez niego model obudowy będzie spełniał podstawowe założenia konstrukcyjne czy też może konstrukcja wymaga zmian. W razie potrzeby dane wejściowe można łatwo zmienić i szybko powtórzyć proces obliczeniowy. Dodatkowo program pozwala wygenerować gotowy, odpowiednio przygotowany, raport z obliczeń wymagany przez jednostki badawcze, a sam model konstrukcyjny może zostać wyeksportowany do formatu DXF, który obsługiwany jest przez praktycznie każde oprogramowanie typu CAD.

36.3 OPTYMALIZACJA UKŁADU LEMNISKATOWEGO

Jednym z założeń konstrukcyjnych jest dopuszczalna szerokość ścieżki odsłonięcia stropu. W większości przypadków przyjmuje się, że jej akceptowalna szerokość nie powinna przekraczać 100 mm (gdzie w idealnej sytuacji byłaby ona linią pionową). Stworzona aplikacja wyposażona została w dodatkowy moduł umożliwiający automatyczną optymalizację układu lemniskatowego. Do jej przeprowadzenia należy wprowadzić model wejściowy układu lemniskatowego, którego przykład został przedstawiony na rys. 36.4.

Dla każdego z wymiarów należy zdefiniować jego dopuszczalny zakres zmienności podczas optymalizacji. Również oczywistą daną wejściowym jest zakres pracy modelu.



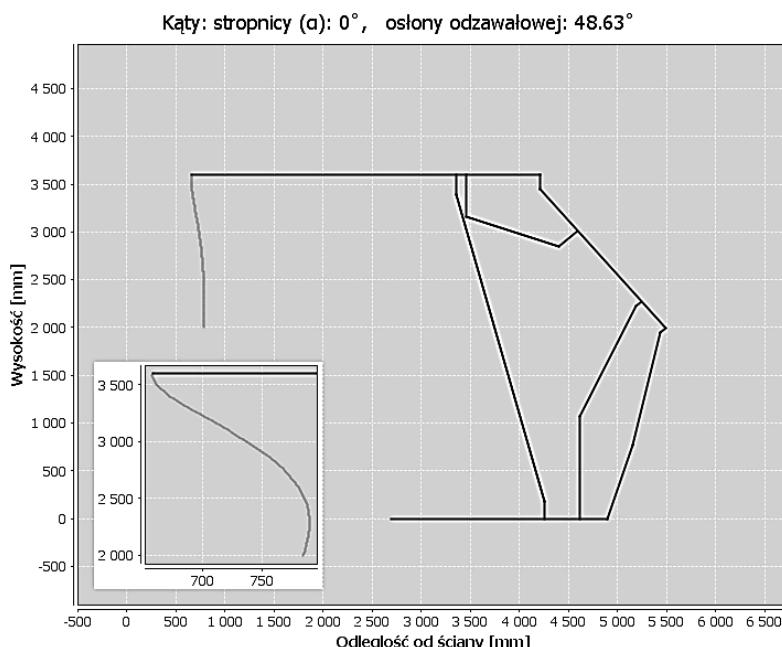
Rys. 36.4 Model bazowy do optymalizacji układu lemniskatowego oraz jego wymiarowanie

Proces optymalizacji układu polega na takim dobraniu wymiarów konstrukcji aby otrzymana w rezultacie ścieżka otwarcia stropu spełniała odpowiednie wymagania. Zaimportowany algorytm poszukuje rozwiązań, które spełniają wybrane przez projektanta założenia na które składają się: jej szerokość, odpowiedni zwrot (obojętny lub rosnący), oraz położenie w przestrzeni. Dodatkowymi wytycznymi są ograniczenia dotyczące zakresów kątowych osłony odzawałowej oraz łączników przedniego i tylnego.

Rezultatem procesu optymalizacji jest lista znalezionych rozwiązań posortowana ze względu na szerokość uzyskanej ścieżki otwarcia stropu. Zadaniem projektanta jest ich analiza i wybór najbardziej odpowiedniego.

36.4 PRZYKŁAD ZASTOSOWANIA

Do prezentacji zastosowania opisywanego oprogramowania przyjęto przykładowy model łańcucha kinematycznego obudowy, którego graficzną reprezentację przedstawiono na rys. 36.5.



Rys. 36.5 Schemat łańcucha kinematycznego modelu wejściowego z zaznaczoną ścieżką otwarcia stropu w pełnym zakresie pracy

Dla podanego modelu określono zakres pracy, podporność stojaków i siłę gadtłokową podpory przedstawione w tabeli 38.1.

Tabela 36.1 Zakres pracy i parametry stojaków i podpory modelu wejściowego

Dolny zakres pracy	Górny zakres pracy	Podporność robocza stojaków	Siła nadtłoku podpory
2000 mm	3600 mm	2062 kN	514 kN

Następnie model wprowadzono do „PrsLab” i przeprowadzono obliczenia których rezultaty przedstawiają rys. 36.6 oraz tabela 36.2.

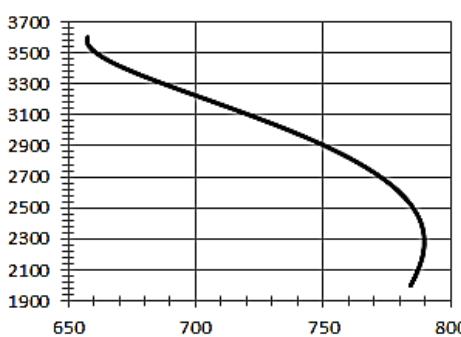
Tabela 36.2 Wybrane wyniki otrzymane dla modelu wejściowego

Podporność minimalna	Max siła w lemniskacie przednim (od strony stojaka)	Max siła w lemniskacie tylnym	Szerokość ścieżki	Stosunek podziału długości stropnicy	Iloraz max i min długości stojaka
3725 kN	4722 kN	4109 kN	132 mm	3,17	1,86

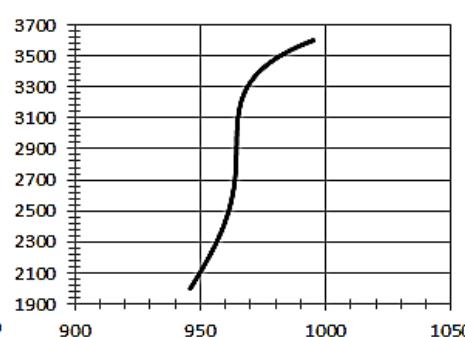
Dla uproszczenia podczas analizy wyników skupiono się na następujących parametrach: minimalna podporność obudowy w zakresie pracy, wartości sił występujących w obu lemniskatach, szerokość oraz kształt ścieżki, stosunek podziału długości stropnicy i iloraz max i min długości stojaka. Łatwo zauważać, iż uzyskana szerokość ścieżki przekracza przyjęte za dopuszczalne 100 mm, a jej kształt sporo odbiega od typowego dla tego rodzaju konstrukcji. Dodatkowo powołując się na [1] uzyskany kształt może mieć niekorzystny wpływ na stabilność sekcji, która przekłada się na bezpieczeństwo użytkowania.

Przyjęty model został wprowadzony do modułu optymalizującego w celu znalezienia konstrukcji charakteryzującej się ścieżką o rosnącym kształcie i szerokości poniżej 100 mm. Z uzyskanych rozwiązań wybrano najlepsze, a porównanie ścieżek dla obu modeli przedstawia rys. 36.6.

Odsłonięcie stropu - model wejściowy



Odsłonięcie stropu - model zoptymalizowany



Rys. 36.6 Porównanie ścieżek odsłonięcia stropu modelu wejściowego i zoptymalizowanego

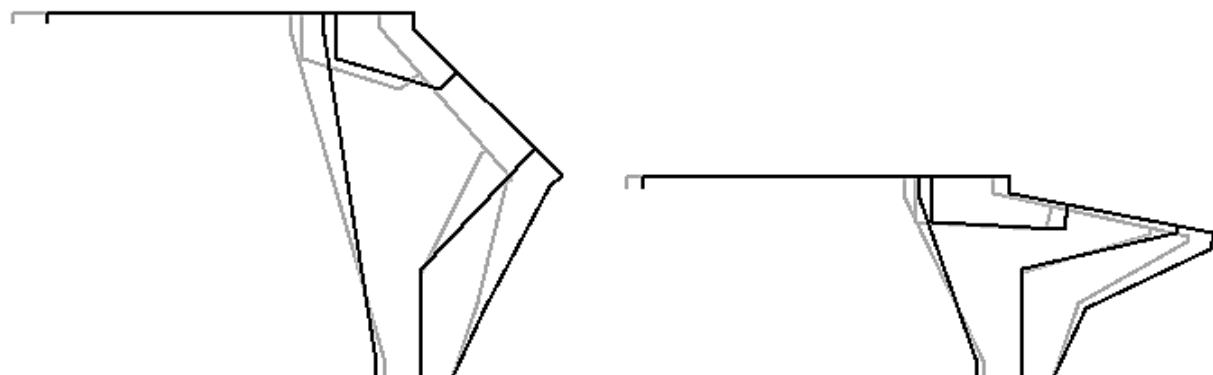
Zoptymalizowany model charakteryzuje akceptowalny kształt ścieżki o szerokości 49 mm. Należy zwrócić uwagę na fakt, iż w przypadku otrzymanej konstrukcji nastąpiło

przesunięcie położenia ścieżki w przestrzeni. Podczas faktycznego procesu projektowania lub modernizacji mogłoby to dyskwalifikować otrzymane rozwiązanie. W takiej sytuacji, w ustawieniach optymalizacji należy uwzględnić położenie krzywej lemniskatowej w odpowiednim zakresie granicznym.

Może się również okazać, że znalezienie rozwiązania spełniającego oczekiwania będzie niemożliwe lub wykonując optymalizację z różnymi założeniami otrzyma się rozwiązania spełniające pewne założenia lepiej, a inne gorzej. Ostatecznie to konstruktor musi wybrać najbardziej kompromisowe rozwiązanie. W przedstawionym przykładzie fakt przesunięcia ścieżki w zoptymalizowanym modelu uznano za akceptowalny.

Następnie otrzymany model wprowadzono na wejście głównej aplikacji i przeprowadzono dla niego obliczenia. Analiza wyników wykazała poprawę minimalnej podporności w zakresie pracy, która wyniosła 3857 kN . Porównując wyniki z tymi otrzymanymi dla modelu wejściowego zwrócono uwagę na stosunek podziału długości stropnicy [1]. Współczynnik ten ma wpływ na doleganie stropnicy do stropu i im niższa jego wartość tym lepsze doleganie. Biorąc to pod uwagę zdecydowano dokonać modyfikacji w położeniach gniazd stojaka, które mają bezpośredni wpływ na wspomniany współczynnik oraz podporność obudowy.

W wyniku optymalizacji i dodatkowych zmian otrzymano model końcowy, którego graficzne porównanie z modelem wejściowym prezentuje rys. 36.7.



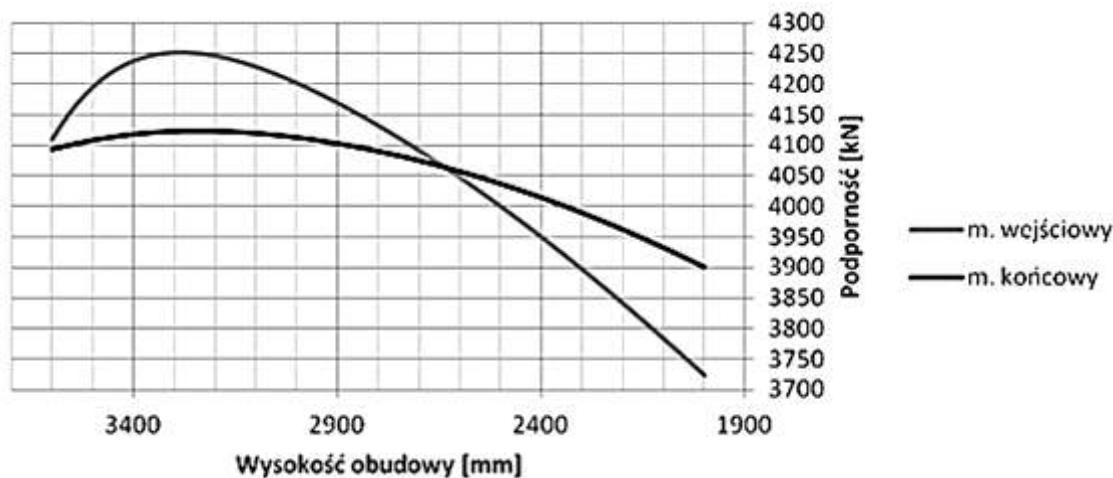
Rys. 36.7 Graficzne porównanie modeli wejściowego i końcowego.
Na czarno model końcowy, na szaro model wejściowy

Porównanie wybranych wyników obliczeń przedstawia tabela 36.3.

Tabela 36.3 Wybrane wyniki obliczeń dla modeli wejściowego i końcowego

	Podporność minimalna	Max siła w lemniskacie przednim	Max siła w lemniskacie tylnym	Szerokość ścieżki	Stosunek podziału długości stropnicy	Iloraz max i min długości stojaka
Model wej.	3725 kN	4722 kN	4109 kN	132 mm	3,17	1,86
Model koń.	3900 kN	2610 kN	1782 kN	49 mm	3,03	1,89

Otrzymany model charakteryzuje wyższa minimalna wartość podporności, która ostatecznie wyniosła 3900 kN. Warto także zwrócić uwagę na wykresy zmian podporności w zakresie pracy dla modeli wejściowego i końcowego, przedstawionych na rys. 36.8. W przypadku modelu wejściowego różnica pomiędzy max i min podpornością wyniosła ponad 500 kN, natomiast dla modelu końcowego poniżej 250 kN. Zoptymalizowanie konstrukcji spowodowało zmniejszenie maksymalnych sił występujących w obu łącznikach. Przesunięcie gniazd pozwoliło uzyskać wyższą minimalną podporność [3] oraz lepsze doleganie stropnicy do stropu. Dla obu modeli sprawdzono iloraz max i min długości stojaka. W obu przypadkach otrzymano wyniki poniżej 1,9 co jest akceptowną wartością. Ostatecznie można stwierdzić, że przeprowadzone czynności pozwoliły uzyskać model o lepszych parametrach.



Rys. 36.8 Porównanie wykresów zmian podporności w zakresie pracy dla modeli wejściowego i końcowego

36.5 PODSUMOWANIE

Wykorzystując opisane oprogramowanie dokonano zoptymalizowania łańcucha kinematycznego obudowy. Zaprezentowane narzędzie wspomaga prace konstruktora doskonale sprawdzając się w opracowaniu prototypu obudowy. Pozwala na szybkie i łatwe otrzymywanie wyników oraz wspiera proces projektowania. Po wprowadzeniu danych w zaledwie kilkanaście sekund użytkownik otrzymuje zestaw danych wyjściowych, które może przeanalizować. W przypadku, gdy otrzymane dla przyjętego modelu wyniki są niezadowalające, wystarczy wprowadzić zmiany w danych wejściowych i powtórzyć obliczenia. Dodatkowo zaimplementowany moduł optymalizacji układu pozwolił na automatyczne poszukiwanie odpowiedniego rozwiązania konstrukcyjnego. Obecnie program jest ciągle testowany i rozbudowywany o nowe funkcjonalności. Planowanymi elementami rozbudowy są: uwzględnienie sił niesymetrycznych działających na obudowę oraz automatyczna optymalizacja obudowy związana z wymaganiami klienta.

LITERATURA

1. H. Irresberger, F. Grawe, P. Migenda, Zmechanizowane obudowy ścianowe. Podręcznik dla praktyków. Tiefenbach Polska Sp. z o.o. Katowice 2008.
2. Dyrektywa maszynowa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE.
3. PN-EN 1804-1+A1:2011 Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.
4. PN-EN 1804-2+A1:2012 Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 2: Stojaki i pozostałe siłowniki
5. PN-EN 1804-3+A1:2012 Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 3: Hydraulyczne układy sterowania
6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. nr 139, poz. 1169 z 2002 r. ze zmianami Dz. U. nr 124, poz. 863 z 2006 r. i Dz. U. nr 126, poz. 855 z 2010 r.).

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

Tomasz Karczewski, Paweł Czarnota
Kompania Węglowa S.A.,
Oddział Zakład Remontowo-Produkcyjny
ul. Granitowa 132 43-155 Bieruń, Polska
e-mail: t.karczewski@kwsa.pl; p.czarnota@kwsa.pl

**KOMPUTEROWE WSPOMAGANIE PROJEKTOWANIA
ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH WEDŁUG METODY
ZAKŁADU REMONTOWO-PRODUKCYJNEGO KW S.A.**

Streszczenie: Prezentacja autorskiego programu obliczeniowego Zakładu Remontowo-Produkcyjnego, którego zadaniem jest usprawnienie procesu projektowania obudowy zmechanizowanej.

Słowa kluczowe: obudowa zmechanizowana, optymalizacja, proces projektowania, układ lemniskatowy

**COMPUTER AIDED DESIGN OF POWERED ROOF SUPPORTS ACCORDING
TO METHOD OF ZAKŁAD REMONTOWO-PRODUKCYJNY KW S.A.**

Abstract: Presentation of Zakład Remontowo-Produkcyjny's copyright calculation program, tasked with improving of the design of powered roof support.

Key words: powered roof support, optimization, design process, lemniscate mechanism

37

OPTYMALIZACJA ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH REMONTOWANYCH I MODERNIZOWANYCH W ZAKŁADZIE REMONTOWO-PRODUCYJNYM DLA POTRZEB KOPALŃ KW S.A.

37.1 WPROWADZENIE

Zakład Remontowo-Produkcyjny wykonuje remonty, modernizacje oraz produkcję zmechanizowanych obudów ścianowych wyłącznie na potrzeby Kompanii Węglowej S.A. zabezpieczając w ten sposób 80-90% jej potrzeb. Aktualnie Kompania Węglowa S.A. prowadzi eksploatację systemem ścianowym z wykorzystaniem kombajnu jako maszyny urabiającej w około 60 ścianach w 11 kopalniach o średniej głębokości zalegania pokładu 500 m. Schodzenie z eksploatacją w pokłady zalegające na dużych głębokościach wymaga zwiększenia ich podporności oraz przystosowania do przejmowania obciążen dynamicznych. Skutkuje to wzrostem kosztów produkcji, modernizacji oraz eksploatacji. Zakład Remontowo-Produkcyjny czyni starania, aby ograniczyć do minimum wzrost kosztów zapewniając jednocześnie odpowiedni stopień bezpieczeństwa. Realizuje działania w zakresie optymalizacji konstrukcji w oparciu o doświadczenia własne oraz współpracy wybranych jednostek naukowo-badawczych.

Zmechanizowana obudowa ściana stanowi podstawową maszynę kompleksu ścianowego, zabezpieczającą wyrobisko przed opadem skał oraz stanowi oparcie dla pozostałych maszyn (kombajnu, strugu oraz przenośnika). Na rynek wprowadzana jest zgodnie z Dyrektywami Parlamentu Europejskiego i zharmonizowanymi z nimi normami polskimi. Polską Dyrektywą jest Dyrektywa Maszynowa [6], zharmonizowana z polskimi normami z serii PN-EN 1804 [7, 8, 9]. We wstępie polskich norm z serii PN-EN 1804 jest zapis wyłączający ich obowiązywanie w odniesieniu do przypadku zagrożenia wstrząsami górotworu. Oznacza to, że wprowadzana na rynek zmechanizowana obudowa ściana nie może być eksploatowana w większości polskich kopalń zagrożonych wstrząsami górotworu (ponad 60% przypadków). Dla takich przypadków obudowę należy przystosować w drodze „upodalenienia”, zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Gospodarki w sprawie BHP §440 ust.2 [12]. Niniejsze rozporządzenie zawiera również wymóg oceny możliwości współpracy różnych typów

obudowy w jednej ścianie (§440 ust.8). Oceny takie opracowuje najczęściej Główny Instytut Górnictwa według metodyk własnych [4].

Dodatkowym problemem zaobserwowanym w zakresie remontowanych i modernizowanych obudów jest olbrzymia liczba typów rozwiązań, wielkości i wyposażenia. Dla zakładu stanowi to istotny problem i optymalizacja konstrukcji jest jednym z bardzo ważnych kierunków, podejmowanych przez zakład. Realizowana przez zakład optymalizacja dotyczy: wielkości, geometrii, podporności i sterowania. Prowadzona jest stosownie do możliwości technicznych, ale również ograniczeń prawnych według już posiadanych przez obudowę dopuszczeń.

37.2 UNIFIKACJA WSTĘPEM DO PROCESU OPTYMALIZACJI [1]

Zakład Remontowo-Produkcyjny wykonując na potrzeby Kompanii Węglowej S.A. remonty i modernizacje eksploatowanych zmechanizowanych obudów ścianowych wprowadza w dużym zakresie unifikację jej poszczególnych elementów. Po przeanalizowaniu najczęściej stosowanych typów obudów i przewidywanych potrzeb w Kompanii Węglowej S.A. podjęto działania, mające na celu ujednolicenie konstrukcji stosowanych obudów zmechanizowanych. Unifikacja objęła standaryzację: konstrukcji, stosowanych średnic stojaków hydraulicznych, ciśnienia zasilania, wprowadzenie specjalistycznego przyłącza typu ZRP oraz zaworów ograniczających ciśnienie (upustowych) w przestrzeniach roboczych stojaków hydraulicznych. Przyjęto również zasadę wyznaczania przepływów w układach zabezpieczających stojak przed przeciżeniaami.

Przyjęto także podstawowe założenia dla konstrukcji zmechanizowanej obudowy: typ podporowo-osłonowy, dwustojakowy, przystosowany do pracy w warunków zagrożenia wstrząsami górotworu. W zależności od wysokości obudowy określono również zalecany kąt nachylenie stojaków oraz wysokość słupa cieczy w przestrzeni podłokowej stojaka.

Wyróżniono cztery segmenty zakresów wysokościowych obudów, stosowanych w KW S.A.:

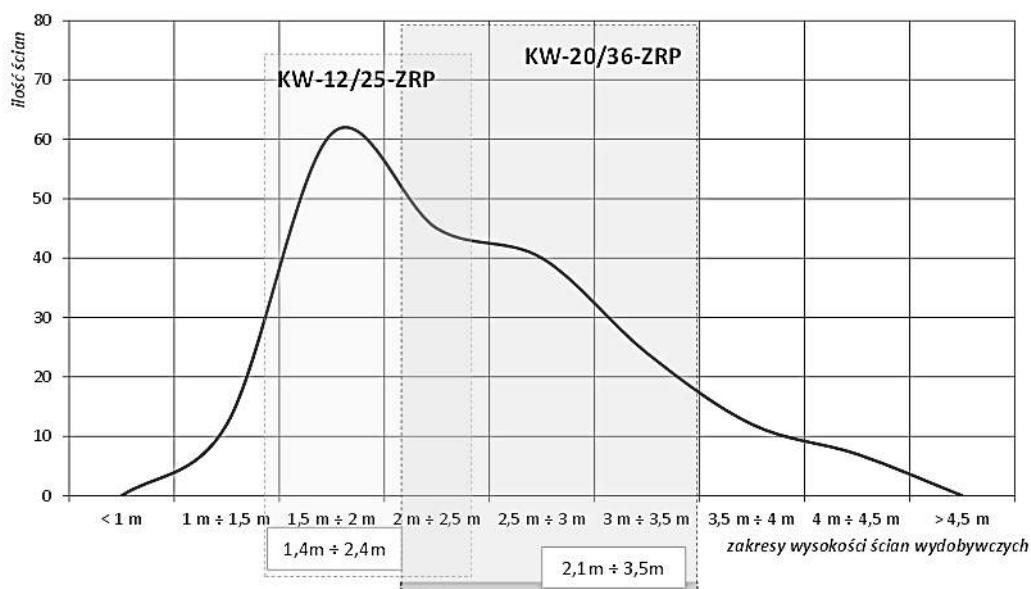
- I – o zakresie wysokości geometrycznej 0,8-1,6 m i roboczej 1-1,5 m;
- II – o zakresie wysokości geometrycznej 1,2-2,5 m i roboczej 1,4-2,4 m;
- III – o zakresie wysokości geometrycznej 2,0-3,6 m i roboczej 2,1-3,5 m;
- IV – o zakresie wysokości geometrycznej 2,5-5 m i roboczej 2,6-4,9 m.

Dla każdego segmentu obudowy przy minimalnej wysokości roboczej kąt nachylenia stojaka powinien być większy od:

- 40° – dla I segmentu,
- 35° – II,
- 30° – III,
- 25° – IV,

a wysokość słupa cieczy w przestrzeni podłokowej stojaka powinna wynosić co najmniej 0,2 m – dla I i II segmentu oraz co najmniej 0,25 – dla III i IV.

Niezależnie od zakresu wysokościowego obudowy, przyjęto optymalną wartość wskaźnika utrzymania stropu „g”, w przedziale 0,8-1. Ponadto w przypadku produkcji nowych zmechanizowanych obudów ścianowych zoptymalizowano zakres geometryczny ich wysokości do dwóch podstawowych zakresów 1,2-2,5 m oraz 2,0-3,6 m, w pełni zabezpieczających ok 90% potrzeb kopalń Kompanii Węglowej S.A. Na rys. 37.1 przedstawiono analizę zakresów wysokościowych eksploatowanych i planowanych do eksploatacji obudów ścianowych w Kompanii Węglowej S.A.

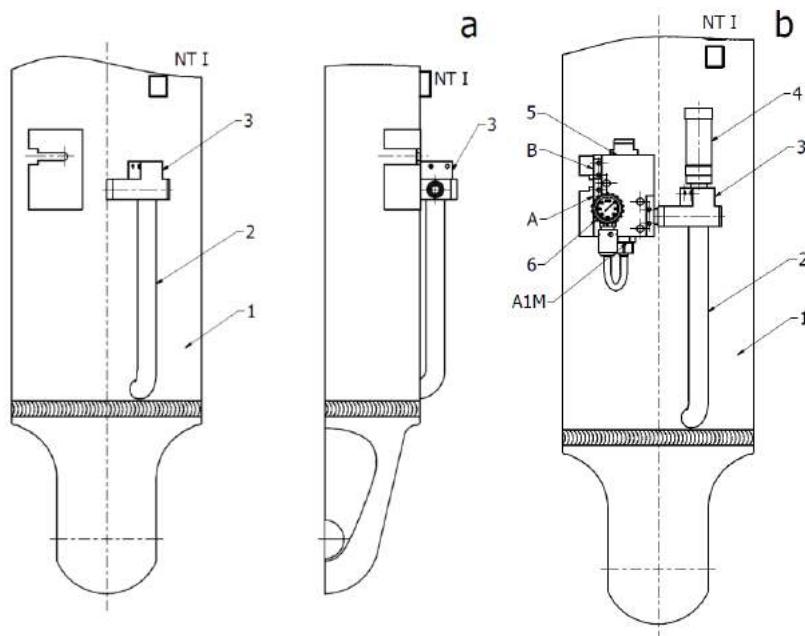


Rys. 37.1 Analiza zakresów wysokościowych eksploatowanych i planowanych do eksploatacji obudów ścianowych w Kompanii Węglowej S.A.

Stojaki hydrauliczne ograniczono do jednego typu o budowie dwuteleskopowej z zaworem dennym, wyjątkiem są obudowy remontowane i modernizowane, w których dopuszcza stosowanie stojaków jednoteleskopowych z przedłużaczem mechanicznym. Ujednolicono średnice I stopnia stojaków hydraulicznych do trzech wartości: 0,25 m, 0,28 m oraz 0,3 m z wyjątkiem remontowanych i modernizowanych obudów, w których dopuszcza się średnice I stopnia stojaka 0,2 m i 0,21 m.

W wyniku standaryzacji układów hydraulicznych sterujących stojakiem hydraulicznym wprowadzono do stosowania specjalistyczne przyłącze typu ZRP, odpowiedzialne za przepływ cieczy z przestrzeni podłokowej stojaka do zaworu ograniczającego ciśnienie, przy zachowaniu minimalnych strat przepływu. Przyłącze typu ZRP zostało zaprojektowane na podstawie własnego doświadczenia opartego na obserwacji eksploatowanych obudów zmechanizowanych w Kompanii Węglowej S.A. Składa się z kostki przyłączeniowej i przymocowanej do niej rurki przyłączeniowej, doprowadzającej ciecz z przestrzeni roboczej stojaka. Kostka przyłączeniowa jest konstrukcją posiadającą dwa przyłącza typu stecko: jedno dostosowane pod montaż zaworu ograniczającego ciśnienie (upustowego) i drugie pod montaż zaworu zwrotnego sterowanego wraz z ciśnieniomierzem oraz jeden otwór wlotowy, służący do montażu stalowej rurki (rys. 37.2). Przyłącze typu ZRP posiada dwie wielkości zależne od

wielkości przyłączy stecko: I typ – przystosowany do obu przyłączy stecko DN12 i przeznaczony dla stojaków hydraulicznych o średnicy I stopnia 0,2 m i 0,21 m oraz II typ – przystosowany do zaworu ograniczającego ciśnienie z przyłączem stecko DN19 i zaworu zwrotnego sterowanego z przyłączem DN12, dedykowany stojakom hydraulicznym o średnicy I stopnia 0,25 m; 0,28 m i 0,3 m.



Rys. 37.2 Przyłącze typu ZRP:
a - rysunek pogłówny stojaka;

b - rysunek pogłówny sposobu podłączenia elementów układu sterowania na stojaku;

1-stojak, 2-rurka przyłączeniowa, 3-kostka przyłączeniowa, 4-zawór ograniczający ciśnienie (upustowy),
5-zawór zwrotny sterowany, 6-ciśnieniomierz

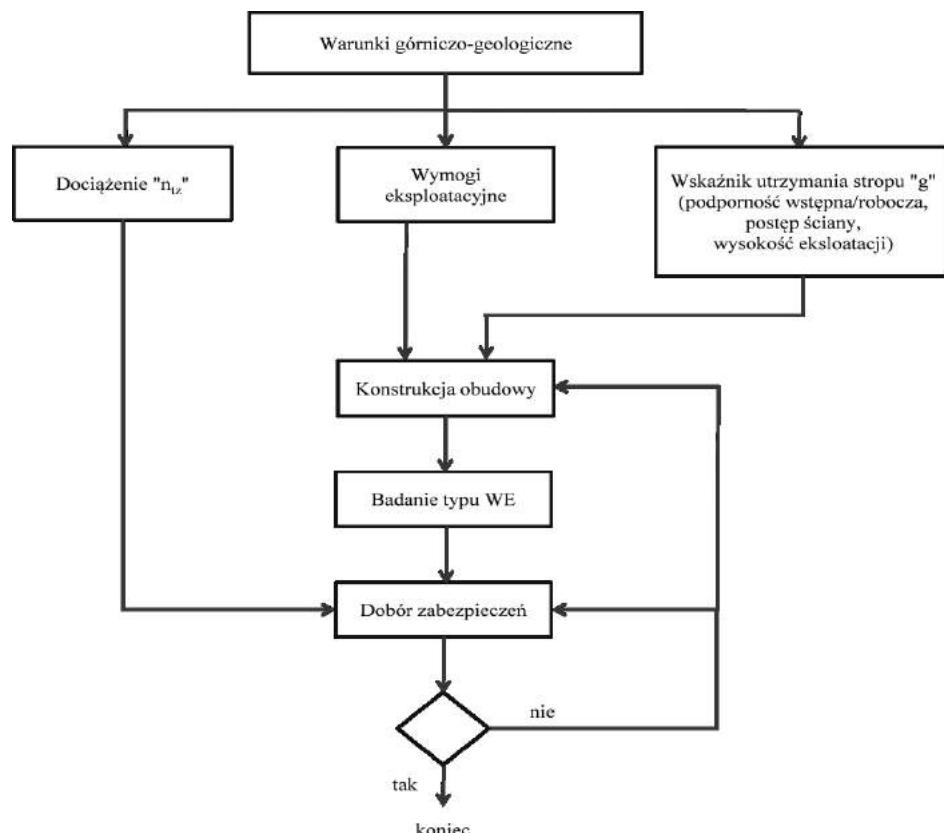
Przeprowadzane przez ZRP badania, wykazały, że po zastosowaniu przyłącza typu ZRP straty przepływu cieczy nie będą większe od 10% (w odniesieniu do ciśnienia).

Ujednolicenie ciśnienia zasilania obejmuje stosowanie ciśnienia zasilania 25-30 MPa, przy czym zalecane jest ciśnienie 25 MPa oraz ciśnienia roboczego pracy obudowy w zakresie 38-42 MPa, przy zalecanym 38 MPa.

37.3 PARAMETRY ORAZ SPOSÓB POSTĘPOWANIA W PROCESIE OPTYMALIZACJI REMONTOWANYCH I MODERNIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH W ZAKŁADZIE REMONTOWO-PRODUKCYJNYM

Proces optymalizacji zmechanizowanej obudowy ścianoowej opiera się przede wszystkim na odpowiednim przygotowaniu konstrukcji obudowy, jej układu podpornościowego oraz zabezpieczeń przed przeciążeniami dynamicznymi zgodnie z wymaganiami prawnymi i dodatkowymi ujętymi w podpunkcie 1 niniejszego artykułu. Celem optymalizacji jest uzyskanie jak najlepszych parametrów technicznych obudowy w odniesieniu do rzeczywistych potrzeb eksploatowanego systemu ścianoowego przy jednoczesnej poprawie bezpieczeństwa oraz minimalizacji kosztów produkcji i

eksploatacji. Przyjęty i wdrożony w wewnętrznych procedurach ZRP sposób postępowania przy realizacji remontu i modernizacji obudów zmechanizowanych został schematycznie przedstawiony na rys. 37.3 [2].



Rys. 37.3 Sposób postępowania przy realizacji remontu i modernizacji zmechanizowanej obudowy ścianowej przez Zakład Remontowo-Produkcyjny

Na podstawie wymogów prawnych i dodatkowych, odnoszących się do pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej w rejonach występowania wstrząsów górotworu oraz własnego doświadczenia Zakład Remontowo-Produkcyjny opracował następujące parametry optymalizacji [3]:

- ✓ konstrukcji: dla minimalnej wysokości roboczej – nachylenie stojaka $> 45^{\circ}$, słup cieczy w przestrzeni podłokowej stojaka $> 0,2 \text{ m}$, przeciążenie mocowania stojaków, podpór stropnicy, podpory tylnej x2 w odniesieniu do parametrów nominalnych,
- ✓ dla układów podpornościowych (stojak, podpora stropnicy, podpora tylna) przeciążalność x2 w odniesieniu do parametrów nominalnych,
- ✓ układy zabezpieczające (zawór ograniczający ciśnienie, zawór zwrotny sterowany, doprowadzenie cieczy), przeciążalność x2 w odniesieniu do parametrów nominalnych,
- ✓ wyznaczenie dla przewidywanych układów ograniczających ciśnienie w przestrzeniach roboczych charakterystyk przepływu w zakresie $x 1,5 \div 2$ wartości roboczych,

- ✓ wprowadzenie wymogu stosowania stali nierdzewnych na elementy robocze hydrauliki sterującej,
- ✓ przeprowadzenie prób stojaka z całym układem sterowania pod dynamicznym obciążeniem udarem masy oraz prób przełączania (ocena zachowania się układu sterowania stojakiem przy rabowaniu oraz oddziaływanie ciśnienia w magistrali spływowej na pracę układu sterującego).

Dla tak przyjętych parametrów opracowywana jest pełna dokumentacja obudowy wraz z niezbędnymi badaniami, które zostają przeprowadzane przez specjalistyczne jednostki naukowo-badawcze.

37.4 PRZYKŁAD WYKORZYSTANIA PROCESU OPTYMALIZACJI PODCZAS MODERNIZACJI OBUDOWY ŚCIANOWEJ KW-19/35-POz/ZRP

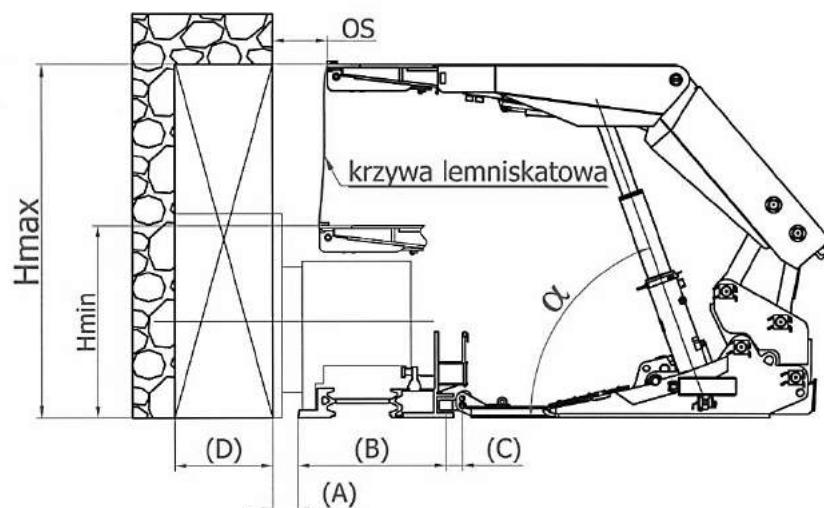
Zmechanizowana obudowa ścianowa KW-19/35-POz/ZRP jest wynikiem modernizacji obudowy Fazos-15/31-POz, dopuszczonej na rynek decyzją Prezesa WUG. Celem modernizacji było dostosowanie obudowy Fazos-15/31-POz do trudniejszych warunków górniczo-geologicznych zgodnie z wymaganiami unijnymi (Dyrektyny Maszynowej i zharmonizowanych norm z serii PN-EN 1804 oraz Rozporządzeniem Ministra gospodarki w sprawie BHP). W wyniku modernizacji zwiększeniu uległ zakres geometryczny pracy obudowy oraz zwiększoną została jej podporność. Projektując obudowę wykorzystano elementy konstrukcji obudowy Fazos-15/31-POz oraz znormalizowane przez Zakład Remontowo-Produkcyjny dla potrzeb Kompanii Węglowej S.A. stojaki oraz układy sterujące. Modernizację przeprowadzono zgodnie z przyjętą w zakładzie procedurą. Powstała obudowa o podstawowych parametrach roboczych [5]:

- ✓ typ obudowy: podporowo-osłonowa, dwustojakowa,
- ✓ wysokość robocza: $2,0 \div 3,4\text{ m}$,
- ✓ stojak: dwuteleskopowy z zaworem dennym, średnicy I/II stopnia $0,25/0,2\text{ m}$,
- ✓ ciśnienie nominalne robocze/wstępne: $42/30\text{ MPa}$,
- ✓ nominalna podporność robocza/wstępna: $2,06/1,47\text{ MN}$,
- ✓ specjalistyczne przyłącze PT stojaka: typu ZRP DN19,
- ✓ sterowanie przyległe.

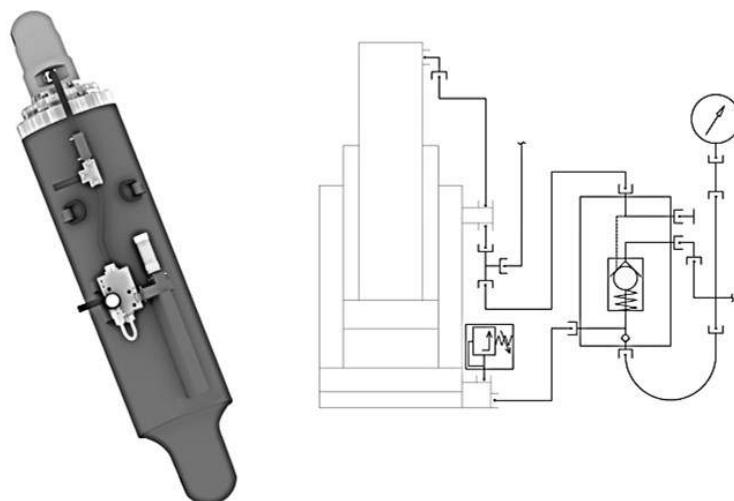
Na rys. 37.4 przedstawiono schematycznie obudowę wraz ze współpracującymi maszynami w ścianie.

W obudowie zastosowano dwuteleskopowy stojak wyposażony w przyłącze ZRP DN19 oraz typowy dla ZRP układ sterujący stojakiem. Na rys. 37.5 zestawiono stojak wraz z schematem hydraulicznym układu sterowania stojakiem.

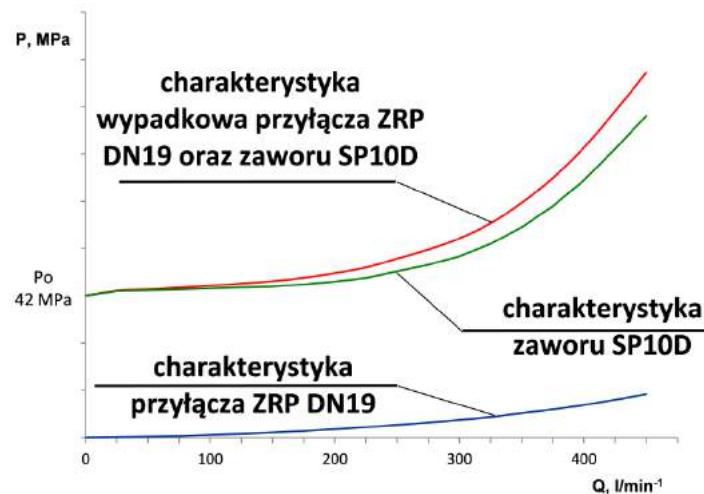
Powstała obudowa oraz jej podstawowe elementy zostały poddane badaniom, wynikającym z procesu certyfikacji oraz procedur i dodatkowych badań. Przykładowo przedstawiono wybrane dodatkowe badania i charakterystyki opisujące konstrukcję obudowy według procedur Zakładu Remontowo-Produkcyjnego. Na rys. 37.6 przedstawiono przykładową charakterystykę przepływów w układzie zabezpieczającym stojak przed przeciążeniem, niezbędną dla oceny „upodatnienia” obudowy.



Rys. 37.4 Zmechanizowana obudowa ściana typu KW-19/35-POz/ZRP w kompleksie ścianowym - rysunek poglądowy



Rys. 37.5 Dwuteleskopowy stojak $\varnothing 0,25/0,2\text{ m}$ wraz z układem sterowania typu ZRP



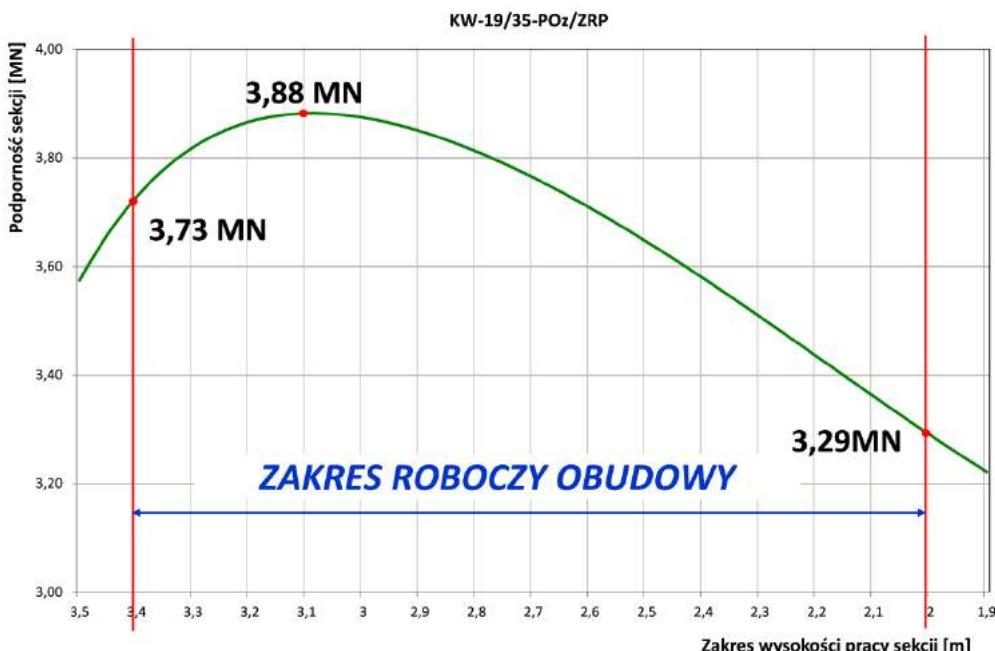
Rys. 37.6 Przykładowa charakterystyka przepływów w przyłączu ZRP DN19 wraz z zaworem SP10D wyznaczona w TL Opava

Dla bezpieczeństwa obudowy bardzo istotna jest geometria, a w szczególności kąt pochylenia stojaka oraz otwarcie stropu. W tabeli 37.1 przedstawiono geometrię obudowy KW-19/35 POz/ZRP.

Tabela 37.2 Kąt pochylenia stojaka α oraz otwarcie stropu OS w zależności od wysokości rozparcia sekcji (oznaczanie wg rys. 37.4) dla obudowy KW-19/35-POz/ZRP

Wysokość obudowy H m	Kąt pochylenia α°	Otwarcie stropu OS m
1,9	52,1	0,464
2,0	54,0	0,472
2,1	55,8	0,481
2,2	57,4	0,489
2,3	58,9	0,497
2,4	60,3	0,504
2,5	61,6	0,509
2,6	62,7	0,513
2,7	63,7	0,515
2,8	64,7	0,515
2,9	65,5	0,515
3,0	66,3	0,514
3,1	67,1	0,513
3,2	67,8	0,513
3,3	68,5	0,517
3,4	69,3	0,527
3,5	70,3	0,548

Kąt pochylenia stojaka ma wpływ na podporność sekcji obudowy zmechanizowanej w zależności od wysokości jej rozparcia. Wymienioną zależność prezentuje rys. 37.7.



Rys. 37.7 Podporność sekcji (obudowy) KW-19/35-POz/ZRP w zależności od wysokości podparcia

W zakresie roboczym $2,0 \div 3,4$ m zmienność podporności zawęża się w przedziale $3,29 \div 3,73$ MN, maksimum uzyskuje dla wysokości 3,1 m – 3,88 MN. Dla modernizowanej obudowy przeprowadzono obliczenia wskaźnika utrzymania stropu „g” dla dwóch różnych ścian tej samej kopalni [10, 11]. Obliczenia te mają na celu dokonanie wcześniejszego rozeznania przewidywanego zachowania się obudowy dla zmieniających się warunków górniczych. Wyniki obliczeń prezentuje tabela 37.2.

Tabela 37.3 Wskaźniki nośności stropu „g” dla przyjętych prędkości postępu ściany nr 207 p.419 oraz nr 52 p.510/III kopalni ZG Piekary obudowy KW-19/35-POz/ZRP

Odcinek	Wskaźnik nośności stropu „g”				
	Prędkość postępu [m/dobę]				
	0,80	2,40	4,00	5,60	7,20
I	0,68	0,72	0,74	0,75	0,76
II	0,67	0,70	0,71	0,72	0,73
III	0,67	0,71	0,73	0,74	0,74
IV	0,70	0,75	0,77	0,78	0,79
V	0,68	0,72	0,74	0,75	0,75
VI	0,70	0,75	0,77	0,78	0,79
VII	0,70	0,75	0,77	0,78	0,79
VIII	0,69	0,73	0,75	0,76	0,77
IX	0,66	0,69	0,71	0,72	0,72
X	0,70	0,75	0,77	0,78	0,79
XI	0,67	0,71	0,73	0,74	0,74
XII	0,66	0,69	0,71	0,72	0,72
XIII	0,71	0,75	0,77	0,79	0,79
XIV	0,71	0,75	0,77	0,79	0,79
XV	0,64	0,67	0,68	0,69	0,69
XVI	0,63	0,65	0,66	0,66	0,67
XVII	0,72	0,77	0,80	0,81	0,82
XVIII	0,77	0,84	0,87	0,89	0,90
XIX	0,77	0,84	0,87	0,89	0,90
XX	0,76	0,82	0,85	0,86	0,87
XXI	0,71	0,76	0,79	0,80	0,81
XXII	0,68	0,72	0,73	0,74	0,75

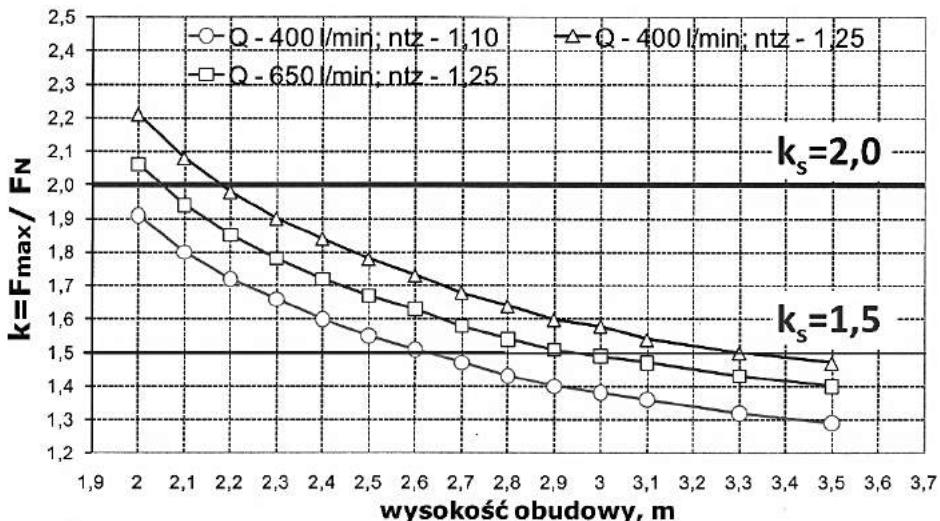
Odcinek	Wskaźnik nośności stropu „g”				
	Prędkość postępu [m/dobę]				
	0,80	2,40	4,00	5,60	7,20
I	0,90	0,97	1,00	1,02	1,03
II	0,91	0,98	1,01	1,03	1,04
III	0,94	1,02	1,05	1,07	1,08
IV	0,87	0,93	0,95	0,97	0,98
V	0,93	1,01	1,04	1,06	1,08
VI	0,94	1,01	1,05	1,07	1,08
VII	0,90	0,96	0,99	1,01	1,02
VIII	0,91	0,98	1,01	1,03	1,05
IX	0,92	0,99	1,02	1,04	1,06
X	0,95	1,04	1,07	1,09	1,11
XI	0,94	1,02	1,06	1,08	1,09

Z tabeli 37.2 wynika, że ta sama obudowa dla różnych ścian tej samej kopalni nie będzie gwarantowała takich samych warunków utrzymania stropu, co w konsekwencji będzie miało istotny wpływ na bezpieczeństwo i efektywność systemu ścianowego.

Dalszym istotnym problemem dla bezpieczeństwa kompleksu ścianowego jest bezpieczeństwo dla przypadku zagrożenia wstrząsami górotworu.

Analizę taką przeprowadzono przyjmując dwie skrajne wartości współczynnika dociążenia obudowy $ntz = 1,1$ oraz $1,25$, co odpowiada brakowi zagrożenia wstrząsami górotworu oraz silnemu zagrożeniu wstrząsami górotworu. Uwzględniono również przepływ w układzie zabezpieczającym przestrzeń podłokową stojaka PT 400 i 650 lmin-1 oraz współczynnik przeciążenia stojaka 1,5 lub 2,0 zgodnie z normą PN-EN 1804-2+A1:2012. Wyniki tych analiz w formie wykresu prezentuje rys. 37.8.

Przedstawione wybrane badania i obliczenia pozwalają ocenić walory i ograniczenia modernizowanej obudowy. Są bardzo przydatne w określeniu miejsca zastosowania obudowy i ustalenia sposobu jej eksploatacji.



Rys. 37.8 Wartość współczynnika k_s opisującego „upodatnienie” obudowy typu KW-19/35-POz/ZRP wg metodyki GIG dla przypadku:

współczynnika dociążenia $n_{tz} = 1,1$ i przepływu układu zabezpieczającego stojak PT 400 lmin^{-1} – oznaczenie O

współczynnika dociążenia $n_{tz} = 1,25$ i przepływu układu zabezpieczającego stojak PT 400 lmin^{-1} – oznaczenie Δ

współczynnika dociążenia $n_{tz} = 1,25$ i przepływu układu zabezpieczającego stojak PT 650 lmin^{-1} – oznaczenie □

Uwaga: k_s – współczynnik przeciążenia stojaka hydraulicznego w badaniu typu WE

37.5 WNIOSKI

Przedstawiona w niniejszym artykule optymalizacja jest wynikiem ponad 10-letniego doświadczenia Zakładu Remontowo-Produkcyjnego oraz współpracy zakładu z jednostkami naukowo-badawczymi. Celem optymalizacji jest jak najlepsze dostosowanie parametrów obudów ścianowych do rzeczywistych potrzeb kompleksów ścianowych, stosowanych w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. Stworzone w zakładzie własne, wewnętrzne procedury realizacji remontów, modernizacji i produkcji obudów ukierunkowane są przede wszystkim na poprawę bezpieczeństwa pracy systemu ścianowego oraz minimalizację kosztów jego eksploatacji. Zgodne z wymaganiami prawymi i dodatkowymi wymaganiami, wynikającymi z Rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie BHP wszystkie zmechanizowane obudowy ścianowe w procesie optymalizacji przystosowywane są poprzez „upodatnienie” do przejmowania obciążen dynamicznych, będących wynikiem wstrząsu górotworu. Ważnym etapem w procesie dostosowywania obudowy do panujących w danym wyrobisku warunków geologiczno-górnictwowych jest dobór jej układu podporowościowego, wynikający ściśle z oceny wskaźnika utrzymania stropu „g”. W związku z dużym zróżnicowaniem typów obudów i sterowań Zakład Remontowo-Produkcyjny wprowadził standaryzację jej poszczególnych elementów, która w znacznym stopniu usprawniła funkcjonalność kompleksu ścianowego. Podstawowe parametry procesu optymalizacji objęły standaryzację zakresu wysokości geometrycznych i roboczych pracy obudowy, wprowadzenie do stosowania jednego typu obudowy podporowo-osłonowej z stojakiem dwuteleskopowym, ujednolicenie konstrukcji stojaków hydraulicznych i typu

sterowania oraz wartości ciśnienia zasilania i roboczego pracy obudowy. Ponadto proponuje się wyposażanie wszystkich remontowanych, modernizowanych i produkowanych obudów w Kompanii Węglowej S.A. w układ sterowania stojakiem hydraulicznym typu ZRP, który ma istotne znaczenie dla zapewnienia bezpieczeństwa obudowy pracującej w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu.

Z roku na rok średnia głębokość pokładów, w których prowadzona jest eksploatacja ulega zwiększeniu. Oznacza to, że w przyszłości należy spodziewać się coraz trudniejszych warunków geologiczno-górniczych oraz nasilenia się występowania zagrożeń naturalnych przy jednoczesnym nacisku na minimalizację kosztów produkcji i eksploatacji. Wdrażany w Zakładzie Remontowo-Produkcyjnym proces optymalizacji jest dobrym początkiem zmian, odpowiadających na potrzeby kopalń Kompanii Węglowej S.A., przystosowywującym zmechanizowane obudowy ścianowe do bezpiecznej i efektywnej pracy w kompleksie ścianowym.

LITERATURA

1. J. Gil, Analiza przepływów w układach ograniczających ciśnienie przestrzeni roboczej stojaka hydraulicznego w zmechanizowanej obudowie ścianowej. Rozprawa doktorska, Kraków 2014.
2. J. Gil, R. Kubiesa, K. Stoiński, Wykorzystanie unifikacji konstrukcji zmechanizowanej obudowy ścianowej dla poprawy bezpieczeństwa. Szczyrk 2011.
3. J. Gil, K. Stoiński, Bezpieczeństwo zmechanizowanych obudów w systemach ścianowych. Krynica Górska 2013.
4. K. Stoiński: Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. GIG, Katowice 2000.
5. Dokumentacja techniczno-ruchowa obudowy KW-19/35-POz/ZRP.
6. Dyrektywa maszynowa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn.
7. PN-EN 1804-1+A1:2011. Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.
8. PN-EN 1804-2+A1:2012. Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 2: Stojaki i pozostałe siłowniki.
9. PN-EN 1804-3+A1:2012. Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 3: Hydrauliczne układy sterowania.
10. Praca badawczo-rozwojowa: Przeprowadzenie analizy poprawności doboru i warunków stosowania w ścianie 207, w pokładzie 419 dla ZG Piekary, obudowy zmechanizowanej typu: KW-19/35-POz/ZRP i KW-19/35-POz/BSN/ZRP oraz KW-20/36-ZRP i KW-20/36-BSN/ZRP, GIG Katowice 2011.
11. Praca badawczo-rozwojowa: Przeprowadzenie analizy poprawności doboru i warunków stosowania w ścianie 52, w pokładzie 510 dla ZG Piekary, obudowy zmechanizowanej typu: KW-19/35-POz/ZRP i KW-19/35-POz/BSN/ZRP oraz KW-20/36-ZRP i KW-20/36-BSN/ZRP, GIG Katowice 2011.
12. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego

zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. nr 139, poz. 1169 z 2002 r. ze zmianami Dz. U. nr 124, poz. 863 z 2006 r. i Dz. U. nr 126, poz. 855 z 2010 r.).

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

Jan Gil, Anna Żak
Kompania Węglowa S.A.,
Oddział Zakład Remontowo-Produkcyjny
ul. Granitowa 132, 43-155 Bieruń, Polska
e-mail: j.gil@kwsa.pl; a.zak@kwsa.pl

**OPTYMALIZACJA ZMECHANIZOWANYCH OBUDÓW ŚCIANOWYCH
REMONTOWANYCH I MODERNIZOWANYCH
W ZAKŁADZIE REMONTOWO-PRODUCYJNYM DLA POTRZEB KOPALŃ KW S.A.**

Streszczenie: W artykule przedstawiono sposób optymalizacji zmechanizowanych obudów ścianowych, remontowanych i modernizowanych przez Zakład Remontowo-Produkcyjny na potrzeby Kompanii Węglowej S.A. Celem optymalizacji jest uzyskanie parametrów technicznych obudowy dostosowanych do rzeczywistych potrzeb eksploatacyjnych systemu ścianowego, przy jednoczesnej poprawie bezpieczeństwa oraz minimalizacji kosztów.

Słowa kluczowe: zmechanizowana obudowa ścianowa, optymalizacja konstrukcji, utrzymanie stropu

**OPTIMIZATION OF POWER ROOF SUPPORTS RENOVATED AND MODERNIZED
IN ZAKŁAD REMONTOWO-PRODUKCYJNY FOR THE NEEDS OF MINES THE KW S.A.**

Abstract: The article describes methods optimization of powered roof supports, renovated and modernized by ZRP for the needs of the KW SA. Objective of optimization is adapt technical parameters of the power roof support to real needs of the system operated longwall while improving safety and minimizing costs.

Key words: power roof support, optimization of construction, supporting of roof

38

MONITORING MASZYN I URZĄDZEŃ – KONCEPCJA TECHNICZNEJ REALIZACJI PRZEPISÓW

38.1 WSTĘP

Świat IT (Information Technology) i OT (Operational Technology) we współczesnym przedsiębiorstwie działają niezależnie i obok siebie. W świecie IT powszechnie jest dążenie do standaryzacji usług. Dużo wysiłku wkłada się w uzyskanie łatwego dostępu dla użytkowników do informacji, przy zachowaniu bezpieczeństwa systemów. Powszechnie jest włączanie wszystkiego do Internetu. Zadomowił się tu na dobre protokół IP. Z kolei w świecie OT bywa z tym różnie [4]. Systemy informatyczne świata OT, tzw. systemy SCADA (Supervisory Control And Data Acquisition) są w większości przypadków systemami autorskimi producentów oprogramowania, w dokumentacji których brak jest informacji o sposobie dostępu do danych w nich zgromadzonych. Udostępnienie danych z tych systemów wiąże się zwykle z koniecznością udostępnienia takiego autorskiego oprogramowania, które te dane interpretuje i wizualizuje. Tym samym praktycznie niemożliwe jest udostępnienie samych danych bez umożliwienia dostępu do systemu informatycznego, przetwarzającego te dane. Z drugiej strony, liczne przepisy jak również rozsądek i doświadczenie projektantów systemów OT ograniczają powszechny dostęp do systemów „przemysłowych”. Specjaliści OT mówią, że „gdy w IT coś nie działa, ludzie nie dostają maili. Gdy u nas coś nie działa ludzie tracą życie”. W niniejszym artykule przedstawiono koncepcję rozwiązania bezpiecznego dostępu do danych zgromadzonych w systemach OT, umożliwiającą wymianę danych między tymi systemami, nie niosącego – zdaniem autorów – zagrożenia nieuprawnionej ingerencji w systemy monitorowania i sterowania procesami produkcji.

38.2 SPOSÓB OCHRONY SYSTEMÓW MONITOROWANIA I STEROWANIA PROCESAMI PRODUKCJI – STAN OBECNY

Dla potrzeb bezpieczeństwa systemów monitorowania i sterowania procesami produkcji w podziemnych zakładach górniczych, zostało stworzone w przepisach pojęcie sieci wydzielonych. Sposób ochrony tych systemów został określony w ust. 2. § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego

zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Przepis ten ma następujące brzmienie:

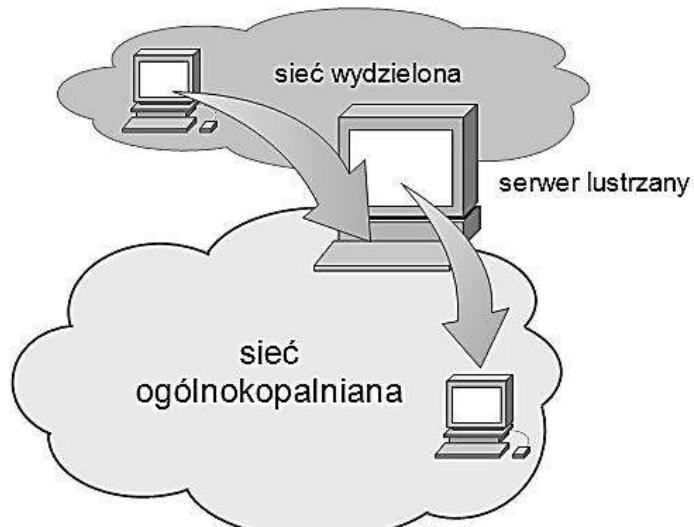
„2. Oprogramowanie i dane w systemach łączności, alarmowania, bezpieczeństwa i wspomagania pracy służb dyspozytorskich oraz innych układów funkcjonujących na podstawie technik informatycznych chroni się w następujący sposób:

- 1) systemy pracują w wydzielonych sieciach,
- 2) dostęp do danych z tych systemów jest możliwy wyłącznie w obrębie zakładu górniczego, przy czym:
 - a. dane udostępnia się z wydzielonego serwera "lustrzanego", na który systemy te będą przesyłać informacje w układzie jednokierunkowym bez możliwości dostępu do systemów podstawowych,
 - b. dostęp do oprogramowania systemów jest możliwy jedynie ze stanowisk zabudowanych wewnętrz sieci podstawowej, a system będzie zapisywać automatycznie wszystkie czynności dokonywane z tych stanowisk,
- 3) nadzór serwisowy producenta nad eksploatowanym w zakładach górniczych sprzętem (systemami komputerowymi) realizuje się bezpośrednio na terenie zakładu górniczego. W przypadku konieczności zdalnego nadzoru, kanał łączności konfiguruje ręcznie pracownicy obsługi zakładu górniczego po telefonicznym uzgodnieniu przez serwis producenta, natomiast połączenie i dokonane czynności zostaną automatycznie odnotowane w systemie,
- 4) sposób zabezpieczenia, o którym mowa w pkt 3, zatwierdza kierownik ruchu zakładu górniczego”.

Wprawdzie Ustawodawca w żadnym akcie prawnym nie formułuje wprost listy sieci wydzielonych (ani też definicji takiej sieci), jednakże do takich sieci zalicza się co najmniej następujące sieci informatyczne i telekomunikacyjne: systemy teleinformatyczne eksploatowane w dyspozytorii kopalnianej, systemy łączności i alarmowania, systemy gazometrii, systemy informatyczne kopalnianej stacji geofizyki górniczej (sejsmologia i sejsmoakustyka), systemu rejestracji pracy urządzeń wyciągowych, systemu sterowania i nadzoru ZPMW. W związku z brakiem jednoznacznej definicji sieci wydzielonej, powyższa lista jest listą otwartą i uzależnioną od specyfiki danego zakładu górniczego [1, 6, 9].

Według przywołanego przepisu, istotnym i jedynym elementem zabezpieczającym sieć wydzieloną (podstawową) jest tzw. serwer lustrzany, o którym mowa w § 636 ust 2 pkt 2a ww. Rozporządzenia Ministra Gospodarki. Sieć ogólnodostępna (ogólnokopalniana) oraz wydzielona są ze sobą połączone za pomocą serwera lustrzanego, wyposażonego w dwa interfejsy sieciowe, który pełni funkcję serwera plików przesyłanych z sieci wydzielonej do sieci ogólnokopalnianej (rys. 38.1) [3].

Takie rozwiązanie tylko pozornie zabezpiecza sieć wydzieloną od ingerencji z sieci ogólnodostępnej. Serwer plików, pełniący funkcje serwera lustrzanego jest zabezpieczony przed ewentualną ingerencją osób nieupoważnionych jedynie za pomocą mechanizmów systemu operacyjnego na którym jest posadowiony, a które są niewystarczające do pełnej ochrony sieci wydzielonej.



Rys. 38.1 Idea serwera lustrzanego

Mechanizmy kontroli dostępu i kontroli uprawnień zaimplementowane w systemach operacyjnych Windows i Linux (stanowiących środowisko pracy dla serwera plików – tu serwera lustrzanego) nie weryfikują uprawnień użytkownika w zależności od interfejsu sieciowego, po którego stronie następuje logowanie. Ten sam użytkownik logując się na serwer lustrzany może przenieść dane z sieci ogólnodostępnej do sieci wydzielonej pomimo wyłączzonego mechanizmu routingu między sieciami [3].

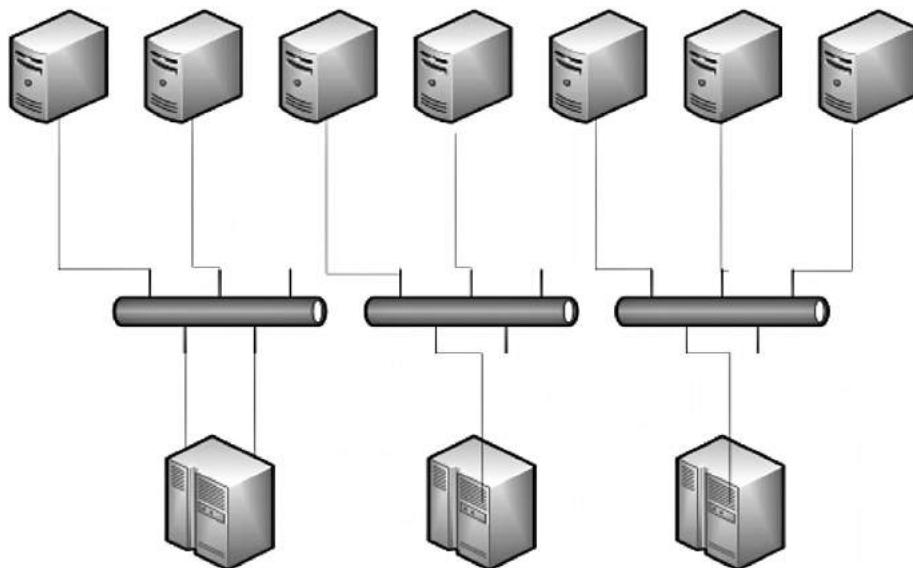
Ponadto sieci wydzielone wymagają dostosowania do zaleceń Wyzszego Urzędu Górnictwa w zakresie synchronizacji czasu we wszystkich urządzeniach informatycznych pracujących w sieciach wydzielonych. Tym samym w przypadku zdarzeń losowych, jakie mogą zajść w ruchu zakładu górnictwa trudna lub wręcz niemożliwa jest korelacja tych zdarzeń i ustalenie ich kolejności i relacji przyczynowo-skutkowych. Pewną próbą rozwiązania tego problemu jest wykorzystanie urządzeń wykorzystujących sygnał czasu pozyskiwany z odbiornika GSM. Rozwiązanie takie jest jednak mało wygodne. Wymaga instalacji dodatkowego oprogramowania na urządzeniach, które mają mieć synchronizowany czas (nie na wszystkich urządzeniach instalacja dodatkowego oprogramowania jest dopuszczalna i możliwa). Ponadto w każdej z sieci wydzielonych, a jest takich sieci na kopalni co najmniej kilka, należałoby zainstalować takie zegary czasu. Osobnym tematem jest kwestia niezawodności rozwiązania z wieloma zegarami czasu – praktycznie niemożliwa jest ciągła kontrola pracy wszystkich zegarów w sieciach wydzielonych, a tym samym niemożliwe może być stwierdzenie, który zegar wskazuje czas poprawny w przypadku różnicy wskazań [3].

Kolejnym nierozwiązanym problemem jest dostęp serwisowy do systemów w sieciach wydzielonych, o którym mowa w ust 2 pkt 3 przywoływanego już wcześniej Rozporządzenia.

W większości przypadków odbywa się on poprzez połączenie modemowe pomiędzy siecią wydzieloną (komputerem w tej sieci) i siecią producenta serwisowanego systemu informatycznego. Tego typu rozwiązania uniemożliwiają automatyczne logowania sesji, o którym mowa w ww. przepisie. Alternatywą do

powyższego rozwiązania jest całkowity zakaz zdalnych połączeń serwisowych wydany przez niektórych Kierowników Ruchu Zakładu Górniczego [3].

Wreszcie ostatnim zidentyfikowanym przez autorów problemem, jest wymiana informacji między różnymi systemami teleinformatycznymi pracującymi w różnych sieciach wydzielonych (rys. 38. 2).



Rys. 38.2 Separacja sieci wydzielonych

W rozwiążaniu w którym istnieje wiele sieci wydzielonych, całkowicie (fizycznie) od siebie odseparowanych, niemożliwa jest jakakolwiek wymiana danych między nimi. Jedynym rozwiązaniem takiego problemu jest zmiana definicji poszczególnych sieci wydzielonych i stworzenie sieci wydzielonej zawierającej kilka funkcjonalnie różnych systemów. Takie rozwiązanie stosuje się dziś powszechnie łącząc na przykład w jedną sieć wydzieloną (dyspozytorską) sieci bezpieczeństwa, alarmowania, łączności i systemy SCADA. Z punktu widzenia formalno-prawnego nie można zaprzeczyć poprawności takiego rozwiązania, jednak uwzględniając aspekt techniczny – takie rozwiązanie jest mało bezpieczne, gdyż awaria pojedynczego urządzenia może sparaliżować pracę całego układu.

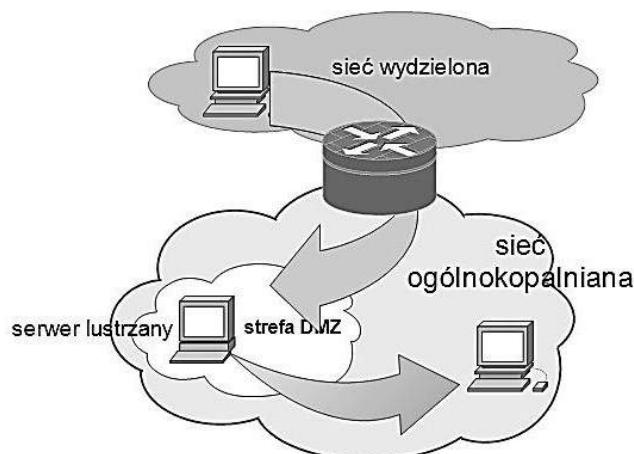
38.3 BEZPIECZEŃSTWO DANYCH I SYSTEMÓW W SIECIACH WYDZIELONYCH – PROPOZYCJA ROZWIĄZAŃ

Bezpieczeństwo definiowane jest jako brak zagrożeń, czasami jako możliwość niezakłóconego funkcjonowania i rozwoju. Według powszechnie znanej definicji, bezpieczny system teleinformatyczny to taki, który poprawnie i w całości realizuje tylko i wyłącznie cele zgodne z intencjami właściciela. Bezpieczeństwo systemów teleinformatycznych wiąże się z dwoma obszarami zagrożeń: wewnętrznych (głównie niezawodność) i zewnętrznych (ingerencje z zewnątrz i zakłócenia) [2]. Często dla zapewnienia bezpieczeństwa danych i systemów trzeba się pogodzić z pewnymi

ograniczeniami w swobodzie konstruowania systemów teleinformatycznych. Rozwiązania mające służyć bezpieczeństwu opisane w poprzednim rozdziale a oparte na serwerze plików, który pełni funkcję tzw. serwera lustrzanego oparte są na stanie techniki komputerowej funkcjonującej w kopalniach w końcu ubiegłego wieku. Dynamiczny rozwój technik informatycznych w jakim uczestniczymy, pozwala na ominięcie ograniczeń i niedogodności związanych z archaicznymi rozwiązaniami opisanymi wyżej, przy zachowaniu pełnego bezpieczeństwa systemów podlegających ochronie.

38.4 REALIZACJA SERWERA LUSTRZANEGO I SIECI WYDZIELONYCH

W koncepcji opracowanej przez autorów rozwiązania i sukcesywnie wdrażanej przez Zakład Informatyki i Telekomunikacji w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. rozdzielono funkcje serwera plików i routera – jakie w dotychczasowym rozwiązaniu obecnie pełni serwer lustrzany – do oddzielnych urządzeń: sprzętowego firewall-a i serwera plików, co przedstawione zostało na rys. 38.3.



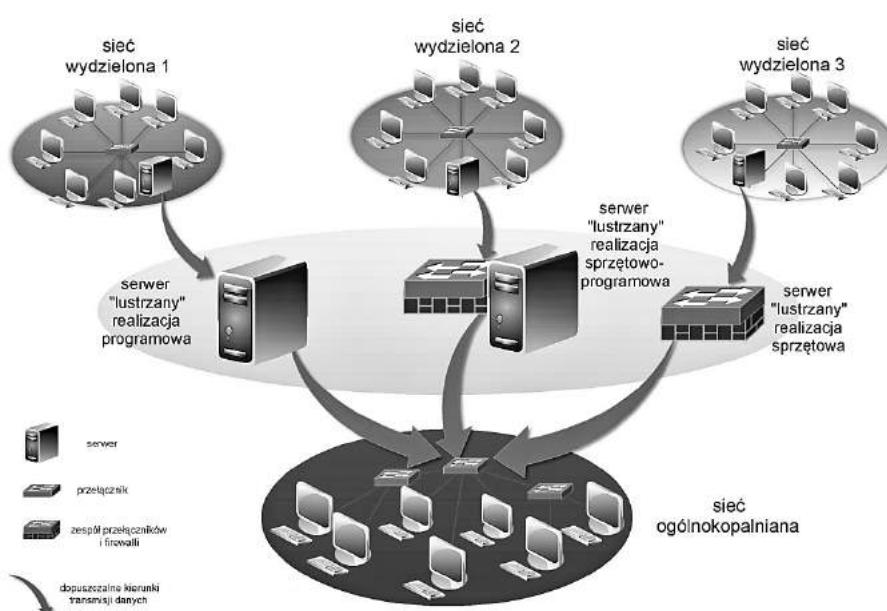
Rys. 38.3 Lokalizacja serwera lustrzanego w strefie DMZ

Serwer lustrzany przeniesiony zostaje ze styku sieci wydzielonej z ogólnokopalnianą do tzw. strefy DMZ (Demilitarized zone) w sieci ogólnokopalnianej, a na styku tych sieci wpięty zostaje sprzętowy firewall.

Zadaniem sprzętowego firewall-a jest zabezpieczenie sieci wydzielonej od ingerencji ze strony użytkowników sieci ogólnokopalnianej, przy jednoczesnym umożliwieniu jednostronnej transmisji danych z systemów znajdujących się w sieci wydzielonej do serwera „lustrzanego”, pełniącego już tylko rolę serwera plików. Tym samym serwer „lustrzany” może być jeszcze bardziej „oddalony” od sieci wydzielonej i zlokalizowany w serwerowi obok innych serwerów usługowych, obsługujących systemy kopalniane w strefie DMZ. Komputer (serwer lustrzany) w strefie DMZ chroniony jest przed nieautoryzowanym dostępem użytkowników sieci ogólnokopalnianej nie tylko za pomocą mechanizmów systemu operacyjnego, ale również za pomocą mechanizmów sieciowych firewall'a. Ponadto sprzętowy firewall może rejestrować wszystkie zdarzenia zachodzące w punkcie styku sieci i zapewniać kontrolę transmisji danych

wyłącznie pomiędzy uprawnionymi komputerami z sieci wydzielonej do serwera lustrzanego. Przedstawione rozwiązanie zapewnia zwiększenie niezawodności oraz bezpieczeństwa systemu przy dodatkowej rejestracji i kontroli zdarzeń.

Postęp techniki informatycznej, jaki nastąpił po wydaniu Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych umożliwia realizację rozwiązań „serwera lustrzanego” w różnoraki sposób. Serwer lustrzany może być realizowany sprzętowo (zespoł przełączników i firewalli), programowo (oprogramowanie na komputerze pełniącym rolę serwera plików) lub sprzętowo-programowo (łącząc obydwa rozwiązania opisane wyżej). Rysunek 38.4 przedstawia różne realizacje serwera lustrzanego.



Rys. 38.4 Realizacja idei serwera lustrzanego

Dla systemów informatycznych zakwalifikowanych kategorii systemów objętych obowiązkiem szczególnej ochrony, o której mowa w §636 ust. 2, dla których producent nie dostarcza „autorskiego” serwera lustrzanego, autorzy rekomendują stosowanie opisanej wyżej sprzętowej realizacji serwera lustrzanego [5].

We wszystkich przedstawionych powyżej realizacjach serwerów lustrzanych udostępnienie danych zawsze odbywa się jednokierunkowo. Rozwiązanie jest zdaniem autorów zgodne z przepisem § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki [8] z dnia 28 czerwca 2002 r. Potwierdzenie tej tezy można znaleźć w opinii technicznej Zespołu Atestacji Katedry Elektryfikacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, zgodnie z którą: Istotą wymagań wyrażonych w § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. „w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych”. (Dz. U. Nr 139, poz. 1169) jest bowiem jednokierunkowa transmisja danych

realizowana z wykorzystaniem tzw. serwera „lustrzanego”, a nie sam sposób wykonania „serwera lustrzanego”, który może być zrealizowany sprzętowo (za pomocą zespołu przełączników i firewalli), programowo (oprogramowanie na komputerze pełniącym rolę serwera) lub sprzętowo-programowo (łącząc obydwa rozwiązania opisane wyżej). Realizowany przez Zakład Informatyki i Telekomunikacji KW S.A. sposób dostępu oraz ochrony danych z sieci wydzielonych kopalń jest prawidłowy i spełnia on wymogi § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. [10].

38.5 AKTUALIZACJA SYSTEMÓW OPERACYJNYCH ORAZ WDROŻENIE OCHRONY ANTYWIRUSOWEJ W SIECIACH WYDZIELONYCH

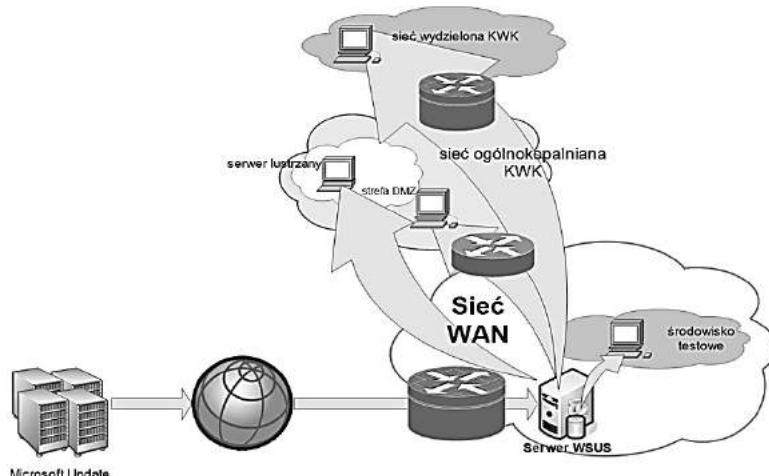
Szczególnym przypadkiem transmisji danych pomiędzy różnymi sieciami wydzielonymi jest implementacja aktualizacji systemów operacyjnych (Windows, Linux) oraz sygnatur dla systemu antywirusowego.

Producenci systemów operacyjnych stale udoskonalają swoje produkty poprzez udostępnianie poprawek mających na celu „załatanie dziur” w obszarze bezpieczeństwa systemów operacyjnych, oraz zwiększenie stabilności tych systemów. W Internecie, w specjalnie przygotowanych serwisach udostępniane są systemy dystrybucji takich poprawek. Niestety systemy pracujące w sieciach wydzielonych nie mają dostępu do tych serwisów. W praktyce okazuje się, że 95% ataków na systemy operacyjne oraz przypadki niestabilnej pracy systemów związane są z podatnością na znane i już rozwiązane przez producentów oprogramowania błędy, które nie zostały usunięte przez użytkowników w drodze implementacji poprawek. W systemach sieci wydzielonych należy wdrożyć aktualizowanie stosowanych systemów operacyjnych. Implementacja poprawek w systemach przemysłowych (monitorowania, sterowania, bezpieczeństwa łączności i alarmowania) będzie realizowana po sprawdzeniu celowości instalacji poszczególnych poprawek, przetestowaniu ich działania i wpływu na te systemy w środowisku testowym. Docelowo, ich wdrożenie w środowisku produkcyjnym uzależnione jest od pozytywnie zakończonych testów w ww. środowisku testowym lub uzyskaniu rekomendacji producenta systemu OT. Aktualizacja systemów w sieciach wydzielonych odbywać się będzie wyłącznie z „zaufanych” serwerów dystrybucji poprawek – znajdujących się w sieci wydzielonej z sieci ogólnokopalnianej, przeznaczonej dla serwerów dystrybucji poprawek i administrowanych przez uprawnione do tego osoby. Tego typu rozwiązanie stosowane jest już z powodzeniem w sieci ogólnokopalnianej KW S.A. w zakresie aktualizacji systemów operacyjnych „zwykłych” komputerów [3].

Rysunek 38.5 przedstawia sposób wdrożenia aktualizacji systemów operacyjnych na przykładzie rozwiązań firmy Microsoft Corp. – systemu WSUS (Windows Server Update Services).

Implementacja sygnatur systemu antywirusowego może przebiegać w sposób analogiczny do przedstawionego powyżej. Ze względu na fakt, iż systemy antywirusowe dość mocno ingerują w działanie systemu operacyjnego, należałoby jednak przed wdrożeniem ochrony antywirusowej systemów sterowania i bezpieczeństwa uzyskać

opinię i potwierdzenie producenta tych systemów co do poprawnego ich działania w środowisku z aktywnym systemem antywirusowym.



Rys. 38.5 Aktualizacja systemów operacyjnych

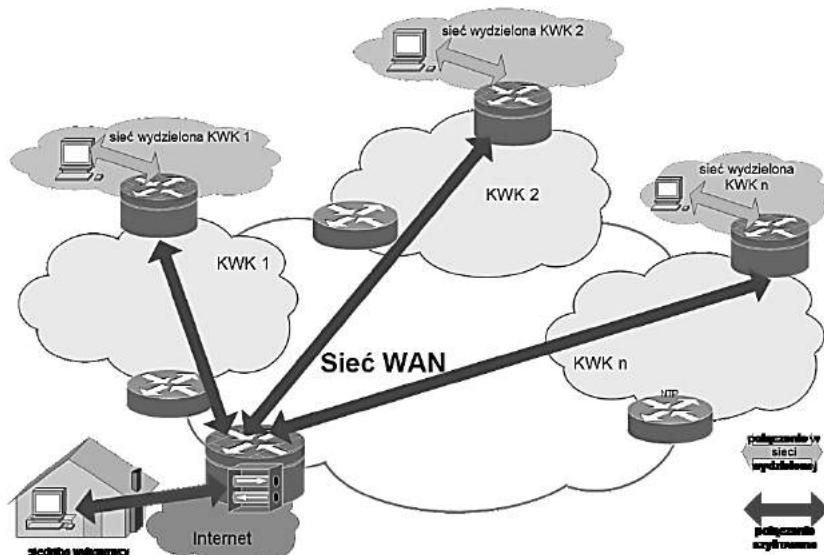
38.6 REALIZACJA ZDALNEGO DOSTĘPU SERWISOWEGO DO URZĄDZEŃ W SIECIACH WYDZIELONYCH

Ustawodawca definiując w §636 ust. 2 Rozporządzenia systemy podlegające szczególnej ochronie, obok systemów: łączności, alarmowania, bezpieczeństwa i wspomagania pracy służb dyspozytorskich, wymienia szeroko pojęte „inne układy funkcjonujące na podstawie technik informatycznych”. Wskutek postępu technologicznego w zakresie technik informatycznych i telekomunikacyjnych w układach sterowania maszyn i urządzeń stosowanych w podziemnych zakładach górniczych, stosuje się sterowniki mikroprocesorowe, które umożliwiają między innymi zdalny nadzór nad pracą maszyn górniczych. W rozumieniu autorów, takie urządzenia mieścią się w kategorii „innych układów funkcjonujących na podstawie technik informatycznych” i tym samym podlegają ochronie zgodnie z wymaganiami określonymi w ww. przepisie.

Wymagania serwisowe producentów maszyn górniczych, jak również warunki stawiane w umowach najmu czy leasingu przez właścicieli maszyn górniczych, obligują zakłady górnicze do udostępnienia zdalnego dozorowania pracy i parametrów eksploatacyjnych maszyn celem ich prawidłowej i bezpiecznej eksploatacji.

Zgodnie z §636 ust. 4 przytaczanego wcześniej Rozporządzenia Ministra Gospodarki, „kanał łączności konfiguruje ręcznie pracownicy obsługi zakładu górnictwa po telefonicznym uzgodnieniu przez serwis producenta, natomiast połączenie i dokonane czynności zostaną automatycznie odnotowane w systemie”. Przepis ten odzworowuje stan techniki z końca ubiegłego wieku, kiedy to jakakolwiek transmisja danych na odległość odbywała się za pomocą łącz modemowych. Stąd zapis o „ręcznej konfiguracji, po wcześniejszym uzgodnieniu telefonicznym”. Dzisiaj, w erze powszechnego dostępu do Internetu oraz przy dostępności sprzętu i oprogramowania gwarantującego poufność i integralność zestawionego kanału łączności, dostęp

serwisowy może być zrealizowany w nowoczesny sposób, nie kolidujący jednak z obowiązującymi przepisami, z wykorzystaniem technologii Wirtualnych Sieci Prywatnych (VPN – Virtual Private Network) oraz systemu certyfikatów. Pomiędzy firewall'ami separującymi sieci wydzielone od sieci ogólnokopalnianych na poszczególnych kopalniach oraz firewall'em znajdującym się w punkcie styku z Internetem zostaną zestawione (na stałe) szyfrowane kanały VPN w sposób uniemożliwiający kontakt poszczególnych kanałów między sobą. Każdy z wykonawców zainteresowany zdalnym serwisowaniem systemów, zostanie wyposażony w odpowiedni login i hasło do poszczególnych systemów na zasadach uzgodnionych u Zamawiającego i zatwierdzonych przez KRZG poszczególnych kopalń. System zostanie skonfigurowany tak, by w danym czasie jeden Wykonawca mógł mieć dostęp tylko do jednej sieci wydzielonej. Do zdalnego dostępu do sieci zamawiającego zostanie wykorzystany mechanizm ssl/vpn. Na etapie inicjacji połączenia z siecią zamawiającego, komputer wykonawcy zostanie zweryfikowany pod względem podatności na zagrożenia (aktualność systemów antywirusowych, odpowiednie wersje systemu operacyjnego, itp.) oraz ważności certyfikatu dostępu. Każdorazowo dla dostępu serwisowego administrator systemu wystąpi do administratora bezpieczeństwa systemu o wydanie jednorazowego certyfikatu dostępu do sieci wydzielonej. Certyfikat ten zostanie wydany po akceptacji KRZG danej kopalni. Ważność certyfikatu określona będzie dla przedziału czasu, w którym KRZG oddziału zgadza się na prowadzenie zdalnych prac serwisowych w sieci wydzielonej. Poza okresem ważności certyfikatu, system kontroli zdalnego dostępu nie dopuści do połączenia zdalnego z siecią wydzieloną. Certyfikat zdalnego dostępu może być przesyłany do Wykonawcy z wykorzystaniem poczty e-mail. Przechwycenie przez osobę nieuprawnioną samego certyfikatu bez znajomości loginu i hasła, jak również znajomość loginu i hasła bez jednoczesnego posiadania ważnego certyfikatu nie umożliwia dostępu do chronionych zasobów sieci wydzielonej (chronionej) [3, 7]. Schemat połączeń przedstawia rys. 38.6.



Rys. 38.6 Zdalny dostęp serwisowy do sieci wydzielonych

Rozwiązanie jest zdaniem autorów zgodne z przepisem § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. i jego wdrożenie nie wymaga uzyskania odstępstwa od stosowania ww. przepisu.

38.7 SYNCHRONIZACJA CZASU W URZĄDZENIACH ZNAJDUJĄCYCH SIĘ W SIECIACH WYDZIELONYCH

Potrzeba synchronizacji czasu w sieciach wydzielonych wynika z konieczności korelacji wielu zdarzeń, jakie zachodzą w ruchu zakładu górnictwa i są rejestrowane przez urządzenia pracujące w różnych sieciach wydzielonych.

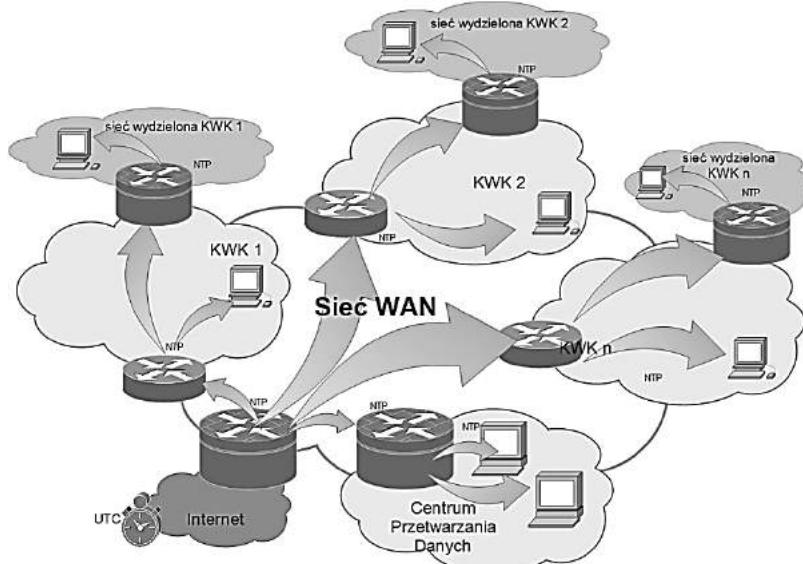
Ogólnokopalniana sieć teleinformatyczna Kompanii Węglowej S.A. jest synchronizowana ze źródłami czasu UTC (Universal Time Clock) klasy STRATUM-1, udostępnionymi w sieci INTERNET za pomocą mechanizmów NTP za pośrednictwem sieci WAN KW SA. Wszystkie urządzenia węzłowe sieci WAN Kompanii Węglowej SA są jednocześnie serwerami czasu NTP dla komputerów pracujących w sieci teleinformatycznej. Systemy operacyjne począwszy od MS Windows XP oraz UNIX i LINUX posiadają wbudowany w system mechanizm „klienta” NTP, co przy poprawnej konfiguracji pozwala założyć, że komputery te dysponują źródłem czasu bliskim czasowi UTC. Bardzo istotny jest również fakt, iż dla tych systemów operacyjnych dla obsługi mechanizmów NTP nie trzeba instalować dodatkowego oprogramowania [3, 7].

W związku z faktem, iż firewall, o którym mowa wyżej (rys. 38.3) zlokalizowany na granicy sieci wydzielonej i ogólnokopalnianej ma styk z obydwoema sieciami, może być zsynchronizowany ze źródłem czasu znajdującym się w sieci ogólnokopalnianej i być jednocześnie źródłem czasu dla sieci wydzielonej za pomocą protokołu NTP. Tym samym wszystkie urządzenia mogą być zsynchronizowane z tym samym źródłem czasu (niezależnie od tego „po której stronie lustra” się znajdują). Powielenie takiego rozwiązania we wszystkich kopalniach zapewnia również możliwość wykorzystania wskazań niektórych systemów kopalń siedzących do identyfikacji i lokalizacji zdarzeń, jakie zaszły na granicy tych kopalń (np. wstrząsy sejsmiczne) [3]. Koncepcja rozwiązania przedstawiona jest na rys. 38.7.

Redundantne urządzenia stosowane zwykle w punkcie styku z Internetem, korzystanie z usług kilku niezależnych od siebie „dostawców Internetu”, duża liczba serwerów będących źródłem czasu UTC w sieci Internet, jak również redundancja połączeń w sieci WAN Kompanii Węglowej S.A. powoduje że prawdopodobieństwo utraty synchronizacji czasu z czasem UTC jest pomijalnie małe.

Zakładając nawet całkowite zerwanie połączenia sieci KW S.A. z siecią Internet, nie powoduje to utraty synchronizacji czasu pomiędzy urządzeniami. Synchronizacja ta będzie dalej zachowana – w tej sytuacji już nie do źródła czasu UTC, lecz do głównego routera dostępowego [3].

Rozwiązanie powyższe jest zdaniem autorów zgodne z przepisem § 636 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. i jego wdrożenie nie wymaga uzyskania odstępstwa od stosowania ww. przepisu



Rys. 38.7 Synchronizacja czasu z wykorzystaniem mechanizmów NTP

38.8 UWAGI KOŃCOWE

Przedstawione w artykule rozwiązania z dziedziny bezpieczeństwa systemów teleinformatycznych nie są niczym nowym w dzisiejszym świecie IT. Wciąż jednak stanowią nowum w eksploatowanych systemach sieci wydzielonych zakładów górniczych. Wynika to nie tyle z ich sprzecznością z archaicznymi – jeśli chodzi o rozwiązania teleinformatyczne – przepisami Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, lecz często wyłącznie z koniecznością wprowadzenia zmian w dokumentacji systemów eksploatowanych w sieciach wydzielonych. Przeważająca większość przedstawionych tu rozwiązań technicznych nie stoi w sprzeczności z przedmiotowym Rozporządzeniem. Natomiast w przypadku rozwiązań niezgodnych z obowiązującym przepisem §636 wspomnianego Rozporządzenia, należy wystąpić do Prezesa WUG z wnioskiem o zgodę na odstąpienie od obowiązku ich stosowania motywując swój wniosek obecnym stanem techniki, znacznie odbiegającym od stanu jaki był w momencie stanowienia tych przepisów. Dodatkowo warto wspomnieć, iż zastosowane w opisanych wyżej rozwiązaniach urządzenia IT są typowymi urządzeniami stosowanymi w informatyce. Gwarantuje to jednolitość systemów bezpieczeństwa, a co za tym idzie – łatwość zarządzania systemem, przejrzystość stosowanych procedur oraz niski koszt wdrożenia, utrzymania i eksploatacji.

LITERATURA

1. A. Dyczko, A. Wojaczek, (red): „Systemy telekomunikacyjne, monitoring i wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż”, Wydawnictwo Fundacji dla AGH, Kraków 2011.
2. J. Korski, Z. Leks, A. Olszynka, Bezpieczeństwo systemów teleinformatycznych, [w:] Telekomunikacja i systemy bezpieczeństwa w górnictwie, Materiały z XXXVIII Konferencji Automatyka, Telekomunikacja, Informatyka ATI 2011, Wydawnictwo

- Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
3. Z. Leks, A. Olszynka, Bezpieczeństwo w sieciach wydzielonych, [w:] Materiały z XXXIX Konferencji Automatyka, Telekomunikacja, Informatyka ATI 2013, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2013.
 4. Z. Leks, A. Olszynka, Intranet rzeczy, czyli inne spojrzenie na systemy automatyki, monitorowania, bezpieczeństwa i łączności, [w:] Materiały z XL Konferencji Automatyka, Telekomunikacja, Informatyka ATI 2015, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2015.
 5. Z. Leks, A. Olszynka, Wyjaśnienia i informacje dodatkowe do wniosku o wyrażenie zgody na odstępstwie od wymagań § 636 ust 2 pkt 2 rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. „W sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych”, Kompania Węglowa S.A. 2014r. (niepublikowane).
 6. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, P. Wojtas, Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
 7. Regulamin Bezpieczeństwa Sieci Wydzielonych, Kompania Węglowa S.A., 2014r. (niepublikowane).
 8. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002r. „W sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych”, Dz. U. z 2002r. nr 139 poz. 1169.
 9. A. Wojaczek, A. Dyczko, (red): „Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych”, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2015r.
 10. Załącznik nr 2 z dnia 17.03.2014 r. do opinii technicznej nr 13/RG-1/2010 z dnia 16.06.2010 r. (wraz z Załącznikiem nr 1 do opinii z dnia 26.11.2012 r.) dotyczący: udostępniania danych z sieci wydzielonych podziemnych zakładów górniczych KW S.A. z wykorzystaniem tzw. serwera lustrzanego, Zespół Atestacji Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, (niepublikowane).

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Zenon Leks, inż. Adam Olszynka
Kompania Węglowa S.A.
Zakład Informatyki i Telekomunikacji
ul. Jastrzębska 10, 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: z.leks@kwsa.pl |

MONITORING MASZYN I URZĄDZEŃ – KONCEPCJA TECHNICZNEJ REALIZACJI PRZEPISÓW

Streszczenie: W artykule przedstawiono koncepcję ochrony systemów monitorowania i sterowania procesami przemysłowymi, przy jednoczesnym kontrolowanym dostępie do tych systemów oraz możliwość wymiany danych między nimi.

Słowa kluczowe: sieci wydzielone, bezpieczeństwo teleinformatyczne, serwer lustrzany, zdalny dostęp, systemy SCADA

MONITORING OF MACHINES AND DEVICES – THE CONCEPT OF THE TECHNICAL IMPLEMENTATION OF THE REGULATIONS

Abstract: We present the concept of protection Supervisory Control And Data Acquisition Systems both with unauthorized access and possibility to data sharing between them.

Key words: dedicated IT networks, data security, data mirroring server, remote access, SCADA Systems

39

OKREŚLENIE ZASIĘGU ODDZIAŁYWANIA CIŚNIENIA EKSPLOATACYJNEGO PRZED FRONTEM ŚCIANY METODĄ PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

39.1 WSTĘP

Zjawisko tąpań towarzyszy podziemnej eksploatacji węgla kamiennego w Górnogórskim Zagłębiu Węglowym. Występowanie tąpań jest jednym z zagrożeń naturalnych w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Czynnikami warunkującymi występowanie tąpań są przede wszystkim: duża głębokość eksploatacji i związany z nią wysoki poziom naprężeń w górotworze, występowanie zaszłości eksploatacyjnych w pokładach sąsiednich oraz występowanie zaburzeń w zaleganiu pokładów (uskoków, fałdów itp.), w rejonie których mogą występować dodatkowe naprężenia. Wśród tąpań wyróżnia się następujące typy: stropowe (udarowe), pokładowe (naprężeniowe), a także mieszane, będące połączeniem dwóch poprzednio wymienionych.

Dla zwalczania zagrożenia tapaniami typu pokładowego i mieszanego istotne znaczenie posiada wyprzedzające określenie stref koncentracji naprężeń w eksploatowanym pokładzie węgla.

Rozkład naprężeń istniejących w górotworze oraz jego właściwości fizyko-mechaniczne mają swoje odzwierciedlenie w wartości prędkości fal sejsmicznych [4, 5]. Szczególnie zagrożone tapaniami są wyrobiska chodnikowe, występujące na wybiegu ściany. Monitoring stanu naprężeń w pokładzie węgla w sąsiedztwie takiego wyrobiska jest istotny ze względu na podjęcie wyprzedzających i adekwatnych do poziomu naprężeń działań minimalizujących zagrożenie tapaniami.

Prędkość podłużnej fali sejsmicznej, w oparciu o którą określa się poziom naprężeń w pokładzie węgla, w sąsiedztwie wyrobisk chodnikowych może zostać wyznaczona metodą profilowania sejsmicznego.

W artykule przedstawiono wyniki cyklicznych profilowań sejsmicznych wykonanych w pochylni odstawczej w pokładzie 510 w miarę zbliżania się do niej frontu zawałowej ściany 506 w tym samym pokładzie, przy wykorzystaniu specjalistycznej przenośnej aparatury iskrobezpiecznej PASAT-M.

W procesie interpretacji dla każdego kolejnego profilowania sejsmicznego wyznaczono prędkość podłużnej fali sejsmicznej, na podstawie której określono wartość anomalii sejsmicznej i odpowiadający jej przyrost naprężeń. Ocena stopnia zagrożenia w oparciu o prędkość fali sejsmicznej zależy w istotny sposób od głębokości miejsca pomiarowego, tzn. nawet małe anomalie prędkości zarejestrowane na dużej głębokości, przy wysokim poziomie naprężenia pierwotnego, świadczą o dużym zagrożeniu, a stosunkowo duże anomalie na małej głębokości nie muszą być równoznaczne z dużym zagrożeniem.

Dla porównania określano również zmiany współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej. Znajomość tłumienia może być przydatna dla dokładniejszego określenia właściwości mechanicznych ośrodka [12]. Parametry związane z tłumieniem fal sejsmicznych są bardziej wrażliwe na zmiany stanu naprężenia i deformacji w pokładzie węgla w porównaniu do prędkości fali podłużnej [12], co ma szczególnie duże znaczenie dla badań prowadzonych na dużych głębokościach.

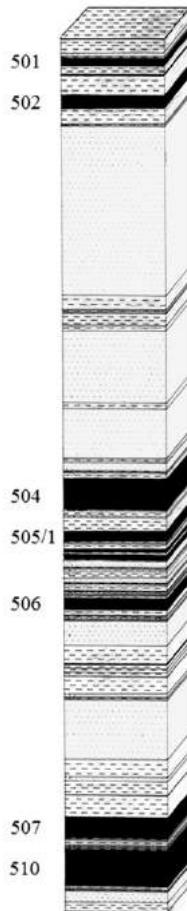
Podczas dążenia objętej badaniami pochylni, nie obserwowano jakichkolwiek oznak występowania wzrostu naprężień w pokładzie oraz zagrożenia tąpaniami. Po zbliżeniu się frontu ściany 506 do pochylni odstawczej, oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego [1, 2, 6, 10, 11] związanego z frontem ściany 506 wpłynęło na zmianę poziomu naprężień w pokładzie 510 w rejonie przedmiotowej pochylni.

39.2 WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE W REJONIE BADAŃ

Badania sejsmiczne metodą profilowania, na podstawie których określono wartości prędkości oraz współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej zostały wykonane w pochylni odstawczej wydrążonej w warstwie górnej pokładu 510. Do pochylni tej systematycznie zbliżała się front ściany 506 w warstwie górnej pokładu 510, a zakończenie ściany zaprojektowano w odległości średnio około 30 m od objętej badaniami pochylni.

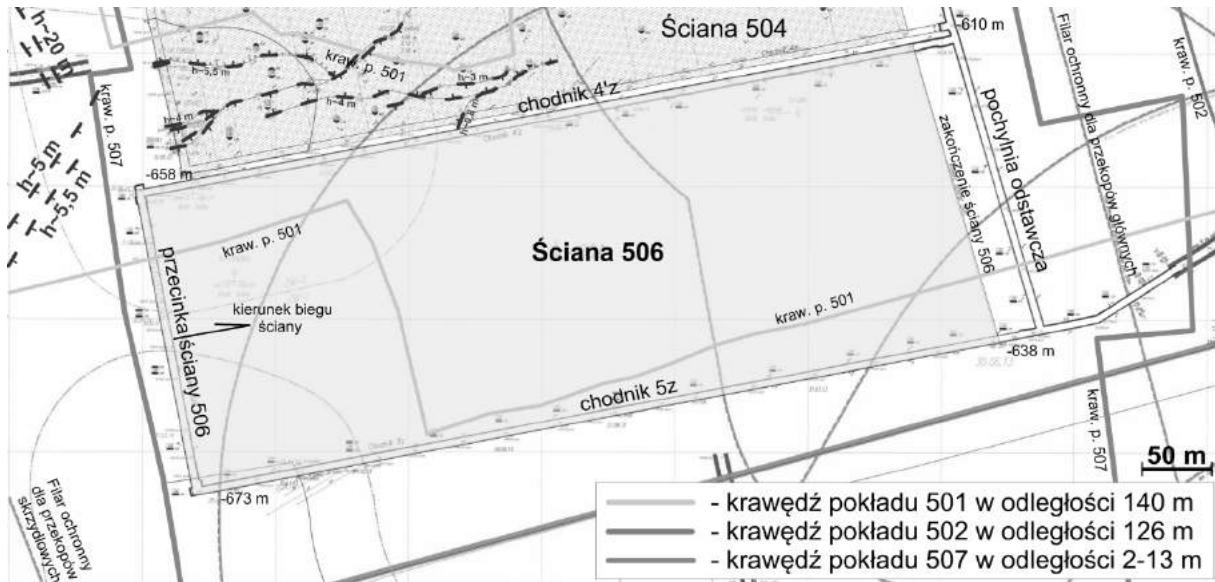
W rejonie wspomnianych wyrobisk pokład 510 zalega na głębokości 860-920 m, a jego miąższość zawiera się w przedziale 5,2-8,8 m. Strop bezpośredni pokładu 510 stanowi lupek ilasty, lokalnie zapiaszczony, miejscami przechodzący w lupek piaszczysty. Sumaryczna miąższość wymienionych skał nie przekracza 13 m. Powyżej zalega pokład 507 o miąższości około 3,8 m. W odległości od około 70 m nad pokładem 510 występują grube warstwy piaskowca o dużej wytrzymałości (dochodzącej do 80 MPa), które łącznie z występującymi między nimi warstwami łupków piaszczystych i ilastych posiadają miąższość dochodzącą do 60 m. Spąg pokładu 510 stanowi lupek ilasty oraz lupek piaszczysty, pod którymi zalega piaskowiec. Profil litologiczny w rejonie prowadzonych badań został przedstawiony na rys. 39.1.

Eksplotacja pokładu 510 ścianą 506 została rozpoczęta na wschód od filara ochronnego dla przekopów skrzydłowych, na południowy-wschód od strefy zaburzeń uskokowych.



Rys. 39.1 Profil litologiczny w rejonie ściany 506 w pokładzie 510

Eksplotacja ścianowa była następnie kontynuowana wzduż zrobów ściany 504 w górnym piętrze ścianowym w kierunku z zachodu na wschód (rys. 39.2). Ściana 506 kończyła swój bieg na zachód od granicy filara ochronnego dla przekopów głównych, w odległości około 30 m od pochylni odstawczej w pokładzie 510 (rys. 39.2).



Rys. 39.2 Mapa pokładu 510wg, rejon ściany 506

Zarówno ściana 506, jak i pochylnia odstawcza znajdowały się pod wybranym wcześniej pokładem 507 (rys. 39.2). W przeszłości dokonano tutaj również eksploatacji pokładu 502, zalegającego w odległości około 126 m nad pokładem 510 oraz w przeważającej większości pokładu 501, zalegającego około 140 m nad pokładem 510 (rys. 39.2).

39.3 CIŚNIENIE EKSPLOATACYJNE

Wskutek wybierania pokładów węgla wzdłuż określonego frontu wybierania, warstwy górotworu zalegające powyżej oraz poniżej wybieranego pokładu odkształcają się w kierunku wytwarzanej pustki, wywierając dodatkowy nacisk na pokład [10]. Spowodowane tym zjawiskiem ciśnienie górotworu określane jest mianem ciśnienia eksploatacyjnego. Powoduje ono przede wszystkim zgniatanie pokładu oraz niszczenie chodników przyścianowych i nadścianowych [10]. Zjawiska te mają różne nasilenie, w zależności od warunków górniczych i geologicznych. Istnieje wiele teorii próbujących wyjaśnić przyczynę tych zjawisk oraz ich nasilenie. Jedną z nich jest teoria fali ciśnień opracowana przez W. Budryka.

Czynnikami decydującymi o wielkości naprężeń w pokładzie wywołanych ciśnieniem eksploatacyjnym są: głębokość zalegania eksploatowanego pokładu i związana z tym wielkość ciśnienia pierwotnego, wytrzymałość pokładu i skał stropowych oraz długość fali. W przypadku wytrzymały skał stopowych wartość naprężeń jest większa, natomiast gdy w stropie pokładu występują skały łatwo załamujące się wartość naprężeń jest mniejsza. Gdy spąg i skały stropowe są podatne, długość fali wzrasta i zmniejsza się naprężenie [1].

Wzrost naprężeń przed frontem ściany, związany z występowaniem ciśnienia eksploatacyjnego w istotny sposób zwiększa ryzyko wystąpienia tąpięcia. Skutki tąpięć w KWK „Bielszowice” występowały głównie w chodnikach przyścianowych, przeważnie na odcinku do kilkudziesięciu metrów od frontu ściany. Określenie zasięgu oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego, a także wielkości wzrostu naprężeń jest istotne ze względu na zagrożenie tąpaniami, umożliwia bowiem podjęcie odpowiednich profilaktycznych działań organizacyjnych np. w postaci wyznaczenia stref szczególnego zagrożenia tąpaniami i ich parametrów.

39.4 METODYKA WYKONYWANIA PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

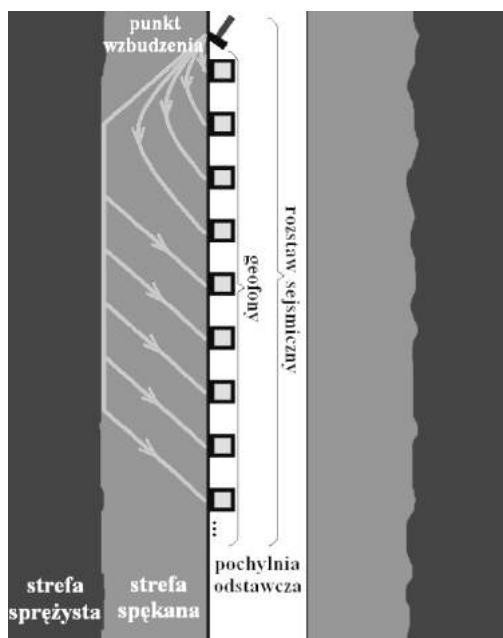
Metoda profilowania sejsmicznego jest jedną z metod geofizycznych stosowanych w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny od wielu lat m. in. [4, 5, 12, 13].

W trakcie drążenia wyrobiska chodnikowego powstaje wokół niego strefa spękania. Strefa spękania cechuje się osłabioną strukturą i obniżonymi naprężeniami [4]. Strefa ta charakteryzuje się zmianą gradientu prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych. Najmniejsza wartość prędkości fali występuje przy ociosie chodnika i rośnie w miarę oddalania się od niego. Rozchodzące się w strefie spękanej fale są falami refragowanymi. Poza strefą spękaną występuje strefa sprężysta, tj. nienaruszona

wykonaniem wyrobiska chodnikowego. Na granicy między strefą spękaną i sprężystą występuje maksimum naprężeń obwodowych i najkorzystniejsze warunki propagacji fali refrakcyjnej [12]. W przypadku braku wyraźnej granicy refrakcyjnej wyznaczenie prędkości fali refrakcyjnej nie jest możliwe.

Profilowanie sejsmiczne w wyrobiskach chodnikowych wykonywane jest wzdłuż linii profilowej, na której instalowane są punkty wzbudzania i odbioru. Wzbudzanie fal sejsmicznych odbywa się zazwyczaj poprzez udar młotem bezpośrednio w ocios wyrobiska lub poprzez metalowy pręt. Profil sejsmiczny podzielony jest na mniejsze odcinki zwane rozstawami sejsmicznymi, w których wykonywane są podstawowe czynności pomiarowe, tj. wzbudzanie, odbiór i rejestracja fal sejsmicznych. Profilowania sejsmiczne można wykonywać w wersji z wieloma punktami wzbudzenia lub z wieloma punktami odbioru.

W objętej badaniami pochylni odstawczej w pokładzie 510 profilowania sejsmiczne były wykonywane w wersji z wieloma punktami odbioru przy wykorzystaniu aparatury sejsmicznej PASAT-M. Odbiorniki, tj. sondy geofonowe SG3 rejestrujące w paśmie częstotliwości 4,5-10000 Hz, były instalowane na metalowych kotwach zamocowanych w pokładzie węgla, w ociosie pochylni. Sonda geofonowa SG3 jest sondą dwuosiową, umożliwiającą rejestrację drgań w płaszczyźnie poziomej równolegle i prostopadłe do ociosu wyrobiska pomiarowego. Stosowanie takiej sondy podczas profilowania sejsmicznego umożliwia kierunkową preferencję fali sejsmicznej podłużnej oraz poprzecznej spolaryzowanej poziomo propagujących w pokładzie węgla. W celu preferencji określonych grup falowych stosowany był również odpowiedni kierunek udaru, tj. dla fali sejsmicznej podłużnej poprzez pręt odchylony od kierunku prostopadłego do ociosu w kierunku sondy geofonowej, a dla fali poprzecznej poprzez pręt skierowany prostopadle do ociosu wyrobiska pomiarowego.



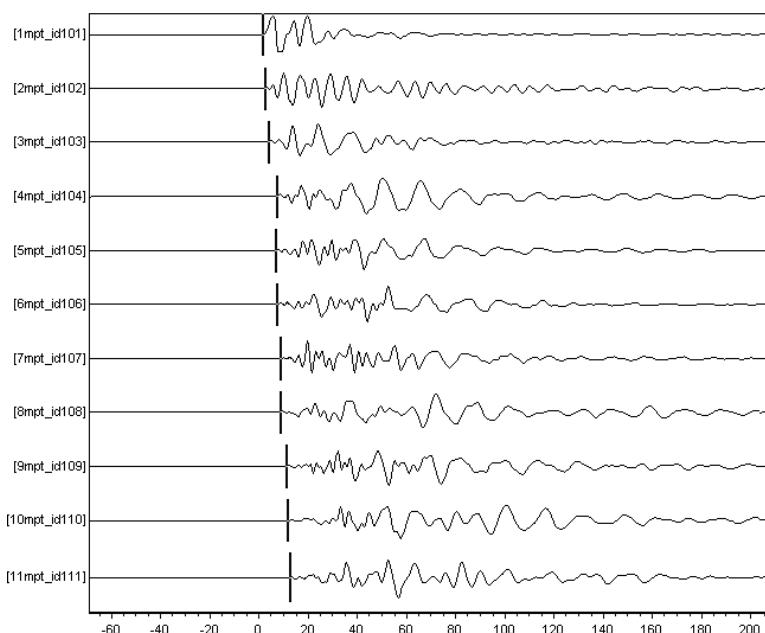
Rys. 39.3 Schemat profilowania sejsmicznego i modelu propagacji fal sejsmicznych wzdłuż ociosu objętej badaniami pochylni odstawczej w pokładzie 510 (widok z góry)

Sonda geofonowa systemu PASAT-M zaopatrzona jest we własny moduł pomiarowo-transmisyjny MPT. Inicjowanie pomiaru, jak i transmisja przetworzonych sygnałów sejsmicznych pochodzących z modułu MPT odbywa się przez moduł wyzwalania pomiarów MWP [7]. Schemat profilowania sejsmicznego wraz z modelem propagacji fal sejsmicznych wzdłuż ociosu pochylni został przedstawiony na rysunku 39.3.

W objętej badaniami pochylni odstawczej profil pomiarowy posiadał stałą lokalizację. Odległość między poszczególnymi sondami geofonowymi za każdym razem była taka sama. Wzmocnienie kanałów pomiarowych wynosiło 0 dB, a częstotliwość próbkowania 5 kHz. W celu wyeliminowania ewentualnych przypadkowych szumów stosowano wielokrotne sumowanie sygnału. Uzyskane sejsmogramy były analizowane w oprogramowaniu PASAT Seismic Signals Analysis.

39.5 INTERPRETACJA WYNIKÓW PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO W WERSJI KINEMATYCZNEJ

Na podstawie odczytanych czasów pierwszych wstępnie podłużnej fali sejsmicznej i przy uwzględnieniu geometrii rozstawnu sejsmicznego skonstruowano hodografy, na podstawie których wyznaczono wartości prędkości rozchodzenia się podłużnej fali sejsmicznej. Dane, które dotyczyły fali refragowanej, związanej ze strefą spękania wokół pochylni odstawczej, wyraźnie odbiegały od głównej gałęzi hodografu związanej z falą refrakcyjną. Zasady interpretacji wyników profilowania sejsmicznego w wersji kinematycznej w wyrobiskach korytarzowych zostały szczegółowo przedstawione w literaturze [3, 4, 5]. Obraz falowy uzyskany podczas jednego z profilowań sejsmicznych w objętej badaniami pochylni przedstawiono na rysunku 39.4. Znaczniki na sejsmogramach określają pierwsze wstępnie podłużnej fali sejsmicznej.



Rys. 39.4 Obraz falowy uzyskany podczas jednego z profilowań sejsmicznych w pochylni odstawczej w pokładzie 510

W ramach każdego z profilowań wyznaczono prędkość podłużnej fali refrakcyjnej, czyli prędkość, z jaką rozchodzi się podłużna fala sejsmiczna w strefie nienaruszonej wykonaniem wyrobiska (w strefie sprężystej).

Wzrost lub spadek poziomu naprężeń w pokładzie węgla w stosunku do poziomu naprężeń, jaki powinien w nim występować ze względu na głębokość zalegania, a także zmiany poziomu naprężeń w pokładzie węgla związane np. z oddziaływaniem ciśnienia eksploatacyjnego mogą zostać określone w oparciu o zmierzone prędkości fali podłużnej przy wykorzystaniu anomalii sejsmicznej A_s :

$$A_s = \frac{v - v_0}{v_0} 100\% \quad (39.1)$$

gdzie:

v – zmierzona prędkość fali sejsmicznej m/s ,

v_0 – prędkość odniesienia m/s .

Prędkość odniesienia stanowi prędkość fali sejsmicznej propagującej w pokładzie węgla, w którym występują naprężenia normalne dla danej głębokości zalegania. Sposób wyznaczenia prędkości odniesienia był szeroko opisywany w literaturze m. in. [3, 4]. Prędkość odniesienia może również zostać wyznaczona *in situ*, w warunkach całkowitego braku oddziaływania czynników geologicznych i górniczych mogących wpływać na wzrost naprężeń w pokładzie węgla. W oparciu o anomalię sejsmiczną zostały stworzone kryteria, dzięki którym można określić charakter wzrostu naprężeń, jak i efektywność odprężenia [3, 4]. Kryteria te zostały przedstawione odpowiednio w tabelach 39.1 i 39.2.

Tabela 39.1 Sejsmiczna skala oceny wzrostu naprężeń w warunkach kopalń GZW

Anomalia sejsmiczna A_s %	Prawdopodobny przyrost naprężeń %	Charakterystyka wzrostu naprężeń
$A_s < 5$	< 20	brak
$5 \leq A_s < 15$	20-60	słaby
$15 \leq A_s < 25$	60-140	średni
$A_s \geq 25$	> 140	duży

Źródło: [3, 4]

Tabela 39.2 Sejsmiczna skala oceny efektywności eksploatacji odprężającej w warunkach kopalń GZW

Anomalia sejsmiczna A_s %	Prawdopodobny spadek naprężeń %	Charakterystyka efektywności odprężenia
$0 > A_s \geq -7,5$	< 25	brak
$-7,5 > A_s \geq -15$	25-55	słabe
$-15 > A_s \geq -25$	55-80	średnie
$A_s > -25$	> 80	silne

Źródło: [3, 4]

39.6 WYZNACZENIE WSPÓŁCZYNNIKA TŁUMIENIA FALI SEJSMICZNEJ METODĄ PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

Profilowanie sejsmiczne w wersji tłumieniowej polega na określaniu spadku amplitudy podłużnej fali sejsmicznej, propagującej po granicy między strefą spękaną i

sprzęzystą wraz z odległością od punktu wzbudzenia. Zanikanie amplitudy fali sejsmicznej spowodowane jest geometrycznym rozchodzeniem się fali (zwiększeniem się powierzchni frontu falowego) oraz przez to, że górotwór, w którym rozchodzi się fala nie jest ośrodkiem idealnie sprężystym (energia sejsmiczna jest rozpraszana oraz absorbowana).

Istnieje wiele mechanizmów relaksacyjnych związanych z tym, że górotwór nie jest ośrodkiem idealnie sprężystym, w wyniku których zachodzi tłumienie fali sejsmicznej. Generalnie dla fal o niskich częstotliwościach (do około 100 Hz) tłumienie uwarunkowane jest głównie lepkim tarcem, wynikającym ze względnego ruchu medium nasycającego i szkieletu mineralnego oraz niejednorodnościami w budowie szkieletu mineralnego [8].

W przypadku pomiarów sejsmicznych w intensywnie spękanej strefie ociosowej wyrobisk chodnikowych w pokładzie węgla największy wpływ na tłumienie fal sejsmicznych ma pochłanianie związane z efektem tarcia na powierzchniach mikrospękań i rozluźnionych kontaktach międzyziarnowych [8]. Dla takiego sposobu tłumienia stan naprężeń w górotworze ma istotne znaczenie. Istotne znaczenie ma również ruch medium wypełniającego pory, szczególnie na kontaktach tego medium ze szkieletem mineralnym.

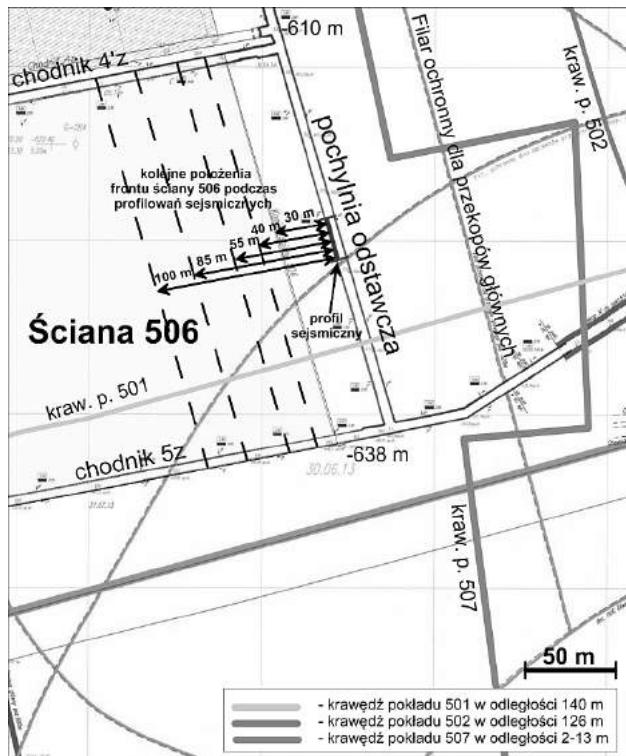
Wzrost naprężeń w strefie sprężystej, np. w rejonie krawędzi eksploatacyjnych wytworzonych w pokładach sąsiednich czy uskoków, powoduje zaciskanie porów i mikrospękań. Efektem tego jest wzrost sprężystości ośrodka, co przejawia się mniejszym tłumieniem amplitudy fali sejsmicznej [12]. Współczynnik tłumienia podłużnej fali sejsmicznej jest parametrem zdecydowanie bardziej czułym na zmiany stanu naprężeń w porównaniu do prędkości fali.

Na podstawie badań przeprowadzonych w pochylni odstawczej określono współczynnik tłumienia refrakcyjnej podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w miarę zbliżania się ściany 506. Sposób wyznaczenia współczynnika tłumienia polegał na odczytaniu wartości amplitudy pierwszego wstąpienia fali refrakcyjnej we wszystkich kanałach, w których fala ta została zarejestrowana. Następnie uwzględniano poprawkę wielkości tłumienia amplitudy ze względu na efekt geometrycznego rozchodzenia się fali oraz wzmacnienia poszczególnych geofonów. W dalszej kolejności amplitudy te normalizowano względem największej z nich, po czym obliczano ich logarytm naturalny. Tak przygotowane dane nanoszono na wykres, w którym na osi odciętych znajdowała się odległość od punktu wzbudzenia, a na osi rzędnych logarytm naturalny znormalizowanej amplitudy fali refrakcyjnej. Współczynnik kierunkowy dopasowanej do punktów pomiarowych metodą regresji liniowej prostej stanowi współczynnik tłumienia α . Metoda wyznaczenia współczynnika tłumienia w oparciu o metodę profilowania sejsmicznego została przedstawiona w literaturze [8, 9, 12].

39.7 WYNIKI BADAŃ

Profilowania sejsmiczne w pochylni odstawczej rozpoczęto, gdy jej odległość od frontu ściany 506 wynosiła około 100 m. Badania te miały na celu ustalenie warunków

początkowych, przy braku wpływu ciśnienia eksploatacyjnego na poziom naprężzeń w pokładzie. Kolejne badania wykonywano przy wzajemnej odległości poziomej wynoszącej: 80, 55, 40 oraz 30 m. Sytuacja ta została przedstawiona na rysunku 39.5.



Rys. 39.5 Lokalizacja profilu sejsmicznego w pochylni odstawczej względem zbliżającego się frontu ściany 506 w pokładzie 510

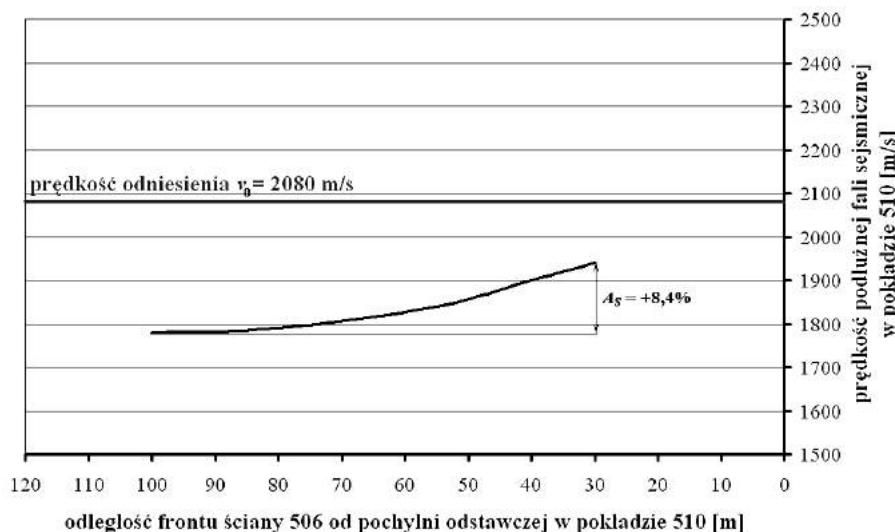
W wyniku pomiarów wykonanych w pochylni odstawczej, gdy front ściany znajdował się w odległości 100 i 80 m od niej, stwierdzono każdorazowo, że prędkość rozchodzenia się podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 wynosiła 1790 m/s. Porównując zmierzoną wartość prędkości podłużnej fali sejsmicznej z prędkością odniesienia v_0 , tj. prędkością odpowiadającą naprężeniom normalnym na głębokości zalegania pokładu w rejonie prowadzonych badań, wynoszącą 2080 m/s, można stwierdzić, iż pokład 510 został w tym rejonie odprężony w wyniku dokonanej eksploatacji odprężającej w pokładzie 507.

Anomalia sejsmiczna A_s obliczona na podstawie zmierzonej prędkości podłużnej fali sejsmicznej (przy braku występowania dodatkowych naprężen związanych z ciśnieniem eksploatacyjnym) oraz prędkości odniesienia v_0 wyniosła $-13,9\%$, co odpowiada kryterium słabego odprężenia ($-7,5 > A_s \geq -15$), choć jest bardzo bliska spełnienia kryterium średniego odprężenia ($-15 > A_s \geq -25$). Kryterium słabego odprężenia odpowiada prawdopodobny spadek naprężzeń w zakresie 25-55% (tabela 39.2).

Prędkość podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej, gdy front ściany 506 znajdował się od niej w odległości 55 m, wyniosła 1840 m/s. Przyjmując teraz za prędkość odniesienia prędkość podłużnej fali sejsmicznej przy

braku oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego, tj. prędkość zmierzoną podczas pierwszych dwóch pomiarów, przy odległości frontu ściany 506 od pochylni odstawczej wynoszącej 100 i 80 m, czyli 1790 m/s oraz uwzględniając zmierzoną prędkość podłużnej fali sejsmicznej 1840 m/s, anomalia sejsmiczna wyniosła +2,8%. Ponieważ anomalia sejsmiczna jest mniejsza niż 5%, oznacza to prawdopodobny przyrost naprężeń na poziomie mniejszym niż 20% (tabela 39.1).

Kolejne pomiary wykonane przy odległościach frontu ściany 506 od pochylni odstawczej wynoszących 40 i 30 m wykazały dalszy wzrost prędkości podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej. Prędkość podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 przy odległości frontu ściany 506 od pochylni odstawczej wynoszącej 40 m wyniosła 1900 m/s, a przy odległości 30 m – 1940 m/s. Wartości anomalii sejsmicznej obliczone w oparciu o wymienione wartości prędkości podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 oraz o prędkość podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 przy braku oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego (tj. 1790 m/s), wyniosły odpowiednio +6,1% oraz +8,4% (rys. 39.6). Według sejsmicznej skali oceny wzrostu naprężeń oznacza to prawdopodobny wzrost naprężeń w zakresie 20-60% w stosunku wartości początkowej (tabela 39.1).



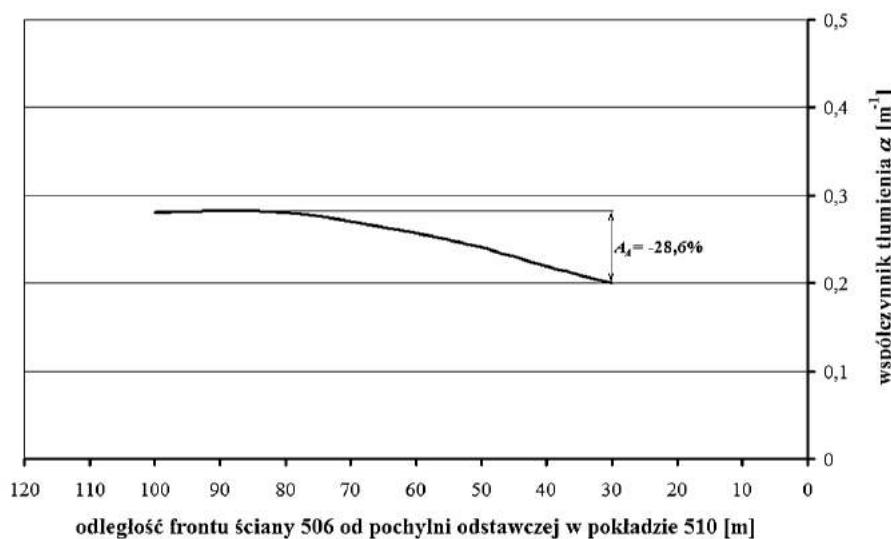
Rys. 39.6 Zmiana prędkości podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej w miarę zbliżania się do niej frontu ściany 506

Pomimo oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego na poziom naprężeń w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej stwierdzonego wyraźnie w trakcie ostatnich dwóch pomiarów, prędkości podłużnej fali sejsmicznej były w dalszym ciągu mniejsze niż wynikałoby to z głębokości zalegania pokładu 510, tj. były mniejsze od prędkości odniesienia v_0 (rys. 39.6). Poziom naprężeń w pokładzie 510 był zatem nadal niższy niż poziom naprężeń wynikający z głębokości zalegania pokładu 510 w rejonie badań. Zaznaczał się tutaj w dalszym ciągu efekt odprężenia związany z dokonaną eksploatacją odprężającą w pokładzie 507.

W związku z tym, że profilowania sejsmiczne w pochylni odstawczej były wykonywane w wersji z wieloma punktami odbioru, możliwe było również określenie zmian współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 podczas zbliżania się do przedmiotowej pochylni frontu ściany 506. Podobnie jak w przypadku wyznaczania prędkości podłużnej fali sejsmicznej, również tutaj podczas dwóch pierwszych pomiarów, tj. gdy odległość frontu ściany 506 od pochylni odstawczej wynosiła 100 i 80 m, wartość współczynnika tłumienia była taka sama i wyniosła każdorazowo $0,28 \text{ m}^{-1}$. Wartość ta jest raczej niska i również świadczy o odprężeniu pokładu 510 eksploatacją odprężającą dokonaną w pokładzie 507. Wartość współczynnika tłumienia $\alpha = 0,28 \text{ m}^{-1}$ przyjęto jako wartość odniesienia α_0 dla porównania z wynikami kolejnych pomiarów, przy zbliżającym się frontem ściany 506.

Podczas kolejnego pomiaru wykonanego przy wzajemnej odległości frontu ściany 506 i pochylni odstawczej wynoszącej 55 m, stwierdzono spadek wartości współczynnika tłumienia do wartości $\alpha = 0,25 \text{ m}^{-1}$. Anomalia tłumienia A_A określona w analogiczny sposób jak anomalia sejsmiczna A_s i przy uwzględnieniu wartości odniesienia $\alpha_0 = 0,28 \text{ m}^{-1}$ wyniosła dla tego pomiaru -10,7%.

Zbliżanie się frontu ściany 506 do pochylni odstawczej wiązało się z dalszym spadkiem współczynnika tłumienia w pokładzie 510 w rejonie przedmiotowej pochylni (rys. 39.7). Uzyskane w wyniku profilowań sejsmicznych wartości współczynnika tłumienia, gdy front ściany 506 znajdował się w odległościach 40 i 30 m wyniosły odpowiednio $0,22 \text{ m}^{-1}$ oraz $0,20 \text{ m}^{-1}$. Anomalie tłumienia określone względem poziomu początkowego, tj. przy braku oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego wyniosły dla tych pomiarów odpowiednio $A_A = -21,4\%$ oraz $A_A = -28,6\%$ (rys. 39.7).



Rys. 39.7 Zmiana współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej w miarę zbliżania się do niej frontu ściany 506

39.8 PODSUMOWANIE

W oparciu o cykliczne badania sejsmiczne metodą profilowania wykonywane w pochylni odstawczej w pokładzie 510, zostały określone zmiany prędkości rozchodzenia

się oraz współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510, w miarę zbliżania się do niej frontu ściany 506. Badania te były możliwe do wykonania ze względu na konfigurację wyrobisk (równoległość pochylni odstawczej i frontu ściany 506) oraz zaprojektowane zakończenie biegu ściany 506 w dość bliskiej odległości od pochylni odstawczej (około 30 m).

W oparciu o wykonane profilowania sejsmiczne zaobserwowano, że w miarę zbliżania się frontu ściany 506 pokład węgla w rejonie pochylni odstawczej cechował się coraz większą prędkością rozchodzenia się oraz coraz mniejszym współczynnikiem tłumienia podłużnej fali sejsmicznej. W wyniku przeprowadzonych badań stwierdzono, że parametry te uległy wyraźnej zmianie podczas trzeciego profilowania sejsmicznego, czyli gdy wzajemna odległość frontu ściany 506 i pochylni odstawczej wynosiła 55 m. Analizując wykresy zmienności prędkości oraz współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej w funkcji odległości od tego wyrobiska frontu ściany 506 (rys. 39.6 i rys. 39.7), można jednak stwierdzić, że oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego na poziom naprężeń w pokładzie 510 rozpoczęło się przy wzajemnej odległości frontu ściany 506 i pochylni odstawczej wynoszącej już około 70 m. W porównaniu do pomiarów przeprowadzonych podczas eksploatacji w górnym piętrze ścianowym, gdzie zmiany parametrów sprężystości pokładu 510, związane z oddziaływaniem ciśnienia eksploatacyjnego zaobserwowano już przy odległości frontu ściany wynoszącej około 90 m [14], zasięg oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego w przypadku ściany 506 jest krótszy. Biorąc pod uwagę podobną głębokość eksploatacji tego samego pokładu, podobne parametry skał otaczających pokład, a także podobne parametry obydwu ścian (długość, postęp), różnicę w zasięgu oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego można wiązać ze skutecznością dokonanej eksploatacji odprężającej w pokładzie 507. Eksploatacja pokładu 507 nad ścianą 506, w rejonie badań była prowadzona w 2008 roku. Dla porównania eksploatacja pokładu 507 nad pokładem 510 w rejonie poprzednich badań dla ściany 504, tj. w górnym piętrze ścianowym, miała miejsce w 1998 roku.

Oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego na poziom naprężeń w pokładzie 510 przed frontem ściany 506 zostało stwierdzone w oparciu o przeprowadzone profilowania sejsmiczne. Poziom naprężeń w pokładzie 510, z uwagi na efekt odprężenia dokonaną eksploatacją w pokładzie 507, był jednak w dalszym ciągu niższy niż wynikłoby to z głębokości zalegania pokładu 510. W tym znaczeniu wzrost naprężeń w pokładzie 510 nie spowodował znaczącego wzrostu zagrożenia tapaniami. Wyniki badań korelują się w pełni z obserwowanym brakiem zagrożenia tapaniami w rejonie ściany 506 na jej końcowym wybiegu. Nie zaobserwowano również zmian gabarytów obudowy pochylni odstawczej podczas zbliżania się do niej frontu ściany.

W wyniku badań przeprowadzonych w pochylni odstawczej zostało potwierdzone, że tłumienie jest parametrem bardziej czułym na zmiany naprężeniowe w pokładzie węgla w porównaniu do prędkości podłużnej fali sejsmicznej. Świadczy o tym porównanie wartości anomalii sejsmicznej i tłumienia dla pomiaru wykonanego, gdy front ściany 506 znajdował się najbliżej pochylni odstawczej. Obliczone względem

warunków początkowych wartości anomalii sejsmicznej i tłumienia wyniosły w tym przypadku co do wartości bezwzględnej odpowiednio 8,4% oraz 28,6%. Anomalia tłumienia A_A w przypadku ostatniego pomiaru była blisko 3,5 krotnie wyższa w porównaniu do anomalii sejsmicznej A_s .

Otrzymane wyniki badań sejsmicznych, mających na celu określenie zasięgu oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego przed frontem ściany, mogą okazać się przydatne przy projektowaniu stref szczególnego zagrożenia tąpaniami w podobnych warunkach geologiczno-górniczych.

LITERATURA

1. M. Chudek, Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2002.
2. M. Chudek, Mechanika górotworu z podstawami zarządzania ochroną środowiska w obszarach górniczych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2010.
3. J. Dubiński, Metody sejsmiki górniczej, w: Poradnik Geofizyka Górniczego. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków, t. 3, 1996, s. 13-126.
4. J. Dubiński, Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalniach węgla kamiennego. Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, 1989, s. 32-37.
5. J. Dubiński, W. Konopko, Tąpania. Ocena, prognozowanie, zwalczanie. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2000, s. 198-266.
6. T. Majcherczyk, A. Szaszenko, E. Sdziękowa, Podstawy geomechaniki. Wydawnictwa AGH, Kraków, 2006, s. 203-218.
7. K. Oset, S. Chmielarz, A. Augustyniak, Nowe rozwiązania w dziedzinie mobilnej aparatury sejsmicznej – PASAT M. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 8/2010, s. 18-29.
8. Z. Pilecki, J. Kłosiński, Profilowanie tłumienia fali sejsmicznej w pokładzie węgla. Materiały Warsztatów z cyklu „Zagrożenia naturalne w górnictwie”, 2007, s. 381-393.
9. Z. Pilecki, Z. Szreder, Możliwość wykorzystania współczynnika tłumienia do oceny stanu naprężenia i deformacji za pomocą profilowania sejsmicznych w warunkach dużych głębokości. Prace Naukowe GIG, Katowice, 2007, s. 197-203.
10. Poradnik górnika, tom 2. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice, s. 162-182,
11. A. Sałustowicz, Zarys mechaniki górotworu. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice, 1968, s. 105-111.
12. Z. Szreder, Z. Pilecki, J. Kłosiński, Efektywność rozpoznania oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych metodami profilowania tłumienia oraz prędkości fali sejsmicznej. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 24, zeszyt 2/3, 2008, s. 215-226.
13. Ł. Wojtecki, G. Dzik, Profilowanie sejsmiczne ociosów chodników węglowych w wersji kinematycznej i tłumieniowej. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 4/2012, s. 29-37.
14. Ł. Wojtecki, G. Dzik, A. Mirek, Zmiany dynamicznych modułów sprężystości pokładu węgla przed frontem ściany. Przegląd Górniczy, 1/2016, s. 57-62.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

Łukasz Wojtecki
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Bielszowice”
ul. Halemska 160, 41-711 Ruda Śląska, Polska
e-mail: l.wojtecki@kwsa.pl

OKREŚLENIE ZASIĘGU ODDZIAŁYWANIA CIŚNIENIA EKSPLOATACYJNEGO PRZED FRONTEM ŚCIANY METODĄ PROFILOWANIA SEJSMICZNEGO

Streszczenie: W wydrążonej w pokładzie 510 pochylni odstawczej zostały przeprowadzone cykliczne badania sejsmiczne metodą profilowania w trakcie zbliżania się do niej frontu zawałowej ściany 506 w tym samym pokładzie. Przeprowadzone badania umożliwiły określenie zmian prędkości oraz współczynnika tłumienia podłużnej fali sejsmicznej w pokładzie w miarę zmniejszającej się odległości pomiędzy frontem ściany a pochylnią. W oparciu o zmierzone prędkości podłużnej fali sejsmicznej określono zmiany poziomu naprężeń w pokładzie 510. Wyznaczono odległość, przy której stwierdzono wzrost naprężeń w pokładzie 510 w rejonie pochylni odstawczej związany z oddziaływaniem ciśnienia eksploatacyjnego ściany 506. Uzyskane wyniki mogą okazać się użyteczne przy wyznaczaniu stref szczególnego zagrożenia tąpaniami w podobnych warunkach geologiczno-górnictwowych.

Słowa kluczowe: ciśnienie eksploatacyjne, profilowanie sejsmiczne, zagrożenie tąpaniami

DETERMINATION OF THE INFLUENCE RANGE OF EXPLOITATION PRESSURE AHEAD OF LONGWALL FACE BY THE SEISMIC PROFILING METHOD

Abstract: Cyclic seismic investigations have been performed in the haulage inclined drift drilled in coal seam no. 510, during approaching of face of the longwall with caving no. 506 in the same coal seam. Performed investigations enabled determination the changes of velocity and attenuation coefficient of seismic P-wave in coal seam with the shortening distance between the longwall face and the inclined drift. With the use of the measured velocities of seismic P-wave, the changes of stress level in coal seam no. 510 were determined. The distance between the longwall face and the inclined drift, with the observed increase of stress level in coal seam no. 510 in the area of inclined drift due to the influence of exploitation pressure coming from longwall no. 506, has been determined. The study results should be useful to design the zones of the enhanced rockburst hazard in similar geological and mining conditions.

Key words: exploitation pressure, seismic profiling, rockburst hazard

40

METODA 5 WHY JAKO ELEMENT ZARZĄDZANIA EKSPLOATACJĄ W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO – PRÓBA IMPLEMENTACJI

40.1 WSTĘP

Jednym z najważniejszych elementów wpływających na efektywność procesu wydobywczego jest dostępność i niezawodność środków technicznych biorących udział w tym procesie.

Dostępność, czyli czas zdatności do pracy maszyn i urządzeń biorących udział w procesie wydobywczym jest ograniczona przez wiele elementów, które można sklasyfikować w dwóch głównym grupach: przestoje spowodowane czynnikami zewnętrznymi oraz przestoje spowodowane czynnikami wewnętrznymi. Zewnętrzne czynniki przestojów nie zależą od stanu technicznego ani od sposobu eksploatacji urządzeń. Do czynników zewnętrznych w przypadku procesu wydobywczego zalicza się:

- przestoje spowodowane warunkami geologiczno-górniczymi (ruchy górotworu, zwiększenie stężenia metanu);
- braki w dostawach niezbędnych mediów (wody, energii elektrycznej, łączności).

Czynniki wewnętrzne przestojów zależą od sposobu eksploatacji i stanu technicznego urządzeń, zalicza się do nich przede wszystkim:

- przestoje spowodowane awariami,
- przeglądy,
- remonty,
- czas potrzebny na uruchomienie urządzenia,
- czas przezbrojeń,
- czas regulacji.

Czas niewykorzystany (czas, w którym maszyna nie pracuje mimo, że jest sprawna) zależny jest od procesu planowania i organizacji produkcji i nie zaliczany jest do czynników zewnętrznych i wewnętrznych, ponieważ w tym czasie obiekt jest dostępny do pracy. W procesie wydobywczym nie można przewidzieć ilości, długości i czasu wystąpienia czynników zewnętrznych, choć prawdopodobieństwo wystąpienia niektórych z nich można minimalizować. Czynniki wewnętrzne można podzielić na planowane i nieplanowane (nagle). Do elementów, które można zaplanować zalicza się

przestoje spowodowane przeglądami, remontami i przezbrajaniem. Elementy nieplanowane to przede wszystkim przestoje spowodowanie wystąpieniem awarii wraz z procesem ich usuwania. Prawdopodobieństwo występowania przestoju spowodowanych awariami można minimalizować poprzez wdrażanie zaawansowanych strategii utrzymania ruchu, do których możemy zaliczyć prewencyjne utrzymanie ruchu opartego na przeglądach i remontach zapobiegawczych lub predykcyjne utrzymanie ruchu oparte na monitorowaniu stanu technicznego środków technicznych [4]. Nawet najbardziej zaawansowane organizacyjnie i techniczne działania prewencyjne nie są w stanie zminimalizować do zera prawdopodobieństwa wystąpienia awarii. Wystąpienie awarii generuje postój, którego długość trwania jest bardzo trudna do oszacowania. Postój spowodowany awarią może składać się z bardzo wielu elementów (rys. 40.1).



Rys. 40.1 Czas w procesie usuwania awarii

Źródło: [6] na podstawie [8]

Na długość postoju spowodowanego awarią mogą składać się elementy, których czas trwania zależy od organizacji i zarządzania utrzymaniem ruchu (zwłoka administracyjna, czas oczekiwania na personel i części zamienne), czyli tzw. zdolność wsparcia oraz od łatwości utrzymania, czyli łatwości (np. pracochłonność) z jaką można przywrócić dany obiekt do stanu zdatności. Łatwość utrzymania zależy przede wszystkim od kwalifikacji i kompetencji pracowników, konstrukcji obiektu, jego stanu technicznego oraz jego umiejscowienia.

W przypadku procesu wydobywczego najważniejszymi obiektami technicznymi biorącymi udział w tym procesie są: kombajn górniczy lub strug (w przypadku niskich pokładów) kruszarka, przenośnik zgrzebłowy, przenośnik taśmowy oraz obudowa zmechanizowana. Elementy te tworzą tak zwany ciąg wydobywczy. Poszczególne składniki ciągu wydobywczego pracują w układzie szeregowym, co oznacza, że postój jednego z obiektów oznacza zatrzymanie całego procesu wydobywczego. W takim

przypadku niezmiernie ważne jest utrzymywanie w zdatności eksploatacyjnej każdego elementu układu [7]. Z uwagi na bardzo specyficzne warunki pracy maszyn i urządzeń stosowanych w górnictwie węglowym, istotny jest także sposób ich doboru, uwzględniający zmieniające się w trakcie pracy warunki. Prawidłowy dobór maszyn i urządzeń biorących udział w procesie wydobywczym wpływa na zwiększenie ich trwałości i niezawodności [1, 2].

W artykule zaproponowano zastosowanie prostych narzędzi zarządzania jakością w celu zmniejszenia czasu usuwania awarii, przede wszystkim w aspekcie organizacji utrzymania ruchu.

40.2 AWARIE CIĄGU WYDOBYWCZEGO

40.2.1 Podział awarii

Awarie występujące w ciągu wydobywczym dotyczą przede wszystkim: kombajnu lub urządzenia strugowego, przenośnika zgrzebowego i kruszarki, taśmowego przenośnika ścianowego oraz obudowy zmechanizowanej. Awarie tych urządzeń można przypisać do trzech kategorii [10]:

- awaria mechaniczna,
- awaria elektryczna,
- awaria górnicza.

Awarie mechaniczne spowodowane są uszkodzeniami elementów mechanicznych i hydraulycznych maszyn i urządzeń, np. sprzęgiel, przewodów, silników, pasów przenośników, obudów, siłowników itp. Do ich usuwania niezbędni są ślusarze, hydraulicy i mechanicy. Awarie elektryczne dotyczą uszkodzeń urządzeń odpowiedzialnych za zasilanie, sterowanie oraz przekazywanie informacji, możemy do nich zaliczyć: przebicia, przepalenia, uszkodzenia styczników, uszkodzenia czujników oraz uszkodzenia sieci i przewodów elektro-energetycznych. Za usuwanie tych awarii odpowiedzialni są elektrycy. Awarie górnicze to przede wszystkim awarie, których przyczyną są warunki geologiczno-górnictwa, ruchy górotworu, np. wszelkiego rodzaju zatory. Należy zaznaczyć, że interwencje elektryków niezbędne są nie tylko w przypadku usuwania awarii elektrycznych, w przypadku innych rodzajów awarii – konieczne jest także, np. odłączenie zasilania czy odłączenie uszkodzonego urządzenia od sieci.

40.2.2 Usuwania awarii

Proces usuwania awarii w kopalni węgla kamiennego jest bardzo złożony. Głównymi powodami specyfiki tego procesu są przede wszystkim:

- występowanie bardzo dużych zagrożeń dla zdrowia i życia ludzi pracujących pod ziemią, a co za tym idzie bardzo duże wymagania w zakresie bezpieczeństwa pracy,
- ograniczenie kubatury miejsc, w których może wystąpić awaria, a przez to zminimalizowanie liczby osób usuwających awarię i trudne warunki ich pracy,
- duże odległości jakie nierzadko muszą pokonywać pracownicy wraz z niezbędnym wyposażeniem aby dotrzeć w rejon awarii.

Najważniejszymi celami procesu usuwania awarii powinny być przede wszystkim: zapewnienie bezpieczeństwa osób przebywających w rejonie wystąpienia awarii oraz pracowników usuwających awarię, skuteczne przywrócenie środka technicznego do sprawności oraz zapewnienie jego bezpiecznej pracy, skrócenie do minimum przestoju spowodowanego awarią, ze względu na straty finansowe spowodowane brakiem wydobycia. W przypadku dłuższych przestoi konieczne jest także dodatkowe zabezpieczenie wyrobiska, co dodatkowo podnosi koszty związane z awarią.

Mając na względzie wszystkie wymienione powyżej aspekty, najważniejszym elementem procesu usuwania awarii jest przepływ i jakość informacji przekazywanych pomiędzy pracownikami, dozorem, dyspozytorami, kierownictwem oraz w przypadku maszyn nie będących własnością kopalni – serwisem zewnętrznym. Efektywny i skuteczny przepływ informacji decyduje o trafności diagnostyki, poznaniu źródłowej przyczyny awarii oraz szybkości jej usunięcia przy minimalnych nakładzie środków i czasu. Ma to szczególne znaczenie w przypadkach, gdy dotarcie do miejsca wystąpienia awarii zajmuje kilkadziesiąt minut, a brak potrzebnego narzędzia bądź części wydłuża przestój o kolejne godziny.

Kolejnym ważnym elementem mającym wpływ na skrócenie czasu przestojów jest gospodarka częściami zamiennymi i materiałami eksploatacyjnymi. Prawidłowe zarządzanie zapasami powinno być optymalnym wyborem pomiędzy dostępnością części, a kosztami z tym związanymi [9] jakie musi ponosić kopalnia.

40.3 PROPOZYCJA NARZEDZIA

W myśl koncepcji Kaizen stanowiącej znaczący element zarządzania jakością w organizacji [5] i będącej częścią filozofii ciągłego doskonalenia zbliżania się do doskonałości należy dokonywać metodą „małych kroków”, czyli niewielkich zmian w procesie, które w dłuższym okresie czasu dają w sumie znaczące korzyści dla przedsiębiorstwa [3].

Autor podjął próbę opracowania narzędzia do analizy procesu usuwania awarii. Celem stosowania tego narzędzia jest wprowadzenie ujednoliconej metodyki identyfikacji zakłóceń występujących w procesie usuwania awarii oraz opracowanie działań doskonalacych. Wprowadzone działania powinny poprawić efektywność procesu usuwania awarii i skrócić czas przestojów maszyn i urządzeń biorących udział w procesie wydobywczym.

40.3.1 Koncepcja

Podstawowym elementem narzędzia jest arkusz kontrolny awarii, który wypełniany jest przez osobę odpowiedzialną za proces usuwania awarii i biorącą udział w bezpośrednim nadzorowaniu i koordynacji działań. Najważniejszymi elementami arkusza jest metryczka, czyli dane o awarii oraz część dotycząca oceny wykonywanych działań. Ocenie podlegają następujące obszary:

- przepływ informacji,
- dostępność części zamiennych, narzędzi,

- dostępność pracowników,
- dostępność materiałów eksploatacyjnych.

Pracownik wypełnia wszystkie elementy metryczki czyli swoje nazwisko, rejon ścianowy, urządzenie, które uległo awarii, datę wystąpienia awarii, czas rozpoczęcia i zakończenia przestoju, czas trwania przestoju oraz krótki opis awarii. Następnie ocenia poszczególne obszary. Ocena ma dwa stopnie pozytywną „+” i negatywną „-”. Jeżeli w danym obszarze pracownik nie ma uwag zaznacza pole „+” i na tym kończy ocenę. Jeżeli w jakimś obszarze ocena nie jest pozytywna zaznaczane jest pole „-”. W takim przypadku rozpoczyna się analiza tego obszaru za pomocą narzędzia 5WHY.

Narzędzie 5WHY stosowane powszechnie w przemyśle motoryzacyjnym polega na zadawaniu pytań „dlaczego?” do momentu uzyskania satysfakcyjnej odpowiedzi czyli poznania źródła problemu [11].

W przykładzie znajdującym się na rysunku 40.2 rozpatrywano awarię silnika napędu przenośnika taśmowego. Sztygar wypełniający arkusz zwrócił uwagę na niesatysfakcyjną czas oczekiwania na sprawny silnik. Przeprowadzona analiza wykazała dwie źródłowe przyczyny: niewyraźne oznaczenie części w magazynie i brak na placu magazynowym osoby z odpowiednimi kompetencjami w celu pomocy w wyszukaniu odpowiedniej części. Jako główny problem możliwy do rozwiązania wybrano pierwszą przyczynę i w tym przypadku analizę kończy oznaczenie „-”.

wypełnić:	Jan Kowalski		opis awarii:		czynności naprawcze:	
rejon ścianowy:	450		nie działa silnik napędu		wymiana spalonego silnika	
urządzenie:	przenośnik taśmowy					
data:	13.05.2015					
początek:	7:05					
koniec:	18:25					
czas trwania [min.]:	680					

Przepływ informacji		Dostępność części		Dostępność pracowników		Dostępność narzędzi		Dostępność materiałów	
+	-	+	-	+	-	+	-	+	-
		długi czas oczekiwania na silnik							
+				+		+		+	


```

graph TD
    A[trudność w znalezieniu silnika na placu] -- "dla czego?" --> B[nieczytelne i niejednoznaczne oznaczenia]
    A -- "dla czego?" --> C[brak kompetentnej osoby]
    B -- "dla czego?" --> D["- +"]
    C -- "dla czego?" --> D

```

Rys. 40.2 Przykład wypełnienia arkusza kontrolnego awarii

Następnie dla zidentyfikowanej źródłowej przyczyny problemu wypełnia się arkusz działań doskonalących przedstawiony na rysunku 40.3.

opracował:	1. 2. 3.	opis problemu:		
zatwierdził:		nieczytelne i niejednoznaczne oznaczenie części zamiennych		
data:				
Zaproponowane działania doskonalące		Ocena (1-5)		
	koszt	skuteczność	SUMA	Rekomendacja
1. Wprowadzenie kodów kreskowych i wyposażenie magazynów w czytniki	2	3	6	-
2. Wprowadzenie odpornych na warunki atmosferyczne tabliczek z jednoliconym oznaczeniami	5	5	25	+
3. Implementacja technologii RFID	1	3	3	-

Rys. 40.3 Arkusz działań doskonalących

Wybrane, zainteresowane osoby z dozoru kopalni wykorzystując także doświadczenie pracowników niższego szczebla przygotowują arkusz działań doskonalących. Wpisują do arkusza zaproponowane działania doskonalące. Każde rozwiązanie problemu zostaje ocenione szacunkowo na podstawie wiedzy, dokumentacji zakładowej i firm kooperujących w pięciostopniowej skali od 1 do 5, gdzie 5 oznacza poziom najlepszy, a 1 najgorszy. Wynik całkowity jest iloczynem oceny kosztów wdrożenia rozwiązania i skuteczności. Wybrane zostaje rozwiązanie z największym wynikiem całkowitym i oznaczone jako „+”. Najlepsze rozwiązanie zostaje rekomendowane do wdrożenia w kopalni.

40.4 PODSUMOWANIE

Mając na uwadze specyfikę przemysłu wydobywczego oraz czerpiąc z doświadczeń inżynierii jakości opracowano systemowe rozwiązanie pomocne przy analizie i poprawie efektywności procesu usuwania awarii w kopalni węgla kamiennego. Zaproponowane narzędzie opiera się na metodologii stosowania drobnych, niskokosztowych usprawnień. Jego głównym elementem jest prosty arkusz kontrolny oraz narzędzie zarządzania jakością 5WHY.

Narzędzie jest proste w przekazie, łatwe do wypełnienia i interpretacji. Efekty zastosowania arkusza kontrolnego awarii oraz powiązanego z nim arkusza działań doskonalących może przyczynić się do usprawnienia procesu usuwania awarii, a dzięki temu skrócenie czasu przestojów angażując przy tym minimalne zasoby kopalni.

Analiza powinna wskazać jakie należy podjąć sposoby i środki, a także działania zapobiegawcze, aby zdecydowanie zmniejszyć czas trwania przestojów w kompleksach wydobywczych.

LITERATURA

- W. Biały, S. Czerwiński, Analiza pracy maszyny urabiającej w wyrobisku ścianowym, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, no 4(482), pp. 5-14, 2011.
- W. Biały, New devices used in determining and assessing mechanical characteristics of coal, 13th SGEM GeoConference on Science and Technologies In Geology, Exploration and Mining, SGEM2013 Conference Proceedings, Bulgaria, June 16-22, vol. 1, pp. 547-554, 2013, DOI: 10.5593/sgem2013.
- P. Hąbek, R. Wolniak, Narzędzia jakości i ich rola w kształtowaniu innowacji w przemyśle, in: Zarządzanie innowacjami w produkcji i usługach, Kaźmierczak J., Bartnicka J. (eds.), pp. 146-157, 2014.

4. S. Legutko, Development trends in machines operation maintenance, Maintenance and Reliability - Eksplotacja i Niezawodność, no 2, pp. 8-16, 2009.
5. K. Midor, An analysis of the causes of product defects using quality management tools, Management Systems in Production Engineering, no 4(16), pp. 162-167, 2014, DOI: 10.12914/MSPE-04-04-2014
6. K. Midor, B. Szczęśniak, M. Zasadzień, The identification and analysis of problems within a scope of cooperation between traffic maintenance department and production department. Scientific Journals Maritime University of Szczecin, no 24, 2010, s. 48-52
7. Z. Matuszak, Szczególne charakterystyki niezawodnościowe szeregowych systemów mechatronicznych. Polskie Stowarzyszenie Zarządzania Wiedzą, Studia i Materiały, nr 45, 2011, s.176-190.
8. J. Mikler, Dostępność i wykorzystanie urządzeń,
[http://www.utrzymanieruchu.pl/menu-gorne/artykul/article/dostepnosc-i-wykorzystanie-urzadzen/\[01.03.2015\]](http://www.utrzymanieruchu.pl/menu-gorne/artykul/article/dostepnosc-i-wykorzystanie-urzadzen/[01.03.2015].).
9. J. Sitko, B. Gajdzik, Charakterystyka funkcjonowania systemu magazynowego w firmie Market S.A., in: Innowacje w zarządzaniu i inżynierii produkcji, Knosala R. (ed.), pp. 503-514, 2013.
10. B. Skotnicka-Zasadzień, Zastosowanie inżynierii jakości i niezawodności do analizy awaryjności obiektów technicznych na przykładzie maszyn i urządzeń górniczych, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2014.
11. M. Zasadzień, E. Kwaśna, An analysis of work of maintenance department employees. Scientific Journals Maritime University of Szczecin, no 32, vol. 1, pp. 131-135, 2012.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr inż. Michał Zasadzień
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: michal.zasadzien@polsl.pl

METODA 5 WHY JAKO ELEMENT ZARZĄDZANIA EKSPLOATACJĄ W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO – PRÓBA IMPLEMENTACJI

Streszczenie: Kopalnie węgla kamiennego w Polsce coraz częściej wdrażają systemy zarządzania jakością, co powoduje, że zobowiązane są do stosowania zasady ciągłego doskonalenia procesów głównych jak i pomocniczych. Ciągłe doskonalenie w organizacji można realizować za pomocą szeregu metod i narzędzi zarządzania jakością, które skutecznie poprawiają efektywność procesów w organizacji. Niemniej jednak w polskich kopalniach węgla kamiennego niezmiernie rzadko wykorzystuje się narzędzi zarządzania jakością. Autor artykułu chce pokazać możliwość zastosowania wybranych metod zarządzania jakością w kopalni węgla kamiennego, które dla tego przedsiębiorstwa są innowacyjne i wprowadzają nową jakość dla realizowanych procesów. Jednym z ważniejszych procesów pomocniczych w kopalni węgla kamiennego jest proces utrzymanie ruchu (UR). Efektywność tego procesu zależy od wielu czynników, takich jak: utrzymywanie w ciągłej gotowości środków technicznych, skuteczne usuwanie awarii oraz skracanie do minimum przestojów spowodowanych awariami. Priorytetem procesu UR w kopalni jest utrzymanie w gotowości produkcyjnej maszyn i urządzeń wchodzących w skład ciągu wydobywczego. Wysoką gotowość można utrzymać między innymi poprzez skrócenie czasu usuwania awarii. Jest to tym ważniejsze, że ciąg wydobywczy jest układem szeregowym wchodzących w jego skład maszyn – awaria jednej z nich uniemożliwia pracę pozostałym. Dlatego też w artykule zostanie zaproponowana implementacja wybranej metody zarządzania jakością dla poprawy efektywności procesu utrzymania ruchu w kopalni węgla kamiennego. Dzięki temu możliwa będzie identyfikacja najważniejszych przyczyn przedłużających się przestojów oraz znalezienie optymalnego rozwiązania tego problemu.

Słowa kluczowe: kopalnia, awaria, przestój, zarządzanie, doskonalenie, utrzymanie ruchu, jakość

THE 5 WHYS METHOD AS AN ELEMENT OF MAINTENANCE MANAGEMENT IN A COAL MINE – AN IMPLEMENTATION ATTEMPT

Abstract: Coal mines in Poland increasingly often introduce quality management systems, which oblige them to adhere to the rules of constant improvement of main and auxiliary processes. Constant improvement in organisation can be achieved through a number of quality management tools and methods, which effectively enhance the efficiency of organisational processes. Nonetheless, quality management tools are massively underused in Polish coal mines. The author of this article would like to present a possibility of applying select quality management methods in a coal mine, which would be innovative for the company and introduce a new quality to the processes conducted. One of the more important auxiliary processes in a coal mine is the maintenance process. The effectiveness of this process depends on a number of factors, such as: keeping technical assets in a state of constant readiness, efficient failure elimination, and reducing the stoppage time due to breakdowns to an absolute minimum. The priority of the maintenance process in a coal mine is to keep in a state of readiness the machinery and equipment involved in the extraction line. A high readiness level can be maintained by, among others, reducing the failure elimination time. This is especially important due to the fact that the extraction line is a chain of machines involved in the process – a failure in one of the machines automatically stops the operation of all the others. That is why this article will present the implementation of a selected quality management method in order to improve the efficiency of the maintenance process in a coal mine. This should make it possible to identify the primary causes of prolonged stoppages and find an optimal solution to the problem.

Key words: mine, failure, downtime, management, improvement, maintenance, quality

41

KWALIFIKACJE – WYBRANE SPOSOBY UPORZĄDKOWYWANIA WIEDZY, UMIEJĘTNOŚCI I KOMPETENCJI SPOŁECZNYCH

41.1 WSTĘP

Człowiek uczy się w szkole i na uniwersytecie, w trakcie kursów i szkoleń, a także pracując, angażując się w działalność społeczną, wykonując codzienne obowiązki, realizując swoje pasje i hobby [1].

Dla zapewnienia optymalnego przystosowania mieszkańców Europy do niezwykle zmiennego środowiska i społecznego i gospodarczego, niezbędne są starania zmierzające do włączania do edukacji jak największej liczby osób. Organy Unii Europejskiej odwołując się do idei społeczeństwa opartego na wiedzy dążą do wypracowania rozwiązań, których efektem będzie wzrost liczby osób uczących się. Europejski obszar uczenia się przez całe życie umożliwiać ma obywatelom swobodne przemieszczanie się pomiędzy formami kształcenia, zawodami, regionami i krajami w dążeniu do zdobycia wiedzy. Zatem koncepcja uczenia się przez całe życie dotyczy procesu uczenia się począwszy od edukacji przedszkolnej do etapu po przejściu na emeryturę („od kołyski aż po grób”) i obejmuje wszystkie formy kształcenia (formalne, nieformalne i pozaformalne) [4]. W edukacji formalnej potwierdzanie efektów uczenia się zdobytych w toku kształcenia jest integralnym elementem systemu. W oświacie wiedzę i umiejętności uczniów ocenia się zgodnie z wewnętrzszkolnymi systemami oceny, a także w trakcie egzaminów, organizowanych przez instytucje zewnętrzne wobec szkoły. Kompetencje zdobywane w ramach szkolnictwa wyższego potwierdzane są zarówno w toku zajęć, jak i przez ocenianie końcowe [1].

W 2008 roku członkowie Unii Europejskiej zostali zobligowani zaleceniem Parlamentu Europejskiego i Rady do budowania i rozwijania krajowych ram kwalifikacji w odniesieniu do Europejskiej Ramy Kwalifikacji (ERK), obejmującej wszystkie poziomy edukacji, ze szkolnictwem wyższym włącznie. ERK i ramy krajowe stanowią podstawę budowania nowych, przejrzystych systemów kwalifikacji. Służyć ma to łatwiejszemu porównywaniu kwalifikacji w kontekstach krajowych i międzynarodowych, a co za tym idzie, ułatwianiu mobilności obywateli, zwiększaniu ich możliwości zdobycia zatrudnienia oraz tworzeniu nowych szans dla rozwoju człowieka, a tym samym lepszemu dopasowaniu kompetencji do potrzeb rynku pracy i społeczeństwa. Cele te

mogą zostać osiągnięte również dzięki zwiększeniu dostępu do studiów oraz poprawianiu ich jakości, czemu służąć mają ramy. Każdy poziom ERK został opisany za pomocą deskryptorów, ujętych w języku efektów uczenia się, złożonych z trzech komponentów: wiedzy, umiejętności i kompetencji [2].

4.1.2 EUROPEJSKIE RAMY KWALIFIKACJI (ERK)

Europejska Rama Kwalifikacji (ERK) to pierwszy międzynarodowy układ odniesienia obejmujący wszystkie kwalifikacje (diplomy czy certyfikaty), oparty całkowicie na efektach uczenia się. Celem ERK jest ułatwienie porównywania kwalifikacji zdobywanych w różnym czasie, miejscowościach i formach, lepsze dostosowanie kwalifikacji do potrzeb rynku pracy oraz społeczeństwa obywatelskiego, a co za tym idzie, wzrost mobilności siły roboczej, promowanie uczenia się przez całe życie oraz rozwój społeczeństw współczesnej demokracji. Twórcom ramy przyświecały bardzo szczytne idee. Chcieli zmniejszyć przepaść między obszarem edukacji i szkoleń a rynkiem pracy poprzez rozwinięcie systemu kwalifikacji opartego na efektach uczenia się we współpracy z interesariuszami: pracodawcami, pracownikami, nauczycielami, studentami, związkami zawodowymi i specjalistami HR (ang. human resources, HR). Ważne bowiem było, by obszar edukacji: akademicki czy zawodowy był bezpośrednio powiązany z rynkiem pracy. By odpowiadał na jego potrzeby, a nie produkował specjalistów, dla których w przyszłości nie będzie etatów.

Idea Europejskiej Ramy Kwalifikacji została sformułowana przez Komisję Europejską w październiku 2006 roku, a formalnie przyjęta przez Parlament Europejski 23 kwietnia 2008 roku („Zalecenie Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 23 kwietnia 2008 r. w sprawie Europejskich Ram Kwalifikacji dla Uczenia się przez Całe Życie”). Zalecenie to poprzedzone zostało decyzją ministrów odpowiedzialnych za szkolnictwo wyższe podjętą w Bergen w 2005 roku. Uznano wtedy, że kraje uczestniczące w Procesie Bolońskim (mającym na celu stworzenie wspólnego systemu szkolenia wyższego w całej Europie) powinny wdrożyć Ramy Kwalifikacji dla Europejskiego Obszaru Szkolnictwa Wyższego (Framework for Qualifications of the European Higher Education Area). Zaczęło się od szkolnictwa wyższego, ale bardzo szybko stało się jasne, że wspólny, europejski rynek pracy tworzą nie tylko absolwenci uczelni wyższych. Ramy musiały objąć swym zasięgiem także szkolnictwo zawodowe. Stąd wzięło się uzupełnienie Zalecenia Parlamentu i Rady w sprawie ERK z 2008 r., Zalecenie z 18 czerwca 2009 r. dotyczące edukacji zawodowej („Zalecenie Parlamentu Europejskiego i Rady w z dnia 18 czerwca 2009 r. w sprawie ustanowienia europejskiego systemu transferu osiągnięć w kształceniu i szkoleniu zawodowym (ECVET)”) [2].

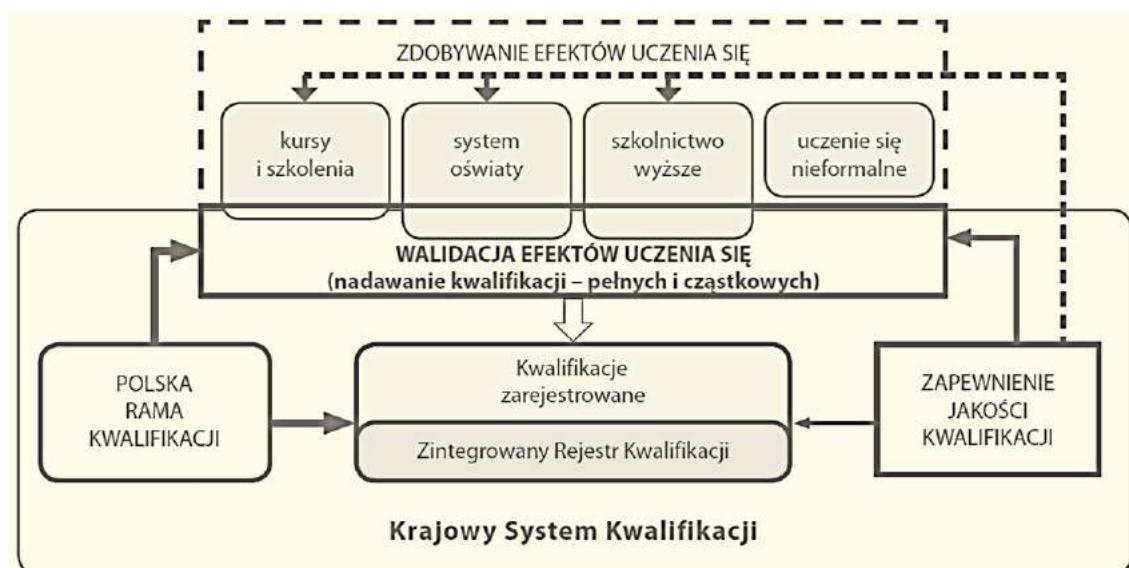
4.1.3 KRAJOWY SYSTEM KWALIFIKACJI (KSK)

Przez krajowy system kwalifikacji (KSK) rozumie się ogół działań związanych z potwierdzaniem efektów uczenia się dla potrzeb rynku pracy, społeczeństwa obywatelskiego oraz indywidualnego rozwoju uczących się, oparty na krajowej ramie kwalifikacji. KSK obejmuje w szczególności tworzenie, nadawanie i uznawanie

kwalifikacji, a także zapewnianie jakości kwalifikacji. Modernizacja krajowego systemu kwalifikacji w Polsce będzie polegać na jego zintegrowaniu przez wdrożenie dwóch zupełnie nowych instrumentów:

- Polskiej Ramy Kwalifikacji odniesionej do Europejskiej Ramy Kwalifikacji,
- zintegrowanego (krajowego) rejestru kwalifikacji.

Ogólny schemat Krajowego Systemu Kwalifikacji przedstawia rysunek 41.1.



Rys. 41.1 Ogólny schemat krajowego systemu kwalifikacji w Polsce

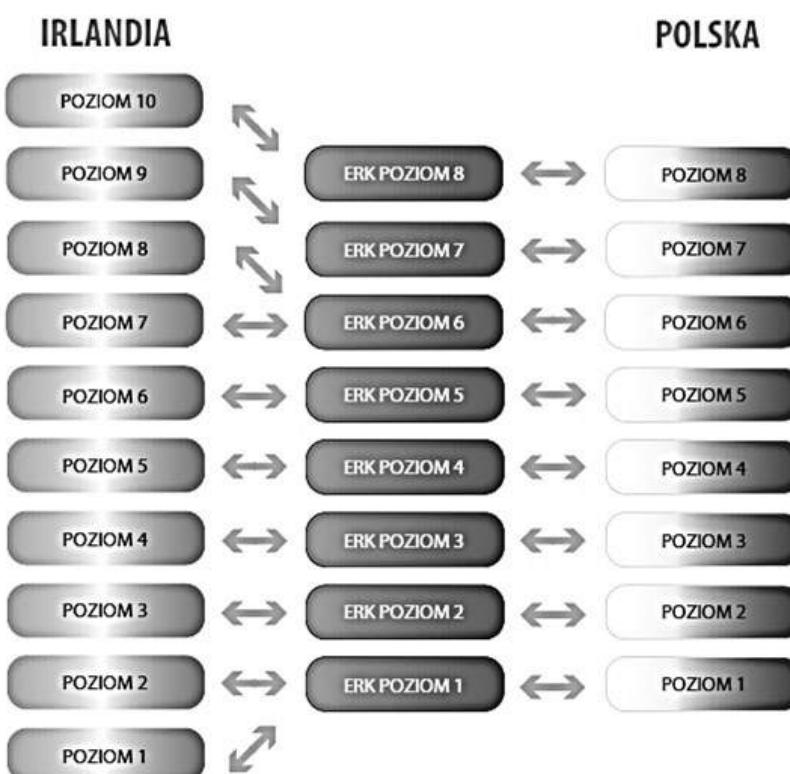
Źródło: [12]

Polska Rama Kwalifikacji jako element stanowiący podstawę krajowego systemu kwalifikacji ma być wspólnym układem odniesienia dla kwalifikacji nadawanych w Polsce. W rejestrze zostaną ujęte te kwalifikacje, których jakość będzie gwarantowana określonymi procedurami i nadzorowana przez konkretny podmiot. Wpisanie kwalifikacji do zintegrowanego rejestru będzie się wiązać z nadaniem jej poziomu. Obecność kwalifikacji w krajowym rejestrze będzie poświadczaniem jej wiarygodności [3]. Wdrożenie Polskiej Ramy Kwalifikacji i zintegrowanego rejestru kwalifikacji ma się ponadto przyczynić do rozwoju systemów kształcenia i szkolenia, do budowania mostów między tradycyjną edukacją szkolną i akademicką a uczeniem się w ramach kursów i szkoleń, uczeniem się w toku pracy oraz samokształceniem. Innymi słowy, modernizacja systemu kwalifikacji powinna umożliwić osiągnięcie większej spójności wszystkich sektorów edukacji, pogłębić integrację kształcenia ogólnego i zawodowego na wszystkich poziomach PRK i doprowadzić do większej elastyczności prowadzonych w ich ramach działań w zakresie edukacji, szkolenia i nadawania kwalifikacji. Modernizacja systemu kwalifikacji w Polsce ma zostać wpisana w szerszy kontekst zmian zachodzących w Europie, które są związane z realizacją przyjętej strategii rozwoju Unii Europejskiej. Dzięki Europejskiej Ramie Kwalifikacji możliwe ma być porównywanie kwalifikacji nadawanych w Polsce z kwalifikacjami nadawanymi w

różnych krajach UE, a kwalifikacje nadawane w Polsce mają być czytelniejsze i łatwiejsze do zrozumienia w innych krajach i systemach kwalifikacji w Europie [3].

41.3.1 Polska Rama Kwalifikacji

Polska Rama Kwalifikacji (PRK), podobnie jak Europejska Rama Kwalifikacji (ERK), składa się z ośmiu poziomów kwalifikacji (w różnych krajach liczba poziomów jest inna, np. w Irlandii – 10, a w Wielkiej Brytanii – 12) – obraz powyższej sytuacji przedstawia rysunek 41.2. Każdy z nich zostanie opisany w kontekście efektów kształcenia wymaganych na danym poziomie, a te z kolei ujęte w trzech kategoriach: wiedzy, umiejętności i kompetencji społecznych (czyli m.in. umiejętności pracy w zespole, działań zgodnych z etyką). Każda kwalifikacja zostanie umieszczona na jednym z poziomów. Każdemu poziomowi zostaną przypisane poszczególne etapy edukacji – od szkoły podstawowej do doktoratu, np. matura to poziom czwarty, a doktorat – najwyższy, ósmy. W polskim systemie kwalifikacji będzie się wyróżniać kwalifikacje „pełne” i „częstkowe”.

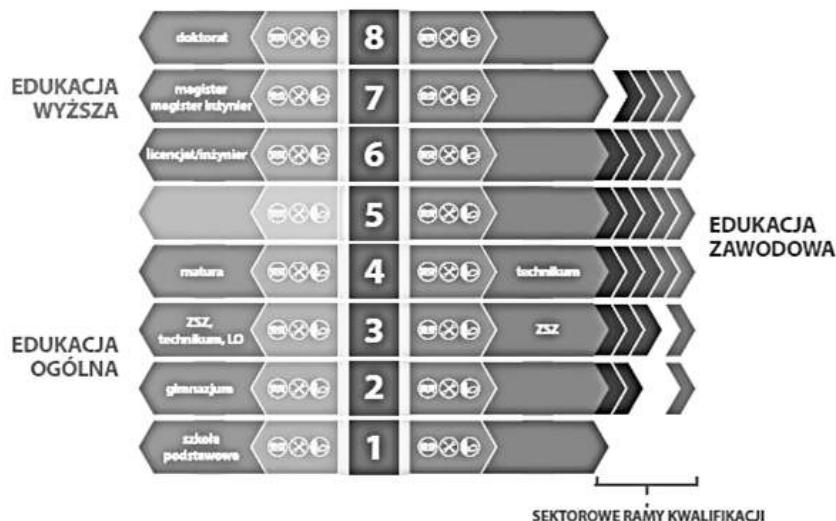


Rys. 41.2 Schemat relacji europejskiej ramy kwalifikacji do ram kwalifikacji Polskich i Irlandzkich
 Źródło: [8]

Uzyskanie pełnej kwalifikacji oznacza, że można będzie się ubiegać o kolejną kwalifikację pełną na wyższym poziomie. W niektórych przypadkach kilka kwalifikacji częściowych (np. opanowanie określonego języka programowania, specjalizacja w jakiejś dziedzinie kulinarnej, ogrodniczej, kosmetycznej, budowlanej itd.) może się złożyć na pełną kwalifikację danego poziomu [6].

Edukacja na poziomie wyższym to poziomy piąty, szósty, siódmy i ósmy Polskiej Ramy Kwalifikacji. Szósty to studia licencjackie i inżynierskie, siódmy magisterskie, ósmy – studia doktoranckie. Natomiast poziom piąty jest na razie „pusty” – zostały zdefiniowane tylko właściwe dla niego opisy wymagań co do wiedzy, umiejętności i kompetencji. W Polsce nie ma jeszcze takich programów kształcenia, które mogłyby tworzyć kwalifikację pełną na tym poziomie. W wielu krajach istnieją krótkie 3-4 semestralne studia, które umożliwiają absolwentom albo dalsze uczenie się, albo zakończenie edukacji. W Polsce nie ma takich „krótkich cykli” kształcenia i młodzież po maturze wybiera albo szkoły policealne, albo studia licencjackie. Część studiujących kończy studia licencjackie z trudem, nie uzyskując kompetencji, jakie powinni mieć absolwenci szóstego poziomu. Może okazać się, że część programów prowadzonych jako licencjaty odpowiada poziomowi piątemu. W przyszłości numer poziomu będzie zapisany na wszystkich dyplomach, świadectwach czy certyfikatach. Powstała europejska platforma cyfrowa, na której są zamieszczane informacje o ramach krajowych i ich relacjach do ERK. Każdy kraj, także Polska, będzie miał również platformę krajową z informacjami o wszystkich programach studiów [7]. Schemat Polskiej Ramy Kwalifikacyjnej przedstawia rysunek 41.3.

Polska Rama Kwalifikacji



1 – 8 numery poziomów PRK

wiedza umiejętności kompetencje społeczne

SZKOŁNICTWO **ogólne** **wyższe** **zawodowe**

Rys. 41.3 Schemat Polskiej Ramy Kwalifikacyjnej

Źródło: [8]

41.3.2 Zintegrowany rejestr kwalifikacji

W zintegrowanym systemie kwalifikacji będzie istniał publiczny rejestr kwalifikacji. Znajdują się w nim kwalifikacje zdobyte w ramach edukacji formalnej – oświaty, szkolnictwa zawodowego oraz szkolnictwa wyższego. Ponadto wpisane zostaną kwalifikacje uzyskiwane poza edukacją formalną, nadawane przez różne instytucje i organizacje branżowe. Te kwalifikacje, które uzyskujemy w szkole czy na uczelni, trafią tam automatycznie. Natomiast te, które dziś zdobywamy na kursach i szkoleniach, trzeba będzie zgłosić do rejestru. Jakość kwalifikacji wpisanych do rejestru będzie zapewniana poprzez określone procedury. Wpisanie kwalifikacji do zintegrowanego rejestru będzie się wiązać z nadaniem jej poziomu. Różne świadectwa i certyfikaty, które nie znajdują się w rejestrze, będą mogły funkcjonować na dotychczasowych zasadach, o ile nadal będzie na nie zapotrzebowanie społeczne. Jednakże nie będą one mogły mieć oznaczanego poziomu PRK. Dzięki rejestrowi informacje o kwalifikacjach te będą łatwo dostępne w jednym miejscu dla wszystkich zainteresowanych. Zintegrowany Rejestr Kwalifikacji będzie służyć przede wszystkim nauczycielom, pedagogom szkolnym, doradców edukacyjno-zawodowym, pracownikom i osobom poszukującym pracy. Skorzystają z tego rozwiązania również pracodawcy i działły HR, urzędy, instytucje i organizacje pozarządowe oraz rodzice doradzający swoim dzieciom, jak również osoby uczące się i planujące ścieżkę zawodową. Informacje zgromadzone w rejestrze będą udostępniane za pośrednictwem portalu internetowego. Portal ten, podobnie jak portale pozostałych krajów UE, będzie powiązany z portalem Europejskiej Ramy Kwalifikacji [8].

Prowadzenie Zintegrowanego Rejestru Kwalifikacji zostanie powierzone Polskiej Agencji Rozwoju Przedsiębiorczości (PARP). Minister koordynujący ZSK będzie sprawował nadzór nad tym podmiotem w zakresie zadań związanych z prowadzeniem ZRK. W odniesieniu do kwalifikacji nadawanych w systemach oświaty oraz szkolnictwa wyższego podmiot prowadzący rejestr będzie pozyskiwał dane o tych kwalifikacjach od ministrów albo od podmiotów wskazanych w ustawach (np. szkół wyższych). W odniesieniu do kwalifikacji uregulowanych i rynkowych ZRK będzie pozyskiwał zestawy informacji od ministrów odpowiedzialnych za poszczególne kwalifikacje. Kwalifikacje będą uzyskiwać status kwalifikacji zarejestrowanej (w ZRK) z chwilą ich włączenia do ZSK. Dane o kwalifikacjach oraz praktyczne informacje o możliwości ich zdobycia będą systematycznie aktualizowane. Informacje zgromadzone w zintegrowanym rejestrze będą udostępniane za pośrednictwem portalu internetowego ZSK, dzięki czemu będą dostępne w jednym miejscu dla wszystkich zainteresowanych. Sposób prezentowania danych na portalu ma być przejrzysty dla osoby poszukującej informacji. Informacje o kwalifikacjach będą dostępne w języku polskim i angielskim. Portal ZSK, podobnie jak portale pozostałych krajów UE, będzie powiązany z portalem Europejskiej Ramy Kwalifikacji (ERK). Prowadzenie portalu ZSK w części dotyczącej ZRK będzie zadaniem PARP jako podmiotu prowadzącego ten rejestr [9].

41.4 SEKTOROWE RAMY KWALIFIKACJI

Sektorowe ramy kwalifikacji będą uszczegółowieniem Polskiej Ramy Kwalifikacji z uwzględnieniem specyfiki branży i będą umożliwiać uporządkowanie i zapewnienie porównywalności kwalifikacji. Pracodawcy wiedzą, że istotne będą też przepływy pracowników wewnątrz sektora oraz pomiędzy sektorami, a to umożliwi jednolity system kwalifikacji. Będzie w nim można porównać wartość i treść dyplomów, które zostaną zapisane w rejestrze i będą miały przypisany poziom Polskiej Ramy Kwalifikacji. W budowę systemu zaangażowały się polskie organizacje branżowe. We współpracy z Instytutem Badań Edukacyjnych swoje ramy buduje pięć sektorów: bankowość, sport, turystyka, IT oraz telekomunikacja. Korelację ram sektorowych kwalifikacji z polskimi ramami kwalifikacji pokazano na rysunku 41.4. Niektóre branże podobne działania podejmują z własnej inicjatywy. Najczęściej dotyczy to uczestnictwa polskich podmiotów w projektach na skalę europejską. Przykładowo wymienić można: v FIRST (Financial Services Sector EQF Translator) to projekt współtworzony przez Warszawski Instytut Bankowości. Doświadczenia tego projektu zostały wykorzystane przy tworzeniu projektu polskiej sektorowej ramy kwalifikacji dla sektora bankowego. v Sektorowa rama kwalifikacji dla funkcjonariuszy Straży Granicznej, stworzona przez europejską agencję FRONTEX. v Projekt SFWM-QF – Europejskie Ramy Kwalifikacji dla zarządzających instalacjami zagospodarowania odpadów. Polską część projektu stworzyła Krajowa Izba Gospodarcza. v International Sport Coaching Framework, stworzona przez Międzynarodową Radę Trenerów (ICCE) przy aktywnym udziale przedstawicieli polskiego Instytutu Sportu. Doświadczenia z tego przedsięwzięcia zostały wykorzystane przy tworzeniu polskiego projektu ramy kwalifikacji dla sektora sportu [8].

SEKTOROWE RAMY KWALIFIKACJI						
POLSKA RAMA KWALIFIKA- CJI	TURYSTYKA	SPORT	BANKOWOŚĆ	IT	TELEKOMU- NIKACJA	
8						
7						
6	6	6	6	6	6	6
5	5	5	5	5	5	5
4	4	4	4	4	4	4
3	3	3	3	3	3	3
2	2	2	2			2
1						

Rys. 41.4 Schemat Sektorowych Ram Kwalifikacji

Źródło: [8]

4.1.5 WALIDACJA I CERTYFIKACJA

Przez walidację rozumie się sprawdzenie, czy osoba ubiegająca się o nadanie określonej kwalifikacji, niezależnie od sposobu uczenia się tej osoby, osiągnęła wyodrębnioną część lub całość efektów uczenia się wymaganych dla tej kwalifikacji. Natomiast certyfikacja jest to proces, w wyniku którego osoba ubiegająca się o nadanie określonej kwalifikacji, po uzyskaniu pozytywnego wyniku walidacji, otrzymuje od uprawnionego podmiotu certyfikującego dokument potwierdzający nadanie określonej kwalifikacji [5].

W Zintegrowanym Systemie Kwalifikacji ZSK podstawową zasadą jest to, że kwalifikacje włączone do zintegrowanego systemu mogą być nadawane wyłącznie przez instytucje posiadające uprawnienie do certyfikowania. Uprawnienia do certyfikowania albo wynikają wprost z przepisów prawa, albo będą nadane przez właściwego ministra zgodnie z przepisami projektowanej ustawy o ZSK. Nadanie kwalifikacji może następować wyłącznie na podstawie pozytywnego wyniku walidacji efektów uczenia się wymaganych dla danej kwalifikacji. Projekt ustawy o ZSK zawiera przepisy umożliwiające akumulowanie i przenoszenie osiągnięć (osiągnięcie to zestaw efektów uczenia się, stanowiący wyodrębniony fragment wymagań dla kwalifikacji, który został poddany walidacji z wynikiem pozytywnym). Osiągnięcia walidowane w różnym miejscu i czasie będą mogły być podstawą nadania kwalifikacji. Zgodnie z określonym w ustawie standardem w opisie każdej kwalifikacji uregulowanej i rynkowej ustalone będą wymagania dotyczące walidacji, obowiązujące dla wszystkich instytucji nadających daną kwalifikację. Zapewni to porównywalność walidacji prowadzonej przez różne instytucje [10].

4.1.6 AKUMULOWANIE

Europejski System Transferu i Akumulacji Osiągnięć powstał pod koniec lat osiemdziesiątych XX wieku w ramach programu Erasmus i służyć miał ułatwianiu uznawania efektów kształcenia zdobytych podczas nauki poza macierzystą uczelnią. Obecnie ECTS (European Credit Transfer and Accumulation System) jako kluczowy element Procesu Bolońskiego stanowi narzędzie:

- przenoszenia (transferu) osiągnięć uzyskanych w innych niż macierzysta uczelniach,
- gromadzenia (akumulacji) efektów uczenia się wyrażonych w punktach, które składają się na określoną kwalifikację, dyplom (efekty uczenia się mogą być osiągane w różnych instytucjach, ramach czasowych, kontekstach formalnych, pozaformalnych, nieformalnych).

Wykorzystanie systemu ECTS jako narzędzia przenoszenia i gromadzenia osiągnięć umożliwia studentom budowanie elastycznych ścieżek kształcenia i dzięki temu sprzyja mobilności, która jest jednym z kluczowych celów Procesu Bolońskiego. Koncepcja zasad naliczania punktów zmieniła się istotnie od momentu powstania systemu ECTS. Obecnie punkty powinny wyrażać zarówno nakład pracy studenta niezbędny do osiągnięcia określonych efektów (student workload) oraz uzyskane przez niego efekty uczenia się (learning outcomes). Według badań „Trends 2010” ECTS lub

narodowe odpowiedniki tego systemu, które są z nim kompatybilne, są stosowane powszechnie w Europejskim Obszarze Szkolnictwa Wyższego. 90% uczelni europejskich wykorzystuje ECTS jako system przenoszenia osiągnięć, a 88% jako system gromadzenia osiągnięć dla wszystkich programów studiów pierwszego i drugiego stopnia (w roku 2007 było to odpowiednio 75% i 66%). Natomiast więcej trudności sprawia powiązanie systemu ECTS z efektami kształcenia, jako podstawą do naliczania punktów. Jedynie w 19 państwach uczestniczących w Procesie Bolońskim udało się to osiągnąć w odniesieniu do wszystkich programów. Polska już od 2003 roku zaliczała się do grupy państw, w których większość szkół wyższych wprowadziło ECTS w pełnym wymiarze.

W polskich uczelniach system ECTS został w pełni wdrożony – obowiązek jego stosowania został nałożony przez ustawę. Prawidłowość stosowania systemu ECTS jest jednym z elementów oceny programowej dokonywanej przez Polską Komisję Akredytacyjną. Podstawa programowa kształcenia w zawodach obowiązująca od roku szkolnego 2012/2013 wprowadza nowy sposób opisywania (w języku efektów uczenia się) i zdobywania kwalifikacji. Podstawa programowa wyodrębnia spójne zestawy efektów uczenia się, które mogą być oddzielnie walidowane w ramach kształcenia w formach pozaszkolnych oraz gromadzone i uznawane w celu uzyskania kolejnych kwalifikacji zawodowych. Koncepcja zestawów efektów uczenia się wyodrębnionych w kwalifikacjach jest spójna z opracowywanym w Europie systemem ECVET (European Credit System for Vocational Education and Training). W szkolnym kształceniu ogólnym akumulowanie i przenoszenie osiągnięć na obecnym etapie nie jest jeszcze możliwe. Trwają jednak prace nad kompleksowym modelem systemu akumulowania i przenoszenia osiągnięć, który ma objąć edukację ogólną. Częściami tego systemu będą też systemy: ECTS, już funkcjonujący, oraz ECVET, którego wdrożenie jest przygotowywane. Zakłada się, że wypracowane rozwiązania będą umożliwiały akumulowanie i przenoszenie osiągnięć niezależnie od miejsca i sposobu walidacji. Przewiduje się, że opracowany model będzie określał między innymi: zasady wyodrębniania jednostek efektów uczenia się z kwalifikacji, metody nadawania punktów zestawom wyodrębnionych efektów uczenia się. Polska zalicza się obecnie do krajów, w których punkty ECTS są powiązane efektami uczenia się we wszystkich programach studiów, z wyjątkiem studiów doktoranckich.

41.7 PODSUMOWANIE

Modernizacja systemu kwalifikacji w Polsce wynika z potrzeb krajowych i będzie służyć realizacji polityki na rzecz uczenia się przez całe życie. Działania modernizacyjne dotyczące krajowego systemu kwalifikacji wpisane są w szerszy kontekst zmian zachodzących w Europie, związanych z realizacją treści zalecenia Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 23 kwietnia 2008 r. w sprawie ustanowienia Europejskiej Ramy Kwalifikacji dla uczenia się przez całe życie, zwanego dalej Zaleceniem PE w sprawie ERK [10].

Kapitał intelektualny to główne źródło konkurencyjności w globalnej gospodarce. Polepszanie jego jakości jest jednym z warunków rozwoju społeczno-ekonomicznego. Przyjęte lub opracowywane rządowe dokumenty strategiczne¹ wskazują na istotne wyzwanie, jakim jest rozwój kapitału intelektualnego w Polsce i realizacja strategii „uczenia się przez całe życie”, której narzędziem ma być rama kwalifikacji. Rozwijanie krajowego systemu kwalifikacji, w tym w szczególności wdrożenie Polskiej Ramy Kwalifikacji (PRK) umożliwiającej większą integrację całego systemu, stanowić będzie jeden z ważniejszych kierunków działań modernizacyjnych pozwalających Polsce na szybszy postęp cywilizacyjny, a tym samym większy wkład w rozwój integrującej się Europy. W zmieniającej się sytuacji społeczno-gospodarczej powstała w Polsce [10].

Bez wątpienia temat uczenia się przez całe życie, jest aktualnie w krajach Unii Europejskiej jednym z „gorących” problemów. Nie bez znaczenia jest fakt starzenia się populacji mieszkańców Europy. Europejczycy, do coraz późniejszego wieku są aktywni i mobilni zawodowo. Uczenie się przez całe życie ma w perspektywie czasu stać się czymś naturalnym dla każdego. Przez długi czas pokutowało myślenie, że nauka dotyczy tylko młodych i tylko oni są „naturalnymi” beneficjentami studiów, szkoleń czy kursów. Obecnie ta sytuacja się zmienia i coraz więcej osób w różnym wieku, o różnym wykształceniu wraca na rynek edukacyjny, i korzystając z dłuższych, czy krótszych form edukacyjnych, podwyższa swoje kwalifikacje [4]. Polska Rama Kwalifikacji wprowadzi nowy sposób opisywania i potwierdzania kwalifikacji, które zdobywamy na różnych poziomach wykształcenia i uczenia się, wykorzystując wiele ścieżek przyswajania wiedzy, także tych nieformalnych i pozaformalnych. Zmiany te obejmą wszystkich, którzy wydają dyplomy potwierdzające kwalifikacje, bądź je uzyskują, oceniają czyjeś kompetencje, czy też zamawiają szkolenia, szkolą się i uczą, szukają określonej kategorii pracowników lub planują swój rozwój zawodowy. Polska Rama Kwalifikacji powinna być narzędziem przyjaznym i ułatwiającym wszechstronny rozwój osobisty i zawodowy, spełniającym oczekiwania pracodawców i wspierającym uczenie się przez całe życie [11].

Głównym celem Europejskich Ram Kwalifikacji (ERK) jest realizacja idei uczenia się przez całe życie, a także zwiększenie mobilności osób na europejskim rynku pracy.

Polacy pracujący za granicą często są zatrudniani poniżej swojej wiedzy i umiejętności. Nie dlatego, że są obcokrajowcami. Powodem jest to, że nikt nie wie, ile warte są ich dyplomy. W niektórych krajach, które mają już swoje ramy kwalifikacji, jak w Szkocji czy Irlandii, służby zatrudnienia próbowały już porównywać polskie dyplomy z odpowiednikami wydawanymi przez ich rodzime uczelnie. Jednak dopiero istnienie Polskiej Ramy Kwalifikacji w pełni umożliwi ten proces. Możliwość sprawdzenia, jaki poziom ma przypisany polska kwalifikacja (czyli np. dyplom), będzie oznaczać to, że ktoś pracujący np. w Irlandii będzie zarabiał tyle samo, co Irlandczyk z takimi samymi kompetencjami. Aby było to możliwe, Polska Rama Kwalifikacji została już przyrównana do Europejskiej Ramy Kwalifikacji, uniwersalnego tłumacza dyplomów i certyfikatów. Jeden zawód, kilka kwalifikacji, wiele możliwości PRK nie tylko zachęca do uczenia się przez całe życie, lecz także umożliwia szybkie zdobycie nowych specjalizacji (przez

dodanie kolejnych kwalifikacji do już posiadanych), łatwe przekwalifikowanie się, bez potrzeby rozpoczęcia drugiego kierunku studiów lub szkoły o innym profilu zawodowym. Pozwala uniknąć zbędnego powtarzania zajęć i kursów na różnych poziomach uczenia się. Można będzie pójść na egzamin, zdać lub uzyskać informację, jakiej wiedzy lub jakich umiejętności brakuje do uzyskania kwalifikacji i nauczyć się tylko tego, zamiast iść na cały kurs od początku i uczyć się ponownie tego, co już umiemy. Dzięki temu proces nauki poszczególnych umiejętności ulegnie uproszczeniu, a to, w sytuacji szybko zmieniającego się rynku pracy, jest niezwykle istotne. Da to również o wiele więcej możliwości i sposobów kształcenia się tym, którzy stracili pracę albo są zagrożeni bezrobociem. Formalne potwierdzanie kwalifikacji pozwoli także świadomie zaplanować i stworzyć własną ścieżkę edukacyjną. Będąc ekspertem w jednej dziedzinie, dalej można zdobywać dyplomy czy certyfikaty w innych obszarach, tworzące kompletną ofertę dla tych, którzy chcą korzystać z naszej wiedzy i umiejętności [8].

Zmiany, jakie zachodzą w obszarze kształcenia rodzą szereg nowych pytań, z których znaczna część koncentruje się na Procesie Bolońskim i Krajowych Ramach Kwalifikacji dla Szkolnictwa Wyższego. W jaki sposób wdrażać narzędzia Procesu Bolońskiego, aby umożliwiały one rzeczywiste osiąganie celów tej reformy, takich jak: dostosowanie kształcenia do potrzeb rynku pracy, budowanie społeczeństwa obywatelskiego, urzeczywistnienie założeń perspektywy uczenia się przez całe życie, poszerzenie dostępu do najlepszych uczelni, wzrost konkurencyjności polskiego szkolnictwa wyższego poprzez umiędzynarodowienie i zwiększenie mobilności studentów oraz kadry akademickiej, wzmacnianie powiązań między kształceniem i badaniami. Umiędzynarodowienie uczelni jest ważne nie tylko jako jeden z celów Procesu Bolońskiego, ale także w dużym stopniu odpowiada za pozycję uczelni w rankingach. Umiędzynarodowienie uczelni oznacza przede wszystkim obecność studentów zagranicznych (tych na stypendiach i tych podejmujących pełne studia) oraz zatrudnianie zagranicznej kadry akademickiej. Wymaga to tworzenia programów studiów w językach obcych, zwłaszcza angielskim, a także szeregu ułatwień dla kadry oraz studentów. Ramy kwalifikacji wymagają nowej perspektywy patrzenia na kształcenie, które powinno koncentrować się przede wszystkim na efektach uczenia się. W związku z tym uczelnie na mocy nowej ustawy zostały zobowiązane do przygotowywania programów kształcenia w języku efektów uczenia się, prowadzenia kształcenia gwarantującego osiągnięcie tych efektów przez studentów oraz stworzenia systemów oceniania, które zweryfikują te efekty. To rozwiązanie poszerza autonomię uczelni w zakresie tworzenia programów kształcenia i daje realną możliwość dywersyfikacji kierunków studiów, dostosowania ich do potrzeb społecznych, lokalnych, rynku pracy, studentów [2].

LITERATURA

1. E. Bacia, *Walidacja efektów uczenia się uzyskanych poza systemem edukacji formalnej jako nowe wyzwanie dla polityki na rzecz uczenia się przez całe życie*, Wydawca: Instytut Badań Edukacyjnych Warszawa 2014
2. M. Dybaś, A. Dziedzianowicz-Bąk, M. Krawczyk-Radwan, D. Walczak, *Raport o stanie edukacji 2011. Kontynuacja przemian*, Rozdział 3 Szkolnictwo wyższe Wydawca: Instytut Badań Edukacyjnych Warszawa 2012
3. S. Ślawiński, H. Dębowski, A. Chłoń-Domińczak, A. Kraśniewski, R. Pierwieniecka, S. Stęchły, G. Ziewiec, *Raport referencyjny. Odniesienie Polskiej Ramy Kwalifikacji na rzecz uczenia się przez całe życie do Europejskiej Ramy Kwalifikacji*, Wydawca: Instytut Badań Edukacyjnych Warszawa 2013
4. E. Świergiel, *Edukacja przez całe życie na uczelniach wyższych – dobre praktyki. Raport*. Zachodniopomorska Szkoła Biznesu w Szczecinie; Szczecin, kwiecień 2013
5. Ustawa z dnia 22 grudnia 2015, o Zintegrowanym Systemie Kwalifikacji Dz. U. Poz. 64 Warszawa, dnia 14 stycznia 2016
6. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Media/MaterialyPrasowe/bacakground/kwalifikacje_po_europejsku2.pdf [10.03.2016]
7. http://www.kwalifikacje.edu.pl/download/inne/Wkladka_DGP.pdf [10.03.2016]
8. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Publikacje/Kwalifikacje_przyszlosci.pdf [12.03.2016]
9. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Publikacje/Zintegrowany_Rejestr_Kwalifikacji_Podstawowe_zalozenia.pdf [20.02.2016]
10. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Publikacje/Raport%20referencyjny_aktualizacja.pdf [09.03.2016]
11. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Media/MaterialyPrasowe/bacakground/wkladka_2012_06_12.pdf [12.03.2016]
12. http://www.kwalifikacje.edu.pl/images/download/Publikacje/Broszura_Referencyjna.pdf [08.03.2016]

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

mgr inż. Jerzy Dychała
Zespół Szkół Zawodowych
ul. Gałczyńskiego 1, 44-300 Wodzisław Śląski, Polska
e-mail: irzj@interia.pl

mgr inż. Stefan Czerwiński
KW SA. Oddział KWK "Jankowice"
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: wychcki@o2.pl

KWALIFIKACJE – WYBRANE SPOSOBY UPORZĄDKOWYWANIA WIEDZY, UMIEJĘTNOŚCI I KOMPETENCJI SPOŁECZNYCH

Streszczenie: Artykuł przedstawia sposób porządkowania kwalifikacji oraz nowe możliwości ich zdobywania. Omówiono miedzy innymi Europejskie i Polskie Ramy Kwalifikacji oraz sposoby ich rejestracji jak również korzyści płynące z uporządkowania kwalifikacji. Omówiono również model akumulowania ECTS stosowany na uczelniach wyższych. Poruszono takie zagadnienia jak walidacja i certyfikacja.

Słowa kluczowe: Europejska Rama Kwalifikacji, Polska Rama Kwalifikacji

QUALIFICATIONS – SELECTED WAYS OF CLASSIFICATION OF KNOWLEDGE, SKILLS AND SOCIAL COMPETENCE

Abstract: The article presents ways of qualification classification and new possibilities of their acquiring. It discusses European and Polish qualifications framework, ways of their registration and benefits coming from their classification. It also talks about the ECTS accumulation model employed by higher education institutions. The article also mentions the issue of validation and certification.

Key words: European Qualifications Framework, Polish Qualifications Framework

42

ZASTOSOWANIE I KSZTAŁTOWANIE ROZWIĄZAŃ OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH W WARUNKACH DOŚWIADCZEŃ KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE” RUCH „JAS-MOS”

42.1 WSTĘP

Obudowy podporowo-kotwiowe stanowią rozwiązanie w którym podporowa konstrukcja stalowa jest przykutowana do otaczającego górotworu z utwierdzeniem kotwi za strefą odprężoną. Kotwie stanowią dodatkowe punkty podparcia na których wspiera się konstrukcja i tym samym przenosi zwiększone obciążenie.

Obudowy podporowo-kotwiowe niesymetryczne zwane również obudowami łukowo-prostymi ze względu na swój kształt stanowią rozwiązanie często stosowane w kopalniach węgla kamiennego:

- w przecinkach zbrojeniowych tzw. rozruchowych,
- w przecinkach likwidacyjnych, w których następuje zakończenie biegu ściany,
- w chodnikach przyścianowych.

W Ruchu „Jas-Mos” eksploatacja prowadzona jest w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych do których można zaliczyć dużą głębokość – rzędu 900 m, licznie występujące strefy zaburzeń górotworu zwłaszcza w postaci uskoków, występowanie zagrożenia wstrząsami górotworu o dużej energii sejsmicznej, wieloletnia eksploatacji z licznymi strefami koncentracji naprężeń.

42.2 PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH W WARUNKACH RUCHU „JAS-MOS”

Aktualnie zrealizowano kilka zastosowań obudów podporowo-kotwiowych łukowo-prostych w przecinkach ścianowych zbrojeniowych.

W tabeli 42.1 podano trzy przykłady zastosowania:

- przecinka zbrojeniowa ściany 42a-Z2 na głębokości ok. 750 m,
- przecinka zbrojeniowa ściany 22-C3 na głębokości ok. 900 m,
- przecinka zbrojeniowa ściany 23-C3 na głębokości ok. 900 m.

Charakterystyczne parametry projektowanych przecinek w obudowach podporowo-kotwiowych podano w tabeli 42.1, a parametry techniczne obudowy w tabeli 42.2.

Tabela 42.1 Parametry przecinek ścianowych zbrojeniowych

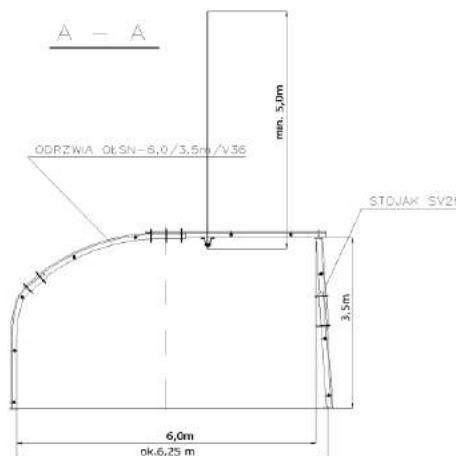
Lp	Parametry ogólne	Przecinka		
		Ściana 42a – Z2	Ściana 22 – C3	Ściana 23 – C3
1	Długość m	120 m	188 m	234 m
2	Głębokość m	750 m	900 m	900 m
3	Grubość pokładu m	4,0 – 4,5	1,3 – 2,0	1,2 – 1,7
4	Skały stropowe R_{CSR} – wytrzymałość na ściskanie	łupki piaszczyste 2,9 m piaskowiec 30 m 40÷45 MPa	łupkowiec, 4,0 m piaskowiec 30 m 30÷35 MPa	łupki piaszczyste 5,0 m piaskowiec 0÷50 MPa
5	Węgiel R_{cw}	Średnio 9,75 MPa	7÷12 MPa	5,4÷,8 MPa
6	Spąg R_{csp}	40,8 MPa	mułowiec 41,8 MPa	Łupek piaszczysty 40÷0 MPa
7	γ_{sr} stropowe	26,0 kN/m ³	25,0 kN/m ³	25,0 kN/m ³
8	r (rozmakalność)	1	1	1
9	Zaburzenia	Brak zaburzeń	Wpływ niżej wybranego pokładu	Krawędzie pokładu, wybranie pokładu niżej leżącego
10	S x W	6 x 3,5 m	7 x 2,5 m	6,4 x 3,2 m
11	S _W x W _W	6,6 x 3,8 m	7,6 x 2,8 m	7,0 x 3,5 m
12	α_w^0 nachylenie wyrobiska	1-3°	0-5°	3-5°
13	Czas istnienia wyrobiska	6 miesięcy	6 miesięcy	do 2 lat
14	Technologia drążenia	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50	Kombajn AM 50
15	Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B /7-7/6,9/V32	ŁPro-B /7-7/6,4/V32

Tabela 44.2 Parametry techniczne obudowy łukowo-prostej podporowo - kotwiowej

Lp	Parametry ogólne	Przecinka		
		Ściana 42a – Z2	Ściana 22 – C3	Ściana 23 – C3
1	Wysokość strefy odprężonej h_{sn} obliczeniowa	1,47 m	2,12 m	2,88 m
2	Typ kotwi strunowej	IRC/320	IRC/320	IRC/320
3	Długość kotwi strunowej (analiza profilu)	5,0 m	5,0 m	5,0 m
4	Rozstaw kotwi strunowych	co 3,0 m	1 kotew między odrzwiami	1 kotew między odrzwiami
5	Rodzaj obudowy	OŁSN-w 6,0/3,5/V36	ŁPro-B/7-7/6,9/V32	ŁPro-B/7-7/6,4/V32
6	Kształtownik	V36	V32	V32
7	Stal	31Mn4+QT	HŁCORR	HŁCORR
8	Rozstaw odrzwi	1 m	1 m	0,8 m
9	Podciąg kotwiony do stropu	1 podciąg V29 ciągły	2 podciągi V29 ciągłe	3 podciągi V29 ciągłe

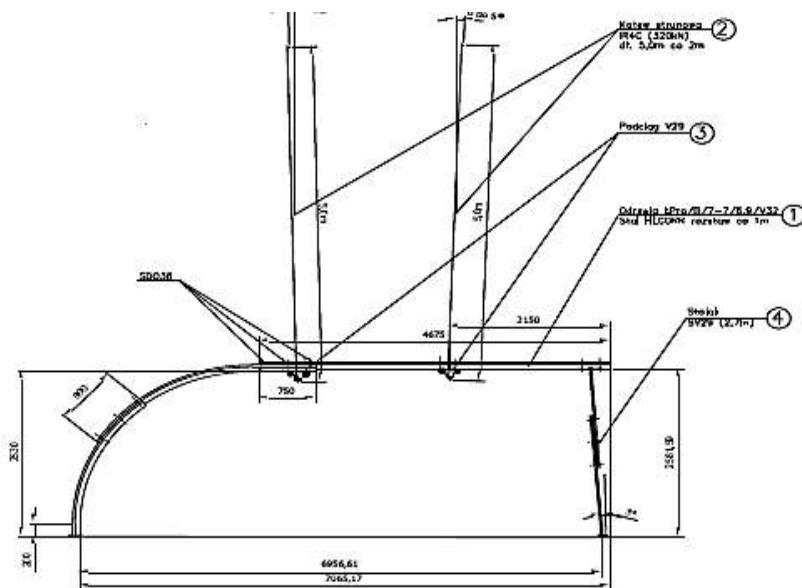
W rozwiązańach do kotwienia stosowano kotwie strunowe typu IR4C/320 o nośności minimum 320 kN i długości 5 m. Rozwiązania obudowy były zrealizowane w konstrukcjach z kształtownika V36 ze stali 31Mn4+QT o $R_e = \min 520 \text{ MPa}$, $R_m \approx 600 \text{ MPa}$, i ze stali HŁCORR, (S480W) o $R_e = \min 480 \text{ MPa}$, $R_m \approx 650 \text{ MPa}$.

Występujący w stropie zasadniczym przecinki ściany 42a-Z2 grubo uławiony piaskowiec pozwolił zaprojektować rozwiązanie obudowy, której schemat przedstawiono na rysunku 42.1. Obudowę na całej długości wzmacniono podciągiem zespolonym, a kotwie strunowe zabudowano w rozstawie co 3 m. Wykonana przecinka wykazywała pełną stateczność bez oznak zwiększych obciążen.



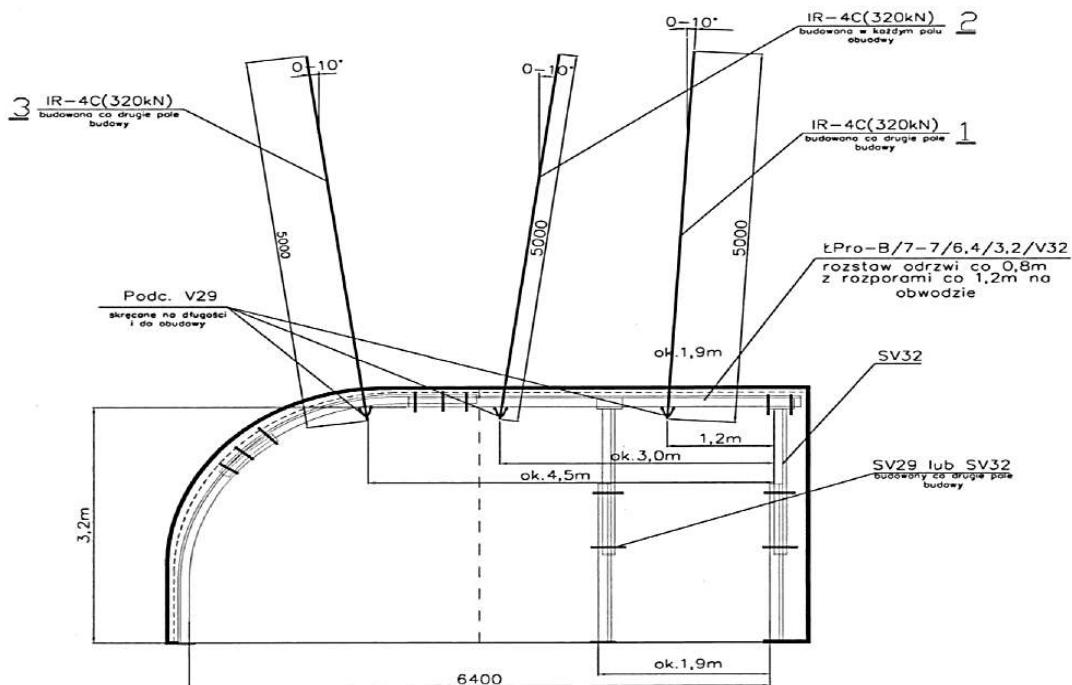
Rys. 42.1 Schemat odrzwi obudowy OLSN - w 6,0/3,5 m /V36 dla rozcinki ściany 42a-Z2 w pokładzie 505/1-2, przekrój pionowy rozstaw odrzwi co 1,0 m

Przecinki ściany 22-C3 i ściany 23-C3 projektowano na głębokości ok. 900 m w pokładzie o grubości od 1,2 do 2,0 m którego eksploatację prowadzono strugiem. Rozwiązanie projektowe przecinki ściany 22-C3 zrealizowano według schematu przedstawionego na rysunku 42.2. Odrzwia obudowy w rozstawie co 1 m były wzmacniane odciągiem zespolonym z kształtownika V29 i kotwione kotwami IR4C/320 o nośności 320 kN i długości 5,0 m w liczbie 1 kotew na pole obudowy (na odrzwi), co praktycznie oznacza konieczność zabudowy kotwi na każdym podciągu co 2,0 m.



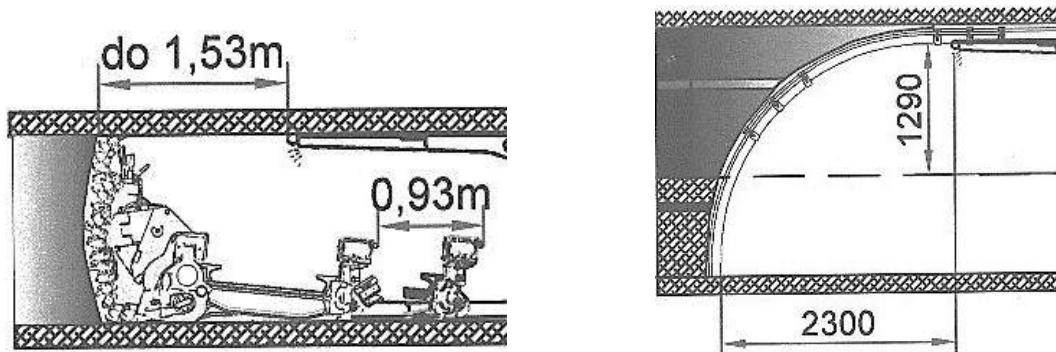
Rys. 42.2 Schemat odrzwi obudowy ŁPro/B /7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 22-C3 w pokładzie 503/1-2, przekrój pionowy rozstaw odrzwi co 1,0 m

Przecinkę ściany 23-C3 projektowano pod wybranym pokładem stąd zastosowano wzmocnioną konstrukcję obudowy w rozstawie co $0,8\text{ m}$ oraz zabudowę trzech podciągów przy kotwieniu kotwami IR4C/320 o długości 5 m, tak aby jedna kotew przypadała na 1 odrzwia (jedno pole obudowy) rys. 42.3. Prowadzony nadzór autorski oraz obserwacje wykazały, że przyjęte w projekcie założenia (głównie na podstawie doświadczenia) sprawdziły się i wykonana przecinka jest w pełni stateczna.

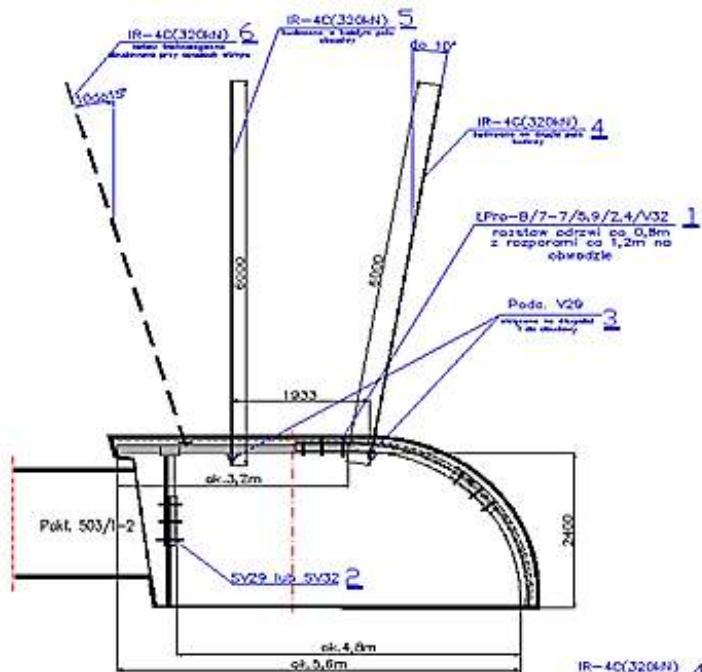


Rys. 42.3 Schemat odrzwi obudowy ŁPro/B/7-7/6,4/3,2/V32 dla rozcinki ściany 23-C3 w pokładzie 503/1-2, przekrój pionowy rozstaw odrzwi co $0,8\text{ m}$

Dla poprawy bezpieczeństwa prowadzonych robót i przyspieszenia likwidacji ściany 22-C3 w pokł. 503/1-2 w KWK „Jas-Mos” wyposażonej w obudowę zmechanizowaną Glinik -09/23, przenośnik PF-4/1032 i strug GH 1600 wykonano kanał likwidacyjny przed frontem ściany. Ogólny widok wstępnej koncepcji wjazdu ścianą do przecinki wykonanej w obudowie łukowo-prostej przedstawiono na rysunku 42.4, a ostateczna wersję obudowy na rysunku 42.5.



Rys. 42.4 Wstępna koncepcja wjazdu ścianą do przecinki wykonanej w obudowie łukowo-prostej



Rys. 42.5 Obudowa kanału likwidacyjnego ściany 23-C3

Ściana w fazie eksploatacji dojedzie do kanału likwidacyjnego i zakończy bieg.

Parametry ściany:

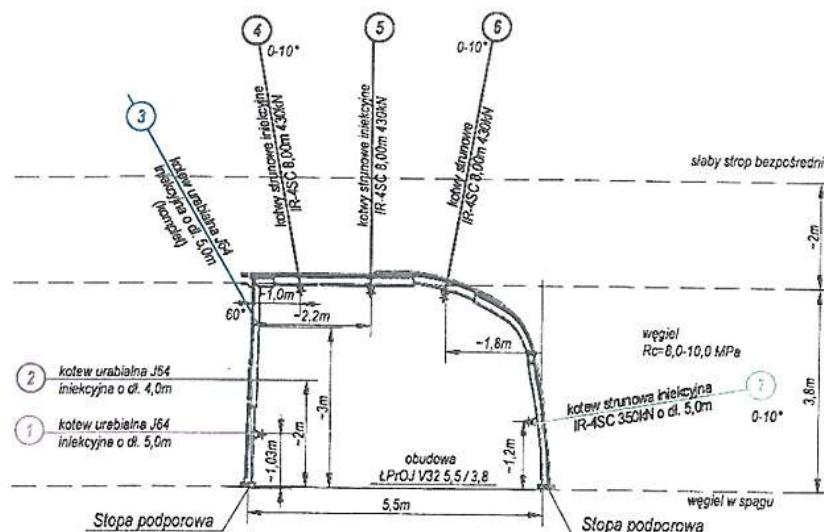
długość	ok. 190,0 m,
wysokość ściany	ok. 1,5 m,
nachylenie podłużne pokładu	20 do 12° ,
podziałka sekcji	1,50 m.

Do obudowy kanału likwidacyjnego dla ściany 23-C3 zaprojektowano obudowę łukową spłaszczoną niesymetryczną ŁPro/B/7-7/5,9. Odrzwia obudowy dostosowano do warunków technologicznych wykonania kanału oraz do wyzbrojenia sekcji obudowy zmechanizowanej.

Obudowę ŁPro/B/7-7/5,9 z kształtownika V32 ze stali HLCORR, (S480W) w rozstawie, co 0,8 m. Odrzwia mają wydłużoną stropnicę wychodzącą za stojak podporowy do ok.0,6 m do 0,8 m [1]. Od strony ociosu węglowego ściany stropnice są podparte stojakiem podporowym (rys. 42.5).

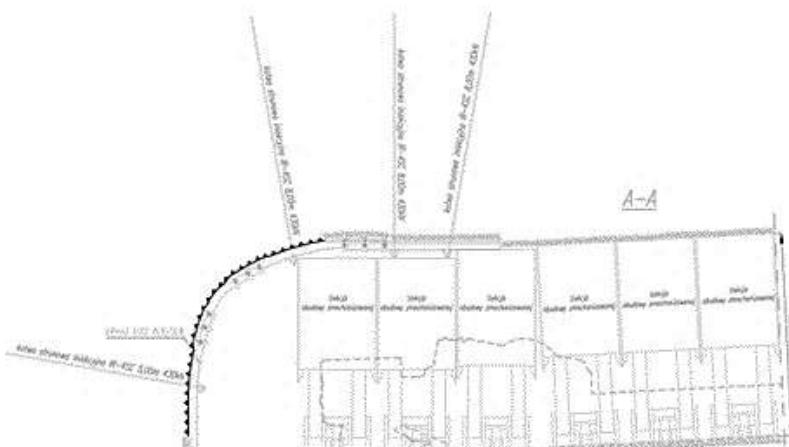
W strefie oddziaływania krawędzi pokładu 502/1 na odcinku do 30 m od chodnika podścianowego 22-C3, zabudowę kotwi strunowych prowadzono w każdym polu w liczbie dwóch sztuk. W rozwiązaniach obudowy kanału likwidacyjnego przewidziano stosowanie przy występowaniu opadu stropu w narożu chodnika od frontu przyszzej ściany technologiczne stosowanie kotwienia wysokiego miedzyodrzwiowego co 0,8 m lub co 1,6 m. Kotwienie wysokie należy prowadzić za pomocą kotwi strunowych o nośności minimum 320 kN i długości 6,0 m.

Wyrobiska przyścianowe ściany 29 wykonano w obudowie ŁProJ z kształtownika V32 typ 5,5/3,8, w miejsce początkowo projektowanej standardowej obudowy ŁP z kształtownika V32 typ 10, zgodnie z projektem rzecznawcy (rys. 42.6).



Rys. 42.6 Schemat wzmocnienia obudowy ŁProJ V32 5,5/3,8

Zastosowanie podziałki 1,0 m dla obudowy ŁProJ, wymagało dodatkowego jej wzmocnienia, poprzez zabudowę podciągów stalowych wraz z ich przykotwieniem do górotworu kotwami stalowymi oraz wzmacniania ociosu węglowego klejami. Sposób wzmocnienia chodników w rejonie ściany 29, nie ograniczało postępu przodków. Przykotwienie stropnic obudowy chodnikowej chodników przyścianowych oraz rozcinki, prowadzono na bieżąco po każdej zabudowie stropnicy minimum jedną kotwą nr 4 lub 5 (rys. 44.6.) wraz z zabudową stropnic podporowo-kotwiowych L-1500. Wprowadzono również kotwienie ociosu kotwami urabialnymi J64 od strony stojaka SV aby zminimalizować wyciskanie ociosów. Pozostałe kotwienie obudowy chodnikowej prowadzono bezpośrednio za kombajnem w odległości 20-30 m. Sposób zabudowy skrzyżowania ściany 29 z chodnikiem podścianowym 29-C3 w obudowie ŁProJ za zabudową sekcji obudowy zmechanizowanej w przekroju chodnika przedstawiono na rysunku 42.7 [4].



Rys. 42.7 Sposób zabudowy skrzyżowania ściany 29 z chodnikiem podścianowym 29-C3 w obudowie ŁProJ V32 5,5/3,8

42.3 PROBLEMY ZAPEWNIENIA STATECZNOŚCI WYROBISK W OBUDOWACH ŁUKOWO-PROSTYCH

Rozwiązań wyrobisk łukowo-prostych należy do trudnych w konstruowaniu i technologii stosowania.

Problemami są między innymi:

- niesymetryczny kształt łukowo-prosty,
- niekorzystny kształt jednego z ociosów skalnych, który jak prosty jest trudny do utrzymania,
- słabe połączenie stojaka z poziomą stropnicą, które ma charakter przegubowy i tworzy konstrukcję o małej stateczności,
- konieczność dodatkowego wzmacnienia konstrukcji przez dodatkowe podparcie lub przykotwieniem bezpośrednio przez otwory w stropnicy czy też poprzez podciągi łączące odrzwia w jedną konstrukcję przestrzenną.

Stosowanie obudów łukowo-prostych w warunkach kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jas-Mos” w wielu wyrobiskach przedstawiono na rysunkach 42.8 do 42.19.

W warunkach zwiększonego obciążenia odrzwia wymagają wzmacnienia co prosto można przeprowadzić za pomocą stojaków podporowych.

Przykładowo po wykonaniu przecinki (a praktycznie w trakcie jej realizacji) wynikła potrzeba eksploatacji 505/1łd pokładu niżej położonego w odległości ok. 50 m wybierany na grubość ok. 3 m. Przejście frontu ściany pod przecinką spowodowało konieczność na odcinku ok. 50 m wzmacnienie obudowy za pomocą stojaków podporowych stalowych typu SV oraz drewnianych z stopnicami drewnianymi.

Występujące objawy deformacji polegały na:

- wyciągnięciu spągu do ok. 1 m,
- zwiększym ugięciu prostego odcinka obudowy podporowej,
- lokalnym przeciążeniu kotwi strunowych, który uległy zerwaniu lub zostały zniszczone tuleje.



Rys. 42.8 Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej OLSN - w 6,0/3,5 m /V36 w przecince dla ściany 42a - Z2



Rys. 42.9 Widok ociosu skalnego zabezpieczonego stojakami podporowymi SV29



Rys. 42.10. Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁPro/B/7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 22-C3



Rys. 42.11 Widok wzmacnienia odrzwi i zwiększonego obciążenia na odcinku podebrania ścianą



Rys. 42.12 Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁPro/B/7-7/6,9/V32 dla rozcinki ściany 23-C3 z trzema podciągami na długości



Rys. 42.13 Widok pracy podciągu i kotwi strunowej wzmacniającej odrzwia



Rys. 42.14 Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁPro/B/7-7/5,9/2,4/V32 dla rozcinki likwidacyjnej ściany 22-C3



Rys. 42.15 Widok pracy podciągu i kotwi strunowej wzmacniającej odrzwia ŁPro/B/7-7/5,9/2,4/V32 ściany 22-C3



Rys. 42.16 Widok odrzwi obudowy łukowo-prostej ŁProJ V32 5,5/3,8.V32



Rys. 42.17 Widok pracy podciągu i kotwi strunowej wzmacniającej odrzwia ŁPro/B/7-7/5,9/2,4/V32 ściany 29 z chodnika podścianowego 29-C3



Rys. 42.18 Pękanie połączenia prostki spawem ze stojakiem od działania obciążenia ociosowego.

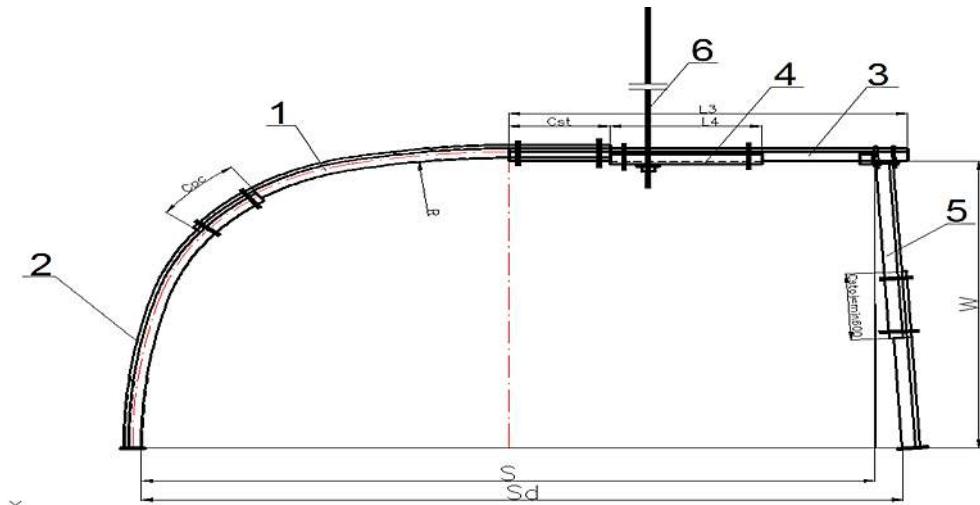


Rys. 42.19 Pękanie tulei kotwi strunowej zabudowanej w podciągu.

Doświadczenia praktyczne wykazują, że wykonanie obudowy łukowo-prostej z stosowaniem dodatkowego wzmocnienia za strefą kombajnu ze względu na niską nośność obudowy i możliwość jej szybkiego załamania, co praktycznie stwierdzono w prowadzonych robotach górniczych w pokładzie 510/1 na poziomie -600 [2].

42.4 POPRAWA NOŚNOŚCI ODRZWI OBUDOWY ŁUKOWO-ROSTYCH

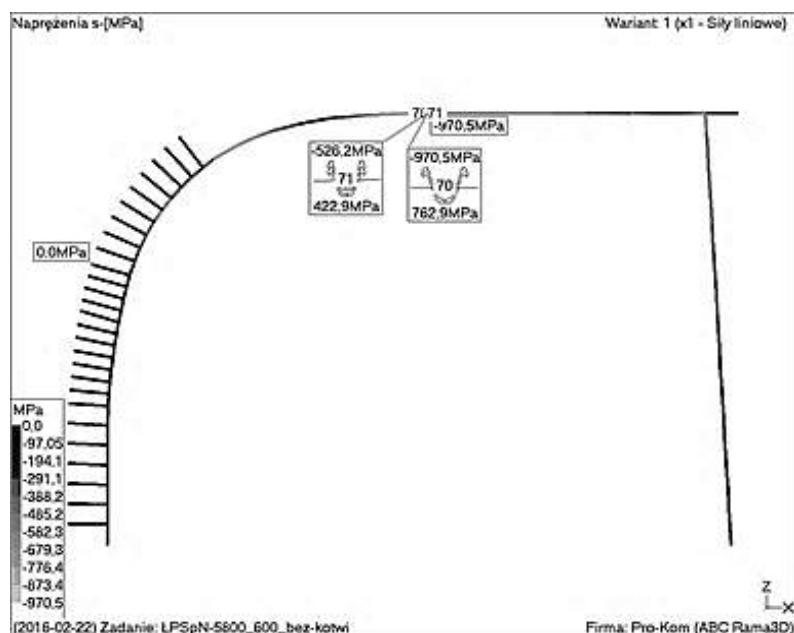
Dla poprawy nośności odrzwi obudowy łukowo-prostej istotnym elementem jest wykonanie dodatkowego podparcia bezpośrednio w przodku za pomocą kotwi osadzonej w otworze stropnicy. Wykonanie przykotwienia powoduje podparcie i stabilizację odrzwi. Zwiększenie nośności odrzwi można uzyskać przez właściwy kształt odrzwi, który powinien być łukowy co najmniej do osi oraz mieć wzmocniony kształtownik stropnicy kotwionej do stropu. Przykład rozwiązania odrzwi łukowo-prostej przedstawiono na rysunku 42.20.



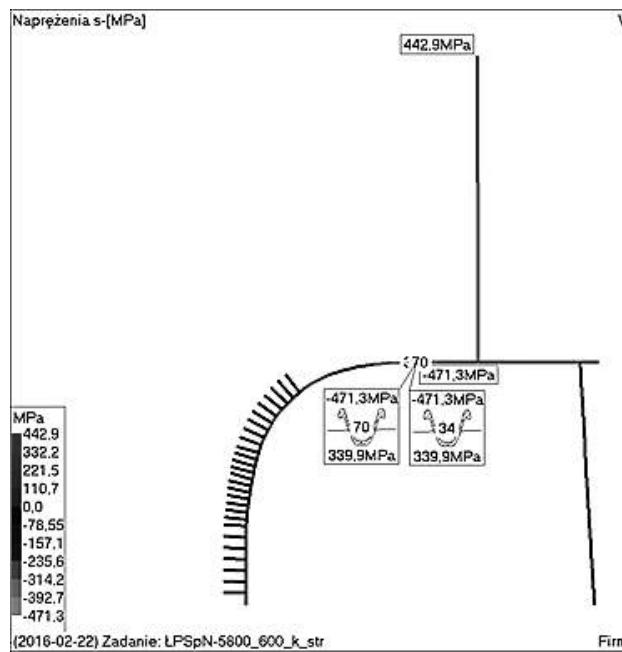
Rys. 42.20 Rozwiązywanie odrzwi łukowo-prostej spłaszczonej ŁPSpN-V32/SxW
1. Łuk stropnicowy, 2. Łuk ociosowy, 3. Stropnica prosta V32 z otworem lub bez otworu,
4. Prostka wzmacniająca z otworem lub bez otworu,
5. Stojak SOV32 z głowicą płaską i dwoma kabłakami ø 24 mm z blachą odchylającą,
6. Kotew strunowa o nośności min 320 kN

Istotną cechą konstrukcyjną jest zastosowanie stojaka podporowego z odchyleniem w kierunku ociosu i połączenia dwoma kabłakami zapewniającym przegubową pracę połączenia stojaka ze stropnicą [2].

Przykładowe obliczenia stanu naprężen w obudowie ŁPSpN-V32/5,8x3,8 o szerokości 5,8 m i wysokości 3,8 m dla rozwiązyania bez przykotwienia przedstawia rys. 42.21 a z przykotwieniem rys. 42.22.



Rys. 42.21 Izolinie naprężień w odrzwiach obudowy obudowy ŁPSpN-V32/5,8x3,8 bez przykotwienia



Rys. 42.22 Izolinie naprężeń w odrzwiach obudowy ŁPSPN-V32/5,8x3,8 z przykotwieniem

Obliczeniowa podporność odrzwi :

- bez przykotwienia wynosi:

$$p = \frac{0,1 \cdot 674}{970,5} = 0,0694 \text{ MN/m}$$

- z przykotwieniem wynosi:

$$p = \frac{0,1 \cdot 674}{471,3} = 0,143 \text{ MN/m}$$

Podporność z przykotwieniem dla ze stali S480W kształtownik jest około 2,06 razy większa.

42.5 WYMOGI W ZAKRESIE TECHNICZNO-TECHNOLOGICZNYCH UWARUNKOWAŃ STOSOWANIA OBUDÓW ŁUKOWO-PROSTYCH

Na podstawie stosowanych rozwiązań projektowych, obliczeń wytrzymałościowych oraz doświadczeń praktycznych, można sformułować następujące wymogi w zakresie techniczno-technologicznych uwarunkowań stosowania obudów łukowo-prostych takich jak:

- rozwiązanie wzmacnienia obudowy przez otwór wykonany w stropnicy prostej za pomocą kotwi strunowej,
- stosowanie do szerokości 5,8 m nominalnie jednej kotwi, a przy większej szerokości dwóch lub trzech kotwi strunowych,
- przegubowe połączenie końca prostej stropnicy (z odchyleniem o około 20 cm w stronę ociosu stojakiem podporowym).

42.6 WNIOSKI KOŃCOWE

1. Obudowy łukowo-proste stanowią rozwiązanie które ze względu na kształt znajduje zastosowanie do wykonywania przecinek zbrojeniowych, przecinek likwidacyjnych

oraz chodników przyścianowych. W każdym zastosowaniu uzyskuje się techniczne korzyści zwłaszcza w fazie wykorzystania.

2. Istotnym wymogiem konstrukcji obudowy łukowo-prostej jest przy jej wykonywaniu zastosowanie schematu statycznego z dodatkowym podparciem i stabilizacją kotwą osadzoną w stropie. Osadzenie kotwi powinno zostać zrealizowane tak, aby koniec kotwi znajdował się za strefą odpreżoną
3. Stosowanie obudowy łukowo-prostej wymaga zabezpieczenia ociosu tak, aby zachować jego stabilność na prostym odcinku.
4. Doświadczenia praktyczne uzyskane z stosowania obudów łukowo-prostych w wyrobiskach w warunkach Ruchu „Jas-Mos” wykazały, że stanowią one korzystne rozwiązanie poprawiające jego efektywność dające możliwość zwiększenia wydajności oraz efektów ekonomicznych.

LITERATURA

1. M. Celmer, R. Skatuła, P. Głuch, Rozwiążanie techniczno-technologiczne kanału likwidacyjnego ściany 23-C3 wykonanego przed zbliżającym się frontem ściany. Seminarium pt. Reinforcement, sealing and anchoring of rock massif and building structures – Vysoka Skola Bańska. Ostrava 10-11. 02.2011r.
2. M. Celmer, M. Lubryka, R. Skatuła, P. Głuch, Doświadczenia ze stosowania obudów podporowo-kotwiowych niesymetrycznych w przecinkach zbrojeniowych i likwidacyjnych w kopalni „Jas-Mos”. Konferencja naukowa pt. „Aktualne problemy zwalczania zagrożeń górniczych” 7-9 listopada 2012r. Brenna
3. P. Głuch, Projekt kotwienia wzmacniającego obudowę podporową w chodnikach przyścianowych ściany 2-Z2 w pokładzie 510/2łd, w warunkach geologiczno-górniczych JSW S.A. KWK „JAS-MOS”
4. M. Polus, Projekt obudowy kotwiowo-podporowej chodnika podścianowego 29-C3 w pokładzie 510/1 „ANKRA”.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016

04.2016

mgr inż. Marek Celmer, mgr inż. Tomasz Chiliński, mgr inż. Zbigniew Czarnecki,
mgr inż. Waldemar Stachura, mgr inż. Artur Słomian
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.
e-mail: aslomian@jasmos.jsw.pl

dr inż. Piotr Głuch
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: piotr-gluch@wp.pl

**ZASTOSOWANIE I KSZTAŁTOWANIE ROZWIĄZAŃ OBUDÓW
ŁUKOWO-PROSTYCH W WARUNKACH DOŚWIADCZEŃ
KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE” RUCH „JAS-MOS”**

Streszczenie: Obudowy łukowo-proste stanowią rozwiązanie konstrukcji obudowy w której prosty odcinek konstrukcji w części stropnicowej podparty jest stojakiem podporowym z jednej strony ociosu, a z drugiej strony ociosu ma kształt łukowy. Rozwiązywanie obudowy znajduje zastosowanie w przecinkach zbrojeniowych, w przecinkach likwidacyjnych oraz w chodnikach przyścianowych. W artykule na podstawie doświadczeń zostaną przedstawione zalety ruchowe obudów łukowo-prostych jak i problemy ich stosowania oraz rozwiązania pozwalające poprawić ich nośność. Sformułowano wymogi techniczno-technologiczne warunkujące ich stosowanie w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego.

Słowa kluczowe: górnictwo, budownictwo podziemne, obudowa.

**THE USE AND FORMATION OF A SOLUTION OF LININGS
STRAIGHT-ARCH SHAPED IN EXPERIENCES' CONDITION "JAS-MOS" MINE**

Abstract: The article discusses the use of a solution of linings straight-arch shaped where the straight section of construction is supported by stand supporting from the one side of side wall, from the other side of side wall is arch shaped. A solution of a support was used in liquidation duct, starting sidewalks and roadway. Based on experiences the article presents movement's advantages of arch-straight supports, the problems of their usefulness and solutions in order to improve their carrying capacity. The technical and technological requirements are condition in use of coal mines' excavation.

Key words: mining, underground construction, housing

43

REKULTYWACJA TERENÓW POPRZEMYSŁOWYCH NA PRZYKŁADZIE KWK „RYDUŁTOWY-ANNA”

43.1 WPROWADZENIE

Kopalnia „Rydułtowy-Anna” prowadzi w Rydułtowach i jego okolicy eksploatację węgla kamiennego już od roku 1792. Kilkusetletnie funkcjonowanie kopalni w zdecydowany sposób przyczyniło się do rozwoju miasta (wraz z jego infrastrukturą) zapewniając miejsca pracy dla kilku tysięcy pracowników oraz możliwość prowadzenia działalności dla kilkudziesięciu firm tzw. „około górniczych”. Prowadzenie eksploataacji było i jest też powodem powstania wielu uciążliwości, takich jak m.in. szkody górnicze, degradacja terenów, czy też zanieczyszczenie wód powierzchniowych. Przez wiele ubiegłych lat doszło do powstania ogromnych hałd, zwałowisk odpadów górniczych straszących swym wyglądem, rozmiarami, wydobywającymi się z wnętrza pożarami a także brakiem skutecznych rozwiązań rekultywacyjnych.

Sam fakt ich zaistnienia był dla okolicznych mieszkańców czymś, co zdecydowanie naruszało piękny i malowniczy krajobraz. Stożkowe hałdy stały się nieodłącznym elementem krajobrazu naszego regionu i ogromnym problemem dla Ziemi Rybnicko-Wodzisławskiej.

Patrząc z perspektywy kilkudziesięcioletnich doświadczeń nie można nie zauważyc konieczności „współistnienia” miasta i największego zakładu, jakim niewątpliwie jest kopalnia. Współpraca pomiędzy Urzędami Miasta Rydułtowy i Rybnika przyczyniła się do opracowania koncepcji i prowadzenia prac mających na celu uporządkowania i zagospodarowania terenów zdegradowanych lokowaniem odpadów wydobywczych. Takimi przykładami współpracy w tej dziedzinie może być:

- Budowa i kształtowanie bryły krajobrazowej wraz z zagospodarowaniem terenu przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy-Anna”.
- Niwelacja terenu i rekultywacja rejonu dawnego zwałowiska KWK „Rydułtowy-Anna”, były Ruch „Ignacy” w Rybniku-Niewiadom.

43.2 BUDOWA I KSZTAŁTOWANIE BRYŁY KRAJOBRAZOWEJ WRAZ Z ZAGOSPODAROWANIEM TERENU PRZY SZYBIE LEON II KWK „RYDUŁTOWY-ANNA”

Byłe zwałowisko wraz ze stożkiem „SZARLOTA” kopalni „Rydułtowy-Anna” istnieje od 1900 r. i usytuowane jest w południowo-wschodniej części kopalni (rys. 43.1).

W jego skład wchodzą stożki nr 1 „SZARLOTA” i 2 oraz zwał płaski nr 3 (rys. 43.2). Zajmują one powierzchnię około 36 ha i mają kształt wieloboku.



Rys. 43.1 Usytuowanie zwałowiska



Rys. 43.2 Widok zwałowiska od strony wschodniej – rok 1992

Rzędne stożka wynoszą:

- stożek nr 1 „Szarlota” – 403,0 m. n.p.m
- stożek nr 2 – 367,9 m. n.p.m.

Zwałowisko graniczy:

- od strony zachodniej z terenami przemysłowymi kopalni,
- od strony północnej z osadnikiem wód dołowych,
- od strony wschodniej z użytkami rolnymi,
- od strony południowej z użytkami rolnymi i nieużytkami porolnymi [3].

Składowisko jest nadpoziomowe. Od strony północnej i zachodniej w swej dolnej części porośnięte jest krzewami (głównie jeżyny, maliny), najstarsza jego część (stożek nr 1) w wielu miejscach gęsto porośnięty jest drzewami i krzewami, na wierzchowinie występują kępy traw. Lokalnie w szczytowych partiach występują żleby o głębokości do 1,5 m i szerokości 1,0 m [8].

Na przedmiotowym zwałowisku deponowany był głównie kamień zakładu przeróbczego kopalni oraz – w mniejszych ilościach – materiał z robót przygotowawczych. Były to w przeważającej ilości piaskowce i silnie zwęglone ilowce. W okresie składowania odpady powęglowe transportowane były na szczyty stożków (kolejką szynową). Przez lata utworzony został stożek nr 1 i 2 oraz zwał płaski nr 3 o skarpach z kątem naturalnego zsypu tj. o nachyleniu do 1:2,6 do 1:1,3 (rys. 43.3, 43.4).



Rys. 43.3 Stożek nr 1 „SZARLOTA” i nr 2 od strony zachodniej – rok 1992

Stosowany sposób składowania odpadów powodował ich segregację: bryły i frakcje kamieniste staczając się grawitacyjnie w dół gromadziły się u podnóża stożków. Wyżej gromadziła się frakcja żwirowa, natomiast w szczytowych partiach dominuje frakcja piaskowa i ilasta. Uziarnienie zmieniało się również w miarę upływu czasu. Procesy wietrzenia i erozji powodowały lasowanie się i dezintegrację odpadów, przez co wzrastała zawartość frakcji kamienistej i żwirowej. W południowo-zachodniej części zwałowiska występuje materiał przepalone. Grawitacyjna segregacja składowanego materiału ułatwiała przenikanie powietrza w głąb zwala, co przy dużej wysokości składowiska wytworzyło w nim naturalną depresję wymuszającą przepływ powietrza przez zwala od dołu do góry. Dopływ tlenu przyspieszył proces zapalenia się odpadów wydobywczych powodując termiczną ich aktywność, szczególnie zaś zwala płaskiego nr 3.



Rys. 43.4 Stożek „SZARLOTA” i zwał płaski od strony miasta (strona zachodnia) - rok 2013

Potwierdziły to badania termowizyjne. Dla części macierzystej kopalni składowisko to jest jedynym dla utrzymania ciągłości ruchu. Zasłości spowodowane dotychczasową eksploatacją, istniejące uwarunkowania formalno-prawne, ograniczenia wynikające z terenowego użytkowania przez kopalnię oraz stosowanymi technologiami składowania spowodowały istniejący stan [8].

W tej sytuacji w 1992 r. podjęte zostały działania zmierzające do zasadniczej zmiany tego stanu. Zlecono wykonanie dokumentacji technicznej pt. „Rekultywacja i zabezpieczenie przed paleniem składowiska skały płonnej w rejonie stożka przy szybie Leon II”. Dla umożliwienia realizacji projektu, niezbędne stało się rozszerzenie terenu na składowiska około 4,0 ha od strony wschodniej. Procedura formalno-prawna od opracowania dokumentacji technicznej do uzyskania pozwolenia na budowę trwała do maja 1996 r. Realizacja projektu budowy bryły składowiska wkomponowanej w krajobraz, stanowiącej w perspektywie obiekt przyrodniczy, łącznie z likwidacją zapożarowań, wiązała się z wysokimi nakładami finansowymi. Prace prowadzono etapami. Przeprowadzono szczegółowe badania w wyniku, których stwierdzono, że jedynym miejscem, od którego można rozpocząć pracę, jest wierzchowina zwału płaskiego.

Wybrano metodę polegającą na wykonaniu rowów chłonnych. Wykonano około 360 mb, usytuowanych w bliskim sąsiedztwie krawędzi zwałowiska, przez które do szkieletu gruntowego hałdy został wprowadzony materiał inertny (medium uszczelniające). Aby uzyskać wysoką skuteczność tej metody, projektowane rowy w początkowym okresie usytuowane były blisko krawędzi zwału, następnie bliżej środka zwałowiska. Rowy chłonne wypełniane były gliną oraz systematycznie polewane wodą. Na krawędzi wierzchowiny wybrano zagrzanego materiału do głębokości 3,0 m i długości 245 m. Materiał ten był rozprowadzany po wierzchowinie do wychłodzenia. Wybrane miejsca wypełniono gliną następnie zagęszczano walcem vibracyjnym. W podobny sposób prowadzone były likwidacje pojedynczych ognisk na wierzchowinie. Następnie na platformę zwału płaskiego sypano materiał inertny i uszczelniający (glinę,

przepalony łupek) zagęszczając go, co spowodowało odcięcie dostępu powietrza [8]. Dokonano wnikliwej analizy wyników badań parametrów określających stan techniczny materiału zwałowego ulokowanego w obrębie badanych zwałowisk odpadów powęglowych. Stwierdzono, że :

- w wyniku przeprowadzonych prac interwencyjnych na płaskiej części zwałowiska w rejonie wyciągu na zwał płaski nr 3 znaczemu ograniczeniu uległa intensywność zjawisk pożarowych występujących w tym rejonie w marcu 1999 roku. W omawianej strefie znaczemu obniżeniu uległy zarówno temperatura materiału jak i emisja gazowa.
- w wyniku przeprowadzonych zabiegów gaśniczych na wierzchowinie tzw. zwału płaskiego, polegających na wykonaniu wzdłuż krawędzi wschodniej skarpy obiektu rowu chłonnego wypełnionego pulpą wodno-gliniastą oraz na intensywnym zagęszczaniu ulokowanego tam materiału walcem vibracyjnym, sytuacja termiczna w tym rejonie uległa zdecydowanej poprawie. Z analizy przebiegu zmian temperatury i emisji CO wynika, że nastąpił w tym miejscu wyraźny spadek intensywności zjawisk pożarowych.

Ogniska pożarowe, występujące na krawędzi skarpy ze wschodniej części wierzchowiny zwału płaskiego zostały odcięte od dopływu tlenu. Z uwagi jednak na zawarte we wnętrzu obiektu olbrzymie ilości ciepła, proces wychłodzenia materiału przebiega bardzo wolno. Na wierzchowinie zwału płaskiego, w miejscach wykonanych robót (rowów chłonnych i walcania wałkiem vibracyjnym) emisja gazów jest praktycznie nie widoczna.

Porównując uzyskane wyniki badań z sytuacją termiczną panującą na objętym obecnie działaniami naprawczymi terenie należy stwierdzić jednoznacznie, że zastosowana w rejonie wschodnim części wierzchowiny zwału płaskiego technologia gaszenia i likwidacji zjawisk pożarowych przyniosła zamierzone efekty.

W celu określenia ostatecznego sposobu zagospodarowania terenu obejmującego rejon historycznego stożka „Szarlota”, osadników mułowych jak i istniejącej bryły krajobrazowej wraz z terenami do niej przyległymi z równoczesnym określeniem możliwości zagospodarowania odpadów wydobywczych powstających w trakcie funkcjonowania kopalni opracowana została „Koncepcja ukształtowania i zagospodarowania terenu stożka Szarlota”.

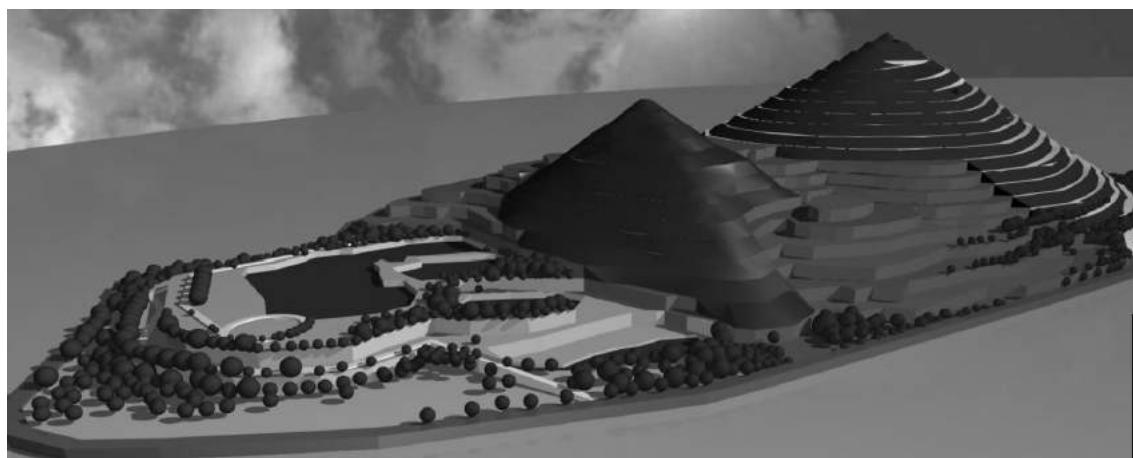
Planowane przedsięwzięcie jest objęte ustaleniami miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego miasta Rydułtowy (rys. 43.5), oznaczonym symbolem MP/12-Z/1 i obejmuje rejon południowy planu [4].

Miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego miasta Rydułtowy, oznaczony symbolem MP/12 został zatwierdzony uchwałą Rady Miasta Rydułtowy Nr XXIII/214/08 z dnia 26 września 2008 r., ogłoszoną w Dzienniku Urzędowym Województwa Śląskiego Nr 218, poz. 4586 z dnia 19 grudnia 2008 r oraz Uchwałą 28.205.2012 w sprawie zmiany lokalnego planu zagospodarowania przestrzennego miasta Rydułtowy obejmującej obszar oznaczony symbolem MP/12-Z/1 z dnia 22 listopada 2012 r. [4].



Rys. 43.5 Miejscowy Plan Zagospodarowania Przestrennego dla terenu bryły krajobrazowej

W koncepcji zaproponowano stworzenie nowej budowli krajobrazowej o proporcjach zbliżonych do historycznego stożka „Szarlota” (wys. ok. + 403 m n.p.m.), jednak o większych wymiarach. Projektowany nowy stożek – budowla krajobrazowa osiąga wysokość szczytu równą około 460 m n.p.m., co stanowi około 190 m wysokości ponad poziomem otaczającego terenu i ok. 55 m powyżej istniejącego stożka (rys. 43.6) [3].



Rys. 43.6 Koncepcja ukształtowania i zagospodarowania bryły krajobrazowej

Nowa bryła krajobrazowa kształtowana będzie za pomocą półek o wysokości ok. 10 m, nachylenie skarp zewnętrznych wynosić będzie ok. 35-38 stopni i tylko w nielicznych miejscach osiągnie 45 stopni. Szerokość półek umożliwi wykonanie dróg

technologicznych o szerokości ok. 5 m, które w trakcie budowy będą wykorzystywane do transportu materiału, a po zakończeniu prac, jako drogi dojazdowe, ścieżki pieszo-rowerowe.

Z każdej poziomej półki na wyższą prowadzić będzie droga technologiczna o nachyleniu wg opracowanej koncepcji wynoszącym około 8% [1, 2].

Nie przewiduje się kształtowania nowej budowli ziemnej w obszarze północnym rozpatrywanego terenu z uwagi na konieczność utrzymania do końca funkcjonowania kopalni osadników mułowych stanowiących ciąg technologiczny Zakładu Mechanicznej Przeróbki Węgla. Po zakończeniu wydobycia i pracy ZMPW teren po nieczynnych już wówczas osadnikach mułowych zostanie zrekultywowany i przystosowany dla celów rekreacyjnych.. Przewiduje się uszczelnienie oczyszczonych osadników mułowych oraz założenie w powstały po osadnikach nieckach stawów. Całość terenów zostały zrekultywowane w kierunku rekreacyjnym [3].

Obecnie prace kształtowania bryły rekultywacyjnej i jej zagospodarowanie odbywa się w części wschodniej (rys. 43.7).



Rys. 43.7 Kształtowanie bryły krajobrazowej – rok 2015

Kopalnia posiada decyzję budowlaną na „Budowę i kształtowanie bryły krajobrazowej wraz z zagospodarowaniem terenu przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy-Anna” ETAP I” wydaną przez Starostę Wodzisławskiego.

Obszar objęty inwestycją wynosi ok. 12,50 ha co pozwoli na zagospodarowanie ok. 5 mln ton odpadów wydobywczych. Prace na przedmiotowym terenie zostały rozpoczęte w czerwcu 2012r. a zakończenie prac planowane jest na 2023 r. (rys. 43.8) [1, 2].



Rys. 43.8 Rów opaskowy i zrekultywowana skarpa od strony zachodnie - rok 2014

Miejscowa społeczność uznała, że stożek nr 1 może być świetną promocją miasta. Władze miasta ogłosili konkurs na nazwę dla tej atrakcji turystycznej. Z kilkudziesięciu propozycji wybrano nazwę „Szarlotą” nawiązującą do historycznej nazwy pierwszej rydułtowskiej kopalni – Charlotte. Od 2007 roku jedna z największych hałd w Europie nosi oficjalną nazwę "Szarlotą". Patrząc na hałdę od strony centrum miasta widać usytuowane na wschodnim jej stoku w pobliżu tak zwanego zwału płaskiego wielkie litery tworzące wyraz „SZARLOTA”. W 2015 r dodatkowo na szczytzie zamontowano oświetlenie, które jest widoczne z odległości nawet 20 km [6]. Wszelkie działania w rejonie stożka „Szarlotą” są podejmowane przy współpracy z Urzędem Miasta Rydułtowy i lokalną społecznością. Po zakończeniu działalności kopalni będą oni gospodarzami tego terenu.

43.3 NIWELACJA TERENU I REKULTYWACJA REJONU DAWNEGO ZWAŁOWISKA KWK „RYDUŁTOWY-ANNA”, BYŁY RUCH „IGNACY” RYBNIK-NIEWIADOM

Kopalnia „Ignacy” powstała w 1792 r. z inicjatywy pruskiego ministra prowincji śląskiej Karola Jerzego von Hoyma i do 1936 r. nosiła jego imię. W 1936 r., na cześć prezydenta RP Ignacego Mościckiego, zmieniono jej nazwę na „Ignacy”. W 1968 r. – jako Ruch „Ignacy” – przyłączono ją do ówczesnej kopalni „Rydułtowy”, a dzisiejszej KWK „Rydułtowy-Anna”, która od 1996 r. prowadzi rekultywację terenów na byłych zwałowiskach odpadów pogórnich dawnej kopalni „Ignacy” (rys. 43.9).

Część terenów została już zrekultywowana i przekazana Urzędowi Miasta Rybnik, a część sprzedana. Z całkowitej powierzchni 14,21 ha do rekultywacji pozostało 6,49 ha [9].

Rekultywowany teren byłego zwałowiska odpadów górniczych KWK „Rydułtowy-Anna” znajduje się w granicach administracyjnych miasta Rybnika (rys. 43.10), w dzielnicy Niewiadom. Jest to obszar położony w bezpośrednim sąsiedztwie byłego szybu Ruchu „Ignacy” w Rybniku, od północy, wschodu, południowego wschodu i częściowo od

południa, sąsiadujący z nieużytkami i obszarem mieszkaniowej zabudowy jednorodzinnej, a od południa ze zwałowiskiem przepalonego łupka węglowego.



Rys. 43.9 Lokalizacja byłych zwałowisk dawnej kopalni „Ignacy”



Rys. 43.10 Teren zwałowiska w Rybniku-Niewiadom - rok 1972

Eksplotacja przepalonego łupka węglowego, prowadzona w latach 1980-2000, spowodowała powstanie na omawianym terenie bardzo stromych skarp, urwisk oraz zagłębień (rys. 43.11).



Rys. 43.11 Rejon zwałowiska odpadów górniczych przed rozpoczęciem rekultywacji

W 2005 r. został więc opracowany projekt techniczny pt. „Niwelacja i uporządkowanie terenu na byłym zwałowisku skały płonnej KWK „Rydułtowy-Anna”, były Ruch Ignacy w Rybniku-Niewiadomiu”, na podstawie którego kopalnia uzyskała decyzje Prezydenta Miasta Rybnika ustalające kierunek rekultywacji i zagospodarowania zwałowiska odpadów powęglowych oraz decyzje na odzysk odpadów z rozbiórki budynków Ruchu „Ignacy” oraz z budowy kanalizacji na terenie miasta Rybnika, w celu zagospodarowania ich na obiekcie rekultywowanym [9].

W 2009 r. kopalnia zakończyła roboty rozbiórkowe budynków na Ruchu „Ignacym”, a materiał z tych robót wbudowano na rekultywowanym byłym zwałowisku odpadów pogórniczych, dokonując niwelacji terenu z posiadanej materiału. Następnie wykonano pomiary geodezyjne, z których wynikało, iż ilość wbudowanego materiału jest o około 100 tys. m^3 za mała, aby zrealizować cały zakres przewidziany w projekcie technicznym. W wyniku odbytych wizji terenowych i konsultacji przeprowadzonych z przedstawicielami Urzędu Miasta Rybnik i Rady Dzielnicy Rybnik-Niewiadom uzgodniono, że niwelacja zostanie zakończona z użyciem odpadów wydobywczych oraz – dodatkowo – zostanie wykonana droga łącząca tereny rekultywowane z ul. Sportową.

W związku z tym, kopalnia zleciła wykonanie nowego projektu technicznego pt.: „Zniwelowanie wraz z rekultywacją w rejonie byłego zwałowiska KWK „Rydułtowy-Anna” były Ruch „Ignacy” w Rybniku przy użyciu odpadów wydobywczych w celu połączenia z ul. Sportową”. Na podstawie ww. projektu i uzgodnień z Radą Dzielnicy Rybnik-Niewiadom kopalnia uzyskała decyzję o kierunku rekultywacji oraz decyzję na odzysk odpadów (poza instalacjami i urządzeniami) niezbędnych do przeprowadzenia rekultywacji technicznej.



Rys. 43.12 Wykonywanie prac związanych z rekultywacją techniczną

Realizację ww. decyzji prowadziła firma Haldex S.A. z siedzibą w Katowicach. Zakres robót w ramach rekultywacji technicznej obejmował (rys. 43.12):

- niwelację poziomu +292,0 m n.p.m.,
- roboty ziemne i niwelacyjne na poziomie +276,0 m n.p.m.,
- ukształtowanie skarpy pomiędzy poziomami + 276,0 a +292,0 m n.p.m.,
- wykonanie drogi dojazdowej do ul. Sportowej oraz rowu odwadniającego parownikowego [9].

Technologia wykonania robót ziemnych, związanych z niwelacją i docelowym ukształtowaniem terenu, polegała na rozplantowaniu dowiezionych odpadów warstwami za pomocą spycharki gąsienicowej. Odpady zagęszczano walcem vibracyjnym do osiągnięcia wskaźnika zagęszczenia $Is \geq 0,95$ (rys. 43.13, 43.14).

Podczas realizacji prac równolegle prowadzony był bieżący monitoring:

- stabilności terenu – zagęszczenia, z zastosowaniem płyty lekkiej dynamicznej typu HMP LFG Pro,
- stanu termicznego obiektu – w zakresie pomiaru temperatur oraz stężeń charakterystycznych gazów (CO , CO_2 , O_2) [5].



Rys. 43.13 Zagęszczanie następnej warstwy odpadów wydobywczych



Rys. 43.14 Widok na całość terenu objętego rekultywacją w trakcie prowadzonej rekultywacji biologicznej

W trakcie prowadzenia prac rekultywacyjnych w miesiącu lipcu i sierpniu 2012r wystąpiły w rejonie Rybnika deszcze nawalne, które spowodowały podtopienie okolicznych posesji. W uzgodnieniu z okolicznymi mieszkańcami i Urzędem Miasta Rybnik wykonano dokumentacje w zakresie dodatkowego odwodnienia rekultywowanego terenu wraz z zabezpieczeniem lokalnych posesji. Kopalnia uzyskała decyzje wodnoprawną na wykonanie zaprojektowanych urządzeń wodnych i odprowadzenie wód opadowych i roztopowych. System odwodnienia został tak zaprojektowany, aby całość wód została wprowadzona do ziemi na terenie objętym rekultywacją. Podstawą systemu odwadniającego stanowią rowy chłonne i zbiornik chłonny. Prace związane z odwodnieniem zostały wykonane w miesiącu lipca 2013 r (rys. 43.15).



Rys 43.15. Wykonywanie rowów odwadniających

Zastosowana technologia wbudowania odpadów wydobywczych i monitoring prowadzony w trakcie wykonywania prac pozwoliły w sposób bezpieczny na zagospodarowanie materiału dostępnego na kopalni, a jednocześnie na pełne przywrócenie terenu byłego zwałowiska do środowiska naturalnego. Wykonanie odwodnienia zabezpieczy okoliczne tereny przed zalewaniem w przypadku wystąpienia ponownie deszczy nawalnych [9]. Zgodnie z decyzją Prezydenta Miasta Rybnika teren ten został zagospodarowany w kierunku zielonym (rys. 43.16). W miesiącu sierpniu 2013r. kopalnia otrzymała decyzję Prezydenta Miasta Rybnika stwierdzającą zakończenie rekultywacji przedmiotowego terenu [5].



Rys 43.16 Teren byłego zwałowiska po zakończonej rekultywacji i wykonanym odwodnieniu

Połączenie rekultywowanego terenu z ulicą Sportową spowodowało udostępnienie go lokalnej społeczności oraz umożliwi jego wszechstronne wykorzystanie przez przyszłego użytkownika, od terenu rekreacyjnego po tereny inwestycyjne.

LITERATURA

1. Budowa i kształtowanie bryły krajobrazowej wraz z zagospodarowaniem terenu przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy-Anna”, projekt budowlany, ABS-Ochrona Środowiska , Katowice 2014.
2. Budowa i kształtowanie bryły krajobrazowej wraz z zagospodarowaniem terenu przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy-Anna” – ETAP I, projekt budowlany, PAKT Doradztwo-Projekty-Ekologia, Katowice 2011.
3. Koncepcja ukształtowania i zagospodarowania terenu stożka „SZARLOTA”, biuro projektowe „ISAR”, Chorzów 2012.
4. Miejscowy Plan Zagospodarowania Przestrzennego miasta Rydułtowy obszar MP/12-Z/1, Dziennik Urzędowy Województwa Śląskiego, 2012 r. poz. 5868.
5. M. Helios, M. Lorenc, Niwelacja terenu i rekultywacja rejonu dawnego zwałowiska KWK „Rydułtowy-Anna” były Ruch Ignacy, Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego nr 5, Katowice 2013.
6. Miting Waste Management In the Baltic Sea Region pod redakcją M. Cała, Wydawnictwo AGH, Kraków 2013.

7. Rekultywacja i zabezpieczenie przed paleniem skały płonnej w rejonie stożków przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy”, projekt budowlany, ABS-Ochrona Środowiska , Katowice 2014.
8. Rekultywacja i zabezpieczenie przed paleniem skały płonnej w rejonie stożków przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy”, projekt budowlany, EKO – polter Przedsiębiorstwo Projektowo-Realizacyjne, Katowice 1993.
9. Zniwelowanie terenu wraz z rekultywacją w rejonie byłego zwałowiska KWK „Rydułtowy-Anna” były Ruch „Ignacy” w Rybniku przy użyciu odpadów wydobywczych w celu połączenia z ul. Sportową, projekt rekultywacyjny, Zakład Ochrony Środowiska „EKO-SON II”, Tychy 2010.

Data przesłania artykułu do Redakcji:

03.2016

Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

04.2016

mgr inż. Marek Helios, mgr Marek Lorenc
KW S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna”
ul. Leona 2, 44-280 Rydułtowy, Polska
e-mail: m.helios@kwsa.pl, m.lorenc@kwsa.pl

REKULTYWACJA TERENÓW POPRZEMYSŁOWYCH NA PRZYKŁADZIE KWK „RYDUŁTOWY-ANNA”

Streszczenie: Kopalnia „Rydułtowy-Anna” prowadzi w Rydułtowach i jego okolicy eksploatację węgla kamiennego już od roku 1792. Prowadzenie eksploatacji było i jest też powodem powstania wielu uciążliwości, takich jak m.in. szkody górnicze, degradacja terenów, czy też zanieczyszczenie wód powierzchniowych. Współpraca pomiędzy Urzędami Miasta Rydułtowy i Rybnika przyczyniła się do opracowania koncepcji i prowadzenia prac mających na celu uporządkowania i zagospodarowania terenów zdegradowanych lokowaniem odpadów wydobywczych. Takimi przykładami współpracy w tej dziedzinie może być budowa i kształtowanie bryły krajobrazowej wraz z zagospodarowaniem terenu przy szybie Leon II KWK „Rydułtowy-Anna” oraz niwelacja terenu i rekultywacja rejonu dawnego zwałowiska KWK „Rydułtowy-Anna”, były Ruch „Ignacy” w Rybniku-Niewiadom. Wszelkie działania podejmowane są we współpracy z Urzędami Miast i lokalną społecznością, którzy po zakończeniu działalności kopalni będą gospodarzami tych terenów.

Słowa kluczowe: rekultywacja, odpad wydobywczy, hałda, bryła krajobrazowa

KWK “RYDUŁTOWY-ANNA” AS AN EXAMPLE OF RECLAMATION OF POST-INDUSTRIAL GROUNDS

Abstract: The mine „Rydułtowy-Anna” has been leading the exploitation of bituminous coal since 1792 in Rydułtowy and its suburbs. Exploitation has effected on many problems like: mine's damages, environmental degradation or water pollution. The City Hall in Rybnik and the City Hall in Rydułtowy cooperated and devised the concept in order to arrange the land use which was demolished by exploitation waste. The best examples of that cooperation could be: building and shaping the landscape with the land use next to the Leon II shaft of KWK “Rydułtowy-Anna” or leveling and reclamation of former dumping ground of KWK “Rydułtowy-Anna”, former Ruch “Ignacy” in Rybnik-Niewiadom. Every action is taken in concert with the City Halls and local society. After finishing the activity of the main they will be the hosts of these grounds.

Key words: reclamation, the waste mining, dump, landscape

44

ANALIZA PRZYCZYN RODZAJU AWARII ŚCIANOWEGO KOMBAJNU WĘGLOWEGO KSW-460/NZ W ASPEKCIE WPŁYWU NA CZAS DYSPOZYCYJNY

44.1 WPROWADZENIE

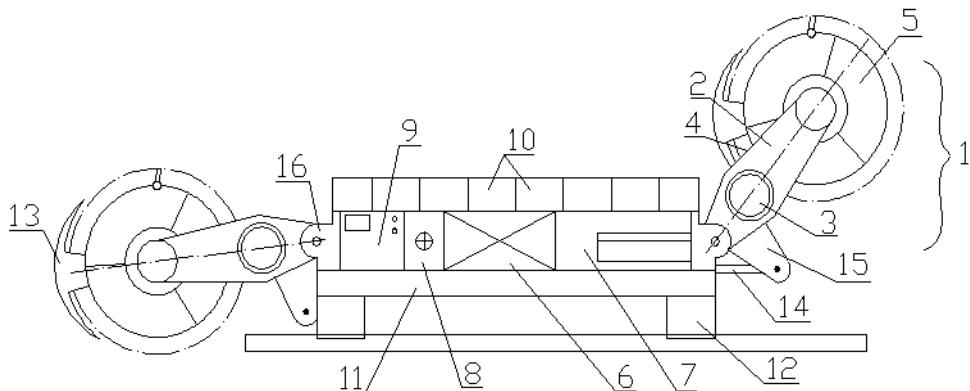
Kombajny ścianowe węglowe przeznaczone są do dwukierunkowego urabiania i ładowania urobku w postaci węgla, w ścianowym systemie eksploatacji pokładów o wysokości 1,1 m do 6 m, oraz nachyleniu do 35° [4, 5, 6, 8].

Kombajny ścianowe przechodziły szereg modyfikacji, zmieniając swoją budowę i częściowo zasadę działania w celu poprawy efektywności procesu urabiania.

Obecnie węglowe kombajny ścianowe przyjęły formę najbardziej dostosowaną do zapotrzebowania rynku wydobywczego. Zmiany wprowadzane w konstrukcji tych maszyn, sprowadzają się do modyfikacji napędów, czy wielkości samej maszyny, zachowując przy tym budowę modułową. Budowa modułowa wynika z samych gabarytów oraz ciężaru maszyny, jak również ułatwienia wymiany zdefektowanej części, poprzez wymianę całego modułu, co skraca czas naprawy oraz upraszcza często skomplikowane wymiany podzespołów.

Obecnie produkowane kombajny ścianowe napędzane są silnikami elektrycznymi. Energię elektryczną doprowadza się z podstacji transformatorowej 6 kV przewodem oponowym do kopalnianego wyłącznika stycznikowego ognioszczelnego ustawionego bezpośrednio przy wejściu do wyrobiska ścianowego, a następnie przewodem oponowym do samego kombajnu.

Poza energią elektryczną, konieczne jest doprowadzenie drugiego medium w postaci wody. Doprowadza się ją zazwyczaj z rurociągu przeciwpożarowego, zasilając tym samym układ wodny kombajnu. Zadaniem tego układu, jest chłodzenie silników elektrycznych, komór przekładni mechanicznych oraz zasilenie systemu zraszania. I tak w ogólnej budowie węglowego kombajnu ścianowego możemy wyróżnić podstawowe elementy przedstawione na rys. 44.1.



Rys. 44.18 Ogólna budowa kombajnu ścianowego węglowego

- 1 - głowica ramieniowo wychylna, 2 - rama wychylne, 3 - silnik elektryczny napędowy,
- 4 - przekładnia walcowo czołowa (wewnętrz ramienia), 5 - organ urabiający,
- 6 - silnik elektryczny mechanizmu posuwu, 7 - ciagnik hydrauliczny, 8 - wstawka,
- 9 - skrzynia aparaturowa, 10 - zespół osłon, 11- sanie kombajnowe, 12 - płyty ślizgowe,
- 13 - ładowarki osłonowe łukowe, 14 - siłownik podnoszenia ramienia, 15 - zaczep siłownika,
- 16 - przegub ramienia

Źródło: [8]

44.2 PARAMETRY TECHNICZNE KOMBAJNU KSW-460/NZ

Kombajn KSW-460/NZ [9] przeznaczony jest do dwukierunkowego urabiania w systemie ścianowym. Przystosowany do pracy w ścianach o nachyleniu podłużnym do 35°, w oprowadzenie od strony ociosu węglowego, wymuszający ruch wzdłuż trasy przenośnika ścianowego. Kombajn pracuje w systemie posuwu bezcięgowym Eicotrack.

Do kombajnu doprowadzone jest zasilanie elektryczne oraz wodne, połączenie przewodów z maszyną zrealizowano za pomocą uchwytu, który umożliwia ograniczony ruch wokół osi sworzni mocujących, co pozwala na elastyczne prowadzenie przewodów w czasie pracy maszyny. Maszyna jest budowy modułowej w której skład wchodzą podstawowe elementy: ramię RW-200N prawe i lewe, zespół napędowy, przekładnia boczna lewa i prawa, skrzynia aparatury elektrycznej, organy urabiające lewy i prawy, instalacja hydrauliczna, instalacja wodna, wyposażenie elektryczne, zespół osłon hydraulicznych.

Zasada działania oparta na posuwie realizowanym poprzez układ hydrauliczny wysokiego ciśnienia, sterowany układem hydraulicznym niskiego ciśnienia. Konstrukcja maszyny pozwala na sterowanie mechaniczne za pomocą pulpitów, oraz radiowo umożliwione poprzez zastosowanie szeregu elektrozaworów sterowanych zarówno impulsem elektrycznym jak i mechanicznie.

Kombajn wyposażony jest w ramię wychylne wraz z napędem organów urabiających z możliwością bezstopniowego regulowania wysokości urabiania, realizowanego przez układ podnoszenia zasilającego silowniki.

Parametry techniczne kombajnu:

- maksymalna moc do zainstalowania kW - 460,
- moc przenoszona na organy urabiające kW - 2x200,

- moc silnika zespołu napędowego kW - 60,
- napięcie zasilania V - 1000,
- średnica organu urabiającego mm - 1600,
- głębokość zabioru mm - 750,
- prędkość obrotowa organu urabiającego obr/min - 43,4,
- zagłębienie w spąg mm - $295^{\pm 20}$,
- siła posuwu kN - 2x200,
- prędkość posuwu dla silnika SOK 160 m/min - 0-6,8,
- minimalna wysokość kombajnu mm - 1250,
- długość kombajnu pomiędzy osiami organów mm - 9828,
- maksymalna wysokość urabiania mm - $2670^{\pm 30}$,
- masa kombajnu kg - 29000.

Ramiona wychylne, parametry techniczne:

- zainstalowana moc kW - 200,
- obroty znamionowe silnika obr/min - 1480,
- napięcie zasilania V - 1000,
- prędkość obrotowa wału wyjściowego obr/min - 43,4
- max. ciśnienie wody chłodzącej MPa - 2,5,
- max. ciśnienie wody w systemie zraszania MPa - 6,0,
- masa kg - ≈ 5320 ,
- gabaryty mm - $\approx 3135 \times 1680 \times 855$.

44.3 PODSTAWOWE PARAMETRY WYROBISKA ŚCIANOWEGO

Parametry wyrobiska ścianowego w którym pracował kombajn:

głębokość eksploatacji	ok. 720 m,
grubość pokładu w polu ściany	2,10÷2,80 m, (2,40÷3,20 m z przerostem it),
wysokość ściany	do 2,7 m,
długość ściany	ok. 205 m,
wybieg ściany	ok. 600 m,
średnie nachylenie pokładu	ok. 7^0 na S i SW,
nachylenie podłużne ściany	$(-12^0) \div (+12^0)$,
nachylenie poprzeczne ściany	$0^0 \div 15^0$,
system, odmiana	ścianowy, poprzeczny,
kierowanie stropem	zawał z doszczelnianiem zrobów odpadami elektrownianymi,
kategoria zagrożenia metanowego	III,
kategoria zagrożenia wybuchem pyłu węglowego	B,
stopień zagrożenia tapaniami	III,
stopień zagrożenia wodnego	I.

Parametry wytrzymałościowe węgla, skał stropowych i spągowych:

wytrzymałość na ściskanie	$R_c = 15,1 \div 18,1 \text{ MPa}$
energetyczny wskaźnik naturalnej skłonności węgla do tąpań	$W_{ET} = 2,12 \div 2,58$
wskaźnik zwięzłości	$f = 1,13 \div 1,27$
moduł Younga	$E = 1193 \div 1765 \text{ MPa}$

44.4 ZESTAWIENIE I ANALIZA AWARYJNOŚCI KOMBAJNU KSW-460/NZ

Przeprowadzone badania oraz zestawienie wyników, zrealizowane są w oparciu o podział kombajnu na podstawowe jego zespoły. Pozwoliło to na identyfikację najbardziej awaryjnych elementów [1, 2, 3, 7].

Podział maszyny na poszczególne zespoły:

- głowice urabiające,
- układ hydrauliczny,
- zespół napędowy posuwu,
- elementy systemu prowadzenia kombajnu,
- zespół napędowy pomp,
- układ wodny.

W oparciu o powyższy podział zestawiono dane dotyczące awaryjności poszczególnych zespołów przedstawiono w tabeli 44.1.

Tabela 44.1 Awaryjność poszczególnych zespołów kombajnu KSW-460/NZ

Zespół	Liczba awarii	Czas usunięcia h	Czas zatrzymania ruchu h	% udział w czasie	% udział niedyspozycyjności
Głowice	5	41,5	19,5	25,7	18,8
Układ hydrauliczny	7	59	42	36,5	40,6
Zespół napędowy	3	20	11	12,4	10,6
System prowadzenia kombajnu	1	2	0	1,2	0
Zespół nap. pomp	1	13	13	8	12,6
Układ wodny	10	24	18	14,9	17,4
SUMA	27	161,5	103,5	-	-

Na podstawie danych zestawionych powyżej, dokonano charakterystyki awaryjności poszczególnych zespołów – analiza wpływu awarii na niedyspozycyjność urządzenia.

a) Głowice urabiające

Awarie głowic pomimo przeciętnej liczby uszkodzeń, mają znaczący wpływ na czas ich usuwania (25,7%) i czas postoju w czasie planowanego ruchu (18,8%). W tabeli 44.2 przedstawiono dane obrazujące problem w działaniu tego zespołu.

Jak wynika z przedstawionych danych (tabela 44.2), problemem awarii głowic jest czas ich usuwania ze względu na gabaryty, ciężar i konieczność wymiany dodatkowych elementów. Przykładowo, przy wymianie bezpiecznika nr. 2, konieczna jest wymiana uszczelnień międzymorowych.

Tabela 44.2 Charakterystyka awarii głowic urabiających

Lp.	Nazwa	Objawy	Czas usuwania i zatrzymania ruchu	Przyczyna
1.	Wymiana organu ramienia prawnego	Urwane uchwyty nożowe w sumie 5 szt.	Czas wymiany 8 h, bez zatrzymania ruchu, prace zaplanowane	<i>Uchwyty nożowe zostały urwane wskutek nieprawidłowego użytkowania, brak wymiany noży w odpowiednim czasie.</i>
2.	Wymiana przekładni planetarnej wału głównego	Głośna praca, wolny wybieg organu mniejszy o 35% w stosunku do głowicy Lewej	Czas wymiany 14 h, bez zatrzymania ruchu, prace zaplanowane	<i>Uszkodzenie mogło być powodem zwiększenia oporów związanych z uszkodzeniem organu jak również z winy samych łożysk.</i>
3.	Wymiana bezpiecznika nr. 2 (podcięty wałek)	Brak przeniesienia napędu, ścięty bezpiecznik nr. 2	zatrzymanie ruchu na czas wymiany - 5,5 h	<i>Zabezpieczenie przekładni przed zbyt dużym obciążeniem dynamicznym, najprawdopodobniej uderzenie pracującym organem w stropnice ob. zmech.</i>
4.	Wymiana zespołu zasprzęgólnika	Utrata możliwości zasprzęglenia, zniszczone użebienie tulei	Zatrzymanie ruchu na czas wymiany - 8 h	<i>Nieprawidłowe zaprzegania głowicy, proces wykonywany przy zbyt wysokich obrotach silnika przez dłuższy okres.</i>
5.	Wymiana silnika głowicy prawej	Spalony silnik napędu organu 200 kW	Zatrzymanie ruchu na czas wymiany - 6 h	<i>Wada silnika elektrycznego</i>

Większość zaistniałych defektów była wynikiem złego użytkowania. Można więc uznać, że sama konstrukcja tego zespołu nie jest problemem. Problem w tym przypadku stanowi jakość obsługi maszyny co można oczywiście usprawnić. Faktem niestety jest to, że każda awaria tego zespołu niesie zagrożenie zatrzymania ruchu na stosunkowo długi czas. Pocieszeniem jest fakt, że część niezbędnych remontów można zaplanować na dni wolne lub zmiany nie wydobywcze.

b) Układ hydrauliczny

Z zebranych danych (tabela 44.1) wynika jednoznacznie, że awarie związane z układem hydraulicznym, stanowią największy problem ze względu na czas usuwania awarii, jak i czas zatrzymania ruchu ściany. Trzeba jednak pamiętać, że jest to zespół złożony z trzech układów hydraulicznych. Dlatego analiza przeprowadzona zostanie po rozbiciu zespół na osobne układy. Na podstawie danych przedstawionych w tabeli 3. można zidentyfikować najsłabsze punkty tego systemu, pozwala to również na zestawienie i porównanie trzech układów ze sobą. Dokonano podziału układu hydraulicznego według kryterium funkcji:

- układ wysokiego ciśnienia posuwu,
- układ wysokiego ciśnienia podnoszenia i osłon hydraulicznych,
- układ niskiego ciśnienia sterowania.

Awarie układu hydraulicznego w praktyce zawsze skutkują zatrzymaniem ruchu, a wyjątki od tej reguły są incydentalne, co pokazuje charakterystyka przedstawiona w tabeli 44.3. Krótkotrwałe zatrzymania związane z zablokowaniem się elektrozaworów czy czujników związane są z czystością cieczy roboczej, co w warunkach dołowych stanowi pewien problem.

Tabela 44.3 Charakterystyka awarii układu Hydraulicznego KSW-460/NZ

Lp.	Nazwa	Objawy	Czas usuwania i wstrzymania ruchu	Przyczyna
1.	Wymiana elektrozaworu R_c^* i czujnika ciśnienia	Brak posuwu kombajnu	Łączny czas zatrzymania ruchu – 4 h	<i>Wydłużony czas usunięcia awarii spowodowany trudnością diagnozy. Obydwa elementy zawiesiły się w skrajnych położeniach.</i>
2.	Wymiana elektrozaworu R_c^*	Brak posuwu kombajnu	Czas zatrzymania ruchu – 0,5 h	<i>Brak posuwu spowodowany nieprzesterowaniem się elektrozaworu, brak możliwości przesterowania ręcznego.</i>
3.	Wymiana czujnika hamulca	Brak posuwu, zablokowane hamulce	Zatrzymanie ruchu – 1 h, wymiana czujnika 4 h	<i>Zablokowany czujnik w skrajnym położeniu co uniemożliwiło przesterowanie elektrozaworu R_c i możliwości jazdy. Maszyna w trybie awaryjnym dokończyła wydobycie.</i>
4.	Wymiana pompki podnoszenia.	Brak podnoszenia głowic.	Zatrzymanie ruchu – 4,5 h	<i>Długi czas wymiany spowodowany koniecznością zabezpieczenia stropu i ocosu. Wada pompy zębatej zablokowana.</i>
5.	Wymiana agregatu**	Zanikanie niskiego ciśnienia w efekcie brak funkcji posuwu.	Zatrzymanie ruchu – 26 h	<i>Głównym problemem było zanikanie i pojawianie się niskiego ciśnienia. Diagnozowanie wszystkich elementów układu. W rezultacie awarii uległa pompa główna która straciła możliwość tłoczenia przy rozgrzonym oleju. W tym przypadku niskie ciśnienie zostało zużyte w całości na funkcje doładowania układu. wysokiego ciśnienia.</i>
6.	Wymiana agregatu	Brak zera pompy , brak możliwości włączenia kombajnu.	Wymiana – 13 h, bez zatrzymania ruchu	<i>Awarii uległa sprężyna w regulatorze pompy, pęknięta część zablokowała możliwość zerowania kąta wychyłu bloku pompy. Kombajn dokończył zmianę w trybie awaryjnym.</i>
7.	Wymiana zaworu przelewowego.	Brak niskiego ciśnienia ,czyli wszystkich funkcji ruchowych	Zatrzymanie ruchu – 6 h	<i>Awaria zaworu przelewowego który zablokował się w położeniu przelewu, w efekcie pompa doładowania tłoczyła olej do zbiornika zamiast do układu.</i>

Długi czas usuwania awarii, a co za tym idzie wyłączenie wyrobiska z eksploatacji, wynika z kilku powodów. Jednym z ważniejszych, jest usytuowanie elementów układu. Wiele z nich znajduje się albo w miejscach trudnodostępnych (co często wiąże się z koniecznością demontażu innych elementów), albo w miejscach, do których dojście wymaga zabezpieczania stropu i ociosu. Zwracając uwagę na fakt że, awaria tego układu zazwyczaj pozbawia maszynę funkcji ruchowych, pojawia się problem związany z zabezpieczeniem miejsca pracy przy użyciu maszyny.

Kolejnym czynnikiem, który znacznie wydłuża czas postoju jest sam układ hydrauliczny, a głównie układ sterowania. Omawiana maszyna ma dość mocno skomplikowany układ sterowania, który w wielu elementach przeplata się z elektryką czy elektroniką. Jest wiele zależności, które muszą być spełnione między nimi, aby praca kombajnu przebiegała w sposób prawidłowy. Tak więc pojawia się problem w diagnozowaniu usterki i lokalizacji uszkodzonego elementu. Opisana awaria wymiany agregatu trwająca 26 godzin jest tego przykładem. W tym przypadku największy problem tkwił w tym, iż układ działał i po chwili przestawał działać. Objawiało się to spadkiem wartości ciśnienia doładowania poniżej dopuszczalnej wartości. Znalezienie miejsca zanikania ciśnienia było najtrudniejszym zadaniem w całej awarii.

Standardowe podejście i wymiany zaworów bezpieczeństwa przelewowych, a nawet pompki doładowania, nie przynosiły skutku. Dopiero wydostanie i połączenie układu na „zewnętrz”, podpinanie na kolejnych jego elementach manometru włączając jednocześnie kolejne funkcje ruchowe, pozwoliło na zlokalizowanie miejsca straty ciśnienia. Przy kontroli hamulców – gdy pompa główna dawała maksymalne ciśnienie – okazało się, że cała strata ciśnienia spowodowana była ciągłym doładowywaniem układu wysokiego ciśnienia, gdyż pompa główna przy wyższej temperaturze cieczy nie wytwarzała potrzebnego ciśnienia. Opisany przykład pokazuje, jak trudne może być zdiagnozowanie awarii w tym układzie.

Firma produkująca ten typ kombajnu zmodyfikowała jakiś czas temu układ podnoszenia w jednym ze swoich modeli. Otóż wyeliminowane zostało sterowanie układem wysokiego poprzez niskie ciśnienie i zastąpiono je elektrozaworami sterowanymi impulsem elektrycznym. Dopiero po przesterowaniu otwierał się zawór hydrauliczny otwierając dopływ ciśnienia wysokiego. Być może jest to rozwiązańe, które mogłoby poprawić działanie układów zbudowanych w taki sposób jak w kombajnie KSW-460/NZ.

c) Pozostałe zespoły

W pozostałych zespołach tak szczegółowa analiza nie jest już konieczna ze względu na małą częstotliwość występowania defektów, ich skutki i przyczyny.

W zespole napędowym najpoważniejsza w skutkach była konieczność wymiany przekładni planetarnej ze względu na jej zablokowanie. Powodem było uszkodzenie łożyska jednej z satelit. Można również przypuszczać, że może to być zarówno wada materiału jak również niewłaściwy dobór maszyny pod względem jej wytrzymałości i obciążień występujących w czasie jej pracy. Kolejne dwie awarie to rozszczelnienie silnika hydraulicznego oraz hamulca. Są to elementy które można w układzie pominąć

celem dokończenia zaplanowanych robót, oczywiście w trybie pracy awaryjnej. Przyczyny tego typu zjawisk można szukać w samej konstrukcji tych elementów ale również w jakości i czystości cieczy roboczej.

W zespole napędu pomp odnotowano jedną awarię, skutkiem której był 13 godzinny postój. Przyczyną awarii było uszkodzenie elementów przekładni pomp zębatach spowodowane przedostaniem się do komory przekładni, a dokładniej pomiędzy zęby kół przekładni metalowej części, która nie była częścią zespołu. Uszkodzenie elementów spowodowało zablokowanie przekładni i wyłączenie elektrycznego silnika napędowego z przeciążenia. Cały układ hydrauliczny został unieruchomiony.

Awarie dotyczące systemu prowadzenia kombajnu, to głównie wymiana elementów ślizgowych. Stopień wytarcia tych części jest kontrolowany przy przeglądach tygodniowych co pozwala na zaplanowanie wymiany. Bardzo rzadko występują sytuacje, w których konieczne jest zatrzymanie ruchu. Czas zużycia tych elementów zależy od jakości materiału, z których są wykonane, ale również w dużym stopniu od sposobu prowadzenia ściany (kąt nachylenia przenośnika względem spągu).

Układ wodny cechuje się tym, że każde zakłócenie jego zasilania wiąże się z automatycznym wyłączeniem maszyny. Natomiast niedrożność układu chłodzenia skutkuje zadziałaniem zabezpieczeń termicznych silników, spowodowane brakiem chłodzenia. Sytuacje takie powodują postojami rzędu jednej do dwóch godzin. W tym czasie przegrzane elementy odzyskują dopuszczalną temperaturę i dalsza praca jest możliwa. Zdecydowana większość awarii tego układu wynika z czystości wody którą jest zasilane urządzenie. Dokładność filtracji przed wejściem w układ odgrywa bardzo ważną rolę.

Odnutowano w czasie pracy kombajnu 10 awarii tego układu:

- trzykrotnie uszkodzenie przewodu zasilającego w ścianie – postój w sumie 3 h.
- czterokrotnie przerwane zasilanie układu wodnego :
 - trzykrotnie niedrożny filtr wstępnego filtrowania – postój łącznie 1,5 h,
 - raz brak wody w rurociągu ppoż. – postój 4 h (zasilanie przywrócono po około 0,5 h, jednak proces spuszczania wody i czyszczenia wkładów filtrujących spowodował wydłużenie się postoju).
- niedrożny układ chłodzenia prawego ramienia – brak przepływu przez chłodnice ramienia spowodował brak przepływu przez silnik i zadziałanie zabezpieczeń termicznych, czas postoju – 1 h,
- wymiana rury wodnej zasilającej system zraszania organu prawnego – to jedyny przypadek gdzie powodem niesprawności układu było uszkodzenie jego elementu. Tego typu uszkodzenia nie skutkują zatrzymaniem ruchu – czas wymiany przewodu 6 h.

Analizując przyczyny i skutki awarii układu wodnego, widać wyraźnie, że kluczem do poprawy sprawności jest poprawa jakości dostarczanej wody do kombajnu. Osiągnąć można to wykorzystując różne rozwiązania filtrowania przed zasileniem układu roboczego.

44.5 WPŁYW AWARYJNOŚCI NA CZAS DYSPOZYCYJNY KOMBAJNU KSW-460/NZ

W tabeli 44.4 przedstawiono zestawienie awaryjności kombajnu KSW-460/NZ.

Tabela 44.4 Zestawienie awaryjności kombajnu KSW-460/NZ

Lp.	Parametr	KSW-460/NZ
1.	Okres pracy w ścianie	6-miesiący
2.	Liczba awarii	27
3.	Postój w czasie dyspozycyjnym	103,5 h
4.	Czas usuwania awarii	161,5 h
5.	Największy udział wstrzymania ruchu	Układ hydrauliczny
6.	Największy udział czasu usuwania awarii	Układ hydrauliczny

Głównym problemem kombajnu KSW-460/NZ jest poziom skomplikowania układu sterowania i wielu zależności pomiędzy układami niskiego i wysokiego ciśnienia, jak również elementami wyposażenia elektrycznego. Dodatkowy problem jest związany z diagnozą defektu, co w przypadku kombajnu KSW-460/NZ jest niejednokrotnie bardzo czasochłonny.

W tej konstrukcji, problem uszkodzeń głowic urabiających wiąże się z długimi i skomplikowanymi naprawami. Jednak cechuje je to, że nie mają w większości przypadków wpływu na zakłócenie harmonogramu wydobycia. Wymagają jednak dużych nakładów pracy i zaangażowania większej liczby pracowników, co wpływa jednak na zwiększenie kosztów.

44.6 PODSUMOWANIE I WNIOSKI

W wyniku przeprowadzonej analizy charakterystyka uszkodzeń kombajnu ścianowego KSW-460/NZ pozwala stwierdzić, że w celu uzyskania zmniejszenia czasu niedyspozycyjności należało by:

- Zastąpić napęd hydrauliczny napędem elektrycznym. Pozwoli to wyeliminować najbardziej awaryjny obwód pod względem generowania strat ekonomicznych. Zmiana pozwoli również ograniczyć zużycie oleju, osiągając przy tym lepsze parametry związane z posuwem, jego siłą i prędkością.
- Wyeliminować hydrauliczny układ sterowania na rzecz układów elektrycznych, poprawi to poziom diagnostyki poprzez ułatwienie i przyspieszenie tego procesu.
- Zadbać o prawidłowy proces użytkowania kombajnu, który pozwoli wyeliminować straty spowodowane uszkodzeniami z winy użytkownika, co niejednokrotnie miało miejsce w czasie prowadzonych badań.

LITERATURA

1. W. Biały, *Zasoby węgla kamiennego. Urabialność pokładów węglowych*. Wydawnictwo PA NOVA SA. Gliwice 2014. ISBN 978-83-937845-5-4. s. 150
2. W. Biały *Determination of workloads in cutting head of longwall tumble heading machine*. Management Systems in Production Engineering 1(21)/2016. ISSN 2299-0461. s. 45-54. DOI: 10.12914/MSPE-08-01-2016

3. W. Biały *Coal cutting force measurment systems – (CCFM)*. 14th SGEM GeoConference on Science and Technologies In Geology, Exploration and Mining, SGEM2014 Conference Proceedings, June 17-26, 2014, Vol. III, BUŁGARIA ISBN 978-619-7105-09-4/ISSN 1314-2704. s. 91-98.
4. T. Opolski, Z. Korecki, *Ścianowe kombajny węglowe budowa działanie i zastosowanie*, Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1977r.
5. T. Opolski, J. Antoniak, *Maszyny górnicze część II*, Śląsk, Katowice 1983r.
6. W. Sikora, M. Dolipski, P. Cheluszka, T. Giza, R. Mann, J. Osadnik, E. Remiorz, P. Sobota, *Obciążenia dynamiczne w układach ciągnienia wysoko wydajnych kombajnów ścianowych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2005r.
7. B. Skotnicka-Zasadzien, W. Biały, *An analysis of possibilities to use a Pareto chart for evaluating mining machines' failure frequency*. Maintenance and Reliability 3/2011. ISSN 1507-2711.
8. W. Warachim, J. Maciejczyk, *Ścianowe kombajny węglowe*, ŚWT, Katowice 1992 r.
9. Dokumentacja techniczno-ruchowa kombajnu KSW-460

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr inż. Marek Profaska
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Polska
e-mail: marek.profaska@polsl.pl

inż. Marcin Bielak
KW SA. Oddział KWK „Pokój”
ul. Niedurnego 13, 41-710 Ruda Śląska, Polska
e-mail: bielakmarcin22@gmail.com

ANALIZA PRZYCZYN RODZAJU AWARII ŚCIANOWEGO KOMBAJNU WĘGLOWEGO KSW-460/NZ W ASPEKCIE WPŁYWU NA CZAS DYSPOZYCYJNY

Streszczenie: W publikacji przedstawiono rodzaje uszkodzeń ścianowego kombajnu węglowych KSW-460/NZ. Podjęto problematykę związaną z awariami układu mechanicznego oraz hydraulicznego w aspekcie wpływu na czas dyspozycyjny. Najciekawsze z nich zostały przeanalizowane szczegółowo. Analizie poddano również sposoby diagnozowania, usuwania oraz przyczyny powstawania awarii.

Słowa kluczowe: kombajn ścianowy, identyfikacja uszkodzeń, czas dyspozycyjny

INFLUENCE OF CAUSES OF VARIOUS TYPES LONGWALL COAL SHEARER KSW-460/NZ FAILURES ON MACHINE AVAILABLE TIME

Abstract: The following paper presents wide range of different failures of the coal shearer KSW-460NZ. The article reports issue of mechanical failures and hydraulic system problems and its influence on available time. The most interesting of them were elaborated. What was also analyzed were methods of diagnosing and troubleshooting and the causes of failures.

Key words: longwall coal shearers, failures detection, available time

45

PERSPEKTYWY RYBNICKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO

45.1 WSTĘP

Obecny światowy kryzys górnictwa węgla kamiennego skłania do zadania pytania o dalsze perspektywy istnienia kopalń na terenie Ziemi Rybnickiej. W Rybniku prawie co drugi mieszkaniec miasta (uwzględniając rodziny pracujących) utrzymuje się z pracy świadczonej bezpośrednio na kopalniach węgla, względnie w firmach produkujących urządzenia lub świadczących usługi dla przemysłu górniczego. Historia miasta od początku XX wieku ściśle jest związana z górnictwem. Czy w takim razie obecnie musimy intensywnie myśleć o szukaniu innego zajęcia dla mieszkańców naszego miasta? Czy górnictwo trwale będzie zmniejszało swoje wydobycie? Czy zapotrzebowanie na węgiel z każdym rokiem będzie mniejsze? Czy w Polsce pozyskiwanie energii w wyniku spalania węgla można łatwo zastąpić innym źródłem – atrakcyjnym pod względem kosztów wytwarzania? Referat ten jest próbą szukania odpowiedzi na te pytania.

45.2 KRAJOWE ZAPOTRZEBOWANIE NA ENERGIĘ UZYSKIWANĄ W WYNIKU SPALANIA WĘGLA

W 2015 roku polskie górnictwo wydobyło 72,2 *mln* ton węgla kamiennego, w tym 59,2 *mln* ton węgla energetycznego oraz 13 *mln* ton węgla koksowego. W stosunku do 2014 roku zanotowano spadek wydobycia o około 300 tys. ton. Jednak w 2015 roku sprzedano w sumie 73,6 *mln* ton węgla (zmniejszono stan zwałów o 1,4 *mln* ton) z czego w kraju sprzedano łącznie 64,6 *mln* ton węgla, a na eksport przeznaczono 9 *mln* ton. Polska ponownie stała się eksporterem węgla netto, gdyż import węgla wyniósł około 7,5 *mln* ton. Mimo znacznego obniżenia poziomu zwałów na kopalniach pozostało nie wywiezione, około 5,8 *mln* ton węgla. Jest to znacznie mniej niż w 2014 roku (na koniec roku na zwałach zalegało 8,2 *mln* ton), jednak jest to nadal ilość bardzo duża. Sprzedaż węgla do elektrowni węglowych utrzymuje się od kilku lat na stałym poziomie – w 2015 roku 36,6 *mln* ton. Można uznać, że co druga terawatogodzina energii jest w Polsce (około 80 *TWh*) jest wyprodukowana z węgla kamiennego.

Produkcja węgla energetycznego w 2015 roku w Polsce wynosiła 59,2 *mln* ton, dodatkowo na rynek polski zakupiono z importu 7,4 *mln* ton. Analizując zaopatrzenie

elektrowni węglowych w Polsce zapotrzebowanie w ubiegłym roku było na poziomie 36,6 mln ton, a więc nieco ponad 60% produkcji spaliły polskie elektrownie. Do tego trzeba oczywiście doliczyć węgiel, który został spalony do celów ogrzewania. 4,3 mln ton spalone w ciepłowniach, 0,4 mln ton zakupili inni odbiorcy przemysłowi, a pozostała odbiorcy krajowi, w tym odbiorcy indywidualni – 12,5 mln ton. Ogółem zapotrzebowanie na węgiel energetyczny w Polsce jest obecnie na poziomie około 60 mln ton. Niestety, ciepłe i nie wymagającego intensywnego ogrzewania zimy powodują coraz mniejsze zapotrzebowanie. Przewiduje się, że w 2020 roku zapotrzebowanie na węgiel energetyczny będzie na poziomie tylko około 43 mln ton. Trzeba popatrzeć na ten problem z perspektywy rynku węglowego i dostępu do tego rynku węglowego. Rynek którego zapotrzebowanie w długofałszywej przyszłości wynosi około 40-50 mln ton jest bardzo dobrym miejscem do robienia interesów nie tylko dla naszych kopalń, ale także dla wszystkich kopalń na świecie, a o możliwości zakupu węgla decyduje cena. Wyliczenie możliwości zakupu węgla do rybnickiej elektrowni EDF – jedna tona węgla z Amsterdamu kosztuje np. Elektrownię Rybnik 50 \$ za węgiel plus około 25 \$ za transport, łącznie około 75 \$. Przy kursie 3,9 zł mamy obecnie w sumie 292 zł/t. Widać stąd, że cena węgla w rybnickich kopalniach, aby mogła być konkurencyjna dla importu nie może przekraczać 250 zł/t. Dodatkowo problem polskiej energetyki polega na jej dostosowaniu do spalania niskiej jakości węgla, co jest uzasadnione, gdyż lepiej niską jakość węgla spalić na miejscu, a wyższej jakości węgiel transportować do elektrowni dalej oddalonych. Spalając wyższą jakość węgla można uzyskać większą ilość energii, tak więc transportując mniejszą masę węgla można uzyskać lepszą sprawność. Jednak polskie elektrownie od dawna nastawione były na paliwo węglowe niskiej jakości. W Rybniku budując elektrownię w latach 60 i 70 tych zrezygnowano z budowy zakładów przeróbczych na kopalniach „Chwałowice” i „Jankowice”. Po co wzbogacać węgiel, wkładać do urobku wydobytego z podziemi kopalń dodatkowy koszt płukania, flotacji itd., gdy można go spalić w pobliskiej elektrowni, a zwiększoną ilość odpadów z tej elektrowni (pyłów) zagospodarować pod ziemią w kopalni. Jednak w ciągu ponad 50 lat istnienia energetycznych elektrowni przy nadprodukcji węgla kupowali wzbogacony węgiel (z mniejszą ilością popiołów), a kopalnie budowały coraz lepsze zakłady przeróbcze. Takim właśnie sposobem węgiel z rybnickich kopalń znajduje coraz mniejsze zastosowanie w rybnickiej elektrowni, a jego wysoka jakość coraz bardziej znajduje nabywców za cenę pokrywającą koszty wydobycia i wzbogacania. W 2015 roku koszt produkcji węgla w Kompanii Węglowej wynosił około 260 zł/t i gdyby doliczyć koszt transportu węgla do elektrowni od 50 do 100 zł/t (w zależności od odległości), to elektrowni Rybnik bardziej opłaca się kupować w ARA węgiel australijski lub amerykański. Taka jest obecnie sytuacja i słusznie Zarząd Kompanii Węglowej S.A. szuka możliwości obniżenia kosztów produkcji do wartości poniżej 220 zł/t. Cena około 50 \$/tonę w portach ARA utrzymuje się od pewnego czasu, a eksperci przewidują jej obniżenie nawet do 45 \$/tonę. Widać wyraźnie, że w takiej sytuacji polskie górnictwo przestaje być opłacalne. W 2015 roku Kompania Węglowa uzyskała przychody 5,13 mld zł, jednak koszty w znacznym stopniu przekraczały przychody i wynik operacyjny

wyniósł – 0,6 mld zł, a wynik netto to strata – 0,83 mld zł. Praktycznie wszystkie kopalnie przynosiły straty, jednak w rankingu kosztów pozytywnie wyróżniały się rybnickie kopalnie Marcel, która przynosiła zysk +77,58 zł/t i Chwałowice +8,66 zł/t. Kopalnia „Rydułtowy-Anna” przynosiła straty na każdej tonie węgla – 41,28 zł/t, a kopalnia „Jankowice” – 45,81 zł/t. Charakterystyczne jest jednak, że węgiel z kopalń rybnickich, a szczególnie z kopalni „Rydułtowy-Anna” i „Marcel” dobrze się sprzedaje i kopalnie te praktycznie nie mają zwałów nie sprzedanego węgla. Tak więc w dobie jednego z największych w historii kryzysów na rynku węgla rybnickie kopalnie jakoś nadal utrzymują się na granicy opłacalności, a dyrekcje tych kopalń nadal wiele robią dla dalszego ograniczenia kosztów produkcji. W ciągu roku koszt produkcji został obniżony o 8,3% to jest ponad 20 zł/t, co przy wysokich kosztach stałych w kopalniach węgla kamiennego jest znakomitym wynikiem. Średni koszt produkcji w Kompanii Węglowej w 2015 roku wyniósł 258 zł/t. Tu jednak wymagane są pewne wyjaśnienia. Koszt produkcji w kopalni węgla kamiennego charakteryzuje się dość dużą częścią kosztów stałych to jest koszty energii, wentylacji, utrzymania urządzeń podstawowych (szaby, pompy sprężarki). Tych kosztów nie można znacznie ograniczyć bo są one podstawą bezpiecznego istnienia kopalni. Niestety, w naszym górnictwie do kosztów stałych należy zaliczyć również koszty wynagrodzeń pracowniczych. Koszty te w niewielkim stopniu są uzależnione od wielkości wydobycia, gdyż składnikiem wynagrodzeń w znacznej większości są takie czynniki jak wysługa lat, nagrody jubileuszowe, nagrody roczne, dodatki funkcyjne, dodatki socjalne, itp. a w bardzo małym stopniu rzeczywiście wykonana praca. Zmiana umowy zbiorowej regulującej płace jest uzależniona od zgody związków zawodowych, a te zdecydowanie odmawiają, nawet dyskusji na ten temat. Wydajność przeciętnej kopalni w Kompanii Węglowej osiąga wielkość 700-800 ton/pracownika, co jest nieporównywalne z wysokowydajnymi kopalniami jak „Bogdanka” czy kopalniami prywatnymi „Silesia-Czechowice”, gdzie wydajność wynosi powyżej 1200 ton/pracownika.

Jak wynika z powyższych analiz, rybnickie kopalnie węglowe znajdują się na granicy opłacalności i nadal należy prowadzić wiele działań restrukturyzacyjnych poprawiających wyniki kosztowe, bo w zakresie możliwych cen sprzedaży rzecznawcy analizujący możliwości rynku przewidują utrzymywanie się niskich cen węgla 45-50 \$/tonę w ARA.

45.3 MOŻLIWOŚCI DALSZEJ RESTRUKTURYZACJI RYBNICKICH KOPALŃ

W ostatnim czasie został upublicznyony audyt Kompanii Węglowej wykonany społecznym kosztem przez zespół ekspertów pod przewodnictwem senatora Adama Gaweły. Audyt jest dostępny w prasie przez to nie będzie omawiany, jednak ważne jest zwrócenie uwagę na pewne aspekty restrukturyzacji prowadzonej od wielu lat w kopalniach Kompanii Węglowej, które zostały źle przeprowadzone, gdyż wstrzymano działania organizacyjne, które bez wątpienia przyniosłyby pozytywne efekty. W podręcznikach restrukturyzacji zwraca się uwagę na jeden ważny fakt. Najtrudniej jest przeprowadzić restrukturyzację stanowiska tego, które zajmuje osoba

przeprowadzającą restrukturyzację. Można zatem likwidować kopalnie, ale nie tą na której ja pracuję. Można łączyć kopalnie w jeden większy organizm, ale pod warunkiem, że liczba osób funkcyjnych nie zostanie zmniejszona, a jeżeli już zlikwidować jakieś stanowiska to przecież nie moje. Na te podręcznikowe przykłady prowadzenia złej restrukturyzacji, których przykłady można wskazać na każdej kopalni, nakładają się jeszcze układy polityczne, związkowe, zawodowe itd. Był taki okres w polskim górnictwie, że funkcjonowało siedem spółek górniczych, a wśród nich Rybnicka Spółka Węglowa S.A. W 2002 roku zaproponowano połączenie tych spółek i utworzenie Kompanii Węglowej S.A. Restrukturyzacja ta przyniosła wiele pozytywnych efektów po stronie marketingu i sprzedaży węgla. Poszczególne spółki węglowe przestały między sobą konkurować na krajowym rynku sprzedaży węgla. Można było rozdzielić kopalnie sprzedające do poszczególnych elektrowni i elektrociepłowni, a także na eksport. Jednak w miarę ograniczania zapotrzebowania na węgiel w kraju i w Europie, konkurują między sobą Kompania Węglowa, Katowicki Holding Węglowy, Jastrzębska Spółka Węglowa oraz kopalnie Bogdanka, Silesia-Czechowice itd. Skoro ponad 10 lat temu rozpoczęto proces regulacji rynku węglowego w Polsce, to ten proces należało kontynuować, bo konkurowanie pomiędzy państwowymi podmiotami na rynku krajowym doprowadza do drastycznego obniżenia cen sprzedaży dla wszystkich. Trzeba się zdecydować, albo regulujemy poziom sprzedaży z kopalń węgla kamiennego i w związku z tym wygaszamy, wstrzymujemy produkcję, względnie likwidujemy kopalnie, w których kończy się złoże i koszty produkcji są największe, albo też nie łączymy kopalń w spółki i preferujemy wolny rynek, to wkrótce najsłabsze kopalnie ulegną likwidacji przez upadłość. Niestety w każdej kopalni istnieje zasada, że gdyby zainwestować kilka, lub kilkadziesiąt milionów w urządzenia, bądź wyrobiska w kopalni, to wkrótce kopalnia stanie się tańsza kosztowo, a produkcja w niej będzie opłacalna. Może tak jest, ale w takim przypadku, trzeba poszukać inwestora, najlepiej prywatnego, dysponującego pieniędzmi na inwestycje i ponoszącego ryzyko uzyskania efektów końcowych tych inwestycji. Jeżeli spółka węglowa wydaje na takie inwestycje pieniądze własne, czyli państwowe, kieruje się głównie naciskiem lobby polityków, związkowców, kadry zarządzającej, nie ponosząc żadnych konsekwencji nieudanych inwestycji. Dochodzi tu często do paradoksalnych sytuacji, gdy inwestycje są wykonywane na kopalniach o wysokich kosztach wydobycia, dla podtrzymania ich istnienia, a nie na kopalniach o niskich kosztach wydobycia, dla zapewnienia ich rozwoju. Niestety inwestycje wykonywane są na kopalniach o dużym koszcie pozyskania złoża, a nie na kopalniach tanich, o niskim koszcie, do których należą kopalnie rybnickie, a szczególnie Marcel, Chwałowice i Jankowice. Można odnieść wrażenie, że efekty dobrej działalności naszych kopalń zdają inne kopalnie Kompanii Węglowej, a przez to opóźnione są inwestycje niezbędne do dalszego taniego funkcjonowania tych kopalń. Przez pewien okres w Kompanii Węglowej utworzono cztery centra wydobywcze, które w przyszłości miały doprowadzić do połączenia kopalń w kopalnie zespolone. Rybnickie Centrum Wydobywcze, było najlepsze w Kompanii Węglowej, a w tym czasie inwestowano głównie w kopalnię Knurów-Szczygłowice, którą później sprzedano do Jastrzębskiej

Spółki Węglowej dla ratowania wypłat pracowników Kompanii Węglowej, czyli inwestycje z lat poprzednich „po prostu przejedzono”. W rybnickich kopalniach niezbędne wydają się inwestycje podłączenia części wydobycia kopalni „Chwałowice” pod szyb VII kopalni „Jankowice”, który posiada niewykorzystaną zdolność wydobywczą łącznie z zakładem przeróbczym tej kopalni. Konieczne jest uporządkowanie eksploatacji wzajemnej kopalń Marcel i Jankowice w złożu zalegającym pod Marklowicami i Świerklanami. Najlepszym rozwiązaniem dla rozstrzygnięcia, która z tych kopalń w jakiej części i kiedy ma prowadzić eksploatację byłoby połączenie tych kopalń w jeden organizm opierający się na wydobyciu szybem VII kopalni „Jankowice” i sztolnią wydobywczą kopalni „Marcel”. Kopalnia „Rydułtowy” prowadzi eksploatację na dużych głębokościach i eksploatacja ta jest coraz bardziej uciążliwa dla powierzchni z uwagi na często występujące wstrząsy wysokoenergetyczne. Jednak węgiel wydobywany w tej kopalni jest wysokiej jakości i w całości sprzedawany, w dużej części na eksport drogami kolejowymi do Niemiec, Austrii i Słowacji. Kopalnia jako jedyna w Polsce wdrożyła system stałego prowadzenia wydobycia w soboty, co pozwala znacznie obniżyć koszty jednostkowe wydobycia. Należy nadal możliwie jak najtańszym kosztem wykorzystać złoże tej kopalni. Po wielu starannie przygotowanych działaniach restrukturyzacyjnych można doprowadzić do stworzenia jednej dużej kopalni zespólonej w Rybniku. Za restrukturyzacją techniczną powinna postępować restrukturyzacja organizacji i zarządzania poszczególnych zakładów. Niestety wiąże się to przede wszystkim ze znacznym ograniczeniem zatrudnienia w administracji i służbach ekonomicznych. Odnosząc się do możliwości przeprowadzenia restrukturyzacji tych służb trzeba zgodzić się z związkami zawodowymi, że nie można nagle pozbawić pracy osoby starsze pracujące od wielu lat i zbliżające się do wieku emerytalnego, który w ostatnich latach jest podwyższany. Restrukturyzacji w służbach biurowych nie obejmowała żadna z uchwalonych dotąd ustaw o restrukturyzacji górnictwa. Podnoszono wydajność na dole w ścianach i przodkach, pozwalając górnikom na płatne urlopy górnicze, wcześniejsze emeryturę, czy wręcz jednorazowe odszkodowania za odejście z pracy na kopalni. Pracowników biurowych takie rozwiązania nie obejmowały, ale w związku z tym związki zawodowe nie zgadzały się na jakiekolwiek wypowiedzenia umowy o pracę. Doprowadzono do dziwnej sytuacji, którą przedstawiono w audycie opublikowanym w ostatnim czasie, że na kopalniach brakuje górników, wiele robót górniczych wykonywanych dawniej przez górników zatrudnionych na kopalniach powierza się wykonaniu firmom obcym, zatrudniającym byłych górników kopalni. Jednocześnie kadry biurowe pozostały na kopalni obniżając wydajność. Nie można zwolnić pracowników biurowych, nie można zatrudnić górników, zatem przy wysokich kosztach wynagrodzeń ponosimy dodatkowe koszty zatrudniania firm obcych. Tak źle prowadzoną restrukturyzację można ukryć, gdy kopalnia przynosi zyski, gdy cena sprzedaży węgla jest wysoka, jednak kiedy cena osiąga krytycznie niskie wartości – łatwo wskazać przyczyny wysokich kosztów w kolejnych przeprowadzanych audytach. Są jednak pewne dobre informacje. W Pszowie reaktywuje się kopalnię „Anna”. Przy czym kopalnię wyodrębnia się z Kompanii Węglowej i przenosi do Spółki

Restrukturyzacji Kopalń, aby kopalnię przeznaczyć do likwidacji. Pracowników w niej zatrudnionych można wyposażyć w odprawy umożliwiające złagodzenie skutków utraty miejsca pracy. Za restrukturyzację i likwidację w Spółce Restrukturyzacji Kopalń płaci Państwo i może się posiłkować funduszami europejskimi. Jest to chyba pierwsze rozwiązanie, które wychodzi naprzeciw ogromnemu problemowi restrukturyzacji pracowników biurowych w górnictwie. Nadal trzeba poszukiwać możliwości stworzenia nowych miejsc pracy dla pracowników górnictwa, które płaci ogromne koszty zatrudnienia socjalnego wielu pracowników, co jest ciągle pozostałością czasów socjalizmu, gdy węgiel był najlepszym towarem eksportowym, a przy bardzo niskiej wartości złotówki kopalnie mogły utrzymywać bardzo wysokie zatrudnienie socjalne. Konieczna jest dalsza restrukturyzacja górnictwa. Należałyby dążyć do płatnych urlopów z możliwością odbycia bezpłatnych szkoleń umożliwiających zmianę kwalifikacji. Bardzo dobrym rozwiązaniem powinny być strefy przemysłowe, w których możliwe byłyby ulgi podatkowe dla przedsiębiorców pod warunkiem zatrudniania pracowników kopalń. Jednak warunkiem powinna być produkcja skierowana poza górnictwo. W tym miejscu władze państwowe i samorządowe powinny ściśle współpracować, dla wyznaczenia miejsc w których bezpiecznie mogłyby powstać takie strefy oraz dla ściągnięcia przedsiębiorców zajmujących się produkcją poza górnictwo. Wyznaczenie stref przemysłowych preferujących produkcję skierowaną poza górnictwo węgla kamiennego jest bardzo ważnym zadaniem miedzy innymi dla samorządu Miasta Rybnika. Dobrym rozwiązaniem byłoby włączenie się w działalność Katowickiej Strefy Przemysłowej, która posiada już pewne doświadczenie w przyciąganiu firm produkcyjnych.

45.4 WSPÓŁPRACA KOPALŃ I SAMORZĄDU MIASTA RYBNIKA

Cztery kopalnie – „Chwałowice”, „Jankowice”, „Marcel” i „Rydułtowy-Anna”, wydobywają rocznie ponad 9 mln ton węgla. Bezpośrednio z pod terenów Miasta Rybnika wydobywa się rocznie 2,5-3 mln ton. Południowe dzielnice Miasta – Meksyk, Chwałowice, Radziejów, Niedobczyce i Niewiadom stale odczuwają skutki eksploatacji. Teren osiada, a w dzielnicach Chwałowice, Meksyk, Radziejów mamy do czynienia nawet z V kategorią terenu górniczego. Kategoria ta występuje na sześćście w terenie o stosunkowo niewielkiej zabudowie, a na osiadających terenach tworzą się zalewiska wodne, które są później rekultywowane z użyciem odpadów wydobywczych. Szczególnie tereny w południowej części dzielnicy Chwałowice, regularnie są rekultywowane przez Kopalnię „Chwałowice” z użyciem odpadów wydobywczych. Są to tereny osadników mułowych „Żeberko”, Holona I”, „Holona II”, „Holona III”, „Rejon B” przy ulicy Koźdoniów, „Rejon D” pomiędzy ulicami 1 Maja i Radziejowską, tereny Mośnika i Kielowca pomiędzy ulicami Radziejowską i Składową w pobliżu byłego szybu IV, tereny pomiędzy potokiem chwałowickim i ciekiem chwałowickim w pobliżu cmentarza w Chwałowicach. W przyszłości planuje się również rekultywację zalewiska na potoku radziejowskim przy ulicy Składowej. Kopalnia „Jankowice” buduje wzgórze rekreacyjno widokowe do wysokości 330 m npm. – „Obiekt Północ”, gdzie zasypano

kilka osadników mułowych kopalni „Jankowice”, a w najbliższej przyszłości planuje się zasypanie osadników mułowych 5 i 6. W rejonie ulicy Prostej w Rybniku przeprowadzono rekultywację zdegradowanych terenów wzdłuż potoku Młynówka. Miasto Rybnik w uzgodnieniu z kopalniami, zmienia i dostosowuje do potrzeb kopalń miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego tak, aby umożliwić kopalniom nieskrępowaną eksploatację, a w jej następstwie prowadzenie rekultywacji przy użyciu odpadów wydobywczych. Jednak rekultywacja ta jest prowadzona pod stałym nadzorem służb miejskich, przy czym obowiązuje zasada, że można rozpocząć rekultywację kolejnego zdegradowanego terenu dopiero po zakończeniu rekultywacji biologicznej terenów rekultywowanych wcześniej. Po wielu latach możemy pokazać tereny zielone, do których wprowadziły się zwierzęta leśne – sarny, lisy, zajęce, częściowo zatrawione, częściowo zadrzewione, po których chętnie spacerują i jeżdżą na rowerach, motorach i kładach rybniczanie, gdzie z trudem można zauważać, że prowadzona była na nich rekultywacja z użyciem setek tysięcy ton odpadów wydobywczych. Dobra współpraca pomiędzy kopalniami oraz samorządem zaowocowała wieloma inwestycjami, finansowanymi wspólnie przez Miasto i Kopalnie, które pozwoliły na modernizację wielu obiektów, a jednocześnie umożliwiły kopalniom zwiększenie wydobycia, względnie większe zagospodarowanie odpadów wydobywczych w pewnych rejonach. Na terenie dzielnicy Meksyk przebudowano ulicę Prostą – główny trakt komunikacyjny w południowej części Miasta. Przebudowa ulicy z jednocośnym przesunięciem jej biegu na nowy ślad poprowadzony po terenach I kategorii terenu górniczego, pozwoliła miastu w znacznym stopniu zmodernizować ważny trakt komunikacyjny, a kopalni „Chwałowice” uniknąć konieczności częstego usuwania szkód górniczych na tym odcinku ulicy. Roboty finansowane były w ponad 70% przez kopalnię „Chwałowice”. Dla ułatwienia i skrócenia dojazdu z Centrum Miasta do Dzielnicy Boguszowice i Kopalni „Jankowice” wybudowano drogę przez „Obiekt Północ” – łączącą ulicę Świerklańską z ulicą Małachowskiego. Kopalnia „Jankowice” w ramach budowy „Obiektu Północ” wybudowała drogę technologiczną wzdłuż linii kolejowej Chwałowice-Jankowice, a Miasto drogę tą wyasfaltowało i wyremontowało ulice Świerklańską i dojazd od ulicy Małachowskiego. Nową drogą, o dużych walorach widokowych, znacznie szybciej można dojechać z Centrum Miasta do Dzielnicy Boguszowice. Każdy remont drogi, mostu, rurociągów wodnych, gazowych, linii energetycznych na terenach na których występują szkody górnicze wykonuje się przy współdziałaniu służb miejskich i kopalnianych. W podobny sposób przebiegają remonty obiektów miejskich – szkół, przedszkoli, domów kultury, osiedli mieszkaniowych itd. Przy współudziale Miasta i Kopalni „Rydułtowy-Anna” w Dzielnicy Niewiadom oddano do użytku Obiekt Kulturalno Oświatowy – Muzeum Zabytkowej Kopalni „Ignacy”. Kopalnia przekazała Miastu nieodpłatnie tereny i obiekty zabytkowe. Obiekty nie stanowiące wartości zabytkowej kopalnia wyburzyła, budynek nadszybia szybu „Głowacki”, nadal wykorzystywany jako szyb wdechowy – kopalnia wyremontowała pod nadzorem Wojewódzkiego Konserwatora Zabytków. Miasto przebudowało wieżę wodną na wieżą widokową, przebudowało ruiny kopalnianej stolarni wraz z budynkiem

maszyny wyciągowej szybu Głowacki na muzeum górnicze. W 2015 roku Kompania Węglowa S.A. przekazała Miastu kompleks obiektów szybu Kościuszko – nadszybie i maszynę wyciągową. Obecnie Miasto przygotowuje projekt adaptacji tych obiektów na cele kulturalno oświatowe i będzie występowało o aplikację środków Unii Europejskiej na ten cel. Dużą wartość na zabytkowej kopalni Ignacy mają parowe maszyny wyciągowe szybów Głowacki i Kościuszko. Maszyny te jeszcze kilka lat temu pracowały, przewożąc materiały, urobek i górników w podziemia kopalni, a obecnie można je oglądać jak obiekty muzealne. W ostatnich latach Kopalnia „Rydułtowy” przeprowadziła kompleksową rekultywację byłą hałdy kopalni „Ignacy”.

W 2004 roku Miasto Rybnik podpisało z Kompanią Węglową S.A. porozumienie o powołaniu zespołu koordynacyjnego ds. złagodzenia skutków eksploatacji górniczej. Posiedzenia zespołu odbywają kilka razy w roku, a ustalenia zespołu mają na celu ułatwienie wydobycia pod terenami Miasta z jednoczesnym zabezpieczeniem potrzeb mieszkańców wynikających głównie z konieczności sprawnego usuwania szkód górniczych i rekultywacji terenów. Duże osiągnięcia zespołu (opisane powyżej), pozwalają na stwierdzenie, że możliwe jest współdziałanie samorządu i górnictwa, mimo prowadzenia eksploatacji na zawał, która w znacznym stopniu powoduje degradację terenów na powierzchni. Pod dzielnicami Niedobczyce i Niewiadom kopalnie „Marcel” i „Rydułtowy” prowadzą eksploatację na zawał na głębokości około 1000 m. Eksploatacja ta powoduje szkody górnicze kwalifikujące teren do II kategorii terenu górniczego, a także dość często występujące wstrząsy wysokoenergetyczne. Eksploatacja prowadzona jest pod stałym nadzorem ośrodków naukowo badawczych – Politechniki Śląskiej, Akademii Górnictwo Hutniczej i Głównego Instytutu Górnictwa. Politechnika Śląska opracowała specjalny program eksploatacji pokładu 712/1-2 pod Niedobczycami ścianami z pozostawianiem pól 70 m nie wybranego węgla. W każdej dzielnicy przynajmniej 1 raz w roku odbywają się spotkania mieszkańców, na których kopalnie informują mieszkańców o planowanej eksploatacji i możliwych do przewidzenia jej skutkach. W dzielnicach, gdzie występują wstrząsy wysokoenergetyczne dla każdego obiektu na powierzchni dokonuje się oceny odporności na prognozowane osiadania i wstrząsy. Obiekty zbyt słabe są wzmacniane przed rozpoczęciem eksploatacji, a po jej zakończeniu i uspokojeniu się terenu, kopalnie przystępują do usuwania szkód górniczych.

Miasto Rybnik jest bardzo zainteresowane dalszym funkcjonowaniem górnictwa węglowego zdając sobie sprawę z tego, że jest ono głównym źródłem utrzymania jego mieszkańców. Złoże węgla kamiennego na naszych terenach nadal jest. Kopalnie posiadają koncesję na jego eksploatację. Aktualnie Kopalnia „Chwałowice” stara się o uzyskanie koncesji na wydobycie na lata 2017-2040. Miasto pozytywnie opiniuje programy eksploatacji, wszelkie sprawy wymagające uzgodnień załatwiane są na spotkaniach zespołu koordynacyjnego. Na północ od Rybnika na terenach leśnych planowana jest budowa nowej kopalni „Paruszowiec”. Analizy techniczne i ekonomiczne wskazują, na duże możliwości efektywnego, to jest taniego pozyskania węgla z tego złoża. Ciągle mamy nadzieję, że trudne czasy górnictwa miną, cena zbytu węgla

podniesie się i ponownie nasze kopalnie po restrukturyzacji osiągną zysk i zapewnią miejsca pracy dla mieszkańców Rybnika.

Artykuł powstał w oparciu o materiały własne Urzędu Miasta Rybnik

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Jacek Herok
Urząd Miasta Rybnika
ul. B. Chrobrego 2, 44-200 Rybnik, Polska
e-mail: jhacek@poczta.fm

PERSPEKTYWY RYBNICKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie: Niniejszy artykuł ma na celu przedstawienie sytuacji górnictwa w okręgu rybnickim – obecnych trudności i perspektyw związanych z jego rozwojem. Czytelnikowi prezentowane są dane statystyczne obrazujące relacje pomiędzy krajowym zapotrzebowaniem na energię uzyskiwaną w wyniku spalania węgla, a możliwościami wydobywczymi i sprzedawczymi rybnickich kopalń. Dokonano także krótkiej analizy dotyczącej przyczyn ogólnej małej rentowności śląskich zakładów wydobywczych. Artykuł ma na celu min. zwrócenie uwagi na perspektywy rozwoju górnictwa w Polsce, z wyróżnieniem obszarów działalności gospodarczej kopalń wymagających głębszej i planowanej restrukturyzacji, z uwzględnieniem obecnych standardów ekonomicznych. Publikacja to także próba wskazania na poza wydobywczą działalność kopalń, które często angażują się na rzecz rozwoju przestrzeni lokalnej.

Słowa kluczowe: górnictwo, restrukturyzacja, opłacalność, współpraca kopalń

PROSPECTS RYBNIK COAL MINES

Abstract: This article aims to present the situation in the mining district of Rybnik – the current difficulties and the prospects for its development. The reader is presented statistical data showing the relationship between the national demand for energy generated in the combustion of coal, and the possibilities of mining and sales Rybnik mines. There has also been a brief analysis of the reasons for the overall low profitability of the Silesian mines. Article aims to minimal draw attention to the prospects for the development of mining in Poland, with honors business areas that require deep mines and the planned restructuring, taking into account the current economic standards. The publication also attempt to indicate on the outside of mining activities mines that are often involved in the development of the local.

Key words: mining, restructuring, profitability, cooperation mines

46

SYSTEMY MONITORINGU W KOPALNI PODZIEMNEJ

46.1 WPROWADZENIE

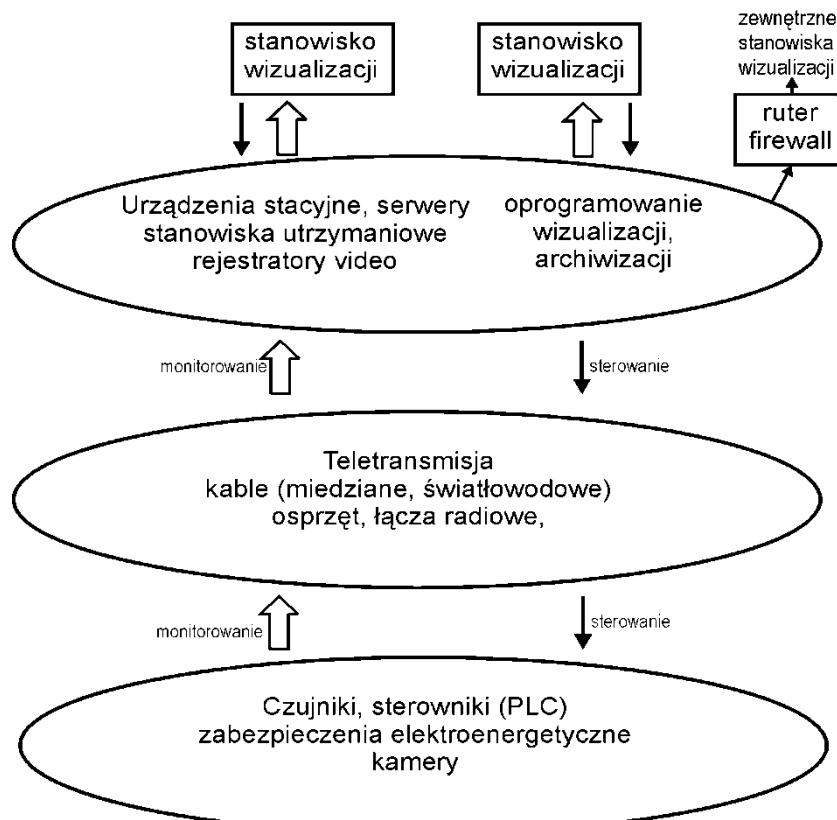
W kopalniach stosuje się różnego rodzaju systemy monitorowania [3, 5, 6, 7]. Obejmują one nie tylko centralny monitoring i wizualizację parametrów technologicznych podziemnego zakładu górnictwa, ale przede wszystkim jej środowiska technicznego i czynników mających znaczny wpływ na bezpieczeństwo załogi dołowej. Podejmowanie prawidłowych decyzji przez dyspozytora związane jest w pierwszej kolejności z analizą dostępnych informacji o bieżącym stanie zakładu górnictwa [2].

Kopalniany system dyspozytorski charakteryzuje się następującymi cechami:

- posiada złożoną strukturę z dużą liczbą elementów – w jego skład wchodzą liczne, autonomiczne podsystemy realizujące różne zadania,
- dyspozytorzy stanowią istotny element tego systemu, ponieważ podejmują kluczowe decyzje w zakresie wydobycia i nadzoru nad bezpieczeństwem załogi dołowej,
- autonomiczne systemy dyspozytorskie przesyłają do dyspozytorni ogromne ilości informacji, przez co rośnie znaczenie i jej rola dla prawidłowej analizy tych informacji, a tym samym dla prawidłowego funkcjonowania zakładu górnictwa,
- duża ilość informacji dostarczanych do dyspozytorni stwarza niebezpieczeństwo pominięcia informacji istotnych dla bezpieczeństwa załogi lub dla prawidłowego przebiegu procesu technologicznego.

W kopalnianym systemie dyspozytorskim wyróżnić można zazwyczaj trzy zasadnicze warstwy, które przedstawiono na rys. 46.1:

- warstwa źródeł danych: sterowniki, stacje lokalne, zabezpieczenia cyfrowe, kamery i inne urządzenia końcowe (czujniki, mierniki, telefony, telefony sygnalizatory, urządzenia sygnalizacyjne i wykonawcze),
- warstwa transmisyjna: sieci teletransmisyjne (miedziane, światłowodowe) wraz z urządzeniami towarzyszącymi, a także urządzenia transmisyjne i przełącznice,
- warstwa urządzeń stacyjnych takie jak: centrale, serwery telekomunikacyjne, stanowiska sterowania i wizualizacji z niezbędnym oprogramowaniem stanowiska utrzymywane, stanowiska wizualizacji, rejestratory wideo itp.



Rys. 46.1 Ogólny schemat blokowy systemów monitorowania w kopalni

46.2 ROZWÓJ SYSTEMÓW WIZUALIZACJI

Ponieważ dyspozytornia należy do obiektów podstawowych zakładu [4], więc od samego początku jej funkcjonowania duże znaczenie przykładało do budowy systemów monitoringu i wizualizacji podstawowych procesów technologicznych zachodzących w kopalni. W dyspozytoriach polskich kopalń są dostępne dwa rodzaje informacji o stanie pracy maszyn, czy urządzeń:

- informacje podstawowe – monitoring dwustanowy (praca/postój), uzyskiwany najczęściej z systemów wielokrotnej transmisji sygnałów (np. FOD-900, UTS, CTT-32),
- informacje zaawansowane (sygnały analogowe) – uzyskiwane ze sterowników maszyn czy urządzeń górniczych, zabezpieczeń cyfrowych w rozdzielnicach, czy też ze specjalnego oczujnikowania maszyn przeznaczonego w szczególności dla potrzeb monitorowania (np. system SMoK¹³ [7, 11]).

W typowej podziemnej kopalni istnieje kilka dyspozytorów:

- podstawowe (wymagane przepisami [4]) zakładowa, metanometryczna,
- ZPMW (Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla),
- nadzoru wybranych wyrobisk (np. upadowej w KWK „Marcel”),
- nadzoru wybranych procesów technologicznych (np. transportu przenośnikowego).

¹³ SMoK - skrót od „system monitorowania kombajnów”, który w początkowym okresie był przeznaczony dla tego rodzaju maszyn górniczych.

Informacje zaawansowane o stanie podstawowych maszyn czy urządzeń są wykorzystywane najczęściej w dyspozytorniach energomechanicznych (zwanych ze względów formalno prawnych stanowiskami obserwacyjnymi).

W dyspozytorniach lat osiemdziesiątych stosowano przede wszystkim statyczne (mozaikowe) tablice synoptyczne [3, 6, 8]. W latach 90. w zakładach górniczych rozpowszechnił się system dyspozytorski ZEFIR, który był pierwszym dyspozytorskim systemem wizualizacji wykorzystującym komputery osobiste klasy IBM PC, pracujące pod kontrolą systemu DOS. System ten był pierwotnie traktowany jak dynamiczna tablica synoptyczna – wykorzystywał monitory komputerowe, na których narysowane były plansze zawierające wizualizowane obiekty. System pobierał dane (najczęściej z systemu dwustanowej transmisji wielokrotnej typu CTT-32) i dokonywał ich wizualizacji. Nie gromadził jednak i nie archiwizował danych pobieranych z systemów bezpieczeństwa – zajmowały się tym osobne systemy.

Rozwój sieci i technologii komputerowych, umożliwił przedstawienie informacji dostępnych do tej pory tylko w dyspozytorze na dowolnym komputerze podłączonym do kopalnianej sieci komputerowej w wielu punktach decyzyjnych np. pomieszczeniach nadztygarów ruchu. System ZEFIR (po wielu modyfikacjach technicznych i programowych) jest eksploatowany do dzisiaj w kopalniach. Należy zauważyć, że system ten wyznaczył wiele nieformalnych standardów w zakresie funkcjonowania komputerowych systemów monitoringu i wizualizacji w kopalniach.

46.3 MONITORING W ZAKŁADZIE GÓRNICZYM

Obecnie dla bieżącego nadzoru maszyn i urządzeń górniczych, a także sieci elektroenergetycznych stosuje się różnego rodzaju systemy monitorowania [3]. Wykorzystują one najczęściej oprogramowanie typu SCADA¹⁴. Podstawowym ich zadaniem to:

- zbieranie i archiwizacja sygnałów z monitorowanych urządzeń, (np. wyników pomiarów),
- wizualizacja stanu monitorowanych urządzeń w punktach nadzoru,
- zdalne sterowanie wybranymi maszynami, procesami technologicznymi a także wyłącznikami w rozdzielnicach,
- alarmowanie o nieprawidłowych ich stanach,
- sporządzanie raportów (np. dla potrzeb nadzoru produkcji).

Należy jednak zwrócić uwagę, że o możliwym zakresie monitorowania dołowych maszyn i urządzeń górniczych decydują przede wszystkim zainstalowane w nich inteligentne urządzenie elektroniczne tzw. IED¹⁵. Obecność urządzeń IED umożliwia uzyskanie między innymi szczegółowych wielkości elektrycznych (prąd, napięcie, moc, energia elektryczna) oraz umożliwia zdalne sterowanie, czy ich monitoring.

¹⁴ SCADA - skrót ang. *supervisory control and data acquisition*.

¹⁵ IED - inteligentne urządzenie elektroniczne; skrót od określenia *intelligent electronic devices*; jest to dowolne urządzenie elektroniczne zawierające co najmniej jeden procesor, mogące odbierać lub wysyłać sygnały z/do zewnętrznych źródeł danych (np. elektronicznych mierników, zabezpieczeń cyfrowych, sterowników).

Pojęcie „monitoring” dotyczy dwóch zagadnień:

- cyklicznej kontroli wybranych parametrów sieci elektroenergetycznej, urządzenia, środowiska czy maszyny górniczej wraz z ich prezentacją;
- na lokalnych wskaźnikach będących z reguły elementem tego urządzenia (mierniki, wyświetlacze, tablice, czy elementy sygnalizacyjne w kabinie sterującej),
- na zdalnych tablicach czy monitorach (stąd pojęcie monitoring) w punktach nadzoru technicznego lub sterowania procesami technologicznymi;
- bieżącego monitorowania, czyli obserwacji z wykorzystaniem kamer i przedstawianie tych obrazów na monitorach w punktach nadzoru; np. w dyspozytoriach, rozdzielnikach elektroenergetycznych, stanowiskach obserwacyjnych itp.

W tabeli 46.1 (w kolejności alfabetycznej) przedstawiono kilka przykładowych dyspozytorskich systemów wizualizacji stosowanych w polskich kopalniach.

Tabela 46.1 Przykładowe systemy nadzoru sterowania i wizualizacji stosowane w polskich kopalniach

Nazwa systemu	Producent	Uwagi
DEMkop	SOMAR Katowice	Kopalniany system wizualizacji dedykowany w szczególności dla dyspozytori energomechanicznych zakładów górniczych jako oprogramowanie narzędziowe; rozwiązania sprzętowe to np. system SMoK [11]
e-kopalnia	FAMUR Katowice	System zdalnego nadzoru maszyn górniczych (zbiór rozwiązań teleinformatycznych, sprzętowych i narzędzi pomiarowych). Elementy systemu [12]: <ul style="list-style-type: none"> • urządzenia sterowania maszyn (np. FAMAC: MRS, OPTI, DMP), przeciwwybuchowy sprzęt informatyczny (np. serwer kopalniany, stacja lokalna LS, komputer MPC I, przełącznik ETHERNET). • systemy diagnostyczne sprzętowe oraz programowe (FAMAC VIBRO, RSPC, GEO), oprogramowania narzędziowe dla urządzeń dołowych oraz monitoringu wizyjnego w dyspozytoriach.
EMAC	ENERGOTEST	System dyspozytorski dla obiektów przemysłowych, dedykowany dla sieci elektroenergetycznych; współpracuje ze sterownikami urządzeń elektroenergetycznych PLC różnych firm (np. MUPASZ, multiMUZ SEPAM), i innymi zabezpieczeniami wyposażonymi w jawną protokół komunikacyjny [13]
EP7-SMP	ELPRO7 Zabrze	System monitorowania pompowni firmy ELPRO [6]
eSPiM CSBiRE	WINUEL Wrocław	Elektroniczny system pomiarowo rozliczeniowy energii elektrycznej oraz Centralny System Bilansowania i Rozliczeń Energii. Są to systemy wizualizacji raportowania, analiz symulacyjnych i planowania oraz zarządzania zużyciem energii elektrycznej; stosowane w KGHM [7]
MonSteer-D	Tranz-Tel Kobiór	System nadzoru dyspozytorskiego; oprogramowanie narzędziowe; rozwiązanie sprzętowe to np. system FOD-900
PARAGON TNT	Nematron USA	Dyspozytorski system kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa; system dyspozytorski stosowany w ZG „Rudna” [7]
SAURON ¹⁶	RNT Cieszyn	System wizualizacji SAURON posiada interfejsy do komunikacji z IED maszyn i urządzeń górniczych oraz dedykowane aplikacje programowe (tzw. moduły) takie jak np: Pompownie, Sieć 6 kV, Odstawa, Ściany, Przodki, Skipy, Załadunek, Klimatyzacja, ZPMW [10]
SD-2000	EMAG Katowice	Dyspozytorski system wizualizacji; oprogramowanie narzędziowe [3]

¹⁶ SAURON - skrótowiec - skrót od pierwszych słów określenia system: „Sterowania, AUTomatyzacji Ruchu Oraz Nadzoru” [14]

Nazwa systemu	Producent	Uwagi
SmartWall	Elgór+ Hansen Chorzów	Zintegrowany system sterowania, wizualizacji i monitoringu maszyn, i urządzeń górniczych. System posiada elementy [14]: <ul style="list-style-type: none"> • sprzętowe (np. ognioszczelny komputer EH-O/06/06, pulpit sterowniczy EH-O/01, separator EH-O/03/), • programowe przeznaczone do wizualizacji i sterowania (np. KESSA-ATON, EH-WallView, EH-MineView)
SP3	HASO Tychy	Skrót od słów: „System prezentacji procesów przemysłowych” Oprogramowanie narzędziowe [6]
SWμP	HASO Tychy	Komputerowy system wspomagania dyspozytora metanometrii; oprogramowanie narzędziowe [3]
SYNDIS (RV)	MIKRO NIKA Poznań	System Nadzoru, Doradztwa i Sterowania instalacjami przemysłowymi o szczególnie ważnym znaczeniu. Dyspozytorski system monitorowania i kontroli pracy systemu elektroenergetycznego kopalni stosowany jest w KGHM
THOR	SEVITEL Katowice	System dyspozytorski: wizualizacji, monitoringu, archiwizacji, raportowania i sterowania. Oprogramowanie narzędziowe [5]
WIZAS	Becker Warkop	System wizualizacji maszyn ścianowych z dedykowanymi sterownikami firmy BECKER
WIZCON Superwizor	Wizcon® Systems SABUR Warszawa	Dyspozytorski systemu kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa z modułem wizualizacji WIZCON; oprogramowanie przemysłowe pozwalające na zarządzanie, monitoring i sterowanie procesami technologicznymi za pomocą przeglądarki internetowej
ZEFIR	PRUNELLA Katowice	Najpowszechniej stosowany w kopalniach dyspozytorski system wizualizacji dedykowany dla dyspozytorów zakładowych, dynamiczna tablica synoptyczna; oprogramowanie narzędziowe [3]

Objęcie monitoringiem iłączenie do systemu dyspozytorskiego kolejnych urządzeń w kopalni (często o mniejszym zużyciu energii elektrycznej), zawsze będzie się wiązało się z dodatkowymi kosztami. W tego rodzaju kosztach należy wyróżnić:

- koszty pozyskania informacji (instalacja nowych czujników i sterowników, modyfikacja wyposażenia i oprogramowania istniejących sterowników) [6],
- koszt transmisji (wykorzystanie wolnych par lub włókien światłowodowych w istniejącej sieci kablowej, wykorzystanie przepustowości w istniejącej sieci teletransmisyjnej, ewentualnie koszt instalacji nowych urządzeń transmisyjnych i linii kablowych),
- koszt wizualizacji i archiwizacji informacji (zakup oprogramowania typu SCADA ewentualnie interfejsów do istniejącego oprogramowania, opracowanie nowych lub modyfikacja istniejących plansz wizualizacji, zakup lub rozbudowa urządzeń stacyjnych),
- koszt eksploatacji (utrzymanie sieci kablowej i urządzeń teletransmisyjnych, przebudowa urządzeń związana z przesuwaniem się frontu eksploatacyjnego likwidacją czy zbrojeniem nowych ścian itp.).

Tak więc wprowadzenie monitoringu nowej maszyny czy procesu technologicznego powinno zawsze zależeć od analizy uwzględniającej zarówno koszty monitoringu jak i jej znaczenie dla całości nadzoru procesu technologicznego, czy diagnostyki urządzenia.

Osobną grupę urządzeń objętych w coraz większym stopniu monitoringiem stanowią systemy związane z bezpieczeństwem zakładów górniczych, w których trudno dopatrywać się związków ekonomicznych, czy nadmiaru informacji w punktach

decyzyjnych. Bez tych urządzeń (przede wszystkim telekomunikacyjnych) nie byłaby możliwa praca zakładu górniczego [2].

Monitoring to jeden z kilkunastu systemów telekomunikacyjnych stosowanych obecnie w kopalniach podziemnych. Obok systemów monitorowania kopalnie eksploatują:

- łączność telefoniczną przewodową, głośnomówiącą, radiową, alarmową,
- systemy telemetrii, telesterowania, transmisji sygnałów dwustanowych,
- systemy geofizyki górniczej (sejsmoakustyka mikrosejsmologia),
- systemy lokalizacji, identyfikacji osób oraz maszyn górniczych w wyrobiskach.

46.4 SYSTEM DYSPOZYTORSKI THOR

Ponieważ w kopalniach eksploatowanych jest obecnie coraz to więcej różnych systemów telekomunikacyjnych oraz stosuje się wiele autonomicznych systemów monitoringu zarówno urządzeń górniczych, procesów technologicznych jak i środowiska, to powstaje pytanie, czy te autonomiczne systemy można zintegrować i wizualizować w jednym nadzorującym systemie dyspozytorskim? Takim systemem może być system dyspozytorski THOR¹⁷ firmy SEVITEL z Katowic.

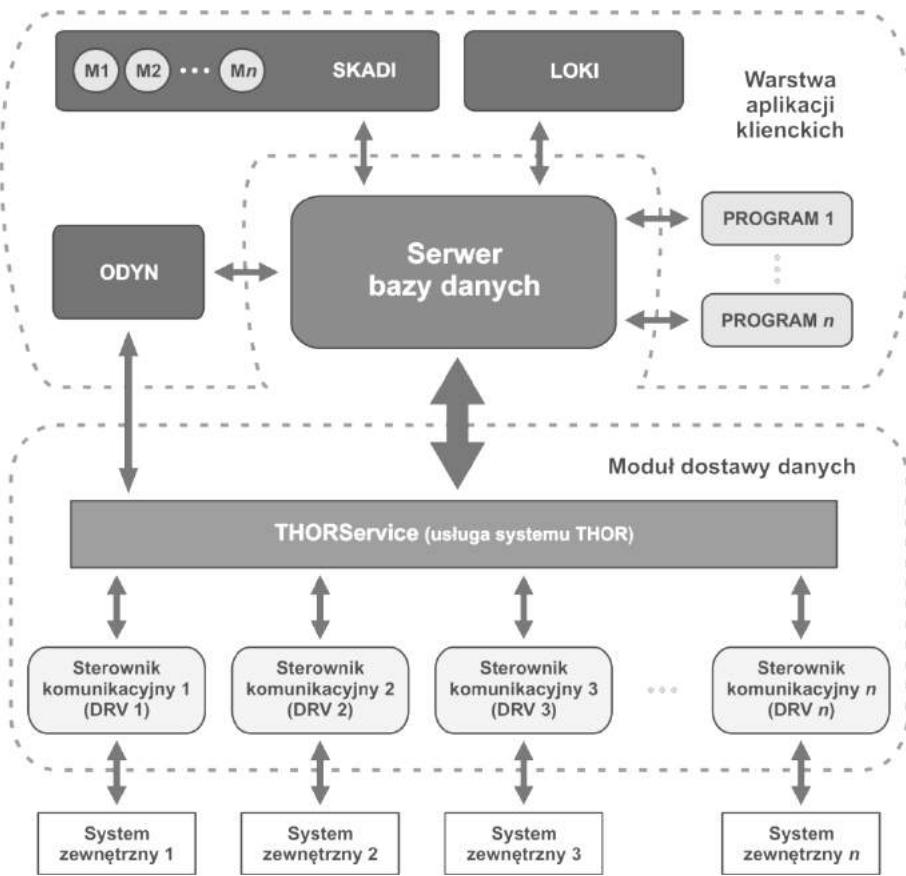
System THOR składa się on z trzech podstawowych części (rys. 46.2) [6]:

- serwera bazy danych, gromadzi, archiwizuje i przetwarza wszystkie dostępne dane,
- modułu dostawy danych, który odpowiada za komunikację z systemami zewnętrznymi i pobieranie oraz przetwarzanie danych,
- warstwy aplikacji klienckich o nazwach: SKADI, LOKI, ODYN.

System ten jest zaawansowanym systemem SCADA/GIS współpracującym z różnymi eksploatowanymi obecnie w zakładach górniczych systemami telekomunikacyjnymi. Współpraca z zewnętrznymi systemami umożliwia pozyskiwanie danych pochodzących z wielu źródeł i o bardzo różnym charakterze. System posiada budowę modułową. Dane gromadzone w systemie THOR są zapisywane w centralnej bazie danych. Z bazy danych korzystają aplikacje wewnętrzne systemu (konieczne do pracy systemu) jak i aplikacje zewnętrzne, z których korzysta użytkownik. System posiada bogate narzędzia wizualizacji: animowane plansze graficzne, wykresy, zestawienia, raporty, system komunikatów itp.

System THOR pełni rolę „nakładki” na pozostałe autonomiczne systemy integrując je w jedną funkcjonalną całość. Zapewnia to jednolitą obsługę, wizualizację, raportowanie i dostęp do danych z każdego eksploatowanego w kopalni „niezależnego” systemu. Należy zwrócić uwagę, że system THOR nie zastępuje systemów autonomicznych, realizujących własne określone zadania, a stanowi ich konsolidator i element jednego wspólnego dostępu. Integracja, przez system THOR, autonomicznych systemów w jedną funkcjonalną całość stanowi jedną z głównych zalet systemu.

¹⁷ THOR, ODYN, LOKI – postacie z mitologii nordyckiej; nazwami „nawiązano” do pierwszego systemu wizualizacji ZEFIR, w którym komputery „określano postaciami” z mitologii greckiej (CYKLOP, HERMES).



Rys. 46.2 Schemat blokowy systemu dyspozytorskiego THOR

Źródło: [6]

System posiada moduły przeznaczone dla administratora, konserwatora konfigurującego system jak i dla użytkownika końcowego (dyspozytora, dozoru, kontrolera itp.). Komunikacja pomiędzy poszczególnymi częściami systemu odbywa się za pomocą sieci komputerowej Ethernet. Struktura systemu THOR opiera się o skonsolidowany serwer bazodanowy (grupę serwerów), który umożliwia archiwizację danych, gwarantując ich spójność oraz zapewnia równoczesny dostęp do danych poprzez aplikacje klienckie. Dane gromadzone w bazie danych są przechowywane w sposób jednolity i niezależny od ich pochodzenia, czy charakteru. W systemie stworzono pojęcie *obiektu podstawowego*, który odpowiada pojedynczej mierzonej wielkości, pojedynczemu urządzeniu, elementowi w świecie rzeczywistym (np.: tlenomierz, styk silnika, licznik skipu, telefon). Każdy element rzeczywisty (z systemu zewnętrznego) jest konwertowany do struktur opisujących obiekt podstawowy i przetwarzany w systemie THOR w sposób jednakowy.

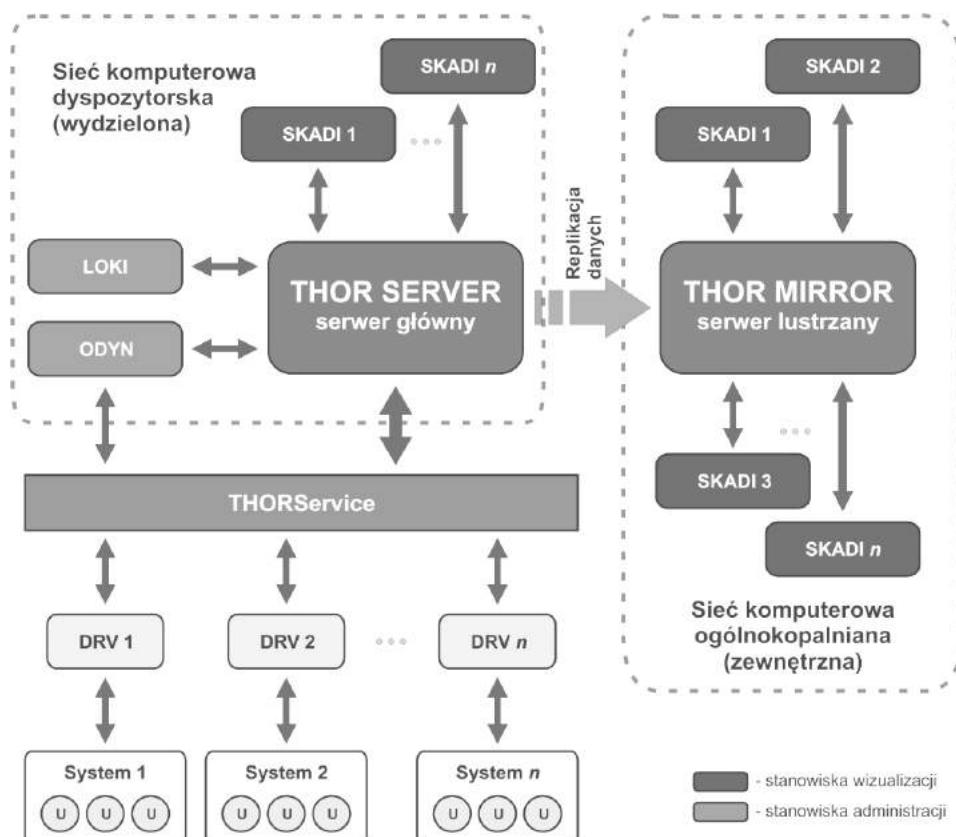
Za pobieranie danych z systemów zewnętrznych odpowiada *moduł dostawy danych* (rys. 46.2). Składa się on ze sterowników komunikacyjnych i usługi systemu THORService zarządzającej sterownikami i ładowającej dane do bazy. Zadaniem sterowników komunikacyjnych (DRV) jest zapewnienie stałej komunikacji, poprzez ustalony kanał transmisyjny i określony protokół, z systemami źródłowymi dostarczającymi dane (U - urządzenia, czujniki pomiarowe) ich cykliczne pobieranie [9].

Wszystkie sterowniki pracują pod kontrolą usługi THORService nadzorującą pracę sterowników i pobieranie danych.

Część aplikacyjna stanowi zestaw narzędzi umożliwiających użytkownikowi konfigurację systemu pod własne wymagania. Do podstawowych aplikacji systemu należą programy:

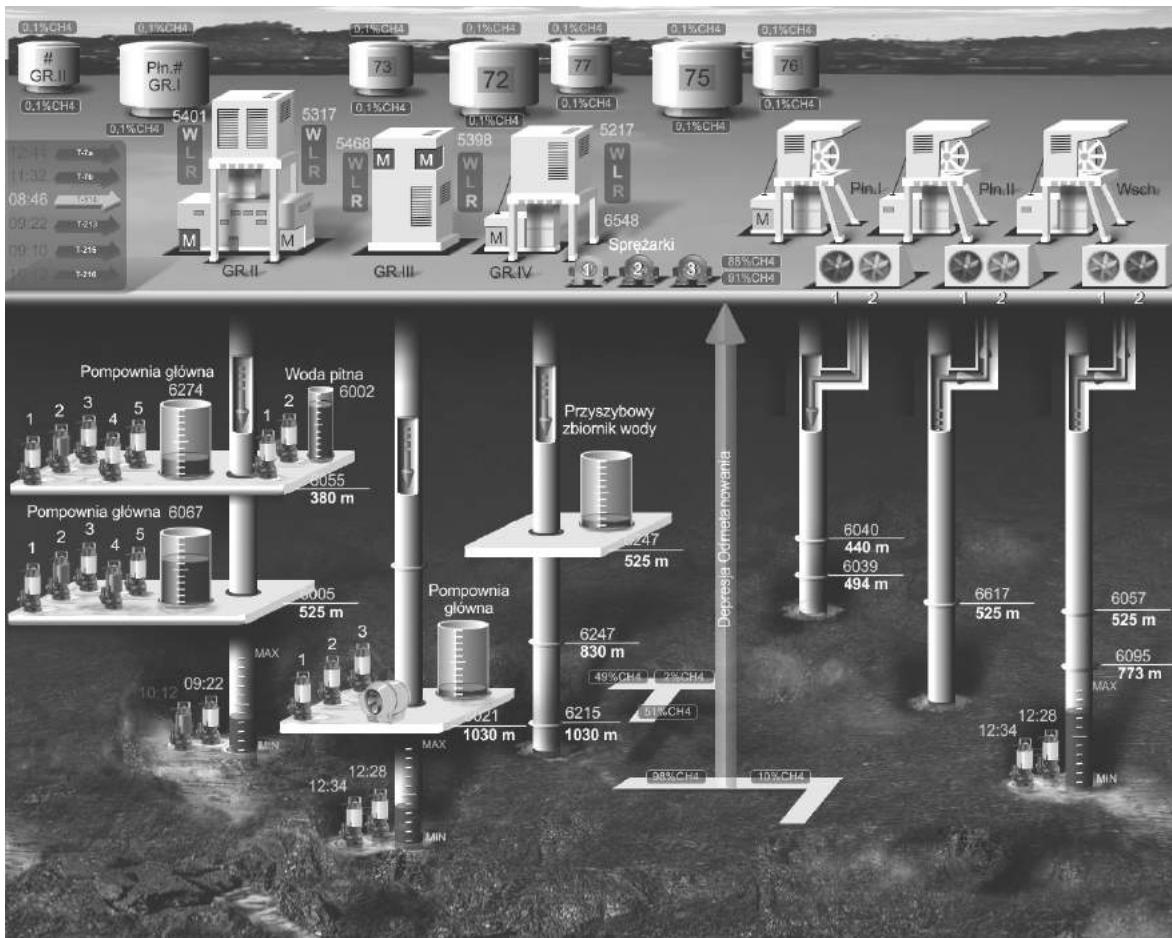
- SKADI – główny program użytkownika zapewniający wizualizację, raportowanie i nadzór nad elementami, których dane są gromadzone w systemie THOR.
- LOKI – narzędzie dla administratorów systemu umożliwiające przygotowanie plansz graficznych.
- ODYN – program dla administratorów systemu umożliwiający konfigurację sterowników, komunikatów alarmowych oraz zarządzanie użytkownikami i uprawnieniami.

Dostęp przez użytkownika do poszczególnych elementów i funkcji systemu jest warunkowany posiadaniem odpowiednich uprawnień. Ze względu na obowiązujące przepisy w aplikacji kopalnianej, dyspozytorskiej zainstalowane są dwa serwery bazodanowe: główny i „lustrzany” (rys. 46.3) [6, 9].



Rys. 46.3 Konfiguracja systemu THOR w kopalni zbudowana w oparciu o serwer główny i lustrzany
Źródło: [9]

System THOR dostarcza rozbudowane narzędzia do prezentacji danych. Do najważniejszych środków prezentacji danych należy wizualizacja na planszach zawierających symbole reprezentujące rzeczywiste lub wirtualne obiekty (rys. 46.4).



Rys. 46.4 Przykładowa plansza wizualizacji w programie SKADI systemu THOR

Źródło: [1]

Prezentacja danych (archiwalnych, bieżących) jest możliwa na kilka sposobów. Do najpowszechniej stosowanych metod należy prezentacja danych za pomocą wykresów, które w sposób bardzo mocno uzależnione są od wymagań i preferencji użytkownika. Aplikacja komunikatów alarmowych umożliwia sygnalizację zaistniałych zdarzeń za pomocą przygotowanych przez administratorów indywidualnych komunikatów dźwiękowych.

Dane można również przedstawić w postaci tabelarycznej za pomocą listy pomiarów. Dostęp do listy czujników, urządzeń jest możliwy dzięki modułowi listy czujników. Lista ta przedstawia zbiór rejestrowanych w bazie urządzeń wraz z ich aktualnym stanem i wartościami pomiarowymi.

46.5 WNIOSKI

Dla budowy wydajnego, dyspozytorskiego systemu monitorowania maszyn oraz środowiska technicznego podziemi kopalń niezbędna jest wiedza o rozmiarze tego systemu tzn. ile maszyn i urządzeń górniczych należy monitorować. W typowej kopalni największą liczbę dużych maszyn stanowią przenośniki (do 100 sztuk/kopalnia). Do systemów gazometrii podłączonych jest około 400 czujników. Do zasilania wykorzystuje się sieci elektroenergetyczne średniego napięcia. W kopalnianych sieciach 6 kV

zainstalowanych jest średnio 400-500 pól rozdzielczych. Typowe pojemności systemów transmisji sygnałów dwustanowych to 300 czujników.

W systemie SMoK z jednego monitorowanego kombajnu dołowego może być na bieżąco dostarczonych do dyspozytorni energomechanicznej nawet 1000 danych. Tak duża ilość informacji wymaga nowoczesnych systemów monitoringu.

Od dyspozytorskiego kopalnianego systemu wizualizacji wymaga się:

- nieprzerwanej, bezawaryjnej pracy,
- szybkiego dostępu do archiwizowanych danych,
- elastycznych możliwości konfiguracyjnych prostych w obsłudze,
- współpracy z jak największą liczbą autonomicznych systemów eksploatowanych w danym zakładzie górnictwym.

System THOR spełnia te wymagania. Dzięki wykorzystaniu redundantnych serwerów wyposażonych w macierze dysków, mechanizmy archiwizacji i replikacji danych, wykorzystaniu mechanizmu uwierzytelniania i uprawnień zapewniono bezpieczeństwo dla gromadzonych i przetwarzanych danych. Umożliwia on także prezentację danych w wydzielonej sieci dyspozytorskiej oraz na dowolnie dużej liczbie innych stanowisk użytkowników.

LITERATURA

1. A. Dylong, System dyspozytorski THOR – nowa jakość w zakresie wizualizacji pracy i bezpieczeństwa zakładu górnictwa. Materiały XXII Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Wyd. IGSMiE PAN. Kraków 2013.
2. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, P. Wojtas, Bezpieczeństwo funkcjonalne i niezawodność dyspozytora w zakładzie przemysłowym na przykładzie kopalni podziemnej. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa. 2011, nr 5.
3. K. Miśkiewicz, A. Wojaczek, P. Wojtas, Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2011.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. z 2002 r. nr 139, poz. 1169 z późniejszymi zmianami.
5. System dyspozytorski THOR. Instrukcja obsługi. Wydawnictwo SEVITEL Sp. z o.o. Katowice, 2014.
6. A. Wojaczek, A. Dyczko, (red.): Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych. Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2015.
7. A. Wojaczek, A. Dyczko, (red.): Systemy telekomunikacyjne, monitoring i wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż. Wydawnictwo Fundacja dla AGH Kraków, 2011.
8. A. Wojaczek, Wpływ środowiska technicznego kopalń podziemnych na transmisję sygnałów w dołowych sieciach telekomunikacyjnych. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2014.
9. A. Wojaczek, Sterowniki komunikacyjne systemu THOR – komunikacja między systemami. Materiały konferencyjne LX Konferencji Sekcji Cybernetyki w Górnictwie KG PAN - Automatyka, Telekomunikacja, Informatyka ATI'2015,

- Szczyrk 24-26.06.2015 r. Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Gliwice, 2015.
10. RNT. www.rnt.com.pl.
 11. SOMAR. www.sumar.com.pl.
 12. FAMUR. famur.com.pl.
 13. ENERGOTEST WWW.enertgotest.com.pl
 14. ELGOR+HANSEN www.elgorhansen.com

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

dr hab. inż. Antoni Wojaczek
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa
ul. Akademicka 2, 44-100-Gliwice, Polska
e-mail: awojaczek@polsl.pl

mgr inż. Adam Wojaczek
ul. Rymera 177, 44-310 Radlin, Polska
e-mail: adam@wojaczek.net

SYSTEMY MONITORINGU W KOPALNI PODZIEMNEJ

Streszczenie: Sprawne funkcjonowanie kopalni zależne jest w dużym stopniu od prawidłowo funkcjonujących urządzeń górniczych oraz akceptowalnych dla górnika technicznych warunków środowiskowych występujących w wyrobiskach. Systemy monitoringu są istotnym elementem sprawnego zarządzania kopalnią.

Słowa kluczowe: telekomunikacja w kopalniach, system dyspozytorski, monitoring

MONITORING SYSTEMS IN UNDERGROUND MINE

Abstract: The efficient functioning of the mine depends heavily on properly functioning mining equipment and acceptable to the miner technical environmental conditions found in excavations. Monitoring systems are an essential element of effective management of the mine.

Key words: telecommunications in mining, dispatching system, monitoring

ZASTOSOWANIE GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU (GCA) JAKO DODATKOWEGO ELEMENTU PROFILAKTYKI POŻAROWEJ W KWK „JANKOWICE”

47.1 WSTĘP

Wytwornice azotu dla celów profilaktyki ppoż. w KWK „Jankowice” stosowane są od roku 2010. Do tego czasu jako gaz inertny do powyższych celów stosowany był dwutlenek węgla. Zmiana strategii działań w ramach inertyzacji zrobów podyktowana była przede wszystkim dużo większą (deklarowaną przez producentów) wydajnością instalacji opartej o wytwornice azotu w stosunku do instalacji zgazowania ciekłego CO₂. W roku 2015, jako dodatkowy element profilaktyki pożarowej w KWK Jankowice zastosowano górniczą chłodziarkę azotu.

W artykule przedstawiono praktyczne doświadczenia w zastosowaniu górniczej chłodziarki azotu w wyrobiskach w których obserwowano podwyższony poziom zagrożenia pożarowego na przykładzie ścian Z-1 w pokł. 501/3 oraz Z-2 w pokł. 417/1.

47.2 PARAMETRY TECHNICZNO-RUCHOWE GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU (GCA)

Górnicza chłodziarka azotu posiada następujące parametry techniczno-ruchowe [1]:

Wymiary (dł. x szer. x wys.) mm	(2150x800x1000)
Masa kg	720
Przepływ min. m ³ /h	650
Przepływ max. m ³ /h	1400
Moc elektryczna kW	7,5
Napięcie zasilania V	500 lub 1000
Zużycie wody do schłodzenia skraplacza m ³ /h	0,3 do 0,35
Obniżenie temperatury azotu	ok 30° (do -1°C)
Czynnik chłodniczy	R134a
Ilość czynnika chłodniczego kg	ok. 15

Na zdjęciach, przedstawiono sposób zabudowy Górnicy Chłodziarki Azotu w wyrobisku dołowym, wraz z jej poszczególnymi elementami.

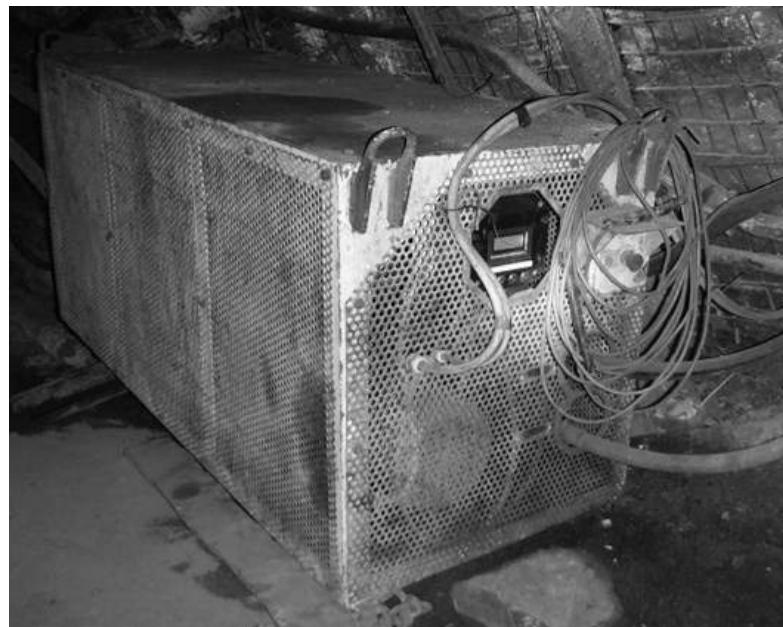


Rys. 47.1 Wyświetlacz z parametrami pracy chłodziarki

Zdjęcie (rys. 47.1) przedstawia wyświetlacz na którym można odczytać parametry pracy chłodziarki takie jak:

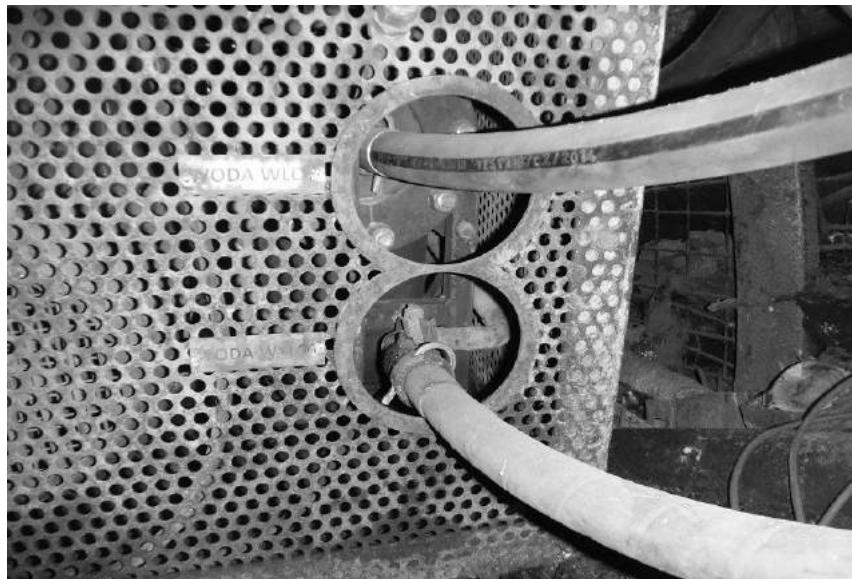
- ciśnienie wejścia i wyjścia azotu,
- temperaturę azotu na wejściu i na wyjściu z chłodziarki.

Na zdjęciu (rys. 47.2) przedstawiono Górniczą Chłodziarkę Azotu zabudowaną w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1.



Rys. 47.2 Górnica chłodziarka azotu zabudowana w wyrobisku dołowym

Natomiast na zdjęciu (rys. 47.3) przedstawiono doływ i odpływ wody z Górnicy Chłodziarki Azotu. GCA jest zasilana wodą bezpośrednio z podziemnych rurociągów ppoż. bez konieczności stosowania dodatkowych urządzeń.



Rys. 47.3 Dopływ i odpływ wody z górniczej chłodziarki azotu

Zdjęcie (rys. 47.4) przedstawia sposób doprowadzenia i odprowadzenia azotu do Górniczej Chłodziarki Azotu. Azot jest dostarczany na dół kopalni siecią rurociągów, a połączenie rurociągu podającego azot z GCA odbywało się za pomocą węży gumowych.



Rys. 47.4 Doprowadzenie i odprowadzenie azotu do Górniczej Chłodziarki Azotu

47.3 ZASTOSOWANIE W PROFILAKTYCE PPOŽ GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY Z-1 W PKŁ. 501/3

Ściana Z-1 w pokł. 501/3 prowadzona jest od granic jej pola i przewietrzana systemem na „U” wzduż calizny węglowej.

Zagrożenia naturalne występujące w pokładzie 501/3 w rejonie ściany Z-1:

- III kategoria zagrożenia metanowego,
- I stopień zagrożenia wodnego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- I stopień zagrożenia tąpaniami.

Bezpośrednio nad pokładem, w stropie bezpośrednim pokładu 501/3, zalega pokład 501/2 [2].

Parametry charakteryzujące wskaźniki zagrożenia pożarowego w rejonie ściany zostały pokazane w tabeli 47.1.

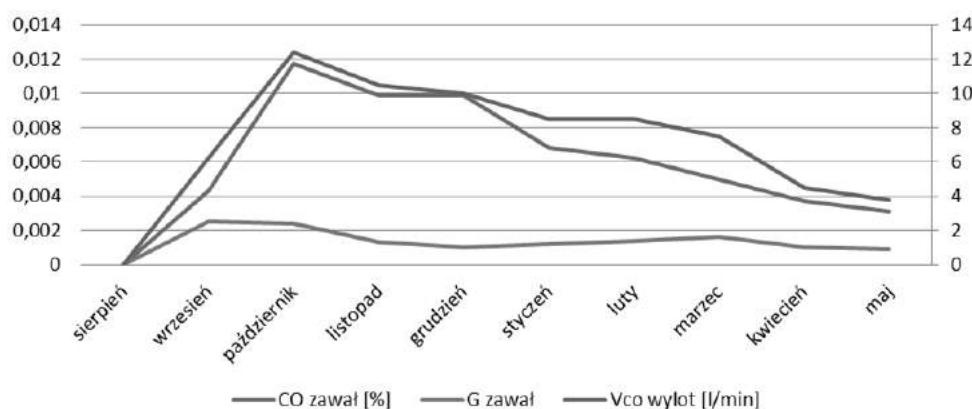
Tabela 47.1 Parametry charakteryzujące samozapalność węgla w ścianie Z-1 w pokł. 501/3

	Pokł. 501/3	Pokł. 501/2
wskaźnik samozapalności:	$Sz^a = 62^{\circ}\text{--}99 \text{ }^{\circ}\text{C}/\text{min}$	$Sz^a = 101 \text{ }^{\circ}\text{C}/\text{min}$
energia aktywacji:	$A = 60\text{--}67 \text{ kJ/mol}$	$A = 62 \text{ kJ/mol}$
okres inkubacji pożaru:	61-79 dni	61 dni
sklonność do samozapalenia:	I do III grupa samozapalności	IV grupa samozapalności

Rozruch ściany nastąpił w dniu 11.08.2014 r. Od początku września, zaobserwowano wzrost zagrożenia pożarowego – wskaźnik Grahama we wrześniu i październiku 2014 stale utrzymywał się powyżej wartości 0,0025, a wskaźnik Vco i ΔCO zaczął wykazywać wzrosty powyżej $10,0 \text{ l/min}$. Tendencję tę można zauważyć na wykresie średnich wartości zagrożenia pożarowego w ścianie Z-1 w pokł. 501/3 (rys. 47.5).

Średnie wartości wskaźników zagrożenia pożarowego

w rejonie ściany Z-1 w pokł. 501/3



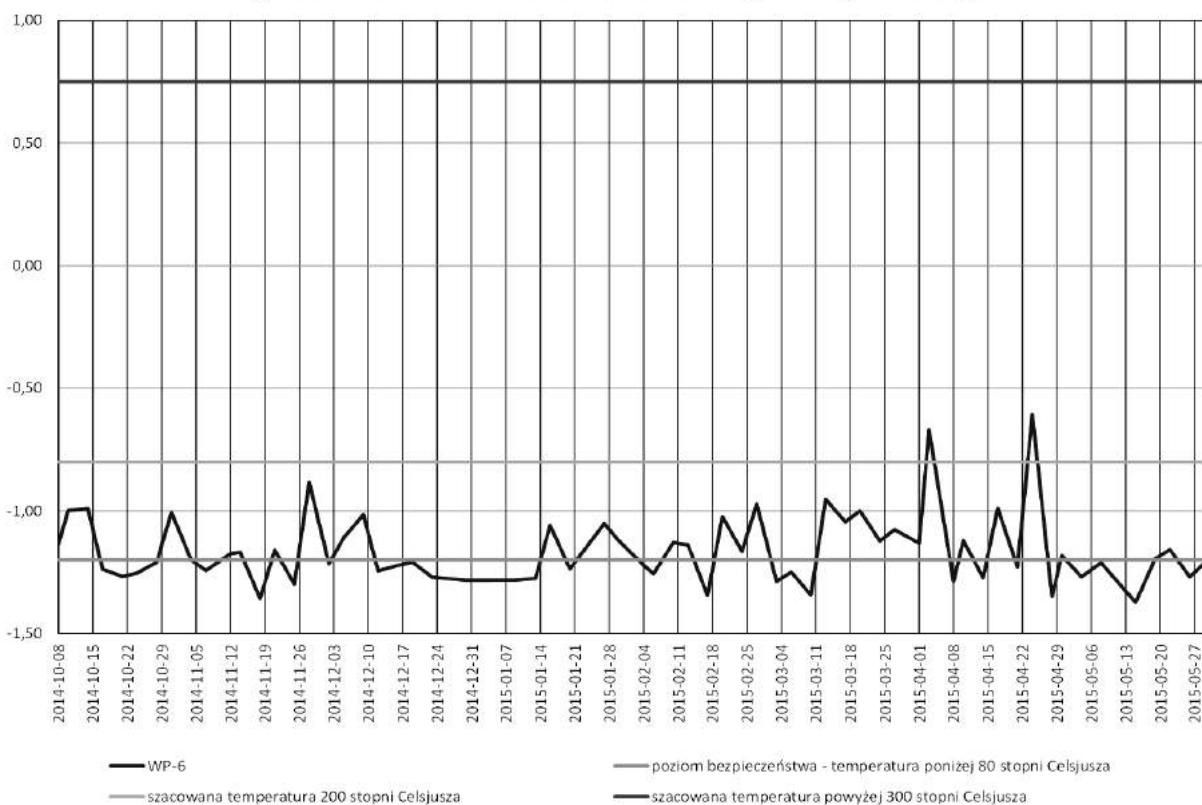
Rys. 47.5 Średnie wartości wskaźników zagrożenia pożarowego w ścianie Z-1 w pokł. 501/3

W związku ze wzrostem zagrożenia pożarowego oraz zaleganiem nad pokładem 501/3 pokładu 501/2 podjęto decyzję o podawaniu azotu do zrobów ściany Z-1. Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 zostały przedstawione w tabeli 47.2, natomiast na wykresie (rys. 47.6), przedstawiono kształtuowanie się wartości wskaźnika WP-6 w zrobach ściany Z-1 w pokł. 501/3

Tabela 47.2 Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3

	Ilość wtłoczonego N ₂ m ³ /m-c	Średnia wydajność m ³ /h	Średnia temp. azotu na wlocie do GCA °C	Śr. temp. azotu na wylocie z GCA °C	Średnia temp. azotu na wlocie do zrobów °C
Październik 2014	317400	426	-	-	26
Listopad 2014	576000	800	-	-	26
Grudzień 2014	623400	838	-	-	26
Styczeń 2015	556600	748	-	-	26
Luty 2015	777400	1157	26	-2	-1
Marzec 2015	392501	528	26	-2	-1
Kwiecień 2015	332372	461	25	-1	0
Maj 2015	56389	75	25	-1	0

Wykres wskaźnika WP-6 ze zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3



Rys. 47.6 Wykres wskaźnika WP-6 ze zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3

Szczegółowe dane dotyczące zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 pokazano w tabeli 47.3.

Podawanie azotu do zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 rozpoczęto w październiku 2014 r i odbywało się z wykorzystaniem następujących urządzeń i rurociągów :

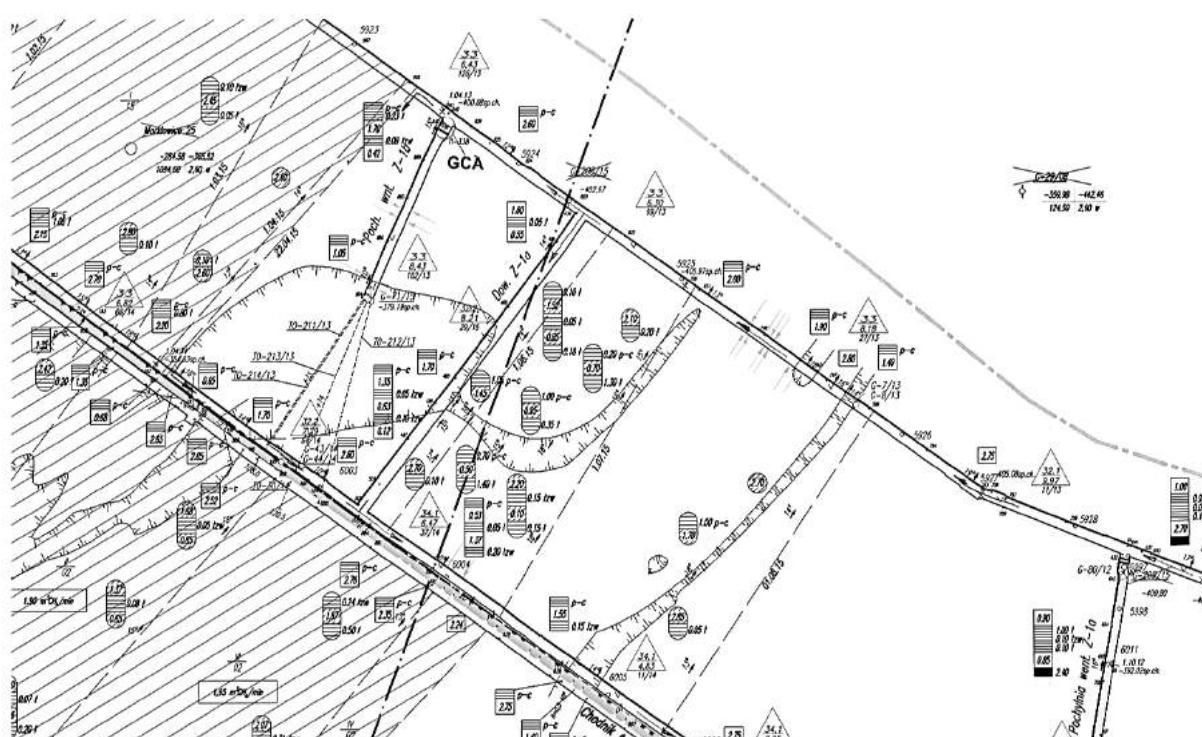
- powierzchniowych wytwarznic azotu WA-700,
- trasy rurociągów śr. 150 mm i 100 mm z powierzchni do wyrobisk dołowych [4].

Tabela 47.3 Stan zagrożenia pożarowego w rejonie ściany Z-1 w pokł. 501/3

Data rejestracji próbki	Etan ppm	Etylen ppm	Propan ppm	Propylen ppm	Acetylen ppm	CO ppm	Tlen %	Azot %	CO2 %	CH4 %	H2 ppm
2015-05-29	1,2	0,03	0,09	0,01	0,001	1	20,78	79,02	0,09	0,11	1,6
2015-05-26	8,1	0,01	0,95	0,01	0,001	5	19,88	79,34	0,4	0,38	1,9
2015-05-22	27,1	0,04	3,47	0,02	0,005	23	19,65	78,81	0,27	1,26	1,5
2015-05-19	59,1	0,05	7,39	0,06	0,006	42	17,87	78,78	0,65	2,69	2,5
2015-05-15	412,7	0,18	52,73	0,14	0,001	93	5,12	69,81	2,89	22,12	6,9
2015-05-08	333	0,2	40,1	0,06	0,001	87	6,46	73,44	2,28	17,77	7
2015-05-04	329,9	0,22	39,51	0,09	0,001	110	5,54	74,33	2,1	17,98	8,3
2015-04-30	40,1	0,09	4,02	0,04	0,003	38	16,43	80,87	0,41	2,28	4,2
2015-04-28	213,7	0,1	26,56	0,07	0,001	34	12,07	73,72	1,19	12,99	5,3
2015-04-24	62,2	0,08	7,19	0,04	0,016	37	16,34	79,78	0,46	3,41	3,5
2015-04-21	82,6	0,06	9,93	0,04	0,003	35	16,39	78,48	0,51	4,61	3,5
2015-04-17	70,9	0,08	8,16	0,02	0,004	53	14,76	80,44	0,6	4,19	4,2
2015-04-14	60,2	0,06	6,85	0,05	0,003	29	16,5	79,88	0,43	3,18	3,3
2015-04-10	25,1	0,05	2,27	0,05	0,007	25	18,71	79,65	0,2	1,43	2,6
2015-04-08	20,9	0,03	2,4	0,03	0,002	10	19,37	79,53	0,17	0,93	2,5
2015-04-03	32,2	0,03	3,73	0,01	0,006	54	19,5	78,73	0,19	1,57	2,7
2015-04-01	163,6	0,11	19,29	0,05	0,004	69	13,6	75,2	0,87	10,32	5,3
2015-03-27	97,3	0,09	11,32	0,06	0,007	65	16,69	77,2	0,57	5,52	4,2
2015-03-24	95,5	0,09	10,77	0,03	0,003	65	16,46	77,53	0,45	5,54	4,2
2015-03-20	70,8	0,09	7,94	0,05	0,007	56	17,71	77,26	0,37	4,65	4,6
2015-03-17	31,7	0,05	3,47	0,01	0,003	34	19,02	79,1	0,23	1,65	2,1
2015-03-13	65,2	0,1	7,23	0,05	0,008	55	17,31	78,71	0,36	3,61	4,7
2015-03-10	56,5	0,04	6,39	0,06	0,001	51	18,01	78,67	0,3	3,01	3,1
2015-03-06	40,5	0,07	4,16	0,06	0,004	45	18,58	78,87	0,22	2,32	3,4
2015-03-03	46,4	0,03	5,27	0,03	0,002	28	18,29	78,96	0,24	2,5	2,5
2015-02-27	19,2	0,08	1,97	0,05	0,01	20	19,84	79,15	0,13	0,88	3,3
2015-02-24	31,9	0,06	3,41	0,02	0,003	18	19,5	78,76	0,13	1,6	2
2015-02-20	95,5	0,1	9,64	0,05	0,006	78	17,01	77,91	0,28	4,8	5,2
2015-02-17	72,8	0,04	8,16	0,05	0,001	55	15,29	81,32	0,21	3,17	3,8
2015-02-13	63,2	0,09	6,89	0,04	0,004	55	15,45	81,9	0,21	2,43	4,1
2015-02-10	169,5	0,08	24,33	0,02	0,006	40	16,95	77,99	0,23	4,81	1,1
2015-02-06	61,3	0,15	6,1	0,06	0,001	86	15,75	81,45	0,3	2,48	6,8
2015-02-03	29,9	0,04	3,12	0,02	0,002	36	18,97	79,83	0,18	1,01	2,9
2015-01-30	298,3	0,09	35,73	0,04	0,002	57	11,78	75,29	0,92	11,97	8,8
2015-01-27	101,3	0,11	14,31	0,06	0,007	80	15,11	80,76	0,37	3,75	4,8
2015-01-20	246,3	0,09	36,63	0,07	0,002	72	13,68	76,17	0,79	9,32	8,7
2015-01-16	118,5	0,1	20,3	0,06	0,005	73	15,69	79,38	0,38	4,53	6,4
2015-01-13	84	0,13	15,81	0,07	0,002	84	16,32	79,81	0,43	3,42	5,6
2015-01-09	87,5	0,1	15,9	0,06	0,002	65	17,06	79,51	0,34	3,07	5
2014-12-30	142	0,14	27,5	0,08	0,002	63	13,31	81,34	0,42	4,91	6,3
2014-12-23	119	0,11	20	0,07	0,002	62	11,87	83,57	0,38	4,16	6,8
2014-12-19	781,2	0,25	168,81	0,08	0,001	108	3,16	71,15	0,93	24,65	12,4
2014-12-16	106	0,12	19,88	0,06	0,003	70	13,68	81,92	0,36	4,03	5
2014-12-12	551,5	0,25	113,51	0,1	0,001	85	3,24	69,95	0,99	25,74	14,5
2014-12-09	208,9	0,2	34,57	0,06	0,005	80	9,27	74,91	0,67	15,12	8,7
2014-12-05	159	0,22	22,7	1,67	0,002	129	10,17	82,25	0,62	6,95	10,1
2014-12-02	67,8	0,08	9,29	0,05	0,003	66	15,63	81,8	0,28	2,28	4,7
2014-11-28	43,4	0,08	6,08	0,04	0,009	35	18,06	79,55	0,24	2,14	3,9
2014-11-25	116	0,17	17,26	0,11	0,002	147	12,27	82,01	0,59	5,11	8,2
2014-11-21	170,2	0,17	22,38	0,07	0,003	139	11,62	78,59	0,53	9,25	8,3
2014-11-18	84,8	0,09	14,51	0,12	0,001	97	13	82,66	0,48	3,85	6,4
2014-11-14	154,1	0,17	17,88	0,06	0,003	100	11,39	77,18	0,64	10,76	6,1
2014-11-12	83,7	0,06	11,9	0,04	0,003	81	14,15	80,82	0,36	4,65	4,6
2014-11-07	109,7	0,21	17,03	0,11	0,003	98	8,35	82,4	0,7	8,54	8
2014-11-04	81,8	0,13	10,36	0,06	0,003	72	14,69	78,13	0,29	6,87	5,7
2014-10-31	180,1	0,13	18,88	0,05	0,005	80	11,79	74,6	0,4	13,18	7,1
2014-10-28	77,3	0,12	11,65	0,09	0,004	94	11,07	81,14	0,42	7,36	6,5
2014-10-24	75,1	0,15	12,32	0,08	0,002	105	12,85	80,52	0,44	6,17	8
2014-10-21	54,3	0,15	8,64	0,09	0,003	124	16,22	78,93	0,35	4,49	5,8
2014-10-17	79,7	0,21	11,97	0,08	0,001	184	13,64	77,81	0,48	8,05	11,5
2014-10-14	29,4	0,1	4,85	0,04	0,005	98	17,9	79,73	0,25	2,11	5,9
2014-10-10	37,3	0,1	5,64	0,04	0,006	109	17,57	78,47	0,21	3,73	4,8
2014-10-08	35,5	0,1	5,52	0,08	0,005	94	17,71	78,85	0,23	3,2	6,1

Data rejestracji próbki	WP-1	WP-2	WP-3	WP-6	Graham	(C2H4+C3H6)/CO2
2015-05-29	0,63	0,03	40,00	-1,21	0,0006	0,4
2015-05-26	2,63	0,01	20,00	-1,27	0,0004	0,1
2015-05-22	15,33	0,04	12,00	-1,16	0,0019	0,2
2015-05-19	16,80	0,04	18,33	-1,19	0,0014	0,2
2015-05-15	13,48	0,05	320,00	-1,37	0,0007	0,1
2015-05-08	12,43	0,04	260,00	-1,21	0,0007	0,1
2015-05-04	13,25	0,04	310,00	-1,27	0,0008	0,1
2015-04-30	9,05	0,03	43,33	-1,18	0,0008	0,3
2015-04-28	6,42	0,03	170,00	-1,35	0,0005	0,1
2015-04-24	10,57	0,03	7,50	-0,61	0,0008	0,3
2015-04-21	10,00	0,03	33,33	-1,23	0,0008	0,2
2015-04-17	12,62	0,02	25,00	-0,99	0,0008	0,2
2015-04-14	8,79	0,03	36,67	-1,27	0,0006	0,3
2015-04-10	9,62	0,04	14,29	-1,12	0,0010	0,5
2015-04-08	4,00	0,02	30,00	-1,29	0,0006	0,4
2015-04-03	20,00	0,01	6,67	-0,67	0,0040	0,2
2015-04-01	13,02	0,03	40,00	-1,13	0,0011	0,2
2015-03-27	15,48	0,04	21,43	-1,08	0,0017	0,3
2015-03-24	15,48	0,03	40,00	-1,12	0,0016	0,3
2015-03-20	12,17	0,03	20,00	-1,00	0,0020	0,4
2015-03-17	16,19	0,03	20,00	-1,05	0,0018	0,3
2015-03-13	11,70	0,03	18,75	-0,95	0,0016	0,4
2015-03-10	16,45	0,03	100,00	-1,34	0,0018	0,3
2015-03-06	13,24	0,04	32,50	-1,25	0,0019	0,6
2015-03-03	11,20	0,02	30,00	-1,29	0,0011	0,3
2015-02-27	6,06	0,04	13,00	-0,97	0,0018	1,0
2015-02-24	9,00	0,04	26,67	-1,16	0,0013	0,6
2015-02-20	15,00	0,03	25,00	-1,02	0,0021	0,5
2015-02-17	14,47	0,02	90,00	-1,34	0,0009	0,4
2015-02-13	13,41	0,03	32,50	-1,14	0,0009	0,6
2015-02-10	36,36	0,09	16,67	-1,13	0,0011	0,4
2015-02-06	12,65	0,03	210,00	-1,26	0,0015	0,7
2015-02-03	12,41	0,02	30,00	-1,20	0,0016	0,3
2015-01-30	6,48	0,01	65,00	-1,12	0,0007	0,1
2015-01-27	16,67	0,04	24,29	-1,05	0,0013	0,5
2015-01-20	8,28	0,02	80,00	-1,24	0,0011	0,2
2015-01-16	11,41	0,03	32,00	-1,06	0,0014	0,4
2015-01-13	15,00	0,04	100,00	-1,28	0,0017	0,5
2015-01-09	13,00	0,03	80,00	-1,28	0,0016	0,5
2014-12-30	10,00	0,03	110,00	-1,28	0,0008	0,5
2014-12-23	9,12	0,03	90,00	-1,27	0,0006	0,5
2014-12-19	8,71	0,03	330,00	-1,21	0,0007	0,4
2014-12-16	14,00	0,04	60,00	-1,22	0,0009	0,5
2014-12-12	5,86	0,02	350,00	-1,24	0,0006	0,4
2014-12-09	9,20	0,03	52,00	-1,02	0,0008	0,4
2014-12-05	12,77	0,19	945,00	-1,11	0,0011	3,0
2014-12-02	14,04	0,03	43,33	-1,22	0,0011	0,5
2014-11-28	8,97	0,03	13,33	-0,88	0,0012	0,5
2014-11-25	17,93	0,03	140,00	-1,30	0,0016	0,5
2014-11-21	16,75	0,03	80,00	-1,16	0,0015	0,5
2014-11-18	15,16	0,03	210,00	-1,36	0,0011	0,4
2014-11-14	16,39	0,04	76,67	-1,17	0,0011	0,4
2014-11-12	17,61	0,02	33,33	-1,17	0,0011	0,3
2014-11-07	12,25	0,04	106,67	-1,24	0,0007	0,5
2014-11-04	12,63	0,03	63,33	-1,20	0,0012	0,7
2014-10-31	11,27	0,03	36,00	-1,01	0,0010	0,5
2014-10-28	14,46	0,03	52,50	-1,21	0,0009	0,5
2014-10-24	13,13	0,03	115,00	-1,25	0,0012	0,5
2014-10-21	21,38	0,04	80,00	-1,27	0,0026	0,7
2014-10-17	16,00	0,03	290,00	-1,24	0,0026	0,6
2014-10-14	16,61	0,02	28,00	-0,99	0,0030	0,6
2014-10-10	22,71	0,03	23,33	-1,00	0,0034	0,7
2014-10-08	15,41	0,03	36,00	-1,14	0,0030	0,8

Ze względu na ścienienie pokładu 501/3, wykonana została dowierzchnia Z-1a w pokł. 501/3, a ze ściany Z-1 po dojechaniu do wycienienia pokładu dokonany został przerzut wyposażenia do wykonanej dowierzchni Z-1a. Wybudowę ściany Z-1 w pokł. 501/3 rozpoczęto w dniu 23.03.2015 r. i po przebudowie wyposażenia do nowej dowierzchni ponownie uruchomiono w dniu 25.05.2015 r. 18 lutego 2015 roku, przewidując możliwy wzrost zagrożenia pożarowego w okresie przerzutu wyposażenia ściany do dowierzchni Z-1a w pokł. 4501/3, w chodniku Z-1 w pokł. 501/3 zabudowano Górniczą Chłodziarkę Azotu, której zadaniem było chłodzenie azotu podawanego do zrobów ściany Z-1 w pokł. 501/3 od strony chodnika Z-1 (podścianowego) (rys. 47.7).



Rys. 47.7 Wycinek mapy rejonu ściany Z-1 w pokł. 501/3 w trakcie przerzutu wyposażenia

47.4 ZASTOSOWANIE W PROFILAKTYCE PPOŻ GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY Z-2 W PKŁ. 417/1

Ściana Z-2 w pokł. 417/1 prowadzona była od granic jej pola i przewietrzana systemem na „U” wzdłuż calizny węglowej. Zagrożenia naturalne występujące w pokładzie 417/1 w rejonie ściany Z-2:

- III kategoria zagrożenia metanowego,
- I i II stopień zagrożenia wodnego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- niezagrożony tąpaniami.

Parametry charakteryzujące samozapalność węgla były następujące:

- wskaźnik samozapalności: $Sz^a = 64-85 \text{ }^{\circ}\text{C}/\text{min.}$,
 $A = 57-63 \text{ kJ/mol.}$
- energia aktywacji:
67 dni,
- okres inkubacji pożaru:
II-III grupa samozapalności [3].

Ściana Z-2 w pokł. 417/1 w drugiej połowie 2014 roku była w końcowym etapie eksploatacji. Z uwagi na trudne warunki stropowe od czerwca 2014 uzyskiwała znacznie mniejszy postęp niż pierwotnie zakładano. Opady stropu i konieczność wykonywania kolejnych obcinek wpłyneły na podjęcie decyzji o likwidacji tej ściany, którą rozpoczęto w dniu 17.08.2014 r. Trudne warunki stropowe uniemożliwiające wykonanie klasycznego siatkowania stropu oraz wymogi bezpieczeństwa dla pracującej załogi spowodowały, że obcinka ściany Z-2 w pokł. 417/1 przygotowująca ją do wybudowy wykonywana była za pomocą kombajnu chodnikowego. Dla wybudowy sekcji obcinka została zaplanowana w dwóch etapach. Do dnia 20.11.2014 r. wykonana została obcinka 115 sekcji obudowy z mechanizowanej. Do końca pierwszego etapu obcinki pozostało 36 sekcji. Po wykonaniu pierwszego etapu obcinki ściany Z-2 w pokł. 417/1 zaistniała konieczność wykroczenia sekcjami obudowy z mechanizowanej oraz wykonanie obcinki ostatecznej na długości całej ściany.

Od 14.11.2014 r. wzrosły wartości tlenku węgla w analizowanych próbach z zawału. Wartości wskaźnika WP-6 uległy podwyższeniu. Dodatkowo w dniu 19.11.2014 r. pojawił się podwyższony poziom acetylu. Wskaźniki pożarowe WP-1, WP-2, WP-3 oraz WP-6 wskazywały na średni stan zagrożenia pożarowego. Na swoim doraźnym posiedzeniu, Zespół ds. Zagrożenia pożarowego stwierdził, że w rejonie ściany Z-2 w pokł. 417/1 występuje stan podwyższzonego poziomu zagrożenia pożarowego, jednak w kontekście planowanej obcinki ściany Z-2 prowadzonej w trudnych warunkach geologiczno-górnictwych, bez możliwości zlikwidowania wyposażenia ściany Z-2 w krótkim okresie czasu zagrożenie to może ulec dalszemu pogorszeniu. Mając na uwadze trudne warunki geologiczno-górnictwne i brak możliwości zwiększenia postępu przy pracach związanych z przygotowywaniem ściany Z-2 w pokł. 417/1 do likwidacji, Zespół zaproponował czasowe otamowanie ściany po wytransportowaniu istotnych maszyn i urządzeń elektrycznych. Ściana Z-2 w pokł. 417/1 została otamowana w dniu 28.11.2014 r. po wybudowaniu z rejonu istotnych maszyn i urządzeń. Rejon został odizolowany korkami przeciwwybuchowymi z zabudowanymi przepustami tamowymi przeciwwybuchowymi. Zgodnie z ustaleniami Kopalnianego Zespołu ds. zagrożenia pożarowego, utrzymywano inertyzowanie zrobów ściany po jej otamowaniu z ykorzystaniem następujących urządzeń i rurociągów :

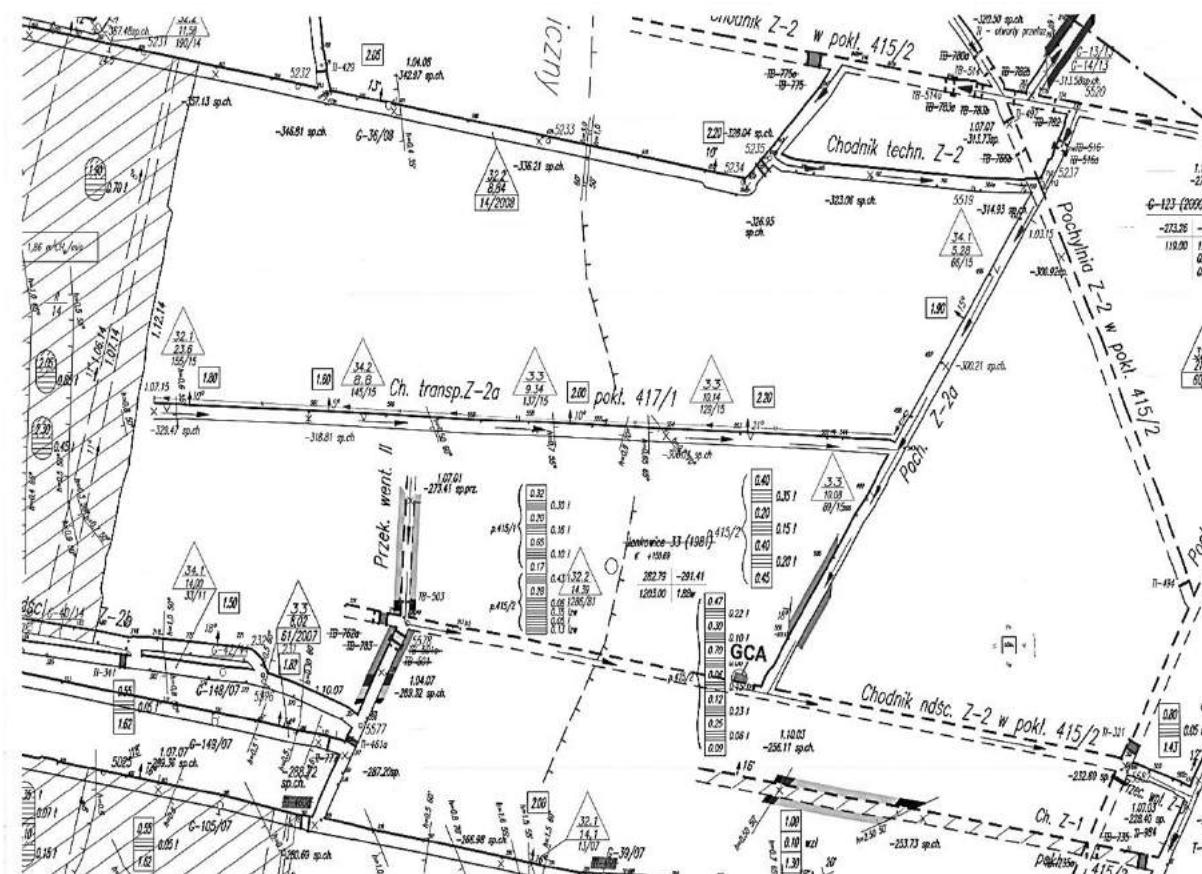
- powierzchniowych wytwarznic azotu WA-700,
- trasy rurociągów śr. 150 mm i 100 mm z powierzchni do wyrobisk dołowych [5].

Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-2 w pokł. 417/1 po jej otamowaniu pokazano w tabeli 47.4.

Dla umożliwienia szybkiej likwidacji wyposażenia znajdującego się w czasowo otamowanej ścianie Z-2 w pokł. 417/1 został wydrążony chodnik transportowy Z-2 w pokł. 417/1. Obecnie chodnik ten został zatrzymany 8 m od zbicia do ściany Z-2. Po zbiciu podzieli on ścianę Z-2 na 2 części i umożliwi jej szybką likwidację. W lipcu 2015 roku mając na celu zwiększenie skuteczności inertyzowania rejonu otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 w chodniku nadścianowym Z-2 w pokł. 415/2 zabudowano Górniczą Chłodziarkę Azotu (rys. 47.8).

Tabela 47.4 Parametry inertyzowania zrobów ściany Z-2 w pokł. 417/1 po jej otamowaniu

	Ilość wtłoczonego N ₂ m ³ /m-c	Średnia wydajność m ³ /h	Średnia temp. azotu na wlocie do GCA °C	Średnia temp. azotu na wycieczce z GCA °C	Średnia temp. azotu przy wlocie za tamę °C
Grudzień 2014	808500	1087	-	-	26
Styczeń 2015	770200	1035	-	-	26
Luty 2015	377800	562	-	-	26
Marzec 2015	757415	1018	-	-	26
Kwiecień 2015	784939	1090	-	-	26
Maj 2015	859403	1155	-	-	26
Czerwiec 2015	607427	843	-	-	26
Lipiec 2015	397641	534	25	-1	0
Sierpień 2015	702495	944	25	-2	-1



Rys. 47.8 Wycinek mapy rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1

Szczegółowe dane dotyczące kształtowania się zagrożenia pożarowego w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 pokazano w tabelach 47.5 i 47.6 oraz na wykresach kształtowania się wartości wskaźnika WP-6 zza tam izolacyjnych, izolujących rejon ściany Z-2 w pokł. 417/1 (rys. 47.9, 47.10).

**Tabela 47.5 Wartości mieszaniny gazowej z rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1
(po jej otamowaniu) oznaczanej w laboratorium GIG**

Data rejestracji próbki	Miejsce pobrania prób	Etan ppm	Etylen ppm	Propan ppm	Propylen ppm	Acetylen ppm	CO ppm	Tlen %	Azot %	CO ₂ %	CH ₄ %	H ₂ ppm
2015-08-28	TI-352	8,3	0,05	4,33	0,06	0,001	1	1,83	97,59	0,47	0,11	2,1
2015-08-28	TI-351	0,2	0,11	0,1	0,06	0,001	1	1,8	98,14	0,05	0	15,8
2015-08-19	TI-352	13,8	0,06	6,33	0,22	0,001	1	2,25	97,1	0,37	0,28	1,2
2015-08-19	TI-351	0,2	0,07	0,08	0,06	0,001	1	1,25	98,7	0,05	0	14,5
2015-08-11	TI-351	1,1	0,05	2,36	0,05	0,001	1	5,91	94,04	0,05	0	5,7
2015-08-11	TI-352	33,8	0,11	18,11	0,16	0,002	1	13,34	84,8	1,29	0,57	1,8
2015-08-04	TI-352	38,8	0,12	18,99	0,22	0,001	1	11,63	86,25	1,39	0,72	3,2
2015-08-04	TI-351	1	0,04	2,16	0,05	0,001	1	11,88	88,07	0,05	0	6,4
2015-07-28	TI-352	19,4	0,12	9,35	0,34	0,001	1	5,3	93,56	0,75	0,39	4,1
2015-07-21	TI-352	24,9	0,03	10,83	0,08	0,001	1	5,79	92,48	1,03	0,7	11,9
2015-07-21	TI-351	0,9	0,31	0,73	0,32	0,001	1	1,16	98,79	0,05	0	2,5
2015-07-14	TI-351	0,7	0,21	0,61	0,22	0,001	3	0,88	99,07	0,05	0	2,1
2015-07-14	TI-352	22,9	0,15	11,11	0,23	0,002	1	1,62	97,39	0,39	0,6	7,7
2015-07-07	TI-352	5,9	0,17	3,54	0,22	0,004	1	0,73	98,8	0,32	0,15	36
2015-07-07	TI-351	0,4	0,01	0,33	0,12	0,001	1	0,71	99,24	0,05	0	3
2015-06-30	TI-351	0,1	0,01	0,14	0,02	0,001	1	2,85	97,1	0,05	0	1,9
2015-06-30	TI-352	5,9	0,17	3,54	0,22	0,004	1	0,73	98,8	0,32	0,15	36
2015-06-23	TI-351	0,6	0,01	1,93	0,03	0,001	1	5,94	93,96	0,05	0,05	2,9
2015-06-23	TI-352	5,9	0,17	3,54	0,22	0,004	1	0,73	98,8	0,32	0,15	36
2015-06-16	TI-352	10,3	0,04	5,37	0,17	0,001	1	2,2	97,42	0,11	0,26	118
2015-06-09	TI-351	7,4	0,07	1,83	0,25	0,001	1	1,67	98,22	0,05	0,06	16,2
2015-06-09	TI-352	4,8	0,06	2,86	0,17	0,002	1	1,59	98,19	0,09	0,11	148
2015-06-02	TI-352	9	0,02	5	0,04	0,001	1	1,03	98,41	0,31	0,25	6,7
2015-06-02	TI-351	7,7	0,03	1,56	0,11	0,001	1	0,8	98,89	0,12	0,19	24,5
2015-05-26	TI-351	3,2	0,02	1,12	0,04	0,001	1	3,07	96,77	0,08	0,08	17,9
2015-05-26	TI-352	5,5	0,02	3,55	0,07	0,001	1	2,39	97,27	0,24	0,1	5,3
2015-05-19	TI-351	6,8	0,03	1,85	0,11	0,001	1	0,65	99,12	0,07	0,16	33,3
2015-05-19	TI-352	6,2	0,02	3,7	0,02	0,001	1	0,96	98,68	0,25	0,11	9,8
2015-05-12	TI-352	3,1	0,01	2,59	0,02	0,001	1	2,72	97,01	0,27	0	0,5
2015-05-05	TI-351	2,7	0,03	1,33	0,12	0,001	1	1,07	98,83	0,05	0,05	27,1
2015-04-28	TI-351	9,5	0,05	1,95	0,09	0,001	1	1,26	98,37	0,05	0,31	58,2
2015-04-28	TI-352	8,6	0,02	4,65	0,03	0,001	1	1,46	98,25	0,18	0,11	4,8
2015-04-21	TI-351	8,7	0,05	1,99	0,19	0,001	1	1,39	98,26	0,05	0,29	70,5
2015-04-21	TI-352	7,4	0,02	4,94	0,03	0,001	1	1,35	98,22	0,32	0,11	6,6
2015-04-14	TI-352	4,1	0,02	2,93	0,05	0,001	1	2,23	97,4	0,32	0,05	8,9
2015-04-14	TI-351	6,9	0,04	2,12	0,16	0,001	1	0,9	98,9	0,05	0,14	41,6
2015-04-07	TI-352	4,3	0,02	3,05	0,04	0,001	1	1,64	97,93	0,35	0,08	8,6
2015-05-07	TI-351	4,7	0,03	2,19	0,17	0,001	1	1,57	98,3	0,05	0,08	24,4
2015-03-31	TI-351	0,6	0,05	1,94	0,2	0,001	1	5,07	94,88	0,05	0	4,6
2015-03-31	TI-352	6,1	0,03	3,73	0,04	0,002	1	1,43	98,13	0,33	0,11	9,8
2015-03-27	TI-351	0,4	0,02	2,67	0,18	0,001	1	1,98	97,97	0,05	0	4,4
2015-03-27	TI-352	28,7	0,02	12,08	0,07	0,001	1	1,14	97,41	0,79	0,66	1,8
2015-03-20	TI-352	13,1	0,04	6,71	0,04	0,001	1	1,87	97,45	0,4	0,28	6,9
2015-03-13	TI-352	10,4	0,01	4,66	0,08	0,001	1	1,96	97,59	0,35	0,1	7,9
2015-03-13	TI-351	1,6	0,19	0,98	0,3	0,001	1	2,45	97,5	0,05	0	1
2015-03-06	TI-352	4,1	0,04	2,7	0,09	0,001	1	2,74	96,76	0,45	0,05	0,5
2015-03-06	TI-351	1	0,02	0,22	0,1	0,002	2	20,68	79,26	0,06	0	22,7
2015-02-27	TI-351	0,8	0,12	0,22	0,19	0,003	1	17,38	82,57	0,05	0	2
2015-02-24	TI-351	0,4	0,01	0,1	0,03	0,002	1	20,77	79,18	0,05	0	3,9
2015-02-24	TI-352	65,9	0,07	22,65	0,1	0,002	3	7,7	89,67	1,45	1,17	39,4
2015-02-17	TI-351	0,5	0,14	0,17	0,28	0,002	1	16,3	83,65	0,05	0	5,6
2015-02-17	TI-352	12,9	0,02	6,72	0,07	0,001	1	7,32	91,47	0,86	0,35	0,5
2015-02-10	TI-351	1,1	0,4	0,31	0,27	0,003	1	11,41	88,29	0,05	0,25	6,9
2015-02-10	TI-352	12,4	0,02	7,15	0,04	0,001	1	8,88	90,06	0,83	0,23	0,5
2015-02-03	TI-352	110,8	0,06	36,62	0,07	0,002	14	3,57	92,36	1,41	2,64	40,8
2015-02-03	TI-351	0,1	0,01	0,02	0,01	0,001	1	20,78	79,17	0,05	0	3,3

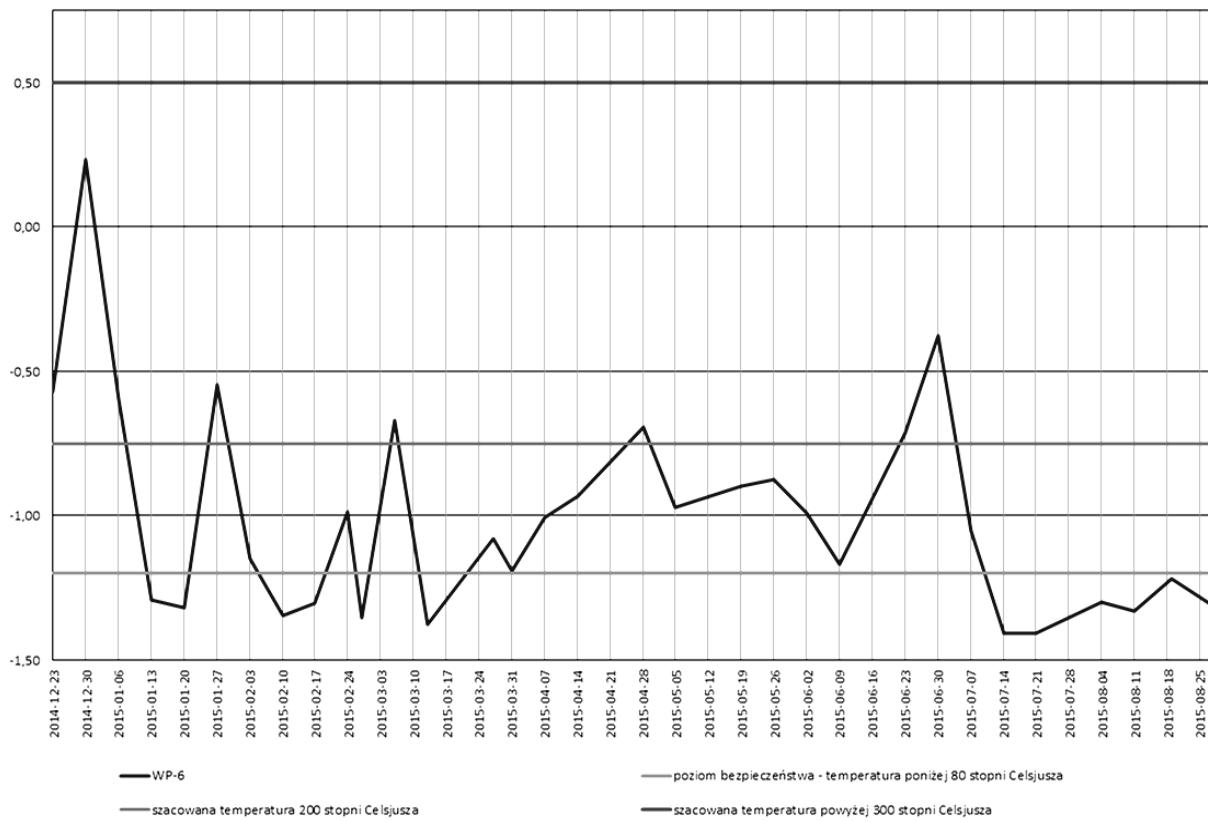
2015-01-27	TI-351	0,2	0,01	0,07	0,01	0,002	1	20,78	79,17	0,05	0	5,2
2015-01-27	TI-352	4,9	0,03	2,11	0,07	0,003	2	4,22	95,2	0,48	0,1	27,5
2015-01-20	TI-352	8,9	0,07	3,33	0,12	0,007	4	3,33	95,66	0,56	0,44	52,5
2015-01-20	TI-351	0,8	0,09	0,18	0,1	0,001	1	4,87	95,08	0,05	0	11,8
2015-01-13	TI-351	0,7	0,11	0,45	0,27	0,001	1	11,07	88,88	0,05	0	3,7
2015-01-13	TI-352	29,9	0,04	11,95	0,07	0,001	3	4,27	94,4	0,82	0,5	17
2015-01-06	TI-352	6,4	0,06	2,34	0,06	0,003	5	3,22	96,23	0,47	0,07	54
2015-01-06	TI-351	0,1	0,01	0,01	0,01	0,002	1	15,84	83,93	0,05	0,18	4,9
2014-12-30	TI-352	10,2	0,08	3,74	0,11	0,027	8	2,65	95,92	1,18	0,24	44,1
2014-12-30	TI-351	0,2	0,01	0,03	0,01	0,002	2	20,66	79,14	0,15	0,05	13,6
2014-12-23	TI-351	3,4	0,02	2,29	0,02	0,002	3	13,33	86,15	0,52	0	10,1
2014-12-23	TI-352	14,3	0,03	5,02	0,02	0,005	4	5,98	92,85	0,76	0,41	8,3

**Tabela 47.6 Wartości wskaźników GIG z rejonu ściany Z-2 w pokł. 417/1
(po otamowaniu rejonu ściany Z-2) oznaczanych na podstawie analiz w laboratorium GIG**

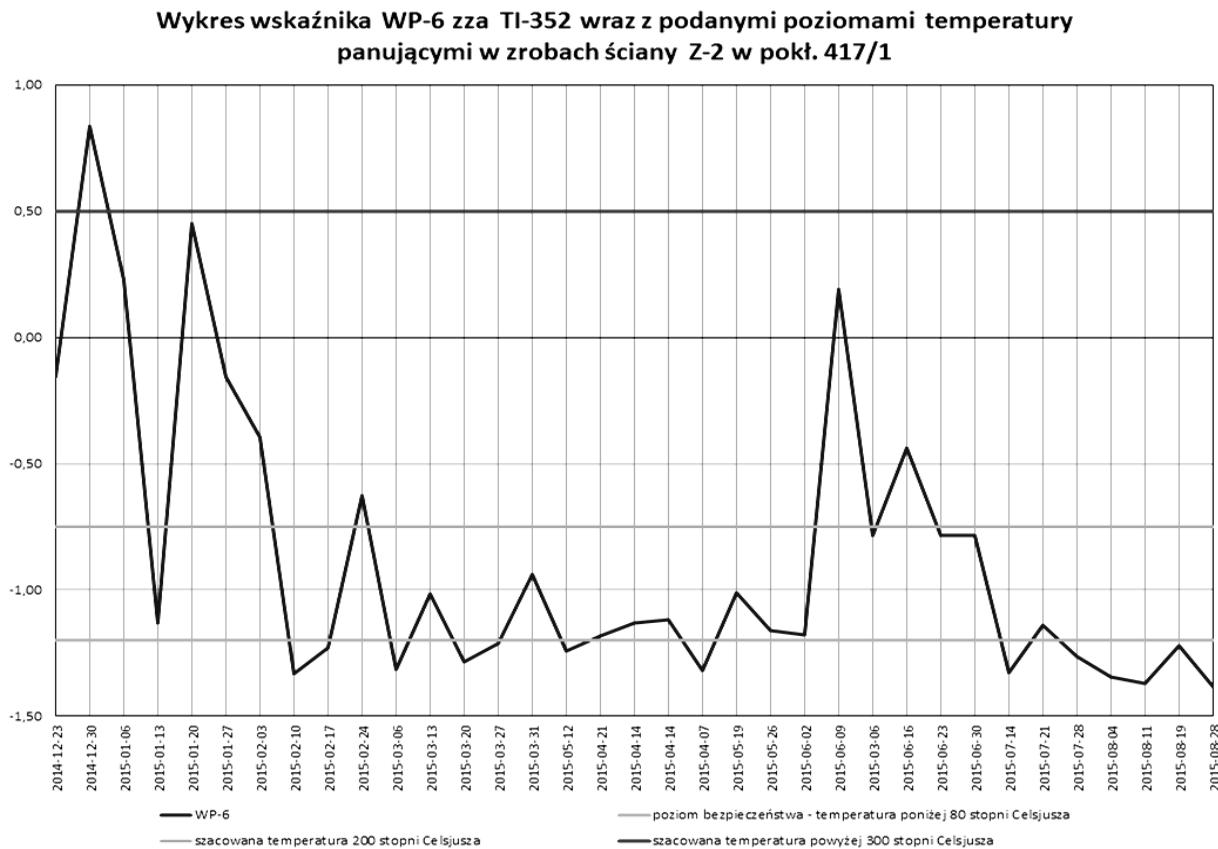
Data rejestracji próbki	Miejsce pobrania prób	WP-1	WP-2	WP-3	WP-6	Graham	$(C_2H_4 + C_3H_6)/CO_2$
2015-08-28	TI-352	0,48	0,05	110,00	-1,38	0,0000	0,2
2015-08-28	TI-351	0,06	0,01	170,00	-1,22	0,0000	3,4
2015-08-19	TI-352	0,83	0,23	280,00	-1,22	0,0000	0,8
2015-08-19	TI-351	0,07	0,01	130,00	-1,24	0,0000	2,6
2015-08-11	TI-351	0,18	0,02	100,00	-1,33	0,0000	2,0
2015-08-11	TI-352	0,56	0,15	135,00	-1,37	0,0000	0,2
2015-08-04	TI-352	0,31	0,11	340,00	-1,34	0,0000	0,2
2015-08-04	TI-351	0,16	0,01	90,00	-1,30	0,0000	1,8
2015-07-28	TI-352	0,24	0,11	460,00	-1,26	0,0000	0,6
2015-07-21	TI-352	0,08	0,01	110,00	-1,14	0,0000	0,1
2015-07-21	TI-351	0,40	0,25	630,00	-1,41	0,0000	12,6
2015-07-14	TI-351	1,43	0,20	430,00	-1,41	0,0000	8,6
2015-07-14	TI-352	0,13	0,05	190,00	-1,33	0,0000	1,0
2015-07-07	TI-352	0,03	0,01	97,50	-0,79	0,0000	1,2
2015-07-07	TI-351	0,33	0,04	130,00	-1,05	0,0000	2,6
2015-06-30	TI-351	0,53	0,02	30,00	-1,25	0,0000	0,6
2015-06-30	TI-352	0,03	0,01	97,50	-0,79	0,0000	1,2
2015-06-23	TI-351	0,34	0,01	40,00	-1,17	0,0000	0,8
2015-06-23	TI-352	0,03	0,01	97,50	-0,79	0,0000	1,2
2015-06-16	TI-352	0,01	0,00	210,00	-0,44	0,0000	1,9
2015-06-09	TI-351	0,06	0,02	320,00	-1,17	0,0000	6,4
2015-06-09	TI-352	0,01	0,00	115,00	0,19	0,0000	2,6
2015-06-02	TI-352	0,15	0,01	60,00	-1,18	0,0000	0,2
2015-06-02	TI-351	0,04	0,01	140,00	-0,99	0,0000	1,2
2015-05-26	TI-351	0,06	0,00	60,00	-0,87	0,0000	0,8
2015-05-26	TI-352	0,19	0,02	90,00	-1,16	0,0000	0,4
2015-05-19	TI-351	0,03	0,00	140,00	-0,90	0,0000	2,0
2015-05-19	TI-352	0,10	0,00	40,00	-1,01	0,0000	0,2
2015-05-12	TI-352	2,00	0,06	30,00	-1,32	0,0000	0,1
2015-05-05	TI-351	0,04	0,01	150,00	-0,97	0,0000	3,0
2015-04-28	TI-351	0,02	0,00	140,00	-0,69	0,0000	2,8
2015-04-28	TI-352	0,21	0,01	50,00	-1,24	0,0000	0,3
2015-04-21	TI-351	0,01	0,00	240,00	-0,81	0,0000	4,8
2015-04-21	TI-352	0,15	0,01	50,00	-1,18	0,0000	0,2
2015-04-14	TI-352	0,11	0,01	70,00	-1,12	0,0000	0,2
2015-04-14	TI-351	0,02	0,00	200,00	-0,93	0,0000	4,0
2015-04-07	TI-352	0,12	0,01	60,00	-1,13	0,0000	0,2
2015-05-07	TI-351	0,04	0,01	200,00	-1,01	0,0000	4,0
2015-03-31	TI-351	0,22	0,05	250,00	-1,19	0,0000	5,0
2015-03-31	TI-352	0,10	0,01	35,00	-0,94	0,0000	0,2
2015-03-27	TI-351	0,23	0,05	200,00	-1,08	0,0000	4,0
2015-03-27	TI-352	0,56	0,05	90,00	-1,21	0,0000	0,1
2015-03-20	TI-352	0,14	0,01	80,00	-1,28	0,0000	0,2

2015-03-13	TI-352	0,13	0,01	90,00	-1,01	0,0000	0,3
2015-03-13	TI-351	1,00	0,49	490,00	-1,38	0,0000	9,8
2015-03-06	TI-352	2,00	0,26	130,00	-1,31	0,0000	0,3
2015-03-06	TI-351	0,09	0,01	60,00	-0,67	0,0006	2,0
2015-02-27	TI-351	0,50	0,16	103,33	-1,35	0,0000	6,2
2015-02-24	TI-351	0,26	0,01	20,00	-0,99	0,0005	0,8
2015-02-24	TI-352	0,08	0,00	85,00	-0,63	0,0000	0,1
2015-02-17	TI-351	0,18	0,08	210,00	-1,31	0,0000	8,4
2015-02-17	TI-352	2,00	0,18	90,00	-1,23	0,0000	0,1
2015-02-10	TI-351	0,14	0,10	223,33	-1,34	0,0000	13,4
2015-02-10	TI-352	2,00	0,12	60,00	-1,33	0,0000	0,1
2015-02-03	TI-352	0,34	0,00	65,00	-0,39	0,0001	0,1
2015-02-03	TI-351	0,30	0,01	20,00	-1,15	0,0005	0,4
2015-01-27	TI-351	0,19	0,00	10,00	-0,55	0,0005	0,4
2015-01-27	TI-352	0,07	0,00	33,33	-0,16	0,0000	0,2
2015-01-20	TI-352	0,08	0,00	27,14	0,45	0,0000	0,3
2015-01-20	TI-351	0,08	0,02	190,00	-1,32	0,0000	3,8
2015-01-13	TI-351	0,27	0,10	380,00	-1,29	0,0000	7,6
2015-01-13	TI-352	0,18	0,01	110,00	-1,13	0,0000	0,1
2015-01-06	TI-352	0,09	0,00	40,00	0,23	0,0000	0,3
2015-01-06	TI-351	0,20	0,00	10,00	-0,59	0,0000	0,4
2014-12-30	TI-352	0,18	0,00	7,04	0,83	0,0000	0,2
2014-12-30	TI-351	0,15	0,00	10,00	0,23	0,0006	0,1
2014-12-23	TI-351	0,30	0,00	20,00	-0,57	0,0000	0,1
2014-12-23	TI-352	0,48	0,01	10,00	-0,15	0,0000	0,1

**Wykres wskaźnika WP-6 z za TI-351
wraz z podanymi poziomami temperatury panującymi
w zrobach ściany Z-2 w pokł. 417/1**



**Rys. 47.9 Wartości wskaźnika WP-6 w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1
(TI-351 – chodnik podścianowy)**



Rys. 47.10 Wartości wskaźnika WP-6 w rejonie otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 (TI-352 – chodnik nadścianowy)

WNIOSKI

1. Zastosowanie azotu podawanego z wytwornic WA-700 do zrobów ściany Z-1w pokł. 501/3 pozwoliło na powstrzymanie procesów samozagrzewania węgla w trakcie eksploatacji ściany oraz w okresie likwidacji i przerzutu jej wyposażenia.
2. Zastosowanie azotu podawanego z wytwornic WA-700 do zrobów czasowo otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1 pozwala na utrzymywanie zagrożenia pożarowego węgla po jej otamowaniu na niskim poziomie.
3. W obu przypadkach (w trakcie likwidacji i przerzutu wyposażenia w przypadku ściany Z-1 w pokł. 501/3 oraz przygotowania do otwarcia rejonu czasowo otamowanej ściany Z-2 w pokł. 417/1) zastosowano górniczą chłodziarkę azotu dla obniżenia temperatury dozowanego azotu.
4. Obniżenie temperatury dozowanego azotu pozwoliło na skuteczniejszą profilaktykę pożarową w newralgicznych okresach profilaktyki.
5. W obydwu przypadkach górnicza chłodziarka azotu zabudowana była w bezpośrednim sąsiedztwie inertyzowanych zrobów.
6. Podawanie schłodzonego azotu można stosować zarówno od strony chodnika podścianowego (ściana Z-1 w pokł. 501/3) jak i nadścianowego (ściana Z-2 w pokł. 417/1)
7. Temperatura schłodzonego azotu nie przekraczała 0°C nawet w przypadku podawania azotu za pomocą dwóch wytwornic.

8. W przypadku konieczności zabudowy chłodziarki azotu w większej odległości od inertyzowanych zrobów, utrzymanie niskiej temperatury będzie możliwe dzięki zastosowaniu rurociągów preizolowanych.

LITERATURA

1. Dokumentacja techniczna Górniczej Chłodziarki Azotu.
2. Projekt techniczny eksploatacji pokładu 501/3 ścianą Z-1 KW S.A Oddział KWK Jankowice.
3. Projekt techniczny eksploatacji pokładu 417/1 ścianą Z-2 KW S.A Oddział KWK Jankowice.
4. Dokumentacja wykorzystania gazów inertnych w ramach profilaktyki pożarowej w ścianie Z-1 w pokł. 501/3.
5. Dokumentacja wykorzystania gazów inertnych w ramach profilaktyki pożarowej w czasowo otamowanej ścianie Z-2 w pokł. 417/1.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Stanisław Konsek, mgr inż. Czesław Mazurek,
mgr inż. Korneliusz Jendrzejek, inż. Tomasz Piecha
KW S.A. Oddział KWK „Jankowice,”
ul. Jastrzębska 12 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: s.konsek@kwsa.pl, c.mazurek@kwsa.pl, k.jendrzejek@kwsa.pl, t.piecha@kwsa.pl

ZASTOSOWANIE GÓRNICZEJ CHŁODZIARKI AZOTU (GCA) JAKO DODATKOWEGO ELEMENTU PROFILAKTYKI POŻAROWEJ W KWK „JANKOWICE”

Streszczenie: W artykule przedstawiono sposób schładzania azotu inertyzującego zroby ścian, w profilaktyce pożarowej stosowanej w KWK „Jankowice”. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu było podkutowane zwiększeniem skuteczności profilaktyki przeciwpożarowej. Doświadczenia w stosowaniu górniczej chłodziarki azotu pokazano na przykładzie ścian Z-1 w pokł. 501/3 i Z-2 w pokł. 417/1. Zastosowanie górniczej chłodziarki azotu w profilaktyce pożarowej pozwoliło na utrzymywanie procesów samozagrzewania węgla na niskim poziomie.

Słowa kluczowe: górnica, chłodzenie, azot, profilaktyka, pożar

APPLICATION OF MINING COOLER OF NITROGEN AS ADDITIONAL ELEMENT OF FIRE PREVENTION IN KW S.A. JANKOWICE COAL MINE

Abstract: The article presents a method of cooling nitrogen for the inertisation of gobs for fire prevention at KWK “Jankowice”. Application of mining cooler of nitrogen increases the efficiency of fire prevention. The practical application of the cooler is shown on the example of coal seams 501/3 and 417/1. Application of mining cooler of nitrogen allowed to maintain the coal self-heating process at a low level.

Key words: mining, cooling, nitrogen, prevention, fire

48

GÓRNICZE RATOWNICTWO WYSOKOŚCIOWE – 45 LAT DZIAŁALNOŚCI

48.1 WPROWADZENIE

W początkach drugiej połowy XX wieku w Polsce gwałtownie rozwijało się górnictwo węglowe. W trakcie budowy nowych szybów oraz pogłębiania istniejących dochodziło do zwiększenia ilości wypadków związanych z pracą na wysokości. Analiza prowadzonych akcji ratowniczych wykazywała potrzebę wprowadzenia do użycia specjalistycznego sprzętu alpinistycznego i przeszkolenia ratowników w zakresie jego użycia. Z inicjatywą powołania specjalistycznych zastępów do prac w szybach i stromych wyrobiskach wystąpił w roku 1969 dyrektor OSRG Wodzisław Andrzej Mizerski. W grudniu 1970 roku Naczelnego Dyrektora Rybnickiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego podejmuje decyzję o utworzeniu specjalistycznych szybowych zastępów ratowniczych w kopalniach RZPW. Pierwsze zastępy „szybowe” powołano w 1971 roku w kopalniach: „Chwałowice”, „Dębieńsko”, „Jastrzębie”, „Zofiówka” [1]. Pierwotnie w skład zastępów specjalistycznych weszli ratownicy pracujący na co dzień w oddziałach szybowych później dołączyli do nich również ratownicy górniczy którzy posiadali uprawnienia do wspinaczki górskiej lub uprawnienia taterników jaskiniowym. W kwietniu 1971 r. decyzją Naczelnego Dyrektora Zabrzeńskiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego powołano zastępy szybowe w kolejnych kopalniach: „Rokitnica”, „Sośnica”, „Makoszowy”, „Bielszowice” oraz w Przedsiębiorstwie Budowy Szybów w Bytomiu. W kolejnych latach cyklicznie organizowano specjalistyczne szkolenia dla zastępów szybowych prowadzone przez ratowników górskich GOPR (Górskie Ochotnicze Pogotowie Ratunkowe).

W latach 70-tych ratownicy górcy GOPR (pomimo funkcjonowania „żelaznej kurtyny” ratownicy uczestniczyli w międzynarodowych szkoleniach w krajach alpejskich) posiadali największą wiedzę w zakresie technik ratowniczych z użyciem sprzętu alpinistycznego. Ratownicy z ówczesnej grupy zakopiańskiej GOPR (wcześniej od 1909 r i obecnie TOPR Tatrzańskie Ochotnicze Pogotowie Ratunkowe) posiadali doświadczenie praktyczne ratowania i ewakuacji taterników z najwyższych ścian tatrzańskich. Sukcesy spektakularnych akcji ratowania taterników np. takie jak zjazd Józefa Uznańskiego z 400 metrowej ściany Kazalnicy Mięguszowieckiej w celu ewakuacji

poszkodowanego taternika (światowy rekord pod względem długości zjazdu w tzw. szelkach Grammingera) spowodowały, że do Zakopanego skierowano ratowników górniczych na specjalistyczne szkolenia [3]. Ratownicy górcy stosowali wtedy zestaw Grammingera (przenośna winda do opuszczania ratownika na stalowej lince ø 5 mm i specjalne szelki do podejmowania poszkodowanych), który mógł być z powodzeniem zastosowany do ewakuacji załogi w głębokich szybach kopalnianych (rys. 48.1).



Rys. 48.1 Szkolenie ratowników górniczych w Tatrach

W kolejnych latach kontynuowano cykliczne szkolenia specjalistyczne dla ratowników górniczych prowadzone przez instruktorów GOPR, TOPR oraz PZA (Polski Związek Alpinizmu) i powiększano bazę specjalistycznego sprzętu alpinistycznego przeznaczonego do użycia w kopalniach. Specjalistyczne zastępy ratownicze zatrudniane były w akcjach prowadzonych w szybach i szybikach oraz wielokrotnie udzielały pomocy poza kopalniami np. podczas wydobywania ludzi z zasypanych studni. Od początku istnienia zastępy te ściśle współpracują z PSP (Państwową Strażą Pożarną), początkowo jako uzupełnienie specjalności nie posiadanych przez PSP obecnie głównie w zakresie wspólnych szkoleń i w sytuacjach katastrof budowlanych gdzie technika górnicza jest pomocna w dotarciu do poszkodowanych.

W roku 1986 CSRG w Bytomiu zakupiła przewoźny wyciąg ratowniczy PWR o udźwigu ok. 5 ton który umożliwia ewakuację załogi uwiezionej w szybach kopalnianych za pomocą kapsuł ratowniczych (różne typy) z głębokości do 1300 m. Ten rodzaj sprzętu zdecydowanie poprawił bezpieczeństwo i skuteczność działań ratowniczych w szybach kopalnianych. Połączenie możliwości PWR z technikami alpinistycznymi

pozwala obecnie dotrzeć ratownikom do większości trudnodostępnych miejsc w szybach kopalnianych.

Ratownicy górniczy członkowie specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych, przewidziani są do wykonywania prac ratowniczych i prac profilaktycznych w szybach, szybikach, zbiornikach, otworach wielkośrednicowych, w wyrobiskach o dużym nachyleniu oraz na innych obiektach (podziemnych lub powierzchniowych) gdzie występuje ryzyko upadku z wysokości.

Nazewnictwo stosowane w górnictwem ratownictwie wysokościowym:

Techniki alpinistyczne, to ogólna nazwa technik stosowanych w:

- wspinaczce górskiej,
- alpinizmie jaskiniowym,
- służbach ratownictwa górskego,
- alpinizmie przemysłowym (podczas prac na budynkach i obiektach przemysłowych w zagrożeniu upadkiem z wysokości),
- służbach ratownictwa wysokościowego.

W technikach alpinistycznych używany jest specjalistyczny sprzęt umożliwiający dotarcie do trudno dostępnych miejsc i sprzęt zabezpieczający osoby przed upadkiem z wysokości.

Sprzęt wysokościowy – przyjęta skrócona nazwa dla całości specjalistycznego sprzętu stosowanego do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych.

Grupa ratownictwa wysokościowego – przyjęta skrócona nazwa dla specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.

Ratownicy wysokościowi – przyjęta skrócona nazwa dla członków specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.

Zastępowi – instruktorzy ratownictwa wysokościowego – przyjęta skrócona nazwa dla zastępowych – instruktorów specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.

Ratownictwo wysokościowe – wszelkie działania związane z ratowaniem życia i zdrowia ludzi oraz ratowaniem mienia i środowiska w trudnodostępnych miejscach gdzie występuje zagrożenie upadkiem z wysokości lub upadkiem w dół poniżej poziomu ziemi (lub innej powierzchni).

48.2 ORGANIZACJA I SZKOLENIE SPECJALISTYCZNYCH ZASTĘPÓW RATOWNICZYCH DO PRAC W WYROBISKACH PIONOWYCH LUB O DUŻYM NACHYLENIU

48.2.1 Organizacja górnictwa ratownictwa wysokościowego – wymagania przepisów i praktyki

Akty prawne i standardy bezpieczeństwa – tzw. „dobre praktyki”:

- a. Prawo geologiczne i górnicze – ustanowione z dnia 09 czerwca 2011 r. wraz z powołanymi aktami wykonawczymi.

- b. Przepisy ogólne w zakresie prac na wysokości, szczegółowo opisane w pkt III,
- c. Standardy bezpieczeństwa wypracowane przez praktyków opisane w pkt IV.

Wybrane przepisy „górnicze” dotyczące specjalistycznych zastępów do prac w szybach:

- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 12.06.2002 r. w sprawie ratownictwa górniczego z późniejszymi zmianami. Wybrane zagadnienia dotyczące zastępów specjalistycznych:

§ 14 – definicja zastępów specjalistycznych,

§ 66 ust.1, 3.4, 5 – ogólne zasady szkolenia,

§ 67 ust.2 – odrębne ćwiczenia dla zastępów specjalistycznych,

§ 88 ust. 1. – prace profilaktyczne z użyciem technik alpinistycznych.

Zał.nr 2 Szczegółowe zasady szkoleń z zakresu ratownictwa.

Pkt. 3 – szkolenie zastępów specjalistycznych.

Zał. nr 3 Szczegółowe zasady prowadzenia akcji ratowniczych w zakładach górniczych.

Pkt. 6 – Akcje ratownicze związane z awariami energomechanicznymi w wyrobiskach.

Pkt. 6.1 – Podczas kierowania akcjami ratowniczymi związanymi z awariami energomechanicznymi przepisy dotyczące kierownika akcji na dole, sztabu akcji i organizacji bazy ratowniczej stosuje się odpowiednio.

Pkt 6.7 – W przypadku konieczności prowadzenia prac ratowniczych, w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu powinno się zatrudniać specjalistyczne zastępy do wykonywania takich prac.

- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia p.poż. w podziemnych zakładach górniczych z późniejszymi zmianami. Wybrane wymagania dotyczące prac na wysokości w wyrobiskach kopalnianych:

§ 29 ust. 1, § 360 – wymagania odnośnie stosowania urządzeń i materiałów w zakładzie górniczym,

Rozdz. 4. § od 451 do 535 – transport pionowy i w wyrobiskach o nachyleniu powyżej 45°,

Zał. nr 4 pkt. 5 – szczegółowe zasady prowadzenia ruchu układów transportu pionowego w wyrobiskach o nachyleniu powyżej 45°

48.2.2 Szkolenie specjalistycznych zastępów ratowniczych do prac w wyrobiskach pionowych

Aktualne rozporządzenie w sprawie ratownictwa górniczego nie preczytuje rodzajów obowiązkowych szkoleń oraz częstotliwości kursów powtórkowych dla członków zastępów specjalistycznych do prac na wysokości. Na podstawie rozporządzenia M.G. z dnia 12 czerwca 2002 r. w sprawie ratownictwa górniczego

Kierownik jednostki ratownictwa górnego CSRG S.A. zatwierdził następujące programy kursów i szkoleń:

- a) Kurs podstawowy dla ratowników górniczych kandydatów na członków specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.
- b) Kurs okresowy dla ratowników górniczych członków specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.
- c) Kurs dla ratowników górniczych, kandydatów na zastępowych – instruktorów specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.
- d) Kurs dla ratowników górniczych, kandydatów na mechaników specjalistycznego sprzętu stosowanego do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.
- e) Kurs dla ratowników górniczych, kandydatów na kierowników specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.
- f) Zgrupowania kondycyjno-szkoleniowe (kursy okresowe) dla ratowników górniczych członków specjalistycznych zastępów do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu.

Częstotliwość szkoleń ratowników grupy wysokościowej CSRG S.A. dobrano w oparciu o przepisy ogólne w zakresie wymaganych szkoleń zawartych w rozporządzeniu MGiP z dnia 27 lipca 2004 r. w sprawie szkoleń w dziedzinie bhp (Dz. U. Nr 180, poz. 1860 z późn. zm.), wydane na podstawie Kodeksu Pracy, art. 237.2, 237.5 i dyrektyw UE które stanowią, że szkolenia okresowe na stanowiskach robotniczych odbywają się nie rzadziej niż raz na 3 lata, a na stanowiskach, na których występują szczególnie duże zagrożenia dla bezpieczeństwa lub zdrowia pracowników – nie rzadziej niż raz w roku. Częstotliwość tą ustala pracodawca w konsultacji z załogą w zależności od faktycznie występujących zagrożeń na danym stanowisku pracy (w tym pracy na wysokościach). Zalecone jest też przeprowadzanie dodatkowych szkoleń uzupełniających – instruktażowych (np. jednodniowych ćwiczeń) w przypadku wystąpienia istotnych zmian niebezpiecznych warunków pracy w tym zmian technologicznych.

Decyzją Kierownika jednostki ratownictwa górnego CSRG S.A. w Bytomiu warunkiem wstąpienia ratownika do składu specjalistycznych zastępów jest ukończenie kursu podstawowego w zakresie technik alpinistycznych. Powierzenie pełnienia funkcji mechanika, zastępowego – instruktora, kierownika specjalistycznych zastępów wymaga ukończenia dodatkowego szkolenia. Wszyscy członkowie grupy ratownictwa wysokościowego CSRG S.A. zobowiązani są do corocznego uczestnictwa w kursie okresowym lub uczestnictwa w zgrupowaniu kondycyjno-szkoleniowym. Ponadto ratownicy wysokościowi odbywają co najmniej 6 razy w roku dodatkowe jednodniowe ćwiczenia specjalistyczne. Kierownicy ruchu zakładów górniczych utrzymujących

specjalistyczne zastępy również powinni ustalić rodzaj i częstotliwość szkoleń dla członków tych zastępów.

Zajęcia na kursach prowadzą instruktorzy GOPR lub PZA (w zakresie sprzętu i technik alpinistycznych) oraz instruktorzy specjalści jednostki ratownictwa górnictwa (w zakresie organizacji akcji, sprzętu i technik ratownictwa górnictwa). Część praktyczna kursów przeprowadzana jest na obiektach kopalnianych (wieże szybowe, szyby, szybiki) oraz w terenie górskim na skalnych ścianach i w jaskiniach (rys. 48.2 i 48.3).



Rys. 48.2 Ćwiczenia w szybie



Rys. 48.3 Ćwiczenia w jaskini

Organizacja szkoleń zastępów specjalistycznych wzorowana jest na zasadach szkoleń przyjętych w ratownictwie górkim oraz w Państwowej Straży Pożarnej. Ratownicy górnicy szkoleni są w zakresie użycia standardowych rodzajów sprzętu używanego przez inne służby i grupy ratownictwa wysokościowego w Polsce, przyjęto jednolite nazewnictwo i stosowane są te same techniki ratownicze. Organizowane wspólne ćwiczenia z udziałem wszystkich instytucji współpracujących z Krajowym

Systemem Ratowniczym są okazją do wymiany doświadczeń i dopracowania szczegółowej współpracy w sytuacjach dużych katastrof budowlanych czy klęsk żywiołowych oraz związanych z nimi wypadków zbiorowych.

48.3 MOBILIZACJA SPECJALISTYCZNYCH ZASTĘPÓW DO UDZIAŁU W AKCJI RATOWNICZEJ

Mobilizacja specjalistycznych zastępów do udziału w akcji ratowniczej koordynowana jest przez dyspozytora CSRG S.A. i zastępowych – instruktorów ratownictwa wysokościowego CSRG S.A. W dniach roboczych możliwe jest natychmiastowe zadysponowanie wozu bojowego grupy ratowników wysokościowych CSRG S.A. z specjalistycznym sprzętem, w dniach wolnych od pracy potrzeba około godziny dla mobilizacji grupy ratowników wysokościowych.

Jeżeli zachodzi taka potrzeba do udziału w akcji kierowany jest również przewoźny wyciąg ratowniczy PWR (rys. 48.4). Ratownicy z 20-sto osobowej grupy wysokościowej CSRG S.A. posiadają wszelkie wymagane kwalifikacje do obsługi PWR i wykonywania prac w szybach kopalnianych (kierowcy, maszyniści wyciągowi, sygnaliści, spawacze, instruktorzy ratownictwa wysokościowego, kierownicy pogotowia).



Rys. 48.4 Przewoźne wyciągi ratownicze PWR w pogotowiu CSRG S.A.

Aktualnie specjalistyczne zastępy do prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu funkcjonują w ramach Drużyn Ratowniczych w jednostkach ratownictwa górnictwa CSRG S.A. w Bytomiu i KGHM „Polska Miedź” S.A. Oddział JRGH Lubin oraz w kopalniach: „Chwałowice”, „Jankowice”, „Pniówek”, „Mysłowice-Wesoła”, ruch „Jas-Mos”, kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”. W kopalnianych drużynach współpracujących z CSRG S.A. zatrudnionych jest około 50 ratowników członków specjalistycznych zastępów do

prac ratowniczych z użyciem technik alpinistycznych w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu. Taka ilość ratowników jest wystarczająca nawet w przypadku konieczności prowadzenia ciągłych prac w szybach kopalnianych w okresie kilku dni.

48.4 OGÓLNE WYMAGANIA PRZEPISÓW W ZAKRESIE PRAC NA WYSOKOŚCI [2]

Głównymi aktami prawnymi zapewniającymi pracownikom prawo do bezpiecznych i higienicznych warunków pracy są: Ustawa z dnia 26 czerwca 1974 r., Kodeks Pracy oraz Ustawa z dnia 07 lipca 1994 r., Prawo budowlane oraz akty wykonawcze wydane na podstawie tych ustaw:

1. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z dn. 26 września 1997 r. w sprawie ogólnych przepisów BHP (Dziennik Ustaw nr 129 z dn. 23. 10. 1997) z późn. zm. (tekst jedn.: Dz. U. z 2003 r., nr 169) Dział IV. Procesy pracy – wyciąg:

- prace wymagające szczególnej sprawności psychofizycznej: 30. Prace na wysokości,
- prace, które powinny być wykonywane przez co najmniej dwie osoby: 39. Prace wykonywane na wysokości powyżej 2 m w przypadkach, w których wymagane jest zastosowanie środków ochrony indywidualnej przed upadkiem z wysokości.
- prace na wysokości (rozdz. 6 pkt E): § 105 Praca na wysokości ... jest praca wykonywana na powierzchni znajdującej się co najmniej 1,0 m nad poziomem podłogi lub ziemi ... jeśli powierzchnia ta nie jest osłonięta ze wszystkich stron ścianami lub ścianami z oknami i nie jest wyposażona w stałe konstrukcje lub urządzenia chroniące pracownika przed upadkiem z wysokości.

§ 110 Przy pracach na stopach, masztach konstrukcyjnych, wieżach, kominach, konstrukcjach budowlanych bez stropów, a także przy ustawnianiu lub rozbiórce rusztowań oraz przy pracach na drabinach i na wysokości powyżej 2 m nad poziomem terenu zewnętrznego lub podłogi należy w szczególności:

1) przed rozpoczęciem prac sprawdzić stan techniczny ... stałych elementów konstrukcji lub urządzeń mających służyć do mocowania linek bezpieczeństwa,

2) zapewnić stosowanie przez pracowników ... sprzętu chroniącego przed upadkiem z wysokości jak: szelki bezpieczeństwa z linką bezpieczeństwa przymocowaną do stałych elementów konstrukcji, ...,

3) zapewnić stosowanie przez pracowników hełmów ochronnych przeznaczonych do prac na wysokości.

- pracownicy zatrudnieni na wysokości powinni:

1) przejść przeszkolenie podstawowe i okresowe bhp, ...,

2) posiadać umiejętności posługiwania się przydzielonymi ochronami osobistymi oraz urządzeniami zabezpieczającymi,

3) bezpiecznie obsługiwać podstawowe urządzenia do transportu poziomego i pionowego,

4) posiadać książeczkę kwalifikacyjną z aktualnymi wpisami dotyczącymi stanu zdrowia.

2. Rozporządzenia Ministra Infrastruktury w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy podczas wykonywania robót budowlanych (Dz. U. nr 47, z dn. 19 marca 2003 r.).

Prace na wysokości

Przez pojęcie "praca na wysokości" rozumiemy roboty wykonywane na: rusztowaniach-pomostach, podiumach, stałych galeriach, słupach masztach, konstrukcjach budowlanych, stropach, kominach, drabinach, klamrach i innych podwyższeniach na wysokości 1 m od terenu zewnętrznego lub poziomu podłogi obudowanej ścianami.

- organizacja stanowisk pracy

Przy organizowaniu stanowisk pracy na wysokości należy stosować rygory i zabezpieczenia wynikające z powyższego Rozporządzenia. Przystępując do prac, przy których grozi upadek z wysokości, należy zastanowić się nad bezpiecznym sposobem ich wykonywania.

Profilaktyka

W celu zwiększenia bezpieczeństwa podczas prac na wysokości należy ograniczać liczbę niebezpiecznych operacji roboczych oraz stosować urządzenia zabezpieczające pracowników niezależnie od ich woli i decyzji. Można to osiągnąć przez odpowiednie przygotowanie dokumentacji technologiczno-organizacyjnej, zawierającej wytyczne bezpiecznego prowadzenia robót. Kierowanie pracami na wysokości należy powierzać osobom mającym właściwe uprawnienia, przygotowanie techniczne oraz praktykę zawodową.

Obowiązkiem nadzoru jest:

- prowadzenie robót ściśle według dokumentacji technologiczno-organizacyjnej obiektu,
- przestrzeganie przepisów i zasad bezpieczeństwa pracy na wysokości, zgodnie z instrukcją bezpieczeństwa montażu, normami oraz z ogólnymi i szczegółowymi przepisami bhp,
- wyposażenie brygad roboczych w obowiązujące ochrony osobiste,
- dokonywanie kontroli stanowisk pracy na wysokości, a zwłaszcza prawidłowości usytuowania i zamocowania urządzeń zabezpieczających,
- wyznaczanie stref niebezpiecznych przy budynkach, budowlach i na placach budowy oraz oznaczanie ich znakami ostrzegawczymi.

Pracownicy zatrudnieni przy pracach na wysokości powinni:

- przejść przeszkolenie podstawowe i okresowe bhp, a instruktaż ogólny powinien zaznajomić ich z charakterem robót budowlano-montażowych, przedstawić podstawowe zagrożenia oraz przyczyny wypadków,
- umieć posługiwać się przydzielonymi środkami ochrony indywidualnej oraz urządzeniami zabezpieczającymi,
- umieć bezpiecznie obsługiwać podstawowe urządzenia służące do transportu poziomego i pionowego,
- posiadać książeczkę kwalifikacyjną z aktualnymi wpisami dotyczącymi stanu zdrowia i predyspozycji do pracy na wysokości oraz przeszkolenia w zakresie bhp. Pracownicy zatrudnieni przy montażu, demontażu oraz obsłudze rusztowań wiszących muszą posiadać odpowiednie kwalifikacje zawodowe i uprawnienia wydane przez Urząd Dozoru Technicznego.

Środki ochrony indywidualnej

W przypadku, gdy poczynania techniczne i organizacyjne nie mogą zapewnić pełnego bezpieczeństwa pracy na wysokości, należy bezwzględnie stosować właściwe środki ochrony indywidualnej, a przede wszystkim sprzęt chroniący przed upadkiem z wysokości, tj.: szelki bezpieczeństwa stosowane w połączeniu z linką mocowaną do uchwytu, a często także z urządzeniem samohamownym (tzw. aparatem bezpieczeństwa) lub amortyzatorem włókienniczym oraz hełmy ochronne.

Wybór właściwego sprzętu oraz zakres jego stosowania powinien być uzależniony od rodzaju robót, a także od stopnia zagrożenia zdrowia i życia na stanowisku pracy. Szelki z linką bezpieczeństwa ograniczają poruszanie się pracowników do obszaru wyznaczonego długością linki. Linka z urządzeniem samohamowym umożliwia zbliżanie się do krawędzi płaszczyzny, na której wykonywane są prace i jednocześnie zabezpiecza przed upadkiem z wysokości. Sprzęt ten można stosować jedynie wówczas, gdy w pobliżu stanowisk pracy na wysokości znajduje się stała konstrukcja nie ulegająca odkształceniu lub zniszczeniu, stanowiąca pewny punkt zamocowania linki bezpieczeństwa. Sprzęt chroniący przed upadkiem z wysokości powinien być stale sprawdzany. Wycofanie go z użycia powinno nastąpić po przekroczeniu terminu ważności oraz zawsze wówczas, gdy sprzęt ten był narażony na przeciążenie spowodowane upadkiem człowieka z wysokości.

2. Rozporządzenie Ministra Zdrowia i Opieki Społecznej z dn. 30 maja 1996 r. w sprawie badań lekarskich osób wykonujących prace na wysokości (rozdz. V pkt 3) – wyciąg:

- obowiązują badania lekarskie wstępne i okresowe ogólne, neurologiczne, okulistyczne i otolaryngologiczne co 2-3 lata; powyżej 50 roku życia – co roku. Wady wzroku wymagające stałego noszenia szkieł korekcyjnych stanowią przeciwwskazanie do zatrudnienia (nie dotyczy soczewek kontaktowych).

3. Rozporządzenie Rady Ministrów z dn. 27 listopada 2001 r. w sprawie uprawiania alpinizmu (Dz. U. z dnia 18 grudnia 2001 r.)

§ 20. 1. Do uprawiania alpinizmu służy sprzęt, który:

1) spełnia parametry wytrzymałościowe określone w przepisach Międzynarodowej Unii Stowarzyszeń Alpinistycznych (UIAA),

2) jest sprawny pod względem technicznym. Niedopuszczalne jest stosowanie sprzętu nie przeznaczonego do uprawiania alpinizmu.

4. Inne przepisy prawne odnoszące się do prac na wysokości:

- Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 10 września 1996 w sprawie wykazu prac szczególnie uciążliwych lub szkodliwych dla zdrowia kobiet; Dz. U. 1996 nr 114 poz. 545 ze zm. Dz. U. 2002 nr 127 poz.1092
- Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z dnia 28 maja 1996 w sprawie rodzajów prac wymagających szczególnej sprawności psychofizycznej; Dz. U. 1996 nr 62 poz. 287
- Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z dnia 28 maja 1996 w sprawie rodzajów prac, które powinny być wykonywane przez co najmniej dwie osoby; Dz. U. 1996 nr 62 poz. 288

- Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 2 września 1997 r. w sprawie służby bezpieczeństwa i higieny pracy; Dz. U. 1997 nr 109 poz. 704 ze zm. Dz. U. 2004 nr 246 poz. 2468, Dz. U. 2005 nr 117 poz. 986
- Ustawa z dnia 7 lipca 1994 r., Prawo budowlane. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 17 sierpnia 2006 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy. Prawo budowlane; Dz. U. 2006 nr 156 poz. 1118 z późniejszymi zmianami
- Rozporządzenie Ministra Infrastruktury z dnia 23 czerwca 2003 r. w sprawie informacji dotyczącej bezpieczeństwa i ochrony zdrowia oraz planu bezpieczeństwa i ochrony zdrowia; Dz. U. 2003 nr 120 poz. 1126
- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 21 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla środków ochrony indywidualnej; Dz. U. z dnia 28 grudnia 2005 r.
- Dyrektywa Rady w sprawie wprowadzenia środków w celu poprawy bezpieczeństwa i zdrowia pracowników w miejscu pracy, 89/391/EWG, 12.06.1989.
- Dyrektywa Rady dotycząca minimalnych wymagań w dziedzinie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w miejscu pracy (pierwsza szczegółowa dyrektywa w rozumieniu art. 16 ust. 1 dyrektywy 89/391/EWG), 89/654/EWG, 30.11.1989.
- Dyrektywa Rady w sprawie minimalnych wymagań w dziedzinie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników korzystających z wyposażenia ochronnego (trzecia dyrektywa szczegółowa w rozumieniu art. 16 ust. 1 dyrektywy 89/391/EWG), 89/656/EWG, 30.11.1989.
- Dyrektywa Rady w sprawie zbliżania ustawodawstwa Państw Członkowskich odnoszących się do wyposażenia ochrony osobistej, 89/686/EWG, 21.12.1989.
- Dyrektywa Rady w sprawie wdrożenia minimalnych wymagań bezpieczeństwa i ochrony zdrowia na tymczasowych lub ruchomych budowach (ósmia szczegółowa dyrektywa w rozumieniu art. 16 ust. 1 dyrektywy 89/391/EWG), 92/57/EWG, 24.06.1992.
- Dyrektywa Rady zmieniająca dyrektywę 89/655/EWG dotyczącą minimalnych wymagań w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny użytkowania sprzętu roboczego przez pracowników podczas pracy (druga dyrektywa szczegółowa w rozumieniu art. 16 ust. 1 dyrektywy 89/391/EWG), 95/63/WE, 05.12.1995.
- Dyrektywa 2001/45/EC dotycząca prac na wysokości, dobór sprzętu, wymagania techniczne.

48.5 STOWARZYSZENIA BRANŻOWE I PROPONOWANE STANDARDY BEZPIECZEŃSTWA [4]

1. Wytyczne Państwowej Inspekcji Pracy

Państwowa Inspekcja Pracy realizuje kampanię informacyjno-kontrolną podkreślając niezwykłą wagę stosowania zabezpieczeń przed upadkiem z wysokości, a w szczególności rangę stosowania w pierwszej kolejności środków ochrony zbiorowej.

Podczas doboru odpowiednich zabezpieczeń do prac szczególnie niebezpiecznych jakim jest praca na wysokości, PIP radzi stosować następującą hierarchię:

- a) Wyeliminuj ryzyko. Pomyśl czy można w pełni wyeliminować pracę na wysokości? Czy można wykonać pracę z powierzchni ziemi przy zastosowaniu np. wisięgników?
- b) Jeżeli nie można uniknąć pracy na wysokości w pierwszej kolejności powinny być zastosowane środki ochrony zbiorowej np. zgodne z przepisami balustrady i siatki bezpieczeństwa do ochrony wszystkich osób przebywających na wysokości.
- c) W ostateczności, jeśli środki ochrony zbiorowej są niedostępne należy stosować środki ochrony indywidualnej np. do nadawania pozycji przy pracy, do zabezpieczania przed upadkiem czy dostępu linowego. Środki Ochrony Indywidualnej powinny być dostępne dla wszystkich pracowników by zminimalizować ryzyko oraz konsekwencje ewentualnego upadku.

2. Organizacje zawodowe alpinistów przemysłowych

Jedną z organizacji aktualnie działających w Polsce jest Organizacja Techników Dostępu Linowego (OTDL, <http://www.otdl.pl/>) [5]. Organizacja ta zrzesza pracowników i przedsiębiorców wykorzystujących dostęp linowy do wykonywania prac na wysokości. OTDL prowadzi działania w celu poprawy bezpieczeństwa pracy na wysokości, zwiększenia prestiżu wykonywanego zawodu, kształtowania nowych przepisów w zakresie pracy na wysokości, oraz kształtowania zasad etyki zawodowej. Organizacja powstała na wzór wcześniej założonych stowarzyszeń w innych krajach np.:

- Wielka Brytania i Irlandia – IRATA, NARC
- Stany Zjednoczone – SPRAT
- Norwegia – SOFT
- Niemcy – FISAT

Każda z wyżej wymienionych organizacji proponuje własny system szkoleń i nadawania uprawnień zawodowych.

Przykładowe zalecenia i standardy bezpieczeństwa proponowane przez organizację o zasięgu międzynarodowym IRATA (Industrial Rope Access Trade Association) to [2]:

- odpowiednio wyszkoleni i wykwalifikowani pracownicy posiadający stosowne certyfikaty i znający zasady udzielania pierwszej pomocy,
- wcześniejsze przygotowanie miejsca pracy i planowanie czynności (teren pracy należy odgrodzić i opisać, że prowadzone są prace na wysokości)
- codzienne szkolenie stanowiskowe oraz okresowe szkolenia bhp budowlane i ogólne,
- nadzór dostosowany do umiejętności pracownika wykonywanego zadania i warunków atmosferycznych,
- praca zawsze co najmniej w dwie osoby z zachowaniem stałego kontaktu wzrokowo-głosowego,
- ocena ryzyka i procedury ratownicze dostosowane do okoliczności oraz sprzęt ratowniczy łatwo dostępny w razie potrzeby,
- posiadanie aktualnych badań lekarskich,

- praca w kasku, odpowiedniej odzieży i obuwiu roboczym,
- system podwójnych lin – wszystkie operacje muszą być wykonywane przy prawidłowym użyciu dwóch przyrządów: roboczego i asekuracyjnego, zamontowanych na oddzielnych linach,
- stosowanie odpowiedniego sprzętu (sportowy sprzęt alpinistyczny niejednokrotnie nie spełnia warunków bezpiecznej pracy na wysokości),
- możliwość identyfikacji i codzienne sprawdzanie sprzętu przed jego zastosowaniem,
- urządzenie asekuracyjne umiejscowione stosunkowo wysoko.

3. Polski Związek Alpinizmu

Polski Związek Alpinizmu powstał w 1974 roku z przekształcenia przedwojennego Klubu Wysokogórskiego. Jest federacją klubów i sekcji zrzeszających taterników, grotołazów, narciarzy wysokogórskich i zawodników wspinaczki sportowej. Na forum międzynarodowym polska organizacja wysokogórska jest znana już od roku 1932 jako członek założyciel Union Internationale des Associations d'Alpinisme (UIAA), oraz jako członek Union Internationale de Spéléologie (UIS). PZA koordynuje działalność sportową i szkoleniową, organizuje wyprawy narodowe, nadaje uprawnienia instruktorskie, zajmuje się ochroną przyrody oraz profilaktyką wypadkową.

W odróżnieniu od standardów alpinizmu przemysłowego podczas wspinaczki sportowej stosowana jest asekuracja na pojedynczej linie. Również w technikach jaskiniowych (inaczej niż w przemyśle) akceptowany jest układ pojedynczej liny jednak dla zachowania minimum bezpieczeństwa stosowane są dwa przyrządy (do zjazdu i asekuracji). PZA posiada własny system szkoleń i nadawania uprawnień.

4. Organizacje ratownicze

Zasadniczo wszystkie służby ratownictwa wysokościowego akceptują wypracowane międzynarodowe standardy bezpieczeństwa zarówno sportowe jak i przemysłowe. W niektórych przypadkach zachodzi konieczność odstąpienia od standardów przemysłowych. Na przykład w szczególnych przypadkach, gdy z ocena ryzyka wynika, że użycie systemu podwójnych lin uczyniłoby pracę bardziej niebezpieczną lub spowodowałoby nieakceptowane opóźnienie akcji ratowniczej, użycie pojedynczej liny jest dopuszczalne, z zaznaczeniem, że należy przedsięwziąć odpowiednie środki zapewniające minimalne bezpieczeństwo. W celach ratowniczych stosowany jest sportowy sprzęt alpinistyczny oraz sprzęt przeznaczony do prac na wysokości (spełniający wymagania norm). Bieżąca ocena sytuacji decyduje o zastosowaniu danej techniki do transportu i ewakuacji poszkodowanych. Instruktor ratownictwa wysokościowego dobiera sprzęt i technikę która zapewni skuteczność akcji ratowniczej z zachowaniem minimum bezpieczeństwa. Niżej wymienione organizacje ratownicze posiadają własny wewnętrzny system szkoleń i nadawania uprawnień i ich weryfikacji.

48.5.1 Ratownictwo górskie GOPR, TOPR

Obydwie służby ratownictwa górnego stosują międzynarodowe standardy wypracowane w ramach stowarzyszenia IKAR-CISA. Celem IKAR-CISA jest wymiana wiedzy, doświadczeń na temat ratownictwa górnego pomiędzy ratownikami z różnych

organizacji członkowskich w całym świecie. Wymiana doświadczeń odbywa się w ramach pracy w powołanych komisjach specjalistycznych, organizowanych szkoleniach oraz na corocznym kongresie odbywającym się w różnych krajach. Polskie służby ratownictwa górskiego GOPR i TOPR aktywnie uczestniczą w pracach komisji tworzących międzynarodowe standardy bezpieczeństwa, instruktorzy ratownictwa górskiego wdrażają te standardy podczas prowadzonych szkoleń ratowniczych z zastosowaniem technik alpinistycznych.

48.5.2 Państwowa Straż Pożarna PSP

W wszystkich regionach Polski PSP zorganizowała i utrzymuje w gotowości boowej specjalistyczne sekcje ratownictwa wysokościowego. Sposób organizacji, szkolenia, wyposażenia i dyżurowania tych służb jest szczegółowo opisany w dokumencie pt. „Zasady organizacji ratownictwa wysokościowego w krajowym systemie ratowniczo-gaśniczym” zatwierdzonym przez Komendanta Głównego PSP. Dokument dostępny pod adresem <http://www.straz.gov.pl/page/file.php?id=34307> [6].

48.6 PODSUMOWANIE – PRZYKŁADY AKCJI Z UDZIAŁEM GÓRNICZEGO RATOWNICTWA WYSOKOŚCIOWEGO [4]

48.6.1 Akcje ratownicze z udziałem specjalistycznych zastępów „szybowych” w latach 2008-2015:

- 10.08.2008 r. akcja ratownicza w KWK „Bielszowice” ewakuacja 2 pracowników uwięzionych w skipoklatce na głębokości ok. 300 m po awarii energomaszynowej polegającej na poślizgu i wpadnięciu lin nośnych wyciągu szybowego do szybu podczas ich wymiany – zastosowanie PWR, ewakuacja z użyciem kapsuły ratowniczej,
- 08.06.2009 r. akcja ratownicza wydobycia ciała pracownika poszkodowanego w wyniku rozerwania leja i gwałtownego wypływu zawodnionego miału węglowego – wykonano tymczasowe zabezpieczenie (technikami alpinistycznymi) rozerwanego płaszczu poszycia leja wysypowego pod zbiornikiem węgla wypełnionego urobkiem,
- 24.03.2010 r. akcja ratownicza w szybie Jas IV KWK „Jas-Mos” po awarii górnicygo wyciągu szybowego pomocniczego awaryjnego-rewizyjnego, zerwanie liny nośnej klatki i zaplątanie zerwanej liny o liny nośne wyrównawcze wyciągu głównego – zabezpieczenie klatki i wycięcie splątanych w szybie lin z użyciem technik alpinistycznych,
- 25.07.2011 r. planowana akcja ratownicza przewietrzania i penetracji nieczynnych wyrobisk po zlikwidowanej KWK „Porąbka-Klimontów” – zastosowanie technik alpinistycznych do opuszczenia ratownika upadową o nachyleniu ok. 45° z użyciem nowego typu aparatu wężowego,
- 11-13.08.2012 r. akcja ratownicza w podziemnym zbiorniku węgla ZG „Silesia”, doszło do wypadku, w wyniku którego pracownik wpadł do zbiornika i został przysypany węglem – użycie technik alpinistycznych w celu opuszczania ratowników do zbiornika i po odkopaniu wyciągnięcia ciała poszkodowanego,

- 09.10.2012 r., 28.11.12 r., 05.09.2013 r. planowane akcje ratownicze w szybie Kazimierz po zlikwidowanej kopalni KWK „Niwka-Modrzejów”. W rejonie szybu Kazimierz pełniącego funkcję studni głębinowej do odwadniania wyrobisk po zlikwidowanej kopalni wystąpiło zagrożenie wodne w postaci spiętrzenia wody na tamie izolującej szyb od zlikwidowanych wyrobisk na poz. 320. Dalsze spiętrzanie wody stwarzało zagrożenie dla sąsiednich kopalń więc zaplanowano prace mające na celu spuszczenie wody zza tamy – zastosowanie PWR oraz technik alpinistycznych umożliwiło bezpieczny dostęp do tamy i wykonywanie prac w szybie,
- 26.08.2013 r. akcja ratowania poszkodowanych w wyniku niekontrolowanego przemieszczenia kabla 6 kV podczas jego montażu w szybie Piotr KWK „Mysłowice-Wesoła”. Wypadek zbiorowy na głowicy klatki wyciągu szybowego poz. 320 m – zastosowanie technik alpinistycznych w celu uwolnienia i wytransportowania poszkodowanych,
- 16-20.01.2014 r. akcja ratownicza w podziemnym zbiorniku węgla KWK „Murcki-Staszic” ruch „Boże Dary”, doszło do wypadku, w wyniku którego pracownik wpadł do zbiornika i został przysypany węglem – użycie technik alpinistycznych w celu opuszczania ratowników do zbiornika i po odkopaniu wyciągnięcia ciała poszkodowanego,
- 26.04.2014 r. współpraca z Grupą Jurajską GOPR w akcji ewakuacji poszkodowanego grotołaza w jaskini „Wierna”, poszkodowany został przygnieciony 2 tonowym głazem skalnym oderwanym od stropu jaskini, zawodowi ratownicy górniczy członkowie grupy ratownictwa wysokościowego CSRG S.A. (w zagrożeniu niestabilnych głazów powyżej miejsca wypadku) z użyciem poduszek pneumatycznych uwolnili ciało poszkodowanego, pomagali również w drążeniu otworu z powierzchni w celu zabudowania dodatkowego układu linowego aby przetransportować ciało poszkodowanego przez ciasny korytarz wyjściowy.
- 15-17.08.2014 r. JSW S.A. KWK "Borynia-Zofiówka-Jastrzębie", Ruch „Zofiówka” awaria zerwania i wpadnięcia do szybu IIz kabla 6 kV. Zastępy specjalistyczne do prac w szybach z użyciem przewoźnego wyciągu ratowniczego PWR wykonały prace zabezpieczające uszkodzonych elementów wyposażenia szybu od zrębu do poz.900 m.
- 07.11.2015 r. KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin” przysypanie dwóch pracowników firmy usługowej podczas czyszczenia zbiornika urobku. Zastępy ratownicze JRGH pomagały w uwolnieniu i wytransportowaniu poszkodowanych.

48.6.2 Wybrane prace profilaktyczne i ćwiczenia w kopalniach z zastosowaniem technik alpinistycznych

- 20.05.2011 r. ćwiczenia specjalistycznych zastępów w Szybie Kopalni Doświadczalnej, w założeniach przyjęto konieczność udzielenia pomocy i wytransportowania poszkodowanego znajdującego się na dnie rząpia, ewakuację załogi z zablokowanej klatki szybowej do przedziału drabinowego oraz

wyciągnięcie poszkodowanego z urazem kręgosłupa z klatki na najbliższy poziom z użyciem noszy jaskiniowych – potwierdzono skuteczność działania zastępów specjalistycznych, wyciągnięto wnioski w zakresie doposażenia tych zastępów w sprzęt umożliwiający szybsze i bezpieczniejsze wykonanie ewakuacji w szybach,

- 16-25.03.2012 r. prace udrożnienia zatkanego otworu technologicznego w KWK „Murcki-Staszic” ruch „Boże Dary”, zatkaniu uległ pionowy otwór długości 77 m i średnicy 1200 mm stanowiący drogę odstawy węgla z dwóch ścian wydobywczych do poz. 416 m, z użyciem technik alpinistycznych opuszczano ratowników do miejsca zatoru i wyciągano urobek oraz elementy uszkodzonej metalowej obudowy otworu [3],
- 15.09.2013 r. ćwiczenia specjalistycznych zastępów w szybie I KWK „Krupiński”, wykonano próbę ewakuacji załogi z klatki awaryjno-rewizyjnej zablokowanej na głębokości 750 m, w założeniach przyjęto obrażenia kręgosłupa wymagające użycia specjalistycznych noszy koszowych – w czasie 5 godz. od powiadomienia dyspozytora CSRG S.A. z użyciem technik alpinistycznych ewakuowano dwóch poszkodowanych uwięzionych w niedostępnym odcinku szybu, ćwiczenia wykazały przydatność specjalistycznego sprzętu do osadzania punktów asekuracyjnych w betonowej obudowie szybu,
- 05-06.06.2014 r. na obiekcie betonowej wieży szybowej po zlikwidowanej KWK „Moszczenica” zorganizowano warsztaty z zakresu osadzania punktów stanowiskowych w ratowniczym dostępie linowym, podczas dwudniowych ćwiczeń 28 ratowników górniczych (z CSRG S.A. i kopalń) członków specjalistycznych zastępów „szybowych” nabyło umiejętności montażu spłów, kotew mechanicznych i wklejanych, ponadto ratownicy przetestowali przydatność nowego rodzaju lin i urządzeń przeznaczonych do ewakuacji poszkodowanych z wysokich obiektów.

LITERATURA

1. J. Gawliczek, Z. Goldstein, Z. Kajdasz, E. Ragus, Monografia ratownictwa górnictwego tom I Bytom 2003r.
2. K. Buchman, Wspinaczka linowa, Alpinizm przemysłowy – Materiały instruktażowe Wrocław 2013r.
3. A. Grządziel, J. Syty, Prace profilaktyczne z zastosowaniem technik alpinistycznych. Kwartalnik Ratownictwo Górnictwo nr 2/2012 Bytom
4. J. Syty: Specjalistyczne zastępy ratownicze do prac z wykorzystaniem technik alpinistycznych. Kwartalnik Ratownictwo Górnictwo nr 3 i 4/2014 Bytom.
5. <http://www.otdl.pl/>
6. <http://www.straz.gov.pl/>

*Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016*

Jan Syty
Centralna Stacja Ratownictwa Górnego S.A.
OSRG Wodzisław
ul. Marklowicka 3, 44-300 Wodzisław Śląski, Polska
e-mail: j.syty@csrg.bytom.pl

GÓRNICZE RATOWNICTWO WYSOKOŚCIOWE – 45 LAT DZIAŁALNOŚCI"

Streszczenie: Referat przedstawia organizację i funkcjonowanie specjalistycznych zastępów ratowniczych do prac w wyrobiskach pionowych lub o dużym nachyleniu. Opisano wymagania przepisów dla prac na wysokości. Zaprezentowano specjalistyczny sprzęt i sposób prowadzenia szkoleń. Przedstawiono przykłady akcji ratowniczych i prac profilaktycznych prowadzonych z wykorzystaniem technik alpinistycznych.

Słowa kluczowe: ratownictwo wysokościowe, prace na wysokości, techniki alpinistyczne, specjalistyczne zastępy ratownicze.

HIGH ALTITUDE MINE RESCUE TEAMS

Abstract: The paper presents the organization and the way of functioning of specialized rescue teams working in mine shafts or steeply sloping excavations. The requirements of regulations for work on the heights were described. The specialist equipment and the way of conducting trainings were presented. The examples of the rescue operations and prevention services using climbing techniques were presented.

Key words: High altitude rescue, work at heights, climbing techniques, specialized mine rescue teams.

KORELACJA WYSTĘPOWANIA USZKODZEŃ OBIEKTÓW BUDOWLANYCH ZE WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI NA PRZYKŁADZIE KWK „PIAST”, W LATACH 2014-2015

49.1 WPROWADZENIE

Jednym z negatywnych aspektów działalności górniczej są powstające w jej wyniku wstrząsy górnicze, będące bardzo uciążliwym czynnikiem determinującym zachowania ludzkie, jak również stanowiące przyczynę uszkodzeń elementów budynków oraz mogące powodować przyspieszenie procesu ich naturalnego zużycia. Za obciążenia dynamiczne obiektów budowlanych odpowiadają wstrząsy eksploatacyjne oraz wstrząsy o charakterze tektonicznym zwane regionalnymi.

Wstrząsy regionalne generowane są poprzez naprężenia tektoniczne związane z budową geologiczną. Wstrząsy eksploatacyjne generowane są przez naprężenia eksploatacyjne i lokalizowane są w bliskim otoczeniu wyrobisk górniczych.

Nagle odprężenie górotworu jest związane z wyzwoleniem energii w ognisku i powstaniem sprężystych fal sejsmicznych, dochodzących do powierzchni. W przypowierzchniowej warstwie górotworu tworzą się fale powierzchniowe: podłużne Rayleigh'a i poprzeczne Love'a [6]. Największą i decydującą rolę w problematyce wpływu wstrząsów górniczych na obiekty powierzchniowe odgrywają fale powierzchniowe a przede wszystkim ich składowa pozioma. Do oceny wpływu siły wstrząsów indukowanych eksploatacją górniczą i ich wpływu na obciążenia obiektów budowlanych, prowadzi się ciągłe obserwacje zjawisk sejsmicznych przy pomocy odpowiedniej aparatury pomiarowej.

49.2 REJON BADAŃ

Powierzchnia obszaru górnego kopalni „Piast”, Ruch I wynosi obecnie 48,31 km², obejmuje swoim zasięgiem gminy: Bieruń, Bojszowy, Chełm Śląski, Chełmek, Lędziny oraz Oświęcim.

49.2.1 Zagospodarowanie powierzchni obszaru górnictwa

Przeważającą część obszaru górnictwa kopalni „Piast” zajmują obszary rolne – pola uprawne i łąki. Występują również obszary leśne, z których największe kompleksy położone są w odległości ok. 2 km na południowy zachód od kopalni, w rejonie rozciągającym się pomiędzy Bijasowicami, Bieruniem Starym i rzeką Gostynką. Zakład główny KWK „Piast” wraz z szybami I, II, III zlokalizowany jest w centralnej części obszaru górnictwa w miejscowości Bieruń Nowy. Oprócz zakładu głównego, w odległości ok. 4 km na południowy – zachód od niego w miejscowości Jajosty, znajduje się szyb wentylacyjny nr IV.

W rejonie zakładu głównego zlokalizowanych jest szereg obiektów, takich jak: budynki administracyjne, kotłownia, zespoły magazynów, place składowe, zakład przeróbki mechanicznej węgla, łazienka, stacja ratownictwa górnictwa, oczyszczalnia ścieków, bocznica kolejowa, zwałys węgla. Oprócz w/w obiektów przemysłowych związanych z działalnością KWK „Piast” w części zachodniej obszaru górnictwa „Bieruń II” zlokalizowane są m.in. Zakłady Tworzyw Sztucznych „Nitro-Erg” w Bieruniu Starym.

Zabudowa mieszkalna na terenie górnictwa jest na ogół luźna. Większe skupiska zwartej zabudowy rozciągają się w szczególności w rejonie Bierunia Nowego i Bierunia Starego (z zabytkowym centrum) oraz Ścierni, Bijasowic, Chełmu Śląskiego i Chełmka. Przez teren górnicy przebiegają linie kolejowe relacji Tychy – Lędziny i Mysłowice – Oświęcim, liczne drogi (m. innymi Tychy – Oświęcim) linie energetyczne i gazociągi (w tym gazociągi wysokoprężne ø 200 i 500 mm w północno-wschodniej części obszaru). Na obszarze górnictwa występuje także sieć hydrologiczna (rzeki, cieki, zbiorniki wodne).

49.2.2 Charakterystyka zabudowy powierzchni

Wpływami eksploatacji górniczej dokonanej jak i projektowanej objęty był zasadniczo teren gminy Bieruń i Gminy Chełm Śląski. Cały teren charakteryzuje się podobnym typem zabudowy i infrastruktury. Przeważa na nim zabudowa luźna i rozproszona o charakterze wiejskim i podmiejskim, usytuowana wzdłuż dróg i ulic. Tylko w centrum Bierunia Starego, Bierunia Nowego i Chełmu Śląskiego zabudowa ma częściowo charakter zwarty o charakterze podmiejskim i miejskim. Większość obiektów budowlanych to małe budynki mieszkalne, jednorodzinne, jedno lub dwu kondygnacyjne, wolnostojące, bliźniacze lokalnie szeregowe i towarzyszące im niewielkie budynki gospodarcze zabudowy zagrodowej (budynki inwentarskie, stodoły) i innej np. garaże. Obiekty te wzniecono w technologii tradycyjnej lub tradycyjnej ulepszonej. Budynki mieszkalne jak i gospodarcze znajdują się przeważnie w co najmniej zadawalającym stanie technicznym. W rejonie zakładów Tworzyw Sztucznych w Bieruniu Starym oraz w rejonie Kopalni w Bieruniu Nowym istnieją osiedla mieszkaniowe z budynkami wielorodzinnymi, kilkukondygnacyjnymi o konstrukcji wielkopłytowej. Największa część wpływów eksploatacji górniczej zlokalizowana będzie na terenie gminy Bieruń i Chełm Śląski. Przed rozpoczęciem eksploatacji przez KWK „Piast” były to tereny typowo rolnicze i do tego typu działalności były przystosowane

obiekty budowlane. W ciągu 40 lat istnienia Kopalni zdecydowanie zwiększyła się ilość zabudowy mieszkalnej jedno lub dwurodzinnej, oraz powstały osiedla mieszkaniowe z zabudową wielorodzinną. Budynki powstawały w okresie od końca XIX wieku do dziś i w zależności od czasu wznowienia charakteryzuje się zróżnicowanymi rozwiązaniami konstrukcyjno materiałowymi. Budynki powstałe w okresie wiek XIX do lat 50 wieku XX posiadają fundamenty kamienne, ściany z cegły lub kamienia, stropy piwnic odcinkowe lub Kleina, na dźwigarach stalowych natomiast stropy kondygnacji nadziemnych w większości drewniane. Dachy o konstrukcji drewnianej kryte papą lub dachówką. Większość budynków położonych na Obszarze Górnictwym została w późniejszym okresie zabezpieczona poprzez kotwienie na poziomie poszczególnych stropów lub dodatkowo poprzez wykonanie opaski żelbetowej na poziomie fundamentów. Budynki powstałe w latach 50-tych i 60-tych XX wieku posiadają najczęściej fundamenty z żużlobetonu, ściany z cegły lub z kamienia, stropy żelbetowe miedzy dźwigarami stalowymi, dachy o konstrukcji drewnianej kryte papą lub stropodachy żużlobetonowe kryte papą. Część budynków z tego okresu została dodatkowo wzmacniona kotwami stalowymi i opaskami żelbetowymi. Obiekty budowane w latach 70-tych i 80-tych posiadają fundamenty żelbetowe, ściany piwniczne betonowe lub z bloczków betonowych. Ściany z cegły pustaków lub gazobetonów, stropy w formie monolitycznej płyty żelbetowej lub stropy gęstożebrowe DZ-3 lub względnie Ackermana. Stropodachy żelbetowe kryte papą lub dachy drewniane kryte dachówką lub blachą. Budynki z tego okresu zabezpieczono w czasie budowy na wpływy eksploatacji górniczej poprzez usztywnienie ław fundamentowych ściągami przekątniowymi lub posadowienie na płycie żelbetowej. Budynki te posiadają III i IV kategorie odporności. W rozpatrywanym obszarze występują również niewielkie obiekty użyteczności publicznej (budynki administracji samorządowej, ośrodki kultury oświaty, obiekty sportowe, służby zdrowia, handlu, gastronomii itp.) budowane przeważnie w konstrukcji tradycyjnej murowej o dobrym stanie technicznym. Ze względu na charakter użytkowania na szczególną uwagę zasługują obiekty sakralne – kościoły powstałe w różnych okresach w technologii tradycyjnej murowej oraz drewniany kościół pw. Św. Walentego w Bieruniu Starym. Zostały one również zabezpieczone na wpływy górnicze III i IV kategorii i znajdują się, w co najmniej dobrym stanie technicznym. Analizowana zabudowa od lat 70-tych XX wieku poddawana jest wpływom eksploatacji górniczej. Dlatego wszystkie obiekty nowo wznoszone były profilaktycznie zabezpieczane przeciw szkodom górnictwym na etapie projektowania, a obiekty wcześniej istniejące jeżeli nie posiadały wymaganej kategorii odporności na szkody górnicze są systematycznie zabezpieczane na wymaganą kategorię odporności.

49.2.3 Infrastruktura techniczna

Przez teren górniczy kopalni KWK „Piast” przebiegają linie kolejowe PKP relacji Lędziny – Bieruń Stary, relacji Mysłowice – Oświęcim oraz tory kolejowe KW S.A. relacji Lędziny – Wola. Towarzyszą im obiekty i urządzenia własne związane z ich

działalnością. Przez obszar ten przebiegają drogi: krajowa nr 44, nr 86, wojewódzkie nr 931, nr 934, nr 780, powiatowe i gminne.

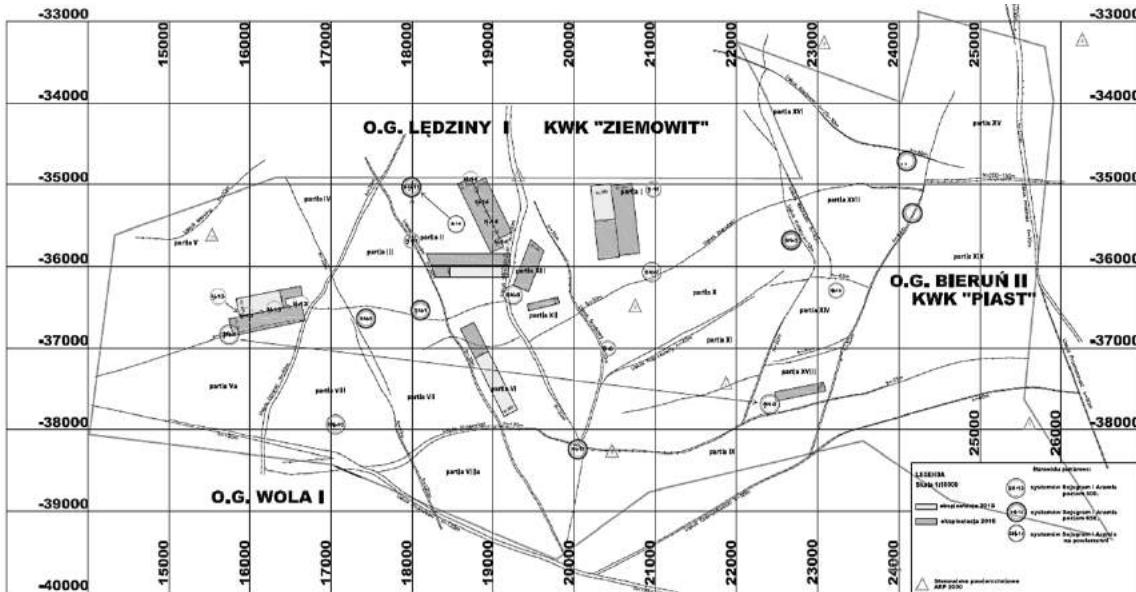
W zasięgu prowadzonej i projektowanej eksploatacji górniczej znajdują się ponadto następujące obiekty liniowe: sieć wodociągowa, kanalizacyjna, gazowa i elektroenergetyczna, gazociągi wysokoprężne o średnicy $\varnothing 200\text{ mm}$ i $\varnothing 500\text{ mm}$ relacji Oświęcim – Szopienice, magistrala wodna o średnicy $3 \times \varnothing 1200\text{ mm}$ w rejonie zbiornika wody pitnej „Dziećkowice”; urządzenia i obiekty melioracji podstawowej i szczegółowej.

49.3 OBSERWACJE SEJSMOLOGICZNE

Obszar KWK „Piast” jest regionem, którego eksploatacji towarzyszy intensywna aktywność sejsmiczna indukowana działalnością górniczą. W trakcie eksploatacji pokładów: 205/1-2, 209 oraz 211/1-2, w latach 2014-2015, Kopalniana Stacja Geofizyki Górnictwa zarejestrowała 6055 wstrząsów o energii rzędu od 10^2 J do 10^7 J , z czego 567 to zjawiska wysokoenergetyczne o energiach rzędu od 10^5 J do 10^7 J . Dane dotyczące ilości zarejestrowanych wstrząsów przedstawiono w tabeli 49.1.

Tabela 49.1 Zestawienie wstrząsów zarejestrowanych w latach 2014-2015

	E2	E3	E4	E5	E6	E7	suma
2014	809	1781	1066	294	72	14	4036
2015	563	846	423	139	44	4	2019
suma	1372	2627	1489	433	116	18	6055



Rys. 49.1 Rozmieszczenie stanowisk sejsmometrycznych systemów ARAMIS i AS-1 Sejsgram

Jednym z ważniejszych elementów stosowania metody sejsmologicznej jest możliwość doboru geometrii bazy pomiarowej, zapewniającej odpowiednią obserwację rejonu potencjalnego występowania wstrząsów [2]. Sieci sejsmometryczne Kopalni „Piast” pokrywają cały obszar „Bieruń II” i są rozmieszczone tak, aby zapewnić obserwację i właściwą lokalizację zjawisk sejsmologicznych we wszystkich rejonach kopalni, gdzie prowadzi się eksploatację. W chwili obecnej kopalniana sieć sejsmologiczna systemu

ARAMIS w części dołowej składa się z 10 stanowisk dołowych rozmieszczonych na poziomie 650 m i 6 stanowisk na poziomie 500 m (łącznie 16 stanowisk). Kopalniana sieć sejsmologiczna systemu AS-1 Sejsgram w części dołowej składa się z 6 stanowisk dołowych umieszczonych na poziomie 650 m, 4 stanowisk na poziomie 500 m oraz 1 na powierzchni terenu. Na rysunku 49.1 zamieszczono schemat rozmieszczenia stanowisk pomiarowych dla obydwu systemów.

49.4 MONITORING POWIERZCHNIOWY

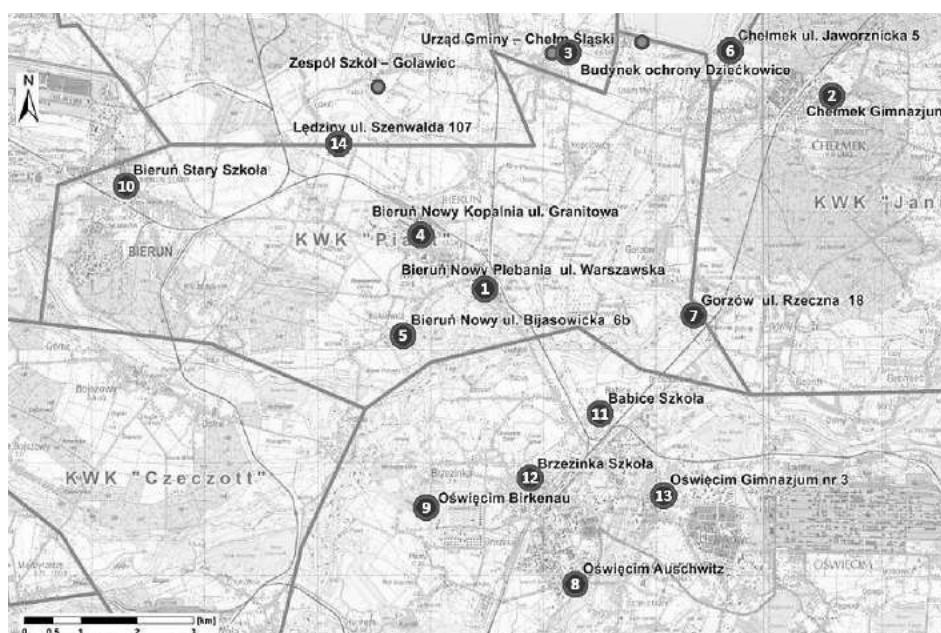
Z uwagi na występowanie licznych wstrząsów górotworu indukowanych eksploatacją górniczą Kopalnia „Piast” od połowy lat 90 poprzedniego wieku, prowadziła stały monitoring drgań gruntu spowodowanych tą działalnością. Sieć składała się wówczas z 12 stanowisk pomiarowych typu RCG-2 oraz 2 typu CRP-97 produkcji GIG Katowice. Rejestrowano trzy składowe przyśpieszenia drgań gruntu. programowanie pozwalało na odczyt parametrów – maksimum wypadkowej składowych poziomych i maksimum wypadkowej trzech składowych przyśpieszenia drgań gruntu. Z powodu braku możliwości przeprowadzenia filtracji otrzymywanych przebiegów nie była możliwa właściwie interpretacja zapisów. Wskutek intensywnej działalności wstrząsy stawały się coraz bardziej odczuwalne na powierzchni terenu jak również stały się potencjalnym źródłem szkód w obiektach powierzchniowych. Wstrząsy górnicze powodowały niezadowolenie mieszkańców ze skutków eksploatacji oraz opór przed jej prowadzeniem. W celu zapewnienia lepszej obserwacji podjęto decyzję o zakupie nowoczesnego systemu do rejestracji i analizy przyspieszeń drgań niskoczęstotliwościowych gruntu i budowli – systemu ARP 2000P/E produkcji EMAG. Obecnie na obszarze górnictwym KWK „Piast” oraz terenach przyległych zabudowanych jest 14 rejestratorów (rys. 49.2), których lokalizacja jest dostosowywana tak, by obserwacją objęty został obszar ze szczególnym uwzględnieniem rejonów potencjalnie najbardziej narażonych na wpływ wstrząsów górniczych ze względu na zabudowę powierzchniową.

Aparatura pomiarowa firmy EMAG jest wielokanałową cyfrową aparaturą sejsmometryczną do rejestracji prędkości i przyspieszeń drgań na powierzchni. Umożliwia detekcję drgań pochodzenia górniczego, wraz z synchroniczną w czasie rejestracją sygnałów z trójskładowych czujników akcelerometrycznych rozmieszczonych na określonym obszarze.

W systemie ARP 2000P/E sygnał analogowy z wyjścia czujnika akcelerometrycznego przetwarzany jest na postać cyfrową w bezpośredniej bliskości czujnika. Rezultat w postaci kodowanej przekazywany jest od czujnika do lokalnego koncentratora pomiarowego gdzie oznaczony jest sygnaturą czasu wystąpienia i magazynowany w postaci pliku-zdarzenia [4, 5].

Aparatura wyposażona jest w system automatycznego wyzwalania zapisów wstrząsów, pracuje w zakresie częstotliwości od 0,5 do 100 Hz. Rejestracja zjawisk odbywa się z dużą dynamiką przetwarzania i rejestracji – 90 dB, oraz pozwala rejestrować maksymalne amplitudy przyśpieszeń do 3000 mm/s². Centrala monitoringu

wyposażona jest w system pracujący w środowisku Windows XP [4]. Pakiet programowy POSEJDON umożliwia wygodną i szybką obsługę graficzną oraz bezpośrednią ich interpretację i ocenę wpływu wstrząsów na obiekty budowlane w oparciu o skalę GSI_{GZWKW}-2012 (nowa skala górnicza opracowana i zweryfikowana dla wstrząsów z obszaru GZW na bazie rejestracji kopalń Kompanii Węglowej S.A. z lat 2006-2012).



Rys. 49.2 Sieć rejestratorów systemu powierzchniowego typu ARP-2000P/E

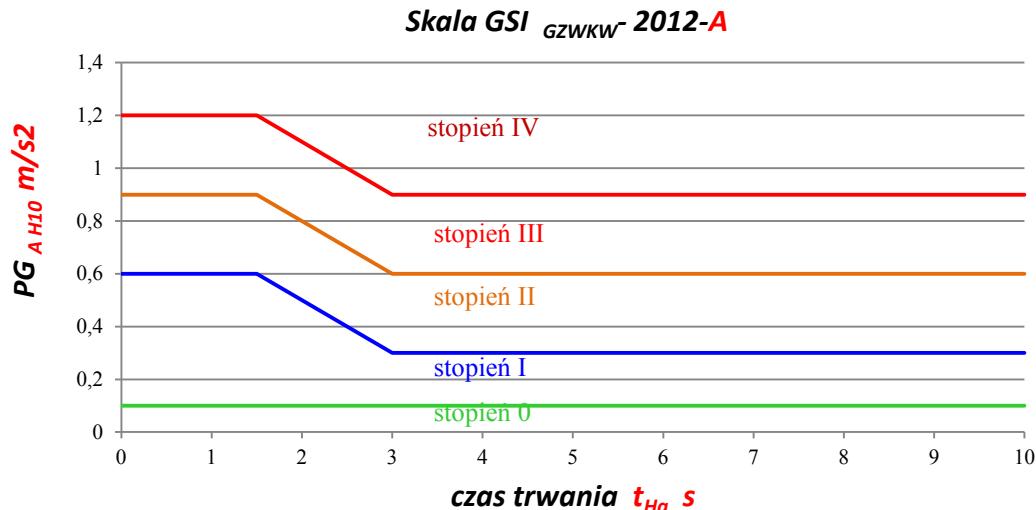
49.5 GÓRNICZA SKALA INTENSYWNOŚCI DRGAŃ GSI_{GZWKW}-2012 A ODDZIAŁYWANIE WSTRZĄSÓW NA POWIERZCHNIĘ TERNU

Wstrząsy górotworu powodują drgania podłoża gruntowego w szerokim paśmie częstotliwości, od zbliżonych do okresu drgań własnych obiektów budowlanych (kilka Hz) do częstotliwości wielokrotnie wyższych. Skala GSI_{GZWKW}-2012 jest empiryczno pomiarową skalą makrosejsmiczną pozwalającą na ocenę wpływu oddziaływania wstrząsów górniczych na budynki, infrastrukturę techniczną i na ludzi w zakresie od drgań nieszkodliwych, przez drgania powodujące uszkodzenie elementów wykończeniowych, aż do granicy powyżej której możliwe jest wystąpienie uszkodzeń o charakterze konstrukcyjnym [3, 7]. Skala odnosi się do budynków w dobrym i w złym stanie technicznym, o konstrukcji: tradycyjnej, murowej, szkieletowo-murowej, szkieletowej, wielkoblokowej, wielkopłytkowej, o wysokości do 12-tu kondygnacji. W przypadku wstrząsów indukowanych eksploatacją górniczą pozwala na ocenę potencjalnych skutków aktualnej oraz projektowanej eksploatacji na powierzchnię.

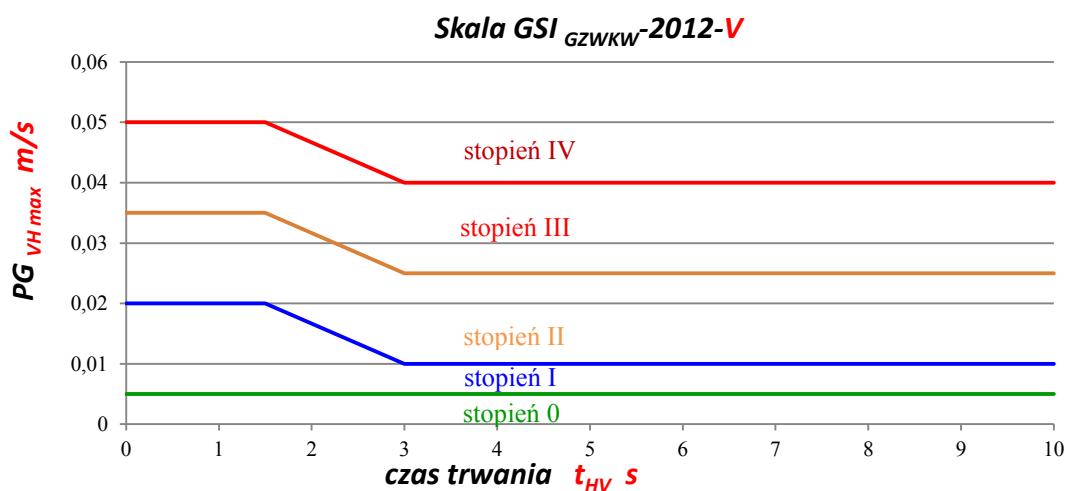
Skala GSI_{GZWKW}-2012 oparta jest na dwóch podstawowych parametrach:

- maksymalnej amplitudzie prędkości lub przyspieszenia drgań poziomych PGV_{Hmax} lub PGA_{H10}
- czasie trwania składowej poziomej prędkości lub przyspieszenia drgań t_{Hv} lub t_{Ha}

Amplituda prędkości drgań, przy dodatkowym uwzględnieniu czasu trwania, dobrze koreluje ze skutkami drgań obserwowanymi w obiektach budowlanych na powierzchni terenu. Odkształcenia i naprężenia występujące podczas wstrząsu w poszczególnych elementach budynku są proporcjonalne do amplitudy prędkości drgań, która w połączeniu z czasem trwania drgań, stanowi o ich intensywności. Wyniki w postaci zapisu prędkości drgań gruntu stanowią bazowy materiał do dalszych analiz i interpretacji.



Rys. 49.3 Skala intensywności GSI_{GZWKW-2012-A} (skala pomocnicza)



Rys. 49.4 Skala intensywności GSI_{GZWKW-2012-V}

Amplituda przyspieszenia drgań poziomych gruntu, w paśmie częstotliwości do 10 Hz jest drugim parametrem opisującym intensywność drgań. Trzeba jednak pamiętać, że skala przyspieszeniowa GSI_{GZWKW-2012-A} (rys. 49.3) charakteryzuje się gorszą korelacją danych pomiarowych i makrosejsmicznych niż skala prędkościowa GSI_{GZWKW-2012-V} (rys. 49.4) i dlatego też stosowana jest, jako skala pomocnicza [8].

Skala GSIGZWKW-2012 wyróżnia 5 stopni intensywności drgań dla których opisano wpływ oddziaływanie wstrząsów i przypisano dla każdego z nich określone skutki mogące wystąpić w obiektach budowlanych, w zależności od stanu technicznego zabudowy powierzchniowej oraz intensywność odczuwania drgań przez ludzi i uciążliwość użytkowania obiektów budowlanych, w korelacji z parametrami drgań.

Drgania gruntu w 0 stopniu intensywności oznaczają:

- dla budynków zarówno o złym jak i dobrym stanie technicznym: drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz niekonstrukcyjnych budynków. Drgania nie powodują powiększania się uszkodzeń istniejących w budynkach. Wstrząsy lokalizujące się w górnej strefie stopnia 0 są słabo odczuwalne przez ludzi znajdujących się w budynkach.

Drgania gruntu w I stopniu intensywności oznaczają:

- dla budynków o złym stanie technicznym: drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych. Drgania w górnym zakresie stopnia I, w pojedynczych przypadkach mogą powodować nieznaczne powiększanie się (przyrost), już istniejących w tych budynkach, uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych.

- dla budynków będących w dobrym stanie technicznym: drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz niekonstrukcyjnych budynków. Wstrząsy mogą być silnie odczuwalne, przez ludzi znajdujących się w czasie wstrząsu w budynkach na wyższych piętrach oraz średnio odczuwalne gdy wstrząs mieści się w dolnych wartościach stopnia I. Leżące drobne przedmioty użytku domowego mogą drgać, wiszące mogą się kołysać.

Drgania gruntu w II stopniu intensywności oznaczają:

- dla budynków o złym stanie technicznym: są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich nieuszkodzonych elementów konstrukcyjnych budynków, aczkolwiek mogą powodować dalszą intensyfikację istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych. Drgania w górnym zakresie stopnia II, w pojedynczych przypadkach, mogą powodować pierwsze (nowe) uszkodzenia elementów (pojedynczych) niekonstrukcyjnych budynków. Drgania w górnym zakresie stopnia II, mogą powodować zwiększenie (przyrost) istniejących uszkodzeń konstrukcyjnych.

- dla budynków będących w dobrym stanie technicznym: drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz nieuszkodzonych elementów niekonstrukcyjnych budynków. Drgania (w górnym zakresie stopnia II) w pojedynczych przypadkach mogą powodować nieznaczne powiększanie się (przyrost) już istniejących w budynkach uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych. Wstrząsy mogą być silnie odczuwalne na powierzchni, zarówno w budynkach jak i na zewnątrz. W budynkach może być słyszeć trzeszczenie ścian, odczuwać drganie lub kołysanie całego budynku.

Drgania gruntu w III stopniu intensywności oznaczają:

- dla budynków o złym stanie technicznym: drgania mogą powodować rozległe zwiększenie istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych – opisane w II stopniu intensywności, rozległe zarysowania i wykruszenia tynków zewnętrznych i

wewnętrznych, duże zarysowania i pęknięcia w narożnikach ścian i w fasetach, odspojenia i odpadanie większych fragmentów tynków wewnętrznych i zewnętrznych, pęknięcia i ubytki zaprawy na stykach elementów, zwłaszcza wykonanych z różnych materiałów budowlanych, mogą powodować pierwsze uszkodzenia elementów konstrukcyjnych budynków, nie stwarzając zagrożenia dla bezpieczeństwa budynków.

- dla budynków będących w dobrym stanie technicznym: drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych budynków. Drgania mogą powodować dalsze zwiększenie istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych - opisane w II stopniu intensywności, mogą również powodować pierwsze uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych. Wstrząsy są silnie odczuwalne przez wszystkie osoby wewnętrz i na zewnątrz budynków.

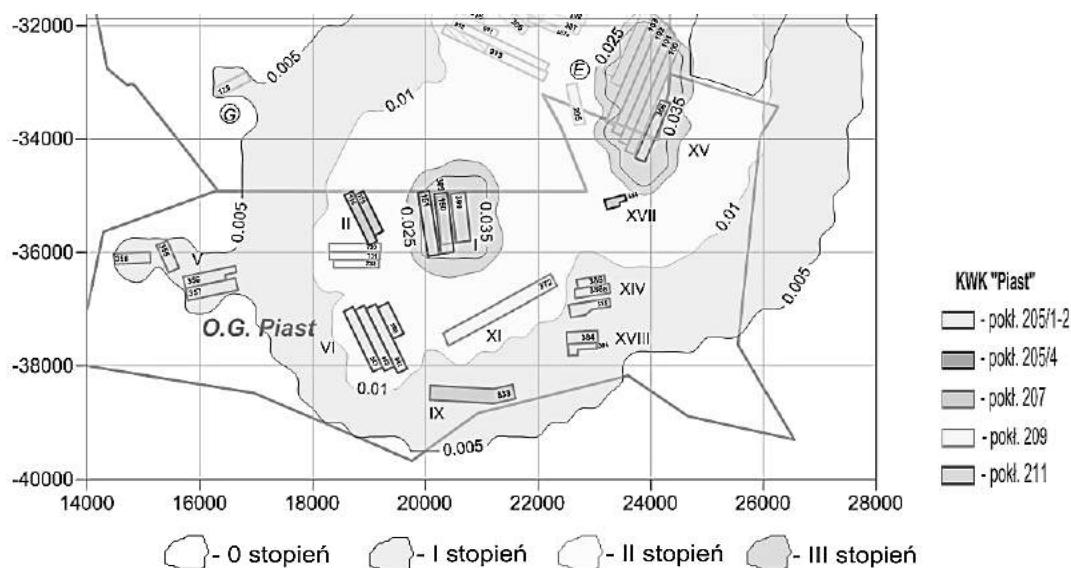
Drgania gruntu w IV stopniu intensywności oznaczają:

- dla budynków o złym stanie technicznym: drgania mogą powodować zniszczenia elementów niekonstrukcyjnych budynków, powodować relatywnie duże uszkodzenia konstrukcyjne ustrojów nośnych i usztywniających budynków.
- dla budynków będących w dobrym stanie technicznym: drgania mogą powodować znaczące uszkodzenia elementów niekonstrukcyjnych budynków, mogą powodować pierwsze uszkodzenia pojedynczych elementów konstrukcyjnych – ustroju nośnego lub usztywniającego budynków, nie zagrażające jednak stateczności całego ustroju nośnego budynku. Wstrząsy są bardzo silnie odczuwalne przez wszystkie osoby wewnętrz i na zewnątrz budynków [8].

49.5.1 Oddziaływanie wstrząsów na powierzchnię na przykładzie KWK „Piast”

Prowadzona eksploatacja górnictwa generuje na powierzchni terenu dwa rodzaje wpływów. Jedne z nich spowodowane są przemieszczającym się frontem wybierania, są to deformacje ciągłe oraz drgania, będące skutkiem wstrząsów górotworu, towarzyszącym eksploatacji. Na potrzeby prowadzenia eksploatacji, KWK Piast w roku 2013 zleciła wykonanie „Analizy stanu naprężeń i zagrożenia tapaniami dla eksploatacji objętej kompleksowym projektem eksploatacji pokładów zagrożonych tapaniami na lata 2014-2016 wraz z opracowaniem tego projektu dla KW S.A. Oddział „Piast”. W ww. pracy autor zaważył prognozę deformacji wykonanej przy użyciu programu EDBJ autorstwa J. Białka bazującego na teorii Budryka-Knothego, opisującej przebieg deformacji występujących na powierzchni terenu spowodowanych eksploatacją górnictwą. Prócz odpowiednio przyjętych współczynników w obliczeniach uwzględniono eksploatację projektowaną w latach 2014-2019, jak i zakończoną w roku 2013, której wpływy nie zostały jeszcze uwidoczone, ale będą miały znaczenie dla kształtowania się deformacji. Z zawartych analiz wynika że w skutek działalności KWK „Piast” na obszarze górnictwym powstanie 7 niecek. Obniżenie terenu osiągnie maksymalną wartość 4 m w terenie niezabudowanym a 2 m w terenie zabudowanym. Wartości wskaźników deformacji powierzchni terenu, jak podaje autor dr inż. P. Kołodziejczyk, będą się mieścić w granicach wielkości dopuszczalnych dla III kategorii terenu górniczego.

Na podstawie analizy wpływów dotychczasowej eksploatacji na powierzchnię, mając do dyspozycji zbiór parametrów drgań gruntu z obszaru KWK „Piast” możliwe było wyznaczenie modelu regresji przyśpieszeń i prędkości drgań względem energii sejsmicznych i odległości hipocentralnych wstrząsów towarzyszących eksploatacji [1]. Wykorzystując opracowane i zawarte w „Zasadach stosowania zweryfikowanej górniczej skali intensywności drgań GSIGZKW-2012(...) wzory lokalne określające zależność pomiędzy parametrami prędkości oraz przyśpieszenia drgań gruntu a energią sejsmiczną i odległością epicentralną przy uwzględnieniu czasu trwania otrzymano prognozę prędkości drgań gruntu i intensywności dla czasów trwania w przedziałach 0-1,5 s, 1,5-3 s i powyżej 3 s (rys. 49.5).



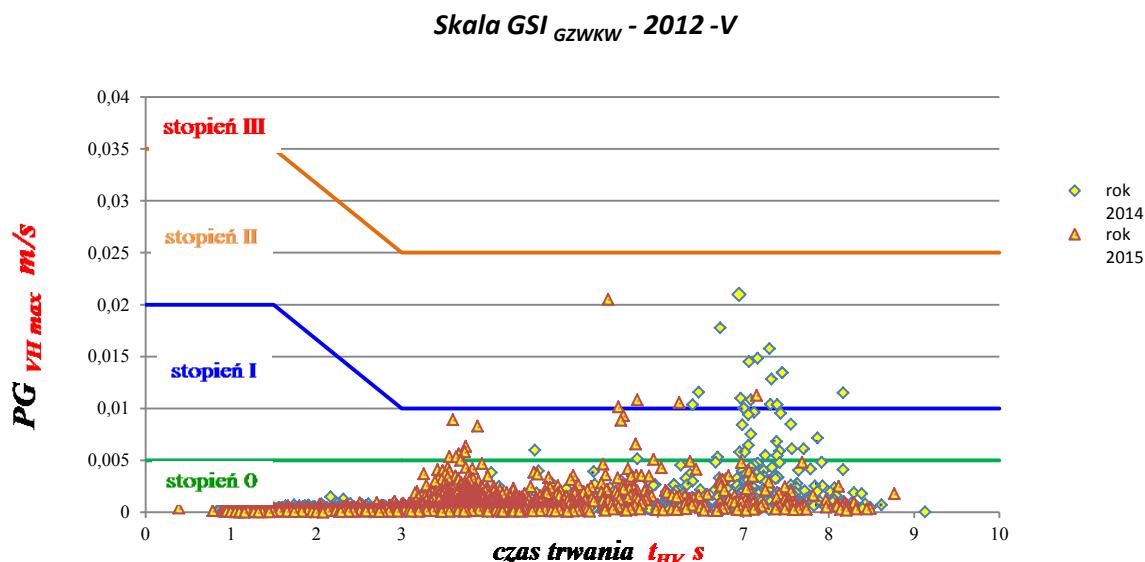
Rys. 49.5 Prognoza prędkości drgań gruntu i intensywności dla czasów trwania w przedziałach 0-1,5 s, 1,5-3 s i powyżej 3 s

Istota prognozowania oddziaływań sejsmicznych dla projektowanej lub prowadzonej eksploatacji górniczej polega na określeniu rozkładów wartości parametrów drgań gruntu, jakie mogą być wywołane przez wstrząsy górotworu prognozowane dla określonej eksploatacji. Wyliczone rozkłady wartości parametrów drgań gruntu stanowią podstawę do sporządzenia rozkładów intensywności drgań, które na mapach powierzchni terenu nanoszone są jako izolinie prognozowanych stopni intensywności drgań.

Znajomość zasięgu poszczególnych stopni intensywności drgań przed rozpoczęciem eksploatacji ma podstawowe znaczenie dla podejmowania wyprzedzających działań mających na celu zapewnienie przez zakład górniczy należytej ochrony powierzchni terenu, a w szczególności bezpieczeństwa obiektów budowlanych i bezpieczeństwa ich użytkowników [8].

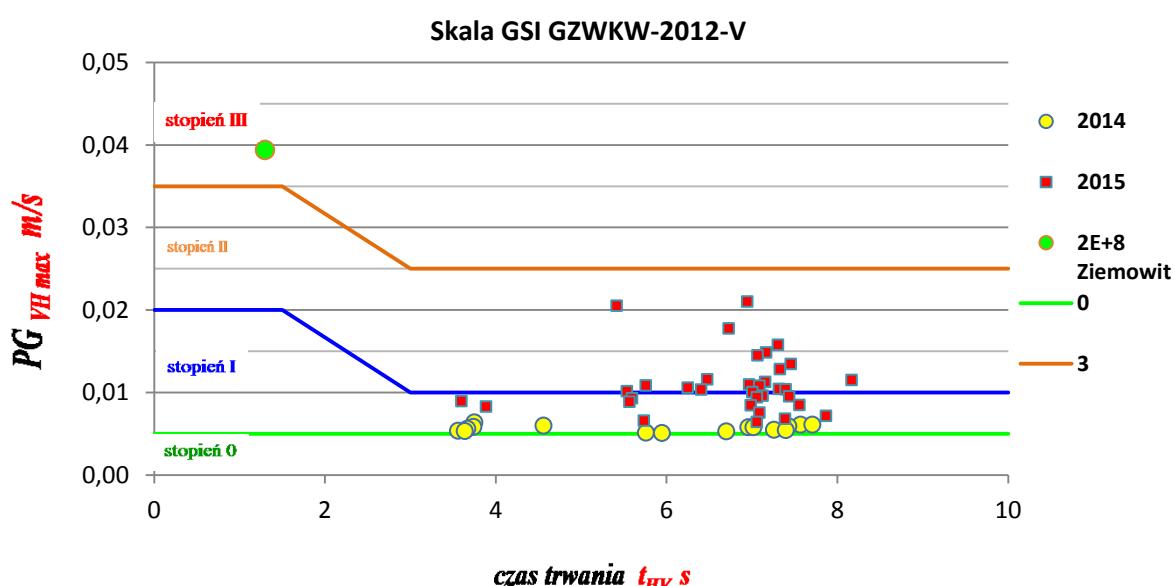
Do przeprowadzenia korelacji występowania uszkodzeń obiektów budowlanych ze wstrząsami górnictwymi wykorzystano bazę rejestracji obejmującą lata 2014-2015 r. W tym okresie zarejestrowano 567 wstrząsów wysokoenergetycznych i około 2500

zapisów drgań (rys. 49.6) na 14 stanowiskach powierzchniowych, spośród których tylko nieznaczna część wygenerowała prędkości drgań gruntu na poziomie mogącym mieć wpływ na obiekty budowlane. Decydujące znaczenie mają wstrząsy silne, gdyż tylko one mogą powodować oddziaływanie zbliżone, czy przekraczające wartości oddziaływań uznanych za szkodliwe.



Rys. 49.6 Wyniki rejestracji prędkości drgań gruntu na stanowiskach powierzchniowych ($PG_{VH\max}$), w latach 2014-2015 r

Do przeprowadzenia analizy wybrano wyniki, których maksymalne amplitudy prędkości drgań gruntu przekroczyły 5 mm/s i zakwalifikowano je co najmniej do I stopnia intensywności drgań wg skali GSI_{GZWKW}-2012-V (rys. 49.7).



Rys. 49.7 Wyniki rejestracji prędkości drgań gruntu na stanowiskach powierzchniowych ($PG_{VH\max}$), stopień I i II

Spośród ogromnej bazy rejestracji powierzchniowych w badanym oknie czasowym tylko 30 zapisów drgań zakwalifikowało się ponad dolną granicę I stopnia, 20 rejestracji zakwalifikowano do II stopnia oddziaływanego na obiekty powierzchniowe. Z przedstawionych zapisów wyników pomiarów parametrów drgań gruntu wywołanych wstrząsami górnictwymi wynika, że maksymalne amplitudy składowej poziomej prędkości drgań gruntu w analizowanym obszarze wynoszą $20,98 \text{ mm/s}$. Wystąpiły one 11 czerwca 2015 r. po wstrząsie o energii $3 \times 10^7 \text{ J}$, w odległości około 1300 m na stanowisku zamontowanym w Lędzinach. Maksymalne zarejestrowane wartości przyśpieszenia drgań gruntu wyniosły $555,85 \text{ mm/s}^2$. Wystąpiły one 24 października 2015 r. po wstrząsie o energii $3 \times 10^6 \text{ J}$, w odległości około 1330 m na stanowisku zamontowanym w Lędzinach. Zestawienie największych zaobserwowanych wartości prędkości i przyśpieszeń drgań gruntu na poszczególnych stanowiskach pomiarowych podano w tabeli 49.2.

Tabela 49.2 Wartości prędkości i przyśpieszeń drgań gruntu na poszczególnych stanowiskach pomiarowych

Nr	Data	Energia	Stanowisko	Odległość epicentralna	a mm/s^2	a GSI	V mm/s	TV s	V GSI
1	11-06-2015	3E+7	L. Szenwalda	1,29	472,96	II	20,98	6,95	II
2	15-12-2014	3E+7	Chełm Śląski	1,90	404,55	II	20,48	5,42	II
3	24-10-2015	3E+6	L. Szenwalda	1,33	555,85	II	17,74	6,73	II
4	06-11-2015	5E+6	L. Szenwalda	1,18	473,07	II	15,75	7,31	II
5	17-10-2015	3E+6	L. Szenwalda	1,15	441,72	II	14,82	7,17	II
6	06-10-2015	3E+6	L. Szenwalda	1,22	431,88	II	14,49	7,07	II
7	22-12-2015	1E+7	L. Szenwalda	1,22	325,6	II	13,44	7,46	II
8	27-10-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,23	377,33	II	12,83	7,33	II
9	10-06-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,22	293,8	I	11,57	6,48	II
10	20-06-2015	2E+7	L. Szenwalda	0,86	339,92	II	11,49	8,17	II
11	12-12-2014	5E+6	Kopalnia	0,80	347,26	II	11,26	7,16	II
12	22-09-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,19	320,6	II	10,96	6,97	II
13	19-12-2014	2E+7	Jaworznicka	2,50	328,70	II	10,82	5,76	II
14	20-06-2015	2E+7	Kopalnia	1,54	205,15	I	10,81	7,09	II
15	15-11-2014	5E+6	Chełm Śląski	1,20	272,42	I	10,56	6,25	II
16	18-12-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,34	310,74	II	10,39	7,32	II
17	22-11-2015	7E+6	L. Szenwalda	1,16	266,55	I	10,37	7,4	II
18	08-06-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,24	245,62	I	10,34	6,41	II
19	28-12-2014	2E+6	Kopalnia	0,70	278,50	I	10,14	5,54	II
20	15-06-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,24	272,1	I	10,02	7,01	II
21	10-10-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,12	295,19	I	9,61	7,13	I
22	02-06-2015	9E+6	L. Szenwalda	1,06	144,52	0	9,51	7,44	I
23	04-06-2015	2E+6	Kopalnia	0,67	307,37	II	9,4	7,06	I
24	21-11-2014	9E+6	Jaworznicka	2,60	275,07	I	9,30	5,60	I
25	23-06-2014	3E+7	Jaworznicka	2,50	293,58	I	8,92	3,60	I
26	15-11-2014	5E+6	Jaworznicka	2,60	286,54	I	8,84	5,57	I
27	01-12-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,23	221,74	I	8,46	7,56	I
28	11-06-2015	3E+7	Kopalnia	1,05	179,3	I	8,41	6,99	I
29	29-08-2014	5E+7	Plebania	0,90	302,45	II	8,29	3,89	I
30	25-11-2015	3E+6	L. Szenwalda	1,34	213,75	I	7,53	7,09	I
31	25-02-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,03	219,3	I	7,15	7,87	I
32	30-10-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,15	183,37	I	6,8	7,39	I
33	22-11-2014	2E+6	Chełm Śląski	1,30	167,52	I	6,56	5,74	I
34	17-06-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,30	193,63	I	6,43	7,06	I
35	05-04-2014	6E+7	Jaworznicka	2,10	292,43	I	6,36	3,75	I
36	30-05-2015	4E+6	L. Szenwalda	1,03	119,42	0	6,1	7,57	I
37	12-11-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,08	135,62	0	6,09	7,71	I

38	20-01-2015	4E+6	Jaworznicka	2,53	183,15	I	5,99	4,56	I
39	03-11-2015	8E+5	L. Szenwalda	1,15	165,87	I	5,89	7,43	I
40	24-07-2014	2E+6	L. Szenwalda	1,00	266,72	I	5,83	3,74	I
41	10-11-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,25	185,42	I	5,79	6,96	I
42	08-10-2015	3E+6	L. Szenwalda	1,29	117,8	0	5,78	7,02	I
43	10-02-2014	6E+6	Jaworznicka	2,00	240,94	I	5,60	3,67	I
44	01-12-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,29	158,74	I	5,47	7,26	I
45	22-10-2015	2E+6	L. Szenwalda	1,17	170	I	5,44	7,4	I
46	20-08-2014	2E+6	Chełm Śląski	1,20	223,33	I	5,36	3,56	I
47	15-10-2014	4E+7	Jaworznicka	2,30	238,50	I	5,32	3,64	I
48	30-05-2015	4E+6	Kopalnia	1,30	107,78	0	5,29	6,7	I
49	04-02-2015	5E+6	Jaworznicka	2,60	158,83	I	5,14	5,76	I
50	23-10-2014	3E+6	Chełm Śląski	1,20	217,32	I	5,08	5,95	I

Po zaistniałych wstrząsach do Działu Geologii i Miernictwa wpłynęły ogółem 502 wnioski dotyczące szkód wynikających z działalności kopalni. Po odebraniu zgłoszeń służby techniczne kopalni dokonały przeglądów stanu technicznego zgłoszonych obiektów budowlanych. W trzech przypadkach zgłoszone szkody powiązano z zaistniałymi wstrząsami wykazując zależność przyczynowo-skutkową, tj. wstrząs – uszkodzenie.

W wyniku oględzin stwierdzono pojawienie się uszkodzeń niekonstrukcyjnych: zarysowania na styku ościeżnic ze ścianą, zarysowania na tynkach wewnętrznych i na płytach gipsowo-kartonowych, zarysowania stropu w garażu, zarysowanie tynków na ścianach wewnętrznych, pęknięcie pionowe okładziny z płyt, deformacja drzwi balkonowych.

W analizie oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię należy uwzględnić również wstrząs wywołany działalnością górniczą sąsiedniej Kopalni „Ziemowit”. Wstrząs zarejestrowano 15.09.2015 r. o godz.: 5:14, energię wstrząsu oszacowano na 2E+8 J. Na podstawie skali GSI_GZW_KW-2012-V wstrząs ten zakwalifikowano do III stopnia intensywności oddziaływania wstrząsu w rejonie epicentrum. Po zaistniałym wstrząsie odnotowano 18 zgłoszeń telefonicznych z obszaru KWK „Piast” i „Ziemowit”, informujących o odczuwaniu wstrząsu. W wyniku wstrząsu służby techniczne Kopalni „Piast”, po wizjach lokalnych uznały w 5 przypadkach szkody, jako efekt oddziaływania wstrząsu na budowle. W tabeli 49.3 zawarto informacje o uszkodzeniach budynków powstałych w wyniku wstrząsów, będących skutkiem eksploatacji KWK „Piast” i KWK „Ziemowit”.

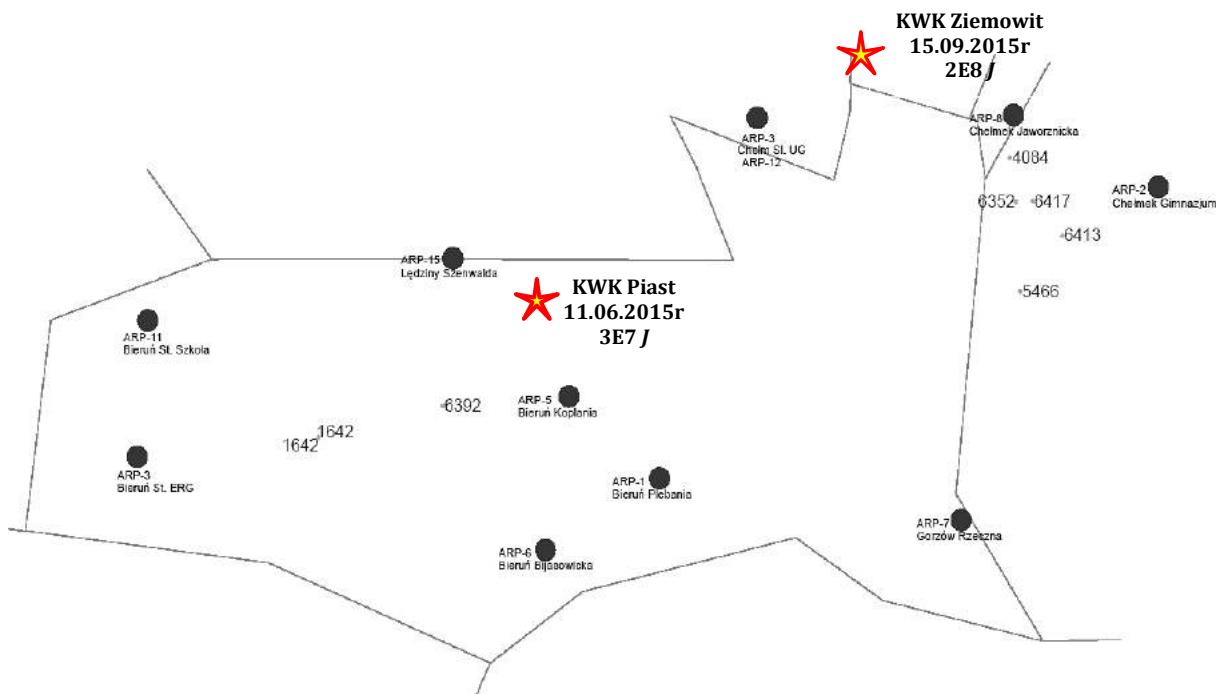
Na rysunku 49.8 przedstawiono lokalizację budynków dla których jako przyczynę zaistniałych szkód, uznano wystąpienie wstrząsu wysokoenergetycznego.

Drgania wywołane wstrząsami w obszarze Kopalni „Piast” powodują przede wszystkim negatywne odczucia psychiczne i związane z tym znaczny dyskomfort dla mieszkańców terenów objętych wpływami górnictwem. Bezpośrednio po zaistniałych wstrząsach nie rejestruje się generalnie żadnych uszkodzeń zabudowy powierzchniowej. Jednak przy dłuższym okresie eksploatacji w danym rejonie, może dojść do uwidocznienia uszkodzeń w postaci niewielkich zarysowań tynku. Zgodnie ze skalą GSI_GZW_KW-2012 zwłaszcza w przypadku budynków o złym stanie technicznym

może dojść do dalszej intensyfikacji istniejących uszkodzeń elementów niekonstrukcyjnych.

Tabela 49.3 Informacja o uszkodzeniu budynku-uszkodzenia budynku powstałe w wyniku wstrząsu

KWK Piast 11.06.2015r. Indywidualny numer identyfikacyjny budynku (lub nr wniosku - prawy)	Elementy niekonstrukcyjne * powiększenie się uszkodzeń istniejących (opis)	Elementy konstrukcyjne *		Stopień uszkodzeń wg szali GŚLZEWY-2012
		nowe uszkodzenia (opis)	pierwsze uszkodzenia (opis)	
1642	zarysowania na tynkach wewnętrznych i na płytach gipsowo-kartton	zarysowania na styku ościeżnic ze ścianą, zarysowania na tynkach gipsowo-kartton, zarysowania stropu w garażu	brak	brak
5466	brak	zarysowanie tynków na ścianach wewnętrznych, pęknienie pionowe okładzin z płyt, deformacja drzwi balkonowych	brak	brak
6413	zarysowanie na ścianach wewnętrznych, miejscowe pęknięcie okładzin z płyt	zarysowanie tynków chemiczno-warsztatowych na zewnątrz budynku	brak	brak
6417	brak	zarysowanie tynków chemiczno-warsztatowych na zewnątrz budynku	brak	brak
1642	zarysowania tynków ścian wewnętrznych i na elewacji	zarysowania tynków na elewacji	brak	brak
6392	zarysowania tynków ścian wewnętrznych	zarysowania tynków na elewacji	brak	brak



Rys. 49.8 Lokalizacja budynków dla których jako przyczynę zaistniałych szkód, uznano wystąpienie wstrząsu wysokoenergetycznego

Drgania w górnym zakresie stopnia II, w pojedynczych przypadkach, mogą powodować pierwsze (nowe) uszkodzenia elementów (pojedynczych) niekonstrukcyjnych budynków, natomiast dla budynków będących w dobrym stanie technicznym drgania są całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich elementów konstrukcyjnych oraz nieuszkodzonych elementów niekonstrukcyjnych budynków.

W celu przeprowadzenia próby korelacji wpływu zaistniałych wstrząsów na infrastrukturę powierzchniową wykorzystano 8 obiektów, w których zgłoszono szkody na skutek eksploatacji górniczej (tabela 49.4).

Przy wykorzystaniu programu „Drgania” służącego do określania parametrów drgań gruntu wywołanych wstrząsami możliwe jest obliczenie maksymalnych amplitud przyśpieszeń i prędkości drgań oraz stopnia intensywności wg skali GSIGZWKW-2012-V-A. Program pozwala na wykorzystanie regionalnych bądź lokalnych zależności wiążących zarejestrowaną energię sejsmiczną wstrząsu i odległość epicentralną z parametrami drgań powierzchni [1]. Przy pomocy tego programu obliczono wartości maksymalnych amplitud prędkości i przyśpieszeń mogących oddziaływać na wskazany obiekt powierzchniowy, analizując wstrząsy z rejonu kopalni „Piast” po których odnotowano największe wartości prędkości i przyśpieszeń. Poniżej zamieszczono przykładową mapę rozkładu maksymalnych przyśpieszeń drgań gruntu (rys. 49.9).

8.2.2. Oddziaływanie wstrząsów na budynek

data wstrząsu	godzina minuta sekunda	Współrzędne budynku (obiektu)	Współrzędne (epicentrum) wstrząsu	Dane stanowiska najbliższego od analizowanego budynek	Odległość	Parametry organów zaistniające na najbliższym położeniu obiektu stanowisku sejsometrycznym*)										Parametry wstrząsu wyliczone dla współrzędnych budynek**) , w którym wystąpiły uszkodzenia po wstrząsie											
						Współrzędne			PGVmax			PGAH10			PGVmax			PGAH10			PGVmax						
						X _b	Y _b	Z _w	X _s	Y _s	Z _s	t _{e-b}	t _{b-s}	t _{s-s}	[km]	[km]	[s]	[stop]	[mm/s ²]	[s]	[stop]	[mm/s ²]	[s]	[stop]			
1	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38
6352	15.09.2015	05:14:00	2,00E+08	-34,245	26,285	-32,610	24,130	-435	8	-33,238	26,257	231	2,71	1,01	2,22	4,86	7,30	0	153,70	7,10	0	2,98	2	2	79,37	0	0
4084	15.09.2015	05:14:00	2,00E+08	-33,730	26,212	-32,610	24,130	-435	8	-33,238	26,257	231	2,36	0,49	2,22	4,86	7,30	0	153,70	7,10	0	3,63	2	2	96,83	0	0
5466	15.09.2015	05:14:00	2,00E+08	-35,282	26,340	-32,610	24,130	-435	8	-33,238	26,257	231	3,47	2,05	2,22	4,86	7,30	0	153,70	7,10	0	2,88	2	2	78,94	0	0
6413	15.09.2015	05:14:00	2,00E+08	-34,637	26,863	-32,610	24,130	-435	2	-34,070	28,050	237	3,40	1,32	4,18	3,86	7,90	0	76,94	8,00	0	2,92	2	2	77,66	0	0
6417	15.09.2015	05:14:00	2,00E+08	-34,230	26,498	-32,610	24,130	-435	8	-33,238	26,257	231	2,87	1,02	2,22	4,86	7,30	0	153,70	7,10	0	3,80	2	2	87,71	0	0
1642	11.06.2015	15:55:00	3,00E+07	-36,970	17,630	-35,493	20,455	-808	15	-34,900	19,310	243	3,17	2,65	1,29	20,98	6,95	2	472,90	6,27	2	3,20	2	2	92,97	0	0
1642	11.06.2015	15:55:00	3,00E+07	-36,980	17,640	-35,493	20,455	-808	15	-34,900	19,310	243	3,18	2,67	1,29	20,98	6,95	2	472,90	6,27	2	3,19	2	2	92,49	0	0
6392	11.06.2015	15:55:00	3,00E+07	-36,610	19,180	-35,493	20,455	-808	15	-34,900	19,310	243	1,70	1,71	1,29	20,98	6,95	2	472,90	6,27	2	4,25	2	2	123,90	0	0

*) t_{e-b} - oddległość: epicentrum - budynek
t_{b-s} - oddległość: budynek - stanowisko rejestracji parametrów położenia najbliższego obiektu

t_{e-s} - oddległość: epicentrum - stanowisko rejestracji parametrów

PGVmax - maksymalna amplituda przekształceń poziomych

t_{HV} - czas trwania składowych poziomych przekształceń

I_{Gv}V - intensywność drgań w skali GS-GEWKW 2012N

**) w przypadku gdy budynek zlokalizowany jest w odległości do 250 m od powierzchniowego stanowiska pomiarowego wstrząsu

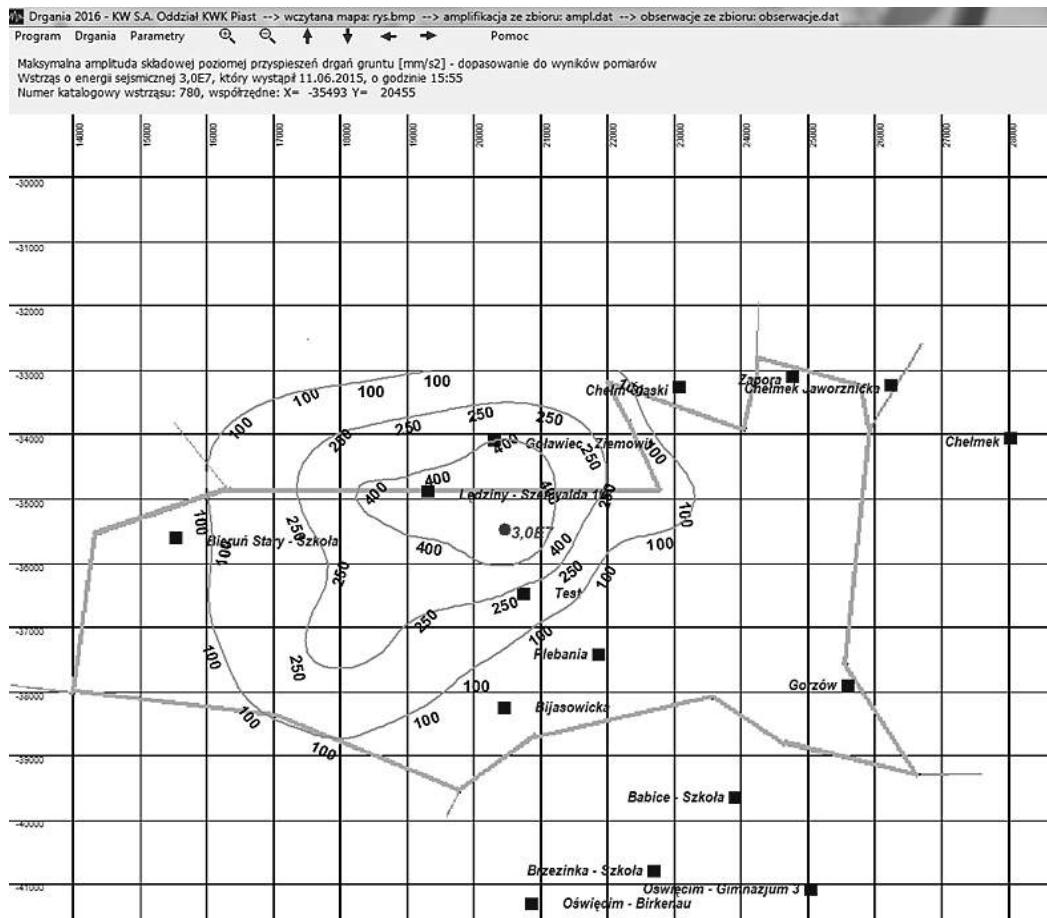
parametry wstrząsu dla współrzędnych budynek należy przyjmować takie jak na stanowisku rejestracyjnym

PGAH10 - maksymalne przyspieszenie drgań poziomych w pasku i czterech archiwarycznych

i ewentualnie dla analiz porównawczych

względnie informacji du OUG

- Wyszczególnia się zasada do zapamiętania



Rys. 49.9 Rozkład maksymalnych przyśpieszeń drgań gruntu po wstrząsie o energii $3E+7 J$

49.6 PODSUMOWANIE

Z przeprowadzonych obserwacji oddziaływanie wstrząsów wywoływanych podziemną eksploatacją złóż węgla na zabudowę na powierzchni terenu wynika, że pomimo dużej aktywności sejsmicznej obserwowanej na obszarze górnictwym KWK Piast oddziaływanie wstrząsów na obiekty budowlane zlokalizowane na powierzchni terenu jest niewielkie.

Po zarejestrowanych wstrząsach w latach 2014-2015, złożono 502 wnioski odnośnie wystąpienia szkód. W 266 przypadkach szkód nie powiązano z sejsmiczością, wykazując że przyczyną ich powstania były wpływy bezpośrednie. Tylko w 8 przypadkach zgłoszone szkody powiązano z występowaniem wstrząsów wysokoenergetycznych i uznano, że jedynie wstrząsy były powodem ich powstania. W pozostałych przypadkach roszczenia oddalone ze względu na brak zależności przyczynowo skutkowej pomiędzy wstrząsem a zgłoszonymi uszkodzeniami.

W większości przypadków wstrząsy wysokoenergetyczne są odczuwalne przez mieszkańców lecz nie powodują uszkodzeń w budynkach. Okresowo, przy rejestrowanych aktywnościach kilkunastu do około trzydziestu wstrząsów wysokoenergetycznych miesięcznie, mogą powodować dyskomfort w użytkowaniu obiektów mieszkalnych i niezadowolenie mieszkańców niektórych osiedli. W rejonie obiektów, wstrząsy były odczuwalne, ale ich wpływ na zabudowę powierzchniową był

znikomy, z uwagi na niskie wartości parametrów drgań gruntu w bezpośrednim sąsiedztwie zabudowań.

LITERATURA

- 1 P. Bańska, Program Drgania, instrukcja obsługi. Rybnik 2015.
- 2 B. Drzęzła, Zasady Projektowania Konfiguracji Sieci Sejsmometrów. Przegląd Górnictwa Nr 11/1994.
- 3 J. Dubiński i zespół, Zasady stosowania zweryfikowanej górniczej skali intensywności drgań GSI_{GZWKW}-2012 do prognozy i oceny skutków odziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na obiekty powierzchniowe i na ludzi. Katowice. 2013.
- 4 I. Kuciara, A. Mencel, A. Pysik, System Arp 2000 P/E monitoring drgań gruntu i budynków dla obszarów zagrożonych wstrząsami górotworu. Instrukcja Obsługi Instytut Technik Innowacyjnych Emag, Katowice 2014.
- 5 I. Kuciara, A. Mencel, A. Pysik, System Arp 2000p/E system do rejestracji i analizy przyśpieszeń drgań niskoczęstotliwościowych gruntu i budowli. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa Instytut Technik Innowacyjnych Emag. Katowice, 2014.
- 6 J. Kwiątek, Obiekty budowlane na terenach górniczych. 2007.
- 7 K. Stec, J. Chodacki, Ocena intensywności drgań gruntu spowodowanych wstrząsem pochodzenia górniczego z 11.02.2014 r. z uwzględnieniem typu gruntów przyjmowanych w normie Eurocode 8. Przegląd Górnictwy Nr6/2014 tom 70.
- 8 A. Tor, A. Barański, T. Kowal, Standaryzacja dokumentowania skutków wstrząsów górniczych w budynkach i obiektach infrastruktury technicznej warunkiem rozwoju skali intensywności drgań GSI_{GZWKW} Centrala Kompanii Węglowej S.A., Katowice. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Materiały Konferencyjne. 2016.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Adam Barański
Kompania Węglowa S.A.
ul. Powstańców 30, 40-039 Katowice, Polska
e-mail: a.baranski@kwsa.pl

inż. Jolanta Bolczyk, mgr inż. Kazimierz Olearczyk
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Piast”
ul. Granitowa, 43-155 Bieruń, Polska
e-mail: jbolczyk@kwsa.pl; k.olearczyk@kwsa.pl

**KORELACJA WYSTĘPOWANIA USZKODZEŃ OBIEKTÓW BUDOWLANYCH
ZE WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI NA PRZYKŁADZIE KWK „PIAST”,
W LATACH 2014-2015**

Streszczenie: Wstrząsy górnicze są jednym z istotnych objawów eksploatacji górniczej z punktu widzenia ich wpływu na infrastrukturę powierzchniową. Ochrona powierzchni i znajdujących się na niej obiektów budowlanych jest jednym z wymagań stawianych dzisiejszym kopalniom gdyż każda eksploatacja górnicza jest uciążliwa dla użytkowników obiektów budowlanych na powierzchni. Kopalnia „Piast” od ponad 40 lat prowadzi eksploatację pokładów węgla, co przekłada się na występowanie dużej liczby wstrząsów wysokoenergetycznych, a tym samym drgań, mogących mieć wpływ na stan zabudowy powierzchniowej. W artykule ukazano realia dotyczące ilości wystąpień wstrząsów wysokoenergetycznych, mogących być przyczyną pojawienia się szkód górniczych w obiektach powierzchniowych w korelacji z ilością zgłaszanych szkód i ich zależności przyczynowo skutkowej pomiędzy wstrząsem zgłoszonymi uszkodzeniami.

Słowa kluczowe: wstrząsy górnicze, szkody górnicze, uszkodzenia budynków, skala GSI,

**CORRELATION OF OCCURRENCE OF SURFACE BUILDINGS DAMAGES WITH
MINING TREMORS BY EXAMPLES OF PIAST COALMINE IN THE YEARS 2014-2015**

Abstract: Mining tremors are one of the most important side effect of mining operation from the point of view their influence on infrastructure located on the surface of the mining area. Protection of surface and buildings located on the surface is one of the requirements to fulfil by present-day coalmines, because each mining operation is awkward for users of buildings. Piast Coalmine has operated coal seams for over 40 years, that is reflected in a large number of high-energy tremors and thus the vibration that may affect the condition of surface buildings. In the paper the reality referring to the number of examples of high-energy tremors is shown, that may cause mining damage to surface buildings in correlation with the amount of damage reported and the cause and effect relationship between the tremor and the reported damage.

Key words: mining tremors, mining damage, buildings damage, scale GSI

50

OCENA ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO OD NATURALNYCH IZOTOPÓW PROMIENIOTWÓRCZYCH W WYROBISKACH PODZIEMNYCH KWK „CHWAŁOWICE”

50.1 WSTĘP

Zagrożenie radiacyjne w podziemnych zakładach górniczych powodowane jest występowaniem naturalnych nuklidów promieniotwórczych, których stężenia przekraczają wartości występujące w materiałach tworzących wierzchnią warstwę skorupy ziemskiej.

Narażenie radiacyjne spowodowane ekspozycją na naturalne izotopy promieniotwórcze, a w szczególności na krótkożywiowe produkty rozpadu radonu, jest znaczącym składnikiem narażenia, zarówno w środowisku naturalnym, jak i miejscach pracy. Dawka skuteczna, powodowana ekspozycją na radon, a szczególnie jego krótkożywiowe pochodne, przekracza 50% średniej dawki dla przeciętnego człowieka od wszystkich źródeł promieniowania jonizującego. W specjalnych warunkach, takich jak praca w miejscach o ograniczonej wentylacji (piwnice, tunele, wyrobiska górnicze w kopalniach) rola tego czynnika narażenia jest zazwyczaj jeszcze większa.

Drugim czynnikiem zagrożenia radiacyjnego w podziemnych zakładach górniczych są osady o podwyższonych stężeniach radu. Źródłem radu w osadach są wody złożowe, towarzyszące pokładowi węgla. Występowanie wód zawierających rad zależy od lokalnych warunków geochemicznych oraz hydrogeologicznych i nie jest zjawiskiem powszechnie występującym we wszystkich kopalniach. Wody złożowe zawierają izotopy radu ^{226}Ra i ^{228}Ra , w stężeniach niejednokrotnie sięgających nawet kilkuset bekereli na litr. Wody dołowe w czasie eksploatacji są uwalniane z górotworu, a następnie usuwane z podziemnych wyrobisk na powierzchnię. W specyficznych warunkach geochemicznych następuje współstrącenie radu i baru, w postaci trudno rozpuszczalnego siarczanu barowo-radowego BaRaSO_4 . Powstają w ten sposób osady zawierające duże stężenia radu, sięgające nawet kilkuset kBq/kg . Zakres mierzonych sumarycznych stężeń ^{226}Ra i ^{228}Ra mieści się w granicach od wartości charakterystycznych dla skał tworzących wierzchnią warstwę skorupy ziemskiej tj. kilkudziesięciu Bq/kg do 550 kBq/kg . Osady zawierające rad są źródłem ekspozycji na zewnętrzne promieniowanie gamma dla

pracujących w ich sąsiedztwie osób. W przypadku bezpośredniego kontaktu, istotnym czynnikiem zagrożenia radiacyjnego jest również wniknięcie drogą oddechową lub przypadkowe wniknięcie drogą pokarmową. Szacuje się, że ilości powstających w jednej kopalni osadów o podwyższonych zawartościach radu mogą sięgać nawet kilku tysięcy ton rocznie.

Radonośne wody złożowe, jako bezpośredni czynnik zagrożenia dla ludzi mogą być istotne jedynie w przypadku wniknięcia drogą pokarmową, co ze względu na ich duże zasolenie jest mało prawdopodobne.

50.2 PRZEPISY PRAWNE REGULUJĄCE ZAGADNIENIA ZWIĄZANE Z NARAŻENIEM NA PROMIENIOWANIE W GÓRNICTWIE

Obowiązującymi aktami prawnymi odnoszącymi się do zagrożeń radiacyjnych są akty wykonawcze do ustaw Prawo atomowe i Prawo geologiczne i górnicze. W czerwcu 2006 roku weszło w życie Rozporządzenie Ministra Gospodarki zmieniające Rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 126, poz. 855). Znowelizowane Rozporządzenie wprowadziło istotne zmiany w podejściu do oceny zagrożenia radiacyjnego i skutków jego oddziaływanego na górników. Wyczerpujące omówienie zmian prawnych przedstawiono w publikacjach [6]. Kolejna nowelizacja Rozporządzenia przeprowadzona w 2010 roku nie wprowadziła zmian w części dotyczącej zagrożenia radiacyjnego (Rozporządzenie Ministra Gospodarki, 2002) [7].

50.3 CZYNNIKI ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

Najpoważniejszym czynnikiem zagrożenia, jest promieniotwórczy gaz szlachetny radon. Jego produkty rozpadu, tworzą w atmosferze kopalni aerozole, które zdeponowane w układzie oddechowym ulegają rozpadowi, emitując promieniowanie alfa oddziałyujące destrukcyjnie na tkanki. Stężenie radonu oraz produktów rozpadu w atmosferze kopalni zależy głównie od warunków technicznych tj. sposobu prowadzenia robót górniczych i systemu wentylacji. Powszechnie obecnie stosowana eksploatacja prowadzona metodą na zawał powoduje, że zroby wypełniają się pokruszonymi skałami, co z kolei sprzyja intensywnej ekshalacji radonu do powietrza w systemie wentylacji kopalni. Zjawiska te powodują wzrost stężenia pochodnych radonu na stanowiskach pracy w podziemnych wyrobiskach kopalń.

Słone wody występujące w niektórych wyrobiskach kopalń węglą kamiennego Górnego Śląskiego Zagłębia Węglowego (GZW) zawierają naturalne izotopy promieniotwórcze, a przede wszystkim podwyższone stężenia izotopów radu ^{226}Ra i ^{228}Ra . Rad jest wyługiowywany ze skał pod wpływem działania silnie zmineralizowanych wód kopalnianych. Stężenia ^{226}Ra w wodach dopływających do wyrobisk podziemnych sięgać nawet 390 kBq/m^3 , podczas gdy stężenia tego izotopu w wodach powierzchniowych zazwyczaj nie przekraczają $0,1 \text{ kBq/m}^3$ [2, 9]. Czasem radonośne

wody kopalniane zawierają również jony baru, których stężenie może sięgać $1,5 \text{ kg/m}^3$. Wody zawierające jednocześnie rad i bar zostały nazwane wodami radowymi typu A. Wody tego typu występują przede wszystkim w południowej części GZW oraz w pewnych rejonach niecki głównej, gdzie nad utworami karbońskim zalegają nieprzepuszczalne utwory mioceńskie. W wodach tych stężenia ^{226}Ra są zazwyczaj wyższe niż stężenia ^{228}Ra . Drugi typ wód radowych, nazwany typem B, nie zawiera jonów baru, ale są w nim obecne jony siarczanowe SO_4^{2-} . Wody te występują przede wszystkim w kopalniach nadwiślańskich, a sumaryczne stężenia izotopów radu są niższe niż w wodach typu A. Jednak w tych wodach obserwuje się wyższe stężenia ^{228}Ra niż ^{226}Ra .

Obecność baru w wodach odgrywa kluczową rolę w zachowaniu się radu. Z wód typu A (zawierających bar) rad przedzej czy później ulegnie współstrąceniu wraz z barem po zmieszaniu się tych wód z wodami siarczanowymi, które są bardzo pospolite w przyrodzie. Z wód typu B rad nie wytrąca się, gdyż nie ma nośnika umożliwiającego współstrącanie. Obniżenie stężenia radu następuje na skutek rozcieńczania wód kopalnianych w wodach powierzchniowych, do których są zrzucane oraz na skutek adsorpcji radu na substancji zawieszonej oraz na osadach dennych w ciekach i osadnikach powierzchniowych.

Występowanie promieniotwórczych osadów w wyrobiskach dołowych jest ściśle związane z obecnością wód radowych, szczególnie wód zawierających bar. Z wód takich mogą wytrącać się promieniotwórcze osady. W miejscowościach wytrącania się lub gromadzenia osadów można oczekiwac wyższych wartości dawek promieniowania gamma, mogą one być również wchłaniane do organizmu i powodować skażenia wewnętrzne. Osady takie mogą powstawać przede wszystkim w miejscowościach, gdzie następuje mieszanie się wód radowych typu A z wodami zawierającymi siarczany. Są to przede wszystkim chodniki wodne, pompownie, ścieki lub rurociągi prowadzące wody słone, czasami osadniki wód dołowych na powierzchni lub cieki wodne, do których zrzucane są wody kopalniane. Powstawanie takich osadów ma miejsce w niektórych kopalniach, głównie leżących w południowo-zachodniej części GZW.

50.4 METODY BADANIA STANU ZAGROŻENIA

Do kontroli zagrożenia krótkożywiowymi produktami rozpadu radonu stosuje się przystawki ALFA współpracujące z pyłomierzami typu Barbara [3] lub aspiratorami AP-2000EX [8]. Oba przyrządy pozwalają na równoczesny pomiar zapylenia (rys. 1). Pomiary stężenia energii potencjalnej alfa były wykonywane na stanowiskach pracy przez kilka godzin do jednej zmiany roboczej. W laboratorium przeprowadzano odczyty mierników, a wyniki pomiaru były dostępne praktycznie następnego dnia, licząc od momentu ich dostarczenia. Wzorcowanie przyrządów prowadzono zgodnie z procedurami systemu zarządzania, funkcjonującego w Śląskim Centrum Radiometrii Środowiskowej GIG.



Rys. 50.1 Przystawka ALFA-2004-TwoMet i GAMMA-31

Do kontroli dawek promieniowania gamma stosowano dawkomierze GAMMA-31 zawierające detektory termoluminescencyjne (rys. 50.1). Dawkomierze te były używane zarówno do pomiarów środowiskowych, jak i do kontroli dawek indywidualnych. Do kontroli środowiskowej dopuszcza się również stosowanie radiometrów gamma. Jednak tylko niektóre typy tych przyrządów, obecnie już nieprodukowane, mają dopuszczenie do pracy w warunkach zagrożenia wybuchem. Pomiary te wykonywały służby kopalniane, a ich wyniki nie są uwzględniane w bazach danych GIG. Kontrolę zagrożenia radonośnymi wodami i osadami przeprowadzano w oparciu o metody laboratoryjne stosowane w Głównym Instytucie Górnictwa [1, 4]. Za wyznaczanie stanowisk pomiarowych, wykonywanie pomiarów na stanowisku oraz pobieranie próbek do analiz laboratoryjnych są odpowiedzialne odpowiednie służby kopalniane. Próbki wód lub osadów były dostarczane do Śląskiego Centrum Radiometrii Środowiskowej GIG, gdzie dokonywano ich analizy. Do przeprowadzania pomiarów środowiskowych chwilowych kopalnia używa radiometru Rk-100 produkcji Polon Bydgoszcz (rys. 50.2). Ponadto przez służby GIG używane są także dwa radiometry: RadEye G10 firmy ThermoFisher i FAG



Rys. 50.2 Radiometr Rk-100

50.5 ANALIZA ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO W KWK „CHWAŁOWICE”

W KWK „Chwałowice”, każdego roku prowadzone są badania i pomiary, mające na celu wskazanie miejsc występowania podstawowych elementów zagrożenia

radiacyjnego oraz określenie kategorii zagrożenia pracowników [10]. Sposób i częstotliwość prowadzenia kontroli narażenia radiacyjnego określono w tabeli 50.1 stanowiąca część obowiązującego Rozporządzeniu Ministra Gospodarki zmieniające Rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 126, poz. 855) [7].

Tabela 50.1 Wymagania kontroli narażenia radiacyjnego w kopalniach

Źródło narażenia	Wielkość mierzona	Kryterium	Wymagana częstotliwość kontroli
Krótkożyciowe produkty rozpadu radonu	C_α - stężenie energii potencjalnej alfa w powietrzu	$C_\alpha \leq 0,5 \mu J/m^3$	raz na kwartał
		$0,5 \mu J/m^3 < C_\alpha$	raz na miesiąc*
Promieniowanie gamma	\dot{K} - moc kermy promieniowania gamma w powietrzu	$\dot{K} \leq 0,5 \mu Gy/h$	raz w roku
		$0,5 \mu Gy/h < \dot{K}$	raz na kwartał **
Wody radowe	C_{RaW} - sumaryczne stężenie izotopów radu Ra-226 i Ra-228	-	raz w roku
Osady	C_{RaO} - sumaryczne stężenie promieniotwórcze izotopów radu Ra-226 i Ra-228	-	raz w roku
Zwiększenie częstotliwości pomiarów jest wymagane już po jednokrotnym otrzymaniu wyniku powyżej górnej granicy przedziału. Częstotliwość pomiarów można zmniejszyć, jeśli wyniki trzech kolejnych pomiarów są mniejsze od dolnej granicy przedziału. Częstotliwość pomiarów nie może być jednak niższa niż raz na kwartał w przypadku pomiarów stężenia energii potencjalnej alfa w powietrzu oraz raz w roku w przypadku pomiarów mocy kermy promieniowania gamma w powietrzu, pomiarów sumarycznego stężenia izotopów radu Ra-226 i Ra-228 w wodach kopalnianych i pomiarów sumarycznej aktywności właściwej izotopów radu Ra-226 i Ra-228 w osadach kopalnianych.			
* W tych przypadkach wykonuje się dodatkowo pomiar stężenia energii potencjalnej alfa w miejscach znajdujących się na dalszej drodze przepływu tego powietrza.			
** W tych przypadkach wykonuje się dodatkowo pomiar stężenia energii potencjalnej alfa w powietrzu krótkożyciowych produktów rozpadu radonu.			

Źródło: [7]

Wielkościami podlegającymi pomiarowi jest stężenie energii potencjalnej alfa w powietrzu, ekspozycja na zewnętrzne promieniowanie gamma, stężenie izotopów radu Ra-226 i Ra-228 w wodach oraz stężenie promieniotwórcze radu Ra-226 i Ra-228 w osadach. Na podstawie wyników pomiarów obliczana jest dawka skuteczna, jaką mogą otrzymać górnicy. Dawkę skutecną E mSv otrzymaną w ciągu określonego czasu oblicza się jako sumę:

$$E = E_\alpha + E_\gamma + E_{Ra}$$

Dysponując pomiarami mocy kermy (\dot{K} , $\mu Gy/h$) lub stężenia energii potencjalnej alfa (C_α , $\mu J/m^3$) można wyliczyć dawkę skuteczną dla przewidywanego rocznego czasu pracy (t) w miejscach gdzie wielkości te zostały zmierzone:

$$E_\alpha = 0,0014 \cdot (C_\alpha - 0,1) \cdot t \quad E_\gamma = 0,00140 \cdot (\dot{K} - 0,1) \cdot t$$

W sytuacji kiedy $C_\alpha < 0,1$ lub $K < 0,1$ należy przyjąć, że E_α lub odpowiednio E_γ są równe 0. Należy tutaj podkreślić, że w tak wyliczonej dawce skutecznej uwzględnione już zostało tło promieniowania.

Ostatni ze składników dawki skutecznej, skuteczną dawkę obciążającą, E_{Ra} , ocenia akredytowane laboratorium na podstawie szczegółowych informacji dostarczonych przez inspektora ochrony radiologicznej, a w szczególności informacji o czasie kontaktu z wodami kopalnianymi i osadami kopalnianymi, charakterze wykonywanej pracy i zastosowanej technologii, zapyleniu i wilgotności powietrza oraz stosowanych ochronach osobistych.

Dokonywanie ocen (dawki skuteczne, klasyfikacja wyrobisk) następuje w oparciu o „rzeczywisty” roczny czas pracy na danym stanowisku pracy. Pod pojęciem „rzeczywisty” czas pracy należy rozumieć roczny prognozowany czas pracy lub rzeczywisty, w sytuacji, kiedy obliczenia wykonywane są na zakończenie roku kalendarzowego. Dopiero w sytuacji, kiedy nie można w żaden sposób określić czasu działania zagrożenia należy przyjąć, że wynosi rocznie 1800 godzin.

50.6 WYNIKI ANALIZY ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO W KWK „CHWAŁOWICE” NA PRZYKŁADZIE ROKU 2015

50.6.1 Wyniki pomiarów stężenia energii potencjalnej alfa krótkożyciowych produktów rozpadu radonu w powietrzu

W KWK „Chwałowice”, ze względu na wzmożoną wentylację, która jest związana z zagrożeniem metanowym, czynnik narażenia radiacyjnego wynikający z obecności radonu i produktów jego rozpadu w powietrzu występuje w niewielkim stopniu. Obserwowane stężenia energii potencjalnej alfa na ogół są niskie i nie przekraczają poziomu $0,1 \mu J/m^3$. Pomiary na stanowiskach pracy były wykonywane przez pracowników Działu Wentylacji kopalni Chwałowice, za pomocą przystawek ALFA-31, które przygotowywano i odczytywano w Śląskim Centrum Radiometrii Środowiskowej GIG. Tylko w 1 przypadku, w pompowni głównego odwadniania poz. 550, mierzona wielkość przekroczyła wartość $0,5 \mu J/m^3$ i wyniosła maksymalnie $0,71 \pm 0,16 \mu J/m^3$. Pozostałe wyniki nie przekraczały kryterium $0,5 \mu J/m^3$. W latach poprzednich także występowały tylko pojedyncze przekroczenia wartości $0,5 \mu J/m^3$. Wobec powyższego nie było potrzeby klasyfikowania wyrobisk jako zagrożonych radiacyjnie, ze względu na występowanie podwyższonych stężeń energii potencjalnej alfa krótkożyciowych produktów rozpadu radonu w powietrzu.

50.6.2 Wyniki pomiarów stężenia izotopów radu w wodach

W kopalni „Chwałowice” występują zarówno wody radowe typu A, z których rad wytrąca się w wyrobiskach podziemnych i tworzy promieniotwórcze osady dołowe, jak i wody radowe typu B, które nie zawierają baru. Na skutek wytrącania się osadów pod ziemią w kopalnianych wyrobiskach dołowych, znacząca część całkowitej aktywności izotopów radu pozostaje pod ziemią.

Wzorem lat ubiegłych, również w roku 2015 przeprowadzono w kopalni Chwałowice pomiary stężeń radu w wodach dołowych i powierzchniowych. Łącznie wykonano analizy dla 12 próbek wód (w tym dołowych), które zostały wcześniej pobrane przez pracowników Działu Mierniczo-Geologicznego oraz Działu Ochrony Środowiska kopalni. W Śląskim Centrum Radiometrii Środowiskowej GIG próbki poddano preparatyce chemicznej, a po jej zakończeniu wykonano pomiary stężeń izotopów radu (^{226}Ra i ^{228}Ra) metodą ciekłych scyntylatorów.

W roku 2015 sumaryczne stężenie izotopów radu ^{226}Ra i ^{228}Ra przekraczające wartość $1 \text{ kBq}/\text{m}^3$ zmierzono w jednej próbce wody: w wodzie pobranej w Przekopie I Wschodnim, poziom 390 m : punkt pomiarowy 2820 mb i wyniosło łącznie $3,9 \text{ kBq}/\text{m}^3$. Woda zbiorcza z poziomu 550 m (komora pomp PP 50), która odprowadzana jest do Kolektora Olza oraz woda z poziomu 390 m (komora pomp PP 30) zawierają podwyższone aktywności izotopów radu, w stosunku do wartości typowych dla wód powierzchniowych. Zmierzone wielkości nie przekraczają jednak wartości $1 \text{ kBq}/\text{m}^3$.

50.6.3 Wyniki pomiarów stężenia izotopów radu w osadach

W kopalni „Chwałowice” na skutek występowania wód radowo-barowych dochodzi do spontanicznego wytrącania osadów siarczanu radowo-barowego. Wody o podwyższonych stężeniach izotopów radu trafiają nawet do chodników wodnych po przebyciu kilku kilometrów, co można było obserwować w latach ubiegłych w niektórych wyrobiskach na poziomie 390 metrów i 550 metrów. W 2015 roku osady o znacząco podwyższonych stężeniach izotopów radu ponownie znaleziono w przekopie I wschodnim, zarówno na poziomie 390 metrów, jak i na poziomie 550 metrów.

W 2015 roku, pracownicy kopalni „Chwałowice” pobrali do badań 10 próbek osadów kopalnianych:

- Poziom 390 m – 5 próbek,
- Poziom 550 m – 4 próbki,
- Poziom 700 m – 1 próbka.

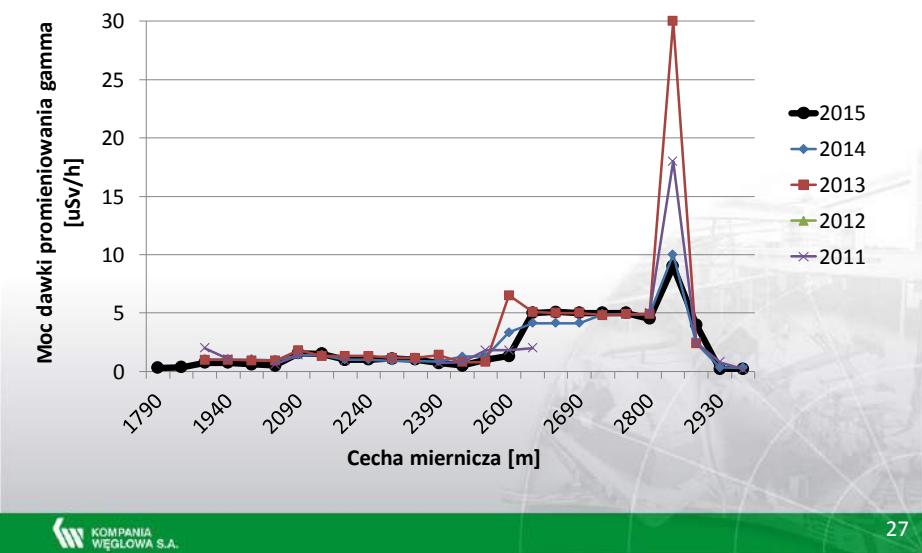
W dostarczonych próbkach oznaczano stężenie izotopów radu (^{226}Ra , ^{228}Ra) oraz toru (^{228}Th) będącego w równowadze promieniotwórczej z ^{224}Ra . Badanie wykonano metodą wysokorozdzielczej spektrometrii promieniowania gamma przez GIG Katowice. Najwyższe wartości stwierdzono w przekopie I wschodnim na poz. 390 m sięgające 151 500 Bq/kg . Nieco niższe stężenia izotopów promieniotwórczych stwierdzono w korytach odwadniania przekopu I wschodniego poz. 550 m , które osiągały wartość 117 700 Bq/kg . Z tego powodu wyrobiska te zakwalifikowano jako zagrożone radiacyjnie.

50.6.4 Wyniki pomiarów ekspozycji na zewnętrzne promieniowanie gamma

Pomiary ekspozycji na zewnętrzne promieniowanie gamma wykonano z pomocą dawkomierzy GAMMA-31 wyposażonych w detektory termoluminescencyjne (pomiary indywidualne i środowiskowe długotrwałe) oraz z pomocą radiometrów: RadEye G10 firmy ThermoFisher i FAG (pomiary środowiskowe chwilowe) oraz radiometrem Rk-100.

Zmierzone moce kermy i moce dawek osiągają bardzo duże wartości. Maksymalna moc kermy wyniosła $14.011 \pm 0.509 \mu\text{Gy}/\text{h}$ i została zmierzona, podobnie, jak w latach ubiegłych, w przekopie I wschodnim, poziom 390 m, cecha miernicza 2820 m. Bezpośrednim źródłem zagrożenia w tym miejscu są osady zawierające wysokie stężenia radu. Osady takie nie rozkładają się w sposób równomierny wzdłuż całego wyrobiska, na co wskazują wszystkie uzyskane tam wyniki, zarówno pomiarów dawek jak i pomiarów stężenia radu w osadach. Podobnie podwyższone wartości mocy kermy, sięgające $1,491 \mu\text{Gy}/\text{h}$ zmierzono w przekopie I wschodnim poz. 550 m. Źródłem podwyższonego poziomu promieniowania są osady zaledwiające w zamkniętych korytach ściekowych oraz w rurociągach odprowadzających wody z odwadniania wyrobiska.

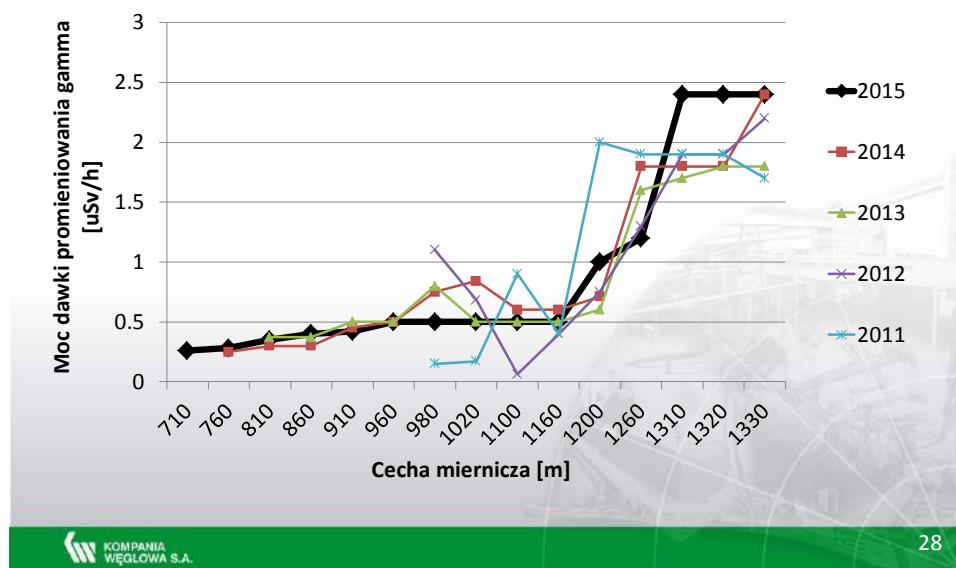
Na rysunkach 50.3 i 50.4 przedstawiono rozkład wartości mocy dawki promieniowania gamma $\mu\text{Sv}/\text{h}$ w wyrobiskach poziomu 390 m i 550 m w latach 2011-2015.



Rys. 50.3 Rozkład wartości mocy równoważnika dawki promieniowania gamma – przekop I wschodni poz. 390 m

Zmierzone radiometrem wartości mocy dawki promieniowania gamma (pomiary środowiskowe chwilowe) są wyrażone jako moc przestrzennego równoważnika dawki, $dH^*(10)/dt$. W celu porównania ze zmierzonymi za pomocą dawkomierzy Gamma-31 mocami kermy, należy moc przestrzennego równoważnika dawki podzielić przez 1.2. W okolicy miejsca gdzie zmierzona z pomocą dawkomierzy Gamma-31 moc kermy była największa (przekop I wschodni, poziom 390 m, cecha miernicza 2820 m), również wskazania radiometru osiągnęły wysokie wartości równe $8.0 \mu\text{Gy}/\text{h}$ (wartości po przeliczeniu z mocy przestrzennego równoważnika dawki na moc kermy z pomocą współczynnika konwersji 1.2). Oznacza to, że w tym miejscu zaledwiają osady o najwyższej zawartości izotopów promieniotwórczych. Większe wskazania radiometru wynikają z niejednorodności rozmieszczenia osadów i różnego oddalenia sondy radiometru i dawkomierza Gamma-31 od źródła promieniowania. Biorąc pod uwagę możliwość

przekroczenia wartości dawki 6 mSv/rok (już przy czasie pracy równym około 670 h), kontrolę zagrożenia radiacyjnego w tym miejscu należy prowadzić metodą dozymetrii indywidualnej.



Rys. 50.4 Rozkład wartości mocy dawki promieniowania gamma – przekop I wschodni poz. 550 m

Podwyższone wartości mocy dawki zmierzono również w przekopie I wschodnim na poziomie 550 metrów, gdzie maksymalna wartość wynosiła $2.4 \mu\text{Gy/h}$ dla wskazań z radiometru i $0,423 \mu\text{Gy/h}$ dla oznaczeń wykonanych z pomocą dawkomierzy Gamma-31. Szacowana roczna dawka skuteczna wynosiłaby w tym przypadku około 6.77 mSv (uwzględniając 18% błędu) lub 0.85 mSv odpowiednio dla czasu pracy 1800 godzin. Na poz. 700 m maksymalna moc kermy zmierzona z pomocą dawkomierzy Gamma-31 wynosiła $0,527 \pm 0,019 \mu\text{Gy/h}$, co po uwzględnieniu błędu i rocznego czasu 1800 godzin odpowiada rocznej dawce $1,1 \text{ mSv}$.

50.6.5 Dawki obciążające spowodowane wniknięciem izotopów radu

Zgodnie z wymaganiami zawartymi w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki [7], (punkt 8.9 oraz 8.13 załącznik nr 9), należy obliczyć dawki obciążające spowodowane wniknięciem do organizmu izotopów radu ^{226}Ra i ^{228}Ra (Dz. U. Nr 126, poz. 855). Obciążające dawki skuteczne zostały oszacowane dla miejsc, gdzie dostępne były następujące informacje:

- wyniki pomiarów stężenia izotopów radu ^{226}Ra i ^{228}Ra w wodach i osadach,
- informacje dostarczone przez Inspektora Ochrony Radiologicznej (IOR) kopalni, dotyczące realnego czasu kontaktu z wodami i osadami kopalnianymi, charakterze wykonywanej pracy, zapylению i wilgotności oraz stosowanych ochronach osobistych.

W 2015 roku do obliczenia dawek obciążających wyznaczone zostały przez zakładowego Inspektora Ochrony Radiologicznej wyrobiska na poziomach 390 i 550. Do oszacowania dawek obciążających przyjęto dane, charakteryzujące poszczególne

możliwe stanowiska pracy oraz maksymalne wartości stężenia izotopów radu zmierzone w wodach i osadach występujących w ocenianych wyrobiskach. Jak wynikało z obliczeń, istotne ze względu na zagrożenie radiacyjne oszacowane dodatkowe dawki obciążające, spowodowane wniknięciem do organizmu izotopów radu ^{226}Ra i ^{228}Ra występują w przekopie I wschodnim poz. 550 m, gdzie ich wartość dla najbardziej niekorzystnych warunków pracy wynosić może do 5,4 mSv/rok, zaś dla typowych warunków pracy do 3,5 mSv/rok. Natomiast w przekopie I wschodnim na poz. 390 m odpowiednie maksymalne wartości dochodzą do 1,9 mSv/rok dla najbardziej niekorzystnych i 1,5 mSv/rok dla typowych warunków pracy.

Oszacowane wartości skutecznych dawek obciążających uwzględniają deklarowany czas pracy oraz rodzaj wykonywanych czynności na poszczególnych stanowiskach. Ze względu na fakt, że w wymienionych wyżej miejscach skuteczna dawka obciążająca daje znaczący wkład do dawki całkowitej, czas pracy osób tam zatrudnionych podlega ewidencjonowaniu oraz kontrolowana jest ekspozycję na zewnętrzne promieniowanie gamma.

50.7 OSZACOWANIE MAKSYMALNYCH DAWEK ROCZNYCH I OCENA ŁĄCZNEGO ZAGROŻENIA ZE WSZYSTKICH ŹRÓDEŁ NARAŻENIA

W celu oszacowania dawek, na jakie mogą być narażeni górnicy kopalni Chwałowice uwzględniono wszystkie składniki dawki skutecznej, pochodzące od występujących w kopalni czynników zagrożenia radiacyjnego, czyli oddziaływanie zewnętrznego promieniowania gamma (E_γ), występowanie produktów rozpadu radonu w powietrzu (E_α), możliwość skażeń wewnętrznych radem z wód i osadów (E_{Ra}). Sposób wyliczenia całkowitej dawki skutecznej przedstawiono w punkcie nr 5.

Całkowite roczne dawki skuteczne, na jakie narażeni są pracownicy zatrudnieni w podziemnych wyrobiskach KWK „Chwałowice” przedstawiono w tabeli 50.2. Dawki zostały policzone dla stanowisk pracy, dla których zostały dostarczone dane na temat warunków i czasu pracy. Dodatkowo należy podkreślić, iż dla każdego stanowiska wyliczono maksymalne dawki skuteczne, uwzględniając wkład od wniknięcia wód oraz osadów, krótkożywiowych produktów rozpadu radonu i zewnętrznego promieniowania gamma. Do obliczeń przyjęto rzeczywisty czas pracy dla czynności wykonywanych przez określoną grupę. Dawki zostały obliczone dla maksymalnych wartości poszczególnych czynników zagrożenia radiacyjnego zmierzonych w rejonach podlegających ocenie.

W przypadku, kiedy pracownik uczestniczył w wykonywaniu różnych czynności w różnych miejscach, dawka, na otrzymanie której może być narażony, jest sumą dawek wyznaczonych dla danych miejsc i czynności. Na przykład, jeśli brał udział w czynnościach wykonywanych w przekopie I wschodnim, poz. 390 m (tabela 50.2, poz. 1), oraz w działaniach określonych dla przekopu I wschodniego na poz. 550 m (tabela 50.2, poz. 3), to maksymalnie mógł otrzymać dawkę: $3,305 \text{ mSv} + 0,342 \text{ mSv} = 3,647 \text{ mSv}$.

Tabela 50.2 Całkowita roczna dawka skuteczna, mSv

Lp.	Wyrobisko/ stanowisko pracy	E_α	E_γ Dozymetria indywidualna	E_γ Dozymetria środowiskowa	E_{Ra}	E^*	E^{**}
1	Przekop I Wschodni, poziom 390, teren nadzorowany „B”	0,733	-	1,048	1,524	-	3,305
2	Przekop I Wschodni, poziom 390, teren kontrolowany „A”	0,082	-	0,958	0,877	-	1,917
3	Przekop I Wschodni, poziom 550, teren kontrolowany „A”	0,07	-	0,271	< 0,001	-	0,342
4	Przekop I Wschodni, poziom 550, teren nadzorowany „B”	0,298	-	0,276	3,466	-	4,040
5	Poziom 550, chodniki wodne	0,085	-	0,165	0,069	-	0,319
6	Pompownia Głównego Odwadniania, poziom 550	0	-	0,611	< 0,001	-	0,612
7	Pompownia w pokładzie 409 – przylegająca do przekopu I Wschodniego, poziom 390	0,018	-	-	< 0,001	-	0,019
8	Przekop kierunkowy na „N” + przekop Paruszowiec III, poziom 550	0,064	-	0,112	0,346	-	0,522

Pogrubioną czcionką oznaczono wartości dawki skutecznej, przekraczające próg 1 mSv/rok

E^* - dawka skuteczna wyliczona na podstawie dozymetrii indywidualnej

E^{**} - dawka skuteczna wyliczona na podstawie dozymetrii środowiskowej

Źródło: [10]

Przyjmując jednak roczny czas pracy 1800 godzin, wyliczone dawki dla poszczególnych stanowisk pracy byłyby takie jak przedstawiono w tabeli 50.3. Stanowiło to podstawę do zaliczenia tych wyrobisk do poszczególnych klas zagrożenia radiacyjnego.

Uzyskane wartości całkowitych dawek skutecznych (wyliczonych na podstawie dozymetrii środowiskowej) przedstawione są na rys. 50.5. W tabeli 50.4, w celu wyjaśnienia opisów na wykresie 50.2, zestawiono szczegółowy opis czynności wykonywanych w wyrobiskach, dla których obliczono całkowite dawki skuteczne.

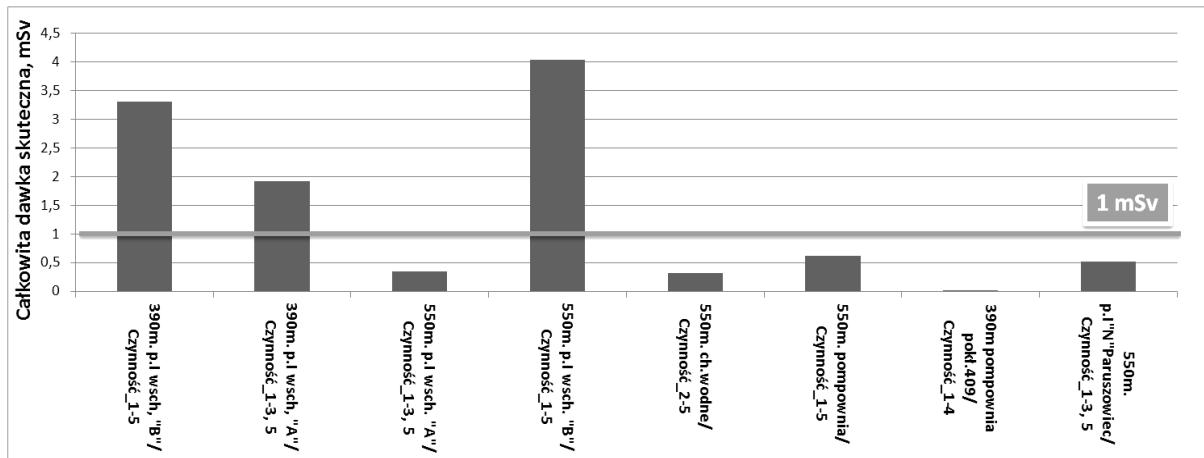
W kopalni „Chwałowice”, na podstawie zarządzenia Kierownika Ruchu Zakładu Górnictwa zastał powołany Zespół do Zwalczania Zagrożeń Naturalnej Promieniotwórczości. Zespół, dysponując wynikami pomiarów i analiz wykonywanych we współpracy KWK „Chwałowice” i GIG, podejmuje działania, mające na celu ograniczenie zagrożenia, wynikającego z obecności podwyższonej naturalnej promieniotwórczości w podziemnych wyrobiskach górniczych, polegające na:

- Ocenie stanu zagrożeń od naturalnych źródeł promieniowania oraz ocenę tendencji kształtowania się tych zagrożeń,

- Formułowaniu i przedstawianiu wniosków i zaleceń niezbędnych do likwidacji zagrożeń i poprawy stanu bezpieczeństwa pracowników
- Zgłasaniu propozycji i analizowaniu zasadności zaliczenia wyrobisk do poszczególnych klas zagrożenia radiacyjnego,
- Opiniowaniu instrukcji, dokumentacji, technologii itp. mających związek z istnieniem zagrożeń od naturalnej promieniotwórczości.

Tabela 50.3 Wykaz wyrobisk zagrożonych radiacyjnie w KW SA. O/KWK "Chwałowice"

Lp	Nazwa wyrobiska	cechy miernicze	cechy przewoz.	E	Klasa zagrożenia*)		Uwagi			
		od - do	od - do							
		m	m		mSv	A				
I										
POZIOM 390 M										
1	Przekop I Wschodni									
1.2	cecha miernicza 1500-1900 m	1500-1900	2010-2410	0,33			WYROBISKO NIEZAGROŻONE			
1.3	cecha miernicza 1900-2600 m	1900-2600	2410-3110	3,305		B	brak stałych stan. pracy			
1.4	cecha miernicza 2600-2900 m	2600-2900	3110-3410	16,69	A		brak stałych stan. pracy			
1.5	pompownia w ch. b. 409/2	1900	2410	1,42		B	brak stałych stan. pracy			
II										
POZIOM 550 M										
2.	Przekop I Wschodni									
2.1	cecha miernicza 850-1200 m	850-1200	1690-2040	0,50			WYOBISKO NIEZAGROŻONE			
2.2	cecha miernicza od 1200 m do tamy nr 290 (ok. 150 m)	1200-1350	2040-2190	4,04		B	brak stałych stan. pracy			
2.3	za tamą 290 (od tamy do końca wyrobiska)	1350-2400	2190-3240	8,87	A		wyrobisko nieczynne i niedostępne			
2.4	Pompownia stara w przekopie cm 980 m	980	1820	2,75		B	brak stałych stan. pracy			



Rys. 50.5 Wartości całkowitych dawek skutecznych wyliczonych na podstawie dozymetrii środowiskowej

Tabela 50.4 Opis czynności wykonywanych w wyrobiskach

Nr czynności	Opis czynności
1	Przemieszczanie się ludzi w strefie zagrożenia
2	Transport osadów: załadunek/rozładunek; ręczny/mechaniczny
3	Czyszczenie kanałów i ścieków
4	Czyszczenie chodników wodnych
5	Inne czynności wykonywane w rejonie występowania osadów (nie związane bezpośrednio z osadami lub z wodami)

Zespołem kieruje Kierownik Działu Ochrony Środowiska, który jednocześnie pełni obowiązki Zakładowego Inspektora Ochrony Radiologicznej (IOR). Inspektor ochrony radiologicznej prowadzi dokumentację stanu zagrożenia radiacyjnego obejmującą wyniki pomiarów wskaźników zagrożenia radiacyjnego, wyniki pomiarów dawek indywidualnych, wykaz i dokumentację wyrobisk zaliczonych, do poszczególnych klas zagrożenia radiacyjnego, w tym mapy górnicze określające granice terenów kontrolowanych w rozumieniu przepisów prawa atomowego, rejestr dawek indywidualnych pracowników zaliczonych na podstawie przepisów prawa atomowego do pracowników kategorii A, wykaz pracowników zaliczonych na podstawie przepisów prawa atomowego do pracowników kategorii B. W przypadku konieczności wykonywania prac w warunkach zagrożenia radiacyjnego, na wniosek Zakładowego Inspektora Ochrony Radiologicznej Kierownik Ruchu Zakładu Górnictwa kwalifikuje pracowników do odpowiedniej kategorii zagrożenia (A lub B). Pracownicy zostają dopuszczeni do wykonywania prac pod warunkiem uzyskania dopuszczenia do pracy przez lekarza oraz po przeszkołeniu dokonanym przez Zakładowego IOR. Pracownicy zakwalifikowani do kategorii A podlegają indywidualnej dozymetrii, a wysokość skutecznej dawki pochłoniętej jest ścisłe kontrolowana i ewidencjonowana. Po zakończonym roku kalendarzowym informacja o wysokości dawki pochłoniętej jest przekazywana do Krajowego Rejestru Dawek oraz do lekarza dopuszczającego do pracy w warunkach zagrożenia radiacyjnego. Pracownicy kategorii B podlegają oszacowaniu w zakresie dawek pochłoniętych na podstawie dozymetrii środowiskowej. Ponadto w KWK Chwałowice stosuje się zasadę kontrolną szacowania dawek z wykorzystaniem dozymetrii indywidualnej. Takiej dozymetrii poddaje się wyznaczoną część pracującej załogi i dozoru.

Prace wykonywane są w oparciu o „Instrukcję wykonywania prac w warunkach zagrożenia radiacyjnego”.

50.8 PODSUMOWANIE

Na podstawie wieloletnich analiz zagrożenia radiacyjnego pracowników pracujących w wyrobiskach dołowych KWK „Chwałowice” należy stwierdzić, że w żadnym przypadku dawka, na jaką są narażeni górnicy, nie przekroczyła dawki granicznej 20 mSv/rok .

Mimo szacowanych możliwości przekroczenia dawki pochłoniętej ponad 6 mSv/rok (wyrobiska kategorii A), wyniki prowadzonej w ubiegłych latach dozymetrii indywidualnej pracowników nie wykazały w żadnym przypadku przekroczenia tej

wartości. Najwyższe stwierdzone wartości rocznej dawki pochłoniętej w miejscowościach pracy ludzi tylko w kilku przypadkach były wyższe niż wartość $1 \text{ mSv}/\text{rok}$, stanowiącą wartość dopuszczalną dawki pochłoniętej dla ogółu ludności, lecz nie przekraczały 6 mSv (wyrobiska klasy B). Wartości wyższe niż 6 mSv (wyrobiska klasy A) występowały wyłącznie w wyrobiskach nieczynnych i niedostępnych lub tam gdzie brak jest stałych miejsc pracy.

LITERATURA

1. S. Chałupnik i J. Lebecka, Determination of Ra-226, Ra-228 and Ra-224 in water and aqueous solutions by liquid scintillation counting. Radiocarbon 1993, pp. 397-403.
2. H.W. Koster i inni, ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra in Aquatic Ecosystems and Polders, Anthropogenic Sources, Distribution and Enhanced Radiation Doses in the Netherlands - The Natural Radiation Environment, Nuclear Technology Publishing, Vol. 45, No. 1-4. 1992.
3. J. Lebecka, I. Tomza, K. Skubacz, T. Niewiadomski, E. Ryba, Monitoring of radon-daughters in coal mine atmospheres. Third International Mine Ventilation Congress, Harrogate, England. 1984.
4. Norma 1989: Polska Norma PN-89/Z-70073 Ochrona radiologiczna w podziemnych zakładach górniczych. Oznaczanie stężeń naturalnych nuklidów promieniotwórczych w osadach dołowych metodą spektrometrii promieniowania gamma.
5. Prawo geologiczne i górnicze, 2011: Ustawa Prawo geologiczne i górnicze z dnia 9 czerwca 2011 r. (Dz. U. z dnia 5 sierpnia 2011 r.).
6. Raport Roczny (2007): Raport roczny (2006) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod red. W. Konopko. Katowice. Główny Instytut Górnictwa.
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki, 2002: Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. Nr 139, poz. 1169, z 2006 r. Nr 124, poz. 863 oraz z 2010 r. Nr 126, poz. 855.
8. K. Skubacz, A. Mielińkow, Measurements of short-lived radon daughters in Polish mines. Materiały Międzynarodowej Konferencji NORM IV, Szczyrk. 2004.
9. T. Wardaszko, Z. Pietrzak-Flis, I. Radwan, Występowanie ^{226}Ra w wodach rzecznych i osadach dennych i jego związek z działalnością przemysłową na Górnym Śląsku - Międzynarodowa konferencja „Technologically Enhanced Natural Radioactivity, TENR'96, Szczyrk. 1996.
10. M. Wysocka, K. Skubacz, P. Urban, K. Bonczyk, I. Chmielewska, Kompleksowa analiza narażenia radiacyjnego górników KW S.A. Oddział KWK „Chwałowice” w 2015 roku, praca GIG nr 57215970-370, GIG, Katowice. 2016.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Marek Miczajka
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Chwałowice”
ul. 1 Maja 26, 44-206 Rybnik, Polska
e-mail: m.miczajka@kwsa.pl

dr hab. inż. Małgorzata Wysocka, prof. GIG, dr Krystian Skubacz
Główny Instytut Górnictwa
Pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice, Polska
e-mail: mwysocka@gig.katowice.pl; kskubacz@gig.katowice.pl

OCENA ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO OD NATURALNYCH IZOTOPÓW PROMIENIOTWÓRCZYCH W WYROBISKACH PODZIEMNYCH KWK „CHWAŁOWICE”

Streszczenie: Kopalnia „Chwałowice” systematycznie od wielu lat prowadzi badania stanu narażenia radiacyjnego, spowodowanego obecnością naturalnych izotopów promieniotwórczych w wyrobiskach podziemnych kopalni. Badania mają na celu określenie poziomu narażenia radiacyjnego górników tej kopalni, poprzez kompleksową analizę wszystkich czynników, powodujących to zagrożenie. Zgodnie z obowiązującymi przepisami prawnymi w KWK „Chwałowice” wykonano pomiary następujących czynników narażenia radiacyjnego: stężenia energii potencjalnej alfa krótkozyciowych produktów rozpadu radonu, stężenia naturalnych izotopów promieniotwórczych w wodach, mocy dawki promieniowania gamma i dawek otrzymywanych przez górników, stężenia naturalnych izotopów promieniotwórczych w osadach.

Słowa kluczowe: górnictwo, zagrożenie radiacyjne, naturalna promieniotwórczość minery

ASSESSMENT OF RADIATION HAZARD CAUSED BY NATURAL RADIONUCLIDES IN UNDERGROUND GALLERIES OF CHWAŁOWICE COLLIERY

Abstract: The monitoring of radiation hazard, caused by natural radioactivity, is performed routinely in underground galleries of Chwałowice Colliery since many years. The main goal of the monitoring is to estimate the radiation hazard for the miners. The important issue is to take into account all possible sources of the radiation hazard. Accordingly to the current regulations following sources of natural radioactivity have been monitored: the potential alpha energy concentration of short-lived radon decay products, the concentration of natural radionuclides in mine waters and sediments as well as gamma doses, received by miners due to working in the underground galleries.

Key words: radiation hazard, natural radioactivity

51

UDOSTĘPNIENIE I ROZCIĘCIE POKŁADU 405/1 W PARTII L W OBSZARZE GÓRNICZYM HALEMBA II KWK „HALEMBA-WIREK”

51.1 HISTORIA KOPALNI

Budowę kopalni „Halemba” rozpoczęto w 1943 r. Głębienie pierwszego szybu Karol Godula, który następnie nosił nazwę szybu Grunwald I, rozpoczęto w maju 1944 r. (został zlikwidowany w 2002 r.). Kopalnia „Halemba” w granicach obszaru górnictwa Halemba I jako dwupoziomowa (poz. 380 m i poz. 525 m) została przekazana do eksploatacji 1 lipca 1957 r. Od 12 lipca 1980 r. rozpoczęła wydobycie kopalnia Halemba Głęboka, udostępniając złoże z poziomów 830 m i 1030 m. W roku 1998 został utworzony drugi obszar górniczy Halemba II, położony na południe od macierzystego obszaru, w skrzydle zrzuconym uskoku Kłodnickiego.

W latach 1990-1993 kopalnia funkcjonowała jako samodzielne przedsiębiorstwo, a w latach 1993-2003 wchodziła w skład Rudzkiej Spółki Węglowej S.A. Od 1 lutego 2003 r. KWK „Halemba” jest zakładem górniczym stanowiącym Oddział Kompanii Węglowej S.A.

W dniu 26 lipca 2007 r. połączono istniejące oddziały KWK „Polska-Wirek” i KWK „Halemba” w dwuruchowy zakład górniczy pod nazwą Oddział KWK „Halemba-Wirek”, w którym były Oddział KWK „Polska-Wirek” stanowił Ruch „Wirek”, a były Oddział KWK „Halemba” stanowi Ruch „Halemba”. Kopalnia „Polska-Wirek” powstała 1 listopada 1995 roku z połączenia dwóch kopalń „Nowy Wirek” i „Polska”. W ciągu 20 lat jakie uplynęły od utworzenia nowego zakładu górnictwa zasoby węgla przewidziane do eksploatacji na Ruchu „Wirek” zostały sczerpane. Jednocześnie w związku z całkowitym zdekapitalizowaniem się infrastruktury technicznej podjęto decyzję o likwidacji Ruchu „Wirek”, którego zakończenie likwidacji nastąpiło 31.12.2014 roku.

51.2 POŁOŻENIE I INFRASTRUKTURA

Kopalnia węgla kamiennego „Halemba-Wirek” położona jest w centralnej części województwa śląskiego, w granicach administracyjnych miast Ruda Śląska, Mikołów i Katowice. Obecnie prowadzona i projektowana w przyszłości działalność górnicza kopalni skoncentrowana jest głównie w rejonach słabo zurbanizowanych dzielnic Halemba (tereny leśne, rolne i zabudowa rozproszona jednorodzinna) miasta Ruda

Śląska, niezabudowanym (tereny leśne) fragmencie dzielnicy Ligota-Panewnik miasta Katowice, niezabudowanych (tereny leśne i rolne) fragmentach dzielnicy Paniowy i Kamionka miasta Mikołów oraz w niewielkim zakresie w rejonach zurbanizowanych (zabudowa jednorodzinna zwarta, linia kolejowa Katowice-Gliwice, fragment autostrady A4) obejmujących fragmenty dzielnic Wirek i Kochłowice. Obszar ten uzbrojony jest w sieć wodociągową, kanalizacyjną, gazową, centralnego ogrzewania, energetyczną i teletechniczną. Na rozpatrywanym obszarze zlokalizowanych jest także szereg obiektów inżynieryjnych takich jak mosty, wiadukty, przepusty rurociąg magistralny wody 1400 mm, gazociąg magistralny 500 mm, oraz napowietrzne linie energetyczne 110 kV. W północno-zachodniej części OG Halemba II usytuowane były zabudowania i infrastruktura techniczna zlikwidowanej elektrowni Halemba, natomiast w części południowo-wschodniej składowisko odpadów kopalni, w granicach którego obecnie odzysk węgla z wykorzystaniem specjalistycznej instalacji prowadzi spółka zewnętrzna.

51.3 OBSZAR GÓRNICZY

Kopalnia „Halemba-Wirek” (łącznie Ruch „Halemba” i zlikwidowany Ruch „Wirek”) zajmuje obszar 57,03 km². Działalność górnicza w ramach Ruchu „Halemba” prowadzona jest w dwóch obszarach górniczych: Halemba I i Halemba II. Powierzchnia obszarów górniczych zlikwidowanego Ruchu „Wirek” wynosi 32,91 km² i obejmuje obszary górnicze Kochłowice, Świętochłowice I, Chorzów I i część Katowice I.

Powierzchnia obszaru górnictwa KWK „Halemba-Wirek” wynosi 57,03 km², z czego:

- OG Ruchu „Halemba” – 24,12 km²,
- OG Ruchu „Wirek” – 32,91 km².

Obszar górniczy kopalni „Halemba-Wirek” – Halemba I i Halemba II graniczy:

- od północy z kopalnią „Pokój” – Obszar Górnicy Wirek I,
- od północnego-wschodu ze zlikwidowanym Ruchem „Wirek” kopalni „Halemba-Wirek” – Obszar Górnicy Kochłowice,
- od wschodu z kopalnią „Wujek” – Ruch „Śląsk” – Obszar Górnicy Ruda Śląska – Radoszowy (OG Halemba I) i Obszarem Górnzym Ruda Śląska Panewnik II (OG Halemba II),
- od południa granicę stanowi projektowany Obszar Górnicy Śmiłowice dla złoża Śmiłowice,
- od zachodu z kopalnią „Bielszowice” – Obszar Górnicy Bielszowice III.

Działalność górniczą kopalnia „Halemba-Wirek” prowadzi na bazie zasobów dwóch złóż węgla kamiennego:

- złoża węgla kamiennego i metanu jako kopaliny towarzyszącej Halemba, na podstawie koncesji nr 125/94 z dnia 18.08.1994 r. L. dz. BKk/MS-1268/94 wydanej przez Ministra Ochrony Środowiska Zasobów Naturalnych i Leśnictwa, zmienionej decyzją nr Ministra Środowiska z dnia 19.11.1999 r., L. dz. DGe/WL/487 – 5490/99, z terminem ważności do 31.08.2020 r.

- złoża węgla kamiennego i metanu jako kopaliny towarzyszącej Halemba II, na podstawie koncesji nr 18/98 z dnia 09.10.1998 r. wydanej przez Ministra Ochrony Środowiska Zasobów Naturalnych i Leśnictwa, sprostowanej decyzją Ministra Ochrony Środowiska Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 29.01.1999 r., L. dz. DGe/WL/449/99, z terminem ważności do 09.10.2021 r.

Z uwagi na upływające w roku 2020 i 2021 terminy koncesji, kopalnia prowadzi działania (prace dokumentacyjne) zmierzające do wydłużenia terminu ważności koncesji do roku 2050. W latach 2013-14 podjęła działania zmierzające do pozyskania nowych koncesji na wydobycie węgla kamiennego i metanu jako kopaliny towarzyszącej dla złóż: Halemba i Halemba II.

51.4 CHARAKTERYSTYKA KOPALNI

Kopalnia obecnie prowadzi roboty górnicze w oparciu o złoże zalegające w obszarze górnictwym Halemba I (część północna złoża) oraz złoże zalegające w partii K (część południowa złoża) w obszarze górnictwym Halemba II. Ciężar wydobycia jest sukcesywnie „przenoszony” z części północnej złoża (z obszaru górnictwego Halemba I) do części południowej, na południe od uskoku Kłodnickiego (na obszar górnictw Halemba II).

W zależności od głębokości zalegania pokładów w złożu pokłady węgla udostępnione są z poziomu 525 m, 830 m i 1030 m za pomocą wyrobisk kamiennych i węglowo-kamiennych.

Dalszy rozwój kopalni związany jest z maksymalnym wykorzystaniem złoża w obszarze górnictwym Halemba i Halemba II w oparciu o aktualny model technologiczny poprzez kontynuację prowadzenia robót udostępniających, przygotowawczych i eksploatacji ww. obszarze. Ponadto „nowa” koncesja nr 18/98 pozwoli na wykorzystanie zasobów dotychczas uwięzionych w filarze byłej Elektrowni „Halemba” (obecnie kopalnia posiada zgodę na prowadzenie robót udostępniających do pokładu 405, następnie przystąpi do rozcinki przedmiotowego pokładu, a od 2018 r. do eksploatacji.).

Ponadto na podstawie Uchwały Zarządu KW S.A Nr 837/2010 z dnia 6 maja 2010 roku Oddział KWK „Halemba-Wirek” wraz z Oddziałem KWK „Bielszowice” prowadzi działania zmierzające do pozyskania koncesji na wydobycie węgla kamiennego i metanu jako kopaliny towarzyszącej nowego złoża „Śmiłowice” (podział kosztów zadania: 60% KWK „Halemba-Wirek”, 40% KWK „Bielszowice”).

51.5 PODSTAWOWE ZAŁOŻENIA UDOSTĘPNIENIA, ROZCIĘCIA I EKSPLOATACJI POKŁADU 405/1 W PARTII L

Podstawowe założenia to:

- główny prąd świeżego powietrza z poziomu 1030 m,
- przewietrzanie ścian systemem na „Y”,
- maksymalna efektywność odmetanowania,
- odprowadzania powietrza na szyb Północny II,

- selektywna odstawa urobku na poziom 1030 m,
- zasilanie w media z poziomu 1030 m,
- transport załogi do ścian i przodków z poziomów 830 m i 1030 m,
- transport materiałów z poziomu 830 m i 1030 m,
- klimatyzacja grupowa z poziomu 1030 m,
- utrzymanie chodników za frontem ściany (przykatwianie obudowy chodnikowej).

51.5.1 Charakterystyka pokładu 405/1 w partii L na poziomie 1030 m

Pokład 405/1 partia „L” na południe od Uskoku Kłodnickiego stanowiący pole eksploatacyjne ograniczony jest :

- od północy: uskokiem Kłodnickim o zrzucie h ~ 460 m,
- od wschodu: Uskokiem Halebskim o zrzucie h ~ 100-120 m,
- od południa: Granicą Obszaru Górnego Halemba II,
- od zachodu: Granicą Obszaru Górnego Halemba II.

Projektowana rozcinka pokładu 405/1/L zlokalizowana jest na południowy-zachód od filara ochronnego Zakładu Głównego, na głębokości od około 1000 m do 1130 m. Pokład w rejonie prowadzonych robót ma rozciągłość NE-SW i upad 4⁰-8⁰ na SE.

Miąższość pokładu węgla w partii „L” jest zróżnicowana. W południowej części pokład 405/1 tworzy jedna warstwa o miąższości od 1,7 m do 2,3 m. W środkowej i północnej części partii „L” pokład 405/1 udokumentowany jest jako jedna warstwa z dwóch połączonych pokładów 405/1 i 405/2 o sumarycznej miąższości od 4,6 m do 5,2 m.

Parametry jakościowe węgla pokładu 405/1:

- typ – od 33 do 35,1
- wartość opałowa – 29 224 kJ/kg
- popiół – 11,25%
- siarka – 0,40%.

Pokład nie został scharakteryzowany klasyfikacją zagrożeń naturalnych, co wynika z faktu, że kopalnia nie prowadziła wcześniej prac w tym pokładzie. Uwzględniając wyniki badań wykonanych przez kopalnię ościenną tj. KWK „Bielszowice”, należy spodziewać się następujących zagrożeń naturalnych:

- IV kategoria zagrożenia metanowego,
- klasa B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- I stopień zagrożenia wodnego,
- niesklonny do występowania wyrzutów metanu i skał,
- III grupa samozapalności węgla
- III stopień zagrożenia tapaniami.

51.5.2 Warunki górnictwo-geologiczne

W stropie pokładu 405/1 występuje: 14,4 m łupka ilastego, 29,0 m piaskowca, 3,8 m łupka ilastego, 0,4 m niedokumentowanego pokładu 404/5, 7,7 m łupka ilastego, 0,2 m warstwy węgla, 5,1 m łupka ilastopiaszczystego, 0,8 m warstwy węgla

niedokumentowanego pokładu 404/4, 0,9 m łupka ilastego, 0,3 m warstwy węgla, 4,4 m łupka ilastego, 20,1 m piaskowca, 6,7 m łupka ilastego, 0,4 m węgla niedokumentowanego pokładu 404/3, 4,4 m łupka ilastego, 2,0 m piaskowca, 0,2 m węgla niedokumentowanego pokładu 404/2, 8,2 m łupka ilastego, 0,2 m węgla niedokumentowanego pokładu 404/1, 4,0 m piaskowca.

W spągu pokładu 405/1 występuje: 10,2 m łupka ilastego, 0,3 m warstwy węgla, 9,4 m łupka ilastego, 0,8 m węgla niedokumentowanego pokładu 406/1, 1,3 m łupka ilastego, 0,1 m warstwy węgla, 0,3 m łupka ilastego, 0,3 m warstwy węgla, 4,7 m łupka ilastego, 0,2 m warstwy węgla, 3,9 m łupka ilastego, 0,8 m węgla niedokumentowanego pokładu 407/1, 9,6 m łupka ilastego, 1,6 m węgla pokładu 407/2 z przerostem łupka ilastego 0,2 m, 14,4 m łupka ilastopiaszczystego.

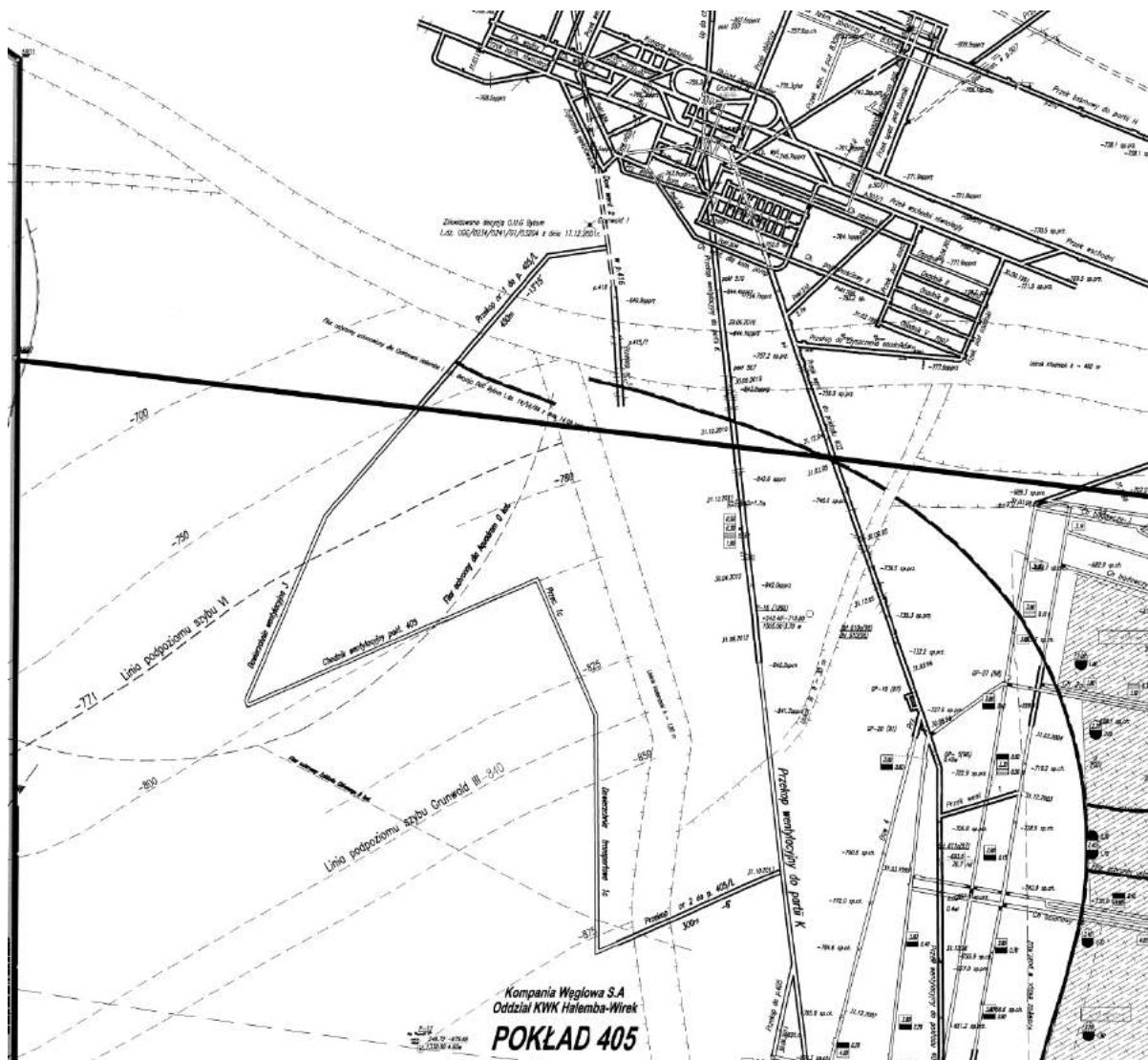
W rejonie projektowanej rozcinki pokładu 405/1 z uwagi na brak badań wytrzymałości skał na ściskanie przedmiotowe badania będą wykonywane sukcesywnie, a wyniki badań będą przekazywane na bieżąco zgodnie z planowanymi robotami górniczymi według zaprojektowanych otworów.

51.5.3 Zasoby

W pokładzie 405/1 w partii „L” udokumentowano zasoby nieprzemysłowe w ilości 3994 tys. ton, a pozabilansowe gruby „b” w ilości 14517 tys. ton. Kopalnia w 2016 roku zamierza wykonać dodatek nr 9 do Projektu Zagospodarowania Złoża, gdzie określone zostaną zasoby przemysłowe oraz wskaźnik wykorzystania zasobów przemysłowych. Po uzyskaniu nowej koncesji na złoże Halemba II planuje się eksploatację ścian w przedmiotowym pokładzie.

51.5.4 Udostępnienie pokładu 405 w partii I

Udostępnienie pokładu 405/1 w partii L prowadzone będzie z dwóch poziomów KWK „Halemba-Wirek”: 830 m i 1030 m. Z poziomu 830 m w kierunku południowym przez Uskok Kłodnicku zaplanowano wykonanie przekopu nr 1 do pokładu 405/L o długości 450 m i nachyleniu – 13°15'. Drążony on będzie z wykonanej dowierzchni wentylacyjnej 2 w pokładzie 416. Z poziomu 1030 m, z przekopu wentylacyjnego do partii K zaplanowano drążenie przez Uskok Halembski przekopu nr 2 do pokładu 405/L o długości 300 m i nachyleniu -6°. Powyższe wyrobiska kamienne wykonane będą przez podmioty zewnętrzne. W dalszej kolejności, celem uzyskania wentylacji obiegowej, oddział kopalni przy pomocy kombajnu chodnikowego będzie drążył wyrobiska w pokładzie 405. Łączna długości wyrobisk w pokładzie 405 wynosić będzie 1760 m. Razem wydrążonych zostanie 2510 m wyrobisk, w tym 750 m wyrobisk kamiennych, wszystkie inwestycyjne. Rozpoczęcie prac zaplanowano od czerwca 2016 r. Pozwoli to przewietrzenie rejonu z poziomu 1030 m na poziom 830 m i dalej odprowadzanie powietrza drogami wentylacyjnymi na szyb Północny II. Wykonanie powyższych prac umożliwi uzyskanie wentylacji obiegowej i przystąpienie do rozcięcia pokładu, co przedstawiono na rysunku 51.1.

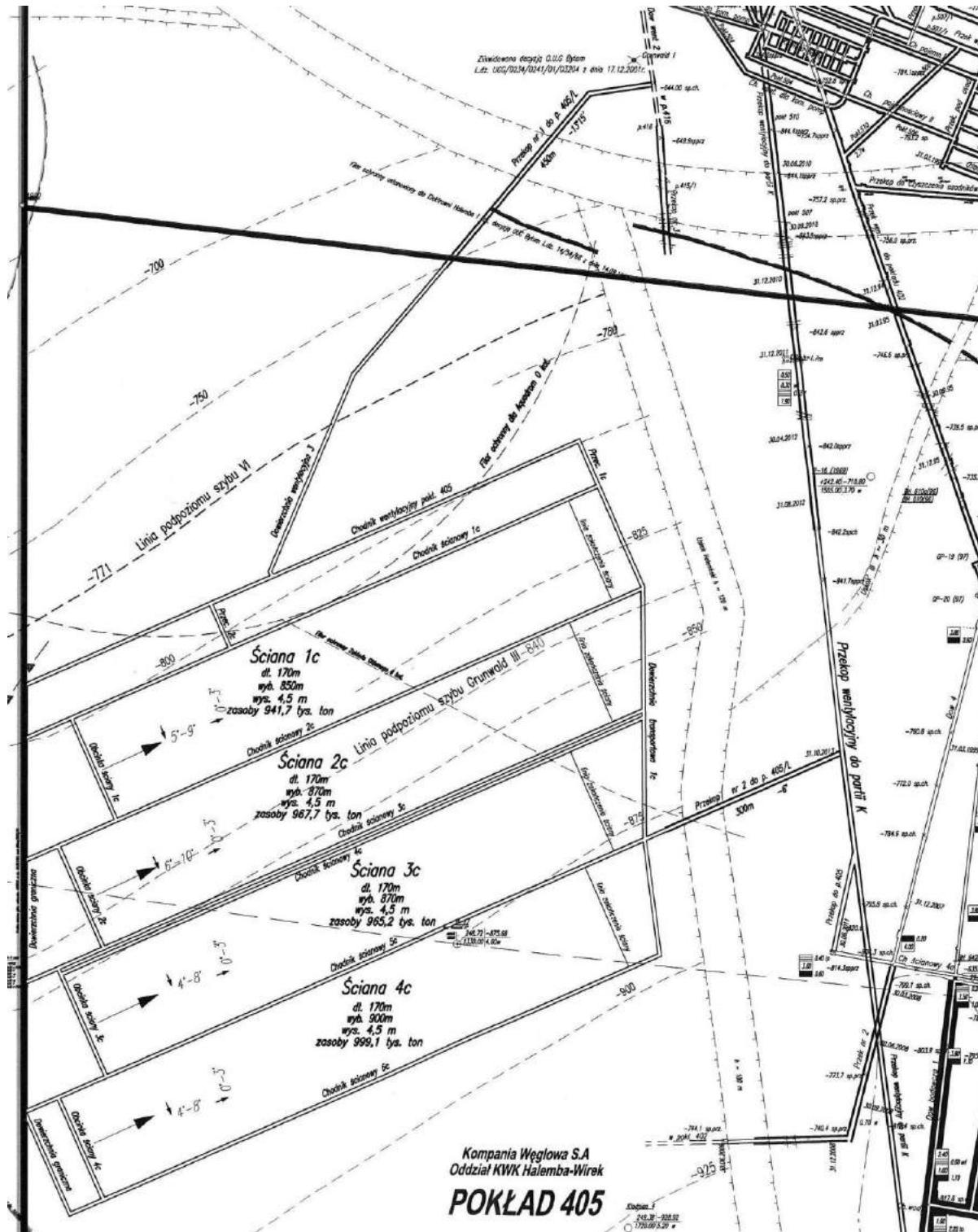


Rys. 51.1 Mapa pokładu 405/1 w partii L – udostępnienie pokładu oraz uzyskanie wentylacji obiegowej

51.5.5 Rozcięcie pokładu 405/1 w partii L w części północnej

Przedstawione powyżej udostępnienie pokładu pozwala na zaprojektowanie rozcięcia w części północnej pokładu, co przedstawiono na rysunku 51.2. Uwzględniając ograniczenia wynikające z filarów ochronnych obiektów znajdujących się na powierzchni tj. zakładu głównego oraz Aquaromu w Rudzie Śląskiej (z pominięciem filara ochronnego zlikwidowanej Elektrowni „Halemba”), zaplanowano do eksploatacji w sumie cztery ściany o wysokości 4,5 m, długościach po 170 m oraz wybiegach od 850 m do 900 m. Sumaryczne zasoby operatywne w zaplanowanych czterech ścianach wynoszą 3873,7 tys. ton. Uwzględniając prognozowane wysoki stopień zagrożeń naturalnych zaplanowano przewietrzanie ścian systemem na „Y”, co wiąże się z wykonaniem niezbędnej ilości wyrobisk oraz kolejnością projektowanej eksploatacji. Natomiast celem ograniczenia drążenia wyrobisk wtórnych zaplanowano wykorzystanie chodników pomiędzy parą kolejnych ścian. Wyrobisko, które będzie utrzymywane

zostanie wzmocnione poprzez kotwienie stropnic oraz zastosowanie kasztów bukowych i „big-bagów” wypełnianych spoiwem mineralnym.



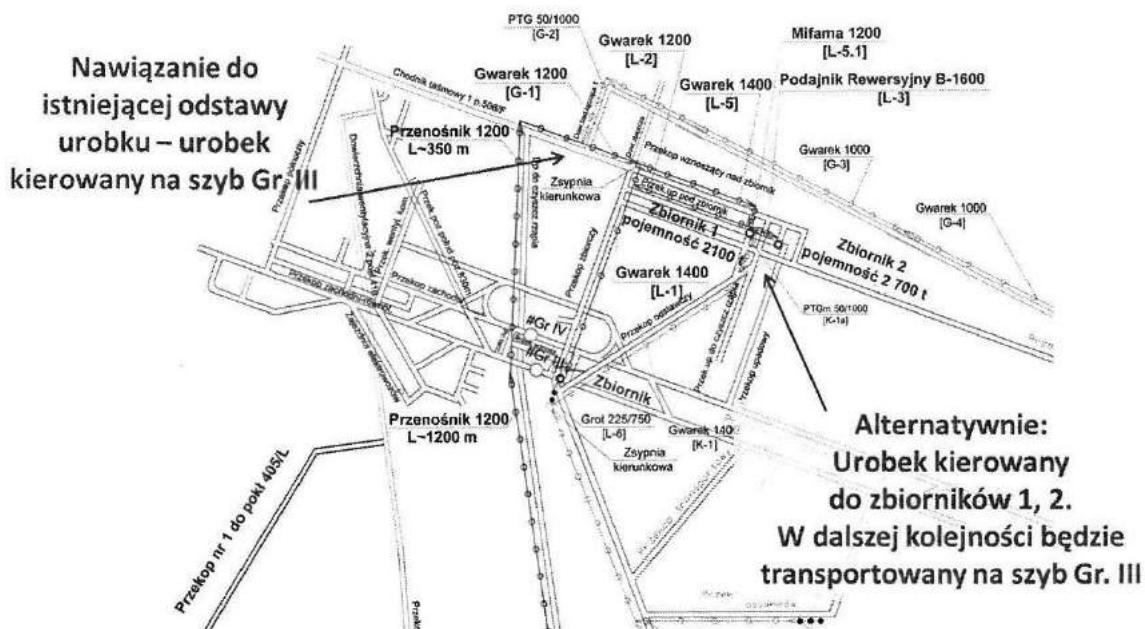
Rys. 51.2 Mapa pokładu 405/1 w partii L – wyrobiska przygotowawcze dla czterech ścian

Sumarycznie należy wydrążyć 8345 m wyrobisk przygotowawczych o charakterze wyrobisk ruchowych. Prace przygotowawcze dla pierwszej ściany – ściany 1c – będą

realizowane przez dwa przodki z postępem miesięcznym około 250 m. Pozwoli to na rozpoczęcie zbrojenia w kwietniu 2018 roku, natomiast eksploatacja prowadzona będzie od lipca 2018 roku do maja 2019 roku ze średnim dobowym wydobyciem wynoszącym 4500 t/d przy postępie miesięcznym wynoszącym około 90 m/m-c, tj. około 5 m/dobę. Przygotowanie wyrobisk dla kolejnych ścian realizowane będzie przy pomocy jednego przodka z postępem jak wyżej. Opracowany harmonogram robót przygotowawczych oraz harmonogram biegu ścian wskazuje, że przyjęta kolejność planowanych prac pozwoli na terminowe rozcięcie kolejnych ścian z zachowaniem płynnego szeregowego prowadzenia eksploatacji w tym pokładzie z trzymiesięcznym czasem przeobrajania.

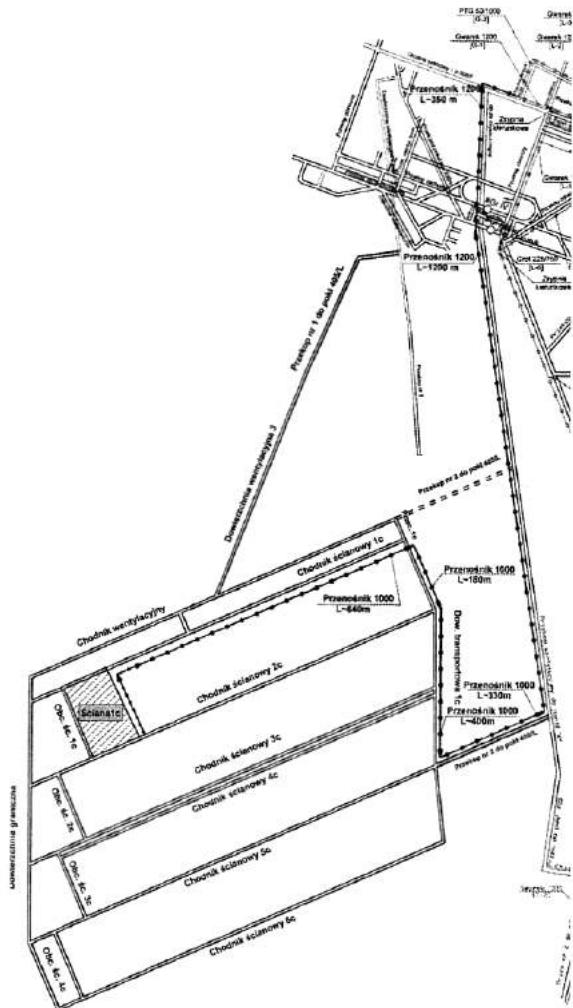
51.5.6 Odstawa urobku, transport materiałów

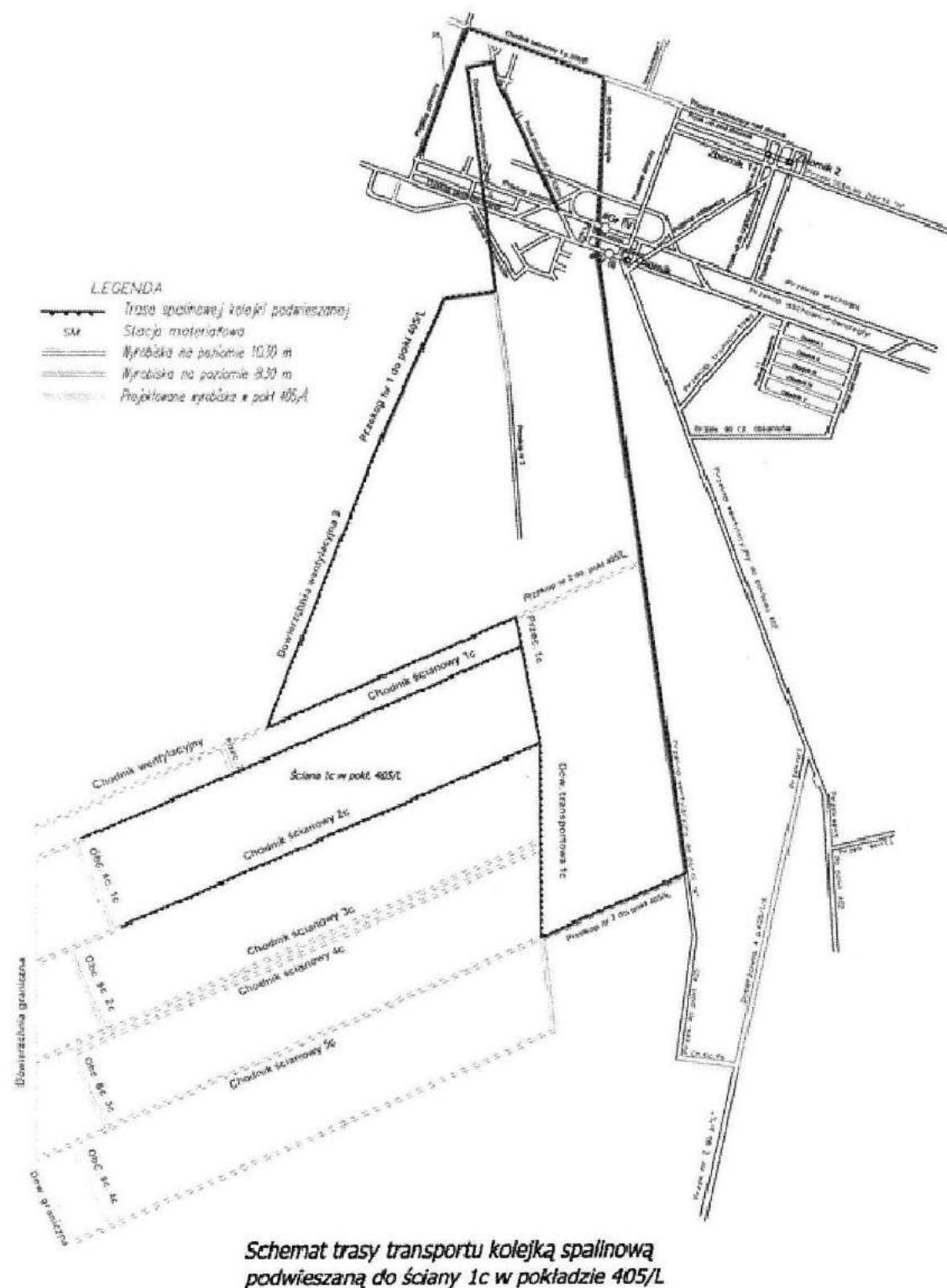
Planując udostępnienie, rozcięcie i eksploatację pokładu 405/1 w partii L przyjęto, że docelowa odstawa urobku kierowana będzie najkrótszą drogą z możliwością wykorzystania posiadanej infrastruktury oraz zapewnienia zachowania wysokich parametrów jakościowych wydobywanego węgla poprzez selektywną odstawę urobku. Kopalnia „Halemba-Wirek” posiada na poziomie 1030 m niezbędne wyrobiska i urządzenia pozwalające na przekierowanie odstawy do dwóch zbiorników o łącznej pojemności 4800 ton lub kierowanie strugi odstawy bezpośrednio do zbiornika przyszybowego i ciągnięcie urobku na powierzchnię. Zastosowanie przedstawionego na rysunku 51.3 układu odstawy urobku umożliwia dostosowanie ciągnięcia urobku szybem Grunwald III w zależności od parametrów jakościowych produkowanego węgla oraz umożliwi zmniejszenie nakładu pracy w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla.



Z uwagi na ograniczenie wykonywania wyrobisk równoległych zdecydowano o usytuowaniu urządzeń odstawy urobku w skrajnych chodnikach kolejnych par ścian,

przy założonym wzmacnieniu chodnika śródkowego poprzez kotwienie stropnic oraz zastosowanie kasztów bukowych i „big-bagów” wypełnianych spoiwem mineralnym. System odstawy urobku ze ściany 1c i 2c przedstawiono na rysunkach 51.4 i 51.5.



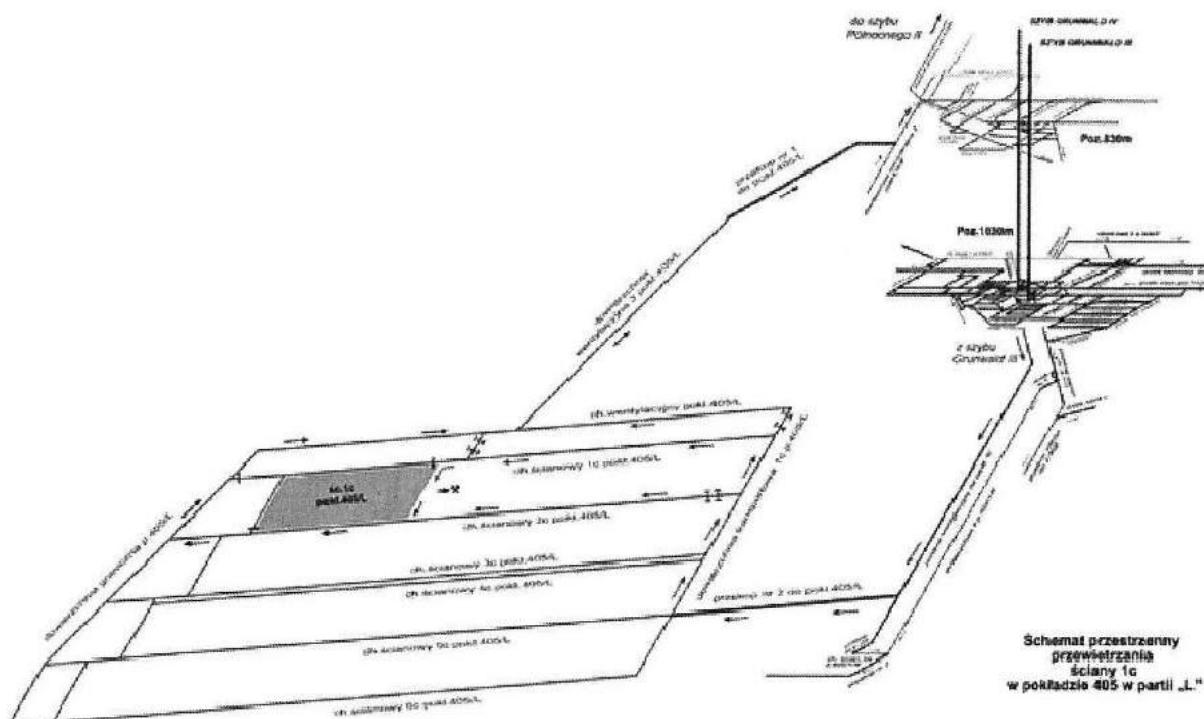


Rys. 51.6 Schemat trasy transportu kolejką spalinową podwieszaną do ściany 1c

51.5.7 Przewietrzanie

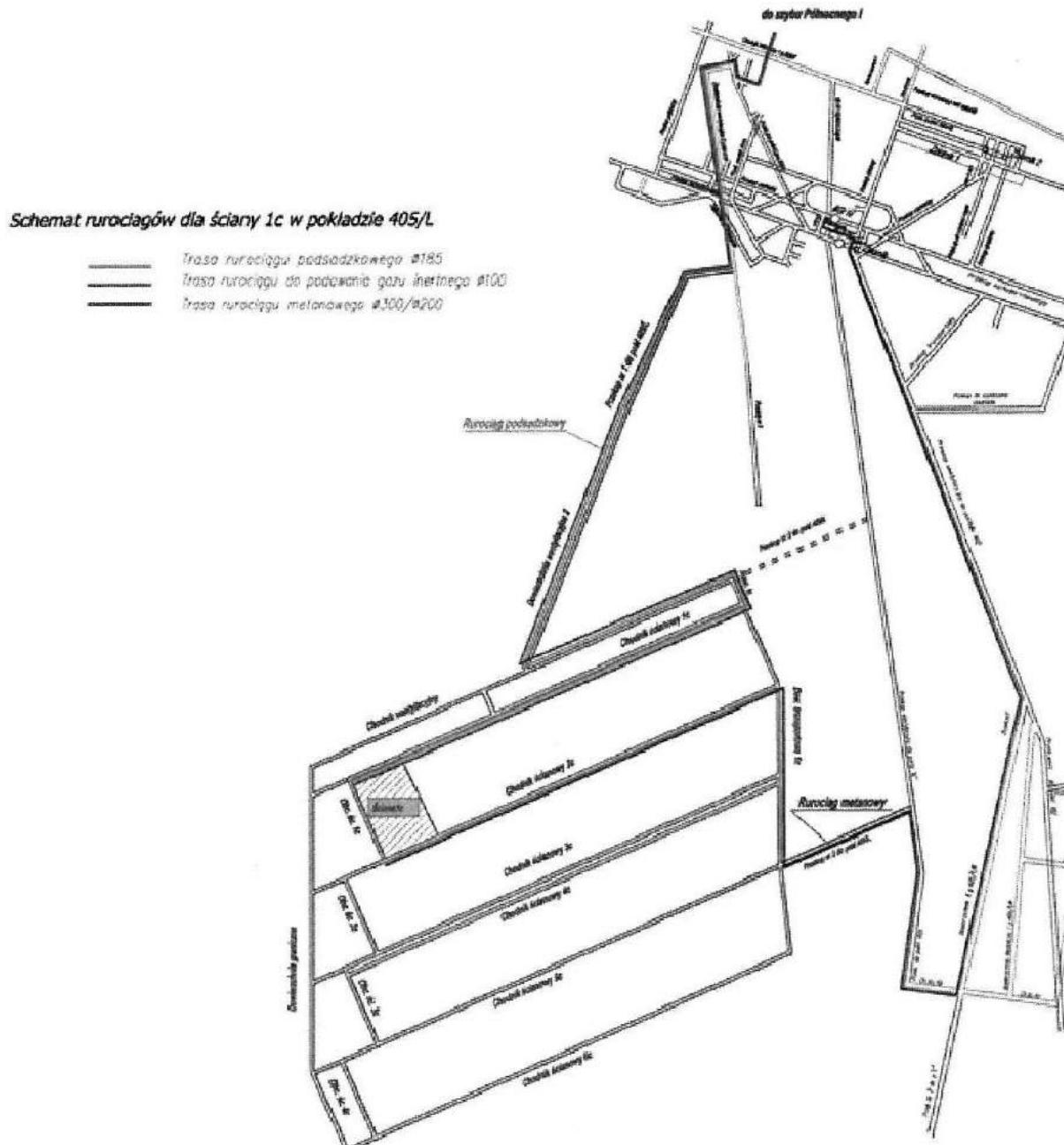
Opierając się na doświadczeniach z prowadzonej eksploatacji w pokładzie 405 w partii K, jak również korzystając z wiedzy wynikającej z eksploatacji pokładu 405 przez KWK „Bielszowice” zdecydowano o konieczności zaprojektowania takiego układu

wyrobisk, który pozwoli na przewietrzanie ścian systemem na „Y”. Umożliwi to minimalizację zagrożeń naturalnych, a w szczególności zagrożenia metanowego. Świeże powietrze doprowadzane będzie z poziomu 1030 m, poprzez przekop wentylacyjny do partii K, przekop nr 2 do pokładu 405/L, dowierzchnią transportową do wyrobisk przyścianowych po caliźnie węglowej. Ze ścian zużyte powietrze odprowadzone będzie wyrobiskiem podścianowym za front ściany i dalej dowierzchnią graniczną, chodnikiem wentylacyjnym, dowierzchnią 3, przekopem nr 1 do pokładu 405, ciągiem wyrobisk wentylacyjnych do szybu Północnego II. Przykładowy schemat przewietrzania przedstawiono na rysunku 51.7.



Rys. 51.7 Schemat przewietrzania ściany 1c

Celem ograniczenia zagrożenia metanowego z ujęć pozostawionych w zrobach jak również zza tam izolujących stare zroby, prowadzone będzie w oparciu o własną nową stację odmetanowania przy szybie Grunwald IV. Stacja została zbudowana w sposób umożliwiający jej rozbudowę poprzez zainstalowanie w niej kolejnych dmuchaw. Metan ujęty przez stacje odmetanowania będzie gospodarczo wykorzystany poprzez spalanie w silniku gazowym lub w kotłowni znajdującej się na terenie kopalni. W przypadku wzrostu ilości ujmowanego metanu istnieje możliwość uruchomienia kolejnego silnika gazowego. Ponadto w rejon ścian doprowadzone będą rurociągi: podsadzkowy oraz do podawania gazu inertnego, co przedstawiono na rysunku 51.8.



Rys. 51.8 Schemat rurociągów dla ściany 1c

51.6 PODSUMOWANIE

1. Kopalnia celem utrzymanie wielkości produkcji przy jednoczesnym podniesieniu jej parametrów jakościowych zdecydowała o udostępnieniu, rozcięciu i eksploatacji pokładu 405/1 w partii L na poziomie 1030 m.
 2. Zaplanowano przygotowanie do eksploatacji czterech ścian o długościach 170 m, wybiegach od 850 m do 900 m, wysokości 4,5 m o łącznych zasobach operatywnych wynoszących około 3,8 mln ton.
 3. Celem rozpoczęcia eksploatacji od 2018 r. zdecydowano o rozpoczęciu robót udostępniających i przygotowawczych od czerwca 2016 r.

4. Wykorzystanie istniejącej infrastruktury pozwoli na selektywną odstawę urobku zachowując wysokie parametry jakościowe węgla oraz zmniejszając nakład pracy zakładu przeróbki mechanicznej węgla.
5. Uwzględniając prognozowany wysoki stopień zagrożenia metanowego opracowano system przewietrzania na „Y” z równoczesnym wykorzystaniem odmetanowania i odprowadzaniem siecią rurociągów metanowych do nowej stacji odmetanowania.
6. Ujmowany metan będzie gospodarczo wykorzystany poprzez spalanie w silniku gazowym lub kotłowni znajdującej się na terenie kopalni.
7. Ograniczenie liczby wyrobisk przygotowawczych będzie realizowane przez wzmacnianie środkowego wyrobiska sąsiadujących par ścian przy zastosowaniu kasztów bukowych i „big-bagów” wypełnianych spoiwem mineralnym oraz kotwieniem stropnic wyrobiska.
8. Zaplanowano system transportu dla załogi i materiałów z poziomów 830 m i 1030 m z wykorzystaniem istniejącej sieci kolejek podwieszanych spalinowych.

ARTYKUŁ OPRACOWANO NA PODSTAWIE NASTĘPUJĄCYCH DOKUMENTÓW:

1. Dokumentacja Geologiczna Złoża Halemba II.
2. Plan Rozwoju Oddziału KWK „Halemba-Wirek” na lata 2015-2030.
3. Plan Ruchu KWK „Halemba-Wirek” na lata 2014-2016.
4. Projekt Techniczny Eksplotacji pokładu 405 w partii L na poziomie 1030 m.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

Andrzej Sojka, Grzegorz Szuba
Kompania Węglowa SA, Oddział KWK „Halemba-Wirek”
ul. Kłodnicka 54, 41-706 Ruda Śląska, Polska
e-mail: a.sojka@kwsa.pl; g.szuba@kwsa.pl

UDOSTĘPNIENIE I ROZCIĘCIE POKŁADU 405/1 W PARTII L W OBSZARZE GÓRNICZYM HALEMBA II KWK „HALEMBA-WIREK”

Streszczenie: Proponowane udostępnienie, rozcięcie i eksploatacja pokładu 405/1 w partii L czterema ścianami o sumarycznej wielkości zasobów operatywnych wynoszących 3,874 mln ton skutkuje utrzymaniem wielkości wydobycia KWK „Halemba-Wirek” przy maksymalnym wykorzystaniu posiadanej infrastruktury kopalni przy jednoczesnym podwyższeniu jakości produkcji. Zaproponowano odprowadzanie powietrza na szyb Północny II z systemem przewietrzania ścian na „Y” zwiększaając bezpieczeństwo eksploatacji przy maksymalnym wykorzystaniu systemu odmetanowania. Wiąże się to z kierunkiem proponowanej eksploatacji zapewniając jednocześnie selektywną odstawę urobku węgla charakteryzującego się wysokimi parametrami jakościowymi. Mając na uwadze minimalizację prognozowanego wpływu Uskoku Halembskiego postanowiono od niego odstąpić projektowanymi wyrobiskami i liniami zakończenia ścian. Proponowane rozwiązań nie spowoduje utrudnień w rozcięciu pozostałych pokładów w tym rejonie.

Słowa kluczowe: KWK Halemba-Wirek, udostępnienie i rozcięcie pokładu

DEVELOPMENT AND CONOTOURING THE SEAM 405/1 IN “L” PART OF THE MINING AREA HALEMBA II AT „HALEMBA-WIREK” COALMINE

Abstract: The proposed development, contouring and mining the seam 405/1 by means of four longwalls with total extractable resources estimated at 3,874 mln T results in maintaining the production levels of “Halemba-Wirek” coalmine with the maximum use of the its infrastructure and simultaneously in increasing the quality of the production. The discharge of exhaust air toward the shaft „Północny II” was proposed with the “Y” airing system which increases the safety of extraction and maximizes the methane drainage system efficiency. It is associated with the proposed direction of excavation and will result with selective transportation of high quality output. Taking into account limiting the influence of the Halembski fault, the contouring and excavating fields shapes were designed adequately. The proposed solutions doesn't harm the future exploitation in this area.

Key words: „Halemba-Wirek”, coalmine, development and contouring the seam

52

NORMALIZACJA W GÓRNICTWIE

52.1 WSTĘP

Działalność normalizacyjna w Polsce jest uregulowana Ustawą o Normalizacji [8] która definiuje:

- normalizację – jako działalność zmierzającą do uzyskania optymalnego, w danych okolicznościach, stopnia uporządkowania w określonym zakresie, poprzez ustalanie postanowień przeznaczonych do powszechnego i wielokrotnego stosowania, dotyczących istniejących lub mogących wystąpić problemów;
- normę – jako dokument przyjęty na zasadzie konsensu i zatwierdzony przez upoważnioną jednostkę;
- konsens – jako ogólne porozumienie charakteryzujące się brakiem trwałego sprzeciwu znaczącej części zainteresowanych w odniesieniu do istotnych zagadnień, osiągnięte w procesie rozpatrywania poglądów wszystkich zainteresowanych i zbliżenia przeciwnych stanowisk.

Bardziej klarowną definicję normalizacji daje Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady Unii Europejskiej [7]: „Głównym celem normalizacji jest określenie dobrowolnych specyfikacji technicznych lub jakościowych, którym mogą odpowiadać obecne lub przyszłe produkty, procesy produkcji lub usługi. Normalizacja może dotyczyć różnych kwestii, takich jak normalizacja różnych klas lub rozmiarów danego produktu lub specyfikacje techniczne na rynkach produktów lub usług, na których niezbędna jest zgodność i interoperacyjność z innymi produktami i systemami” [7]. Około 30% norm EN jest wspólne z normami ISO, a 80% norm CENELEC z normami IEC.

52.2 ORGANIZACJA NORMALIZACJI W POLSCE

Instytucją wiodącą jest Polski Komitet Normalizacyjny (PKN), będący jednostką budżetową odpowiedzialną za całokształt prac normalizacyjnych. Na czele Komitetu stoi. Prezes powoływany przez Prezesa Rady Ministrów. Prace normalizacyjne są prowadzone w 18 Sektorach odpowiadających różnym gałęziom gospodarki w tym górnictwu. Siedzibą PKN jest Warszawa, siedziby regionalne znajdują się w Łodzi i Katowicach. Podstawowe prace wykonują Komitety Techniczne (KT) powoływane dla określonych zakresów tematycznych. W skład KT wchodzą „specjalisci delegowani przez organy administracji rządowej, organizacje: gospodarcze, pracodawców, konsumenckie,

zawodowe i naukowo-techniczne, szkół wyższych i nauki oraz pracownicy PKN, z zachowaniem zasadys reprezentatywności wszystkich zainteresowanych określonym zakresem tematycznym, z uwzględnieniem potrzeb gospodarki krajowej" [8].

52.3 NORMALIZACJA MIĘDZYNARODOWA

W Europejskim Obszarze Gospodarczym „normalizacja europejska jest organizowana przez zainteresowane strony i na ich rzecz w oparciu o reprezentację krajową Europejski Komitet Normalizacyjny (CEN) i Europejski Komitet Normalizacyjny Elektrotechniki (CENELEC) i bezpośrednie uczestnictwo (Europejski Instytut Norm Telekomunikacyjnych (ETSI)), w oparciu o następujące zasady uznane przez Światową Organizację Handlu (WTO) w dziedzinie normalizacji: spójność, przejrzystość, otwartość, konsensus, dobrowolność stosowania, niezależność od szczególnych interesów i skuteczność („podstawowe zasady”). Zgodnie z podstawowymi zasadami ważne jest to, by wszystkie odpowiednie zainteresowane podmioty, w tym organy publiczne oraz małe i średnie przedsiębiorstwa (MŚP), były odpowiednio zaangażowane w krajowy i europejski proces normalizacyjny. Krajowe jednostki normalizacyjne powinny także zachęcać zainteresowane strony do uczestnictwa i uczestnictwo to ułatwiać.

Normalizacja europejska pomaga również zwiększyć konkurencyjność przedsiębiorstw, ułatwiając w szczególności swobodny przepływ towarów i usług, interoperacyjność sieci, funkcjonowanie środków komunikacji, rozwój technologiczny i innowacyjność. Normalizacja europejska wzmacnia konkurencyjność przemysłu europejskiego na świecie, szczególnie wtedy, gdy jest ona prowadzona we współpracy z międzynarodowymi jednostkami normalizacyjnymi, a mianowicie Międzynarodową Organizacją Normalizacyjną (ISO), Międzynarodową Komisją Elektrotechniczną (IEC) i Międzynarodowym Związkiem Telekomunikacyjnym (ITU). Normy przynoszą znaczne, pozytywne skutki gospodarcze, na przykład dzięki promowaniu wzajemnego przenikania gospodarczego na rynku wewnętrznym oraz sprzyjaniu rozwojowi nowych i ulepszonych produktów lub rynków i poprawie warunków dostaw. W ten sposób normy, co do zasady, przyczyniają się do zwiększenia konkurencji oraz obniżenia kosztów produkcji i sprzedaży, przynosząc korzyści całej gospodarce, w szczególności konsumentom. Normy mogą także przyczyniać się do podtrzymywania i poprawy jakości, dostarczania informacji oraz zapewniania interoperacyjności i zgodności, tym samym zwiększając bezpieczeństwo i wartość dla konsumentów. Normy europejskie są przyjmowane przez europejskie organizacje normalizacyjne, a mianowicie CEN, CENELEC i ETSI (związanej z ITU). Normy europejskie odgrywają bardzo ważną rolę na rynku wewnętrznym; przykładowo dzięki korzystaniu z norm zharmonizowanych przy domniemaniu zgodności produktów, które mają być udostępnione na rynku, z zasadniczymi wymaganiami dotyczącymi tych produktów określonymi w odpowiednim prawodawstwie harmonizacyjnym Unii. Wymagania te należy precyzyjnie określić w celu uniknięcia błędnej interpretacji przez europejskie organizacje normalizacyjne.

Normalizacja odgrywa coraz ważniejszą rolę w handlu międzynarodowym i otwieraniu rynków. Unia dąży do promowania współpracy między europejskimi organizacjami normalizacyjnymi i międzynarodowymi jednostkami normalizacyjnymi. Unia powinna także promować dwustronne podejście w kontaktach z państwami trzecimi w celu koordynacji działań normalizacyjnych i propagowania norm europejskich, np. przy negocjowaniu porozumień lub w drodze oddelegowywania do państw trzecich ekspertów w dziedzinie normalizacji." Około 30% norm EN jest wspólne z normami ISO, a 80% norm CENELEC z normami IEC.

Pełnymi członkami CEN/CENELEC są wszystkie państwa Unii Europejskiej, a także Szwajcaria, Norwegia, Islandia, Turcja, Macedonia. Członkami afiliowanymi są: Albania, Gruzja, Azerbejdżan, Armenia, Mołdawia, Bośnia i Hercegowina, Serbia, Czarnogóra, Chorwacja Białoruś, Ukraina a spoza Europy: Maroko, Tunezja, Libia, Egipt, Izrael, Liban.

PKN jest w głównym nurcie normalizacji europejskiej od 1991 roku jako członek afiliowany a od 1 stycznia 2004 jako pełnoprawny członek CEN/CENELEC. Poprzez te organizacje istnieje ścisła łączność z światowymi organizacjami normalizacyjnymi ISO/IEC (International Organization for Standardization/International Electrotechnical Commission).

52.4 NORMALIZACJA W GÓRNICTWIE

Sektor Górnictwa PKN ma siedzibę w Katowicach a w jego gestii jest 13 Komitetów Technicznych (tabela 52.1).

Tabela 52.1 Komitety Techniczne w Sektorze Górnictwa

Numer KT	Nazwa – zakres działania	Siedziba sekretariatu
KT 30	ds. Geologii, Geofizyki i Wiertnictwa Małośrednicowego	Warszawa, PKN, Świętokrzyska 14B
KT 31	ds. Górnictwa Nafty i Gazu	Kraków, Instytut Nafty i Gazu
KT 64	ds. Urządzeń Elektrycznych w Przestrzeniach Zagrożonych Wybuchem	GIG Katowice
KT 124	ds. Transportu Kopalnianego	Warszawa, PKN, Świętokrzyska 14B
KT 125	ds. Udostępnienia i Eksplotacji Złów Kopalń	Warszawa, PKN, Świętokrzyska 14B
KT 144	ds. Koksu i Przetworzonych Paliw Stałych	Warszawa, PKN, Świętokrzyska 14B
KT 164	ds. Bezpieczeństwa w Górnictwie	ITG Komag Gliwice
KT 220	ds. Naturalnych Paliw Stałych	GIG Katowice
KT 221	ds. Górnictwa, Przeróbki i Analiz Rud	Warszawa, PKN, Świętokrzyska 14B
KT 226	ds. Mechanicznej Przeróbki Węgla	GIG Katowice
KT 227	ds. Górnictwa Odkrywkowego	Poltector Wrocław
KT 275	ds. Techniki i Zagrożeń w Górnictwie	GIG Katowice
KT 285	ds. Górniczych Maszyn i Urządzeń Dołowych	ITG Komag

Bezpieczeństwo w górnictwie jest gestii dwóch Komitetów: KT 164 i KT 275. Tematyka normalizacyjna KT 164 obejmuje wymagania bezpieczeństwa dla: wyposażenia technicznego zakładów górniczych, systemów zasilania i zabezpieczeń w

elektroenergetyczne kopalnianej, telekomunikacji w zakładach górniczych, urządzeń i systemów oceny zagrożeń naturalnych. Tematyka KT 275 to wentylacja w zakładach górniczych; zagrożenia pożarowe, wybuchem pyłów i gazów oraz wodne w zakładach górniczych; urządzenia i systemy zwalczania wybuchów pyłów i gazów w zakresie górnictwa; tąpania i mechanika górotworu, sejsmologia i sejsmika górnicza; obudowa wyrobisk chodnikowych (w tym kotwie); podsadzka hydrauliczna i sucha; mapy górnicze i miernictwo; ochrona zdrowia załóg górniczych

52.5 NORMALIZACJA EUROPEJSKA W GÓRNICTWIE

Górnictwo podziemne nie jest ulubieńcem Unii Europejskiej i jest to widoczne w pracach CEN, który powołał tylko dwa Komitety Techniczne ściśle związane z górnictwem: TC 148 – Bezpieczeństwo transportu taśmowego (Safety handling equipment and systems) oraz TC 196 – Maszyny dla górnictwa podziemnego (Machines for underground mining). Ale Dyrektywa ATEX 9/94/EC w szczególny sposób wyróżnia sprzęt dla górnictwa, dlatego przy Komitecie Technicznym TC305 – Przestrzenie zagrożone wybuchem, powołano w 2000 roku grupę roboczą nr 5 (Working Group 5) „Sprzęt i systemy ochronne dla górnictwa”. Kierowanie grupą roboczą powierzono niemieckiej organizacji normalizacyjnej DIN i jej agendzie górniczej FABERG. Zadaniem grupy było opracowanie projektów norm europejskich w zakresie bezpieczeństwa przeciwwybuchowego dla górnictwa. W początkowym okresie w pracach grupy roboczej brali udział przedstawiciele Niemiec, Francji, Wielkiej Brytanii, Hiszpanii, Republiki Czeskiej i Polski. W 2003 roku doszedł przedstawiciel Austrii, a w 2005 roku grupę opuścili przedstawiciele Francji w związku z zamknięciem ostatniej kopalni podziemnej w tym kraju. Rytmy pracom grupy nadawały dwa plenarne posiedzenia rocznie, przemienne w różnych krajach, jednak z zasadą, że jedno posiedzenie w roku było na terenie Niemiec. Grupa robocza nr 5 zakończyła działalność w 2007 roku przekazując krajowym organizacjom normalizacyjnym 6 norm. Wszystkie poniżej przedstawione normy zostały wprowadzone do PN przez Komitet Techniczny nr 275 ds. Techniki i Zagrożeń w Górnictwie.

52.6 CHARAKTERYSTYKA NORM PN-EN DLA GÓRNICTWA

- **EN 1127-2:2014** wprowadzona w języku angielskim jako PN-EN 1127-2:2014-08 Atmosfery wybuchowe – Zapobieganie wybuchowi i ochrona przed wybuchem – Część 2: Pojęcia podstawowe i metodologia dla górnictwa [1].

Norma ta jest drugą częścią EN 1127 odnoszącej się do przemysłu. Grupa robocza otrzymała tą normę w stanie gotowym z CEN, bez możliwości głębokiej dyskusji. W wykazie Polskich Norm istnieje od 2014 roku. Tekst normy podchodzi do zagrożeń wybuchowych w górnictwie podziemnym w sposób odbiegający od tradycji. Nie dzieli na zagrożenie wybuchem pyłu węglowego i zagrożenie metanowe lecz wprowadza pojęcie „zagrożenie wybuchem” obejmujące oba tradycyjne pojęcia. Dla ilustracji tych różnic cytuje kilka podstawowych wyjaśnień. Punktem wyjścia jest zawarta w Dyrektywie 9/94/EC definicja atmosfery wybuchowej: „atmosfera wybuchowa

mieszanina substancji palnych w postaci gazów, par, mgieł lub pyłów z powietrzem w warunkach atmosferycznych, w której po zapaleniu spalanie rozprzestrzenia się na całą nie spaloną mieszaninę” Jednak różnice między atmosferą z metanem a atmosferą z pyłem jest wyraźnie dostrzeżona. Widać to w sformułowaniach takich jak poniżej.

Mieszanki metanowo-powietrzne są zazwyczaj rozcieńczane i usuwane z wyrobisk na powierzchnię przez wentylację, tak, że podczas normalnej pracy stężenie metanu jest utrzymywane poniżej dolnej granicy wybuchowości. Jednak w sytuacjach awaryjnych (np. uszkodzenie wentylatora), w przypadku nagłego wydzielenia metanu (wyrzut), lub zwiększonego wydzielania metanu spowodowanego spadkiem ciśnienia atmosferycznego lub zwiększeniem wydobycia, dopuszczalne progi stężenia metanu mogą być przekroczone. Wytworzona w ten sposób atmosfera wybuchowa, chociaż ograniczona w przestrzeni i/lub czasie może stwarzać zagrożenie nie tylko w miejscu powstania, ale również w drogach zużytego powietrza, drogach ucieczkowych, i innych pomieszczeniach zakładu górniczego.

Mieszanki pyłu węglowego z powietrzem są zazwyczaj unieszkodliwiane u źródła przez zraszanie, systemy odpylaniny na maszynach lub stosowanie pyłu inertnego w celu zmniejszenia ich potencjału wybuchowego. Jednak zagrożenie wybuchem może istnieć, jeżeli pył wybuchowy tworzy obłoki, np. na przesypach, w zbiornikach i innych systemach transportu.

Dla autorów normy jest więc oczywistością jest sprawna wentylacja, zraszanie i odpylanie na maszynach urabiających. Norma nie narzuca dopuszczalnych stężeń metanu pozostawiając ich ustalanie przepisom krajowym. Zasadniczą część normy jest poświęcona identyfikacji ryzyka. Rozpatruje się możliwe źródła zapłonu: gorące powierzchnie, otwarty ogień, iskry tarciowe, urządzenia elektryczne, iskry elektrostatyczne, sprężenie adiabatyczne, ultradźwięki, prądy błędzące. Norma zawiera obszernie opisane zasady oceny możliwych skutków wybuchu, sposoby eliminacji ryzyka wybuchu wśród których czołową rolę odgrywającą inertyzacja pyłu osiadłego oraz zapory przeciwwybuchowe. Dla zapór i tam przeciwwybuchowych norma stawia bardzo ogólne wymagania. Zapory przeciwwybuchowe powinny być zaprojektowane tak, aby zapobiec przenoszeniu się wybuchu do innych wyrobisk i powinny być skuteczne w całym przekroju odpowiednich wyrobisk.

Norma podaje sposoby oceny ryzyka wybuchu w oparciu o stwierdzone istnienie mieszanin wybuchowych i dóbr urządzeń według Dyrektywy ATEX, M2 lub M1. Tekst normy uznanej jako PN-EN jest przyjęty w wersji anglojęzycznej,

- **EN 14591-1:2004** wprowadzona w języku angielskim w 2005 r. oraz w języku polskim jako PN-EN 14591-1:2006 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 1: Tama wentylacyjna przeciwwybuchowa o wytrzymałości 2 bar [2].

Jest to pierwsza norma opracowana w całości przez grupę roboczą. Dotyczy ona przepustów tamowych przeciwwybuchowych i drzwi w tamie wentylacyjnej, odpornych na wybuch o nadciśnieniu do 2 bar i spełniających swoje funkcje po zaistnieniu wybuchu. Tamy przeciwwybuchowe z przepustami są systemami ochronnymi

zapewniającymi przepływ powietrza po wybuchu, tak że skutki oddziaływanego wybuchu na system przewietrzania podziemnych wyrobisk zakładów górniczych mogą być ograniczone, i pozostawiają możliwość ucieczki i prowadzenie akcji ratowniczej. Tamy wentylacyjne przeciwwybuchowe bada się indywidualnie pod względem stabilności kierunku i odpowiedniej wielkości przepływu powietrza. Norma zawiera schematy i wykazy materiałów potrzebnych do budowy przepustów i drzwi w tamach przeciwwybuchowych.

- **EN 14591-2:2007** wprowadzona w języku angielskim w 2007 oraz w języku polskim jako PN-EN 14591-2:2009 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 2: Przeciwwybuchowe zapory wodne [3].

Normą objęto wyłącznie zapory wodne jako najszerzej stosowane w górnictwie europejskim. Zapory pyłowe są stosowane w Polsce, w bardzo małym zakresie były stosowane Wielkiej Brytanii.

Zapory wodne są określone jako autonomiczny system ochronny redukujący skutki wybuchów pyłów palnych i/lub metanu w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych w stopniu zapewniającym bezpieczeństwo. Celem stosowania zapór wodnych jest gaszenie płomienia wybuchu w wyrobiskach kopalń podziemnych i w ten sposób ograniczenie jego zasięgu. Norma określa wymagania dla pojemników do zapór takie jak niepalność, antystatyczność, wytrzymałość mechaniczna. Stosowane obecnie w polskim górnictwie pojemniki do zapór wodnych są certyfikowane według wymagań normy. W Polsce stosuje się pojemniki 40-litrowe, w pozostałych rajach Unii – 90-litrowe. Norma dopuszcza obydwa warianty. Ilość wody na zaporze określono na minimum 200 l/m^2 przekroju wyrobiska. Rozróżnia się dwa typy zapór – zwykłe (concentrated barriers) i rozstawne (distributed). Polskie przepisy dopuszczają oba warianty, ale zapory rozstawne są stosowane rzadko. Rozmieszczenie zapór w wyrobiskach jest bliższe przepisom niemieckim niż polskim. Norma zawiera też opis i wymagania dla zapór szybkiej konstrukcji, stosowanych podczas akcji ratowniczych

- **EN14591-4:2007** wprowadzona w języku angielskim w 2007 oraz w języku polskim jako PN-EN 14591-4:2009 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 4: Automatyczne systemy gaszące kombajnów chodnikowych [4].

Nowoczesne kombajny chodnikowe (roadheaders) przeznaczone do drążenia chodników w pokładzie metanowym są zaopatrywane w system automatycznego gaszenia zapłonu i wybuchu metanu. Norma formuluje wymagania dla takich systemów. Systemy te automatycznie wykrywają w fazie początkowej wybuch metanu zainicjowany przez głowicę kombajnu chodnikowego i gaszą go w taki sposób że załoga chodnika nie jest narażona na ryzyko.

Norma nie formuluje żadnych wymagań dla zwalczania pożarów w drążonych chodnikach.

Automatyczny system gaszenia wybuchów na kombajnach chodnikowych jest autonomicznym systemem ochronnym zbudowanym zgodnie z Dyrektywą 94/9/EC.

Automatyczny system gaszenia wybuchów na kombajnach chodnikowych składa się z następujących powiązanych wzajemnie części:

- czujnika do wykrywania zapłonu;
- pojemnika z środkiem gaszącym dla tłumienia wybuchu;
- systemu kontroli dla monitorowania poszczególnych części składowych i skutków ich działań jak również uruchomiania systemu gaszącego (układ kontroli pracy systemu);
- zasilania i zasilania awaryjne.

Liczba i konfiguracja poszczególnych składników są określone typem maszyny i przekrojem poprzecznym drążonego wyrobiska. Detektor zapłonu – wybuchu zaopatrzony jest w czujnik reagujący na ciśnienie i/lub płomień wybuchu. Detektor ma za zadanie wykrywanie płomienia tylko w strefie urabiania. Pojemnik ze środkiem gaszącym jest układem szybkiego rozładowania (HRD – High Rate Discharge), wyrzucającym środek gaszący pod ciśnieniem. System kontroli części składowych wraz z awaryjnym zasilaniem ma zapewnić wysoki stopień niezawodności. Zaletą normy jest wyraźne sformułowanie wymagań bezpieczeństwa i niezawodności systemów gaśniczych na kombajnach chodnikowych.

- **EN14983:2007** wprowadzona w języku angielskim w 2007 oraz w języku polskim jako PN-EN 14983:2009 Zapobieganie wybuchowi i ochrona przed wybuchem w podziemnych zakładach górniczych – Urządzenia i systemy ochronne przeznaczone do odmetanowania [5].

Norma ta była bardzo wnikliwie opracowywana ze względu na stosowanie odmetanowania nawet w kopalniach zamkniętych. Według twórców normy odmetanowanie jest procesem technologicznym zmierzającym do usuwania gazu palnego w celu zredukowania zagrożenia wynikającego z obecności palnych mieszanin gazowo-powietrznych, jest więc skutecznym środkiem ochrony przeciwwybuchowej.

W przemyśle wydobywczym, odmetanowanie prowadzone jest w wyrobiskach kopalń gazowych z pokładów i wyrobisk nieczynnych dla zapewnienia bezpieczeństwa przeciwwybuchowego pracowników. Niebezpieczeństwo wybuchu wynika z istnienia niedopuszczalnych nagromadzeń metanu w zrobach i szczelinach pozostawionych w górotworze po eksploatacji. Potrzeba ujmowania takich nagromadzeń oraz złożoność systemu odmetanowania zależy od ilości metanu wydzielanego z węgla i prawdopodobieństwa jego wystąpienia w ilościach wybuchowych w wyrobiskach korytarzowych i eksplotacyjnych.

Przykładowe sytuacje w których metan może się pojawić w ilościach wybuchowych ze zrobów lub szczelin to: awaria systemu wentylacji kopalni lub nagła obniżka ciśnienia atmosferycznego. Przepisy bezpieczeństwa państw członkowskich wymagają wycofania ludzi do strefy bezpiecznej, jeżeli stężenie metanu w powietrzu przekracza dopuszczalną wartość określoną przepisami krajowymi. Odmetanowanie jest więc często stosowane w kopalniach gazowych dla zapewnienia zgodnego z przepisami stężenia metanu w powietrzu kopalnianym, nawet w sytuacjach awaryjnych jak opisano wyżej. Metan ujęty w danym wyrobisku może być albo odprowadzony do

powietrza wentylacyjnego i wypuszczony do atmosfery szybem wydechowym (wtedy rurociąg odmetanowania jest otwarty) albo wyprowadzony na powierzchnię. W tym przypadku może być odprowadzony do atmosfery uziemionym metalowym kominem lub sprężony i dostarczony do odbiorcy np. w celach grzewczych. W nieczynnych kopalniach, odmetanowanie jest stosowane:

- dla niedopuszczenia do narastania ciśnienia i wypływu gazu na powierzchnię i
- ochrony pracowników sąsiedniej kopalni lub
- utylizacji np. w kotłowni dla wytwarzania ciepła lub w generatorach energii elektrycznej.

Norma określa wymagania dla urządzeń i systemów zabezpieczających stosowanych w instalacjach odmetanowania. Zawiera ona również wymagania odnośnie budowy i monitoringu urządzeń i systemów ochronnych [5].

Norma nie stosuje się do systemów utylizacji metanu poza stosowaniem urządzenia odcinającego. Ponadto formułuje wymagania dla rurociągów, sprężarek, systemów izolacji wybuchu wydmuchu metanu, przerywaczy płomienia.

- **EN 1710:2005+A1:2008** wprowadzona w języku polskim jako PN-EN 1710+A1:2010 Urządzenia i podzespoły przeznaczone do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych [6].

Norma ta nie jest w pełnym sensie tego słowa normą aerologiczną, ale odnosi się do urządzeń mogących stanowić źródła zapłonu takie jak: wentylatory, akumulatory, urządzenia niesektryczne takie jak napędy hydrauliczne i linowe, silniki spalinowe Diesla, urządzenia wiertnicze, operacja spawania. Specjalny rozdział jest poświęcony ochronie przeciwpożarowej dla przypadku pożarów egzogenicznych. Norma formułuje warunki bezpiecznego użytkowania tych urządzeń w wyrobiskach górniczych będących przestrzeniami zagrożonymi wybuchem.

52.7 PODSUMOWANIE

1. Normalizacja w Polsce od 1991 roku różni się zasadniczo od stanu poprzedniego. Większość norm nosi sygnaturę PN-EN, czyli są one normami – dla wszystkich państw – członków CEN/CENELEC. Nie oznacza to, że znika oznakowanie PN. Normy krajowe mogą być tworzone pod warunkiem zasięgnięcia informacji o istnieniu podobnej normy w którymś z krajów członkowskich. W takim przypadku przyjmuje się ją jako Normę Europejską. Normy dla górnictwa podziemnego są w większości normami krajowymi.
2. Stosowanie norm, zarówno krajowych jak i międzynarodowych jest dobrowolne. Znikło pojęcie norm obligatoryjnych. Ale zupełnie nie jest uprawniony, szeroko rozpowszechniony pogląd że „normy są nie obowiązkowe” – stąd krok do stwierdzenia że są niepotrzebne. Są potrzebne jako wyznaczniki Najlepszej Dostępnej Techniki, znoszą bariery w wymianie wyrobów i informacji w skali międzynarodowej. Ale ich nie stosowanie nie pociąga kar administracyjnych.

LITERATURA

1. PN-EN 1127-2:2014-08 Atmosfery wybuchowe – Zapobieganie wybuchowi i ochrona przed wybuchem – Część 2: Pojęcia podstawowe i metodologia dla górnictwa
2. PN-EN 14591-1:2006 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 1: Tama wentylacyjna przeciwwybuchowa o wytrzymałości 2 bar
3. PN-EN 14591-2:2009 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 2: Przeciwwybuchowe zapory wodne
4. PN-EN 14591-4:2009 Ochrona przeciwwybuchowa w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych – Systemy ochronne – Część 4: Automatyczne systemy gaszące kombajnów chodnikowych
5. PN-EN 14983:2009 Zapobieganie wybuchowi i ochrona przed wybuchem w podziemnych zakładach górniczych – Urządzenia i systemy ochronne przeznaczone do odmetanowania
6. PN-EN 1710+A1:2010 Urządzenia i podzespoły przeznaczone do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych
7. Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego u Rady UE nr 1025 /2012 z dnia 25.10.2012 w sprawie normalizacji
8. Ustawa o Normalizacji Dz. U. RP; poz. 1483 z dnia 29.09.2015

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

Prof. dr hab. inż. Kazimierz Lebecki
Wyższa Szkoła Zarządzania Ochroną Pracy
ul. Bankowa 8, 40-007 Katowice, Polska

mgr inż. Adam Woliński
Polski Komitet Normalizacyjny
ul. Dąbrowskiego 22, 40-032 Katowice, Polska

NORMALIZACJA W GÓRNICTWIE

Streszczenie: Artykuł przedstawia podstawowe zasady działalności normalizacyjnej w zakresie krajowym i międzynarodowym. Szczególny akcent jest położony na normalizację w górnictwie w aspekcie organizacyjnym i merytorycznym. Szczegółowo są opisane normy PN-EN odnoszące się do bezpieczeństwa przeciwwybuchowego w podziemnych kopalniach węgla kamiennego.

Słowa kluczowe: norma PN-EN, norma ISO, Komitet Techniczny

NORMALIZATION IN THE MINING

Abstract: Paper presents basic principles of standardization activity on national and international levels. Emphasized is a problem of standardization in mining in organizational and technical aspects. Detaiily are described the PN-EN standards relating to explosion safety in the underground coal mines

Key words: PN-EN standard, ISO standard, Technical Committee

53

WDROŻENIE W KWK „PIAST” MECHANICZNEGO URZĄDZENIA DLA LOKALNEGO, REWERSYJNEGO PRZEMIESZCZANIA ZAŁOGI TYPU PCE-UT

53.1 WPROWADZENIE

Zagadnienia związane z efektywnością procesu produkcji są nierozerwalnie związane z dotarciem pracownika do miejsca pracy oraz z bezpiecznym powrotem. Aktualne rozwiązania w dziedzinie transportu wykorzystują urządzenia (trasy) kolejek podwieszanych, kolejek spągowych czy też przenośników taśmowych zarówno do transportu materiałów jak i przewozu załogi. Ze względów technologicznych, transport ten w pierwszym rzędzie zabezpiecza potrzebę dostawy materiałów oraz odstawy urobku. Zaprezentowane w artykule urządzenia, przede wszystkim służą pracownikom dla ich bezpiecznego dotarcia do i z miejsca pracy.

53.2 ROZWIĄZANIA TRANSPORTU PODZIEMNEGO OBECNIE STOSOWANE W KWK „PIAST”

W KWK „Piast” dotychczas wykorzystywane są lub były następujące metody, środki, urządzenia itp. do transportu ludzi:

- transport koleją podziemną na poziomach wydobywczych (rys. 53.1),

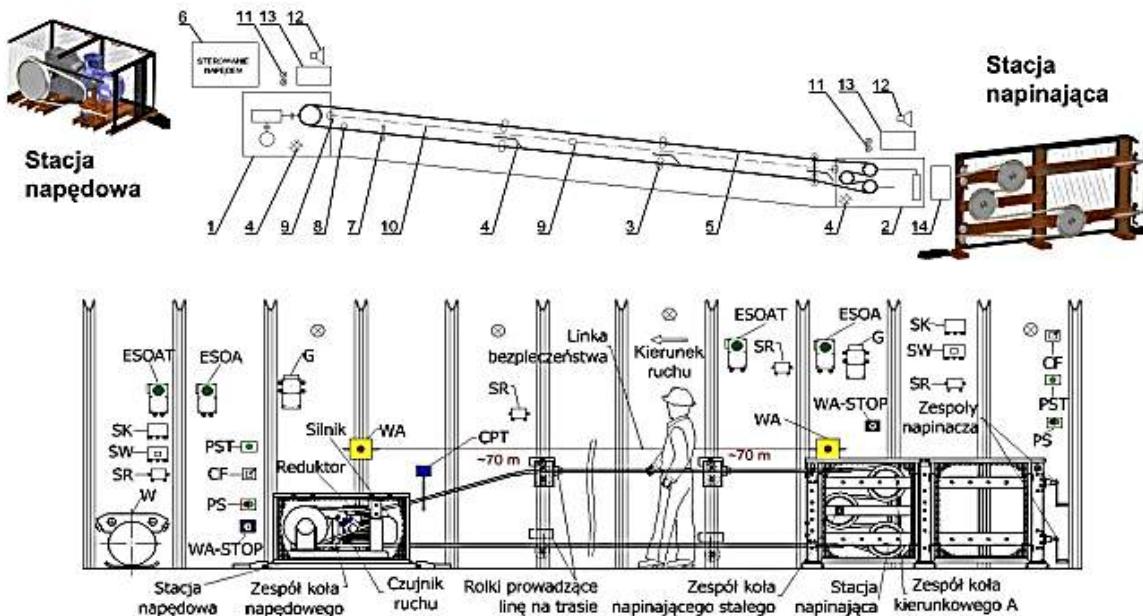


Rys. 53.1 Zestaw kolei podziemnej do przewozu pracowników

Źródło: własne

- urządzenia wspomagające podejście ludzi (wyrwiraczki) (rys. 53.2),

Rys poglądowy:



Urządzenie wspomagające wchodzenie ludzi po pochyłych wyrobiskach stanowi rodzaj ruchomej poręczy, której zadaniem jest znaczące ułatwienie wchodzenia po pochylniach. Maksymalna długość trasy może wynosić 600 metrów, o nachyleniu do 20°. Każdorazowo z wyciągu może korzystać do 30 pracowników rozstawionych w odstępach co 15 metrów i może być stosowane w podziemnych zakładach górnictwa, w polach niemetanowych i metanowych w wyrobiskach zaliczonych do stopnia „a”, „b”, „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz w wyrobiskach zaliczonych do klasy „A” lub „B” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

- 1 – stacja napędowa z przekładnią oraz silnikiem elektrycznym,
- 2 – stacja zwrotna ze stacją napinającą,
- 3 – zestawy rolkowe prowadzące linię,
- 4 – osłony – montowane na napędzie, stacji zwrotnej, na zestawach rolkowych prowadzących linię ciągnącą zabezpieczające dostęp i chroniące przed kontaktem ze strefami zagrożenia,
- 5 – lina konopna,
- 6 – układ zasilania, sterowania i sygnalizacji,
- 7 – wyłączniki bezpieczeństwa,
- 8 – czujnik ruchu,
- 9 – linkowe wyłączniki awaryjne – blokady, rozmieszczone na trasie,
- 10 – linka awaryjnego wyłączenia,
- 11 – sygnalizatory optyczne – w przypadku współpracy z kolejką podwieszoną lub spągową z napędem linowym lub własnym (spalinowym),
- 12 – sygnalizatory optyczno-akustyczne,
- 13 – urządzenia łączności głośnomówiącej – umieszczone na stacji napędowej i końcowej,
- 14 – tablica informacyjna – zawierająca informacje o zasadach korzystania z urządzenia,
- 15 – armatury oświetleniowe umieszczone na stacji napędowej i zwrotnej oraz na trasie.

Rys. 53.2 Schemat urządzenia wspomagającego wychodzenie

Źródło: własne

- kolejki podwieszane (rys. 53.3),



Rys. 53.3 Zestaw kolejki podwieszanej

Źródło: własne

- taśmy do jazdy ludzi (rys. 53.4) [6],



Rys. 53.4 Pomost do wsiadania na taśmę dolną przenośnika taśmowego

Źródło: własne

- kraty antypoślizgowe Wema (rys. 53.5).



Rys. 53.5 Kraty Wema

Źródło: własne

53.3 PROBLEM PIESZEGO PORUSZANIA SIĘ PO DROGACH TRANSPORTOWYCH

Piesze poruszanie się załogi związane jest z czasochlonnością i istotnym wydatkiem energetycznym skutkującym mniejszą wydajnością pracy. Ponadto poruszający się drogami transportowymi pracownicy narażeni są na wypadki i niebezpieczne zdarzenia związane z poślizgnięciem, potknięciem itp.

Obecne pola eksploatacyjne charakteryzują się znacznymi wymiarami oraz dużymi odległościami od szybów zjazdowych, co w praktyce oznacza wydłużenie dróg transportowych. Głębokość zalegania eksploatowanych pokładów, jak również podpoziomowa ich eksploatacja wpływają na pogorszenie warunków klimatycznych panujących w wyrobiskach górniczych. Wskutek tego drogi dojścia i powrotu pracowników mają znaczący wpływ na zużycie energii potrzebnej na dotarcie do i z miejsc pracy. Badania wydatku energetycznego w kopalniach wskazują, że w przypadku przemieszczania się pracownika (chodzenie), wydatek ten zawiera się w przedziale 300-800 Kcal na zmianę roboczą. Można przyjąć, że wydatek ten wynosi średnio 500 Kcal na zmianę roboczą tj. ok. 20% wydatku energetycznego w trakcie zmiany roboczej.

Wyeliminowanie pieszego dochodzenia pracowników do miejsca pracy pozwala na wzrost efektywności i wydajności pracy, poprawia koncentrację na wykonywanych czynnościach i sytuacji w obrębie miejsca pracy, a to z kolei zmniejsza ilość urazów i wypadków, spowodowanych zmęczeniem i nienależytą uwagą podczas wykonywanych czynności.

Znaczenie transportu załogi do i z miejsc pracy związane jest również z kosztami związanymi z eksploatacją maszyn i urządzeń. Wysokie koszty zakupu, rosnące stawki dzierżawne maszyn i urządzeń narzucają konieczność ich maksymalnego wykorzystania. Poprawa efektywnego czasu pracy maszyn wydobywczych oraz urządzeń pomocniczych np. przenośników zgrzebłowych, przenośników odstawy taśmowej, zależy nie tylko od ich bezawaryjnej pracy, ale również od optymalnego wykorzystania czasu pracy pracowników. Im czas ten będzie dłuższy, tym lepsze będzie wykorzystanie posiadanego sprzętu. Ponadto ze względu na stopień zaawansowania technicznego, obsługa współczesnych maszyn górniczych wymaga dużej wiedzy, doświadczenia i uwagi, co zmusza do ciągłej koncentracji. Wszystkie te uwarunkowania powodują, że transport pracowników staje się jednym z najistotniejszych elementów zintegrowanego systemu komunikacyjnego kopalni.

Nie do przecenienia jest również pozytywny wpływ szybkiego i bezpiecznego transportu załogi na jej ogólne morale i chęć do pracy, co również przekłada się na poprawę wydajności pracy.

Mając na uwadze powyższe uwarunkowania proponuje się do transportu załogi zastosować rozwiązanie oparte na wykorzystaniu mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego jej przemieszczania.

53.4 ISTOTA ZASTOSOWANIA MECHANICZNEGO URZĄDZENIA DLA LOKALNEGO, REWERSYJNEGO PRZEMIESZCZANIA ZAŁOGI

Konstrukcja mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi (rys. 53.6) oraz zasada działania opiera się o rozwiązania stosowane w przenośnikach taśmowych, jednak występujące różnice powodują, że urządzenie jest prostsze konstrukcyjnie i bezpieczniejsze od przenośników taśmowych, które jednocześnie służą do transportu urobku.



Rys. 53.6 Mechaniczne Urządzenie dla Lokalnego , rewersyjnego przemieszczania załogi
Źródło: własne

Zasadnicze elementy mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi to: pomosty do wsiadania i wysiadania ludzi, niska konstrukcja stalowa na ceownikach w celu zminimalizowania odległości do spągu. Niska konstrukcja trasy w zakresie 50-70 cm od spągu. Taśma odpowiednia do jazdy ludzi o wytrzymałości 1000 kN/m z nośnością złącza min. 60% nośności taśmy. Napęd zabudowany w środku trasy pasa transportowego w oparciu o standardowe napędy o mocy ok. 2 x 22 kW z zastosowaniem softstartu w celu łagodnego rozruchu. Zakładana prędkość jazdy – do 2 m/s. Odpowiednio zostały zastosowane układy sterowania, sygnalizacji oraz odpowiednie czujniki, wymagane dla tego typu urządzenia [3, 4].

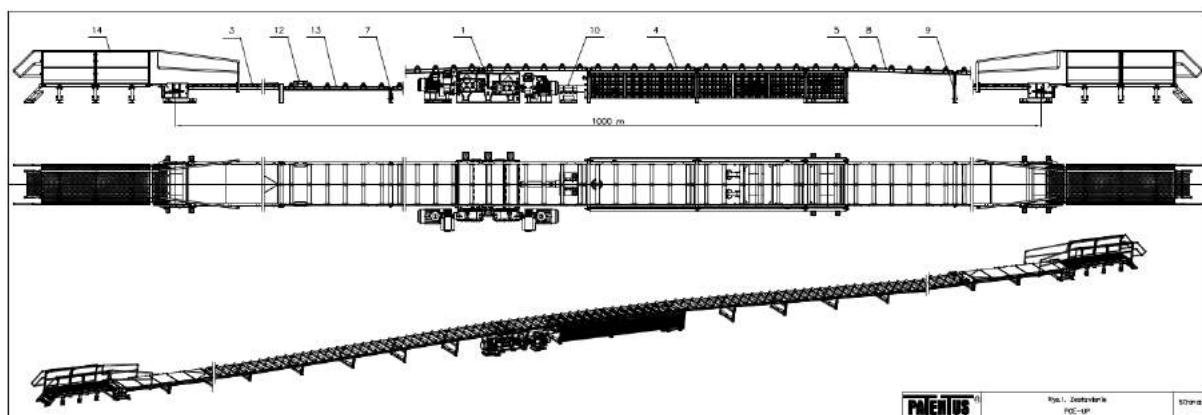
Jazda przedmiotowym mechanicznym urządzeniem dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi odbywa się w podobny sposób jak przenośnikiem taśmowym. Po wejściu na krótki pomost do wsiadania pracownik przyjmuje odpowiednią pozycję w zależności od nachylenia wyrobiska a następnie opuszcza pas na pomoście do wysiadania. W związku z czołową zabudową pomostów nie ma możliwości wypadnięcia pracownika poza pomost. W związku z możliwością rewersyjnej pracy przenośnika transport może odbywać się z i do oddziału. Niska konstrukcja i zabudowa na spągu powoduje, iż gabaryty wyrobiska praktycznie w każdym miejscu umożliwiają zabudowę „pasa”. Nie istnieje niebezpieczeństwo, tak jak to jest w przypadku przenośników taśmowych, wpadnięcia do przesypu gdyż takich nie ma.

Na bezpieczeństwo i komfort poruszania się wpływa również fakt, że pas do transportu ludzi ma zawsze suchą, a tym samym eliminującą możliwość poślizgu powierzchnię, zaś dotąd stosowana taśma do jazdy ludzi jest częstokroć zanieczyszczona zawiązonym urobkiem, którego obecność na taśmie niejednokrotnie taką jazdę utrudnia, a wręcz uniemożliwia. Zastosowanie mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi do przemieszczania załogi w miejsce „standardowej” taśmy daje także możliwość uniezależnienia procesu poruszania się ludzi od procesu odstawy urobku, który bywa przyczyną częstych przerw w ruchu taśmy a nawet awarii i dłuższych postojów.

Pasy transportowe należy układać jeden za drugim w przypadku większych długości wyrobisk. Niska różnica prędkości względnej w stosunku do ruchu pieszego wpływa na zdecydowaną poprawę bezpieczeństwa i powoduje, iż jest to najbezpieczniejszy środek transportu możliwy do zastosowania w kopalni. Z racji niskich mocy wystarczających do przemieszczania załogi naprężenia w taśmie są wielokrotnie mniejsze aniżeli w taśmie do transportu urobki.

Stosowanie wykorzystywanych obecnie w oddziałach urządzeń do przewozu ludzi wiąże się z istotnymi kosztami od 330 tys. zł – „wyrwiraczka” – która jest jedynie urządzeniem wspomagającym wychodzenie, 2 mln zł – kolejka podwieszana wraz z trasą i kabinami do ok. 6 mln zł – taśma do jazdy ludzi na dolnej i górnej taśmie.

W porównaniu z powyższymi kosztami zastosowanie mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi wiąże się z kosztami rzędu 1,25 mln zł umożliwiając przy tym poruszanie się w obydwie strony. Realizacja przedsięwzięcia przyczyni się do zwiększenia efektywnego czasu pracy ludzi, maszyn i urządzeń a w ślad za tym wzrostu efektywności pracy. Z uwagi na lekką konstrukcję i niskie masy transportowe mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi wymaga zastosowania niewielkich silników oraz niedrogich urządzeń rozruchowych. Prawie płaska powierzchnia transportowa oraz odpowiednia konstrukcja umożliwiają bezpieczny transport załogi.



Rys. 53.7 Schemat Mechanicznego Urządzenia dla Lokalnego Rewersyjnego Przemieszczania Załogi
Źródło: Patentus

Mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi jest urządzeniem modułowym i ze względu na niewielkie w porównaniu z innymi urządzeniami transportowymi gabaryty istnieje możliwość jego sprawnego wydłużania bądź skracania oraz łatwość wymiany jego elementów.

Mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi może być stosowane w podziemnych zakładach górniczych w polach nie metanowych i metanowych w wyrobiskach zaliczanych do stopnia „a”, „b”, lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz klasy „A” i „B” niebezpieczeństwa wybuchu pyłu węglowego przy stężeniu metanu w atmosferze otaczającej nie przekraczającej wartości określonych odpowiednimi przepisami (rys. 53.7) [1, 2].

Mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi spełnia zasadnicze wymagania bezpieczeństwa dla maszyn i elementów zgodnie z Dyrektywą 2006/42/WE z dnia 17 maja 2006 [5], Dz. Urz. UE L 157 z 09.06.2006 r. str. 24 (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 21 października 2008 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn Dz. U. Nr. 199, poz. 1228) oraz Zasadniczymi wymaganiami zawartymi w Załączniku II Dyrektywy Unii Europejskiej nr 94/9/WE – ATEX z dnia 23 marca 1994 Dz. Urz. UE L 100 z 19.04.1994 r. (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem Dz. U. Nr 263 poz. 2203), jako urządzenie grupy I kategorii M2 [7].

Mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi zgodnie z § 30 ust. 2 pkt 7) rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. z 2002 r. Nr 139, poz. 1169, z późn. zm.) [2] jest podstawowym obiektem zakładu górnictwa i urządzeniem transportu specjalnego. Jego oddanie do ruchu zgodnie z § 30 ust. 1 i z § 31.1. rozp. jw. wymaga zezwolenia Dyrektora właściwego organu nadzoru górnictwa, wydanego na wniosek kierownika ruchu zakładu górnictwa, na podstawie przedłożonej dokumentacji technicznej i protokołu odbioru technicznego przez komisję powołaną przez KRZG oraz protokołu odbiorczego dokonanego przez uprawnionego rzecznika zarządcę.

Budowa „urządzenia” to zwarta konstrukcja pozwalająca na zabudowę w wyrobiskach podziemnych zakładu górnictwa. Urządzenie to może być użytkowane również w kopalniach odkrywkowych.

Podstawowe warunki zabudowy „urządzenia” w wyrobisku [3]:

- minimalna odległość od ociosu trasy „urządzenia” – 0,4 m,
- minimalna odległość od ociosu w rejonie napędu „urządzenia” – 0,7 m,
- minimalna wysokość nad trasą „urządzenia” – 1 m,
- minimalna wysokość nad pomostem do wsiadania/wysiadania – 1,8 m,
- nachylenie wyrobiska $\pm 12^{\circ}$,
- osłonięte miejsca wykraplania wody na trasie „urządzenia”,

- płynne przejście na długości 20 m w rejonie pomostów do wsiadania/wysiadania z wysokości 1 m do wysokości 1,8 m,
- oświetlenie „urządzenia” zgodne z odpowiednimi normami i przepisami,
- minimalna szerokość pomostu do wsiadania/wysiadania – 0,8 m,
- prędkość transportu załogi na urządzeniu – do 2,0 m/s,
- minimalna wytrzymałość taśmy transportowej – 1000 kN/m,
- zakładana pozycja jazdy leżącej lub klęczącej – z zachowaniem odległości pomiędzy nimi co najmniej 10 m.

Mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi składa się z następujących podstawowych zespołów:

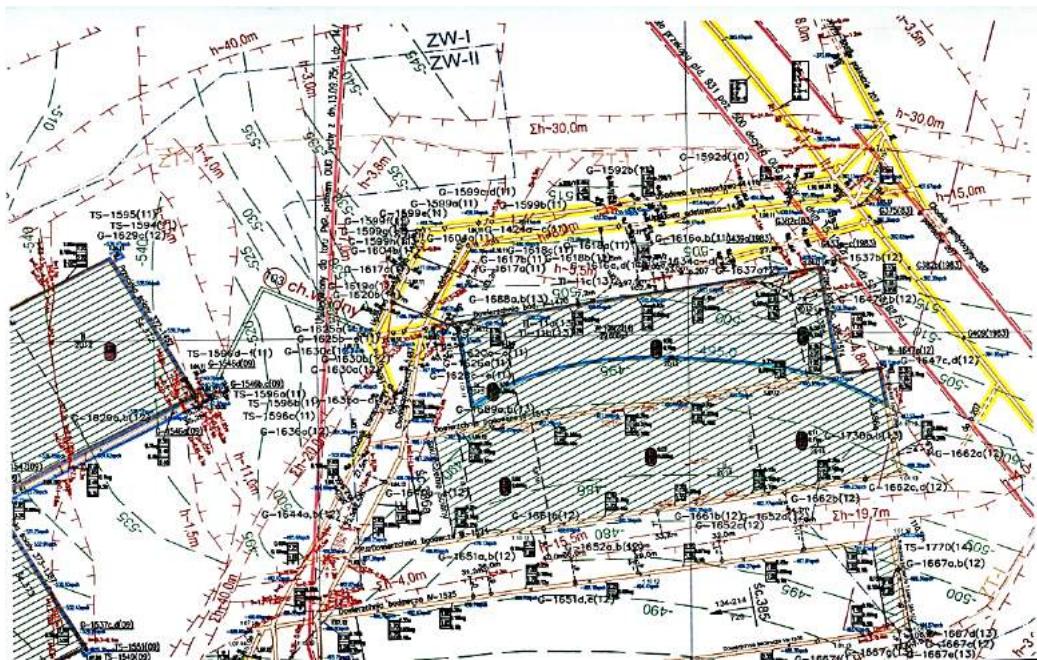
Tabela 1 Podstawowe elementy Urządzenia Typu PCE-UT

Pozycja	Nazwa zespołu
1	Napęd główny
2	Pętlica
3	Stacja napinająca
4	Zwrotnia
5	Trasa
6	Wyposażenie dodatkowe
7	Zabezpieczenie przeciwpożarowe
8	Taśma przenośnikowa wraz z połączeniami

Źródło: [4]

53.5 MOŻLIWOŚCI ZASTOSOWANIA PASA TRANSPORTOWEGO W WYROBISKACH KWK „PIAST”

Mechaniczne Urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi jest zabudowywane w upadowej transportowej II-1416, pokład 209, partia XIV, poz. 650 m.



Rys. 53.8 Wycinek z mapy pokładu 209

Źródło: własne

Jest to optymalna lokalizacja z uwagi na nachylenie wyrobiska rzędu 10 stopni stanowiącego drogę dojściową do rejonu wykonywania zadań produkcyjnych (rys. 53.8).

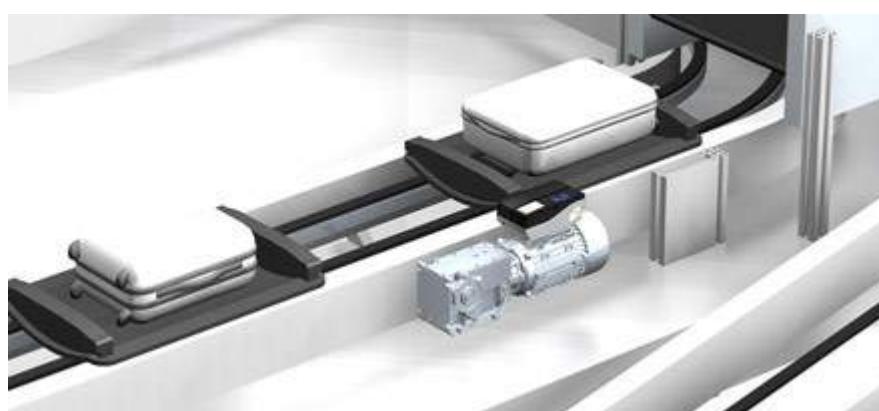
Rozwój technologii usprawniających poruszanie się ludzi po dole kopalni jest w pełni uzasadniony. Rozwój podobnych technologii obserwujemy również w innych dziedzinach życia. Przykładem może być szereg udogodnień dla osób korzystających z wyciągów narciarskich (rys. 53.9) umożliwiających coraz szybsze, sprawniejsze i bezpieczniejsze dotarcie do stacji zjazdowych:



Rys. 53.9 Wyciąg orczykowy

Źródło: własne

Usprawnianie systemów poruszania się ludzi i ich bagażu obserwujemy również w przypadku terminali lotniczych (rys. 53.10-53.13).



Rys. 53.10 Transport walizek

Źródło: własne



Rys. 53.11. Lotnisko transport bagażu

Źródło: własne



Rys. 53.12 Schody ruchome

Źródło: własne



Rys. 53.13 Lotnisko – przemieszczanie się pasażerów

Źródło: własne

53.6 PODSUMOWANIE

Przedstawione przykłady systematycznego usprawniania transportu naziemnego obligują kierownictwo kopalń podziemnych do dokładania wszelkich starań na rzecz poprawy funkcjonowania transportu również dołowego. Specyfika warunków dołowych

kreuje różnego rodzaju zagrożenia i niebezpieczeństwa, dlatego kwestia poruszania się załogi w wyrobiskach podziemnych jest jednym z fundamentalnych zagadnień nowoczesnej kopalni i wymusza poszukiwania nowatorskich rozwiązań, a jednym z nich jest zastosowanie mechanicznego urządzenia dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi.

Urządzenie to aktualnie jest w fazie wdrażania w KWK „Piast”. Przedsięwzięcie związane z jego wykorzystaniem przyniesie kluczowe korzyści w aspekcie poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy jak również w dziedzinie poprawy efektywności i wydajności pracy, co z kolei przyniesie wymierne, bardzo istotne obecnie, efekty ekonomiczne.

LITERATURA

1. Prawo geologiczne i górnicze.
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 z późn. zmianami.
2. Instrukcja Mechanicznego Urządzenia Dla Lokalnego, Rewersyjnego Przemieszczania Załogi.
3. Dokumentacja Techniczno Ruchowa DTR 28/2014 pomostów do wsiadania i wysiadania ludzi z taśmy górnej zabudowany „czolowo” przed zwrotnią typ 21-109.1.
4. Deklaracja Zgodności WE nr: 001/DT/2016.
5. Normy: PN-G-50000 Ochrona pracy w górnictwie, Maszyny górnicze, ogólne wymagania bezpieczeństwa i ergonomii, PN-EN ISO 12100-1,2 Bezpieczeństwo maszyn. Pojęcia podstawowe, ogólne zasady projektowania, PN-EN ISO 14122-1-3 Maszyny. Bezpieczeństwo. Stałe środki dostępu do maszyn. PN-G-50005 Ochrona pracy w górnictwie. Przenośniki taśmowe. Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.
6. Zasadnicze wymagania bezpieczeństwa dla maszyn i elementów zgodnie z Dyrektywą 2006/42/WE z dnia 17 maja 2006 Dz. Urz. UE L 157 z 09.06.2006 r. str.24 (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 21 października 2008 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn Dz. U. Nr. 199, poz. 1228) oraz Zasadniczymi wymaganiami zawartymi w Załączniku II Dyrektywy Unii Europejskiej nr 94/9/WE – ATEX z dnia 23 marca 1994 Dz. Urz. UE L 100 z 19.04.1994 r. (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem Dz. U. Nr 263 poz. 2203), jako urządzenie grupy I kategorii M2.

Data przesłania artykułu do Redakcji: 03.2016
Data akceptacji artykułu przez Redakcję: 04.2016

mgr inż. Tomasz Śpiewak
Kompania Węglowa S.A., Oddział KWK „Piast”
ul. Granitowa 16, 43-155 Bieruń, Polska
tel. +4832 717 71 44; e-mail: t.spiewak@kwsa.pl

WDROŻENIE W KWK „PIAST” MECHANICZNEGO URZĄDZENIA DLA LOKALNEGO, REWERSYJNEGO PRZEMIESZCZANIA ZAŁOGI TYPU PCE-UT

Streszczenie: W artykule omówiono znaczenie transportu załogi do i z rejonów wydobywczych, aktualnie stosowane sposoby transportu oraz zagadnienia związane z wprowadzeniem do stosowania nowego rozwiązania technicznego jakim jest mechaniczne urządzenie dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi. Podkreślono rolę jaką spełniają wszelkie urządzenia wpływające na zmniejszenie wysiłku w trakcie dotarcia pracownika do miejsca wykonywanej pracy.

Wskazano na możliwości dalszego rozwoju układów transportu opartego na mechanicznym urządzeniu dla lokalnego, rewersyjnego przemieszczania załogi oraz konieczność poszukiwania innych innowacyjnych sposobów przemieszczania załogi w kopalniach.

Słowa kluczowe: transport, bezpieczeństwo, komfort, efektywność, załoga.

IMPLEMENTATION OF MECHANICAL DEVICE FOR LOCAL REVERSE MEN TRANSPORTATION TYPE PCE-UT IN “PIAST” COAL MINE

Abstract: In this paper the meaning of underground crew transportation to and from mining areas was discussed, as well as current underground means of transport and issues of introducing a new mechanical device for local reverse crew transportation. The role of all devices reducing labour during getting to worksite was emphasized.

The possibilities of further progress of local reverse crew transportation systems and need of searching other innovative ways of crew transportation was pointed out.

Key words: transportation, safety, comfort, efficiency, crew

OCENA STANU TECHNICZNEGO MASZYN GÓRNICZYCH W OPARCIU O KRYTERIUM ROZKŁADU WEIBULLA

54.1 WSTĘP

W eksploatacji maszyn i urządzeń jedną z najważniejszych informacji eksploatacyjnych jest stan dynamiczny obiektu. Najbardziej popularna metodą oceny stanu dynamicznego jest obserwacja procesów resztkowych [1]. W szczególności dynamiczne procesy resztkowe są nośnikiem informacji diagnostycznej. Pomiar drgań i hałasu pracujących maszyn dostarcza wiedzy na temat dynamiki ocenianej maszyny. Umożliwia przeprowadzenie diagnozy czyli ocenę dynamicznego stanu aktualnego, genezy czyli przyczyn istniejącego stanu a także na podstawie doświadczenia i wiedzy pozwala na przeprowadzenie prognozy czyli ocenę ewaluacji aktualnego stanu dynamicznego. Wieloletnia wiedza i doświadczenie pozwoliły na stworzenie procedur diagnostycznych. W większości maszyn stosowanych w przemyśle procedury zapisane w normach ISO 10816 i ISO 7919 pozwalają na skuteczną diagnostykę oraz optymalne zarządzanie eksploatacją maszyn. Stosowalność tych norm jest bardzo duża, jednak występują maszyny, których parametry uniemożliwiają ich stosowalność. Do takich maszyn można zaliczyć niektóre maszyny stosowane w górnictwie podziemnym. W ocenie diagnostycznej kombajnów górniczych, przenośników zgrzebłowych, jak i innych maszyn będących w ciągu technologicznym zastosowanie stref oceny zgodnych z normami ISO 10816 i ISO 7919 jest niepoprawna. Wykonywanie pomiarów diagnostycznych dla tego typu maszyn, będących w biegu jałowym nie uwidacznia stanów awaryjnych. Spowodowane to jest posadowieniem maszyny, które się zmienia, otoczeniem technologicznym oraz szeregiem innych czynników występujących w warunkach dołowych. Obciążenie tych maszyn może nastąpić tylko procesem technologicznym. Proces tej jednak charakteryzuje się dużą dynamiką oraz znaczną niestacjonarnością. Analizując wartość średniokwadratowa prędkości drgań wyniki są znacznie wyższe niż przedziały wskazywane w przytaczanych normach. Znaczna rozbieżność wyników występuje również pomiędzy różnymi maszynami. Związane jest to z zastosowanymi rozwiązaniami technicznymi układów napędowych maszyn. W ocenie diagnostycznej tego typu maszyn najczęściej korzysta się z analizy trendów długoczasowych. Podejście

to wymaga regularnych pomiarów drgań maszyny, w ścisłe określonych punktach pomiarowych oraz warunkach eksploatacyjnych [2]. Skuteczne progi ostrzegawcze uzyskiwane są na drodze heurystycznej poprzez obserwacje rozwoju uszkodzenia do stanu awaryjnego. Chcąc obniżyć koszty eksploatacyjne, należy wykluczyć stany awaryjne. Wykryciu powinny podlegać stany przedawaryjne pozwalające na planowe wyłączenie z ruchu maszyny i przeprowadzenie niezbędnych prac remontowych. Obserwując stan dynamiczny od początku eksploatacji poprzez kilka cykli remontowych możliwe jest określenie granicznych poziomów drgań, wskakujących stan przedawaryjny [3]. Takie podejście daje dobre wyniki po kilku latach obserwacji i analizy wyników.

54.2 ROZKŁAD WEIBULLA W OCENIE NIEZAWODNOŚCI MASZYN

Dla maszyn wchodzących do ruchu, dla których jest nieznana historia, metoda analizy trendów długoczasowych nie jest możliwa do zastosowania. W takich przypadkach można skorzystać z modelu rozwoju uszkodzenia. Prostym modelem pozwalającym na opisanie podstawowych zjawisk związanych z rozwojem uszkodzenia, awaryjnością i niezawodnością systemów technicznych jest rozkład wykładniczy.

Rozkład ten został wykorzystany w normie „Niezawodność w technice” PN-77/N-04021. W normie tej wskazano plan badania obiektu. W modelowych badaniach, obiekt obserwowany jest w całym czasie życia technicznego. W rzeczywistych badaniach podejście to jest zbyt czasochłonne. Zastosowanie normy PN-77/N-04021 pozwala na skrócenie czasu badań do nawet 1% czasu poprawnej pracy. Wymaga jednak odpowiedniej mnogości badanych obiektów. Działania te są uzasadnione przy założeniu rozkładu wykładniczego czasu życia obiektu. Praktyka wskazuje jednak pewne odstępstwa: dla nowych obiektów obserwowana jest większa zawodność – awaryjność oraz w końcowej fazie życia obiektu obserwowana jest również większa zawodność – awaryjność. Zjawiska te zostały opisane „wannową” krzywą życia maszyny, krzywą ryzyka. Uogólnieniem rozkładu wykładniczego, uwzględniającym początek eksploatacji oraz okres końcowy jest rozkład Weibulla.

W ocenie niezawodności maszyn uznanym modelem statystycznym jest rozkład Weibulla. Rozkład wykładniczy modeluje niezawodność o stałej intensywności uszkodzeń. Ogólniejszy model w 1951 roku zaproponował W. Weibull analizując trwałość wyrobów [4]. Dyskretnym odpowiednikiem rozkładu wykładniczego jest rozkład geometryczny. Rozkład Weibulla jest uogólnieniem rozkładu wykładniczego. Stosowalność tego rozkładu obejmuje zjawiska, gdy intensywność uszkodzeń jest zmienną o przebiegu monotonicznym. Rozkładem tym opisuje się między innymi trwałość zmęczeniową materiałów i konstrukcji mechanicznych. Intensywność uszkodzeń określa wzór:

$$\lambda(t) = \alpha \beta t^{(\alpha-1)} \quad (54.1)$$

gdzie:

$\alpha, \beta > 0 = \text{const}$ – liczby stałe

α – parametr kształtu

β – parametr skali

W zależności od parametrów kształtu (α) i skali (β) pozwala na odniesienie się do krzywej życia maszyny czy krzywej ryzyka. Krzywa ta opisuje intensywność uszkodzeń lub ryzyko awarii w funkcji czasu. Intensywność drgań jest związana z intensywnością uszkodzeń i pozwala na odniesienie do krzywej życia maszyny intensywności drgań w funkcji czasu eksploatacji. Używana często w praktyce krzywa życia maszyny opisuje wartość średniokwadratową drgań w funkcji czasu eksploatacji. Jest ona podobna do funkcji prawdopodobieństwa uszkodzenia maszyny. W pierwszym okresie eksploatacji zwiększa się intensywność drgań. Zjawisko to związane jest z docieraniem się pracujących elementów, stabilizowaniem błędów montażowych oraz procesami adaptacji maszyny do warunków pracy. W tym okresie ryzyko wystąpienia awarii jest podwyższone i maleje w funkcji czasu a parametr kształtu rozkładu Wibulla jest mniejszy od 1 ($\alpha < 1$). Środkowy okres, zwany okresem normalnej eksploatacji charakteryzuje się powolnym wzrostem intensywności drgań. W okresie tym ryzyko awarii również powoli rośnie a w rozkładzie Weibulla parametr kształtu w przybliżeniu równy jest jedności. W stanie przedawaryjnym, intensywność drgań oraz prawdopodobieństwo uszkodzenia gwałtownie rośnie w czasie, w rozkładzie Weibulla parametr kształtu jest znacznie większy od jedności.

funkcję niezawodności

$$R(t) = e^{(-\beta t^\alpha)}, t \geq 0 \quad (54.2)$$

funkcję zawodności (dystrybuantę)

$$Q(t) = F(t) = 1 - e^{(-\beta t^\alpha)} \quad (54.3)$$

funkcję gęstości prawdopodobieństwa

$$f(t) = \alpha \beta t^{(\alpha-1)} e^{(-\beta t^\alpha)} \quad (54.4)$$

Analiza funkcji gęstość prawdopodobieństwa $f(t)$ wskazuje że dla parametry kształtu $\alpha = 1$ otrzymamy rozkład wykładniczy, natomiast dla parametru $\alpha > 1$ rozkład ten będzie rozkładem normalnym Gaussa. Korzystając z zasady wzajemności można wskazać że jeśli estymowany rozkład prawdopodobieństwa awarii jest rozkładem wykładniczym obiekt jest w stanie normalnej eksploatacji. Prawdopodobieństwo awarii wzrasta wraz z czasem użytkowania. Natomiast jeśli estymowany rozkład prawdopodobieństwa awarii posiada charakter rozkładu normalnego wskazuje to na stan przedawaryjny, w którym prawdopodobieństwo uszkodzenia będzie gwałtownie wzrastać w czasie eksploatacji.

Dla obiektów mnogich, dla których stan przyjmuje dwie wartości dobry lub zły, opisane powyżej zasady pozwalają na ocenę ich niezawodności w określonych warunkach. Prowadzone badania nad łożyskami tocznymi pokazały że w określonych warunkach eksploatacyjnych prawdopodobieństwo uszkodzenia jest proporcjonalne do czasu pracy. Jak czas eksploatacji zbliża się do wartości nominalnej, awaryjność łożysk wykazuje rozkład normalny, z wartością oczekiwana jako trwałość nominalna [5]. Badania te wykazały również bardzo istotne powiązanie niezawodności łożysk z parametrami sygnału drganiodowego, szczególnie wartością skuteczną prędkości drgań,

w określonych pasmach częstotliwościowych. Korelacja ta została wykorzystana do opracowania norm dotyczących dopuszczalnych drgań w łożyskach tocznych.

Zjawisko korelacji poziomu drgań z prawdopodobieństwem awarii jest znane, a najprostszym modelem opisującym wpływ drgań na stan techniczny maszyny jest model dyssypacji energii [6]. W modelu tym resztkowe zjawiska dynamiczne wpływają na obiekt, wprowadzając destrukcyjną energię. Energia ta kumulując się w obiekcie w postaci zmian zmęczeniowych, degradacji chemicznej, termicznej lub innej powoduje zintensyfikowanie procesów resztkowych. Zatem dynamiczne procesy resztkowe w postaci drgań jak również quasistatyczne takie jak gradienty temperatury będą opisywały stan dynamiczny obiektu oraz będą skorelowane z funkcją niezawodności tego obiektu. Zależność ta potwierdzona została obszernymi badaniami takich systemów jak napędowe turbiny gazowe [7], badaniami przekładni zębatach [8], oraz wiele innych.

Zakładając korelację energii drgań z niezawodnością złożonych obiektów, w których dominujące zjawiska destrukcyjne związane są ze zmęczeniem materiałowym, gęstość prawdopodobieństwa awarii będzie proporcjonalna do intensywności drgań.

54.3 MODEL NUMERYCZNY

Założenie korelacji poziomu drgań z funkcją niezawodności, prowadzi do wniosku, że w trakcie eksploatacji urządzenia, estymowany rozkład energii drgań w czasie może być również opisany rozkładem Weibulla. Zatem parametr α będzie wskazywał stan urządzenia, jak ma to miejsce w analizie niezawodności. Dla $\alpha < 1$, układ będzie znajdował się w stanie rozruchowym, dla $1 < \alpha < 2$ będzie to stan normalnej eksploatacji, natomiast dla $\alpha > 2$ będzie można wskazać stan przedawaryjny.

Powyższa metodyka charakteryzuje się brakiem korelacji z czasem eksploatacji. Jest to cecha rozkładu Weibulla, w związku z tym możliwa jest obserwacja dowolnego odcinka czasowego wynikającego z obserwacji obiektu.

Weryfikacją powyższych założeń będzie analiza numeryczna wykorzystująca model energetyczny maszyny. Założmy czas obserwacji $T = 1500$ jednostek. W okresie $t(0, 100)$ następuje docieranie maszyny, natomiast w okresie końcowym maszyna osiągnie stan przedawaryjny. Wygenerowano zatem sygnał określony zależnością:

$$(t) = \left(A \cdot t \cdot \frac{t^\gamma}{T^\gamma} + B \right)^{\frac{A \cdot t^\gamma}{T^\gamma} - 1} \quad (54.5)$$

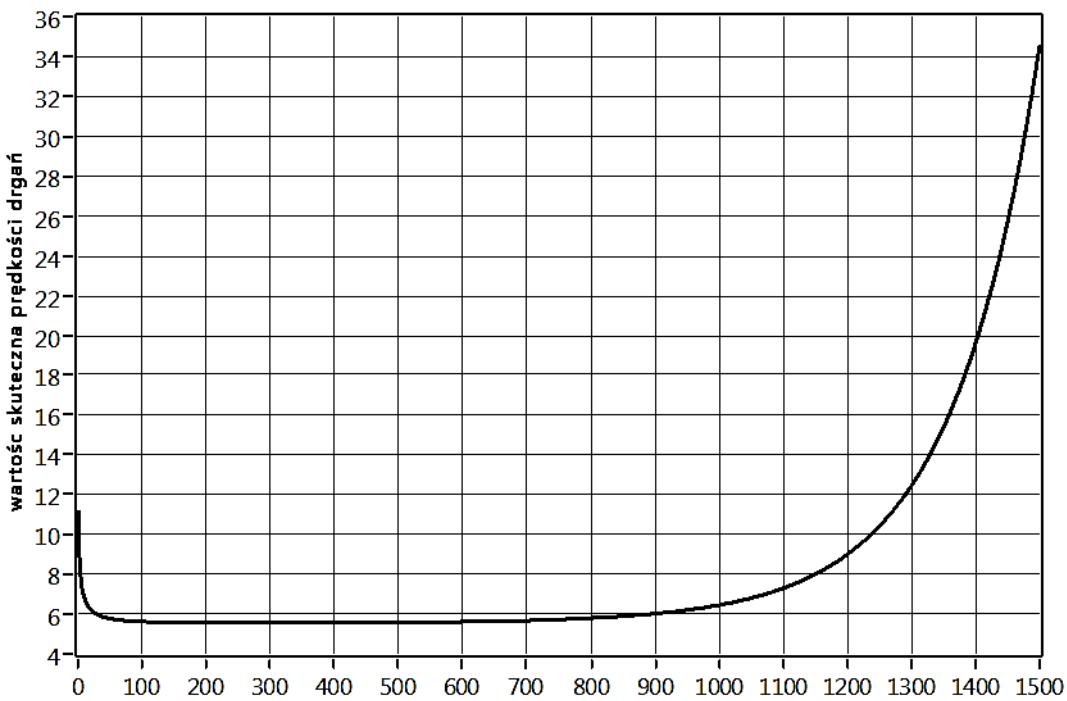
gdzie:

$x(t)$ – Wartość średniokwadratowa poziomu drgań

T – Czas obserwacji

A, B, γ – parametry

Przebieg funkcji zamieszczono na rysunku 54.1. W początkowym czasie następuje spadek poziomu drgań. Po ustabilizowaniu się poziomu, w trakcie normalnej eksploatacji następuje powolny wzrost poziomu, do momentu wystąpienia stanu przedawaryjnego. W stanie przedawaryjnym mamy do czynienia z dynamicznym wzrostem poziomu drgań.



Rys. 54.1 Symulowany przebieg wartości skutecznej prędkości drgań w czasie pełnego cyklu eksploatacyjnego

Dla wybranego zakresu obserwacji τ , przeprowadzono dwutorową aproksymację funkcji $x(t)$. Aproksymacja przeprowadzona została funkcją Gausa oraz wykładniczą. Aproksymacja funkcją wykładniczą została zrealizowana interakcyjną metodą najmniejszych kwadratów z wykorzystaniem metody Levenberg-Marquardt [2]. Poszukiwana jest najlepiej dopasowana do danych funkcja wykładnicza, o postaci:

$$f = ax^b + c \quad (54.6)$$

gdzie:

x – jest sekwencją wejściowych X ,

a – amplitudą,

b – wykładnik,

c – przesunięcie.

Zastosowany algorytm wyznacza funkcję

$$y[i] = a(x[i])^b + c \quad (54.7)$$

Dążąc do minimalizacji sumy kwadratów różnic pomiędzy danymi z obserwacji a poszukiwana funkcją.

Aproksymacja funkcja Gaussa również została zrealizowana interakcyjną metodą najmniejszych kwadratów z wykorzystaniem metody Levenberg-Marquardt. Algorytm ten dopasowuje dane do krzywej Gaussa według równania:

$$f = A \cdot e^{\left(\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}\right)} \cdot C \quad (54.8)$$

gdzie:

x – jest sekwencją wejściową danych X ,

A – amplituda,

μ – wartość oczekiwana,
 σ – odchylenie standardowe,
 c – przesunięcie.

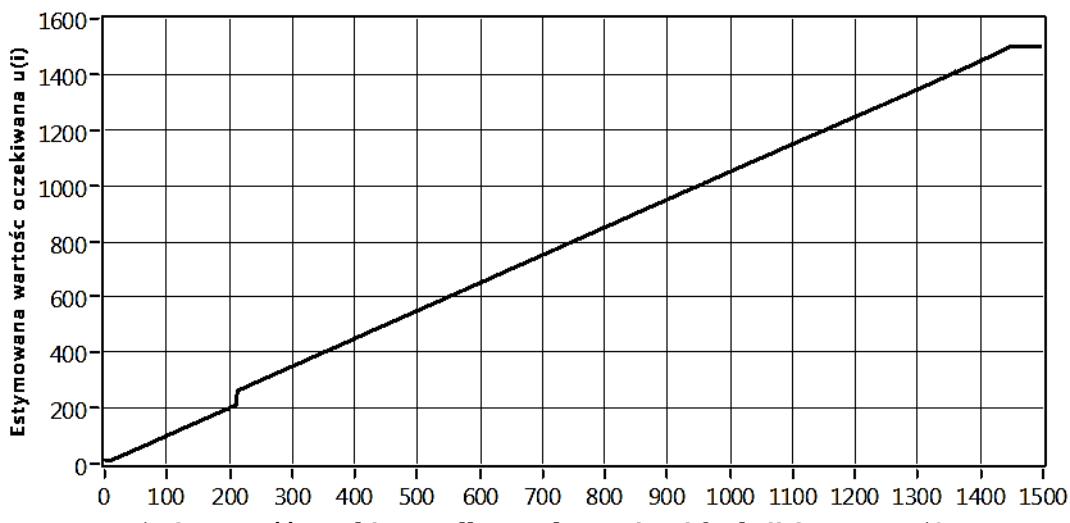
Algorytm ten wyznacza wartości a , μ , oraz c , które najlepiej pasują do obserwacji (x, y) . Równanie krzywej Gaussa opisuje wynikające z algorytmu funkcja Gaussa:

$$Y[i] = A \cdot e^{\left(-\frac{(x[i]-\mu)^2}{2\sigma^2}\right)} \cdot C \quad (54.9)$$

54.5 ANALIZA WYNIKÓW SYMULACJI NUMERYCVZNEJ

Zatem dla funkcji $x(t)$, opisującej obserwacje wartości skutecznej drgań maszyny w czasie $t = (0, T)$ wybieramy obserwacje $\tau(t_N)$, będącą pewnym przedziałem funkcji $x(t)$. Na podstawie tej obserwacji można estymować stan techniczny obiektu poprzez zbadanie aproksymującej funkcji Gaussa oraz aproksymującej funkcji wykładniczej. Przeprowadzony eksperyment numeryczny polega na przesunięciu wzdłuż funkcji $x(t)$, prostokątnego okna obserwacji o długości N . Otrzymujemy rodzinę funkcji $\tau_i(t_N)$ gdzie $i = (0; T-N)$, $t_N = (t_i; t_{i+N})$. Dla każdego z otrzymanych odcinków przeprowadzono aproksymacje funkcji Gaussa, otrzymując A_i , μ_i oraz C_i . Najbardziej interesujący wynik związany jest z wartością oczekiwana μ_i . Wartość ta jest wprost proporcjonalna do czasu eksploatacji urządzenia, przy założeniu zjawisk zmęczeniowych, jako głównych czynników destrukcyjnych. Dla sygnału symulowanego funkcja (5) i jego przebiegu (rys. 54.1, otrzymano funkcje $\mu_i(i)$ jak na rysunku 54.2).

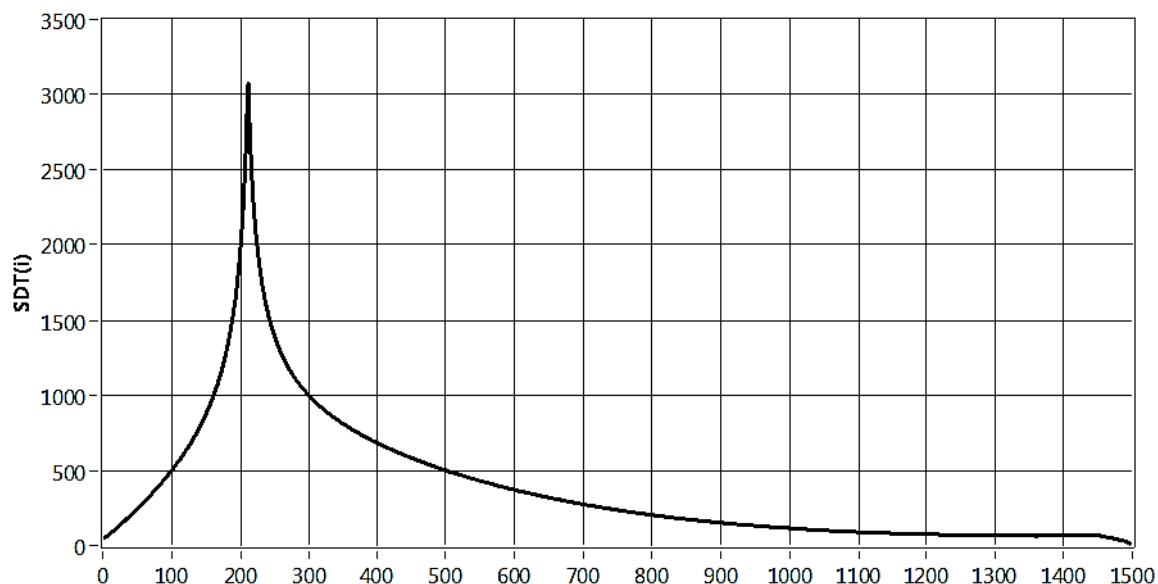
XY Graph



Rys. 54.2 Wartość oczekiwana dla aproksymującej funkcji Gaussa N=50

Również ciekawy ma przebieg odchylenia standardowego w funkcji i (rys. 54.3). Do pewnego momentu wartość ta wzrasta a po przekroczeniu pewnego czasu i wartość ta zaczyna spadać. Z analizy funkcji (1) jest to moment zakończenia okresu docierania i przejście w stan normalnej eksploatacji

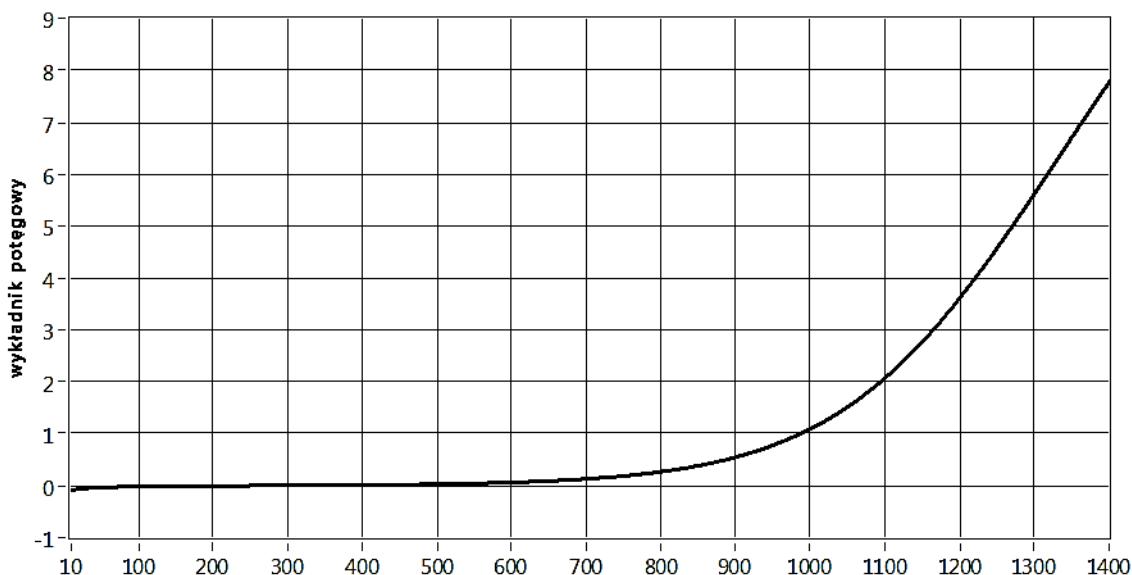
XY Graph



Rys. 54.3 Odchylenie standardowe dla aproksymującej funkcji Gaussa N=50

Dla aproksymacji funkcją wykładniczą, wykładnik potęgowy b (6) również może być wskaźnikiem stanu maszyny. Dla prawidłowego stanu eksploatacyjnego jest bliski零. Gdy ten stan się pogarsza, wskaźnik b zaczyna rosnąć (rys. 54.4).

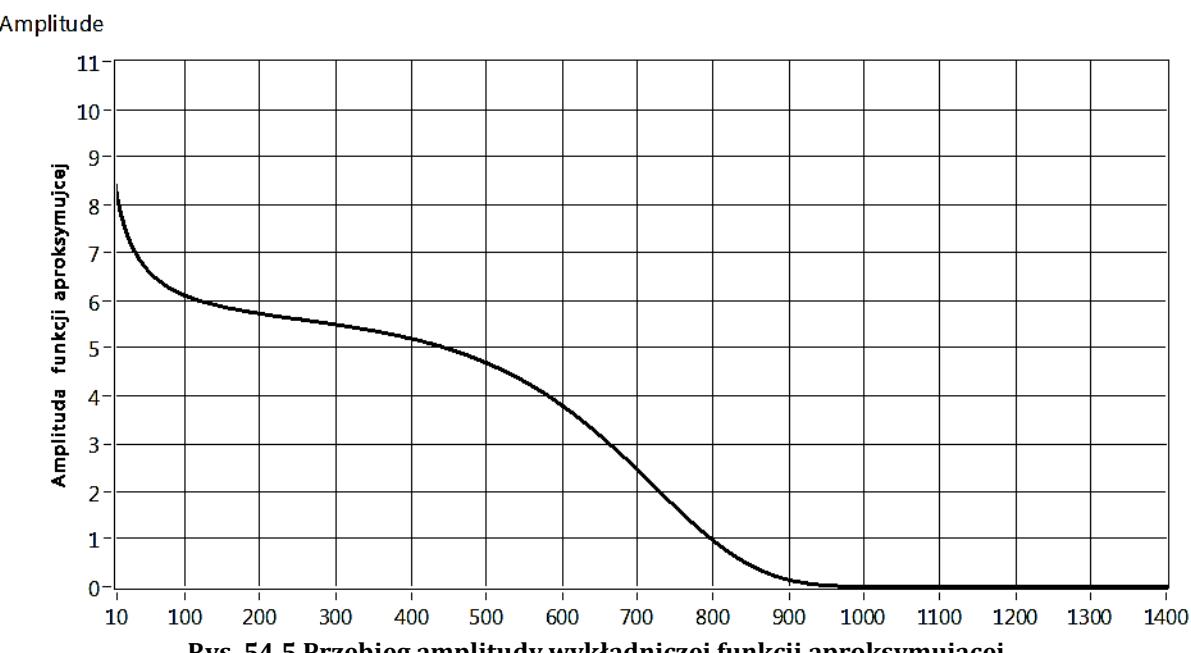
Damping



Rys. 54.4 Wykładnik potęgowy aproksymującej funkcji wykładniczej N = 50

Szczególna przydatność tego wskaźnika zawarta jest w jego dynamice. Nachylenie tej krzywej wzrasta w funkcji degradacji urządzenia. Z zależności (54.1) wynika istotny wniosek że dla $b > 2$ można wskazywać na stan przedawaryjny. W zaprezentowanym przypadku dla czasu $t = 1100$ układ przechodzi w stan przedawaryjny, w którym następuje istotny wzrost dynamiki poziomu drgań a tym samym obniżenie niezawodności. Analiza amplitudy aproksymującej (rys. 54.5) funkcji wykładniczej

przedstawia pewna informację diagnostyczną, jednakże dalsze badania wykazały brak jej przydatności.



Zaprezentowane wybrane parametry statystyczne oparte zostały o reprezentacyjny sygnał syntetyczny. W praktyce pomiary poziomu drgań obarczone są znacznym rozrzutem. Można to zjawisko zamodelować poprzez uwzględnienie w równaniu (54.5) funkcji zakłócającej:

$$x(t) = \left(A \cdot t^{\frac{r}{T}} + B \right)^{A \cdot \frac{t^r}{T^r} - 1} + \varepsilon(t) \quad (54.10)$$

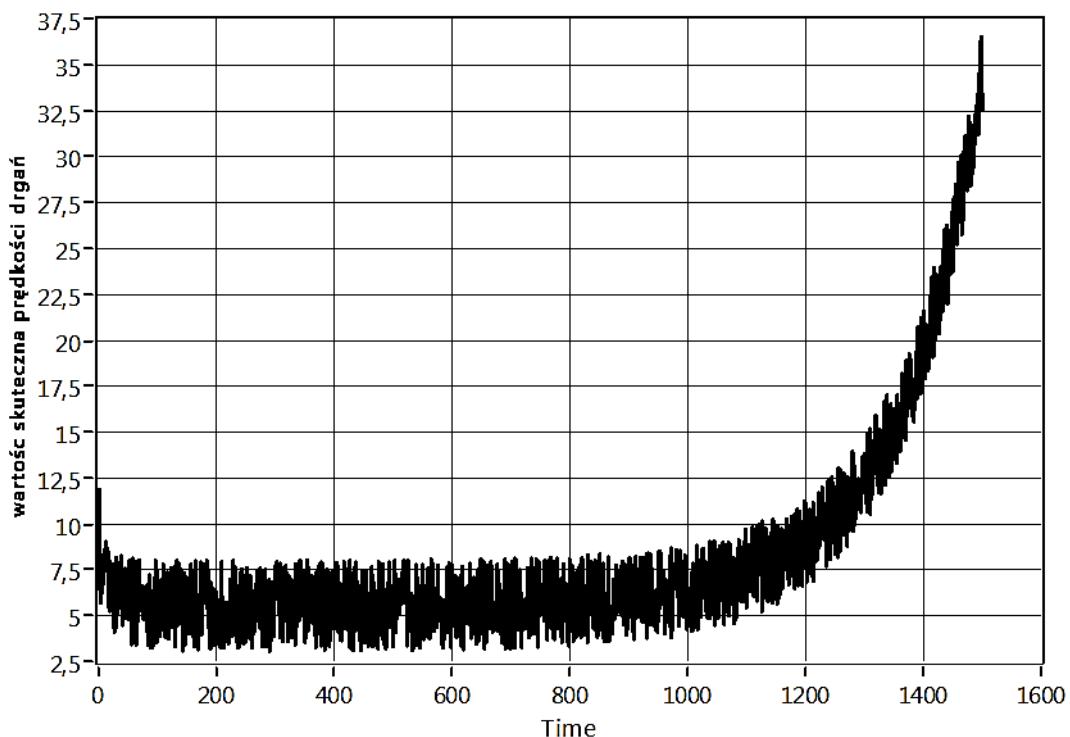
gdzie:

$\varepsilon(t)$ jest sygnałem zakłócającym.

Wygenerowano syntetyczny sygnał analogicznie do rys. 54.1, z uwzględnieniem sygnału zakłócającego o rozkładzie równomiernym i amplitudzie $A_{p-p} = 5$. Symulowany przebieg zaprezentowano poniżej (rys. 54.6).

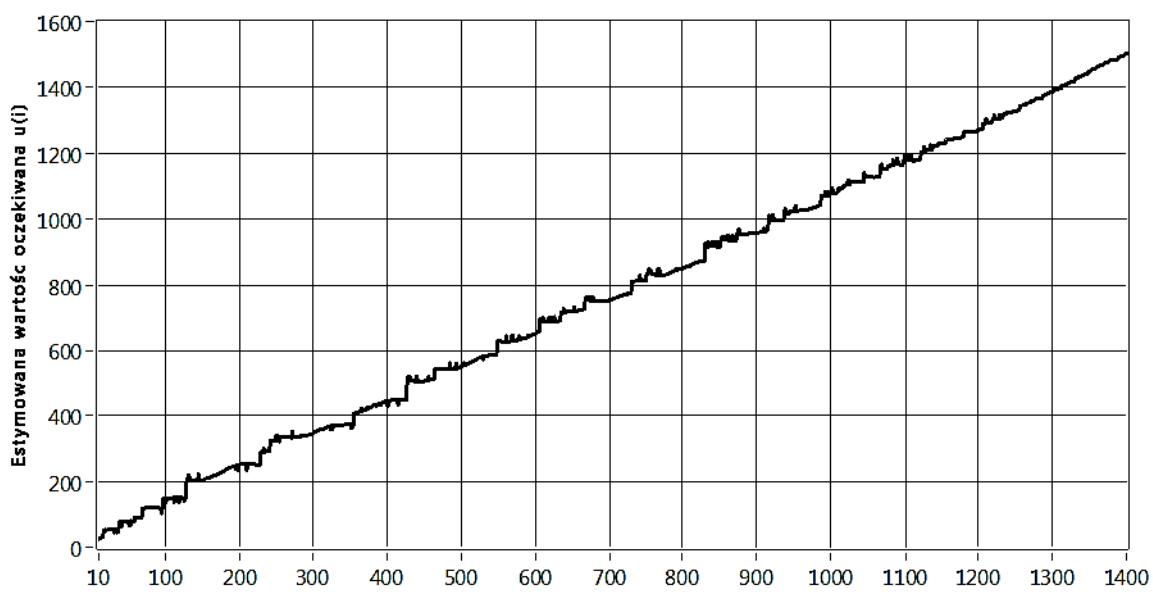
Po przeprowadzeniu analogicznych analiz jak dla poprzedniego przykładu otrzymano przebieg estymowanej wartości oczekiwanej interpolującej funkcji Gaussa, podobny do poprzedniego wyniku (rys. 54.7).

Cechą wartości oczekiwanej jest centralizacja zmiennej losowej o rozkładzie symetrycznym. Dla funkcji interpolującej wartość ta związana będzie z nachyleniem przebiegu interpolowanego dokładniej z jego dynamiką. Jeśli w oknie czasowym zawierającym N obserwacji procesu a proces ten będzie charakteryzował się pewną dynamiką to funkcja interpolująca krzywą Gaussa zarejestruje zmianę wartości tych obserwacji. Jeśli na obserwacje nałożone zostaną zakłócenia o rozkładzie symetrycznym, w niewielkim stopniu zakłóci to proces aproksymacji. Zatem estymowana wartość oczekiwana Gaussowskiej funkcji interpolującej jest wskaźnikiem dynamiki zmian obserwowanego procesu.



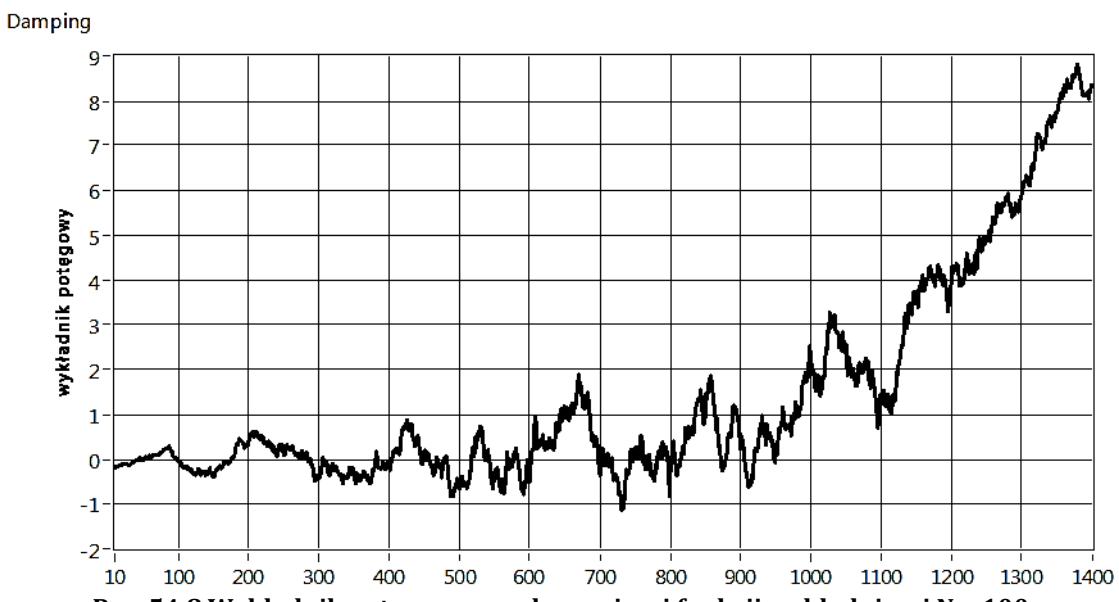
Rys. 54.6 Symulowany przebieg wartości skutecznej prędkości drgań w czasie pełnego cyklu eksploatacyjnego wraz z sygnałem zakłócającym

XY Graph



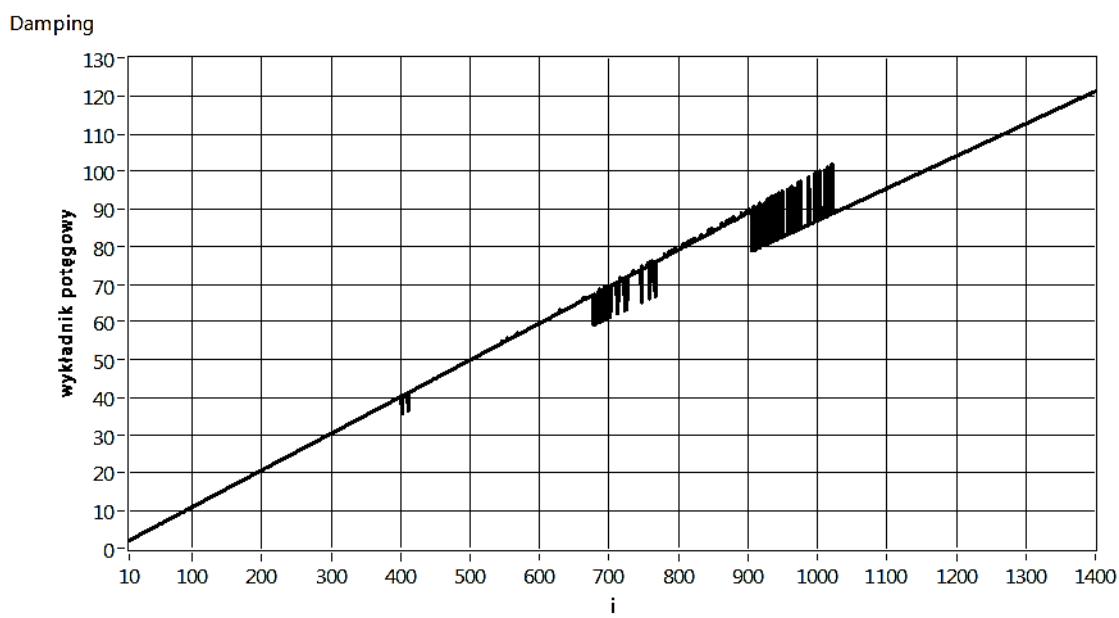
Rys. 54.7 Wartość oczekiwana dla aproksymującej funkcji Gaussa $N = 100$

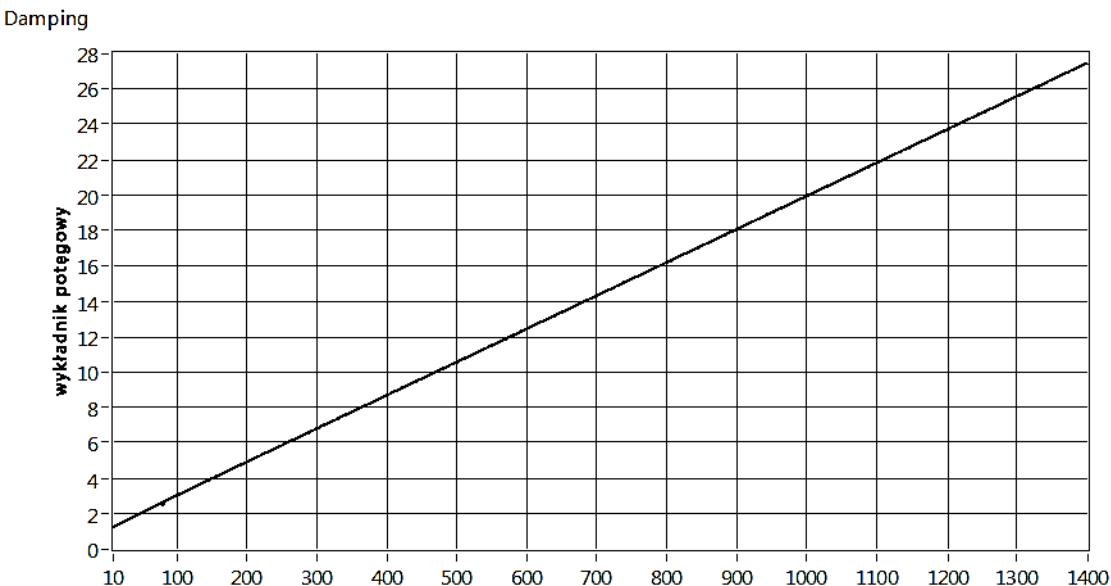
Dla wartości wykładnika aproksymującej funkcji wykładniczej zauważać można istotny wpływ zakłóceń (rys. 54.8). Jednakże również ten wskaźnik może być estymatorem stanu technicznego.

Rys. 54.8 Wykładnik potęgowy aproksymującej funkcji wykładniczej $N = 100$

Jeśli wprowadzimy bezwzględny czas wybranych obserwacji otrzymamy rodzinę funkcji aproksymujących sygnał $\tau_i(t_N)$ gdzie $i = t(0; T-N)$, $t_N = (0; N)$. Wykładnik potęgowy wykładniczej funkcji aproksymującej będzie liniowo proporcjonalny do nachylenia charakterystyki $x(t)$. Jego wartość zależna będzie od szerokości okna obserwacji N (rys. 54.9, 54.10).

Przeprowadzone analizy wykazały skuteczność zaproponowanego algorytmu w detekcji stanu przedawaryjnego. Ogólnie można wskazać że jeśli wartość wykładnika potęgowego aproksymującej funkcji wykładniczej przekracza $b > 2$ (54.7) to mamy do czynienia ze stanem przedawaryjnym.

Rys. 54.9 Wykładnik potęgowy aproksymującej funkcji wykładniczej $N = 20 \epsilon_{pp} = 5$

Rys. 54.10 Wykładnik potęgowy aproksymującej funkcji wykładniczej $N = 100 \epsilon_{pp} = 5$

54.6 WERYFIKACJA METODY W WARUNKACH PRZEMYSŁOWYCH

Zaproponowany algorytm zaimplementowany został w Zakładowy System Diagnostyczny w jednej z kopalni węgla kamiennego. Prowadzona obserwacja stanu technicznego dołowych urządzeń górniczych, polegała między innymi na okresowych pomiarach parametrów drgań w wybranych punktach na maszynie. Pomiarów dokonywano piórem wibrometrycznym (rys. 54.11).



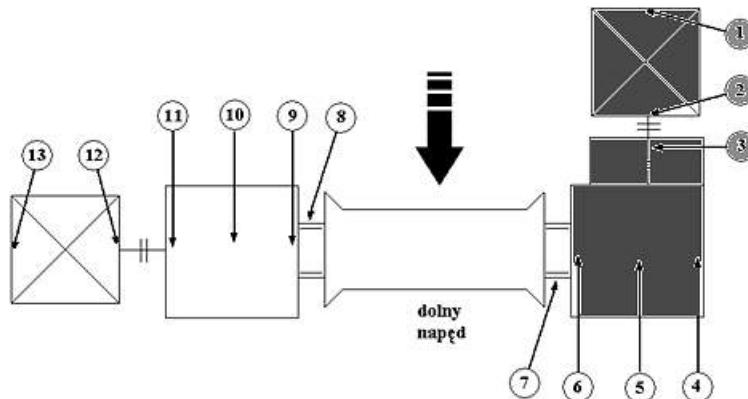
Rys. 54.11 Pióro wibrometryczne Pen plus CMVP 50 firmy SKF

W celu monitorowania stanu technicznego zastosowano wzór karty pomiarowej. Na karcie pomiarowej są informacje z numerami punktów pomiarowych, które są odzwierciedlone na urządzeniu. Przedstawiona metodologia została użyta w celu określenia maksymalnych poziomów wartości średniej prędkości drgań, określanych jako poziom przedawaryjny. Przykładowy fragment karty pomiarowej oraz rozmieszczenie punktów pomiarowych dla dolnego napędu przenośnika zgrzebowego ścianowego (wysypowego) R-850 Ryfama [3] zamieszczono w tabeli 54.1.

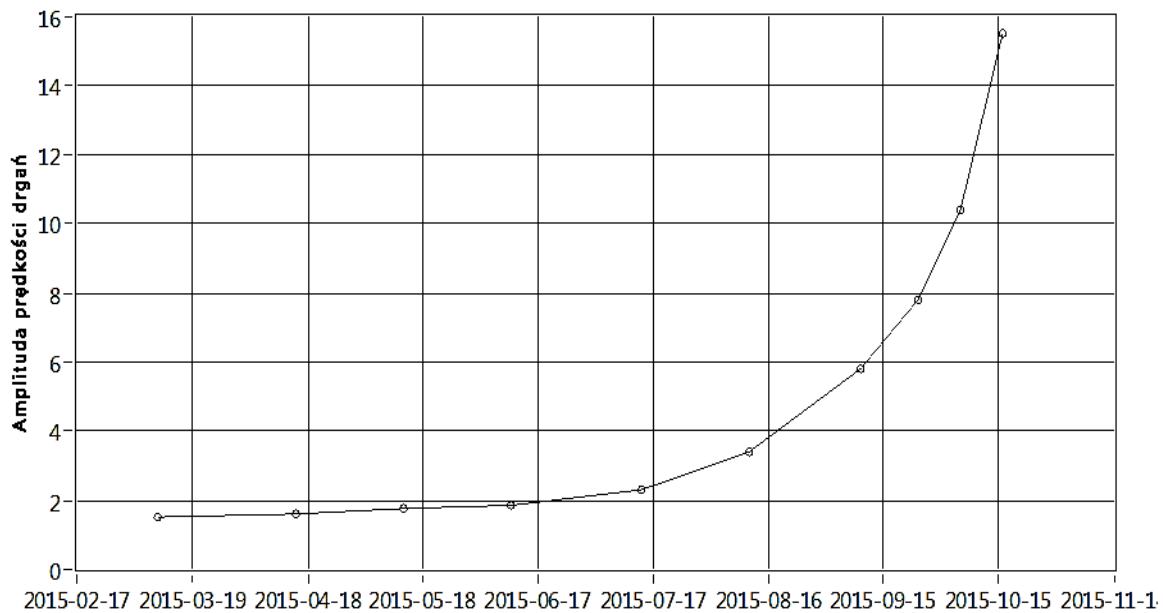
Dla zebranych danych sporządzono wykres zmian wartości skutecznej prędkości drgań (oznaczenie w tabeli ↑). Wykres ten odpowiada założeniom zmęczeniowej degradacji maszyny (rys. 54.12).

Tabela 54.1 Karta pomiarowa przenośnika zgrzebłowego ścianowego

DATA POMIARU	ORIENTACJA POMIARU	NUMER PUNKTU POMIAROWEGO		
		1	2	3
Nr1 10.03.2010	↓	3,1	2,0	2,3
	→	3,1	1,7	2,2
	⊗	2,2	-	-
	↑	1,51	0,46	2,00
Nr2 14.04.2010	↓	3,2	2,3	2,4
	→	3,1	2,2	2,4
	⊗	2,5	-	-
	↑	1,60	1,82	6,00
Nr3 13.05.2010	↓	3,0	2,1	2,3
	→	2,7	2,0	2,3
	⊗	2,3	-	-
	↑	1,76	1,84	4,90
Nr4 10.06.2010	↓	3,1	2,1	2,4
	→	2,7	2,2	2,3
	⊗	2,3	-	-
	↑	1,85	1,92	5,90
Nr5 14.07.2010	↓	3,7	4,1	7,5
	→	3,2	4,0	7,3
	⊗	3,2	4,0	7,3
	↑	3,30	5,00	9,10
Nr6 11.08.2010	↓	3,7	4,1	7,5
	→	3,2	4,0	7,3
	⊗	3,0	-	-
	↑	3,4	15,20	34,20
Nr7 9.09.2010	↓	3,9	4,3	44,5
	→	3,5	4,1	37,0
	⊗	3,5	-	-
	↑	5,8	19,70	37,40
Nr8 24.09.2010	↓	3,9		
	→	3,5		
	⊗	3,5		
	↑	7,8	19,70	37,40
Nr9 5.10. 2010	↓	3,8		
	→	3,3		
	⊗	3,7		
	↑	10,4		
Nr10 16.10. 2010	↓	4,1		
	→	3,7		
	⊗	3,9		
	↑	15,5		



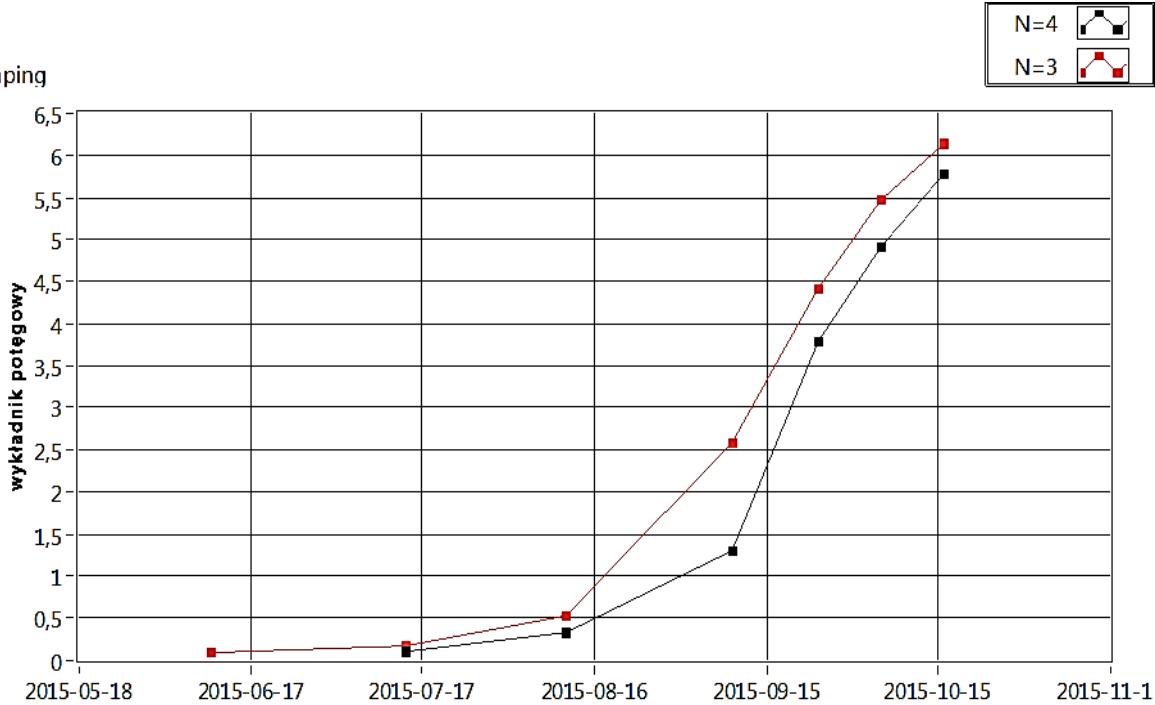
Amplitude 2



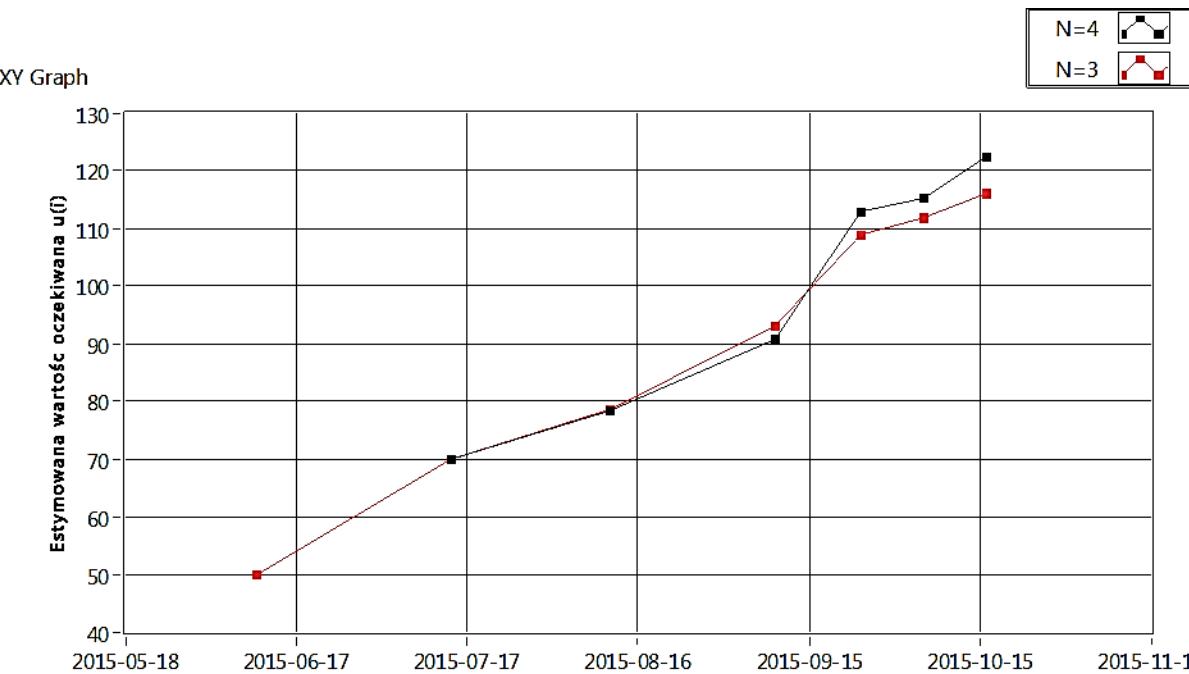
Rys. 54.12 Przebieg wartości średniej prędkości drgań dla 1 pkt pomiarowego

Przeprowadzono analizę z uwzględnieniem 3 oraz 4 pomiarów historycznych. W tym przypadku $N = 4$ lub $N = 5$. Wartość wykładnika potęgowego oraz wartości oczekiwanej przedstawiono na rys. 54.13 oraz 54.14.

Damping



Rys. 54.13 Wykres wykładnika potęgowego



Rys. 54.14 Wykres wartości oczekiwanej

Z przeprowadzonych przykładowych analiz wynika że dla pomiaru przeprowadzonego w dniu 9 września, dla którego wartość skuteczna prędkości drgań wynosiła $5,9 \text{ mm/s}$ wykładnik potęgowy niewiele przekraczał wartość 1. Kolejny pomiar przeprowadzony 24 września spowodował że wykładnik potęgowy przekroczył 3,5, co jednoznacznie świadczy o rozpoczętej fazie przedawaryjnej. Wartość oczekiwana również gwałtownie wzrosła, potwierdzając hipotezę. Informacja ta wskazała stan przedawaryjny napędu przenośnika. Konsekwencją tego był wzmożona kontrola jego stanu technicznego oraz przygotowanie technologiczne do jego naprawy. Przenośnik pracował w tym stanie jeszcze dwa tygodnie po czym został wyłączony z ruchu. Jego naprawa jednoznacznie potwierdziła zaobserwowane uszkodzenia.

54.7 PODSUMOWANIE

Znany w teorii niezawodności rozkład Weibulla, dobrze modeluje zjawiska degradacji systemów technicznych. Stan dynamiczny, będący odzwierciedleniem degradacji obiektu oceniony może być na podstawie obserwacji procesów resztkowych, w szczególności drgań. Tym samym parametry drgań powiązane są z poziomem niezawodności maszyny. Podjęto zatem próbę oceny stanu degradacji maszyny w oparciu o analizę trendu poziomu drgań oraz model związany z rozkładem Weibulla. Przeprowadzono symulacje potwierdzające możliwość zastosowanie tej teorii. Wykazano cenną właściwość algorytmu, polegającą na uśrednianiu zakłóceń pomiarowych oraz niezależność czasu. Opracowany algorytm zastosowany został do rzeczywistych danych pomiarowych z dołowych maszyn górniczych. Wieloletnie pomiary oraz zaprezentowane metodologia pozwoliła na określenie dopuszczalnych poziomów drgań dla poszczególnych maszyn, jak również możliwość oceny stanu degradacji maszyny w przypadku niepełnego cyklu roboczego.

LITERATURA

1. E. Kosicka, E. Kozłowski i D. MAZURKI, „The use of stationary tests for analysis of monitored residual processes,” *EKSPOŁATACJA I NIEZAWODNOŚĆ - MAINTENANCE AND RELIABILITY*, tom 17, nr 4, 2015.
2. A. Polak, „Analiza metody iteracyjnej minimalizacji w regularyzacji estymacji nieliniowej,” *Przegląd Elektrotechniczny*, tom R86, nr 9, pp. 27-30, 2010.
3. W. Biały, Maszynoznawstwo, Warszawa: Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, 2006.
4. W. Weibull, „A statistical distribution function of wide applicability,” *J. Appl. Mech.-Trans. ASME*, tom 3, nr 18, pp. 293-297, 1951.
5. S. Furmanek i Z. Kraszewski, Niezawodność łożysk tocznych, Warszawa: Wydawnictwo Przemysłowe WEMA, 1989.
6. C. Cempel, Diagnostyka Wibroakustyczna Maszyn, Warszawa: PWN, 1989.
7. A. Charchalis i A. Grządziela, „Vibration diagnostics of marine gas turbine engines,” *Journal of KONES*, pp. Vol. 18, No. 1 ; 157-162, 2011.
8. B. Łazarz, G. Wojnar i G. Peruń, „WPŁYW SZTYWNOŚCI ŁOŻYSK TOCZNYCH,” *DIAGNOSTYKA*, tom 45, nr 1, pp. 135-142, 2008.

Data przesłania artykułu do Redakcji:
Data akceptacji artykułu przez Redakcję:

03.2016
04.2016

dr inż. Tomasz Korbiel
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie
Katedra Mechaniki i Wibroakustyki
Al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków, Polska
e-mail: tkorbiel@agh.edu.pl

dr hab. inż. Witold Biały, prof. Pol. Śl.
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: wbialy@polsl.pl

mgr inż. Stefan Czerwiński
Kompania Węglowa SA, Oddział KWK „Jankowice”
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik, Polska
e-mail: wychcki@o2.pl

OCENA STANU TECHNICZNEGO MASZYN GÓRNICZYCH W OPARCIU O KRYTERIUM ROZKŁADU WEIBULLA

Streszczenie: W eksploatacji maszyn i urządzeń jednym z najważniejszych parametrów jest stan dynamiczny obiektu. Najbardziej popularną metodą oceny stanu dynamicznego jest obserwacja procesów resztkowych. W szczególności, dynamiczne procesy resztkowe są nośnikiem informacji diagnostycznej. Pomiar drgań i hałasu pracujących maszyn dostarcza wiedzy na temat dynamiki ocenianej maszyny. Wieloletnia wiedza i doświadczenie pozwoliły na stworzenie procedur diagnostycznych. W większości maszyn stosowanych w przemyśle, procedury zapisane w normach ISO 10816 i ISO 7919 pozwalają na skuteczną diagnostykę oraz optymalne zarządzanie eksploatacją maszyn. Stosowalność tych norm jest bardzo duża, jednak występują maszyny, których parametry uniemożliwiają ich stosowalność. Do takich maszyn można zaliczyć niektóre maszyny stosowane w górnictwie podziemnym. W ocenie diagnostycznej kombajnów górniczych, przenośników zgrzebłowych, jak i innych maszyn będących w ciągu technologicznym, zastosowanie stref oceny zgodnych z normami ISO 10816 i ISO 7919 jest niepoprawne. W ocenie diagnostycznej tego typu maszyn najczęściej korzysta się z analizy trendów długoczasowych. Wyznaczenie dopuszczalnych poziomów drgań uzyskiwane są na drodze heurystycznej poprzez obserwacje rozwoju uszkodzenia do stanu awaryjnego. W artykule zaprezentowano metodę oceny stanu maszyny wykorzystującą modele degradacji urządzeń, oparte o rozkład Weibulla. Opracowaną metodę zastosowano do rzeczywistych wyników pomiaru drgań maszyn dołowych w jednej z kopalni węgla kamiennego. Przeprowadzone analizy wskazały dużą skuteczność prezentowanej metodyki.

Słowa kluczowe: diagnostyka techniczna, rozkład Weibulla, ocena stanu maszyn, analiza trendów

ASSESSMENT OF TECHNICAL CONDITION MINING MACHINES BASED ON THE CRITERION OF THE WEIBULL DISTRIBUTION

Abstract: In exploitation of machines one of the prior parameter is dynamic condition of an object. The most popular method of giving results about dynamic condition is observation of residual processes. Especially dynamic residual processes are carriers of diagnostic information. measurements of vibration and noise of working machines provide knowledge about dynamics of a evaluated machine. Long-term knowledge and experience allowed to create diagnostic procedures. In mostly devices created in industry, procedures are written in standards ISO 10816 and ISO 7919 which allows effective diagnostic and optimal management of devices. Applicability of this standards is most popular, but there also appear devices which parameters forbid their applicability. To this devices can qualify some of used in underground mining. Giving a diagnostic mark for a longwall shearers, scraper conveyors and many of the others devices being in technological sequence, application of mark spheres compatible with ISO 10816 and ISO 7919 is incorrect. In diagnostic evaluation this kind of a machine we usually use analysis long time trends. Determination acceptable levels of vibrations are getting in heuristic way, by observation a development of a damage to an emergency state. In article there is presented methodology of giving a diagnostic mark about machines which uses models of degradations of a device, based on Weibull analysis. Presented method were used to gave real marks of vibration machinery and equipment for underground mining in one of the coalmine. Conduction of analysis showed a more effectiveness of a presented methodology.

Key words: technical diagnostics, Weibull distribution, assessment of the state machines, analysis of trends



