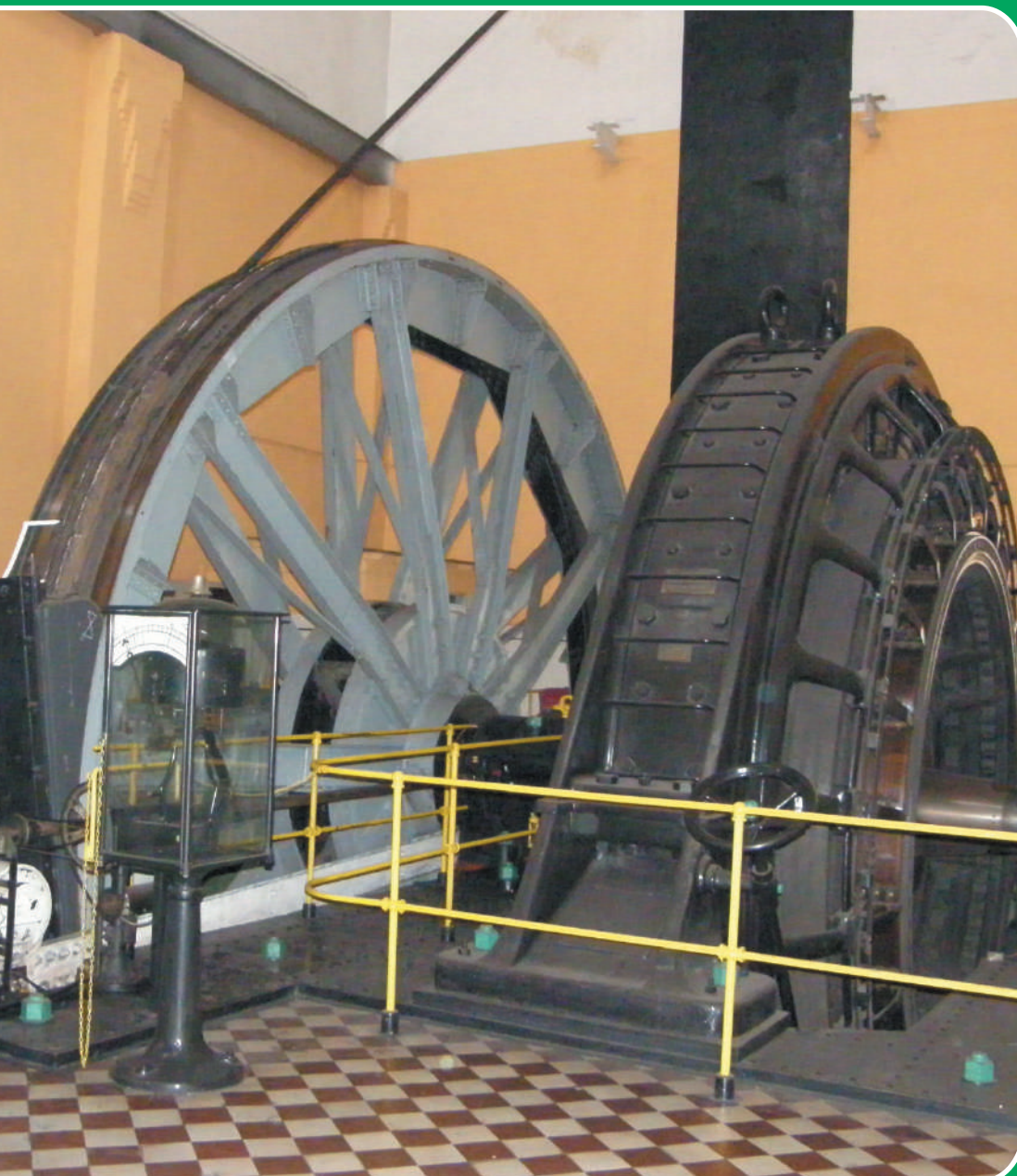


Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

10(194)/2010

Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego

ISSN 2081-4224



W numerze m.in.:

Oddziaływanie wstrząsów wywołanych eksploatacją w KWK „Rydułtowy-Anna” na obiekty powierzchniowe według skali GSI-GZW_{KW}-V

Weryfikacja poziomu SIL systemów zabezpieczeń instalacji procesowej kopalni gazu ziemnego przy wykorzystaniu metody HAZOP

Kontrola stanu zagrożenia wodnego w roku 2009 w Kopalni Soli „Wieliczka”

Nowoczesne technologie zbrojenia odwiertów poziomych dla potrzeb magazynów gazu

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

nr 10(194)/2010

Spis treści

Tadeusz Majcherczyk, Sławomir Olechowski Oddziaływanie wstrząsów wywołanych eksploatacją w KWK „Rydułtowy-Anna” na obiekty powierzchniowe według skali GSI-GZW _{KW-V}	3
Radosław Gonet, Dagmara Nowak-Senderowska Weryfikacja poziomu SIL systemów zabezpieczeń instalacji procesowej kopalni gazu ziemnego przy wykorzystaniu metody HAZOP.....	10
Kajetan d’Obyrn Kontrola stanu zagrożenia wodnego w roku 2009 w Kopalni Soli „Wieliczka”	16
Marcin Pojnar, Antoni Leosz, Robert Ziobro Nowoczesne technologie zbrojenia odwiertów poziomych dla potrzeb magazynów gazu	21
Stanisław Wapniarski, Grażyna Król, Artur Mercik Łukoochronność rozdzielnic SN na przykładzie przeprowadzonych prób odporności na wewnętrzne zwarcia łukowe	26
<i>Artykuł reklamowy</i> Krzysztof Kuszej, Zbigniew Słota, Krzysztof Słota, Anna Morcinek, Mirosław Maciaszek Koncepcja dwustopniowego systemu ucieczkowego z zagrożonych rejonów w polskim górnictwie węglowym	34
Kronika	38
<i>To nie powinno się zdarzyć</i> Wypadki, katastrofy	39
<i>Ze świata</i> Fakty – wydarzenia – opinie	44
Górnictwo na świecie	45
Stwierdzenia kwalifikacji	46
Dopuszczenia do stosowania w zakładach górniczych	47
Normalizacja	48
Przegląd aktów normatywnych	49
<i>Historia i współczesność górnictwa</i> Tadeusz Loster Lampa karbidowa w górnictwie polskim	50

Redaktor naczelny:
Mirosław Koziura

Z-ca redaktora naczelnego:
Jan Dulewski

Sekretarz redakcji:
Anna Swiniarska-Tadla

Redaktorzy:
Zbigniew Bożek, Przemysław Grzesiok,
Ireneusz Grzybek, Józef Koczwara,
Zdzisław Kulczycki, Janusz Malinga,
Walter Menzel, Adam Mirek,
Piotr Wojtacha

Rada Programowa:
Józef Dubiński, Lech Gładysiewicz,
Andrzej Gonet, Adam Idziak,
Wiesław Koziół, Tadeusz Majcherczyk,
Ryszard Mikosz, Czesława Rosik-Dulewska,
Józef Sułkowski

Sekretariat:
Agnieszka Bednarczyk

Łamanie:
Anna Sornek

Druk:
Czerny Marian. Firma Prywatna GREG
Zakład Poligraficzny

Adres redakcji:
Wyższy Urząd Górniczy
ul. Poniatowskiego 31
40-055 Katowice
tel./fax: 32 736 17 72
e-mail: miesiecznik@wug.gov.pl

Nakład 850 egz.

Okładka:
Maszyna wyciągowa,
Fot. Jacek Bednarczyk



Dofinansowano ze środków Narodowego Funduszu
Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej

Contents

Tadeusz Majcherczyk, Sławomir Olechowski

The interaction of earth tremors induced by mining in the KWK „Rydułtowy-Anna” on ground objects according to the GSI-GZW_{KW}-V scale 3

The article sets forth the research findings of effects of high-energy shocks of rock mass on ground objects located in the mining area of KWK „Rydułtowy-Anna” which occurred in the course of coal-bed mining in 2009. The analysis of these effects was possible thanks to speed measurements of ground vibrations induced by earth tremors of energy above 1×10^6 J measured on the minimum three measuring positions of type AMAX according to guidelines of the GSI-GZW_{KW}-V scale.

Radosław Gonet, Dagmara Nowak-Senderowska

The verification of SIL level for protection systems of the process plant in a natural gas mine by applying the method HAZOP 10

A course of qualitative verification of safety integrity level of protections applied in the process plant of a natural gas mine in the categories SIL (Safety Integrity Level) was represented in this article. For identifying hazards the method HAZOP (Hazard and Operability Study) was used, the results of which were formed the basis of setting level SIL. The proceedings methodology was demonstrated on an exemplary section of designed process plant in a natural gas mine.

Kajetan d'Obyrn

The water emergency control in 2009 in the Salt Mine „Wieliczka” 16

The article presents the inspection results of water emergency in the Salt Mine „Wieliczka” in 2009. The monitoring of mi-

ne water leakages is particularly important in consideration of safety of employees and about million tourists visiting this mine yearly. The performance control, inspection of saturation and solids content in mine water leakages has to be systematically carried out on account of well-known in historical terms catastrophic inrushes of water to the mine as well as of latest between ten or twenty years works related to bringing a leak under control and its closure in a drift „Mina” at IV level.

Marcin Pojnar, Antoni Leosz, Robert Ziobro

The modern technologies of horizontal well reinforcement for purposes of high pressure gas storage areas 21

The extension design of PMG [Underground Gas Storage UGS] Strachocin connected with enlargement of active storage capacity involved well completion and armament of eight horizontal wells in order to achieve suitable gas absorbed power and its injection. The scientific paper discusses problems and experiences gained during implementation of four well-bores SH-5, 6, 7, 8 localized on the premises of Group Centre №.2. The well-bores were equipped by applying the unique technology of expansion of depth sand filter under PMG [Underground Gas Storage UGS] conditions. There are presented results of experimental extraction of above-mentioned well-bores in the season 2009/2010, as well.

Stanisław Wapniarski, Grażyna Król, Artur Mercik

The arc resistance of medium voltage switchgears quoting example of carried out internal arc fault tests 26

The scientific paper discusses requirements demanded from arc-resistant switchgears, run of tests in the course of internal arc faults as well as special cases for which resistance of medium voltage switchgear to arc faults may not have been maintained.

The advertising article

Krzysztof Kuszej, Zbigniew Słota, Krzysztof Słota, Anna Morcinek, Mirosław Maciaszek, Jan Drogos

The concept of two-stage escape system from hazardous areas in the coal-mining 34

The opportunity of transfer of evacuation concept from hazardous areas, applied in the American mines, by using two self-rescuers was discussed in the article. This concept is based on employee's equipment with very small self-rescuer enabling the evacuation from hazard area to the zone in which it follows a replacement of this device by similar one of longer action. The authors of study indicated the advantages to use this solution as well as specified potential hazards. There is inserted a short description of applied self-rescuers, as well. It considered opportunities allowing for this system to be applied in the Polish coal-mining. There is proposed to draw up and implement the concept of transfer of this system for mining excavations in the KWK „Halemba-Wirek” and „Ruch-Halemba”.

Chronicle 38

This Should not Happen

Accidents, Disasters 39

World News

Facts – Events – Opinions 44

World Mining 45

Certificates of Qualifications 46

Approvals for Use in Mining Plants 47

Standardisation 48

Review of Legislation 49

History and the Present Times of Mining

Tadeusz Loster

The acetylene lamp in the Polish coal-mining 50

Inhalt

Tadeusz Majcherczyk, Sławomir Olechowski

Die Einwirkung von durch den Abbaubetrieb in der Steinkohlegrube KWK „Rydułtowy-Anna” verursachten Erschütterungen auf Oberflächenobjekte nach der GSI-GZW_{KW}-V Schwingungsstärke-Skala 3

In dem Artikel werden die Untersuchungsergebnisse zu den Auswirkungen von Gebirgsschlägen mit hoher freigesetzter Energie während des Abbaus der Kohleflöze auf Oberflächenobjekte im bergbaulich beeinflussten Gebiet der Steinkohlegrube KWK „Rydułtowy-Anna” im Jahre 2009 vorgestellt. Zur Analyse dienen die Geschwindigkeitsmessungen der Untergrundschwingungen, die durch Stöße mit einer Energie von über 1×10^6 J ausgelöst und die an mindestens drei Ständen vom Typ AMAX gemäß den Richtwerten der Skala der Schwingungsstärke GSI-GZW_{KW}-V für den Bergbau gemessen wurden.

Radosław Gonet, Dagmara Nowak-Senderowska

Überprüfung des SIL-Wertes

der Prozessanlage eines Erdgasbergwerks mit Hilfe der HAZOP-Methode 10

In dem Artikel wird der Ablauf der qualitativen Überprüfung des Sicherheitsintegritätslevels der verwendeten Schutzeinrichtungen der Prozessanlage eines Erdgasbergwerks in SIL-Kategorien (Safety Integrity Level) vorgestellt. Zur Gefahrenermittlung wurde die HAZOP-Methode (Hazard and Operability Study) angewendet, deren Ergebnisse die Grundlage für die Bestimmung des SIL-Niveaus bildeten. Die Vorgehensmethodik wird an einem beispielhaften Abschnitt der entworfenen Anlage eines Erdgasbergwerks dargestellt.

Kajetan d'Obyrn

Kontrolle des Wassergefahrenzustands im Salzbergwerk „Wieliczka” im Jahr 2009 16

Der Artikel stellt die Ergebnisse der Prüfung des Wassergefahrenzustands im Salzbergwerk „Wieliczka” im Jahr 2009 vor. Die Überwachung des Sickerwassers in der Grube ist wegen der Gefahr für die Arbeiter und etwa eine Million Besucher, die das Bergwerk jährlich besichtigen, von besonderer Wichtigkeit. Mit Rücksicht auf die

bekanntesten katastrophalen Wassereinträge in die Grube in der Geschichte und die jüngsten, über einen Zeitraum von mehr als einem Jahrzehnt durchgeführten Arbeiten zur Beherrschung und Abspernung der Einsickerungen in der Quertrecke „Mina” auf der Ebene IV, muss die Kontrolle der Ergiebigkeit, Absättigung und des Festkörpergehalts in Aussickerungen systematisch durchgeführt werden.

Marcin Pojnar, Antoni Leosz, Robert Ziobro

Moderne Technologien der Bewehrung horizontaler Bohrungen für Erdgasspeicher ... 21

Das mit einer Erhöhung des aktiven Volumens des Speichers verbundene Projekt für den Ausbau des Erdgas-Untergroundspeichers Strachocina schloss die Bohrung und Bewehrung von acht horizontalen Bohrlöchern zum Erzielen einer entsprechenden Aufnahme- und Injektionsleistung ein. In dem Referat werden die Schwierigkeiten und Erfahrungen besprochen, die während der Ausführung der vier Bohrlöcher SH-5,6,7,8 auf dem Gelände des Osrodek Grupowy 2 gesammelt wurden. Diese Bohrlöcher wurden unter Nutzung der unter Untergroundspeicherbedingungen einmaligen Technologie der

Oddziaływanie wstrząsów wywołanych eksploatacją w KWK „Rydułtowy-Anna” na obiekty powierzchniowe według skali $GSI-GZW_{KW-V}$

1. Wstęp

Podziemna eksploatacja górnicza niesie ze sobą wielorakie zagrożenia, w tym zagrożenie sejsmiczne. Wstrząsy górotworu towarzyszące eksploatacji oddziałują nie tylko na górotwór, ale również na obiekty i ludzi, którzy przebywają na powierzchni ziemi [1]. Ocena wpływu oddziaływania wstrząsów górotworu na obiekty budowlane nierozzerwalnie wiąże się z określeniem poziomu przyśpieszeń lub prędkości drgań gruntu w pobliżu tych obiektów [4, 7]. Rejestrowane wielkości nie zawsze dobrze korelują z energią zjawisk sejsmicznych. Dlatego do oceny oddziaływania wstrząsów górotworu na obiekty budowlane używa się opisowych skal makrosejsmicznych, takich jak $GSI-GZW_{KW-V}$ [6, 10, 12].

Obszar górniczy KWK „Rydułtowy-Anna” należy do rejonów, gdzie obserwowane są wstrząsy górnicze, które oddziałują na obiekty zlokalizowane na powierzchni. W ostatnich latach, w kopalni „Rydułtowy-Anna”, problem wpływu wstrząsów górotworu wywołanych eksploatacją górnica na środowisko naturalne nabiera szczególnego znaczenia. Dotychczasowa eksploatacja w rejonach W1, E1 i E2 kopalni stwarza sytuacje sprzyjające występowaniu silnych i licznych zjawisk dynamicznych. Przedmiotowa eksploatacja prowadzona jest bezpośrednio pod terenem charakteryzującym się gęstą zabudową.

W niniejszym artykule ocenę skutków zaistniałych zjawisk sejsmicznych oparto zarówno na prędkościach drgań gruntu, czasie trwania zjawiska, jak i na opisie oddziaływania wstrząsów na ludzi i obiekty budowlane.

TREŚĆ:

W artykule przedstawiono wyniki badań wpływów wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu, które wystąpiły podczas eksploatacji pokładów węgla w 2009 roku, na obiekty powierzchniowe zlokalizowane w obszarze górniczym KWK „Rydułtowy-Anna”. Do analizy posłużyły pomiary prędkości drgań gruntu wywołane wstrząsami o energii powyżej 1×10^6 J pomierzone na minimum trzech stanowiskach typu AMAX zgodnie z wytycznymi skali $GSI-GZW_{KW-V}$.

SŁOWA KLUCZOWE:

aktywność sejsmiczna górotworu, drgania powierzchni terenu

2. Charakterystyka rejonu badań

Powierzchnia obszaru górniczego KWK „Rydułtowy-Anna” Ruch I wynosi 45 km^2 , przy czym w większości jest to teren zurbanizowany, gdzie zabudowa jest bardzo zróżnicowana. Budownictwo wielokondygnacyjne skoncentrowane jest głównie na terenie miast Rybnik-Niewiadom, Rydułtowy oraz Radlin-Biertułtowy. Jest to obszar, który należy uznać za najbardziej narażony na oddziaływanie wstrząsów wysokoenergetycznych towarzyszących eksploatacji górniczej. W pozostałej części obszaru górniczego przeważa budownictwo jedno- i dwukondygnacyjne, zlokalizowane wzdłuż dróg dojazdowych łączących poszczególne dzielnice, oraz budownictwo typu wiejskiego, rozproszone po całym obszarze. Oprócz budownictwa mieszkaniowego na obszarze górniczym KWK „Rydułtowy-Anna” są zlokalizowane zakłady przemysłowe oraz obiekty użyteczności publicznej, takie jak szpital, kościoły, przychodnia zdrowia, szkoły itp. Przez omawiany teren przechodzą linie kolejowe, w tym tunel o długości 727 m. Ponadto cały obszar pokryty jest gęstą siecią dróg lokalnych, gazociągów, wodociągów oraz linii energetycznych.

Dotychczasowa eksploatacja w rejonach W1, E1 i E2 objęła 14 pokładów oznaczonych numerami 604, 612/1-2, 613/3, 615/1-2, 616/2, 620/1, 624, 626/2, 629/1-2, 630/1-2, 703/1, 705/2-3, 708, 713/1-2. W trakcie prowadzonej eksploatacji w wyżej wymienionych pokładach wytworzone zostały krawędzie i resztki, które nie pozostają bez wpływu na aktualny poziom zagrożenia sejsmicznego. Wielopokładowa eksploatacja węgla prowadzona pod południowo-wschodnim i południowo-zachodnim rejonem miasta Rydułtowy systematycznie osłabia mocne warstwy piaskowców zalegających powyżej pokładu 629/2. Miąższość tych warstw piaskowca zmienia się od 0,8 m do 110 m. Jest to kompleks zwany piaskowcem zameckim, którego wychodnia znajduje się ok. 14 m pod nadkładem analizowanego rejonu. Obecnie w rejonach W1, E1 i E2 eksploatowane pokłady 703/1, 706, 713/1-2 i 713/1-2+712/1-2 zalegają na głębokości od 1000 do 1200 m i są zaliczone do III stopnia zagrożenia tapaniami.

3. Monitoring sejsmiczny

W trakcie eksploatacji pokładów w 2009 roku zarejestrowano stosunkowo dużo wstrząsów o energii od 10^2 J do 10^7 J, tj.: rzędu 10^2 J – 862 wstrząsy, rzędu 10^3 J – 1462 wstrząsy, rzędu 10^4 J – 474 wstrząsy, rzędu 10^5 J – 66 wstrząsów, rzędu 10^6 J – 16 wstrząsów oraz rzędu 10^7 J – 1 wstrząs. Analiza zarejestrowanych wstrząsów wykazała, że ich energia sumaryczna w 2009 roku była porównywalna do energii rejestrowanej w latach 2000–2004 (rys. 1).

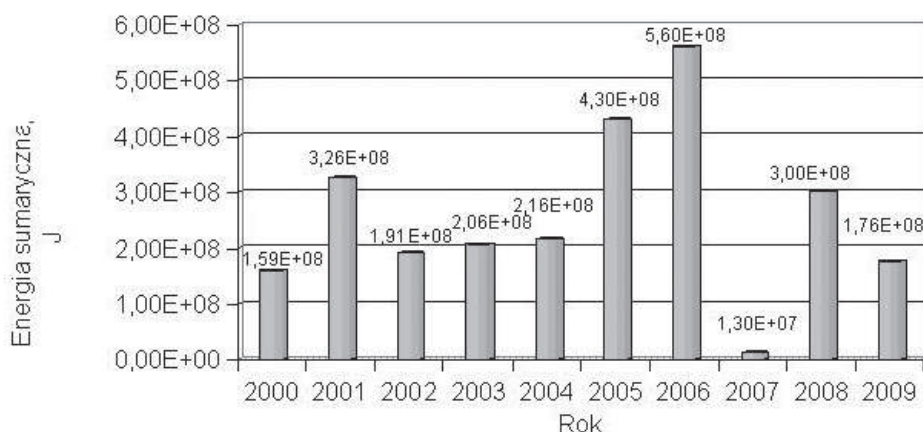
Podstawową metodą obserwacji zmian stanu naprężeniowo-deformacyjnego, jaki występuje w górotworze podczas eksploatacji górniczej, jest metoda sejsmologiczna. Obecnie jest to najbardziej efektywna metoda pomiarowa, służąca rozpoznaniu sejsmiczności górotworu oraz ocenie bieżącego stanu zagrożenia tapaniami. Ważnym elementem jest geometria bazy pomiarowej, która powinna stanowić sieć przestrzenną zapewniającą odpowiednią obserwację rejonu potencjalnego występowania ognisk wstrząsów [3]. W warunkach KWK „Rydułtowy-Anna” 26 stanowisk pomiarowych, rozmieszczonych na głębokości od 400 m do 1200 m, zapewnia dokładną lokalizację zaistniałych wstrząsów. Schemat rozmieszczenia stanowisk sejsmometrycznych systemu analogowego ARAMIS oraz cyfrowego ARAMIS M/E przedstawia rysunek 2.

Na podstawie pomiarów wykonanych przy użyciu sejsmometrów zlokalizowanych w wyrobiskach kopalnianych określana jest energia wstrząsu. Energia ta stanowi podstawę do dalszych analiz. Przykładowe wartości magnitud wstrząsów górotworu zarejestrowanych w ostatnim czasie przez trzy obserwatoria sieci IGF PAN w Raciborzu, Ojcowie i Nidzicy zawiera tabela 1.

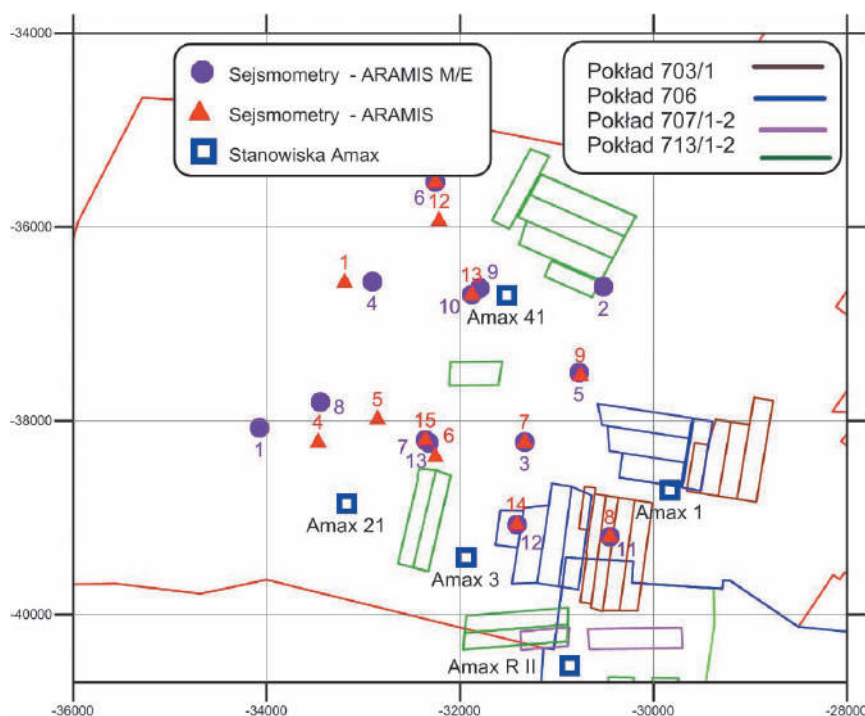
Związek pomiędzy magnitudą M a energią E wstrząsu dla warunków KWK „Rydułtowy-Anna” został określony w sposób statystyczny na podstawie ponad 900 wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu. W przypadkach zarejestrowania wstrząsów o energii powyżej 1×10^5 J ich energia jest weryfikowana przy wykorzystaniu zależności $\log E = 1,9 + 1,9 * M$. Energia najsilniejszych wstrząsów weryfikowana jest ponadto poprzez sieci sejsmologiczne KWK „Marcel” oraz KWK „Jas-Mos”.

4. Ocena oddziaływania wstrząsów na powierzchnię

KWK „Rydułtowy-Anna” posiada 5 stanowisk do pomiaru przyspieszeń drgań gruntu typu Amax-99 (rys. 3). Utworzona w ten sposób sieć pomiarowa umożli-



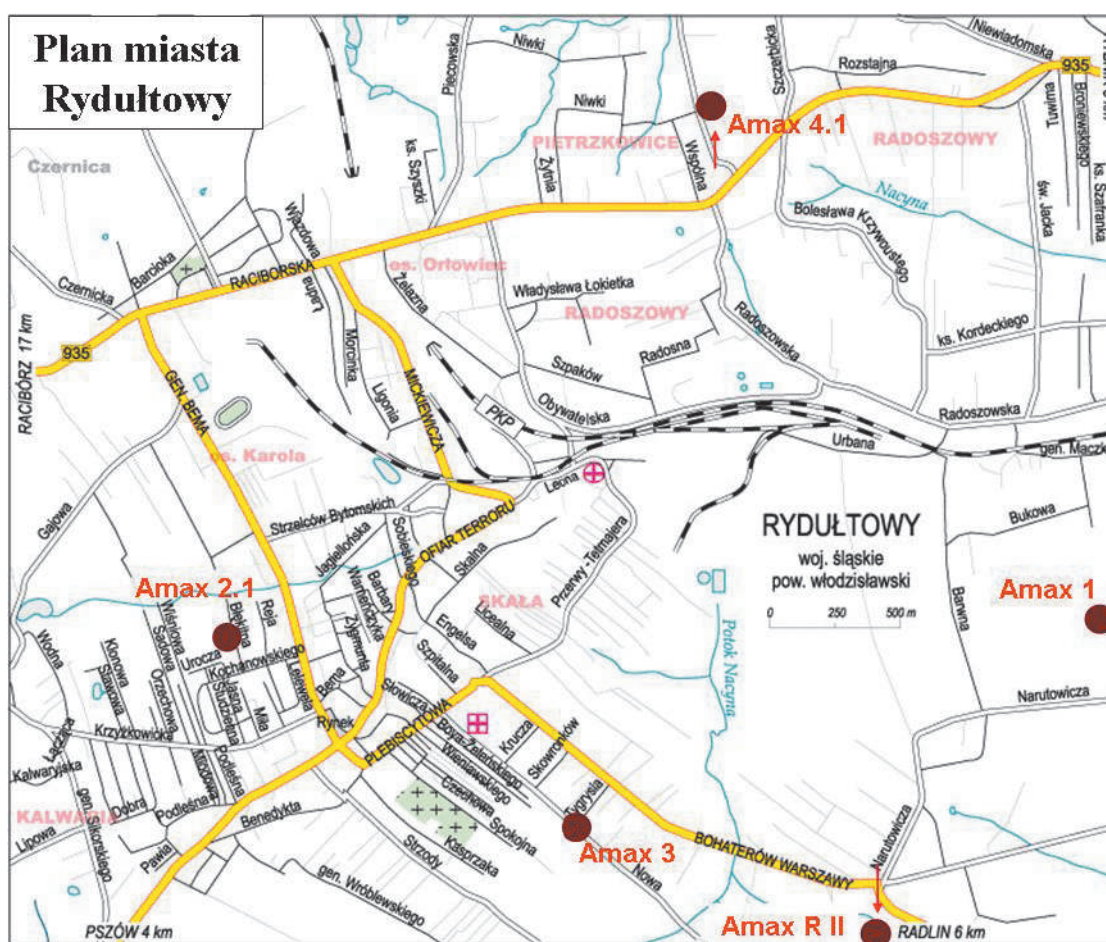
Rys. 1. Roczna sumaryczna energia wstrząsów zarejestrowanych od 2000 roku



Rys. 2. Rozmieszczenie sejsmometrów oraz stanowisk typu Amax w KWK „Rydułtowy-Anna” Ruch I

Tab. 1. Energie wstrząsów i magnitudy zarejestrowane przez sieć IGF PAN

Lp.	Data	Godzina	Pokład	Wyrobisko	Energia	Magnituda		
						Obserwatorium Sejsmologiczne		
					J	Racibórz	Ojców	Nidzica
1	2009-02-20	19:50	713/1-2	II-E-E2	5,03E+06	2,4	2,7	2,6
2	2009-03-16	7:56	713/1-2	XIV-W1	2,30E+06	2,4	2,5	2,5
3	2009-04-10	23:16	713/1-2	II-E-E2	8,84E+06	2,5	2,7	2,8
4	2009-04-20	20:02	706	I-E1	7,05E+06	2,4	2,5	2,5
5	2009-11-04	8:34	706	I-E1	7,02E+07	3,0	3,0	3,1
6	2009-11-25	2:39	703/1	VIb-E1	3,61E+06	2,2	2,3	2,3
7	2009-12-30	20:31	703/1	VIb-E1	9,08E+06	2,7	2,8	3,0
8	2010-01-12	6:18	703/1	VIb-E1	1,20E+06	2,2	2,3	2,4
9	2010-01-13	23:42	703/1	VIb-E1	3,84E+06	2,5	2,6	2,8



Rys. 3. Rozmieszczenie na powierzchni stanowisk do pomiaru przyspieszeń drgań gruntu

wia monitoring sejsmiczny zapewniający prowadzenie ciągłych rejestracji zjawisk dynamicznych wywołanych działalnością górnictwem.

Wyniki w postaci zapisu prędkości drgań gruntu stanowią materiał bazowy do dalszych procedur. Do analizy wybrano wstrząsy górotworu które zostały zarejestrowane na minimum trzech stanowiskach zabudowanych w odległości do 2800 m od epicentrum wstrząsu. Wstrząsy wysokoenergetyczne indukowane działalnością górotworu mogą być przyczyną uszkodzeń infrastruktury budowlanej, np.: pęknięć murów, uszkodzeń tynków, pęknięć rur, uszkodzeń wyposażenia obiektów [9]. O skutkach wstrząsów sejsmicznych decydują nie tylko warunki, w jakich powstaje wstrząs, ale także warunki, w jakich następuje re-

jestracja drgań sejsmicznych. Jeżeli warstwa podłoża jest mniej sztywna i prędkość rozchodzenia się w niej fali sejsmicznej jest mniejsza niż w warstwie podległej, to może dojść do znacznego powiększenia amplitud drgań.

Analizując wyniki pomiarów drgań gruntu wywołane wstrząsami wysokoenergetycznymi, które zarejestrowano w 2009 roku, stwierdzono, że przyspieszenia drgań gruntu wynoszą od 18 mm/s² do 709 mm/s² (tab. 2). Po wystąpieniu wstrząsu wysokoenergetycznego informacje odnośnie jego oddziaływania charakteryzowane są poprzez stopień intensywności opisany w określonej skali makrosejsmicznej. Wizje lokalne po analizowanych wstrząsach nie wykazały skutków na terenie objętym ich oddziaływaniem.

Tab. 2. Parametry wstrząsów charakterystyczne dla skali GSI-GZW_{KW} zarejestrowane na stanowiskach typu Amax

Lp.	Amax 1				Amax 2.1				Amax 3				Amax 4.1			
	A	V	t	R	A	V	t	R	A	V	t	R	A	V	t	R
	mm/s ²	m/s	s	m	mm/s ²	m/s	s	m	mm/s ²	m/s	s	m	mm/s ²	m/s	s	m
1	-	-	-	-	20,2	0,0009	4,4	2 776	27,6	0,0011	4,56	2 647	338,1	0,0133	1,6	359
2	-	-	-	-	170,9	0,0099	1,7	835	98,1	0,0042	4,38	1 081	51,3	0,0021	3,56	2 122
3	39,8	0,0023	4,42	2 310	-	-	-	-	27,4	0,0014	5,03	2 628	709,7	0,0264	1,2	384
4	72,2	0,0034	2,74	1 890	34,3	0,0021	4,19	1 652	61,3	0,0029	3,73	338	52,2	0,0024	3,76	2 799
5	138,1	0,0072	2,97	1 949	252,6	-	-	-	706,2	0,0359	1,87	444	94,3	0,0043	3,8	2 453
6	44,2	0,0021	3,24	860	-	-	-	-	41,4	0,0018	3,04	1 451	32,7	0,0013	4,3	2 242
7	215,7	0,0099	2,1	908	45,3	0,0023	4,37	2 449	118,1	0,0052	3,2	1 427	48,4	0,0028	3,8	2 199
8	45,8	0,0023	2,63	845	-	-	-	-	33,8	0,0013	3,29	1 415	18,4	0,0008	5,15	2 348
9	173,7	0,0074	1,87	883	-	-	-	-	35,9	0,0018	3,63	1 455	38,9	0,0019	3,86	2 197

A – przyspieszenie, V – prędkość, t – czas, R – odległość od epicentrum

Wpływ wstrząsów na obiekty budowlane można również przedstawić w formie opisowej, określając intensywność oddziaływania [2]. Można ją zdefiniować jako wartość siły odczuwanych drgań wywołanych wstrząsem. W Unii Europejskiej obowiązuje 12-stopniowa skala makrosejsmiczna, w której najmniejszy stopień oznacza brak uszkodzeń, a największy całkowitą katastrofę [5].

Obecnie w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego stosuje się nową czterostopniową skalę oddziaływania wstrząsów górotworu na powierzchnię terenu GSI-GZW_{KW} [12, 13].

Górnicza Skala Intensywności GSI jest skalą empiryczną i pozwala na przybliżoną ocenę skutków oddziaływania wstrząsów górniczych na zabudowę powierzchni, w zakresie od drgań nieszkodliwych do drgań powodujących uszkodzenia elementów wykończeniowych. Intensywność możliwych uszkodzeń określa się wykorzystując maksymalną amplitudę prędkości drgań, wyznaczoną z dwóch składowych poziomych i maksymalną wartość przyspieszenia drgań. Istotny jest również czas trwania sygnału pomiarowego. Skala prędkościowa GSI-GZW_{KW} jest przedstawiona w układzie współrzędnych: prędkość drgań – czas trwania sygnału i dzieli obszar na trzy części zwane stopniami. Granice stopni są inne dla krótkich sygnałów, tzn. w zakresie 0,005–0,02–0,04 m/s, a inne dla sygnałów długich w zakresie 0,005–0,01–0,03 m/s. Analogicznie skonstruowana jest skala do pomiarów przyspieszeń, gdzie granice wynoszą odpowiednio 0,15–0,60–0,90 m/s² dla krótkich sygnałów i 0,15–0,30–0,70 m/s² dla długich sygnałów.

Podczas eksploatacji pokładów 703/1, 706 i 713/1-2 zauważono, że wstrząsy powodujące prędkości drgań gruntu rzędu 0,0359 m/s (tab. 2), nie były mocno odczuwalne na powierzchni. Przy takich prędkościach istotną rolę odgrywa czas trwania zjawiska, który przy wstrząsach o energii rzędu 10⁶ J–10⁷ J wynosi średnio ok 3 sekund. Ten stosunkowo długi czas oddziaływania drgań jest przyczyną dyskomfortu psychicznego dla mieszkańców terenów objętych oddziaływaniem wstrząsów. Jednocześnie należy podkreślić, że ww. zakres czasowy jest zbyt krótki, aby wprawić w rezonans obiekty na powierzchni i w konsekwencji doprowadzić do ich uszkodzenia, co nie wyklucza w starszych obiektach powstawania drobnych pęknięć, zarysowań tynków czy pęknięć elementów szklanych. Potwierdzają to spostrze-

żenia z wizji wykonanych po wstrząsach w obiektach objętych ich wpływem. Maksymalne mierzone wartości przyspieszeń drgań gruntu w analizowanym rejonie wyniosły 1245 mm/s² i stwierdzono je w 2008 roku po zarejestrowaniu wstrząsu wysokoenergetycznego o energii 7,9x10⁷ J. Pomimo tak znacznych wartości wstrząs nie spowodował skutków na powierzchni terenu objętego jego oddziaływaniem.

Opisywane wstrząsy wg skali GSI-GZW_{KW}-V zakwalifikowane zostały od 0 do II stopnia oddziaływania na obiekty powierzchniowe (tab. 3 i rys. 4).

Amplituda drgań zależy od energii wstrząsu oraz odległości od źródła. Zależność tę, zwaną relacją tłumienia, można opisać empirycznie [11]. Przykładem jest równanie, uzyskane na podstawie zbioru wstrząsów wysokoenergetycznych z całego GZW, stosowane do prognozy przyspieszeń [8] [9].

$$PGA = Wf * [1,33 * (\log E)^{2,66} - 89] * [1,53 R^{0,155} \exp(-0,65R) + 0,014]$$

PGA – maksymalna wypadkowa przyspieszenia drgań gruntu do 10 Hz, mm/s²,

Wf – współczynnik amplifikacji drgań,

E – energia sejsmiczna, J,

R – odległość hipocentralna, km.

Tab. 3. Wstrząsy opisane wg skali GSI-GZW_{KW}-V

Lp.	Energia J	Stopnie Skala GSI				
		Amax 1	Amax 2.1	Amax 3	Amax 4.1	Amax RII
1	5,03E+06	-	0	0	I	0
2	2,30E+06	-	I	0	0	0
3	8,84E+06	0	-	0	II	0
4	7,05E+06	0	0	0	0	0
5	7,02E+07	I	-	II	0	I
6	3,61E+06	0	-	0	0	0
7	9,08E+06	I	0	I	0	0
8	1,20E+06	0	-	0	0	0
9	3,84E+06	I	-	0	0	0

Relacja tłumienia wyznaczana jest na podstawie analizy przy wykorzystaniu obserwacji seismologicznych. Określenie relacji tłumienia oraz wykonywanie pomiarów drgań gruntu to podstawowe sposoby wyznaczania oddziaływania wstrząsów górotworu na poszczególne obiekty budowlane. Na podstawie pomiarów wykonanych aparaturą typu Amax wyznaczono zależność między prędkością drgań gruntu a odległością od epicentrum wstrząsu (rys. 5). Empirycznie wyznaczona zależność jest funkcją eksponentialną. Przyjęty model pozwala na obliczenie wartości prędkości drgań gruntu w dowolnym miejscu z uwzględnieniem wartości energii wstrząsu, odległości od jego źródła oraz lokalnego wzmocnienia. Wyznaczona zależność dla omawianych wstrząsów ma następującą postać:

$$V(x_o, y_o) = AR^2 - B * R + C$$

$V(x_o, y_o)$ – wartość prędkości drgań gruntu w dowolnym punkcie na powierzchni terenu,

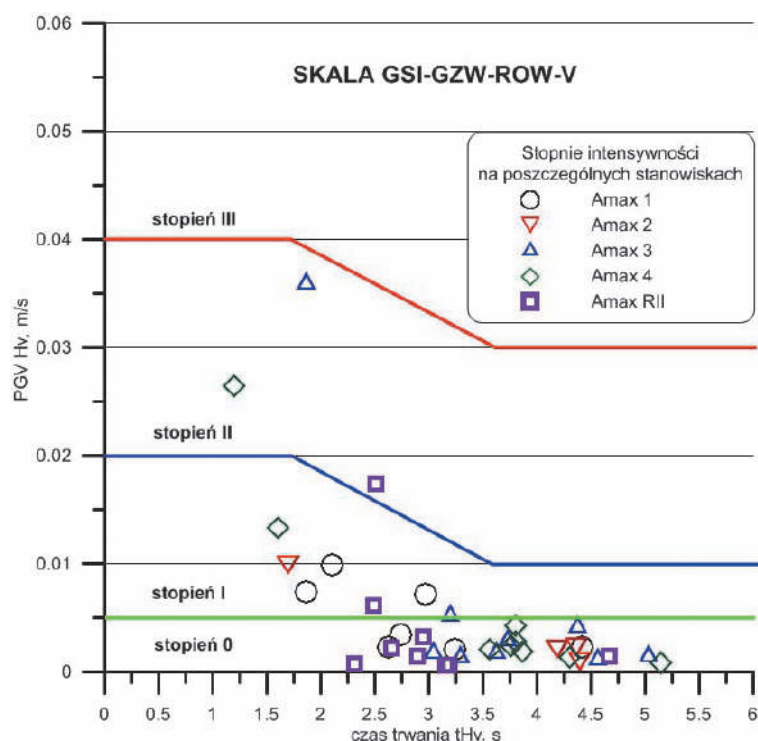
R – odległość punktu od epicentrum wstrząsu,

A, B, C – stałe zależne od energii wstrząsu.

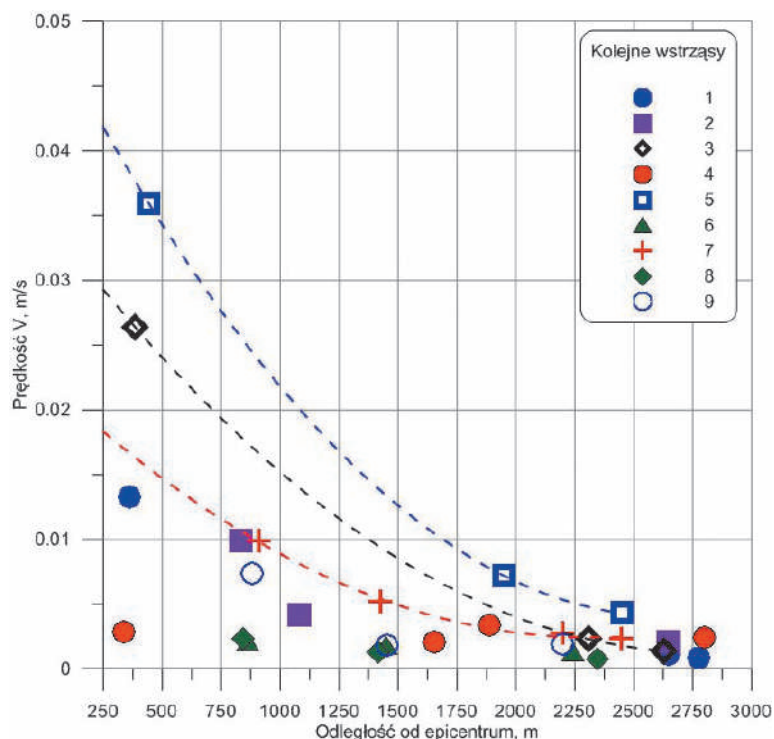
Z analizy wykresu uzyskanego dla warunków KWK „Rydułtowy-Anna” (rys. 5) wynika, że im większe prędkości drgań gruntu, tym szybciej następuje spadek wartości amplitudy drgań. Praktycznie wszystkie wstrząsy spowodowane eksploatacją, niezależnie od energii, przestają być odczuwalne w promieniu powyżej 3,5 km od jego epicentrum. Przyspieszenia przy takiej odległości od epicentrum zmniejszają swoją wartość poniżej poziomu 0,0024 mm/s i są praktycznie odczuwalne tylko przez nieliczne osoby wewnątrz budynków. Wstrząsy zlokalizowane w odległości powyżej 3,0 km nie stanowią też żadnego zagrożenia dla obiektów budowlanych, nawet tych o najmniejszej odporności dynamicznej.

Drgania wywołane wstrząsami w obszarze KWK „Rydułtowy-Anna” powodują głównie negatywny wpływ na odczucia psychiczne mieszkańców terenów objętych wpływem prowadzonej eksploatacji. Bezpośrednio po wstrząsach nie rejestruje się istotnych uszkodzeń budynków. Jednakże eksploatacja w dłuższym czasie wpływa na stan obiektów, powodując niewielkie zarysowania tynków. Zgodnie ze skalą GSI-GZW_{KW-V} wstrząsy zaliczone do II stopnia powodują jedynie przyrost istniejących uszkodzeń budynków [11].

Dla przykładu najsilniejszym analizowanym wstrząsem wywołującym przyspieszenia powyżej 706 mm/s² był wstrząs z dnia 4.11.2009 r. Bezpośrednio po jego wystąpieniu zarejestrowano 11 zgłoszeń telefonicznych o fakcie odczucia wstrząsu. Według relacji mieszkańców wstrząs był odczuwalny przez mniej niż połowę domowników, którzy odczuli lekkie kołysanie. Przedmioty, takie

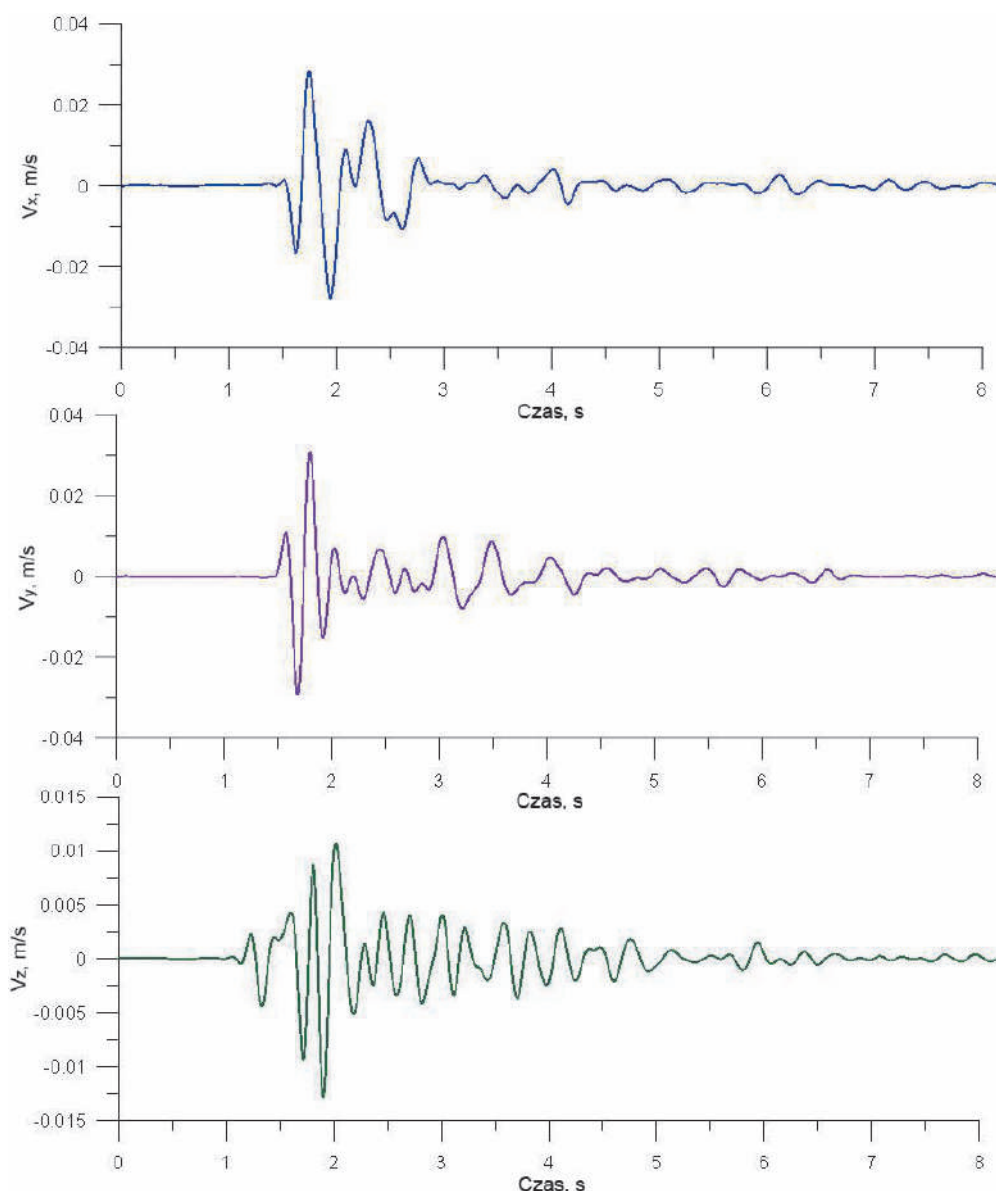


Rys. 4. Wstrząsy górotworu wg skali GSI-GZW_{KW-V} w obszarze KWK „Rydułtowy-Anna”



Rys. 5. Zmiany prędkości drgań gruntu w zależności od odległości od epicentrum wstrząsu

jak porcelana, drzwi, okna, zatrzęsły się. W trakcie wizji lokalnej nie stwierdzono żadnych nowych uszkodzeń bezpośrednio po wstrząsie. Na rysunku 6 przedstawiono seismogram prędkościowy przedmiotowego wstrząsu zarejestrowany przez Amax 3 zabudowany w odległości 444 m od epicentrum wstrząsu. Na podstawie skali GSI-GZW_{KW-V} wstrząs ten zakwalifikowano do II stopnia intensywności oddziaływania wstrząsu w rejonie epicentrum. Krótki czas trwania zjawiska, tj. 1,87 s spowodował minimalizację skutków przedmiotowego wstrząsu, przez



Rys. 6. Przebiegi prędkościowe drgań gruntu x, y, z dla wstrząsu z dnia 4.11.2009 r. o energii $E=7 \cdot 10^7$ J

co był on odczuwalny tylko przez niektóre osoby zamieszkujące obszar objęty jego oddziaływaniem.

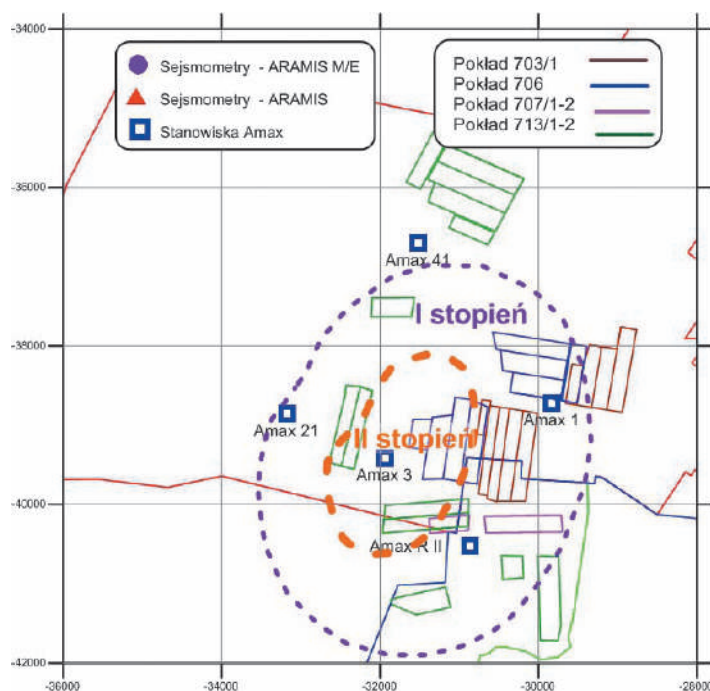
Najsilniejszy wstrząs wywołany eksploatacją pokładu 703/1 w KWK „Rydułtowy-Anna” zarejestrowano 13.05.2006 r. Odnotowano wtedy 19 zgłoszeń faktów odczucia spowodowanych wstrząsem. Omawiany wstrząs miał magnitudę rzędu 3,15, określoną na podstawie rejestracji sieci stacji seismologicznych, a energię $1,0 \times 10^8$ J. W wyniku wizji przeprowadzonych w obiektach na terenie objętym oddziaływaniem wstrząsu stwierdzono, że uszkodzenia, które zaobserwowano, miały charakter powierzchniowy. Pojedyncze zarysowania tynków i ścian zewnętrznych oraz wewnętrznych wystąpiły w odległości do 600 m od epicentrum wstrząsu. Zaobserwowano powiększanie się niektórych zarysowań lub też odpadnięcie zmurszałych fragmentów cegieł. Uszkodzenia, które wystąpiły, nie stanowią zagrożenia bezpieczeństwa użytkowania i nie stwierdzono powstania uszkodzeń konstrukcyjnych.

Wstrząsy spowodowane eksploatacją górnictwem są odczuwalne generalnie w rejonie prowadzonej eksploatacji. Przykładem jest mapa intensywności drgań sporządzona według skali GSI-GZW_{kw}-V dla wstrząsu wysokoenergetycznego z dnia 4.11.2009 r. o energii $7,02 \times 10^7$ J.

Z mapy (rys. 7) wynika, że II stopień intensywności drgań objął swym zasięgiem obszar ok. 2,5 km², a I stopień ok. 18 km². Bezpośrednio po wstrząsie zarejestrowano 11 zgłoszeń telefonicznych informujących o fakcie odczucia wstrząsu. Większość mieszkańców, którzy odczuli przedmiotowy wstrząs, mieszkała w strefie zaliczonej, wg zaprezentowanej mapy (rys. 7), do II stopnia intensywności drgań.

5. Podsumowanie

Na podstawie przeprowadzonej analizy oddziaływania wstrząsów wywołanych eksploatacją pokładów w rejonach W1, E1 i E2 na obiekty powierzchniowe można stwierdzić, że wstrząsy górotworu zarejestrowane w 2009 roku o energii rzędu od 10^5 J do 10^7 J i odpowiadające im magnitudy od 2,2 do 3,1 wywoływały różne skutki na powierzchni w zależności od wartości prędkości drgań gruntu czy też magnitudy wstrząsu. Dotychczasowe doświadczenia związane ze stosowaniem skali GSI-GZW_{kw}-V w pełni potwierdzają związek pomiędzy pomierzonymi wartościami drgań gruntu a skutkami zarejestrowanymi na powierzchni. Zastosowanie Górniczej Skali Intensywności GSI-GZW_{kw}-V pozwoliło na



Rys. 7. Mapa zasięgu stopni intensywności drgań w skali GSI-GZW_{KW-V} dla wstrząsu z dnia 4.11.2009 r. o energii $E=7 \cdot 10^7$ J

wiarygodną ocenę skutków oddziaływania wstrząsów na obiekty budowlane. Z zebranych doświadczeń wynika, że oddziaływanie wstrząsów w odległości 3,0 km od epicentrum jest już znikome, wartość maksymalnej amplitudy przyspieszeń drgań gruntu spada poniżej wartości 0,0024 mm/s niezależnie od energii wstrząsu. Wartości prędkości drgań zmniejszały się wraz z odległością. Powodem tego jest charakterystyka wstrząsów o wysokich, ale krótkotrwałych drganiach, które szybko zanikają na skutek tłumienia fal sejsmicznych. Wraz z odległością epicentralną zwiększa się natomiast czas trwania wstrząsu ze względu na pojawienie się fal powierzchniowych.

Artykuł recenzował
prof. dr hab. inż. Jan BIALEK

Literatura

- Boore D. M. Joyner W. B. The empirical prediction of ground motion. *Bull. Seismol. Soc. Am.* 1992.
- Drzęźła B., Dubiński J., Mutke G.: Skale makrosejsmiczne – ich istotna i zasady stosowania do oceny skutków wstrząsów górniczych. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*, nr 6, 2001.
- Drzęźła B. Zasady projektowania konfiguracji sieci sejsmometrów. *Przegląd Górniczy* nr 11. Katowice 1994.
- Dubiński J. Mutke G.: *Ocena oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię*. Badania geofizyczne w kopalniach. PAN, Kraków 2001.
- Grünthal G.: *European Macroseismic Scale*. GeoForschungs Zentrum Potsdam 1998
- Jaworski A., Bańka P.: *Uwagi o energii rejestrowanych silnych wstrząsów i wielkości wywoływanych nimi drgań gruntu*. Górnicze Zagrozenia Naturalne 2006. Katowice 2006
- Kwiatek J.: *Obiekty budowlane na terenach górniczych*. GIG, Katowice 2002.
- Mutke G. *Metoda prognozowania parametrów drgań podłoża generowanych wstrząsami górniczymi w obszarze GZW*. Praca doktorska, Katowice 1991.
- Mutke G. Tarnowski J. Wpływ drgań podłoża na gazociągi. *Rurociągi* nr 4/41 Warszawa 2005.
- Mutke G., Chodacki J.: *Charakterystyki parametrów drgań od najsilniejszych wstrząsów regionalnych w GZW w aspekcie kryteriów oceny intensywności w oparciu o skalę GSI-GZW*. III Seminarium Szkoleniowe: „ Kryteria oceny wstrząsów pochodzenia górniczego na obiekty budowlane. Analiza wpływu wstrząsów górniczych na infrastrukturę podziemną”. Główny Instytut Górnictwa i Politechnika Krakowska. Kraków 2010. [dok. elektro-niczny].
- Olszewska D. Lasocki S.: *Relacja tłumienia szczytowej przyspieszenia drgań gruntu z uwzględnieniem amplifikacji dla wybranych rejonów obszaru LGOM*. Warsztaty Górnicze 2006, Kraków 2006.
- Praca zbiorowa pod kierunkiem J. Dubińskiego: *Zasady stosowania górniczej skali intensywności drgań GSI-GZW_{KW} do oceny skutków oddziaływania wstrząsów indukowanych eksploatacją złóż węgla kamiennego w zakładach górniczych Kompanii Węglowej S.A. na obiekty budowlane i na ludzi*. Katowice, 2008.
- Uszko M., Barański A., Mutke G., Stec K.: *Dwa lata weryfikacji górniczej skali intensywności drgań GSI-GZW_{KW} w kopalniach Kompanii Węglowej S.A.* Prace Naukowe GIG „Górnictwo i Środowisko” Kwartalnik nr 4/2/2009, Katowice 2009, s. 353-372.

Weryfikacja poziomu SIL systemów zabezpieczeń instalacji procesowej kopalni gazu ziemnego przy wykorzystaniu metody HAZOP

TREŚĆ:

W artykule przedstawiono przebieg jakościowej weryfikacji poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa zastosowanych zabezpieczeń instalacji procesowej kopalni gazu ziemnego w kategoriach SIL (Safety Integrity Level). Do identyfikacji zagrożeń wykorzystano metodę HAZOP (Hazard and Operability Study), której wyniki stanowiły podstawę do określenia poziomu SIL. Metodę postępowania zaprezentowano na przykładowym odcinku projektowanej instalacji kopalni gazu ziemnego.

SŁOWA KLUCZOWE:

SIL, HAZOP, gaz ziemny

Do identyfikacji zagrożeń zastosowano studium HAZOP jako wykorzystywaną najczęściej metodę przeglądową, ułatwiającą systematyczne przestudiowanie wszystkich potencjalnych źródeł zagrożeń. Na bazie wyników takiej analizy ustalono konieczność stosowania przyrządowego systemu bezpieczeństwa, a następnie określenie, czy zastosowany system zabezpieczeń jest wystarczający. Ostatnim krokiem było ustalenie, jaki poziom SIL jest wymagany dla zapewnienia nienaruszalności bezpieczeństwa danego systemu zabezpieczającego.

1. Wstęp

Każda eksploatacja instalacji technologicznych związana jest ściśle z występowaniem zagrożeń, które mogą powodować ryzyko: zawodowe (z tytułu wykonywania pracy), materialne (z tytułu utraty mienia i poniesionych kosztów), społeczne (z tytułu wpływu na ogół społeczności związanej z procesem) oraz środowiskowe (z tytułu wpływu na środowisko geologiczne, atmosferę, hydrosferę, faunę i florę oraz dziedzictwo kulturowe) [2]. Dlatego oceny i symulacje szkodliwości instalacji technologicznych, w szerokim znaczeniu tych słów, powinny być przeprowadzane szczególnie wnikliwie już na etapie projektowania. Podczas projektowania instalacji procesowych kopalni gazu ziemnego kluczowym zagadnieniem z zakresu zapewnienia odpowiedniej sprawności przyrządowych systemów bezpieczeństwa jest ich kategoria bezpieczeństwa. Prawdopodobieństwo, że poszczególne urządzenia zabezpieczające będą bezbłędnie realizowały swoją funkcję bezpieczeństwa, określa się jako poziom nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL), co podaje seria norm PN-EN 61511.

2. Podstawowa terminologia

W niniejszym artykule stosuje się następujące pojęcia:

- *ryzyko* jako kombinacja prawdopodobieństwa wystąpienia szkody na zdrowiu pracownika w okresie jego aktywności zawodowej [5], szkody na środowisku lub szkody materialnej oraz wielkości tej szkody;
- *zagrożenie* jako warunki, zdarzenie lub okoliczności, które mogą prowadzić lub przyczynić się do szkody na zdrowiu pracownika, na środowisku lub materialnej;
- *przyrządowy system bezpieczeństwa (SIS)* jako system przyrządowy stosowany do zaimplementowania co najmniej jednej przyrządowej funkcji bezpieczeństwa. SIS jest złożony z dowolnej kombinacji czujnika (-ów), jednostki (-ek) logicznej (-ych) i elementu (-ów) końcowego (-ych) [4];
- *poziom nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL)* jako poziom dyskretny do wyszczególnienia wymagań nienaruszalności bezpieczeństwa przyrządowych

funkcji bezpieczeństwa, które powinny być przypisane przyrządowym systemom bezpieczeństwa. Poziom nienaruszalności bezpieczeństwa 4 jest poziomem najwyższym, a poziom nienaruszalności bezpieczeństwa 1 jest poziomem najniższym [4]. W zależności od rodzaju pracy przyrządowych funkcji bezpieczeństwa prawdopodobieństwo awarii może przyjmować wartości przedstawione w tabeli 1.

3. Identyfikacja występujących zagrożeń i stosowanych środków profilaktycznych - zastosowanie metody HAZOP

W trakcie wykonywania analizy HAZOP biorąc pod uwagę schemat techniczno-pomiarowy i opis instalacji, w sposób systematyczny bada się poszczególne części instalacji pod kątem powstania odchyłeń od założonych parametrów procesu oraz analizuje się, czy odchylenia te mogą mieć negatywny wpływ na bezpieczne i efektywne prowadzenie procesu.

Źródłami informacji do analizy mogą być:

- projekt techniczny rozpatrywanej instalacji,
- opis technologiczny,
- rozmieszczenie poszczególnych elementów instalacji względem siebie,
- opis procedur operacyjnych,
- schematy kontrolno-pomiarowe,
- program działania alarmów, blokad i zabezpieczeń,
- opis sekwencji zamykania zaworów,
- opis upustów i systemów zrzutowych oraz dane wyjściowe do ich projektowania,
- standardy i specyfikacje materiałowe rurociągów,
- fizyczne i chemiczne właściwości materiałów, półproduktów i produktów,
- bilanse materiałowe.

Cała instalacja dzielona jest na małe odcinki nazywane węzłami, które stanowią funkcjonalną całość, np. rurociąg transportowy, zbiornik magazynowy, pompę, itp. W przypadku instalacji pracujących okresowo lub gdy nie można wydzielić fragmentów będących węzłami, należy wyodrębnić operacje procesowe (np. napełnianie, mieszanie, załadunek itp.), które będą stanowić kroki analizy.

W pierwszej kolejności wybiera się węzeł lub operację, dla których ustala się istotne parametry i opisuje zamierzone ich wartości. Dla każdego takiego elementu wyznacza się zbiór charakterystycznych parametrów (najczęściej fizycznych) opisujących stan węzła lub właściwości medium. Parametry mogą zostać określone przez następujące wielkości: przepływ, temperatura, ciśnienie, poziom, stężenie, skład, lepkość, ilość, konserwacja, czas trwania, zużycie, szybkość, korozja.

Kolejnym krokiem jest określenie wszystkich możliwych słów przewodnich, które można połączyć z kolejno wybranym parametrem dla danego węzła, np. brak

(negacja intencji), więcej/mniej (ilościowy wzrost/obniżenie), lepszy/gorszy (jakościowy wzrost/obniżenie).

Końcowy etap analizy HAZOP wykonuje się przy użyciu zestawu tzw. słów kluczowych, które są opisem odchyłeń od założonych warunków operacyjnych. Słowa kluczowe powstają z połączenia nazw parametrów opisujących warunki procesu oraz słowa przewodniego sugerującego możliwe odchylenie od założonych wartości; np. parametr – „przepływ” i słowo przewodnie – „brak” opisują odchylenie – „brak przepływu” stanowiące słowo kluczowe, względem którego kontynuuje się analizę [1].

Dalszej analizie podlegać będą odchylenia, które powodują zaistnienie negatywnych skutków z punktu widzenia szkody na zdrowiu, szkody na środowisku lub szkody na mieniu. Pozostałe odchylenia nie są uwzględniane w ocenie. Przykładowe zestawienie wyników przedstawione zostało w rozdziale 5.

4. Określenie wielkości ryzyka odnoszącego się do zidentyfikowanego zagrożenia oraz przypisanie kategorii SIL

Do oszacowania poziomu ryzyka odnoszącego się do zagrożeń identyfikowanych przy użyciu metody HAZOP oraz przypisania poziomu nienaruszalności funkcji bezpieczeństwa (kategorii SIL) zastosowano metodykę zawartą w Polskiej Normie PN-EN 62061:2008. Sposób postępowania przy weryfikacji poziomu SIL można podzielić na etapy, co pokazano poniżej.

4.1. Określenie ciężkości możliwej szkody „Se”

Ocena parametru „Se” może dotyczyć szkody na zdrowiu pracownika i/lub szkody na środowisku i/lub szkody materialnej. Do jej określenia autorzy proponują posłużenie się wytycznymi zawartymi w PN-N 18002 [5], interpretacji Rozporządzenia [6] oraz wycenę szkody materialnej uwzględniającą wielkość instalacji. Ciężkość szkody „Se” została przedstawiona w tabeli 2.

W przypadku, gdy zidentyfikowane zagrożenie dotyczy różnych szkód, należy w dalszej analizie uwzględnić każdą z nich odrębnie.

4.2. Określenie prawdopodobieństwa wystąpienia szkody

Określenie prawdopodobieństwa wystąpienia szkody jest wyznaczane na podstawie trzech jego składowych parametrów: częstości i czasu trwania ekspozycji „Fr”, prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia „Pr” oraz prawdopodobieństwa uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av”. Każdy z parametrów należy oszacować niezależnie od pozostałych, wykorzystując doświadczenie osoby oceniającej ryzyko oraz tabele 3, 4, 5.

Tab. 1. Poziomy nienaruszalności bezpieczeństwa [4]

Poziom nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL)	Prawdopodobieństwo błędu przy pracy na przywołanie	Prawdopodobieństwo błędu na godzinę przy pracy ciągłej
4	10^{-5} do 10^{-4}	10^{-9} do 10^{-8}
3	10^{-4} do 10^{-3}	10^{-8} do 10^{-7}
2	10^{-3} do 10^{-2}	10^{-7} do 10^{-6}
1	10^{-2} do 10^{-1}	10^{-6} do 10^{-5}

Tab. 2. Ocena parametru „Se” - ciężkości możliwej szkody

Ciężkość szkody		Przykład interpretacji szkody*)
Wartość „Se”	Szkoda	
4	Bardzo duża – nieodwracalna	Ciężkie uszkodzenie ciała lub ofiary śmiertelne – jako Szkoda na zdrowiu [Z]
3	Duża – nieodwracalna	Zachwianie równowagi środowiska wymagające działań naprawczych z wyłączeniem strefy skażonej na pewien czas – jako Szkoda na środowisku [S]
2	Średnia – odwracalna	Interwencja personelu medycznego – jako Szkoda na zdrowiu [Z]
1	Mała – odwracalna	< 50 tys. zł – jako Szkoda materialna [M]

*) dla każdego poziomu ciężkości szkody należy określić czterostopniową interpretację, uwzględniającą zarówno szkodę na zdrowiu, na środowisku, jak i szkodę materialną

Założenie najbardziej niekorzystnego przypadku należy stosować do każdego parametru, aby mieć pewność, że nie przypisano niższego SIL niż jest to konieczne.

4.2.1. Częstotliwość i czas trwania ekspozycji „Fr”

Do wyznaczania poziomu ekspozycji należy rozważyć następujące aspekty [3]:

- potrzebę dostępu do strefy niebezpiecznej na podstawie wszystkich rodzajów użytkowania – np. normalna praca, konserwacja;
- rodzaj dostępu – np. ręczne podawanie materiału, ustawianie.

Na tej podstawie powinno być możliwe oszacowanie średniego czasu między ekspozycjami i w związku z tym średniej częstotliwości dostępu.

Również powinno być możliwe przewidywanie czasu ekspozycji, np. czy będzie on dłuższy niż 10 min. Jeżeli czas ten jest krótszy niż 10 min., to wartość „Fr” można obniżyć o jeden poziom. Nie stosuje się tego do częstotliwości ekspozycji poniżej 1 h, która nigdy nie powinna być zaniżona.

Dla szkody na środowisku i szkód materialnych przyjmuje się częstotliwość i czas trwania ekspozycji jako stałą, czyli „Fr” = 2.

4.2.2. Prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia „Pr”

Parametr ten można oszacować, biorąc pod uwagę [3]:

- przewidywane zachowanie się części składowych maszyny/węzła odpowiedzialnych za zagrożenie przy

różnych rodzajach użytkowania (tj. normalnej pracy, konserwacji, wykrywaniu defektów). Konieczne będzie zachowanie ostrożności przy rozpatrywaniu systemów sterowania, szczególnie w odniesieniu do ryzyka nieoczekiwanego uruchomienia. Ogólnie, należy uwzględnić, czy rozpatrywana maszyna lub materiał w węźle ma skłonność do zachowania się w nieoczekiwany sposób. Zachowanie się maszyny/węzła będzie zmieniać się od bardzo przewidywalnego do nieprzewidywalnego, ale nieoczekiwanych zdarzeń nie można obliczyć.

- określone lub przewidywane cechy zachowania się człowieka w związku z wzajemnym oddziaływaniem z częściami maszyny/węzła, odpowiednio do zagrożenia. Można to scharakteryzować wskazując na:

- stres (np. związany z ograniczeniami czasowymi, zadaniami roboczymi, ograniczeniami postrzegalnych zniszczeń) i/lub

- brak dostępu do informacji odnoszących się do zagrożeń. Będą na to wpływać takie czynniki jak szkolenie, ćwiczenia, doświadczenie pracownika i złożoność maszyny/procesu.

Prawdopodobieństwo „bardzo wysokie” wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia należy wybrać do odwzorowania ograniczeń w normalnej produkcji i czynników najbardziej niekorzystnego przypadku. Do zastosowania dowolnych niższych wartości wymagane są pozytywne przyczyny (np. dobrze zdefiniowane zastosowania oraz wysoki poziom wiedzy kompetentnego personelu).

Do ustalenia prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia „Pr” służy tabela 4.

Tab. 3. Klasyfikacja częstotliwości i czasu trwania ekspozycji „Fr” [3]

Częstotliwość i czas ekspozycji „Fr”	
Częstotliwość ekspozycji	Czas > 10 min
≤ 1 h	5
> 1 h do ≤ 1 dzień	5
> 1 dzień do ≤ 2 tygodnie	4
> 2 tygodnie do ≤ 1 rok	3
> 1 rok	2

Tab. 4. Klasyfikacja prawdopodobieństwa „Pr” [3]

Opis prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia „Pr”	Wartość „Pr”
Bardzo wysokie	5
Dogodne	4
Możliwe	3
Rzadkie	2
Pomijalne	1

4.2.3. Prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av”

Parametr dotyczący prawdopodobieństwa uniknięcia lub ograniczenia szkody można oszacować, biorąc pod uwagę aspekty konstrukcji maszyny poszczególnych elementów węzła oraz ich przewidziane zastosowanie, które mogą pomóc w unikaniu lub ograniczeniu szkody wynikającej z zagrożenia. Aspekty te mogą obejmować:

- nagłe, szybkie lub wolne pojawianie się niebezpiecznych zdarzeń;
- możliwości przestrzenne uniknięcia zagrożenia;
- charakter komponentów lub systemu (np. nóż jest zwykle ostry, rura w mleczarni jest zazwyczaj gorąca, prąd elektryczny jest zwykle niebezpieczny z natury, ale nie jest widzialny);
- możliwość rozpoznania zagrożenia (np. zagrożenia elektrycznego: szyny miedziane nie zmieniają tego aspektu niezależnie od faktu, czy są pod napięciem czy nie – do rozpoznania niezbędny jest przyrząd pozwalający ustalić, czy wyposażenie elektryczne jest zasilane czy nie) i warunków otoczenia (np. wysoki poziom hałasu może uniemożliwiać usłyszenie uruchomienia maszyny) [3].

Określenie liczbowe prawdopodobieństwa uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av” jest wyznaczane na podstawie doświadczenia osoby przeprowadzającej analizę, uwzględniając tabelę 5.

Tab. 5. Klasyfikacja prawdopodobieństw uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av” [3]

Opis prawdopodobieństwa uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av”	Wartość „Av”
Niemożliwe	5
Rzadkie	3
Prawdopodobne	1

4.2.4. Zestawienie klas prawdopodobieństwa szkody „Cl”

Dla każdego analizowanego zagrożenia, ewentualnie dla każdego poziomu ciężkości szkody, wyniki uzyskane z poprzednich kroków oceny ryzyka należy przedstawić jako sumę liczb wg poniższego wzoru 1 [3]:

$$Cl = Fr + Pr + Av \quad (1)$$

gdzie:

- Cl – klasa prawdopodobieństwa szkody,
- Fr – częstotliwość i czas trwania ekspozycji wg tabeli 3,
- Pr – prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia wg tabeli 4,
- Av – prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody wg tabeli 5.

4.3. Przypisanie SIL

Weryfikacja czy przypisanie SIL polega na stwierdzeniu ewentualnej konieczności stosowania przyrządowych systemów bezpieczeństwa oraz określeniu właściwego poziomu SIL dla wymaganych przyrządowych systemów bezpieczeństwa. Na podstawie kombinacji ciężkości szkody oraz prawdopodobieństwa tej szkody, wyrażonego za

pomocą parametru „Cl”, dla poszczególnych zagrożeń stwierdza się ewentualną konieczność stosowania przyrządowego systemu bezpieczeństwa (SIS) o określonym poziomie nienaruszalności SIL zgodnie z tabelą 6.

Tab. 6. Matryca przypisywania SIL [3]

Ciężkość „Se”	Klasa „Cl”				
	3-4	5-7	8-10	11-13	14-15
4	SIL 2	SIL 2	SIL 2	SIL 3	SIL 3
3	-	OM	SIL 1	SIL 2	SIL 3
2	-	-	OM	SIL 1	SIL 2
1	-	-	-	OM	SIL 1

Punkt przecięcia się wiersza ciężkości szkody „Se” z odpowiednią kolumną klasy prawdopodobieństwa wystąpienia tej szkody „Cl” wskazuje, jakie działanie jest wymagane. Pola czerwone wskazują konieczność stosowania przyrządowego systemu bezpieczeństwa (SIS) o określonym poziomie nienaruszalności SIL. Pola żółte (OM) zalecają zastosowanie innych środków bezpieczeństwa niż SIS. Białe pola natomiast nie wymagają stosowania przyrządowego systemu bezpieczeństwa (SIS) ani innych środków bezpieczeństwa.

5. Przykładowe zestawienie wyników analizy

W tabelach 7 i 8 przedstawiono wyniki analizy przeprowadzonej za pomocą prezentowanej metodyki dla oddzielnego wstępnego będącego elementem instalacji kopalni gazu ziemnego. W redukccyjno-pomiarowym węźle wyodrębniono następujące urządzenia: oddzielnik wstępny, zawór regulacyjny oraz system pomiarowy poziomu wody w zbiorniku. W analizowanym węźle gaz wprowadzany jest do oddzielnika wstępnego, gdzie następuje oddzielenie z gazu wody będącej ponad stan nasylenia.

6. Podsumowanie

Do identyfikacji zagrożeń występujących podczas eksploatacji instalacji procesowych, np. kopalni gazu ziemnego, uniwersalną metodą analityczną jest HAZOP. Wobec braku gotowego rozwiązania w zakresie wykorzystania wyników uzyskanych metodą HAZOP do weryfikacji poziomu SIL systemów zabezpieczeń instalacji, autorzy zaproponowali kompilację wytycznych zawartych w normie dotyczącej przyrządowych systemów bezpieczeństwa do sektora przemysłu procesowego z rozwiązaniami zawartymi w normie przeznaczonej do stosowania w bezpieczeństwie maszyn. Możliwość praktycznego zastosowania metodyki potwierdza analiza przedstawiona w rozdziale 5. Ocena taka służy nie tylko zapewnieniu bezpieczeństwa i zgodności z obowiązującymi standardami prawnymi (wytycznymi zawartymi w normach branżowych), ale także wskazaniu zagrożeń mających największy wpływ na szkodliwość całego procesu i zaproponowaniu ewentualnych dodatkowych środków ochrony w postaci przyrządowych systemów bezpieczeństwa.

Artykuł opracowano w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.281.

Tab. 7. Przykład karty identyfikacji zagrożeń

Określenie granicy obiektu – węzła: ODDZIELACZ WSTĘPNY					Identyfikator węzła: V101
<p>Opis urządzeń i procesu realizowanego w węźle: ODDZIELACZ WSTĘPNY, ZAWÓR REGULACYJNY, POMIAR POZIOMU WODY W ZBIORNIKU W węźle redukcyjno-pomiarowym gaz wprowadzany jest do oddzielnika wstępnego, gdzie następuje oddzielenie z gazu wody będącej ponad stan nasycenia.</p>					
Stanowiska i czynności w węźle: DOZÓR, KONSERWACJE					
KARTA IDENTYFIKACJI ZAGROŻEŃ					
Lp.	Słowo kluczowe	Przyczyny	Skutki	Zabezpieczenia	Zalecenia
1.	Wzrost ciśnienia gazu	Wzrost temperatury Pożar zewnętrzny	Pęknięcie Rozszczelnienie	Zawory bezpieczeństwa Ratownictwo	Zawory zdalnie sterowane
2.	Obniżenie poziomu wody	Niezamknięcie zaworu LV102.1	Przedostanie się gazu do odgazowywacza wody złożowej	Aparatura kontrolno-pomiarowa	Zawór odcinający zdalnie sterowany
3.	Brak konserwacji (niewłaściwa)	Zwłoka	Korozja	Instrukcja stanowiskowa	nie
4.	Inny skład medium	Stężenie cząstek stałych	Zanieczyszczenie wody złożowej	Analiza gazu w czasie testów odwiertu	Filtry przy spustach wody złożowej
5.	Zużycie większe zaworów	Brak konserwacji Wystąpienie cząstek stałych	Awaria zaworów	Konserwacje Instrukcje stanowiskowe	Filtry cząstek stałych
6.	Korozja wewnętrzna	Skład chemiczny gazu (czynnika), np. siarkowodor	Rozszczelnienie Uwolnienie siarkowodoru	Dobór odpowiedniego gatunku stali	nie
7.	Korozja zewnętrzna	Uszkodzenie izolacji urządzeń	Rozszczelnienie Uwolnienie siarkowodoru	Powłoki malarskie + izolacje Kontrola	nie
8.	Wzrost ładunku elektrycznego	Wyładowanie atmosferyczne	Rozszczelnienie Uwolnienie siarkowodoru	Uziemienie Kontrola	nie

Tab. 8. Przykład karty oceny ryzyka i przypisania SIL

Określenie granicy obiektu – węzła: ODDZIELACZ WSTĘPNY								Identyfikator węzła: V101	
Stanowiska i czynności w węźle: DOZÓR, KONSERWACJE									
KARTA OCENY RYZYKA I PRZYPISANIA SIL									
Lp.	Zagrożenie	Rodzaj i wartość ciężkości możliwej szkody „Se”		Wartość częstotliwości i czasu ekspozycji „Fr”	Wartość prawdopodob. wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia „Pr”	Wartość prawdopodob. uniknięcia lub ograniczenia szkody „Av”	Suma klas prawdopodob. szkody „Cl”	Poziom przypisanego poziomu SIL	Uwagi / Interpretacja wyniku analizy
1.	Wzrost ciśnienia gazu	M	4	2	1	1	4	SIL 2	Wymagane zastosowanie zabezpieczeń na poziomie SIL 2
2.	Inny skład medium	M	2	3	3	3	9	OM	Zastosowane zabezpieczenia spełniają warunki bezpieczeństwa, ale zaleca się zastosowanie innych środków bezpieczeństwa niż SIS
3.	Zużycie większe zaworów	M	1	2	2	3	7	-	Zastosowane zabezpieczenia spełniają warunki bezpieczeństwa
4.	Obniżenie poziomu wody	M	3	3	3	3	9	SIL 1	Wymagane zastosowanie zabezpieczeń na poziomie SIL 1

Artykuł recenzował
dr inż. Mariusz ŁACIAK

Literatura

1. Markowski A. S.: *Zapobieganie stratom w przemyśle. Część III Zarządzanie bezpieczeństwem procesowym*. Łódź, Wydawnictwo Politechniki Łódzkiej, 2000.
2. Pawłowska Z.; Pietrzak L.: Ogólne zasady oceny szkodliwości procesów technologicznych. *Bezpieczeństwo Pracy Nauka i Praktyka* 2000, nr 7-8, s. 20–22.
3. PN-EN 62061:2008 Bezpieczeństwo maszyn. Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem.
4. PN-EN 61511-1:2007 Bezpieczeństwo funkcjonalne. Przyrządowe systemy bezpieczeństwa do sektora przemysłu procesowego. Część 1: Schemat, definicje, wymagania dotyczące systemu, sprzętu i oprogramowania.
5. PN-N-18002:2000 Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy. Ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.
6. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 30 grudnia 2002 r. w sprawie poważnych awarii objętych obowiązkiem zgłoszenia do Głównego Inspektora Ochrony Środowiska (Dz. U. z 2003 r. Nr 5, poz. 58).

Kontrola stanu zagrożenia wodnego w roku 2009 w Kopalni Soli „Wieliczka”

TREŚĆ:

Artykuł przedstawia wyniki kontroli stanu zagrożenia wodnego w Kopalni Soli „Wieliczka” w roku 2009. Monitoring wycieków kopalnianych jest szczególnie ważny z uwagi na bezpieczeństwo pracowników oraz około miliona turystów odwiedzających rocznie kopalnię. Z uwagi na znane historycznie katastrofalne wdarcia wód do kopalni oraz ostatnie, kilkunastoletnie prace związane z opanowaniem i zamknięciem wycieku w poprzeczni „Mina” na IV poziomie, kontrola wydajności, nasycenia oraz zawartości części stałych w wyciekach musi być systematycznie prowadzona.

SŁOWA KLUCZOWE:

kontrola wycieków kopalnianych, dopływy do wyrobisk, wydajność wycieków, nasycenie NaCl, zagrożenie wodne

1. Wstęp

Rozpuszczalność soli kamiennej w wodzie, dochodząca do 360 g/dm^3 jest powodem szczególnego traktowania wszelkich dopływów do wyrobisk kopalni soli. Dopływy nienasyconych wód pozazłożowych może spowodować niekontrolowane ługowanie i utratę stateczności wyżej położonych wyrobisk lub skał.

W Kopalni Soli „Wieliczka” znane są przypadki katastrofalnego wdarcia wód podziemnych. W 1868 r. słodkie wody dopływały do poprzeczni „Kloski” na poziomie V kopalni oraz poprzeczni „Colloredo” na poziomie IV, z wydajnością około $360 \text{ m}^3/\text{h}$ (6000 l/min). Wyciek ten uległ ograniczeniu wskutek zawalu i zmniejszył wydatek do ok. $2,0 \text{ l/min}$ [1]. Obecnie woda pochodząca z tego wycieku przepływa na VI poziom kopalni do poprzeczni „Regis”, gdzie istnieje wyciek o podobnej wydajności. W 1959 r. w trakcie wykonywania w zachodniej końcówce poziomu VI poziomego otworu badawczego 6-67 w kierunku północnym, nawiercono warstwę wodonośną. Nastąpiło wdarcie się wód do kopalni w ilości maksymalnie $58 \text{ m}^3/\text{h}$ (967 l/min). Zawartość NaCl w dopływie wahała się w gra-

nicach $200\text{--}290 \text{ g/dm}^3$ [2]. Wyciek został otamowany, a ciśnienie rejestrowane na tamach wynosiło w przeszłości maksymalnie $20\text{--}25 \text{ atm}$. W 1966 r. w wyniku niekontrolowanego rozwoju komory ługowniczej Z-32, położonej na poziomie V/VI, nastąpił dopływ spoza granic złoża, o początkowym zasoleniu około $140 \text{ g/dm}^3 \text{ NaCl}$ i wydajności około $3,6 \text{ m}^3/\text{h}$. Dopływ ten istnieje do dzisiaj i ma symbol WVI-32. Kolejne zdarzenie miało miejsce w 1972 r. W komorze „Fornalska II” nastąpił dopływ wód o niskim zasoleniu ($70 \text{ g/dm}^3 \text{ NaCl}$) i zmiennej wydajności ($9\text{--}20 \text{ m}^3/\text{h}$). Wyciek został ujęty w obudowę tubingową poprowadzoną z czoła tamy do wnętrza podsadzanej komory. Wyciek istnieje do chwili obecnej i oznaczony jest symbolem WVII-16.

Najgroźniejsze w czasach współczesnych zdarzenie miało miejsce w 1992 r. W poprzeczni „Mina”, na poziomie IV, nastąpił wypływ około $12 \text{ m}^3/\text{h}$ nienasyconej solanki ze znaczną zawartością zawiesziny ilasto-piaszczystej. W miejscu tym istniał niewielki wyciek o wydajności rzędu pojedynczych l/min , który powstał w okresie około 1911–1913 w wyniku przebicia przez drążoną wówczas poprzeczną „Mina” granicy złoża i jej wejścia w zawodnione skały piaszkowcowe. W okresie kolejnych 15 lat od katastrofy wodnej w poprzeczni „Mina” realizowano program uszczelniania i wzmocnienia górotworu w rejonie tamy poprzez iniekcje zaczynem cementowo-iłowym. W okresie pomiędzy majem a październikiem 2007 r. zlikwidowano lub zamknięto otwory drenażowe w poprzeczni „Mina” i skutecznie zablokowano możliwość dopływu wody do tego wyrobiska. Wyciek ten w sieci monitoringowej zagrożeń wodnych Kopalni Soli „Wieliczka” był zarejestrowany pod symbolem WIV-27.

Na podstawie analizy wszystkich przypadków katastrofalnych wdarć wody do Kopalni Soli „Wieliczka” można wnioskować, że zagrożenia te powstały głównie w wyniku błędów ludzkich w prowadzonej działalności górniczej i związane były z przebicciem naturalnej osłony łożowo-gipsowej złoża solnego i wchodzeniem w zawodnione piaskowce chodenickie przez drążone chodniki lub też niekontrolowane rozrastanie się komór ługowniczych. W przypadku najstarszej udokumentowanej katastrofy wodnej z XIX wieku przyczyną był błędny pogląd na budowę geologiczną złoża, według którego, w trakcie drążenia poprzeczni „Kłoski” miała nastąpić zmiana upadu warstw oraz pojawić się kolejna łuska solna z solami magnezowo-potasowymi [1].

2. Dopływ do wyrobisk kopalni

Z zarejestrowanych (stan na 31.12.2009 r.) 163 wycieków część stanowią przecieki z wyżej leżących poziomów oraz z rejonów niedostępnych wyrobisk, gdzie lokalnie mogą występować nagromadzenia wód. Ujęcia niektórych wycieków nie są w pełni skuteczne, przez co może dochodzić do przecieków solanki na niższe poziomy. W rzeczywistości faktycznych wycieków, czyli dopływów wód do kopalni spoza granic złoża jest mniej.

Jednoznaczne rozgraniczenie rzeczywistych wycieków i przecieków solanek z wyżej położonych poziomów kopalni jest niezmiernie trudne ze względu na możliwość migracji wód w górotworze solnym. Za wtórne wycieki można uznać wycieki występujące w centralnej partii złoża, zaś za naturalne – wycieki zlokalizowane przy jego granicach.

Ze 163 zarejestrowanych wycieków, 10 jest niedostępnych z uwagi na zawały lub zalanie wyrobisk, 110 wycieków jest regularnie odwadnianych, natomiast 43 wycieki są nieujęte i nieodwadniane – są to lokalne nagromadzenia solanki na spągu wyrobisk, bądź niewielkie

wycieki kroplowe. Dopływ do wycieków niedostępnych oraz nieodwadnianych wynosi 3,58 l/min i stanowi 1,4% całego dopływu do kopalni (według przyjętych do celów bilansowych danych historycznych), por. tabela 1.

Z przeprowadzonych obserwacji i kontroli oraz badań chemicznych wycieków kopalnianych wynika, że w 2009 roku dopływ naturalny do wyrobisk kopalni ze 163 wycieków kopalnianych wynosił 247,82 l/min, a z szybów 7,19 l/min. Średni dopływ do kopalni wynosił 255,08 l/min, tj. 15,30 m³/h. Sumarycznie do kopalni w 2009 roku dopłynęło 134 028 m³ wód z wycieków o średnim zasoleniu NaCl wynoszącym 123 g/l i średniej zawartości siarczanów (SO₄²⁻) 3,51 g/l [3]. Parametry wycieków kopalnianych przedstawiono w tabeli 2, natomiast porównanie wielkości wypływów w roku 2008 i 2009 zawiera tabela 3.

W roku 2009 nastąpiło zmniejszenie sumarycznego dopływu do kopalni wód z wycieków w stosunku do roku 2008 o 1 806 m³, tj. o 1,3%.

3. Kontrola zamkniętego dopływu do poprzeczni „Mina”

W poprzeczni „Mina” od dnia zamknięcia dopływu rejestrowane są zmiany ciśnienia na manometrach zabudowanych w otworach drenażowych D-2 i D-3 oraz prowadzone są obserwacje stanu tamy wodnej i górotworu w jej otoczeniu. W roku 2009 zaobserwowano zmienność ciśnienia w otworze D-2 w granicach 1,47–1,51 MPa, a w otworze D-3 w granicach 1,49–1,55 MPa (zmiany wielkości ciśnienia spowodowane były głównie zmianami manometrów). W 2009 roku nie stwierdzono zmian zawilgoceń pod i nad zlikwidowanym otworem D-1, zjawisk wtórnej krystalizacji NaCl w miejscach zawilgoceń oraz wykropleń (od < 1 do 3 kropli/min), a także zjawisk wtórnej krystalizacji NaCl na niektórych zlikwidowanych otworach uszczelniających serii „H” oraz w stropie po-

Tab. 1. Klasyfikacja wielkości dopływu do wycieków zarejestrowanych na poszczególnych poziomach

Zakres wielkości wypływu, l/min	Poziomy kopalniane										Razem
	I	IIw	II n	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	
< 0,1	26	13	16	17	9	12	4	2	1	1	101
0,1 - 1,0	3	4	4	9	10	3	11	6	3	□	53
1,0 - 10,0	1	□	□	1	2	□	1	1	□	□	6
> 10,0	-	□	□	□	□	□	2	1	□	□	3
Razem	30	17	20	27	21	15	18	10	4	1	163

Tab. 2. Średnie parametry wycieków kopalnianych

L.p.	Nr wycieku	Wielkość wypływu l/min	% udział w całości dopływu	Zasolenie NaCl g/l	Zawartość części stałych g/l
1.	WVII-16 (k. F-2)	151,38	59,4	61,41	0,077
2.	WVI-32 (pod. K. Z-32)	51,99	20,4	237,92	0,002
3.	WVI-6 (k. Z-28 i Z-25)	11,58	4,5	58,40	2,533
4.	Razem 1+2+3	214,95	84,3	103,94	-
5.	Pozostałe wycieki	40,05	15,7	225,30	-
6.	Ogółem	255,00	100,0	123,00	-

Tab. 3. Zmiany wielkości wypływu w 2009 r. w porównaniu do 2008 r. dla wycieków głównych oraz dla sumy pozostałych wycieków

L.p.	Nr wycieku	Wielkość wypływu		Różnica wielkości wypływu*)	
		l/min		l/min	m ³ /rok
		2008	2009	2009-2008	2009-2008
1.	WVII-16	158,26	151,38	-6,88	-3844,02
2.	WVI-32	51,73	51,99	0,26	62,16
3.	WVI-6	12,03	11,58	-0,45	-253,84
4.	Pozostałe wycieki	35,71	40,05	4,34	2229,68
5.	Razem	257,73	255,00	-2,73	-1806,00

*) różnice w l/min wynikają z różnicy średniej wypływów w latach 2008 i 2009 natomiast różnica w m³/rok podana jest ze wskazań wodomierzy

przeczni „Mina” ok. 4–5 m na południe od otworów serii „H” (od < 1 do 8 kropli/min).

W 2009 roku prowadzony był również monitoring kształtowania się zwierciadła wody na przedpolu poprzeczni „Mina”. Od dnia zamknięcia dopływu do poprzeczni „Mina” obserwuje się stały, powolny wzrost poziomu zwierciadła wody w piezometrze B-3 oraz ustabilizowany poziom zwierciadła w piezometrze K-2 (niewielkie wahania w roku 2009 spowodowane były okresowym poborem wody z otworu) por. tabela 4.

Brak jakichkolwiek korelacji pomiędzy zwierciadłem wody w K-2 i B-3 świadczy o braku połączeń hydraulicznych pomiędzy stropową warstwą utworów trzeciorzędowych, wykształconą jako iłowce szare z przewarstwieniami pyłu piaszczystego, a warstwami piaskowca zalegającymi w tym rejonie na głębokości około 30–60 m ppt., co jest zgodne z wynikami wcześniejszych badań i obserwacji.

Tab. 4. Zmiany w kształtowaniu się zwierciadła wody w otworach K-2 i B-3 zlokalizowanych na przedpolu poprz. „Mina” od dnia zamknięcia dopływu do poprzeczni

Rok	Poziom stabilizacji zwierciadła wody w otworach na przedpolu poprz. „Mina”, odległość od kryzy otworu [m]	
	K-2	B-3
	wartość min. i maks.	wartość min. i maks.
2007	4,35 – 4,80	11,45 – 15,80
2008	4,05 – 5,35	8,15 – 11,20
2009	3,15 – 5,50	5,05 – 7,80

4. Charakterystyki głównych wycieków

WVII-16 (komora „Fornalska 2”).

Wyciek w komorze „Fornalska 2” w ciągu roku 2009 zmieniał swoje parametry w niewielkim zakresie, nie odbiegając od średniej wieloletniej. Można uznać go za stabilny, por. tabela 5.

WVI-32 (pochylnia tubingowa pod komorą Z-32).

Wyciek pod komorą Z-32 w ciągu całego roku 2009 wykazywał stabilną sytuację, zarówno co do wielkości wypływu, jak i parametrów chemicznych, co przedstawia tabela 6. Jeżeli analizuje się jednak wartości parametrów wycieku w ciągu całego okresu jego trwania, to zarówno wielkość wypływu, zawartość SO₄ oraz części stałych można uznać za prawie stabilne. Niepokojący jest jednak stały (prawie liniowy) wzrost zawartości NaCl (od 128 g/dm³ w roku 1983 do 238 g/dm³ w roku 2009). Świadczy to o przepływie przez utwory solne i możliwość

powstawania pustek w wyniku ługowania tych utworów w północnej części strefy przygranicznej złoża.

Również prowadzone od 1974 roku systematyczne badania składu izotopowego wycieku wskazują na niestabilny charakter tego dopływu. Początkowo dopływała tu „stara” woda zasilana w końcowych stadiach ostatniego zlodowacenia, następnie w dopływie pojawiły się niewielkie stężenia trytu, które systematycznie powiększały się osiągając wartość ok. 30 T.U., a skład izotopowy wykazywał tendencję w kierunku wody młodszej. Obecnie do wycieku WVI-32 dopływa całkowicie woda „młoda”, holocena bez udziału wody glacialnej obserwowanej w początkowych latach istnienia wycieku.

Stały wzrost zawartości NaCl w dopływie oraz ciągłe narastanie udziału wody współczesnej [4] kwalifikuje wyciek do najgroźniejszych w kopalni. Dopływ ten doprowadza do kopalni znaczne ilości współczesnej wody z warstw przypowierzchniowych o stosunkowo niskim, początkowym nasyceniu NaCl.

WVI-6 (dopływ pod komorą Z-28 i Z-25).

Wyciek WVI-6 rejestrowany i monitorowany jest w 3 punktach pomiarowych. Są to: odpływ z komory Z-28, odpływ z rolochu pod komorą Z-25 oraz otwór drenażowy 2H/VI/05 odwiercony w 2005 r. pod komorą Z-28. W roku 2009, tak jak w roku poprzednim, nie stwierdzono wypływu z otworu 2H/VI/05 i rejestrowano niewielkie zmiany parametrów dla wycieku pod komorą Z-25. Dopływ z komory Z-28 charakteryzował się w roku 2009 niewielkimi zmianami wielkości dopływu, zawartości NaCl i SO₄ w dopływie oraz dużymi zmianami zawartości części stałych od wartości 0,008 g/l do 15,900 g/l, por. tabela 7.

Zjawisko to powoduje okresowe wynoszenie materiału skalnego z przedpola złoża oraz okresową kolmatację dróg spływu, co skutkować może w przyszłości istotnymi zmianami wielkości dopływu.

Wyciek VIII - szyb Lois.

W roku 2009, tak jak w latach poprzednich, wyciek charakteryzował się niestabilnością wielkości dopływu oraz parametrów hydrochemicznych. Zakres tych zmian, por. tabela 8, był jednak znacznie mniejszy niż w latach ubiegłych. Analizując dane wieloletnie można zauważyć cykliczność tych zmian oraz pewne prawidłowości:

- wraz ze wzrostem wielkości wypływu, maleje zawartość NaCl,
- wraz ze wzrostem wielkości wypływu wzrasta zawartość części stałych,
- wraz ze wzrostem zawartości NaCl w dopływie wzrasta zawartość w nim SO₄.

Zmiany parametrów hydrochemicznych oraz wielkości dopływu świadczą o okresowej kolmatacji dróg spływu wody pomiędzy miejscem wypływu a jej źródłem zasilania, które należy wiązać z wyciekami w komorze „Tworzyjanki”, a miejscem odbioru, tj. rzapiem na podszybiu „Lois” na poz. III.

Tab. 5. Zmienność parametrów dopływu do komory Fornalska 2 w roku 2009

Nr wycieku	Parametry	Wartość min. i maks.	Wartość średnia
WVII-16 dopływ główny	wielkość dopływu, m ³ /h	8,50 – 9,43	9,04
	zawartość NaCl, g/dm ³	51,43 – 63,12	60,23
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	2,72 – 3,22	2,98
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,000 – 0,915	0,51
WVII-16/3 studzienka	wielkość dopływu, m ³ /h	0,40 – 0,67	0,51
	zawartość NaCl, g/dm ³	309,78 – 312,71	310,51
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	4,84 – 11,50	10,49
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,000 – 0,024	0,009

Tab. 6. Zmienność parametrów wycieku WVI-32 w roku 2009

Nr wycieku	Parametry	Wartość min. i maks.	Wartość średnia
WVI-32 pochylnia tubingowa pod k. Z-32	wielkość dopływu, m ³ /h	2,87 – 3,20	3,10
	zawartość NaCl, g/dm ³	230 – 248,41	237,57
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	3,73 – 4,62	4,09
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,000 – 0,018	0,002

Tab. 7. Zmienność parametrów wycieku WVI-6 w roku 2009

Nr wycieku	Parametry	Wartość min. i maks.	Wartość średnia
WVI-6 k. Z-28	wielkość dopływu, m ³ /h	9,50 – 13,00	11,53
	zawartość NaCl, g/dm ³	53,18 – 61,37	57,31
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	2,46 – 3,27	2,94
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,008 – 15,900	2,544
WVI-6 k. Z-25	wielkość dopływu, [dm ³ /min	0,05 -0,05	0,05
	zawartość NaCl, g/dm ³	301,01 – 311,25	308,81
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	4,67 – 5,66	5,02
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,000 – 0,091	0,017

Tab. 8. Zmienność parametrów wycieku w szybie Lois w roku 2009

Nr wycieku	Parametry	Wartość min. i maks.	Wartość średnia
WIII-#Lois	wielkość dopływu, l/min	0,06 – 0,43	0,20
	zawartość NaCl, g/dm ³	263,02 – 301,01	282,22
	zawartość SO ₄ , g/dm ³	4,78 – 5,97	5,24
	zawartość cz. stałych, g/dm ³	0,000 – 0,078	0,015

5. Kontrola innych istotnych zjawisk wodnych w kopalni

W roku 2009 nastąpiło kolejne pogorszenie się stanu ujęć w szybie „Wilson”. Skutkuje to dopływem do rząpia szybowego solanki nisko nasyconej NaCl i możliwością ługowania górotworu w pobliżu posadowienia szybu.

Do szybu dopływają wody ujmowane na pomostach szybowych na całej długości szybu (od 19 do 141 m p.p.t.). Można je podzielić na dwa rodzaje, z których pierwszy ujęty jest od 19 do 60,6 m p.p.t. i stanowi naturalny dopływ z utworów czwartorzędowych oraz trzeciorzędowych o zawartości NaCl do 5 g/l i drugi, ujęty od 123 do 141 m p.p.t., stanowiący dopływy nie ujęte lub ujęte mało skutecznie w wyższych partiach szybu i spływające wzdłuż rury szybowej, dosycając się do pełnej zawartości NaCl powyżej 300 g/l.

Sumaryczny dopływ do szybu jest dopływem stałym – w okresie kilkunastoletnich obserwacji waha się w granicach 4,01–5,5 l/min (tab. 9). Obserwowane jest jednak systematyczne wynoszenie przez dopływ materiału o charakterze pyłu o zabarwieniu rdzawo-czerwonym pochodzącego prawdopodobnie z cegieł obudowy oraz górotworu z bezpośredniego sąsiedztwa szybu, osłabiające konstrukcję obudowy szybowej oraz powodujące tworzenie się pustek wokół rury szybowej.

Biorąc pod uwagę powyższe dane w 2010 r. planowane jest rozpoczęcie prac mających na celu doszczelnienie szybu.

W sierpniu 2009 r. został zarejestrowany dołowy zbiornik wodny nr 1 o pojemności 9512 m³. Są to wszystkie wyrobiska zatopionego IX poziomu. Zbiornik wodny będzie kontrolowany poprzez pomiar rzędnej lustra wody w upadkowej nr 2 na poz. IX, z częstotliwością raz pół roku.

Tab. 9. Wielkość dopływu do rząpii szybowych szybu Wilson oraz zawartość NaCl w latach 2002-2009

Rok	rzapie nr 1 szybowe		rzapie nr 2 pod stopą	
	wielkość dopływu l/min	zawartość NaCl g/l	wielkość dopływu l/min	zawartość NaCl g/l
2002	0,93	309,78	0,34	309,78
2003	0,93	309,78	0,37	309,78
2004	0,73	309,78	0,65	309,78
2005	0,69	308,32	1,20	309,78
2006	0,88	309,78	0,98	309,78
2007	0,99	96,44	1,42	181,20
2008	1,13	58,45	0,11	57,87
2009	1,22	38,57	0,08	38,28

W 2009 r., z uwagi na zawałowy stan dróg dojsciowych, nie prowadzono kontroli stanu odwodnienia rząpi wycieków WIIw-12, WIIw-13 i WIIw-14 w poprzeczni i podłużni „Kuczkiewicz”. Prowadzono jednak ich odwadnianie z wykorzystaniem automatycznych wyłączników pływakowych oraz pomp P1BA. W III kwartale 2009 r. stwierdzono kolejne pogorszenie się stanu dróg dojsciowych, w związku z czym wyłączono zasilanie w energię elektryczną automatycznych wyłączników pływakowych oraz pomp P1BA w rejonie poprzeczni i podłużni „Kuczkiewicz”. Według danych z lat poprzednich wielkość dopływu do poprzeczni i podłużni „Kuczkiewicz” wynosiła od 0,3 do 0,33 l/min [3].

W 1969 r. został zarejestrowany wyciek WIIw-22 w poprzeczni „Kunegunda”. Prowadzone od tego czasu pomiary i obserwacje pozwoliły wiązać go z awariami rurociągu odwadniającego, odprowadzającego wówczas wody z wycieków z zachodniej części poziomu I poprzez poprzeczną „Kunegunda”. Wielkość dopływu nigdy nie przekroczyła 0,05 l/min. Od 2004 r. stwierdzano zanik wycieku i może on zostać wykreślony z rejestru.

W pozostałych wyciekach kopalnianych i szybach nie stwierdzono istotnych zmian wielkości dopływów i ich zasolenia.

6. Badania izotopowe wód z wycieków kopalnianych

W 2009 roku wykonano analizy składu izotopowego i stężenia trytu w 3 próbach wód z wycieków kopalnia-

nych: WVI-6, WVI-32 i WVII-16 oraz w wodzie pobranej z otworu piezometrycznego B-3 zlokalizowanego na przedpolu poprzeczni „Mina”. Badania zostały wykonane w laboratorium Wydziału Fizyki i Informatyki Stosowanej AGH w Krakowie. Wyniki badań przedstawiają się następująco:

- WVI-6 (odpływ z komory Z-28) – woda glacialna, zasilana prawdopodobnie pod koniec ostatniego zlodowacenia, pozbawiona trytu w granicach dokładności pomiaru;
- WVI-32 (komora Z-32) – zawiera wodę współczesną, skład izotopowy wody jest typowy dla wód holocen-skich, bez udziału wody wieku glacialnego;
- WVII-16 (komora „Fornalska 2”) – woda glacialna, pozbawiona trytu w granicach dokładności pomiaru;
- Piezometr B-3 – woda współczesna, zmieszana z wcześniejszą wodą holoceną lub całkowicie woda współczesna lokalnie zasilana. Podobna do wody obserwowanej w otw. D-1, D-2 i D-3 przed ich zamknięciem.

7. Podsumowanie

Badania stanu zagrożenia wodnego w Kopalni Soli „Wieliczka” prowadzone w 2009 roku były zgodne z zakresem ustalonym przez kopalniarzy Zespół ds. Rozpoznawania i Zwalczania Zagrożeń Naturalnych. Z zarejestrowanych 163 wycieków oraz szybów średni dopływ do kopalni wyniósł 15,3m³/h, co oznacza, że w ciągu roku dopłynęło 134 028 m³ wód. Wielkość ta oznacza zmniejszenie dopływu w porównaniu z rokiem 2008 o 1 806 m³, czyli 1,3%. Średnie zasolenie NaCl wycieków wynosiło 123 g/dm³, a średnia zawartość siarczanów SO₄²⁻ 3,51 g/dm³. Ciśnienie na tamach w poprzeczni „Mina” oraz w piezometrach na jej przedpolu ulegało niewielkim wahaniom, a zwierciadło wody w piezometrze B-3 odnotowuje stały powolny wzrost w stosunku do lat ubiegłych. Wydatek, zawartość NaCl, zawartość SO₄²⁻, zawartość części stałych w głównych wyciekach kopalnianych nie uległy znaczącym zmianom. Kontrola wycieków wskazuje na postępującą zmiany w szybie „Wilson”, powodując konieczność rozpoczęcia prac doszczelniających szyb w 2010 roku. Zakres, częstotliwość oraz wyniki kontroli zagrożenia wodnego pozwalają na stwierdzenie, że stan zagrożenia wodnego Kopalni Soli „Wieliczka” w roku 2009 nie uległ zmianie.

Artykuł recenzował
prof. dr hab. inż. Jacek MOTYKA

Literatura:

1. Wójcik J.: *Opis katastrofalnego wycieku Kłoski - Coloredo w Kopalni Soli Wieliczka (1868-1879). Próba rekonstrukcji wydarzeń*. Maszynopis Arch. Działu Geologicznego Kopalni Soli Wieliczka 1992.
2. Sękiewicz J., Markowski I.: *Historia wdarcia się wody w zachodnim krańcu kopalni na poz. VI w sierpniu 1959 r. przez otwór badawczy 6-67, akcji awaryjnej i budowy tam wodnych*. Maszynopis Arch. Działu Geologicznego Kopalni Soli Wieliczka 1963.
3. Rejestr wycieków kopalnianych. Książki kontroli wycieków poz. I-IX, stan na 31.12.2009 r. Arch. Działu Geologicznego Kopalni Soli „Wieliczka”.
4. Zuber A., Duliński M.: *Badania izotopowe wód kopalnianych Wieliczki wykonane w latach 1973-2004: rezultaty i ich interpretacja* Maszynopis Archiwum Działu Geologicznego Kopalni Soli Wieliczka 2004.

Nowoczesne technologie zbrojenia odwiertów poziomych dla potrzeb magazynów gazu

1. Wstęp

Na terenie Polski południowo-wschodniej znajdują się cztery podziemne magazyny gazu ziemnego eksploatowane przez Sanocki Oddział Polskiego Górnictwa Naftowego i Gazownictwa SA w Warszawie. Jednym z nich jest Strachocina. Magazyn powstał w roku 1982 w złożu gazu ziemnego Strachocina, eksploatowanym od roku 1928.

2. Geologia złoża Strachocina

Złoże to, będące jednym z większych elementów tektonicznych centralnej depresji karpackiej, charakteryzuje się piętrowym stylem budowy strukturalnej. Dolne piętro zbudowane z warstw dolnej kredy, łupków godulskich i warstw istebniańskich posiada kształt spłaszczonej antykliny o stromych skrzydłach. Natomiast górne piętro zbudowane z eoceńskich utworów łupkowych zostało silnie przełańdowane i wyciśnięte ku górze, tworząc formę diapirową.

Przedstawiona budowa została jeszcze dodatkowo skomplikowana powstaniem tektoniki uskokuwej oraz spękań poprzecznych i wzdłużnych. W wyniku rozpoznania wiertniczego w złożu stwierdzono występowanie 3 poprzecznych dyslokacji, dzielących złożo na obszar północny, środkowy i południowy. Zarówno dyslokacje poprzeczne, jak i podłużne, tnące złożo na 6 elementów charakteryzują się amplitudą przemieszczeń dochodzącą do 120 m. W czasie dotychczasowego magazynowania gazu nie zauważono wpływu tych dyslokacji na pracę poszczególnych elementów złoża.

TREŚĆ:

Projekt rozbudowy PMG Strachocina związany z powiększeniem pojemności czynnej magazynu obejmował odwiercenie i uzbrojenie ośmiu odwiertów poziomych w celu uzyskania odpowiedniej mocy odbioru i zatłaczania gazu. W artykule przedstawiono problemy oraz doświadczenia zdobyte podczas realizacji czterech odwiertów SH-5,6,7,8 zlokalizowanych na terenie Ośrodka Grupowego nr 2. Odwierty te wyposażono korzystając z unikatowej w warunkach PMG technologii rozszerzania wgłębnych filtrów przeciwpiaaskowych. Zaprezentowano także wyniki próbnej eksploatacji wymienionych odwiertów w sezonie 2009/2010.

SŁOWA KLUCZOWE:

poszerzane filtry przeciwpiaaskowe, uzbrojenie wgłębne odwiertów, zestaw do wiercenia kierunkowego

Akumulacja gazu w rejonie Strachocina nastąpiła w warstwach istebniańskich, w trzech kompleksach piaskowcowych izolowanych pakietami łupków o miąższości 5–50 m. Magazynowanie gazu prowadzone jest w horyzoncie I i II. W tabeli 1 przedstawiono podstawowe informacje dotyczące złoża Strachocina.

3. Koncepcja rozbudowy PMG Strachocina i technologia zbrojenia wgłębnego

Parametry pracy magazynu przed i po rozbudowie zestawiono w tabeli 2. Jak widać, inwestycja pod nazwą „Rozbudowa PMG Strachocina” zakładała powiększenie pojemności czynnej PMG z 150 do 330 mln nm³. Podyktowane jest to aktualnymi potrzebami systemu gazowniczego kraju. Rozbudowa obejmuje zmianę infrastruktury napowierzchniowej magazynu oraz zwiększenie zdolności zatłaczania i odbioru gazu poprzez odwiercenie dodatkowych ośmiu

Tab. 1. Podstawowe parametry geologiczne złoża Strachocina

	Horyzont	I	II
1.	Powierzchnia złoża	2,148 km ²	1,265 km ²
2.	Średnia głębokość spągu	840,0 m	950,0 m
3.	Średnia miąższość horyzontu	44,9 m	63,1 m
4.	Średnia grubość nadkładu	800,0 m	900,0 m
5.	Stratygrafia stropu	piaskowce czarnorzeckie	piaskowce czarnorzeckie
6.	Stratygrafia spągu	piaskowce czarnorzeckie	piaskowce czarnorzeckie
7.	Forma złoża	antyklina	antyklina
8.	Parametry jakościowe skały zbiornikowej:		
8.1.	porowatość średnia	11,9%	10,1%
8.2.	przepuszczalność średnia	13,74 mD	24,83 mD
8.3.	pierwotne ciśnienie złożowe	10,05 MPa	9,60 MPa
8.4.	ciśnienie złożowe po zakończeniu eksploatacji	0,97 MPa	1,04 MPa

Tab. 2. Zestawienie parametrów pracy magazynu przed i po rozbudowie

Parametr objaśniany		Stan obecny	Stan po rozbudowie
Pojemność czynna	mln m ³	150	330
Pojemność buforu całkowitego	mln m ³	727,5	727,5
Pojemność buforu wydobywalnego	mln m ³	530,0	530,0
Zakres ciśnień pracy	MPa	3,68 – 2,60	4,3 – 2,6
Zakres ciśnień odbioru gazu	MPa	2,72 – 1,63	2,8 – 1,8
Moc odbioru gazu	m ³ /min	828,2–562,9	2 678 – 1 147
Średnia wydajność odbioru	m ³ /min	671,6	1910,5
Czas odbioru	doby	152	120
Zakres ciśnień zatłaczania gazu	MPa	2,83 – 4,03	2,8 – 4,0
Moc zatłaczania gazu	m ³ /min	906,7 – 164,9	1 544 – 1 233
Średnia wydajność zatłaczania	m ³ /min	622,46	1 385,5
Czas zatłaczania	doby	164	150
Liczba odwiertów	sztuk	34	34 – pionowe 8 – poziome

odwiertów horyzontalnych. Pozwoli to skrócić czas pracy magazynu w poszczególnych cyklach. Warto także zauważyć, że zwiększenie pojemności czynnej PMG nie wymaga powiększenia pojemności buforowej. Zaletą złoża jest jego wolumetryczny charakter, co daje dalsze możliwości powiększania pojemności czynnej.

Odwierty poziome zostały zgrupowane na dwóch platformach wiertniczych (po 4 odwierty) zlokalizowanych we wschodniej i środkowej części złoża. Odwierty te miały udostępnić zarówno pierwszy, jak i drugi horyzont magazynowy odcinkami poziomymi o długości po ok. 300 m. Ze względu na problem piaszczenia, występujący w trakcie eksploatacji odwiertów pionowych, podjęto decyzję o wyposażeniu nowych odwiertów w poszerzone filtry przeciwpiaškowe (expandable sand screens). Filtry wykonane w tej technologii charakteryzują się stosunkowo niewielką średnicą zewnętrzną, co znacznie ułatwia ich

zapuszczanie. Po osiągnięciu głębokości posadowienia zostają one rozszerzone za pomocą specjalnego narzędzia (fot.1), zwiększając swoją średnicę nawet o 25%.

Uzbrojenie tego typu jest unikatowe w warunkach PMG (w Europie stosowane jedynie w jednym z magazynów we Włoszech), ale zostało już sprawdzone na świecie w innych zastosowaniach. W technologii poszerzania wykonano również pozostałe elementy uzbrojenia nierurowanej sekcji odwiertu, tj. wieszak, pakery i rury „ślepe”. Dostawcą uzbrojenia i serwisu była firma Baker Oil Tools. Z oferty tej firmy wybrano filtry o średnicy zewnętrznej 7,266” (śr. wew. 6,235”), które miały być rozszerzone w nierurowanej sekcji poziomej 8,5”, osiągając średnicę zewnętrzną do 8,650” (śr. wew. do 7,794”). Budowę filtra przedstawiono na fotografii 2.



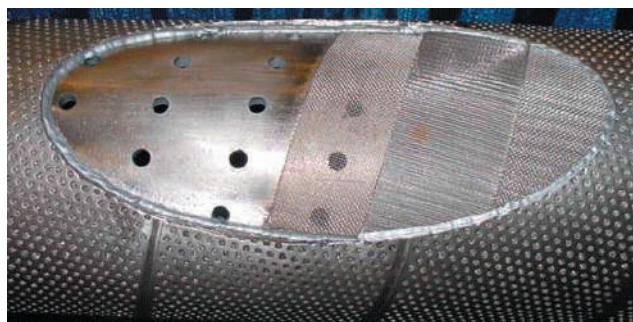
Fot. 1. Poszerzacz

Zalety takiego rozwiązania to m.in.: duża średnica wewnętrzna, mechaniczne podparcie ściany odwiertu, możliwość selektywnego udostępniania horyzontów, wykonanie zbrojenia w jednym marszu oraz możliwość ewentualnego wykonania filtrowania z obsypką wewnątrz poszerzonego filtra, gdyby taka konieczność zaistniała w przyszłości.

4. Realizacja odwiertu SH-7

Tabela 3 podaje dane dotyczące uzbrojenia odwiertów zlokalizowanych w Ośrodku Grupowym 2. Proces realizacji odwiertu omówiono w dalszej części na przykładzie otworu SH-7.

Proces realizacji odwiertów przedstawiono na przykładzie otworu SH-7. Wiercenie odwiertu SH-7 rozpoczęto 21.04.2008 r. Sekcją 24" (610 mm) do głębokości 40 m odwiercono, stosując płuczkę bentonitową w czasie 23 godz., nie odnotowując żadnych trudności wiertniczych. W sekcji tej zostały zacementowane rury 18 5/8". Interwał 40–250 m przewiercono świdrem o średnicy 17 1/2" (444,5 mm) przy użyciu płuczki ben-



Fot. 2. Budowa filtra rozszerzanego Baker Express

tonitowej w czasie 99 godz. Także i w tym przypadku w trakcie wiercenia nie wystąpiły poważne trudności wiertnicze. Sekcja ta została zarurowana rurami okładzinowymi 13 3/8". Płuczkę KCI PHPA zastosowano przy wierceniu kolejnej sekcji 12 1/4" (311 mm) w interwale 250–932 m. Odcinek ten wiercono przy użyciu silnika wgłębnego, rozpoczynając budowę kąta odchylenia osi otworu po otwarciu kolumny rur 13 3/8". W głębokości 932 m kąt odchylenia wynosił 67,8°. Poza zaciąganiem podczas ciągnięcia przewodu nie stwierdzono innych trudności. Czas wiercenia wyniósł 154 godz. W sekcji tej do głębokości 932 m zacementowano kolumnę rur okładzinowych 9 5/8" uzbrojoną w paker zewnętrzny (ECP). Odcinek odwiertu w horyzoncie magazynowym 932–1302 m wykonano świdrem o średnicy 8 1/2" (216 mm) i zestawem do wiercenia kierunkowego z silnikiem wgłębnym, stosując płuczkę KCI XCD w czasie 129 godz. osiągając nachylenie odwiertu 78°.

Największy problem podczas wiercenia tego odwinka stanowiły gwałtowne ucieczki płuczki w różnych głębokościach od 1175 m do 1265 m. Od głębokości 1175 m obserwowano ponadto stały zanik statyczny płynu w ilości od 0,5–do 1,5 m³/h. Ucieczki likwidowano poprzez wtłaczanie 5–10 m³ płuczki z dodatkiem blokatorów i wytlaczaniem przybitką z płuczki obiegowej. Po wytlóczeniu podciągano przewód do buta rur i płukano ze zredukowanym wydatkiem, a następnie kontynuowano wiercenie. W sumie w czasie wiercenia, pomiarów geofizycznych, przygotowania odwiertu do zbrojenia i samego zbrojenia „ucieкло” 473,6 m³ płuczki.

Tab. 3. Uzbrojenie wgłębne odwiertów na Ośrodku Grupowym 2

Nazwa odwiertu	Głębokość	Okres wiercenia	Zarurowanie	Rury wydobywcze	Paker	Wgłębny zawór bezpieczeństwa	Filtr złożowy Baker EXPRES
SH-5	1413 m (TVD 1025m)	04.2009	18 5/8"- 40 m 13 3/8"- 250 m 9 5/8"- 890 m	5 1/2" VAM Top - 859,34 m	Baker SC-1R 801,37 m	Baker TE-5 5 1/2" x 4,56" 32,75 m	853,20 -1371,75 m
SH-6	1275 m (TVD 897 m)	12.2008	18 5/8"- 40 m 13 3/8"- 250 m 9 5/8"- 938 m	5 1/2" VAM Top - 895,28 m	Baker SC-1R 861,14 m	Baker TE-5 5 1/2" x 4,56" 36,74 m	893,28 -1230,60 m
SH-7	1302 m (TVD 901 m)	06.2008	18 5/8"- 40 m 13 3/8"- 250 m 9 5/8"- 932 m	5 1/2" VAM Top - 913,54 m	Baker SC-1R 841,23 m	Baker TE-5 5 1/2" x 4,56" 29,08 m	910,23 -1282,93 m
SH-8	1251 m (TVD 947 m)	08.2008	18 5/8"- 40 m 13 3/8"- 253 m 9 5/8"- 853 m	5 1/2" VAM Top - 824,00 m	Baker SC-1R 748,04 m	Baker TE-5 5 1/2" x 4,56" 42,06 m	827,35 -1222 m

Ucieczki te spowodowane były znacznym zeszcelinowaniem skały zbiornikowej oraz niskim ciśnieniem złożowym.

Po zakończeniu pomiarów, w ramach przygotowań do zapięcia wieszaka 53,5lb FORMlock, wykonano skrobanie rur okładzinowych 9 5/8". Ponownie wykonano pomiary w celu sprawdzenia średnicy otworu średnicówką 62-punktową. Miało to za zadanie ustalenie miejsca najodpowiedniejszego do zapięcia wieszaka. Następnie wykonano kolejny marsz świdrem 8 1/2" na przewodzie wiertniczym w celu oczyszczenia odwiertu z pozostałości zwiercin i materiałów filtracyjnych poprzez cyrkulację z dużym wydatkiem. Płyn był oczyszczany na sitach 250 mesh (61 mikronów) i przetestowany na próbce filtra. Przygotowanie odwiertu zakończono marszem zestawu składającego się z „bull nose’a” 6,7", stabilizatora świdra, jednego obciążnika i stabilizatora przewodu. Ten zestaw został dopuszczony do głębokości końcowej bez cyrkulacji i obrotów w celu zasymulowania marszu uzbrojeniem wgłębnym.

Po przeanalizowaniu wyników pomiarów geofizycznych ustalono następującą kolejność i ilość wyposażenia (uzbrojenie odwiertu w kolejności zapuszczania):

- 1 x but;
- 1 x filtr nierozszerzany;
- 42 x odcinki filtra;
- 4 x odcinki rur ślepych;
- 1 x manipulak filtra;
- 2 x odcinki filtra;
- 2 x odcinki rur ślepych;
- 3 x odcinki filtra;
- 1 x FORMpac 7,5";
- 3 x manipulaki rur ślepych;
- 5 x odcinków rur ślepych;
- 1 x łącznik bezpieczeństwa Buttress X/O;
- 1 x wieszak 53,5lb FORMlock;
- 1 x łącznik;
- 4 x odcinki tulei narzędziowej.

Zestaw ten wraz z narzędziem do poszerzania został dopuszczony do spodu odwiertu (fot. 3) a czas potrzebny na całą operację wyniósł 9,5 godz. Rozszerzany odcinek miał długość 350,56 m (ostatni kawałek filtra i but pozostawiono w stanie nierozszerzonym ze względów bezpieczeństwa). Wymagało to 13,5 godz., czyli pręd-



Fot. 3. Zapuszczanie uzbrojenia wgłębnego na odwiercie SH-7

kość poszerzania wyniosła 26 m/godz. Całość operacji przebiegła bez większych trudności. Odwiert wywołano azotem za pomocą jednostki azotowej i CT.

Realizacja pozostałych odwiertów zlokalizowanych na tej platformie przebiegała w sposób analogiczny. Podobnie jak w przypadku SH-7 największy problem stanowiły znaczne ucieczki płuczki wiertniczej.

5. Próbną eksploatacja

W grudniu 2009 wykonano tymczasowe podłączenie odwiertów SH-5, 6, 7 i 8 do kolektora zbiorczego poprzez indywidualne węzły redukcyjno-pomiarowe, tym samym umożliwiając rozpoczęcie ich próbnej eksploatacji (fot. 4).

Miało to na celu oczyszczenie odwiertów z płynu pozostałego po wierceniu i uzyskanie wstępnych informacji dotyczących wydajności. Odwierty zostały włączone do eksploatacji 9.01.2010 r. i pracowały do końca cyklu odbioru gazu z PMG, tj. do 19.03.2010 r. Wykres wydajności odwiertów przy średnim ciśnieniu kolektorowym 2,02 MPa w styczniu i 1,92 MPa w lutym przedstawiono na rysunku 1.

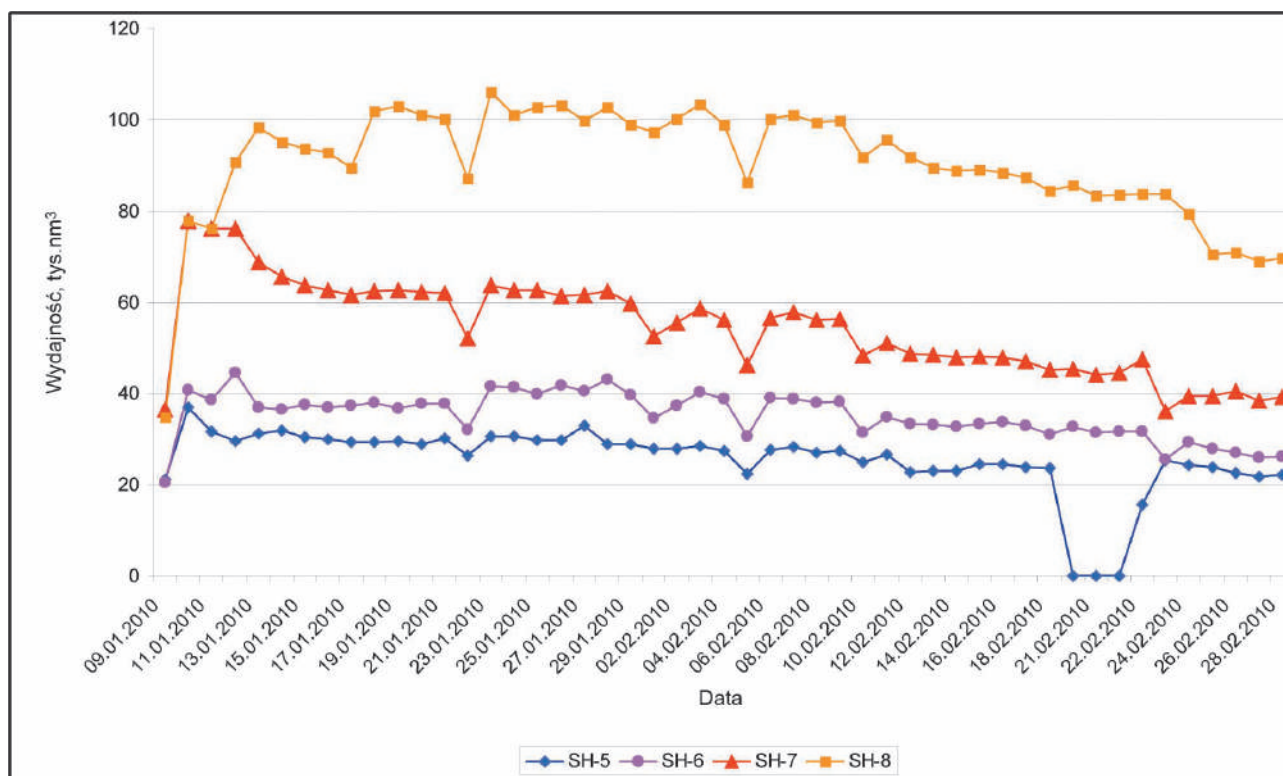
Należy zauważyć, że omawiane odwierty znajdują się obecnie we wczesnej fazie oczyszczania. Biorąc pod uwagę znaczne ilości płynu, który pozostał w złożu i różnego rodzaju materiały stosowane do likwidacji ucieczek, należy się spodziewać, że wydajność odwiertów powinna rosnąć w miarę oddawania płynu. Nie wyklucza się również wykonania zabiegu kwasowania celem rozpuszczenia blokatorów.

6. Podsumowanie

1. Pomimo napotkanych trudności, wiercenie zaplanowanych 8 odwiertów w trudnych warunkach Przedgórze Karpat w wysoce zeszcelinowanej strukturze i przy obniżonym ciśnieniu złożowym (poniżej ciśnienia hydrostatycznego) zakończyło się sukcesem.
2. Zbrojenie odcinków horyzontalnych przebiegało bez większych zakłóceń. Wszystkie osiem odwiertów uzbrojono wykorzystując ten sam zestaw narzędzi do poszerzania. Całkowita długość rozszerzanych



Fot. 4. Odwierty na Ośrodku Grupowym 2 podłączone do próbnej eksploatacji



Rys. 1. Wydajność odwiertów SH-5, 6, 7 i 8 w okresie 9.01-28.02.2010 r.

odcinków wyniosła 3,151 m (najdłuższy odcinek to 523 m w otworze SH-3). Należy stwierdzić, że ta niestosowana dotąd w Polsce technologia może być alternatywą dla tradycyjnych metod zbrojenia otworów.

3. Pierwsze testy produkcyjne oraz prowadzona w początku roku próbna eksploatacja wskazują, że po

oczyszczeniu odwiertów uzyskane z nich wydajności będą zbliżone do projektowanych.

4. Zdobyte doświadczenia wskazują na zasadność wiercenia odwiertów poziomych dla celów podziemnego magazynowania gazu.

Artykuł recenzował
prof. dr hab. inż. Andrzej GONET

Literatura

1. Materiały wewnętrzne PGNiG Oddział w Sanoku.
2. Publikacje techniczne i sprawozdania z prac Baker Oil Tools.
3. Raporty wiertnicze PNiG Kraków.
4. Raporty eksploatacyjne odwiertów SH-5, 6, 7, 8.

Łukoochronność rozdzielnic SN na przykładzie przeprowadzonych prób odporności na wewnętrzne zwarcia łukowe

TREŚĆ:

W opracowaniu omówiono wymagania stawiane rozdzielnicom łukoodpornym, przebieg prób podczas wewnętrznych zwarć łukowych oraz szczególne przypadki, dla których odporność rozdzielnic SN na zwarcia łukowe może nie zostać zachowana.

SŁOWA KLUCZOWE:

łukoochronność, łukoodporność, rozdzielnica SN, zwarcia łukowe

1. Wprowadzenie

Podczas zwarcia łukowego wydzielają się ogromne ilości energii, zależnie od wartości prądu zwarciovego, długości łuku i czasu trwania zwarcia.

Przebieg typowego zwarcia łukowego w rozdzielnicy przedziałowej, z dekompresją zewnętrzną poprzez kłapy bezpieczeństwa, podzielić można na 4 fazy [7]:

1. Faza sprężania rozpoczyna się w chwili zapalenia łuku i trwa do momentu wystąpienia wewnątrz rozdzielnicy najwyższego ciśnienia. Czas fazy sprężania, jak i przyrost ciśnienia zależy od prądu łuku, rozmiarów przedziału, miejsca powstania zwarcia i rodzaju zastosowanych zabezpieczeń ciśnieniowych.
2. Faza rozprężania rozpoczyna się w chwili otwarcia kłap dekompresyjnych i spadku ciśnienia wskutek wyrzucenia na zewnątrz rozgrzanych gazów. Pod koniec tej fazy w urządzeniu występuje niewielkie podciśnienie związane z uzupełnieniem przez zimne powietrze wyrzuconych gorących gazów. Czas fazy rozprężania jest w przybliżeniu równy czasowi fazy sprężania.
3. Faza emisji charakteryzuje się ciągłym napływem zimnego powietrza do rozdzielnic, jego nagrzewaniem i wyrzu-

caniem na zewnątrz. Fazie towarzyszy ciągły wzrost temperatury powietrza.

4. Faza termiczna trwa do chwili wyłączenia łuku. Łuk działa na części stałe urządzenia i powoduje stopienie i wyparowanie odcinków szyn, zacisków aparatów i spalenie materiałów izolacyjnych [8].

2. Zwarcia łukowe w rozdzielnicach wewnętrznych

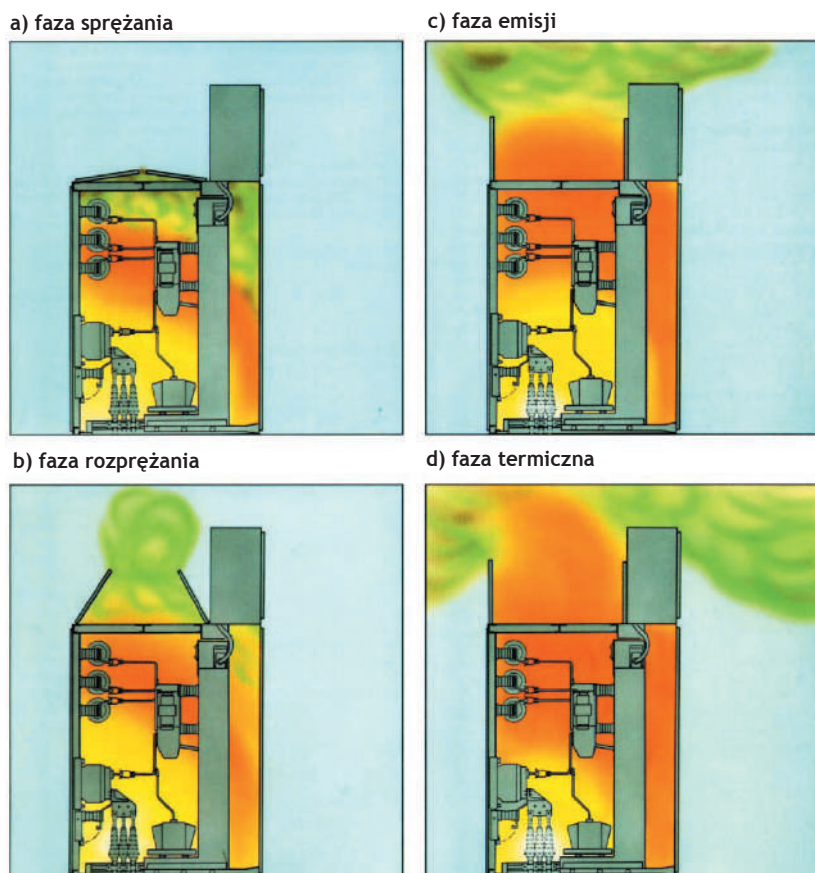
Zwarcia łukowe w rozdzielnicach wewnętrznych stanowią duże zagrożenie dla obsługi, ciągłości zasilania i zamontowanej aparatury.

Istnieje wiele przyczyn powstania zwarć. Należą do nich m.in.:

- błędy ludzkie podczas czynności eksploatacyjnych, remontowych, przeglądów, wynikające z błędnej organizacji pracy;
- wady materiałowe, ujawniające się niekiedy po wielu latach w wyniku degradacji izolacji lub mechanicznego zmęczenia materiału;
- przyczyny środowiskowe: zawilgocenie lub zapylenie rozdzielnic i jej elementów, wtargnięcia małych zwierząt;
- zjawiska elektryczne: przepięcia, ferro rezonans;
- błędy projektowe (np. niewłaściwy dobór aparatury i kabli) i konstrukcyjne [5].

W ELEKTROBUDOWIE SA dokonano analizy przyczyn powstania 33 wewnętrznych zwarć łukowych w rozdzielnicach SN, przedziałowych, które powstały w ostatnich kilkunastu latach (tabela 1).

Przeanalizowano jednocześnie częstotliwość występowania zwarć w różnych przedziałach konstrukcyjnych rozdzielnic (tabela 2).



Rys. 1. Przebieg zwarcia łukowego

następuje błyskawiczny wzrost ciśnienia, które potrafi osiągnąć wartość kilku barów już po kilkunastu milisekundach [3, 4].

Jednym z podstawowych zagrożeń dla osób obsługujących jest bezpośrednie promieniowanie łuku elektrycznego oraz oderwanie się elementów uszkodzonej obudowy. Kolejnym zagrożeniem jest emisja gorących i trujących gazów powstałych w wyniku spalania materiałów izolacyjnych oraz przewodzących par metali.

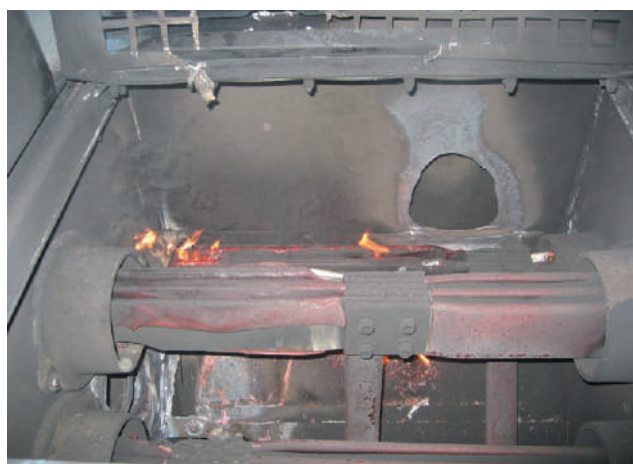
Jeszcze groźniejsza sytuacja wystąpi podczas zwarcia w rozdzielnicach izolowanych SF6. Rozerwanie się membrany bezpieczeństwa powoduje wyrzut do pomieszczenia rozdzielni toksycznych substancji, fluorków metali i innych.

Zwarcim łukowym towarzyszy często powstanie hałasu o natężeniu powyżej granicy bólu.

Odporność rozdzielnic na działanie zwarć łukowych może zostać podwyższona dzięki:

- zastosowaniu środków zaradczych zmniejszających prawdopodobieństwo wystąpienia zwarcia,
- zastosowaniu środków ograniczających skutki działania łuku.

Temperatura łuku może sięgać kilkunastu tysięcy stopni. W tej temperaturze ulegają stopieniu elementy aparatury, szyn, izolacji i konstrukcji rozdzielnic. Stopione cząstki materiałów przewodzących osiadają na nieuszkodzonych w czasie zwarcia częściach rozdzielnic, również na izolatorach. W rozdzielnicach zamkniętych



Fot. 1. Przedział szynowy po próbie łukowej 25kA w ciągu 1 sekundy

Tab. 1. Przyczyny wewnętrznych zwarć łukowych w rozdzielnicach SN

Przyczyna zwarcia	Udział w % w łącznej ilości zwarć
Uszkodzenie przekładnika napięciowego	16
Uszkodzenie głowicy kablowej lub błąd przy jej przykręceniu	16
Uszkodzenie przekładnika prądowego	16
Błędy podczas pomiarów, przeglądów	12
Uszkodzenie wyłącznika	9
Błędy podczas instalacji rozdzielnic u inwestora	6
Błędy w organizacji pracy pod napięciem	6
Uszkodzenie ogranicznika przepięć	6
Nie stwierdzono jednoznacznie przyczyny	13

Tab. 2. Analiza częstotliwości występowania zwarć w poszczególnych przedziałach konstrukcyjnych rozdzielnic

Przedział konstrukcyjny rozdzielnic SN	Udział w % w łącznej ilości zwarć
Przedział przyłączowy	63
Przedział członu wysuwonego	34
Przedział odłącznika szynowego	3
Przedział szyn zbiorczych	0
Przedział obwodów pomocniczych	0

3. Wymagania norm, próby typu

PN-EN 62271-200:2007 „Rozdzielnice prądu przeniennego w osłonach metalowych na napięcia powyżej 1 kV do 52 kV włącznie” jest normą dotyczącą rozdzielnic średniego napięcia.

Wg normy [2] badania rozdzielnic na napięcia powyżej 1 kV obejmują sprawdzenie parametrów znamionowych wraz z odpornością na łukowe zwarcia wewnętrzne.

Zgodnie z normą PN-EN 62271-200 zaleca się, aby czas próby (trwania zwarcia łukowego wewnątrz rozdzielnicy) nie przekraczał 1 sekundy. Do tego czasu obudowa powinna wytrzymać wewnętrzne ciśnienie i wysoką temperaturę, zwarcie wyłączane jest przez zabezpieczenia nadprądowe. Próby w czasie zwarcia 0,1 sekundy wykonuje się, jeżeli w rozdzielnicy zastosowano system szybkiego wyłączenia wewnętrznego zwarcia łukowego oraz – w większości przypadków – klapy dekompresyjne (bezpieczeństwa) zainstalowane na obudowach poszczególnych przedziałów SN. Próba w czasie 0,1 sekundy sprawdza praktycznie tylko odporność rozdzielnicy na działanie ciśnienia.

Podczas prób łukoodporności zwarcie jest inicjowane poprzez zwarcie torów głównych drutem o średnicy 0,5 mm w miejscu najbardziej niekorzystnym z punktu widzenia wytrzymałości rozdzielnicy. W rozdzielnicy przedziałowej dla każdego przedziału SN wykonywana jest oddzielna próba.

Dookoła badanej rozdzielnicy ustawiane są dwumetrowej wysokości ramy z wskaźnikami (drewniane ramki obite materiałem bawełnianym lub batystowym) ustawionymi pionowo do wysokości 2 m i poziomo na wysokości 2 m. Odległość ram od rozdzielnicy wynosi 30 cm (dostęp rodzaju A – rozdzielnice dostępne tylko dla uprawnionych osób) lub 10 cm (dostęp rodzaju B – dla wszystkich). Rozdzielnice SN mają dostęp A: ustawiane są w pomieszczeniach, do których nie mają dojścia osoby niewykwalifikowane.

Aby próby były „zaliczone” pozytywnie muszą być spełnione – zgodnie z normą PN-EN 62271-200 – następujące kryteria:

1. nie mogą się otworzyć prawidłowo zamknięte drzwi rozdzielnicy i osłony zewnętrzne,
2. nie mogą się oderwać od rozdzielnicy żadne większe elementy konstrukcyjne (ważące więcej niż 60 gramów),
3. dostępne osłony zewnętrzne rozdzielnicy nie mogą zostać uszkodzone, wypalone przez łuk,
4. nie mogą się zapalić pionowe i poziome wskaźniki (zapalenie jest dopuszczalne z powodu zapłonu przez jarzące się, bardzo małe cząstki).

5. osłony rozdzielnicy pozostają połączone z głównym ciągiem uziemiającym rozdzielnicy.

Jednym z narzędzi służących do poprawnej oceny próby odporności na łukowe zwarcia wewnętrzne jest wykonanie filmu podczas przeprowadzania badań i jego analiza. Jest to szczególnie zalecane do oceny spełnienia kryterium nr 4: zapalenie się indykatora (indykatorów).

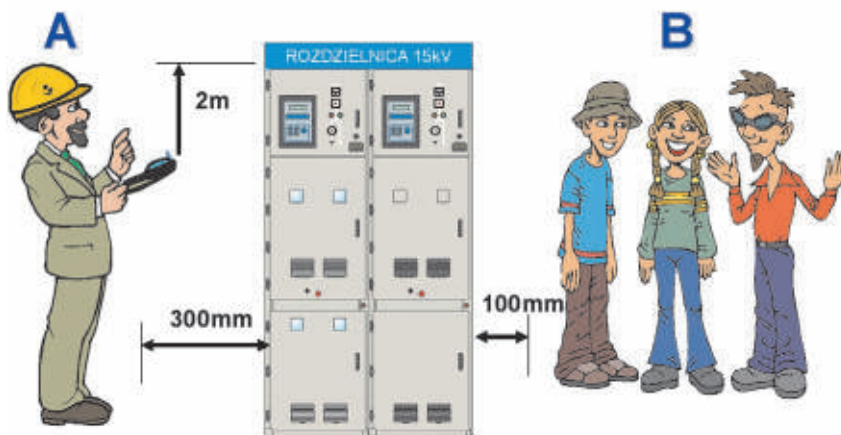
4. Rozwiązania konstrukcyjne rozdzielnic łukoodpornych

Norma PN-EN 62271-200 określiła stosowanie konstrukcji rozdzielnic średnionapięciowych odpornych na oddziaływanie wewnętrznego zwarcia łukowego.

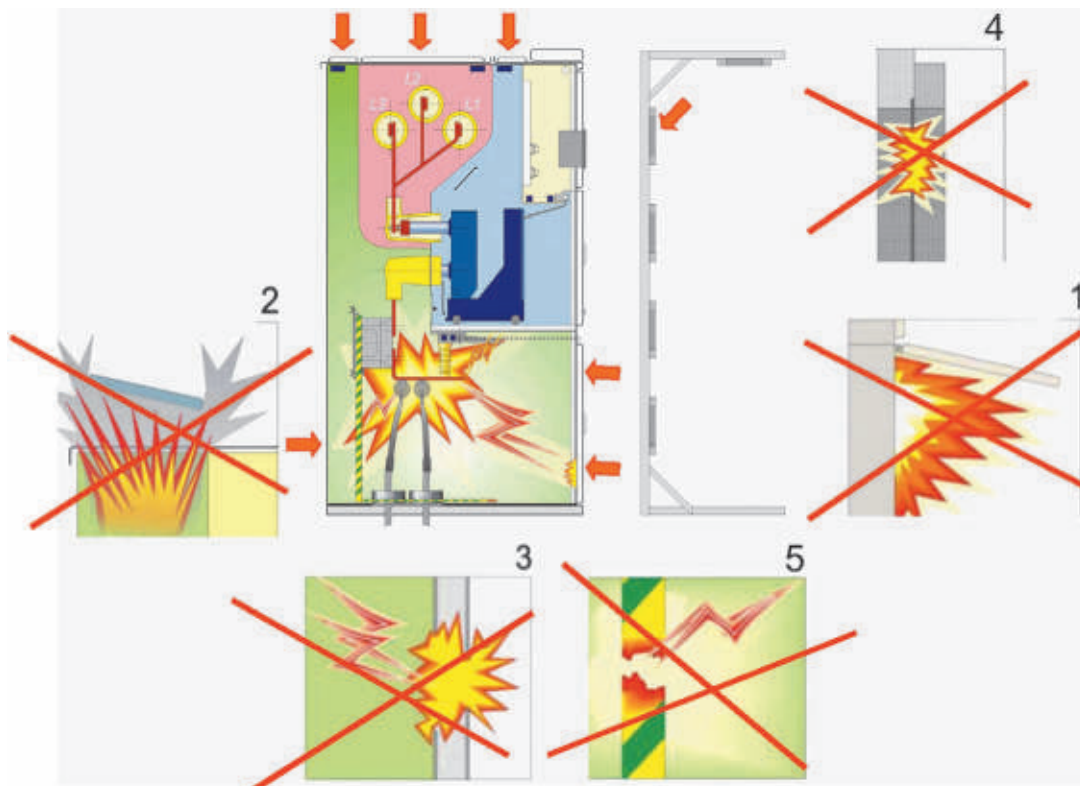
Rozwój rozdzielnic łukoodpornych rozpoczął się tak naprawdę wraz z wprowadzoną w 1981 roku normą IEC 298 – „Rozdzielnice prądu przeniennego w osłonach metalowych na napięcia znamionowe powyżej 1 kV do 52 kV włącznie” [1]. Sprecyzowała ona pojęcie rozdzielnic przedziałowych, podzieliła rozdzielnice na dwie grupy: z dostępem A i z dostępem B, dopuszczała jeszcze produkcję rozdzielnic niesprawdzonych pod względem odporności na zwarcia łukowe.

Na przełomie lat osiemdziesiątych i dziewięćdziesiątych użytkownicy zdefiniowali nowe wymagania wobec rozdzielnic, oczekując:

- zmniejszenia gabarytów rozdzielnic – co w rezultacie zmniejsza nakłady na budowę budynków rozdzielnic oraz zmniejsza koszty użytkowania (mniejsze koszty ogrzewania, oświetlenia),
- wprowadzenia – jako standardu – konstrukcji łukoodpornych i łukoodpornych: bezpieczniejszych dla pracowników obsługi i ograniczających wielkość zniszczeń podczas wewnętrznych zwarć łukowych,
- wykonywanie czynności łączeniowych i przesuwanie członów wysuwnych, przy zamkniętych drzwiach rozdzielnic,
- uproszczenia obsługi i konserwacji – zmniejsza to możliwość popełnienia błędów przez pracowników eksploatacji,
- zwiększenia trwałości i niezawodności działania, dzięki czemu zmniejsza się czas ewentualnych awaryjnych przerw w dostawie energii elektrycznej i wynikających z nich kosztów,
- zmniejszania kosztów obsługi eksploatacyjnej rozdzielnic, remontów, przeglądów,
- możliwość stosowania różnych typów aparatów zależnie od życzeń inwestorów i projektantów – na polskim rynku pojawiło się wielu dostawców dobrej klasy aparatury.



Rys. 2. Rodzaje dostępu: A, B wg punktu A.2 normy PN-EN 62271-200



Rys. 3. Kryteria akceptacji 1-5 wg punktu A.6 normy PN-EN 62271-200

Rozwiązania konstrukcyjne nowoczesnych rozdzielnic odpornych na zwarcia łukowe powinny:

- a) uniemożliwić oddziaływanie niebezpiecznych skutków wewnętrznego zwarcia (oderwane elementy, płonące gazy...) na zewnątrz rozdzielnic, przy uwzględnieniu ograniczenia niebezpiecznej strefy do odległości pokazanych na rysunku 2 – rodzaj dostępu A i B,
- b) uniemożliwić przedostanie się skutków tego zwarcia, z uszkodzonego pola do sąsiednich.

Norma PN-EN 62271-200 nie określa dopuszczalnych warunków oddziaływania łuku między przedziałami. Jednakże konstrukcje rozdzielnic wysokiej klasy – w tym oczywiście rozdzielnic przeznaczonych dla górnictwa – uniemożliwiają przedostanie się skutków zwarcia do sąsiednich przedziałów funkcjonalnych, chroniąc w ten sposób aparaty zamontowane w tych przedziałach oraz zarazem radykalnie przyspieszając i ułatwiając przywrócenie rozdzielnic do eksploatacji.

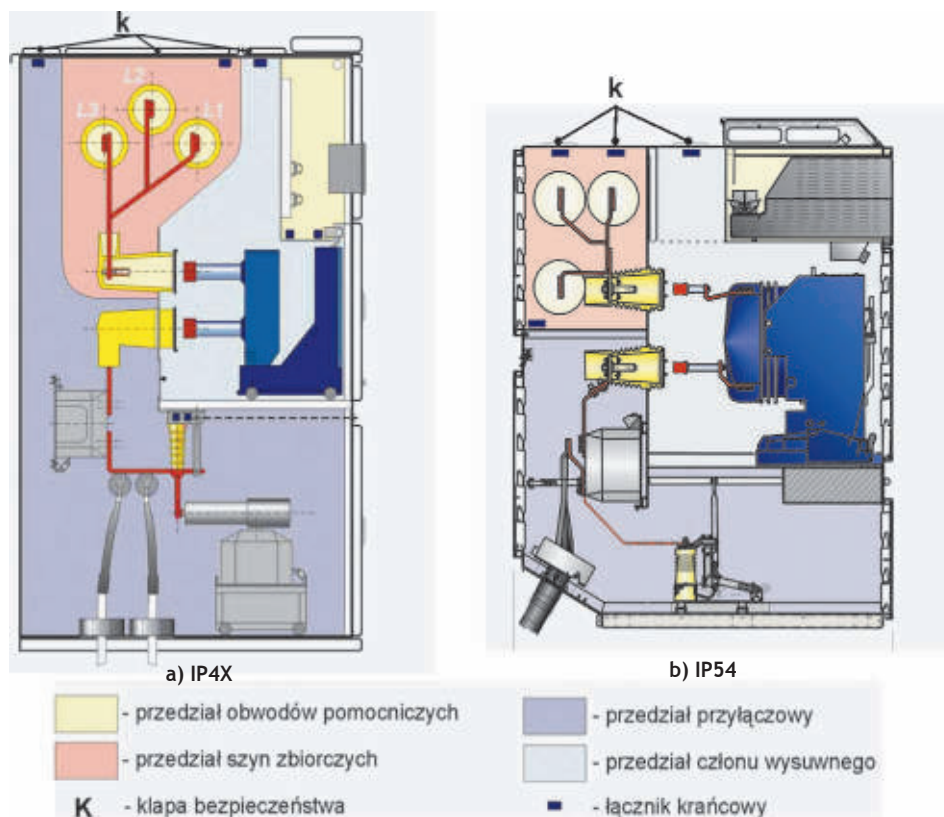
Podstawowymi środkami zmniejszającymi prawdopodobieństwo wystąpienia łuku jest obudowa rozdzielnic o odpowiednim stopniu szczelności, zależnym od warunków środowiskowych oraz system blokad zabezpieczających przed błędnymi łączeniami i niewłaściwą obsługą. Ograniczenie szkodliwych skutków działania łuku uzyskuje się dzięki odpowiednio zaprojektowanej i wykonanej obudowie rozdzielnic oraz zastosowaniu systemu szybkiego wyłączenia zwarcia.

Skonstruowanie obudowy rozdzielnic wytrzymałej wieloprądowej wewnętrzne zwarcie łukowe wymaga zastosowania odpowiednio grubych blach stalowych, drzwi i osłon o stosunkowo wysokich półkach, wielu silnych zawiasów i śrub mocujących. Dla rozdzielnic o wyższych parametrach zwarciovych stosuje się obudowy lub ich części wykonane z blachy nierdzewnej. Bardzo istotne jest wykonanie szczelnej obudowy zewnętrznej rozdzielnic, minimum IP4X, a dla szczególnie trudnych warunków środowiskowych, np. wysokiego stopnia zapylenia i wilgotności – IP54. Podczas zwarcia z wnętrza

rozdzielnic wydostają się poprzez szczeliny wąziutkie strumienie zjonizowanych gazów, swego rodzaju „ogniste noże”. Z tego względu, im większa szczelność i bardziej łamana (półkami osłon zewnętrznych) droga wylotowa dla gorących gazów, tym bezpieczniejsza jest rozdzielnica.

Ciśnienie wewnątrz uszkodzonego przedziału zależy od wydzielonej energii łuku, czasu trwania zwarcia (zwłaszcza w przypadku dekompresji wewnętrznej) i pojemności przedziału. Podczas prób określających odporność na zwarcia łukowe ogromne znaczenie mają gabaryty pola i jego przedziałów. Bardzo ważna jest szerokość badanego pola, reprezentującego dany typ rozdzielnic. Nie tylko dlatego, że mniejsza podziałka oznacza większe ciśnienie wewnątrz przedziału i większą możliwość gwałtownej zewnętrznej dekompresji rozdzielnic, lecz również dlatego, że zainicjowany 3-fazowy łuk elektryczny pali się – dla węższych pól – w bezpośrednim pobliżu osłon rozdzielnic, grożąc ich przepaleniem. Szybciej również powstają wtórne łuki ziemne, zwiększając ryzyko punktowego stopienia się blach obudowy rozdzielnic. Próby powinny być wykonywane dla najbardziej niekorzystnego przypadku, bowiem pozytywny wynik próby dla pola o szerokości np. 750 mm jest zupełnie nieadekwatny do próby wykonanej dla pola o szerokości 600 mm.

Fotografia 2 przedstawia stop-klatkę z próby łukoodporności rozdzielnic przedziałowej dla prądu zwarciovego 25 kA, płynącego w ciągu pełnej jednej sekundy. Tak długi czas zwarcia powoduje stopienie się fragmentów szyn miedzianych, elementów metalowych, fragmentów izolacji. Te rozżarzone substancje są częściowo wyrzucane poza rozdzielnicę, głównie przez zamontowane na osłonie górnej kłapy dekompresyjne (bezpieczeństwa), otwierające się samoczynnie podczas gwałtownego wzrostu ciśnienia. Substancje te stanowią niebezpieczeństwo poparzenia osób eksploatujących, szczególnie w przypadku pól o małych wysokościach, do



Rys. 4. Przykładowe przekroje łukoodpornych rozdzielnic przedziałowych z dekompresją zewnętrzną

których należą pola rozdzielcze przeznaczone do pracy w wyrobiskach podziemnych (wys. 1600 mm–1850 mm). Aby temu zapobiec wprowadzono rozwiązania rozdzielnic z wewnętrzną dekompresją. Wewnątrz rozdzielnic średnionapięciowej utworzono wspólne dla minimum trzech pól komory lub biegnące wzdłuż sekcji kanały dekompresyjne, w których gromadzone są płonące gazy i cząstki.

Rysunek 5 przedstawia przekroje małogabarytowych rozdzielnic z dekompresją wewnętrzną przeznaczonych do pracy w wyrobiskach podziemnych. Rozdzielnice te, stale unowocześniane i dostosowywane do najbardziej wymagających życzeń Klientów, poddawane są próbom na wewnętrzne zwarcia łukowe dla coraz wyższych parametrów prądów zwarciovych i czasów trwania zwarcia. Aktualnie dostępne na rynku rozdzielnice dołowe o małych gabarytach (wys. do 2100 mm), z dekompresją wewnętrzną, przebadane zostały pod względem odporności na wewnętrzne zwarcia łukowe dla prądów do 25 kA i czasów trwania zwarcia łukowego: 100 ms, 150 ms, 360 ms i 1 s.



Fot. 2. Rozdzielnica podczas badań na skutki wewnętrznego zwarcia łukowego: 25kA/1sekundę

Pomimo wysokiej odporności konstrukcji rozdzielnic przebadanych dla długich czasów trwania zwarcia łukowego standardem stało się stosowanie w rozdzielnicach SN systemów szybkiego wyłączenia zwarcia łukowego. Aktualnie powszechnie stosowane są łączniki krańcowe w połączeniu z kłapami bezpieczeństwa, czujniki ciśnienia oraz systemy optoelektroniczne. Im dłużej bowiem trwa zwarcie łukowe w polu, tym większe są zniszczenia, przede wszystkim zastosowanej aparatury. Dłużej trwa wówczas przywrócenie pola do pracy, co wiąże się z dłuższą przerwą w zasilaniu.

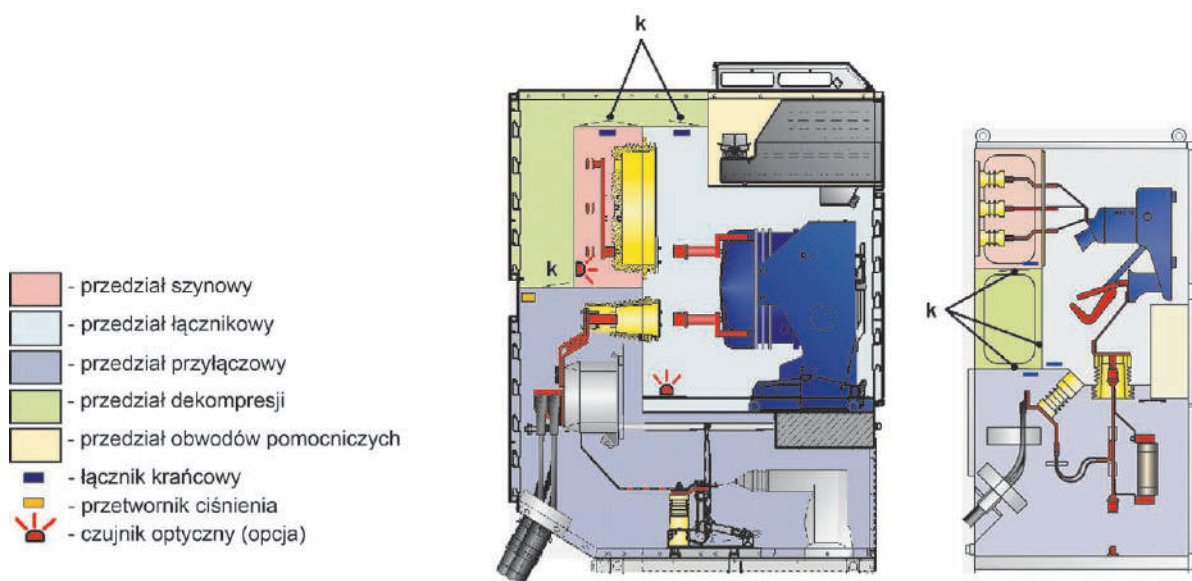
Istotnym środkiem zwiększającym ochronę obsługi przed skutkami ewentualnego zwarcia łukowego jest możliwość współpracy rozdzielnic z cyfrowymi systemami wizualizacji stanów ruchowych i awaryjnych oraz stosowanie systemów zdalnego nadzoru i sterowania. Rozdzielnice wyposaża się we współpracujące z blokadami napędy silnikowe, umożliwiające zdalne zamykanie i otwieranie łącznika głównego i uziemnika oraz manewrowanie członem wysuwnym z położenia PRACA do położenia PRÓBA i odwrotnie.

5. Odporność na wewnętrzne zwarcia łukowe pól zasilających

Odporność łukowa rozdzielnic w osłonie metalowej określona jest dwoma parametrami, dla których zostały przeprowadzone próby zgodnie z normą:

- prąd zwarciovowy I_z kA;
- czas trwania zwarcia t_z s.

Prąd zwarciovowy zastosowany podczas próby powinien zasadniczo odpowiadać znamionowemu prądowi krótkotrwałemu wytrzymawanemu rozdzielnic. Czas trwania próby określa producent. Zazwyczaj zalecanymi wartościami są 1 s, 0,5 s, i 0,1 s. Oczywiście im szybsze wyłączenie, tym skutki zwarcia są mniejsze i szybsze jest przywrócenie do pracy uszkodzonego przedziału lub pola,



Rys. 5. Przykładowe przekroje łukoodpornych rozdzielnic przedziałowych, IP 54, z dekompresją wewnętrzną

dlatego w rozdzielnicach stosowane są różne systemy szybkiego wyłączenia zwarcia łukowych.

W nowoczesnej rozdzielnicie w obudowie metalowej, gazy powstałe w wyniku zwarcia łukowego są wyrzucane poza rozdzielnicę (dekompresja zewnętrzna) lub do komory – wewnętrznego kanału dekompresyjnego (dekompresja wewnętrzna). Każdy przedział funkcjonalny SN jest wyposażony w klapy dekompresyjne (klapy bezpieczeństwa). W większości rozdzielnic pod klapami bezpieczeństwa instalowane są łączniki krańcowe, które po odchyleniu się klapy po zwarcu podają impuls na wyłączenie wyłącznika lub wyłączników zasilających zwarcie łukowe. Przeprowadzone badania wykazały, iż czas zadziałania systemu i podania impulsu wyłączającego jest krótszy niż 30 ms. Opcjonalnie lub uzupełniająco stosuje się systemy szybkiego wyłączenia zwarcia łukowego oparte na czujnikach ciśnienia pobudzających przekaźnik zabezpieczenia łukowego, który z kolei działa na wyłączenie wyłącznika. Łączna zwłoka czasowa przekaźnika ciśnieniowego oraz współpracującego z nim przekaźnika jest krótsza niż 35 ms. Postęp w optoelektronice spowodował upowszechnienie się kilku typów optoelektronicznych systemów ograniczających czas trwania zwarcia. Są to obecnie najszybsze – ekonomicznie akceptowalne – systemy wyłączenia zwarcia łukowego. Zależnie od rozwiązania łączny czas wykrycia i podania impulsu wyłączającego wynosi od 2 do 10 milisekund [5].

Producenci obecnie produkowanych wyłączników próżniowych lub z izolacją SF₆, z napędami zasobnikowo-sprężynowymi, deklarują czasy własne produkowanych przez siebie wyłączników krótsze niż 50 ms, co najczęściej zapewnia całkowite wyłączenie zwarcia w nowoczesnych rozdzielnicach w czasie znacznie krótszym niż 0,1 sek. ELEKTROBUDOWA S.A. przebadła w Instytucie Elektrotechniki w Warszawie następujące systemy szybkiego wyłączenia zwarcia łukowych: oparty na zastosowaniu łączników krańcowych, ciśnieniowy typu 8AX10 (firmy Siemens) i optoelektroniczny typu ZŁ (produkowany przez ENERGETEST). Potwierdzone podczas prób typu całkowite czasy wyłączenia zwarcia przez wyłącznik klasy HVX (produkowany przez Arewę) lub VD4 (produkowany przez ABB) wynosiły około 40 do 50 milisekund dla systemu optoelektronicznego i 55 do 70 milisekund dla pozostałych.

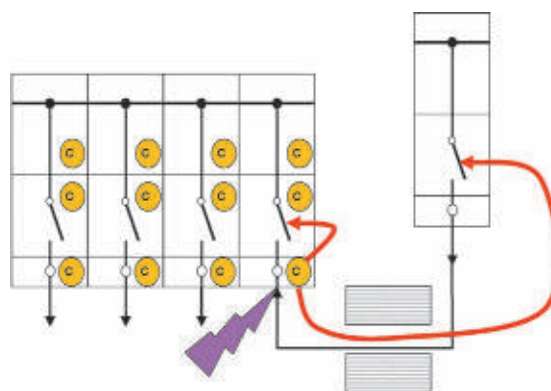
Podczas zwarcia łukowego w przedziale przyłączowym pola zasilającego (dopływowego) lub na dolnych stykach wyłącznika tego pola (przedział wyłącznikowy), pobudzony system szybkiego wyłączenia zwarcia rozdzielnic powoduje wyłączenie wyłącznika w uszkodzonym polu. Jest to istotne, ponieważ zwarcie może być zasilane np. poprzez załączony wyłącznik w innym polu zasilającym tej samej rozdzielnic lub przez prąd generowany przez silniki pozbawione zasilania z uszkodzonej sekcji rozdzielnic.

W tym przypadku oprócz wyłącznika własnego uszkodzonego pola musi być wyłączony wyłącznik linii zasilającej w rozdzielnicie nadrzędnej.

Wyłączenie wyłącznika w polach zasilających rozdzielnic SN jest bezwzględnie konieczne w celu odcięcia zasilania zwarcia łukowego, które wystąpiło także:

- w przedziałach szynowych (na szynach zbiorczych);
- na górnych stykach wyłącznika (z punktu widzenia działania systemu szybkiego wyłączenia odpowiada to zwarcu w przedziale wyłącznikowym);
- w przedziałach wyłącznikowych pól odpływowych;
- w polach pomiarowych.

Wyłączenie zwarcia w przedziałach szynowych całej sekcji, polach pomiarowych, polach odłącznikowych (wchodzących w skład pól sprzęgłowych – 2-polowych) wymaga wyłączenia wyłączników we wszystkich polach, z których zwarcie może być zasilane. Jest to szczególnie ważne w rozdzielnicach dystrybucyjnych na poziomie 17,5 i 24kV.



Rys. 6. Wyłączenie zwarcia łukowego w przedziale przyłączowym pola zasilającego

Stosunkowo najprostsze do wyłączenia jest zwarcie łukowe w przedziałach przyłączowych pól odpływowych. Wystarczy selektywnie otworzyć wyłącznik w uszkodzonym polu. Nie wszystkie systemy szybkiego wyłączenia zwarcia łukowego mają jednak możliwość podania sygnału na selektywne wyłączenie. Zastosowanie dobrego systemu szybkiego wyłączenia zwarcia w rozdzielnic wysokiej klasy, w pełni przedziałowej, umożliwi szybkie przywrócenie do pracy uszkodzonego pola – po usunięciu przyczyny zwarcia i jego skutków, bez potrzeby wymiany obudowy pola.

6. Sposoby realizacji wyłączenia zwarc łukowych w polach zasilających

Zapewnienie łukoodporności i łukoochronności rozdzielnic wymaga odcięcia zasilania zwarcia łukowego z rozdzielnic wyższego rzędu w czasie nie dłuższym, niż ten, dla którego próby odporności łukowej rozdzielnic zakończone zostały wynikiem pozytywnym. Można to zrealizować na dwa sposoby:

- wyprowadzając sygnał zabezpieczenia łukowego na zewnątrz rozdzielnic, w celu wykorzystania go w obwodach wyłączenia wyłącznika mocy rozdzielnic wyższego rzędu;
- realizując wyłączenie wyłącznika mocy w polu rozdzielnic wyższego rzędu przez zabezpieczenia zwarcie w tym polu.

6.1. Wyłączenie wyłącznika mocy w polu zasilającym za pomocą złącza teletechnicznego

Zrealizowanie takiego rozwiązania wymaga wyprowadzenia sygnału z zabezpieczenia łukoochronnego na zewnątrz rozdzielnic i wykorzystania go w obwodzie wyłączenia wyłącznika w polu rozdzielnic wyższego rzędu. Należy przy tym uwzględnić wiele czynników decydujących o spełnieniu podstawowego kryterium, jakim jest dopuszczalny czas trwania zwarcia określony przez producenta pola rozdzielczego.

Projektując nową rozdzielnicę lub dostosowując układ zasilania do poziomu odporności łukowej już istniejącej rozdzielnic, należy wyliczyć całkowity czas wyłączenia, który jest sumą czasów własnych:

- a) systemów szybkiego wyłączenia wewnętrznego zwarcia łukowego stosowanych w rozdzielnicach;
- b) systemów transmisji danych wykorzystujących istniejące łącza teletechniczne, bądź przewidziane odrębnie do celów łączności pomiędzy polem koncentratora rozdzielnic a elementem powodującym wyłączenie pola rozdzielczego;
- c) czasów własnych barier iskrobezpiecznych, jeżeli wchodzi w skład obwodu transmisji sygnału;

d) czasów własnych przekaźników pośredniczących zabudowanych w polu rozdzielczym zasilającym projektowaną rozdzielnicę podrzędną i biorących udział w procesie wyłączenia;

e) czasów własnych wyłącznika mocy zabudowanego w polu rozdzielczym zasilającym rozdzielnicę podrzędną.

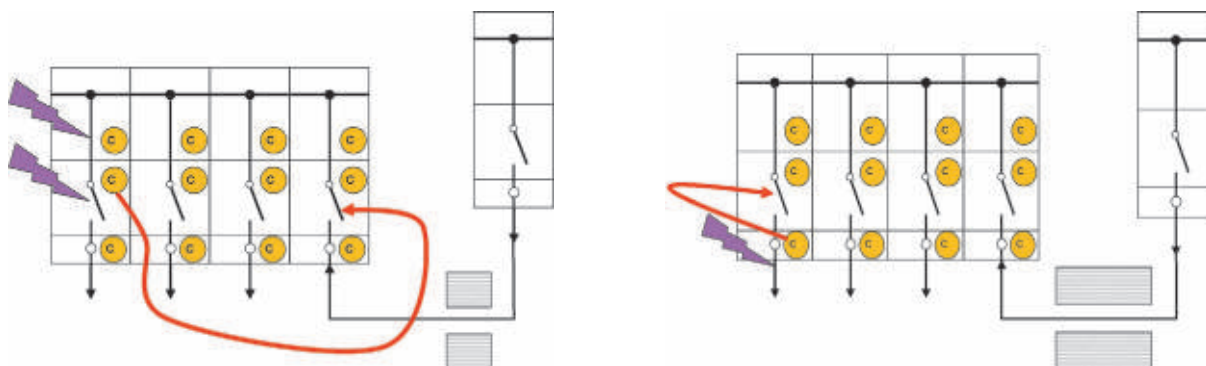
W przypadku rozdzielnic pracujących w zakładach górniczych wyposażenie pól rozdzielczych głównych rozdzielnic powierzchniowych i poziomowych nadal stanowią w głównej mierze małoolejowe wyłączniki mocy. Charakteryzują je stosunkowo duże czasy własne wyłączenia, co ilustruje tabela 3. Wartości czasów własnych otwierania (zadeklarowanych przez producenta) zależą w głównej mierze od zabudowanego wyzwacza i typu wyłącznika.

W związku z powyższym już w fazie projektowej możemy natrafić na dość istotny problem, który może uniemożliwić dostatecznie szybkie wyłączenie zasilania miejsca zwarcia łukowego. Skutkiem tego może być zniszczenie urządzeń elektroenergetycznych – możliwa utrata deklarowanej odporności łukowej oraz powstanie zagrożenia dla obsługi i zagrożenia pożarowego.

Elementy wchodzące w skład systemów szybkiego wyłączenia wewnętrznego zwarcia łukowego stosowanych w rozdzielnicach również wnoszą pewną inercję. Deklarowane przez producentów maksymalne czasy własne mieszczą się w przedziale 10–35 ms. Przeprowadzone badania wykazały, iż duży wpływ na łączny czas wyłączenia pola nadrzędnego jest ściśle związany z urządzeniami zastosoowanymi do transmisji sygnałów. Wartości graniczne mieszczą się w przedziale od 25 do 45 ms. Wybór odpowiedniego układu, o stosunkowo krótkich czasach własnych, umożliwia istotne ograniczenie skutków zwarcia. Jednakże często przy zastosowaniu niezbędnych urządzeń do transmisji i wydzielenia sygnałów iskrobezpiecznych, a jednocześnie zachowaniu pracującego w rozdzielnic nadrzędnej wyłącznika o długim czasie własnym wyłączenia, nie jest możliwe odcięcie zasilania zwarcia tym wyłącznikiem w czasie nie dłuższym niż 100 ms. Biorąc pod uwagę ten przypadek, nieliczni producenci rozdzielnic SN przeprowadzili badania odporności na zwarcia łukowe produkowanych rozdzielnic przeznaczonych do pracy w wyrobiskach podziemnych dla czasów zwarcia dłuższych niż 100 ms. Badania wykazały, iż 150 ms jest to zazwyczaj czas wystarczający na detekcję zwarcia, wygenerowania sygnału o zwarcu i jego transmisji do rozdzielnic nadrzędnej oraz odcięcia zasilania tego zwarcia.

6.2. Wyłączenie wyłącznika mocy w polu zasilającym przez zabezpieczenia zwarcie

Jednym ze sposobów wyłączenia zwarcia łukowego w przedziale przyłączowym pola zasilającego jest dostosowanie nastaw zabezpieczeń zwarcie w polach za-



Rys. 7. Wyłączenie zwarcia łukowego w polach odpływowych

Tab. 3. Czasy własne otwierania wyłączników

Typoszereg wyłączników	Deklarowany przez producentów czas własny przy otwieraniu wyłącznika mocy, ms	
	min	max
SCI - 4	25	65
HG 6-9	50	60
IO	65	70
WMSWP	70	80
WMG...	70	80
WMPWZ	50	100

silających rozdzielnic nadrzędnej do wielkości kryterialnych określonych przez producenta pola rozdzielczego.

Nastawy zabezpieczeń zwarciovych wynikają z przeprowadzonych stosownych obliczeń parametrów prądu zwarcia mogącego wystąpić w zakładanym przez projektanta miejscu zgodnie PN-G 42042 „Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej. Zabezpieczenia zwarciove i przeciążeniowe. Wymagania i zasady doboru”. Norma ta również określa górną granicę nastawy członu czasowego wprowadzającego celową zwłokę dla uzyskania selektywności działania zabezpieczeń zwarciovych, oczywiście w korelacji ze zwłoką czasową wynikającą z wytrzymałości zwarciovej aparatury rozdzielczej.

Ingerencja w nastawy zabezpieczeń zwarciovych, dotycząca nastawy czasowej, niejednokrotnie może doprowadzić do braku możliwości nastawienia opóźnień pobudzeń zabezpieczeń, a co za tym idzie do zbędnych wyłączeń na skutek braku selektywności. Aby temu zapobiec, producenci rozdzielnic przeprowadzili badania odporności na zwarcia łukowe produkowanych rozdzielnic przeznaczonych do pracy w wyrobiskach podziemnych dla znacznie dłuższych czasów trwania zwarcia łukowego: 360 ms oraz 1 s.

Należy pamiętać, iż obliczenia prądów zwarciovych istotnych dla nastaw przekaźników zabezpieczeniowych wykonywane są wprawdzie przy założeniach uwzględniających zmienność impedancji w miejscu zwarcia, wywołaną również występowaniem łuku elektrycznego, jednakże wartość impedancji łuku elektrycznego jest trudna do wyznaczenia. Współczynnik korygujący wartość minimalnego prądu zwarciovej do sprawdzenia czułości zabezpieczeń zwarciovych określony w aktach normatywnych niejednokrotnie może być niewystarczający. W związku z powyższym przyjęta nastawa prądowa może nie spowodować pobudzenia członu zwarciovej.

Literatura

1. Norma PN-EN 60298:2000 *Rozdzielnice prądu przemiennego w osłonach metalowych na napięcia znamionowe powyżej 1 kV do 52 kV włącznicze*.
2. Norma PN-EN 62271-200:2007 *Rozdzielnice prądu przemiennego w osłonach metalowych na napięcia znamionowe powyżej 1 kV do 52 kV włącznicze*.
3. Gmitrzak A., Poniecki W., Sibilski H.: *Odporność rozdzielnic średniego napięcia na działanie łuku wewnętrznego*. Wiadomości Elektrotechniczne, nr 6/2000.
4. Koch B., Maksymiuk J.: *Łukoodporność rozdzielnic osłoniętych i symulacja zwarc łukowych*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej. Warszawa 2007.
5. Kochel Z., Rodoń F., Talaga M.: *Skuteczne metody eliminacji zwarc i ograniczania ich następstw*. Automatyka Elektroenergetyczna, nr 3/2004.
6. Loska G. *Wybrane elementy łukoochronności obudów urządzeń elektrycznych*. Materiały szkoleniowe. Katowice, 2009.
7. Sass A. *Urządzenia elektryczne WN zapewniające bezpieczeństwo przy zwarciu łukowym*. Wiadomości Elektrotechniczne, nr 5-6 (1984).
8. Logstrup. Technical Information. 1998.

Ten sposób wyłączenia zwarcia łukowego w przedziale przyłączowym pola zasilającego rozdzielnic niższego rzędu nie jest więc zalecany.

7. Wnioski i uwagi końcowe

- Rozdzielnic przedziałowe z wewnętrzną dekompresją, dwuczłonowe, zwiększają bezpieczeństwo obsługi pracowników eksploatacji;
- zamawiając nową rozdzielnicę łukoochronną należy zwracać uwagę na właściwy jej dobór pod względem wymaganych parametrów odporności na działanie łuku elektrycznego: wytrzymałości na skutki zwarcia I_z , t_z oraz klasę odporności na łuk wewnętrzny IAC;
- należy dążyć do pełnego zdalnego sterowania rozdzielnicami w celu umożliwienia rezygnacji ze stałej bezpośredniej obsługi;
- w rozdzielnicach należy standardowo stosować systemy szybkiego wyłączenia zwarcia łukowego, pozwalające ograniczyć skutki uszkodzenia i skrócić czas przywrócenia rozdzielnic do eksploatacji;
- rozdzielnic nadrzędne powinny odpowiednio szybko wyłączać zwarcia łukowe w rozdzielnic podrzędnej, zamawiający musi wziąć pod uwagę zagrożenia, jakie mogą się wiązać z zasilaniem nowo projektowanych rozdzielnic z pól wyposażonych w wyłącznic nie zapewniające dostatecznie szybkiego wyłączenia;
- wykorzystanie sygnału z zabezpieczenia łukoochronnego w obwodzie wyłączenia wyłącznic w polu rozdzielnic nadrzędnej jest najskuteczniejszym sposobem ochrony rozdzielnic niższego rzędu w przypadku zwarcia łukowego w przedziale przyłączowym pola zasilającego tej rozdzielnic;
- dokonując korekty nastaw członów prądowego i czasowego zabezpieczenia zwarciovej w polu rozdzielnic wyższego rzędu należy wziąć pod uwagę parametry odporności na zwarcia łukowe rozdzielnic zasilanej, aby zapewnić łukoochronność pola doływowego tej rozdzielnic i jednocześnie nie pogorszyć warunków pracy sieci rozdzielczej;
- instalowanie nowych rozdzielnic o odporności łukowej zbadanej w ciągu pełnej sekundy zmniejsza lub umożliwia rezygnację z ingerencji w pole zasilające rozdzielnic nadrzędnej;
- nowo instalowane rozdzielnic powinny być konstruowane przez uznanych, posiadających duże doświadczenie producentów, gwarantujących wysoką jakość i powtarzalność wyrobów oraz w pełni przebadane przez upoważnione laboratoria.

Artykuł recenzował
dr hab. inż. Piotr GAWOR
prof. nzw. Politechniki Śląskiej

Krzysztof KUSZEJ
Scantek Sp. z o.o., Gdańsk
Zbigniew SŁOTA
Krzysztof SŁOTA
Anna MORCINEK
Politechnika Śląska, Gliwice
Miroslaw MACIASZEK
Jan DROGOŚ
KWK „Halemba-Wirek”, Ruda Śląska

Koncepcja dwustopniowego systemu ucieczkowego z zagrożonych rejonów w polskim górnictwie węglowym (Artykuł reklamowy)

TREŚĆ:

W artykule omówiono możliwość przeniesienia koncepcji ewakuacji z zagrożonych rejonów stosowanej w kopalniach amerykańskich przy użyciu dwóch aparatów ucieczkowych. Koncepcja ta opiera się na wyposażeniu pracownika w bardzo mały aparat ucieczkowy umożliwiający ewakuację z zagrożonego rejonu do strefy, w której następuje wymiana tego aparatu na aparat o dłuższym działaniu. Autorzy wskazali na zalety stosowania takiego rozwiązania oraz wymienili potencjalne zagrożenia. W artykule zamieszczono również krótki opis zastosowanych aparatów. Rozważono możliwości pozwalające na zastosowanie takiego systemu w polskim górnictwie węglowym. Koncepcję przeniesienia tego systemu zaproponowano opracować i wdrożyć dla wyrobisk w KWK „Halemba-Wirek” Ruch „Halemba”.

SŁOWA KLUCZOWE:

bezpieczeństwo pracy, ratownictwo górnicze, aparaty ucieczkowe

1. Wprowadzenie

W sytuacjach zagrożenia pod ziemią bardzo ważnym elementem jest możliwość szybkiej i bezpiecznej ewakuacji z zagrożonego rejonu. Specyfika zagrożeń występujących w kopalni wiąże się bardzo często z występowaniem zagrożenia gazowego i pożarowego. Istotną wtedy jest prawidłowa ochrona dróg oddechowych. Polskie przepisy górnicze [1] wymagają, aby osoba przebywająca w wyrobiskach górniczych miała przydzielony sprzęt oczyszczający ucieczkowy lub sprzęt izolujący układ oddechowy. Sprzęt ten powinna cały czas posiadać przy sobie (od chwili zjazdu pod ziemię do chwili wyjazdu na powierzchnię). W polskim górnictwie węgla kamiennego przepis ten realizowany jest poprzez stosowanie różnych aparatów do ochrony dróg oddechowych. Najczęściej przez górników używane są aparaty POG-8, AU-9E, OXY-

50, SR-60 oraz KA-60. Z praktyki górniczej wynika, że poza aparatami POG-8, gabaryty pozostałych powodują, że pracownicy pod ziemią bardzo często nie mają ich przy sobie podczas wykonywania czynności roboczych. W sytuacji zagrożenia może to spowodować znaczne opóźnienie w użyciu aparatu oraz powstanie zamieszania związanego z odszukaniem własnego aparatu. Optymalnym rozwiązaniem byłoby zastosowanie aparatu zaprojektowanego zgodnie z zasadami ergonomii, którego noszenie przy sobie podczas całej zmiany roboczej nie sprawiałoby problemu pracownikom. Istnieje tu jednak problem związany z zapewnieniem przez taki aparat odpowiednio długiego czasu ochronnego działania. Poniżej autorzy prezentują próbę rozwiązania tego problemu z zastosowaniem dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe. System taki działa z powodzeniem w wielu kopalniach amerykańskich (USA, Kanada).

2. Charakterystyka aparatów EEBD M-20.2 oraz EBA 6.5

Aparat EEBD M-20.2 ma 8 cm grubości, objętość 0,03 m³ i waży 1,5 kg, co czyni go najmniejszym na świecie górnictwem aparatem ucieczkowym. Zaprojektowany w sposób ergonomiczny i kompaktowy izoluje płuca użytkownika od otaczającej atmosfery oraz umożliwia oddychanie do 32 minut w stanie spoczynku. Ważną cechą aparatu M-20.2 jest prostota w jego użyciu.

Charakterystyka i dane techniczne aparatu EEBD M-20.2:

– czas ochronnego działania 15–20 minut,



Rys. 1. Aparat EEBD M-20.2

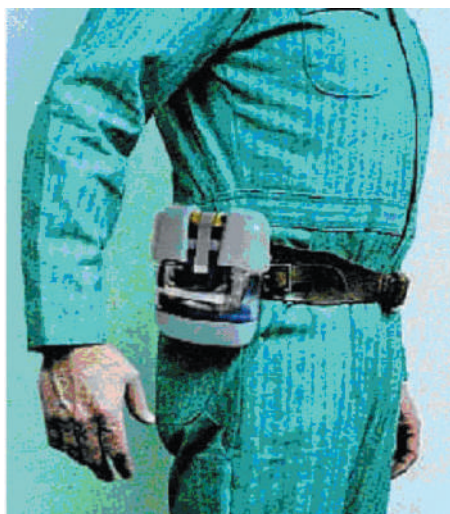
- czas ochronnego działania w spoczynku 32 minuty,
- czas aktywacji 10 sekund lub mniej,
- waga w obudowie 1,5 kg,
- waga do użycia 0,86 kg,
- wymiary 17 cm x 17 cm x 6 cm,
- temperatura przechowywania -20°C to 65°C,
- pojemność tlenu 27 litrów,
- możliwość regeneracji,
- żywotność aparatu wg normy NIOSH 15 lat,
- system podawania tlenu – sprężony tlen, zawór otwarcia i zamknięcia, przepływ stały/przepływ regulowany,
- ciśnienie w cylindrze 265 bar,
- środek do separacji CO₂ – wodorotlenek litu,
- wizualna kontrola.

Zalety aparatu EEBD M-20.2:

- okres użytkowania – 15 lat,
- wydłużony czas oddechowy – możliwość oddychania wydłużona do 32 minut w stanie spoczynku,
- łatwy do noszenia – aparat jest lekki i ergonomiczny można go wygodnie nosić za pomocą specjalnego pasa,
- sposób noszenia aparatu uniemożliwia jego odłożenie w miejscu pracy,
- łatwy w użyciu – proste wyciąganie zestawu i uruchamianie przepływu tlenu,
- mała masa – waga 1,5 kg,
- wymiary – 17 cm x 17 cm x 6 cm,
- prosty w kontroli – wystarczy prosta inspekcja wizualna.

Wady aparatu EEBD M-20.2:

- stosunkowo krótki czas ochronnego działania,



Rys. 2. Sposób noszenia aparatu EEBD M-20.2

- konieczność zmiany aparatu np. na aparat EBA 6.5 dla dłuższych dróg ewakuacyjnych.

Zasada działania aparatu EEBD M-20.2:

- tlen zaczyna przepływać zaraz po wyjęciu aparatu z opakowania,
- wdychamy go przez ustnik z worka oddechowego,
- powietrze zużyte jest wydychane przez ustnik prosto do separatora dwutlenku węgla,
- powietrze zużyte przechodzi do worka oddechowego, gdzie jest mieszane z tlenem z cylindra.

Od czasu wprowadzenia przez firmę OCENCO aparatu EBA 6.5 jest on najpopularniejszym aparatem ucieczkowym w kopalniach na terenie USA. Jest to spowodowane przede wszystkim jego wydłużonym czasem ochronnego działania. Aparat EBA 6.5 dostarcza ilość tlenu wystarczającą na 90 minut typowej ewakuacji górniczej lub do 8 godzin oczekiwania zgodnie ze standardem MSHA i NIOSH. Stały przepływ tlenu może wynosić od 1,5 l/min do 100 l/min w zależności od zapotrzebowania. Aparat EBA 6.5 używa tlenu pod ciśnieniem zamiast tlenu wytwarzanego przez czynnik chemiczny. Podczas przeglądu ciśnienie tlenu jest widoczne na manometrze poprzez przezroczystą obudowę aparatu. Aparat może być regenerowany i oddawany do ponownego użytkowania w okresie 15 letnim, co obniża koszty w porównaniu z innymi aparatami. Obecnie aparat ten stosowany jest w kopalniach Australii, Kanady, Chile, Republiki Południowej Afryki i USA.

Charakterystyka i dane techniczne aparatu EBA 6.5:

- czas ochronnego działania 90 minut,
- czas ochronnego działania w spoczynku 8 godzin,
- czas aktywacji około 15 sekund,
- waga: 4,17 kg cylinder aluminiowy, 3,72 kg cylinder kompozytowy,
- waga bez obudowy: 3,63 kg cylinder aluminiowy, 3,17 kg cylinder kompozytowy,
- wymiary 21,6 cm x 30 cm x 11,4 cm,
- temperatura przechowywania -12°C do +60°C,
- pojemność tlenu 157 litrów,
- możliwość regeneracji,
- żywotność aparatu wg normy NIOSH 15 lat,
- system podawania tlenu – sprężony tlen, zawór otwarcia i zamknięcia, przepływ stały/przepływ regulowany,
- ciśnienie w cylindrze 207 bar,
- środek do separacji CO₂ – wodorotlenek litu,
- kontrola optyczna.



Rys. 3. Aparat EBA 6.5

Zalety aparatu EBA 6.5:

- szybki do użycia – może być założony i gotowy do użycia w czasie krótszym niż 15 sekund,
- łatwy do użycia – przekręcenie zaworu otwiera system, zakręcenie powoduje zamknięcie dopływu tlenu,
- długi czas ochronnego działania – ponad 90 minut w trybie uciezkowym i ponad 8 godzin w trybie spoczynku ,
- mała masa – waga 4,17 kg (opcjonalnie z butlą kompozytową 3,72 kg),
- wymiary – 21,6 cm x 30 cm x 11,4 cm,
- prosty w kontroli – wystarczy prosta inspekcja wizualna.

Zasada działania aparatu EBA 6.5:

- tlen zaczyna przepływać zaraz po wyjęciu aparatu z opakowania,
- wdychamy go przez tubę zakończoną ustnikiem z worka oddechowego,
- powietrze zużyte jest wydychane przez ustnik prosto do separatora dwutlenku węgla,
- powietrze zużyte przechodzi do worka oddechowego, gdzie jest mieszane z tlenem z cylindra.

3. Koncepcja dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe

Koncepcja dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe opiera się na zastosowaniu dwóch typów aparatów regeneracyjnych uciezkowych. Jako pierwszy stopień zabezpieczenia występuje tutaj aparat EEBD M-20.2, natomiast jako drugi stopień zabezpieczenia aparat EBA 6.5.

W systemie tym aparat EEBD M-20.2 jest noszony stale przy sobie, na pasie biodrowym przez pracownika. Aparaty te pobierane są przed każdorazowym zjazdem do wyrobisk podziemnych, podobnie jak odbywa się to do tej pory w przypadku innych aparatów. W wyznaczonych miejscach na dole kopalni składowane są aparaty EBA 6.5. Istotna jest tutaj odległość ich składowania. Powinny bowiem znajdować się one w odległościach, które zapewniają bezpieczne dojście do nich w aparatach EEBD M-20.2. W systemie amerykańskim koncepcja ta zakłada także składowanie aparatów EBA 6.5 w urządzeniach transportowych dla pracowników. Możliwe jest także opcjonalne wykorzystanie aparatów typu EBA 6.5 jako podstawowego wyposażenia górników. Niesie to jednak za sobą konieczność zastosowania specjalnych pokrowców (ochrona przed uszkodzeniami mechanicznymi oraz prawidłowe noszenie aparatu podczas pracy górnika), co dodatkowo powoduje wzrost gabarytów ca-



Rys. 5. Aparaty EBA 6.5 składowane pod ziemią



Rys. 6. Aparaty EBA 6.5 na środkach transportu górników

łego urządzenia. System dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe jest stosowany w kopalniach amerykańskich.

4. Możliwości przeniesienia koncepcji dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe do polskiego górnictwa węglowego

Polskie przepisy górnicze dopuszczają składowanie aparatów regeneracyjnych uciezkowych w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych. Istnieje więc możliwość przeniesienia takiego systemu na przykład do polskich kopalń węgla kamiennego. Pierwsze próby i testy przy użyciu aparatów EEBD M-20.2 oraz EBA 6.5 zostały już przeprowadzone w polskich kopalniach miedzi oraz w KWK „Bogdanka”. Brak jednak do tej pory kompleksowego opracowania wprowadzenia takiego systemu do polskiego górnictwa. Powinno ono obejmować



Rys. 4. Miejsce składowania pod ziemią aparatów EBA 6.5



Rys. 7. Aparaty EBA 6.5 w specjalnych pokrowcach



Rys. 8. Aparat EBA 6.5 w użyciu



Rys. 9. Aparat EEBD M-20.2 w użyciu

wytyczne dotyczące zasad stosowania takich aparatów, dokonywania przeglądów, usytuowania i oznakowania miejsc składowania aparatów pod ziemią. Należy rozważyć problem ewentualnego zastosowania komór wymiany aparatów pod ziemią. W tym celu konieczne wydają się badania i próby w rzeczywistych warunkach dołowych. Poprzedzone powinny one być dokładną analizą wyrobisk, występujących tam zagrożeń, liczby przebywającej załogi oraz możliwości technicznych do zastosowania danego rozwiązania. Autorzy artykułu powołali w tym celu zespół naukowo-badawczo-techniczny, który powinien opracować zasady przeniesienia koncepcji dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe do polskiego górnictwa węglowego. Zespół ten stanowią pracownicy naukowcy Politechniki Śląskiej w Gliwicach – Zakładu Aerologii i Bezpieczeństwa Górniczego – na co dzień zajmujący się problematyką bezpieczeństwa i ratownictwa górniczego, pracownicy służb wentylacyjnych i ratowniczych KWK „Halemba-Wirek” oraz przedstawiciele producenta aparatów. Skład zespołu umożliwia kompleksowe przeanalizowanie możliwości przeniesienia i opracowanie koncepcji wdrożenia takiego systemu do polskiego górnictwa węglowego.

Do wstępnych prób i badań wytypowano wyrobiska na najgłębszych poziomach wydobywczych KWK „Halemba-Wirek” Ruch „Halemba”. Podyktowane to było faktem prowadzenia doświadczeń w jak najbardziej niekorzystnych warunkach. Zdecydowano się na przeprowadzenie prób w miejscach, z których czas wyjścia drogą ewakuacyjną przekraczał 15 minut. Przeprowadzenie prób zostało poprzedzone dokładną analizą możliwości zastosowania systemu dwustopniowego zabezpieczenia w aparaty oddechowe.

5. Podsumowanie

Na dzień dzisiejszy (sierpień 2010 r.) dokonano prób z użyciem aparatów EEBD M-20.2 w zabytkowej kopalni „GUIDO”. Dodatkowo dokonano próby dołowe z wykorzystaniem dwustopniowego systemu zabezpieczenia w aparaty oddechowe. Próby te odbyły się w KWK „Halemba-Wirek” Ruch „Halemba”. Ich efektem było opracowanie koncepcji zastosowania systemu dwustopniowego dla projektowanych ścian w tej kopalni. Reasumując można stwierdzić, że ewentualne wdrożenie koncepcji dwustopniowego systemu zabezpieczenia w aparaty oddechowe powinno poprawić bezpieczeństwo pracowników zatrudnionych na dole. Decydujący o tym wydaje się fakt, iż małe gabaryty i niewielka masa aparatu EEBD M-20.2 oraz ciągłe noszenie go przy sobie przez pracownika skraca znacząco czas potrzebny na jego użycie. Poprawia to w sposób oczywisty bezpieczeństwo zatrudnionych na dole. Za ewentualne wady takiego rozwiązania należy uznać konieczność składowania większych aparatów (np. EBA 6.5) pod ziemią w specjalnych strefach oraz konieczność zapewnienia pracownikom warunków do zamiany mniejszych aparatów na większe. Problematycznym może wydawać się także czas ochronnego działania mniejszego aparatu. Pod tym właśnie kątem należałoby projektować usytuowanie miejsc, w których będą znajdować się większe aparaty. Artykuł w założeniu miał na celu przedstawienie koncepcji dwustopniowego systemu zabezpieczenia dróg oddechowych szerszemu gronu osób zajmujących się tematyką bezpieczeństwa w polskim górnictwie podziemnym. Każde bowiem działanie potencjalnie podwyższające bezpieczeństwo pracy w kopalni zasługuje na uwagę i analizę.

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 139, poz. 1169, z późn. zm.).
2. Bagiński M.: Dwustopniowe zabezpieczenie w aparaty oddechowe. Ratownictwo Górnicze nr 2/2008 (51). CSRG, Bytom 2008.
3. Materiały firmy Ocenco.

Nowe stanowiska prawne na stronie WUG

Na stronie internetowej WUG, w zakładce stanowiska prawne, zamieszczono 5 nowych stanowisk, dotyczących: pasa bezpieczeństwa dla maszyn, zaliczenia praktyki osobom ubiegającym się o stwierdzenie kwalifikacji, kwalifikacji kierownika działu energomechanicznego, badań psychofizycznych pracowników zatrudnionych w ruchu podziemnego zakładu górniczego na stanowiskach wymagających szczególnych kwalifikacji oraz prowadzenia i organizowania prac w ruchu podziemnego zakładu górniczego.

Pozycja „stanowiska prawne” stanowi przede wszystkim zbiór wyjaśnień treści konkretnych przepisów, bloku przepisów albo konkretnego zagadnienia (problemu), stanowiącego przedmiot regulacji jednego albo kilku aktów normatywnych. Celem zakładki nie jest interpretowanie przepisów prawa, gdyż stanowiska te nie mają mocy wiążącej, ale przybliżenie Zainteresowanym obowiązującego stanu prawnego oraz wynikających z tego stanu konsekwencji.

Za redagowanie zakładki jest odpowiedzialny Departament Prawny.

Konkurs wiedzy o górniczych przepisach bhp

Wyższy Urząd Górniczy jest organizatorem konkursu wiedzy z zakresu znajomości przepisów regulujących bezpieczne wykonywanie robót górniczych w kopalniach węgla kamiennego. Jest on adresowany do osób dozoru ruchu, zatrudnionych w kopalniach węgla kamiennego. Swym zakresem tematycznym będzie obejmować przepisy dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy oraz zagrożeń występujących w kopalniach węgla kamiennego, w szczególności: ustawy z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze (Dz.U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947, z późn. zm.) i przepisów wykonawczych do ww. ustawy, Kodeksu Pracy, rozporządzenia MPiPS w sprawie ogólnych przepisów bezpieczeństwa i higieny pracy.

Pierwszy etap konkursu odbędzie się 3 listopada 2010 r. o godz. 10.00 w Domu Kultury KHW S.A. KWK „Wujek” w Katowicach, ul. Wincentego Pola 65. Będzie obejmował test ze znajomości wiedzy w przedmiotowym temacie i wyłonienie 10 finalistów. Finał konkursu odbędzie się w Wyższym Urzędzie Górniczym w dniu 17 listopada 2010 r. o godz. 10.00.

Międzynarodowa Konferencja Górnicza w Wietnamie z udziałem przedstawicieli Polski

W dniach 23–25 września br. w Ha Long Bay, World Heritage w Wietnamie odbyła się Międzynarodowa Konferencja Górnicza na temat „Najnowszych Osiągnięć Technicznych w Górnictwie”. W konferencji uczestniczył Prezes Wyższego Urzędu Górniczego, Piotr Litwa. Podczas

wizyty Prezes WUG spotkał się z przedstawicielami Ministerstwa Przemysłu i Handlu Wietnamu. Organizatorami międzynarodowych obrad, z udziałem kilkudziesięciu delegacji (m.in. USA, Australii, Polski) były wietnamskie organizacje naukowe i gospodarcze. Konferencja odbyła się w największym regionie węglowym Wietnamu.

Trzydniowe obrady były okazją do międzynarodowej wymiany doświadczeń w zakresie przeciwdziałania degradacji naturalnych zasobów. W kontekście kryzysu gospodarczego, wahających się cen metali, wysokich kosztów energii i płac, dyskutowano nad zagadnieniami dotyczącymi nowej technologii górniczej, opartej na nowoczesnych i ekonomicznych założeniach.

Obradom towarzyszyła Międzynarodowa Wystawa Górnicza, którą przygotowano w Ha Long Bay (prowincja Luang Ninh) w Wietnamie.

Komisja ds. Zagrożenia Wyrzutami Gazów i Skał zakończyła prace

21 września br. odbyło się ostatnie posiedzenie Komisji do spraw Zagrożenia Wyrzutami Gazów i Skał w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Rudy Metali. Komisja została powołana przez prezesa WUG do zbadania przyczyn wyrzutu rozkruszonych skał oraz gazów, który miał miejsce 6 września 2009 r. w O/ZG „Rudna” w Polkowicach.

W jej skład weszli specjaliści z KGHM, PGNiG, KD „Barbara”, Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, Centrum Badawczo-Rozwojowego we Wrocławiu, Polskiej Akademii Nauk, WUG i Okręgowego Urzędu Górniczego we Wrocławiu. Na zlecenie Komisji wykonano np. ekspertyzy: analizę właściwości masywu skalnego północnej części OG „Rudna” i przyległego OG „GGP” pod kątem potencjalnych wystąpień gazu, ocenę przyczyn wyrzutu gazu i skał 6 września ub.r., sejsmiczne badania powierzchniowe 3D, z zakresu bieżącej profilaktyki prowadzenia robót górniczych w warunkach możliwości wystąpienia zagrożenia gazowego i zjawisk gazodynamicznych w rejonach udostępniania złoża rud miedzi.

Komisja zakończyła prace ustaleniem wniosków i sformulowaniem propozycji rozwiązań prawnych w zakresie zagrożenia wyrzutami gazów i skał w podziemnych zakładach górniczych wydobywających rudy metali.

Uznano, że przyczyną wyrzutu gazów i skał było naruszenie równowagi gazogeodynamicznej górotworu w trakcie przechodzenia drążonym – za pomocą robót strzałowych – chodnikiem. Zaburzenia nastąpiły w strefie obejmującej niezidentyfikowaną uprzednio warstwę dolomitów o wysokiej porowatości i szczelinowatości, w której znajdowało się nagromadzenie gazu pod dużym ciśnieniem. Do zaistnienia zdarzenia przyczynił się także stan naprężeń wynikający z głębokości prowadzonych robót górniczych oraz geomechanicznych własności porowatych dolomitów.

W toku prowadzonych prac Komisja przygotowała także propozycje rozwiązań prawnych w zakresie zagrożenia wyrzutami gazów i skał w zakładach górniczych wydobywających rudy metali.

TO NIE POWINNO SIĘ ZDARZYĆ

Wypadki. Katastrofy

W Kopalni Węgla Kamiennego „Rydułtowy-Anna”

W dniu 5.08.2010 r. w KW S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna” R I w Rydułtowach zaistniał wypadek śmiertelny, któremu uległ górnik – przodowy.

Wypadek miał miejsce w chodniku łączącym W1-E2, w rejonie skrzyżowania z pochylnią I-1200-E2, w pokł. 713/1-2 na poziomie 1000 m. Obudowę wyrobiska stanowiły odrzwia obudowy typu ŁP10/V29/A, o rozstawie co 0,8 m, z opinką z siatki zgrzewanej typu zaczepowego. Wysokość wyrobiska wynosiła 2,5 m, a nachylenie 3°. W chodniku łączącym W1-E2, w rejonie skrzyżowania, zabudowana była trasa przenośnika taśmowego typu Gwarek B-1200, o konstrukcji sztywnej, odstawy zbiorczej. Rejon skrzyżowania znajdował się na trasie transportu ręcznego materiałów, pomiędzy stacjami nadawczo-odbiorczymi dwóch kolejek typu KSP-16 zlokalizowanymi w chodniku łączącym W1-E2 i w pochylni I-1200-E2 w pokł. 713/1-2.

W dniu 5.08.2010 r. na zmianie A, rozpoczynając się o godzinie 4³⁰, nadgórnicy oddziału GTT I skierowali dwóch pracowników, tj. górnika – przodowego zespołu i pomocnika, do prac związanych z transportem przekładni walcowej przenośnika Gwarek 1000 z pochylni I-1200-E2 w pokł. 713/1-2 do stacji nadawczo-odbiorczej kolejką w chodniku łączącym W1-E2. Po zdemontowaniu przejścia nad trasą przenośnika, pracownicy za pomocą pneumatycznego wciągacza łańcuchowego typu PWŁ-3/6 przystąpili do transportu przekładni nad trasą przenośnika taśmowego. Około godziny 8³⁰ wciągnęli i ułożyli przekładnię na górnej taśmie przenośnika, prostopadle do trasy. Gdy przodowy znajdował się obok trasy przenośnika, nastąpiło niekontrolowane zsuniecie przekładni, która przygniotła przodowego do spągu i metalowej konstrukcji zdemontowanego wcześniej przejścia. Po uwolnieniu poszkodowanego, przy użyciu wciągarki PWŁ-3/6, udzielono mu pierwszej pomocy, a następnie przetransportowano kolejką spągową do stacji osobowej na poziomie 800 m, gdzie lekarz stwierdził jego zgon w wyniku urazu wielonarządowego klatki piersiowej i głowy.

Przyczyną wypadku śmiertelnego było przygniecenie górnika przodowego przekładnią walcową Gwarek 1000 do spągu i metalowej konstrukcji zdemontowanego przejścia nad trasą przenośnika, w wyniku zsunienia się przekładni z górnej taśmy przenośnika.

Przyczyna ta była następstwem niewłaściwej organizacji pracy.

Szkic miejsca wypadku – s. 42

W Zakładzie Górniczym „Lubin”

W dniu 13.08.2010 r. KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Lubin” w Lubinie zaistniał wypadek śmiertelny, któremu uległ spawacz.

Wypadek miał miejsce w pochylni C-242 na poziomie 910 m, w oddziale G-8, pomiędzy przecinkami p3 i p4. W pochylni, o wysokości ok. 3,3 m i szerokości ok. 5,5 m, wykonanej w obudowie kotwowej, zabudowany był prze-

nośnik taśmowy Legmet 1000 C-242, o długości około 850 m. Odległość między górną i dolną taśmą wynosiła od 0,8 do 1,0 m.

W dniu 12.08.2010 r. na zmianie IV, rozpoczynając się o godzinie 24⁰⁰, dwuosobowa brygada oddziału transportu poziomego, składająca się ze spawacza – przodowego zespołu oraz ślusarza, otrzymała polecenie wykonania prac konserwacyjnych i przeglądu przenośnika taśmowego Legmet 1000 C-242, zabudowanego w pochylni C-242. Przodowy, po przybyciu w rejon skrzyżowania pochylni C-242 z przecinką p3, wydał polecenie ślusarzowi uruchomienia przenośnika taśmowego, celem dokonania jego przeglądu. Ślusarz, po przybyciu w rejon napędu przenośnika, tj. przejściu około 85 m, o godz. 02⁰², załączył przenośnik taśmowy, który po krótkim, kilkunastosekundowym okresie pracy, został nagle zatrzymany. Ślusarz udał się w kierunku miejsca gdzie rozstał się z przodowym i zauważył przesunięcie stóp konstrukcji bramki przenośnika z fundamentu na spąg wyrobiska oraz leżącego na spągu obok trasy przenośnika przodowego, nie dającego objawów życia. Ślusarz podjął działania ratunkowe oraz powiadomił o zdarzeniu dyspozytora kopalni. Przybyły na miejsce zdarzenia lekarz ratownik kontynuował działania ratunkowe. W czasie transportu poszkodowanego pod szymb, pomimo prowadzonej resuscytacji, o godz. 3⁵⁰ lekarz stwierdził zgon poszkodowanego spowodowany urazem głowy.

Prawdopodobną przyczyną wypadku śmiertelnego były obrażenia spowodowane przemieszczeniem poszkodowanego pomiędzy dolną taśmą a poprzeczką wzmacniającą konstrukcję bramki przenośnika taśmowego.

Szkic miejsca wypadku – s. 42

W Kopalni Węgla Kamiennego „JAS-MOS”

W dniu 16.08.2010 r. w JSW S.A. KWK „Jas-Mos” w Jastrzębiu-Zdroju zaistniał wypadek zbiorowy (dwa wypadki śmiertelne), któremu ulegli górnicy.

Wypadek miał miejsce w chodniku nadścianowym 24b-W3 w pokładzie 505/2, w rejonie załamania tego chodnika, na trasie kolejką spągowej zębatej spalinowej typu KSZS 650/900/68, wyposażonej w ciągnik typu CS 80.

Chodnik nadścianowym 24b-W3, o szerokości 5,2 m, wysokości 2,7 m i nachyleniu zmiennym od 0° do 15°, wykonany był w obudowie ŁP9/V32/4/A, o rozstawie odrzwi co 0,8 m, stabilizowanej rozporami typu TR, z opinką stropu i ociosu z siatki zgrzewanej typu zaczepowego. W chodniku zabudowana była kolejka spągowa zębata spalinowa typu KSZS-650/900/68, służąca do transportu materiałów między innymi do chodnika nadścianowego 24b-W3 ściany 24-W3 w pokładzie 505/2. Zestaw transportowy tej kolejką składał się z dwóch platform nośnych, wózka hamulcowego z kabiną główną, części silnikowej, wozu napędowego, kabiny pomocniczej oraz kolejnej platformy nośnej.

W dniu 16.08.2010 r. na zmianie „C”, rozpoczynając się o godzinie 18⁰⁰, w rejon oddziału G-2 skierowano pra-

owników z różnych oddziałów, w tym dyżurujący zastęp ratowniczy do wykonania transportu materiałów kolejką spagową zębatą spalinową do chodnika nadścianowego 24b-W3. Około godziny 22¹⁰, podczas transportu materiałów (pojemników z Izopianą P, łańcucha gospodarczego oraz płótna podsadzkowe) tą kolejką po upadzie, z niewyjaśnionych przyczyn nastąpiło niekontrolowane stoczenie się zestawu transportowego, a następnie wykołowanie części zestawu, tj. silnika z wozem napędowym i kabiny pomocniczej na szynach łukowych, w rejonie załamania chodnika 24b-W3. W następstwie doszło do zsunęcia się z platform transportowanych materiałów. W miejscu tym znaleziono dwóch pracowników (górnika – ratownika górniczego i górnika), którzy doznali śmiertelnych obrażeń. Nie znana jest przyczyna obecności pracowników w miejscu wypadku.

Przyczyną wypadku śmiertelnego było zmiażdżenie górników przez zestaw transportowy kolejki spagowej, w wyniku niekontrolowanego stoczenia i częściowego wykołowania.

Szkic miejsca wypadku – s. 43

Lubelski Węgiel „Bogdanka”

W dniu 15.08.2010 r. w Lubelskim Węgłu „Bogdanka” S.A. w Bogdancie zaistniał pożar endogeniczny.

Pożar zaistniał w chodniku nadścianowym 2/II w pokładzie 382 na poziomie 864 m. Pokład 382, o nachyleniu około 2° i miąższości do 3,2 m, zaliczony został do I kategorii zagrożenia metanowego, klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego oraz do IV grupy skłonności węgla do samozapalenia. Chodnik o długości 2250 m wykonany został, wzdłuż zrobów zlikwidowanych ścian: w 1995 r. ściany 1/II i w 2005 r. ściany 9/II, z pozostawieniem przy ociosie północnym chodnika „płotu węglowego” o szerokości ok. 2,5 m. Chodnik przewietrzany był wentylacją lutniową tłoczącą (wentylator WLE- 1000 B o wydajności 650 m³/min i lutnie elastyczne o średnicy 1200 mm), a jego drażnienie zakończono w miesiącu styczniu 2010 r. W odległości 10 m od wylotu z chodnika nadścianowego zabudowany był analizator CO, który rejestrował stężenia tlenu węgla w wyrobisku.

W dniu 15.08.2010 r., około godziny 7⁵⁰, pracownik oddziału transportu, przejeżdżający przez skrzyżowanie chodnika nadścianowego 2/II z chodnikiem połowym 2a, zauważył wydobywające się z chodnika nadścianowego 2/II lekkie dymy i o powyższym zgłosił sztygarowi zmianowemu prowadzącemu zmianę. W tym czasie analizator CO, zabudowany na wylocie z chodnika nadścianowego 2/II, zarejestrował stężenie tlenu węgla wynoszące 50 ppm. O godzinie 8⁰⁵ dyspozytor ruchu rozpoczął akcję przeciwpożarową, powiadamiając osoby funkcyjne o zaistniałym zdarzeniu oraz wycofał 7 pracowników zatrudnionych w rejonie zagrożenia bez użycia ucieczkowych aparatów regeneracyjnych. Do akcji skierowano zastępy ratownicze, które po przeprowadzeniu penetracji chodnika, na odcinku około 1200 m, nie stwierdziły ogniska pożaru. W związku z tym, że chodnik nadścianowy 2/II, od cechy 950 m do końca jego wybiegu, prowadzony był na upad, podjęto decyzję o jego zalaniu, od przodka do cechy 1050 mb, tj. na odcinku przypuszczalnego ogniska pożaru. Po wtłoczeniu 33 820 m³ wody do wyrobiska,

gdy poziom lustra wody znajdował się w rejonie cechy 950 m, oraz po przeprowadzeniu kontroli stanu powietrza kopalnianego kierownik akcji ratowniczej, w dniu 22.08.2010 r. o godzinie 6²², zakończył prowadzenie akcji przeciwpożarowej.

Nadzór nad akcją przeciwpożarową sprawował Okręgowy Urząd Górniczy w Lublinie.

Prawdopodobną przyczyną pożaru było samozapalenie się węgla pokładu 382 pozostawionego w „płocie węglowym” wzdłuż ociosu północnego chodnika nadścianowego 2/II.

W Kopalni Węgla Brunatnego „Turów”

W dniu 21.08.2010 r. w zakładzie górniczym PGE Kopalni Węgla Brunatnego „Turów” S.A. w Bogatyni zaistniał pożar egzogeniczny.

Pożar przewodów elektrycznych zaistniał w koparce wieloczerpakowej typu SchRs 1200 (rok produkcji 1964), na poz. +245 m w wyrobisku odkrywkowym kopalni węgla brunatnego. Koparka wchodziła w skład układu KT (koparka-taśmociąg), współpracując z ciągiem przenośników C-1 i ON, urabiała i transportowała nadkład (żwiru) w rejon przenośnika ON-3, tj. do miejsca zasypywania wyrwy powstałej w dniu 07.08.2010 r., wskutek wdarcia się wody do wyrobiska. Koparka urabiała nadkład w ścianie o wysokości 25 m, przy czym jej praca odbywała się w cyklu: praca (urabianie + transport) oraz postój (rozgarnianie nagromadzonego żwiru sycharkami). Obsadę koparki stanowiła brygada czterech pracowników oddziału górniczego pod nadzorem osoby dozoru ruchu.

W dniu 21.08.2010 r., o godzinie 20⁰⁸, w czasie urabiania nastąpiła awaria elektryczna koparki, którą zgłoszono dyspozytorowi kopalni. Ok. godz. 20¹⁵ elektrycy przystąpili do usuwania awarii. W tym samym czasie obsługa koparki zauważyła dym wydobywający się spod obrotnicy, z miejsca, w którym był zainstalowany przewijak kabli obrotnicy głównej. Wyłączono napięcie 6 kV rozłącznikiem znajdującym się przy bębnie kablowym i zasilanie z rozdzielni przenośnikowej R-516, z której zasilana była koparka. Używając podręcznego sprzętu gaśniczego obsługa koparki, wraz z elektrykami, ugasiła pożar przewodów obrotnicy głównej. Ok. godz. 20⁵⁵ przybyła na miejsce jednostka wozu bojowego, zakładowej służby ratowniczej, dogasiła tłące się przewody i schłodziła rozgrzane elementy stalowe konstrukcji obrotnicy.

W czasie zdarzenia żaden z pracowników przebywających w tym czasie na koparce nie został uszkodzony.

W wyniku pożaru spaleni uległa wiązka przewodów siłowych (stało i przemiennoprądowych) oraz sterowniczych, zainstalowanych na przewijaku obrotnicy głównej, powyżej platformy obrotnicy, w rejonie wózków nr 1 i nr 2 przewijaka.

Przyczyną zapalenia się przewodów na przewijaku obrotnicy głównej koparki prawdopodobnie było powstanie łuku elektrycznego, wysokiej temperatury i wytopienie niepalnej izolacji przewodów, w wyniku uszkodzenia jednego lub kilku przewodów w wiązce zainstalowanej na przewijaku obrotnicy głównej.

W Kopalni Ropy i Gazu „Turaszówka”

W dniu 26.08.2010 r. w zakładzie górniczym Kopalnia Ropy Naftowej i Gazu Ziarnego „Turaszówka”, należącym do Polskiego Górnictwa Naftowego i Gazownictwa S.A. w Warszawie Oddział w Sanoku zaistniał pożar egzogeniczny.

Pożar zaistniał w zbiorniku magazynowym ropy naftowej o pojemności 50 m³, przy odwiercie Krościenko 4K wykonanym w 1996 r. o głębokości 1718 m. W odwiercie przeprowadzono 4 testy produkcyjne, ostatni w grudniu 2005 r. Przy odwiercie, w tłoczni ropy, zabudowana była pompa ropy naftowej, połączona rurociągiem ze zbiornikiem magazynowym ropy naftowej, umieszczonym w odległości około 20 m od tłoczni. Zbiornik był wcześniej używany do magazynowania ropy naftowej i zawierał pozostałości węglowodorów ciekłych.

W dniu 26.08.2010 r., na zmianie I, w ramach zagospodarowania odwiertu Krościenko 4K, dwuosobowy zespół pracowników pod bezpośrednim nadzorem osoby

dozoru niższego, wykonywał podłączenie ropociągów pompy ropy naftowej w tłoczni ropy za pomocą robót spawalniczych. Po rozpoczęciu prac spawalniczych w tłoczni ropy, w odległości ok. 20 m od baterii zbiorników, około godz. 10⁵⁰, w wyniku wysokiej temperatury zewnętrznej, nastąpiło odparowanie lekkich frakcji węglowodorów i wytworzenie mieszaniny wybuchowej wewnątrz zbiornika, co spowodowało zapłon mieszaniny w zbiorniku, rozerwanie zbiornika w górnej jego części i zdeformowanie powierzchni bocznych.

Z zagrożonego rejonu wycofano 3 pracowników. Po wybuchu gazów w zbiorniku pożar został niezwłocznie ugaszony.

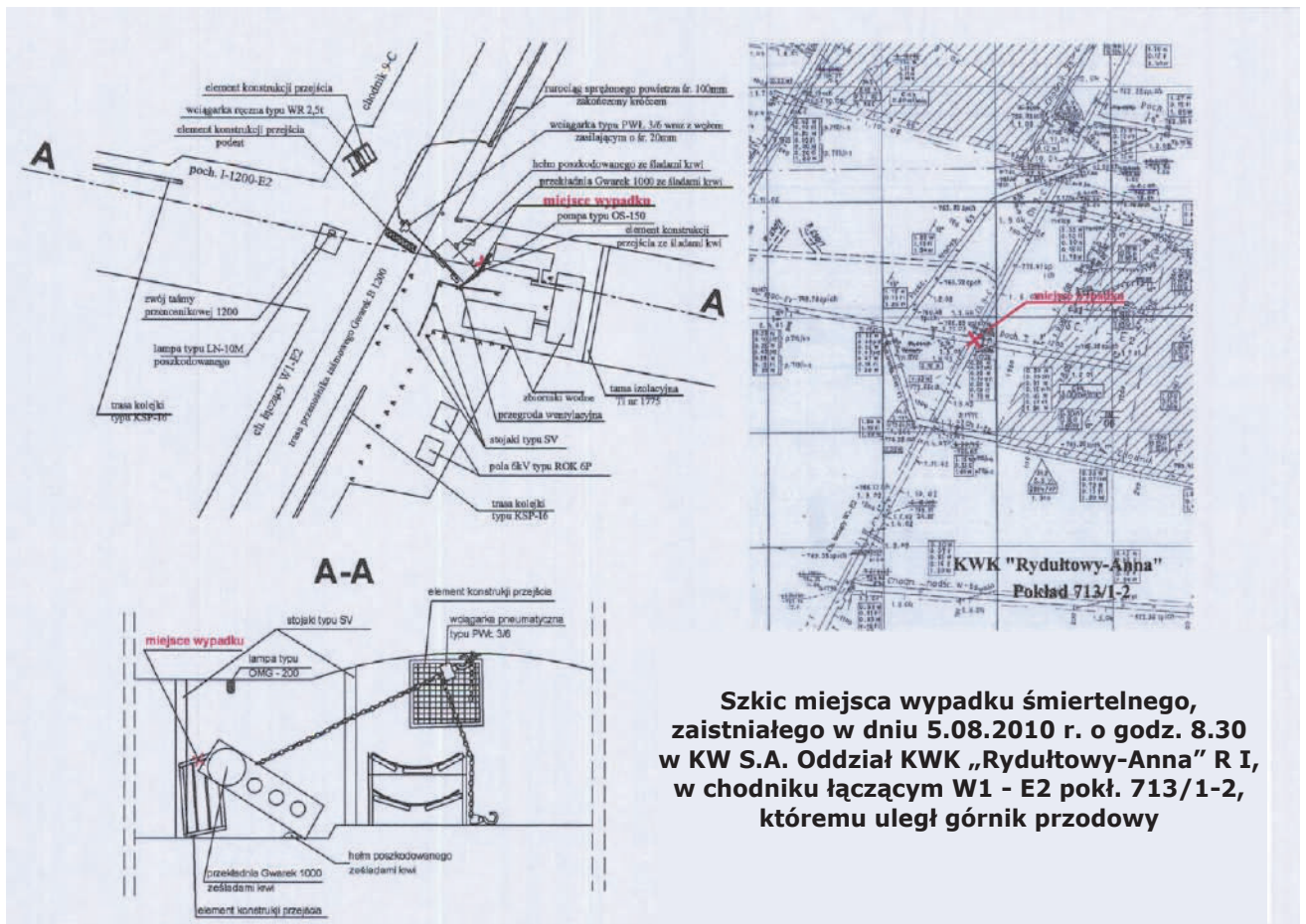
Przyczyną pożaru było zapalenie się i wybuch mieszaniny wybuchowej w zbiorniku magazynowym ropy naftowej w wyniku prowadzonych robót spawalniczych.

Przyczyna ta spowodowana była brakiem zabezpieczenia połączeń i nie odizolowania zbiornika od prowadzonych robót spawalniczych.

Materiał przygotowała Wanda SŁUPIANEK

WYPADKOWOŚĆ W GÓRNICTWIE od 1.01 do 30.09.2010

	OGÓŁEM				W tym kopalnie węgla kamiennego			
	2009		2010		2009		2010	
	rok 2009	1.01-30.09	1-30.09		rok 2009	1.01-30.09	1-30.09	
WYPADKI ŚMIERTELNE	38	34	16	1	36	32	11	1
w tym FIRMY USŁUGOWE	1	1	2	0	1	1	1	0
Kopaliny pospolite	2	2	1	0				
WYPADKI CIĘŻKIE	49	42	27	2	43	36	16	2
w tym FIRMY USŁUGOWE	5	4	12	0	4	3	4	0
Kopaliny pospolite	1	0	0	0				
WYPADKI OGÓŁEM (załoga własna i firmy usługowe) na koniec sierpnia	3519	2233	2256	+23 +1%	2799	1765	1768	+3 +0,2%
					w tym ZAŁOGA WŁASNA			
					2249	1398	1387	-11 -0,8%
Kopaliny pospolite	31	21	19	X	w tym FIRMY USŁUGOWE			
					550	367	381	+14 +3,8%
ZGONY NATURALNE	12	9	10	0	8	5	9	0
Kopaliny pospolite	3	2	0	0				



Szkic miejsca wypadku śmiertelnego, zaistniałego w dniu 5.08.2010 r. o godz. 8.30 w KW S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna” R I, w chodniku łączącym W1 - E2 pokł. 713/1-2, któremu uległ górnik przodowy



Szkic miejsca wypadku śmiertelnego, zaistniałego w dniu 13.08.2010 r. w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin”, któremu uległ spawacz

Fakty... Wydarzenia... Opinie...

Potrzebna europejska solidarność i globalne myślenie

W dniach od 8 do 11 września br. obradowało w Krynicy XX Forum Ekonomiczne, w którym uczestniczyła rekordowa w dotychczasowej historii liczba 2350 gości z 60 krajów – ekspertów i liderów życia politycznego, społecznego, gospodarczego oraz kulturalnego z Europy, Azji i Ameryki. Dowodzi to rangi tego forum i związanych z jego decyzjami nadziei w obliczu kryzysu finansowego, który pokazał nam, jak bardzo jesteśmy wzajemnie zależni od siebie w Europie i na świecie. Fakt ten szczególnie zaakcentował przewodniczący Komisji Europejskiej José Manuel Barroso, uświadamiając, że dług jednego kraju może mieć wpływ na całą Europę; co więcej, musimy myśleć globalnie.

Tegoroczne Forum poświęcone było szansom, jakie niesie dla Europy Traktat Lizboński. W inauguracyjnej sesji „Europa po Traktacie Lizbońskim – strategię na przyszłość” uczestniczyli prezydent Bronisław Komorowski, przewodniczący Parlamentu Europejskiego Jerzy Buzek oraz prezydent Estonii Toomas Hendrik Ilves. Współ z Thomasem de Maizierem, ministrem spraw wewnętrznych Niemiec oraz innymi politykami zastanawiali się nad strategią Europy na najbliższe lata. W Krynicy odbyło się łącznie ponad 130 paneli dyskusyjnych, poświęconych m.in. makroekonomii, polityce międzynarodowej, energetyce, zielonym technologiom, światowemu kryzysowi, bezpieczeństwu, wymiarowi sprawiedliwości, ochronie zdrowia, a także polskiej prezydencji w Unii Europejskiej.

Polska, przygotowując się do niej na połowę 2011 roku, w nowych warunkach już funkcjonującego Traktatu Lizbońskiego, chciałaby, aby stare wartości Unii – takie jak solidarność – i wyzwania czasów, znalazły odbicie także w okresie jej prezydencji – podkreślił w swojej wypowiedzi prezydent Komorowski. Polska chciałaby bardzo przyczynić się do pogłębienia integracji europejskiej w obszarze wspólnej polityki zagranicznej, zewnętrznej, kontaktowania się ze światem spoza Unii, tak aby było widać i naszą solidarność, i naszą jedność; albo przynajmniej próbę znalezienia tego, co łączy wszystkie kraje Unii Europejskiej w kontakcie ze światem zewnętrznym.

Prezydent Komorowski wypowiadał się także o solidarności energetycznej. Jego zdaniem – solidarność energetyczna, liberalizacja rynków energetycznych – to jest rzeczywiste wyzwanie, sprawdzenie w praktyce, czy potrafimy, czy chcemy poprzez otwarcie rynków energetycznych potaniać produkcję europejską, czynić ją bardziej konkurencyjną w stosunku do świata zewnętrznego.

Jak podkreślił, Polska chciałaby, aby solidarność energetyczna i wspólne myślenie o przyszłości Europy oznaczało poszanowanie faktu, że Polska i wiele innych krajów dołączyło do UE z ogromnymi zapóźnieniami, z trudnymi doświadczeniami funkcjonowania księżykowej gospodarki realnego socjalizmu.

Polskie zielone technologie na Expo 2010 w Szanghaju

Polska Agencja Rozwoju Przedsiębiorczości poinformowała, że nasze rodzime technologie, wspierane przez zorganizowany przez resort środowiska inkubator przedsiębiorczości GreenEvo, zostały zaprezentowane w Szanghaju podczas Expo 2010. Do Chin pojechali przedstawiciele

9 z 13 firm, które zgłosiły się do akceleratora i zostały wyłonione w konkursie na najlepsze polskie technologie w dziedzinie ochrony środowiska. Są to m.in.: Asket Roman Długi z Poznania z projektem Biomasser – brykietywania wilgotnej biomasy pochodzącej z rolnictwa, Biogradex Holding z Elbląga z własną technologią oczyszczania ścieków komunalnych i przemysłowych, Ecotech Polska z Łomianek, który unieszkodliwia i odzyskuje substancje szkodliwe dla środowiska, Energoinstal z Katowic, zajmujący się wykorzystaniem ciepła odpadowego oraz energii chemicznej gazu przy chłodzeniu koksu.

Z promocji i kontaktów podczas EXPO korzystają też firmy Neon Wojciech Norberciak z Kolonii Borek – producent własnych kolektorów słonecznych Neosol 250, PP-Eko z Warszawy, firma promująca swoją technologię odzysku wody wysokiej czystości ze ścieków przemysłowych, Promar z Bydgoszczy, który opracował system optymalizacji zużycia energii w budynkach i Wofil Robert Muszański, z Krynicy Zdrój z technologią uzdatniania wody przez ozonowanie.

Firmy startowały w 7 kategoriach: technologie niskoemisyjne, czyste technologie węglowe, rozwiązania organizacyjne lub programistyczne dla oszczędności energii, technologie odnawialnych źródeł energii, technologie wodno-ściekowe, technologie energooszczędne i technologie gospodarki odpadami.

Skarbiec carskiego złota odkryto na dnie Bajkału?

Rosyjska Informacyjna Agencja Nowosti poinformowała o niezwykłym odkryciu na dnie Bajkału, gdzie znaleziono prawdopodobnie legendarne złoto admirała Aleksandra Kołczaka. Naukowcy na dnie tego najgłębszego jeziora zaobserwowali obiekty, które wyglądają jak sztaby złota.

W Rosji od kilkudziesięciu lat trwają poszukiwania wielu ton carskiego złota, które zaginęło lub zostało ukryte podczas rewolucyjnej zawieruchy. Wokół skarbu urosła legenda porównywalna z tą o naszej bursztynowej komnacie. Warto przypomnieć, że admirał Kołczak w czasie wojny domowej w latach 1918–1920 był jednym z przywódców białej armii. Około 500 ton złota oraz srebra i kosztowności, które wysłał do Władywostoku, aby uchronić je przed bolszewikami, miało być transportowane na wschód koleją transsyberyjską. Złoty pociąg składający się z 29 wagonów wyruszył z Omska na wschód. Jego skład prowadził także wagony z platyną i srebrem. Skrzynie ze skarbem Kołczaka nigdy jednak do Władywostoku nie dotarły.

Jak poinformował rzecznik Fundacji na rzecz Ochrony Bajkału, w czasie ostatniej ekspedycji rosyjskich naukowców, batyskafy „Mir-1” i „Mir-2” przez 15 godzin eksplorały bajkalskie dno i odkryły na nim wagon z czasów wojny domowej. Natychmiast rozeszły się pogłoski, że być może jest to ślad po zaginionym złocie Kołczaka. Teraz na miejscu pracuje aparat głębokowodny „Mir-2”, którym kieruje Jewgijnij Czernjaew. Jeszcze we wrześniu rezultaty podwodnych ekspedycji poszukiwawczych mają zostać przedstawione na Bajkalskim Forum Gospodarczym w Irkucku.

Trwają jednocześnie przygotowania kolejnych ekspedycji statków wyposażonych w nowoczesny sprzęt niezbędny do podwodnych prac poszukiwawczych i głębokowodnych badań naukowych.

Ich uczestnicy zamierzają po raz pierwszy dotrzeć do największej głębiny Bajkału – 1700 metrów.

Opracował **Zbigniew BOŻEK**

Górnictwo na świecie

HISZPANIA

Schyłek górnictwa węglowego

Dwadzieścia pięć lat temu sektor górnictwa węglowego w Hiszpanii zatrudniał ponad 50 000 górników, dziś – mniej niż 8000. Do 2014 r. ma zostać zamknięta ostatnia kopalnia węgla kamiennego w tym kraju. W lipcu br. Joaquín Almunia, komisarz UE ds. konkurencji i były hiszpański minister ds. zatrudnienia, przekazał, że chce, aby pomoc państw UE dla przemysłu węglowego zakończyła się osiem lat wcześniej niż zakładano do tej pory, oraz aby kopalnie przynoszące straty zostały zamknięte do października 2014 r.

Aktualnie Hiszpania pompuje rocznie do sektora węgla kamiennego w postaci bezpośrednich dotacji 320 mln EUR. W ciągu najbliższych czterech lat wymieniona kwota będzie musiała być zmniejszana co 15 miesięcy o jedną trzecią. Na terenie tego kraju działa obecnie 15 przedsiębiorstw górniczych. Połowa górników zatrudniona jest w Astrurii, regionie o bogatych tradycjach górniczych. Reszta pracuje w Kastylii i León, Teruel, Ciudad Real i Kordowie. Jak dodał Almunia, przedsiębiorstwa muszą sobie radzić bez dotacji. Jest to kwestia bycia fair w stosunku do innych przedsiębiorców, którzy prowadzą działalność bez pomocy ze strony państwa. Leży to także w interesie podatników i finansów państwa.

Sytuacja w górnictwie hiszpańskim komplikuje się jeszcze bardziej z powodu planów rządu, mających na celu zmuszenie wytwórców energii do produkowania jej z rodzimego, zamiast z taniego importowanego węgla. Rozporządzenie z lutego br. spowoduje, że elektrownie zaopatrujące hurtowy rynek energii będą zmuszone do ustąpienia miejsca tym elektrowniom, które wytwarzają prąd z hiszpańskiego węgla. Ok. 80% energii konsumowanej w Hiszpanii pochodzi z importu, a rząd podkreśla, że zasady unijne pozwalają na wykorzystanie do 15% rodzimych pierwotnych źródeł energii do wytwarzania energii elektrycznej.

CNE, organizacja śledząca rynek energetyczny szacuje, że plan rządu będzie oznaczał spalanie zapasów zalegającego hiszpańskiego węgla, czyli 11,4 mln t, oraz 10 mln t, które zostaną wydobyte do 2012 r. Natomiast eksporterzy węgla twierdzą, że zapotrzebowanie na węgiel przemysłowy w Europie kurczy się i będzie coraz mniejsze, w związku z faktem, że starzejące się elektrownie węglowe są zastępowane przez gazownie.

Ponadto, rząd nakazał państwowemu przedsiębiorstwu Hunosa skupowanie dużych ilości węgla od prywatnych wytwórców, tak aby mogli oni kontynuować prowadzenie działalności. W celu wywierania nacisku na rząd, część prywatnych przedsiębiorców poinformowała, że nie jest w stanie pokrywać kosztów operacyjnych i zaprzestała wypłacania wynagrodzeń pracownikom. Takie działania spowodowały natychmiastowy odzew ze strony związków zawodowych, m.in. blokady dróg.

Rząd nie chce zwiększyć liczby bezrobotnych, których jest już w Hiszpanii 4,2 mln, ani też kwot wydawanych na zasiłki. Ale przedstawiciele ugrupowań związanych z ochroną środowiska twierdzą, że wspieranie sektora górnictwa niweczy zapowiedzi rządu dotyczące ograniczenia emisji gazów cieplarnianych i wspierania

bardziej „zielonej” gospodarki, która mogłaby również umożliwić stworzenie nowych, niezwykle potrzebnych miejsc pracy.

Szacuje się, że emisje gazów cieplarnianych w Hiszpanii w latach 2008–2012 przekroczą o niemal 20% górny limit, ustalony w oparciu o Protokół z Kyoto.

www.theleader.info

CHINY

105 osób oskarżonych w związku z wypadkami w górnictwie

Jak poinformowały oficjalne źródła, 105 osób zostanie postawionych w stan oskarżenia w związku z trzema wypadkami śmiertelnymi, które miały miejsce w chińskim górnictwie węglowym na przestrzeni ostatnich dwunastu miesięcy. Straciło w nich życie 159 osób.

Dwie z katastrof miały miejsce w Pingdingshan, w prowincji Henan, w czerwcu br. i we wrześniu 2009 r., a trzeci wydarzył się w okręgu Xiangtan, w prowincji Hunan, w styczniu 2010 r.

Te trzy wypadki spowodowały straty w wysokości 12,81 mln USD. W związku z zdarzeniami, dwie kopalnie zostały zamknięte i cofnięto im koncesje na wydobycie.

Ponadto, 71 innych osób, w tym m.in. burmistrz Pingdingshan i jego zastępca, którzy nie ponoszą bezpośrednio odpowiedzialności za wypadki, otrzymało kary dyscyplinarne.

www.indiavision.com

Koty ratują stare miasto górnicze

Wymierające miasto górnicze Houtong na Tajwanie przyciąga turystów nową atrakcją – kotami. W opinii większości społeczności utworzenie kociego miasteczka zapewne nie jest najlepszym wyjściem na zagospodarowanie terenów pogórnich, lecz Houtong przeżywa obecnie swoją drugą młodość jako raj dla wielbicieli kotów. Przyciągają jak magnes turystów do tej dwustuosobowej miejscowości, w której niegdyś dzikie koty stanowił nie lada problem.

Zwierzęta pozostawione wcześniej same sobie są teraz czyste, dobrze odżywione i otrzymują bezpłatną opiekę weterynaryjną. Turyści robią zdjęcia tuzinom kotów, które nie tylko nie boją się ludzi, ale niekiedy pozują nawet do zdjęć. A mieszkańcy otwarli stoiska, na których można nabyć różne pamiątki związane z kociakami. Zachwyceni goście publikują później zdjęcia w internecie.

Obywatele Houtong twierdzą, że są niezmiernie szczęśliwi, gdyż ich miejscowość nie jest już odizolowana od reszty świata po zlikwidowaniu okolicznych zakładów górniczych pod koniec lat 70. XX w. Jednak nie każdy jest mile widziany w Houtong. Przy wjeździe do miejscowości stoją tablice zabraniające wstępu psom. Zatem może inne postępowe miasto pogórnice rozważy stworzenie na swoim terenie ziemi obiecanej dla psów?

www.mineweb.com

Opracowanie: **kap**

STWIERDZENIA KWALIFIKACJI

osób kierownictwa ruchu zakładów górniczych

Wykaz osób kierownictwa, które uzyskały kwalifikacje w sierpniu 2010 r.

Nazwisko i imię	Stanowisko	OUG
mgr inż. Tomasz BARTOSZEK	kierownik działu energomechanicznego w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Gliwice
mgr inż. Lech Jacek BOBER	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn. wydobywających kopaliny pospolite bez użycia materiałów wybuchowych	Wrocław
Marian DĘBSKI	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn.	Kraków
Jolanta GŁADYSZ	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn. wydobywających kopaliny pospolite w warunkach określonych w art. 16 ust. 2a ustawy z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze	Warszawa
mgr inż. Ryszard JAROSZ	kierownik działu robót górniczych w podziemnych zakł. górn. wydobywających kopaliny inne niż węgiel kamienny	Wrocław
mgr inż. Stanisław KRÓL	kierownik działu przeróbki mechanicznej w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Gliwice
mgr inż. Witold RECLIK	kierownik działu wentylacji w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Rybnik
mgr inż. Marek ROZMUS	kierownik działu bhp i szkolenia w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Kraków
mgr inż. Tadeusz SAŁUSTOWICZ	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn.	Kraków
Grzegorz SICZEK	kierownik działu energomechanicznego w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Lublin
mgr inż. Grzegorz URSZEL	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn.	Wrocław
inż. Mirosław WOJTCZAK	kierownik działu technologii górniczej w odkrywkowych zakł. górn.	Poznań

Opracowała **Magdalena ŚMIESZEK**

DOPUSZCZENIA

do stosowania w zakładach górniczych

Prezes Wyższego Urzędu Górniczego dopuścił do stosowania w zakładach górniczych następujące maszyny, urządzenia i materiały

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GE-40/10	Ośrodek Badań, Atestacji i Certyfikacji OBAC Sp. z o. o. w Gliwicach	GEM/4742/0069/10/13701/AK 2010-08-10
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-57/10	Elgór+Hansen Sp. z o.o. w Chorzowie	GEM/4742/0070/10/14033/AK 2010-08-16
Klatki 1-piętrowe GM-106/10	WAMAG S.A. w Wałbrzychu	GEM/4703/.0012/10/14206/KC 2010-08-17
Hydrauliczny zespół awaryjnego zatrzymania typu A50-1 GM-107/10	OPA-ROW Sp. z o.o. w Rybniku	GEM/4700/0025/10/14251/KC 2010-08-19
Trawersy nośne typu 20-412 GM-109/10	CARBOMECH Sp. z o.o. w Rudzie Śląskiej	GEM/4711/0057/10/14271/P1 2010-08-19
Wciągarki łańcuchowe do kolejek podwieszonych typu WK-3,2 GM-108/10	Zakład Małej Mechanizacji RAGOR Sp. z o.o. w Radzionkowie	GEM/4711/0056/10/14268/P1 2010-08-19
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-59/10	Fabryka Maszyn FAMUR S.A. w Katowicach	GEM/4742/0071/10/14412/AK 2010-08-20
Głowice eksploatacyjne GM-111/10	Zakład Urządzeń Naftowych Sp. z o.o. w Krośnie	GEM/4720/0012/10/14475/KW 2010-08-23
Głowice eksploatacyjne GM-113/10	Zakład Urządzeń Naftowych Sp. z o.o. w Krośnie	GEM/4720/0014/10/14498/KW 2010-08-23
Głowice eksploatacyjne GM-112/10	Zakład Urządzeń Naftowych Sp. z o.o. w Krośnie	GEM/4720/0013/10/14483/KW 2010-08-23
Głowice eksploatacyjne GM-110/10	Zakład Urządzeń Naftowych Sp. z o.o. w Krośnie	GEM/4720/0011/10/14417/KW 2010-08-23
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-60/10	LINTER Sp. z o.o. w Wolbromiu	GEM/4742/0074/10/14645/HJ 2010-08-25
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-58/10	Fabryka Maszyn FAMUR S.A. w Katowicach	GEM/4742/0073/10/14525/HJ 2010-08-25
Podzespoły kolejki podwieszonej: GM-114/10 dla wózka hamulcowego typu WHR-1/N GM-115/10 dla cięgła prowadzącego CP180 wraz z wózkiem nośnym WNR GM-116/10 dla cięgła RPS GM-117/10 dla cięgła RSS GM-118/10 dla cięgła PP-6 GM-119/10 dla cięgła SP-5 GM-120/10 dla cięgła PP-5 GM-121/10 dla cięgła SP-4 GM-122/10 dla cięgła RPSN GM-123/10 dla cięgła 2	Przedsiębiorstwo Produkcyjno Usługowo Handlowe REMASZ s.c. w Rudzie Śląskiej	GEM/4711/0059/10/14747/P1 2010-08-27
Kable GE-41/10 do GE-49/10	DRUT-PLAST Fabryka Kabli i Przewodów Sp. z o.o. w Wałczu	GEM/4740/0038/10/14948/GL 2010-08-31
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-61/10	Elgór+Hansen Sp. z o.o. w Chorzowie	GEM/4742/0075/10/14916/AK 2010-08-31

Przygotowała Ewa LIGEZA

NORMALIZACJA

Działalność normalizacyjna w świetle ustawy z dnia 12 września 2002 r.
o normalizacji i związanych z ustawą aktów wykonawczych

Przegląd opublikowanych norm

Certyfikacja wyrobu i przedsiębiorstwa. Ocena zgodności

PN-EN ISO/IEC 17043:2010 Ocena zgodności – Ogólne wymagania dotyczące badania biegłości (*oryg.*)

Powietrze na stanowiskach pracy

PN-EN 14042:2010 Powietrze na stanowiskach pracy – Przewodnik wdrażania i stosowania procedur do oceny narażenia na czynniki chemiczne i biologiczne
PN-EN 14530:2010 Powietrze na stanowiskach pracy – Oznaczanie cząstek stałych ze spalin silników Diesla – Wymagania ogólne

Ochrona przeciwpożarowa

PN-EN 54-20:2010 Systemy sygnalizacji pożarowej – Część 20: Czujki dymu zasysające
PN-EN 54-23:2010 Systemy sygnalizacji pożarowej – Część 23: Pożarowe urządzenia alarmowe – Sygnalizatory optyczne (*oryg.*)

Pomiary wielkości elektrycznych i magnetycznych

PN-EN 50482:2010 Przekładniki – Przekładniki napięciowe indukcyjne trójfazowe o Um do 52 kV
PN-EN 62053-52:2010 Urządzenia do pomiarów energii elektrycznej (prądu przemiennego) – Wymagania szczegółowe – Część 52: Symbole

Materiały izolacyjne. Zagadnienia ogólne

PN-EN 60112:2003/A1:2010 Metoda wyznaczenia wskaźników porównawczych i odporności na prądy pełzające materiałów elektroizolacyjnych stałych (*oryg.*)

Bezpieczniki i inne urządzenia zabezpieczające przed przetężeniem prądowym

PN-EN 60269-4:2010 Bezpieczniki topikowe niskonapięciowe – Część 4: Wymagania dodatkowe dotyczące wkładek topikowych do zabezpieczania przyrządów półprzewodnikowych (*oryg.*)
PN-EN 60282-1:2010 Bezpieczniki topikowe wysokonapięciowe – Część 1: Bezpieczniki ograniczające (*oryg.*)
PN-EN 60644:2010 Wymagania dotyczące wkładek bezpiecznikowych wysokiego napięcia do zabezpieczania obwodów silników (*oryg.*)
PN-EN 62423:2010 Wyłączniki różnicowoprądowe typu B z wbudowanym zabezpieczeniem nadprądowym i bez wbudowanego zabezpieczenia nadprądowego do użytku domowego i podobnego (RCBO typ B i RCCB typ B) (*oryg.*)

Aparatura łączeniowa i sterownicza niskonapięciowa

PN-EN 60947-7-3:2010 Aparatura rozdzielcza i sterownicza niskonapięciowa – Część 7-3: Wyposażenie pomocnicze – Wymagania bezpieczeństwa dotyczące listew zaciskowych z bezpiecznikami (*oryg.*)

Kanały do celów elektrycznych

PN-EN 50085-2-3:2010 Systemy listew instalacyjnych otwieranych i listew instalacyjnych zamkniętych do instalacji elektrycznych – Część 2-3: Wymagania szczegółowe dla systemów szczelinowych listew instalacyjnych otwieranych do instalowania w szafach (*oryg.*)
PN-EN 50520:2010 Nakładki i folie okrywowe dla zabezpieczenia i ostrzegania o położeniu kabli lub zakopanych przewodów w instalacjach podziemnych (*oryg.*)
PN-EN 62275:2010 Systemy prowadzenia przewodów – Opaski przewodów do instalacji elektrycznych (*oryg.*)

Prądnice

PN-EN 60034-22:2010 Maszyny elektryczne wirujące – Część 22: Prądnice prądu przemiennego do zespołów prądotwórczych napędzanych tłokowymi silnikami spalinowymi

Ogniwa i baterie wtórne kwasowe

PN-EN 60254-1:2010 Akumulatory ołowiane trakcyjne – Część 1: Wymagania ogólne i metody badań

Kondensatory mocy

PN-EN 61071:2010 Kondensatory do urządzeń energoelektrycznych

Instalacje elektryczne

PN-HD 60364-4-43:2010 Instalacje elektryczne niskiego napięcia – Część 4-43 Ochrona dla zapewnienia bezpieczeństwa – Ochrona przed prądem przetężeniowym (*oryg.*)
PN-HD 60364-5-56:2010 Instalacje elektryczne niskiego napięcia – Część 5-56: Dobór i montaż wyposażenia elektrycznego – Instalacje bezpieczeństwa (*oryg.*)
PN-HD 60364-5-551:2010 Instalacje elektryczne niskiego napięcia – Część 5-55: Dobór i montaż wyposażenia elektrycznego – Inne wyposażenie – Sekcja 551: Niskonapięciowe zespoły prądotwórcze (*oryg.*)

Urządzenia do transportu poziomego i pionowego

PN-G-46031:2010 Wozy kopalniane – Wozy średnie – Wymagania

Opracował Roman SAŚIADEK

PRZEGLĄD AKTÓW NORMATYWNYCH

ogłoszonych w Dzienniku Ustaw przed dniem 13 września 2010 r.

1. Bezpieczeństwo i higiena pracy

Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 lipca 2010 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (Dz.U. Nr 141, poz. 950) – wykonało delegację zamieszczoną w art. 228 § 3 ustawy z dnia 26 czerwca 1974 r. – Kodeks pracy (Dz.U. z 1998 r. Nr 21, poz. 94, z późn. zm.), wprowadzając zmiany w rozporządzeniu Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 listopada 2002 r. w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (Dz.U. Nr 217, poz. 1833, z późn. zm.). Zmiany dotyczą m.in. wykazu wartości najwyższych dopuszczalnych stężeń chemicznych i pyłowych czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (w tym miedzi i jej związków nieorganicznych) oraz wykazu wartości najwyższych dopuszczalnych natężeń fizycznych czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (w tym zakresie: promieniowania optycznego). Rozporządzenie weszło w życie z dniem 21 sierpnia 2010 r.

2. Ochrona przeciwpowodziowa

Ustawa z dnia 8 lipca 2010 r. o szczególnych zasadach przygotowania do realizacji inwestycji w zakresie budowlan przeciwpowodziowych (Dz.U. Nr 143, poz. 963) – m.in. przewiduje, że decyzję o pozwoleniu na realizację tej inwestycji wydaje wojewoda na wniosek inwestora, a wniosek o wydanie decyzji o pozwoleniu na realizację inwestycji zawiera m.in. opinię właściwego organu nadzoru górniczego – w odniesieniu do terenów górniczych. Inicjatywę ustawodawczą podjął Marszałek Sejmu wykonujący obowiązki Prezydenta Rzeczypospolitej Polskiej (druk nr 3131). Ustawa weszła w życie z dniem 25 sierpnia 2010 r.

3. Medycyna pracy

Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 29 lipca 2010 r. w sprawie rodzajów dokumentacji medycznej służby medycyny pracy, sposobu jej prowadzenia i przechowywania oraz wzorów stosowanych dokumentów (Dz.U. Nr 149, poz. 1002) – wykonało delegację zamieszczoną w art. 11 ust. 4 ustawy z dnia 27 czerwca 2007 r. o służbie medycyny pracy (Dz.U. z 2004 r. Nr 125, poz. 1317, z późn. zm.) i weszło w życie z dniem 16 sierpnia 2010 r.

4. Szkolnictwo zawodowe

Rozporządzenie Ministra Edukacji Narodowej z dnia 29 lipca 2010 r. w sprawie podstaw programowych kształcenia w zawodach: elektromechanik, górnik eksploatacji otworowej, korektor i stroiciel instrumentów muzycznych, krawiec, mechanik precyzyjny, pszczelarz, technik górnictwa otworowego, technik informatyk, technik rachunkowości i zegarmistrz (Dz.U. Nr 154, poz. 1033) – wykonało delegację zamieszczoną w art. 22 ust. 2 pkt 2 lit. d ustawy z dnia 7 września 1991 r.

o systemie oświaty (Dz.U. z 2004 r. Nr 256, poz. 2572, z późn. zm.) i m.in. określiło w załącznikach nr 1, 2 i 7 do rozporządzenia podstawę programową kształcenia w zawodach: elektromechanik – symbol cyfrowy 724[05], górnik eksploatacji otworowej – symbol cyfrowy 811[01], technik górnictwa otworowego – symbol cyfrowy 311[14], objętych klasyfikacją zawodów szkolnictwa zawodowego, stanowiącą załącznik do rozporządzenia Ministra Edukacji Narodowej z dnia 26 czerwca 2007 r. w sprawie klasyfikacji zawodów szkolnictwa zawodowego (Dz.U. Nr 124, poz. 860, z późn. zm.). Weszło w życie z dniem 8 września 2010 r.

5. Informacje niejawne

Rozporządzenie Prezesa Rady Ministrów z dnia 13 sierpnia 2010 r. w sprawie sposobu oznaczania materiałów, umieszczania na nich klauzul tajności, a także zmiany nadanej klauzuli tajności (Dz.U. Nr 159, poz. 1069) – wykonało delegację zamieszczoną w art. 23 ust. 3 ustawy z dnia 22 stycznia 1999 r. o ochronie informacji niejawnych (Dz.U. z 2005 r. Nr 196, poz. 1631, z późn. zm.), wprowadzając m.in. rozwiązania dotyczące oznakowania dokumentów elektronicznych przetwarzanych wyłącznie w systemie teleinformatycznym, podlegających ewidencji w elektronicznym rejestrze dokumentów, oraz materiałów w postaci prezentacji multimedialnych. Wejdzie w życie z dniem 1 stycznia 2011 r.

6. Dowody osobiste

Ustawa z dnia 6 sierpnia 2010 r. o dowodach osobistych (Dz.U. Nr 167, poz. 1131) – stwarza ramy prawne do stosowania wielofunkcyjnego, elektronicznego dokumentu tożsamości. Przewiduje, że dowód osobisty jest dokumentem stwierdzającym tożsamość i obywatelstwo polskie osoby na terytorium Rzeczypospolitej Polskiej oraz innych państw członkowskich Unii Europejskiej, państw Europejskiego Obszaru Gospodarczego nienależących do Unii Europejskiej oraz państw niebędących stronami umowy o Europejskim Obszarze Gospodarczym, których obywatele mogą korzystać ze swobody przepływu osób na podstawie umów zawartych przez te państwa ze Wspólnotą Europejską i jej państwami członkowskimi oraz na podstawie jednostronnych decyzji innych państw, uznających ten dokument za wystarczający do przekraczania ich granic. Dowód osobisty będzie posiadał warstwę graficzną oraz warstwę elektroniczną i będzie wydawany nieodpłatnie. Nowa ustawa nowelizuje m.in. ustawę z dnia 14 czerwca 1960 r. – Kodeks postępowania administracyjnego (Dz.U. z 2000 r. Nr 98, poz. 1071, z późn. zm.) oraz uchyla przepisy dotyczące dowodów osobistych zamieszczone w ustawie z dnia 10 kwietnia 1974 r. o ewidencji ludności i dowodach osobistych (Dz.U. z 2006 r. Nr 139, poz. 993, z późn. zm.). Inicjatywę ustawodawczą podjęła Rada Ministrów (druk nr 2917). Ustawa wejdzie w życie z dniem 1 lipca 2011 r., przewidując, że dowody osobiste wydane przed dniem 1 lipca 2011 r. zachowają ważność do upływu terminów w nich określonych.

Opracował Przemysław GRZESIOK

Obecnie, na początku XXI wieku, trudno jest wyobrazić sobie górnictwo takim, jakie było przed ponad stu laty, czyli w początkach swego rozkwitu. Patrząc na nowoczesne zautomatyzowane maszyny górnicze nie jest łatwo wyobrazić sobie kształt, budowę i działanie ówczesnych – często prymitywnych – maszyn i urządzeń.

Węgiel wydobywany był z wyrobisk zagłębionych do kilkuset metrów, a transport kopalniany stanowiły wózki ciągnięte przez konie w chodnikach oświetlonych przez górników noszących lampki olejne. Właśnie w tym okresie zwiastunem rodzącej się rewolucji technicznej, była jak na ówczesne czasy, nowość – górnicza lampa acetylenowa zwana „karbidką”. Była to pierwsza lampa górnicza produkowana przez specjalistyczne zakłady przemysłowe oraz ostatnia lampa górnicza świecąca w mrokach kopalni światłem otwartym. Pod koniec lat sześćdziesiątych XX wieku zgasły ostatnie w kopalniach polskich lampy karbidowe. Rozpoczął się okres królowania na kopalniach lamp elektrycznych. Jednak zimne światło elektrycznych lamp górniczych nigdy nie zastąpi romantycznego ciepłego płomienia kaganków olejnych czy karbidek.

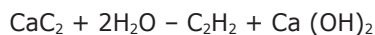
Lampa karbidowa w górnictwie polskim

W roku 1862 Fryderyk Wohler odkrył węgiel wapnia. Przypominał on z wyglądu skałę wapienną o brązowo-złocistym połysku, która pod wpływem wody, czyli wilgoci, pokrywała się białym sypkim nalotem, wydzielając przy tym nieprzyjemnie pachnący gaz zwany acetylenem. Gaz ten w roku 1868 otrzymał na drodze syntezy przez bezpośrednie połączenie węgla z wodorem Marcelin Beker. Uczony dokładnie przebadał gaz i stwierdził, że pali się on płomieniem silnie świecącym i kopącym, jest wybuchowy, jego ciężar właściwy równy jest 0,9 (względem powietrza) i w wodzie rozpuszcza się w równej objętości.

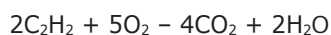
W roku 1894 Henryk Maisson wymyślił przemysłową metodę otrzymywania węgla wapnia zwanego karbidek. Węgiel wapnia otrzymywano w elektrycznych piecach oporowych, w których w temperaturze 2300 °C prażono zmieloną mieszaninę wapienia lub wapna z węglem.



Podczas działania na węgiel wapnia wodą powstaje gaz zwany acetylenem oraz wodorotlenek wapnia



Wydzielający się podczas reakcji gaz jest bezbarwny, bezwonny i nietoksyczny. Jego pozorny charakterystyczny zapach pochodzi z zanieczyszczeń spowodowanych innymi gazami. Acetylen spala się w powietrzu bardzo jasnym płomieniem o temperaturze około 1960 °C. Podczas spalania powstaje woda oraz dwutlenek węgla



Te osobliwe właściwości karbidu powodujące wydzielanie się z niego pod wpływem działania wody jasno palącego się gazu nasunęły pomysł użycia go do produkcji acetylenu jako gazu świetlnego. Wymyślona w ostatnich latach XIX wieku lampa acetylenowa znalazła szerokie zastosowanie w przemyśle motoryzacyjnym,

instalowano ją w modnych samochodach, motocyklach, czy też rowerach, znalazła swoje miejsce na kolei, ale przede wszystkim zrobiła karierę w górnictwie.

Ta XIX-wieczna lampa acetylenowa, zwana „karbidką”, nie różniła się zasadniczo budową od lamp używanych do chwili obecnej. Składała się z dwóch zbiorników: jednego wypełnionego wodą, z którego kroplami ściekała woda do drugiego zbiornika, wypełnionego rozdrobnionym karbidek. Wielkość zbiornika oraz ilość karbidu umieszczonego w zbiorniku zapewniała długość pracy lampy.

Zastosowania lamp karbidowych w pojazdach poruszających się po drogach w początku XX stulecia pozwalało na poruszanie się rowerem w ciemnościach przez 4 godziny, motocyklem oraz samochodem przez 8 godzin.

Pierwsze lampy acetylenowe zastosowane w kopalniach były ciężkie i duże. W roku 1904 podczas górnictwa szybu w kopalni „Knurów” użyto lampy dużej o łącznej wadze 19 kg, która mieściła w sobie półkilogramowy ładunek karbidu. Górnicze lampy acetylenowe były różnych wielkości. W zależności od wielkości lampy używana była odpowiednia ilość karbidu. W górnictwie najczęściej spotykaną lampą była karbidka o wadze przeszło 1,5 kg, która mieściła około 250 g węgla wapnia, co pozwalało na świecenie od 8 do 12 godzin.

Karbid, pochłaniając silnie wilgoć, pokrywa się początkowo białym nalotem $\text{Ca}(\text{OH})_2$, a następnie pobierając z powietrza CO_2 , rozsypuje się na szaro-biały proszek. Ten szybko postępujący proces wietrzenia (rozpadu) karbidu hamuje się przetrzymując węgiel wapnia w szczelnie zamkniętych puszkach. Blaszane puszki na karbid były zazwyczaj produkowane dla górnictwa przez fabryki produkujące lampy acetylenowe. Aby uniknąć częstych przypadków noszenia przez górników karbidu w kieszeni, owiniętego tylko papierem, wprowadzono do użytku puszki oraz dozowanie karbidu. Wydawany był on w okresie miesiąca w dziennych porcjach odnotowywanych na kartkach przydziału karbidu.

Zastosowanie lamp karbidowych w podziemiach kopalni wyprzedziła lampa elektryczna. W kopalni „Paweł”

w Rudzie Śląskiej oświetlenie elektryczne za pomocą żarówki rozblętyo już w 1882 roku. Zagadką jest, że lampa acetylenowa w kopalniach niegazowych przyjęła się lepiej niż lampa elektryczna. Można tłumaczyć to przywiązaniem górnika do otwartego płomienia, jaki dawała poprzedniczka karbidki – lampa olejna, która współistniała z lampą acetylenową ponad dwadzieścia lat.

Jakie zapotrzebowanie było na lampy w górnictwie na początku XX wieku? Według danych z 1909 roku w zagłębiu śląsko-galicyjsko-morawskim istniało 130 kopalń węgla kamiennego, w których pracowało 129 696 pracowników. W Królestwie Polskim było 28 kopalń, które zatrudniały 15 514 pracowników. W 57 kopalniach pruskiego Śląska było zatrudnionych 80 903 pracowników. 28 kopalń eksploatujących węgiel kamienny na terenie Śląska austriackiego zatrudniało 23 010 pracowników, na Morawach w 8 kopalniach zatrudniano 5 375 pracowników, a w Galicji w 9 kopalniach pracowało 4 895 pracowników. Należy przyjąć, że 70% pracowników kopalń to górnicy używający lamp górniczych, czyli szacunkowa liczba lamp używanych w tym rejonie górniczym wynosiła około 91 tys. Do tej liczby nie są wliczone lampy górnicze używane przez górników rud metali oraz soli, których to kopalń w tych rejonach nie brakowało. Piszący te słowa nie popełni pomyłki, jeżeli stwierdzi, że ponad 110 tys. lamp górniczych było w użyciu w całym zagłębiu śląsko-galicyjsko-morawskim.

W początkach XX wieku, w roku 1911 w kopalni „Kleofas” w Katowicach-Załężu 30% górników używało jeszcze lamp olejnych, a reszta już karbidowe. Dozór posiadał tylko lampy karbidowe. Na przełomie lat 1912/13 w kopalni „Knurów” koło Gliwic wycofano całkowicie z użytku lampy olejowe zastępując je lampami acetylenowymi. Wybuch pierwszej wojny światowej przyczynił się do wyparcia lamp olejnych przez lampy karbidowe. Niedobór żywności podczas wojny, a przede wszystkim niedobór oleju rzepakowego, który napędzał lampy olejne, przyczynił się do szybkiego wprowadzenia lampy karbidowej. Ale jeszcze w latach dwudziestych w niektórych mniejszych kopalniach lampy olejne były w użyciu. Potwierdzają to przepisy górnicze z 1924 roku, które w rozdziale pt. „Oświetlenie” zakazują „...używać do lamp bez cylindrów nafty lub mieszanin oleju rzepakowego z przeważającą domieszką nafty...”, były to lampy w większości olejne.

Lampa karbidowa była ostatnią lampą górniczą świecącą otwartym światłem oraz ostatnią lampą będącą prywatną własnością górnika, który po pracy przynosił ją do domu. Często karbidka oświetlała również wnętrze izby górniczej, a poddawana troskliwej opiece żony górnika była używana i przygotowana do pracy w kopalni. Tradycje wyglądu oraz wykonania lamp olejnych przeszły na lampy karbidowe. Lampa karbidowa wykonana z blachy mosiężnej, droższa w wykonaniu od lampy stalowej była używana przez dozór górniczy oraz górnicze służby miernicze. Wykonanie karbidki w całości z mosiądzu gwarantowało brak jej oddziaływania podczas prac mierniczych na przyrządy uzbrojone w igłę magnetyczną, zaś jej złoty kolor, dający elegancki wygląd, nobilitował sztygara i był oznaką jego władzy.

Lampy sztygarskie posiadały jeszcze jedną cechę, która wyróżniała je od lamp zwykłych górników, posiadały odbłask czy odbłyśnik płomienia zwany potocznie „blen-

da”. Odbłyśniki te posiadały również lampy stalowe, ale tylko w takim przypadku, jeżeli była to lampa nadgórnika, czyli osoby niższego dozoru górniczego. Prywatność lampy górniczej karbidowej odbijała się na jej wyglądzie; często posiadały one wygrawerowane bezpośrednio na lampie, na mosiężnej tabliczce przylutowanej do lampy lub na odbłasku inicjały, nazwisko właściciela, nazwę kopalni oraz pełnią funkcję.

Głównym dostarczycielem lamp w początkach XX wieku na tereny zagłębia śląsko-galicyjsko-morawskiego była firma Friemann & Wolf z Zwickau w Saksonii, największy producent lamp na kontynencie europejskim. W roku 1903 firma ta dysponowała całą siecią siostrzanych przedsiębiorstw lub ściśle współpracujących kooperantów na całym świecie. Swoje przedstawicielstwa posiadała we Francji, Belgii, Czechach, Austrii, Rosji, Anglii oraz USA. Na Śląsku punkty sprzedaży Friemann & Wolf miała w Wałbrzychu, Katowicach oraz Bytomiu, w tzw. Kongresówce w Sosnowcu, a po roku 1921 w Polsce założyła filię fabryki w Katowicach.

Istniały też mniejsze firmy, które produkowały lampy acetylenowe na terenach ówczesnej Polski. W roku 1906 firma „P.G.Müller – Katowice” dostarczała lampy karbidowe do kopalni „König” („Król”) w Królewskiej Hucie. W Zabrze w 1916 roku produkował lampy acetylenowe dla górnictwa zakład „Herzberga”, a w Bytomiu firma „O. S. Grubenlampen-A. G. Karsten”.

Okres dwudziestolecia międzywojennego, okres wojny oraz dziesięciolecie powojennego to okres największej popularności lamp karbidowych.

Po drugiej wojnie światowej jedynym producentem górniczych lamp karbidowych w Polsce była Fabryka Lamp Górniczych Friemann & Wolf w Katowicach. W latach pięćdziesiątych mimo upaństwowienia jej i zmiany nazwy na Fabryka Lamp Górniczych w Katowicach (F.L.G. Katowice) oraz przeniesienia jej w początkach lat sześćdziesiątych do Tarnowskich Gór, gdzie działa pod szyldem Fabryka Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych „Faser” w Tarnowskich Górach (F.S.R.i L.G. „Faser” Tarnowskie Góry), była to ta sama firma, której tradycje w Polsce sięgają 1921 roku. Używane w polskim górnictwie w okresie międzywojennym i powojennym lampy karbidowe pochodzą przede wszystkim z fabryk lamp karbidowych produkujących na terenach polskich. Rzadko spotyka się lampy innych firm.

Lampy firmy Arras, produkowane we Francji, czy lampy znanych niemieckich firm, takich jak Wilhelm



LAMPKI GÓRNICZE
 ACETYLENOWE, BENZYNOWE
 i lampki BEZPIECZENSTWA dla Kopalń
 wszechświatowej fabryki
FRIEMANN i WOLF
 uznane za najlepsze i najtańsze.

PRZYRZĄDY RATUNKOWE
 i ODDECHOWE
 dla górników
 systemu DRÄGER'A i inne.

KOMPRESORY, MŁOTKI WIERTNICZE
 działające ścieśnionem powietrzem
 wyrobu Pokorny i Wittekind,
 Tow. Akc. Budowy Maszyn

BIURO TECHNICZNE
Cemus i S-ka, SOSNOWIEC, ul. Główna 24.

Wyłączne zastępstwo
 i sprzedaż w firmie

Rys. 1. Reklamówka firmy Cemus i S-ka prowadzącej sprzedaż lamp fabryki Friemann i Wolf z Zwickau

Seippel w Bochum w Westfalii czy Fabryki Wyrobów Metalowych Otto Scharlach z Norynbergii były przywożone przez górników zatrudnionych tymczasowo w kopalniach francuskich, belgijskich lub niemieckich.

Do wyjątku należą lampy karbidowe firmy Hermann Hesse z Norynbergii w Niemczech, sprowadzane podczas II wojny światowej na tereny polskie zajęte przez władze niemieckie. Pod koniec lat czterdziestych górnictwo polskie wspomagane było dostawami lamp firmy Friemann & Wolf z Zwickau w ramach reparacji wojennych.

Lampa karbidowa w połowie lat pięćdziesiątych zaczęła tracić na popularności. W roku 1956 ukazało się Zarządzenie Ministra Górnictwa (Nr 194/56) nakazujące stopniowe wycofywanie lamp karbidowych z kopalń węgla kamiennego w latach od 1956 do 1962 roku. Mimo odgórnych zaleceń przywiązanie górników do karbidki spowodowało niedostosowanie się kopalń do powyższego zarządzenia. Dnia 20 marca 1961 roku ukazało się nowe zarządzenie wydane również przez Ministerstwo Górnictwa, które końcowy termin wycofania lamp karbidowych z kopalń przesunęło na koniec 1964 roku. Jednak ostatnia lampa karbidowa zgasła w kopalni „Sosnowiec” w Sosnowcu dopiero w 1965 roku. Wycofanie

karbidek z kopalń węglowych nie wstrzymało produkcji tych lamp. Produkowane były jeszcze dla kopalń rudnych i na eksport. Lampy karbidowe w kopalniach rud cynku i ołowiu były w użyciu jeszcze w 1967 roku. W roku tym Fabryka Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych w Tarnowskich Górach produkowała już tylko blisko 11 tys. lamp acetylenowych, czyli prawie trzy razy mniej niż w 1966 roku, a 20 razy mniej niż w szczytowym okresie produkcji karbidek, jakim był rok 1956. F.S.R. i L.G. „Faser” w Tarnowskich Górach do dnia dzisiejszego utrzymuje zdolność produkcyjną lamp acetylenowych. Ostatnia seria ok. 100 szt. lamp karbidowych stalowych została wyprodukowana dla klienta zagranicznego pod koniec 2000 roku. Do chwili obecnej fabryka wytwarza górnicze lampy karbidowe całomosiężne polerowane, tzw. „souvenirowe” w małych seriach po kilkadziesiąt sztuk.

Lampa karbidowa bezpowrotnie przeszła do historii techniki, nie używana stała się zabytkiem. Rozpoczęło się królowanie na kopalniach lamp elektrycznych.

mgr inż. Tadeusz Loster

Fotografie: Tadeusz Loster
Fotografie 1, 2, 6-12 eksponaty ze zbiorów Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrze.
Fotografie 3-5 ze zbiorów autora.
Fotografia 13 własność FSR i LG „Faser” w Tarnowskich Górach.

Literatura:

1. Orgelbrand S. Encyklopedia Powszechna z ilustracjami i mapami, tom I, Warszawa 1898.
2. Gisman St. Ilustrowany Górniczy Słownik Encyklopedyczny, Stalinogród 1955.
3. Ogólne Przepisy Górniczo-Policyjne górnośląskiej części okręgu Wyższego Urzędu Górniczego w Katowicach, Katowice 1924.
4. Kalendarz Górniczy 1911 rok (Królestwo Polskie).
5. Grubenlampen Offenes bergmannisches Geleucht des deutschsprachigen Raumes Siegerbandmuseum, Oberes Schloss zu Siegen, 1991.
6. Des Bergmanns Geleucht Zweiter Band Offenes Geleucht: Karbidlampen Von Karsten Porezag, Essen 1982.
7. Der Bergmanns Geleucht Vierter Band Bilderatlas vom Kienspanhalter bis zur elektrischen Grubenlampe Von Werner Borkel und Horst Woeckner, Essen 1983.
8. Die Grubenlampe – Von Zwickau in die ganze Welt von Hans-Joachim Weinberg (Herausgeber), Gottingen 1999.
9. Borowy R. W.: *Wczoraj – dziś – jutro... kopalni „Katowice – Kleofas”, Historia węglem pisana*. Katowice 1997.
10. Rozwój techniki w oświetleniu kopalń (materiały konferencyjne), Katowice 1968.
11. Ligęza J. i Żywirska M.: *Zarys kultury górniczej*, Katowice 1964.
12. Kondratowicz H., Górnictwo, tom II, Warszawa 1919.
13. Deutsche Technik nr 10, Berlin 1913.
14. Cennik Narzędzi i Artykułów Technicznych Sp.Akc. Handlu Towarami Żelaznemi Krzysztof Brun i Syn Warszawa, wyd. Warszawa 1928.
15. Śmiela R.: Kronika Fabryki Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych Tarnowskie Góry, Rocznik 1921–1969
16. Katalogi wyrobów Fabryki Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych Tarnowskie Góry z lat 1966–90.
17. Katalogi wyrobów Centrali Handlu Zagranicznego KOPEX-Katowice z lat 1968–1975.
18. Relacje ustne Kazimierza Lipa, byłego pracownika Fabryki Lamp Górniczych Friemann i Wolf – Katowice z lat 1935–39, byłego pracownika Fabryki Lamp Górniczych – Katowice z lat 1945–63, byłego pracownika Fabryki Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych Tarnowskie Góry po 1963.
19. Dzieje Górniczego Ruchu Zawodowego w Polsce 1918–1944, Instytut Wydawniczy Związków Zawodowych, Warszawa 1986, redaktor: Alicja Kowolik.
20. Relacje ustne st. kustosa mgr Szczepana Świątka, pracownika Państwowego Archiwum w Krakowie.
21. Relacje ustne st. kustosa mgr Adama Frużyńskiego, pracownika Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrze.
22. Relacje ustne kustosa mgr inż. Jana Broekere, pracownika Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrze.

HISTORIA I WSPÓŁCZESNOŚĆ GÓRNICTWA



Fot. 2. Lampa karbidowa mosiężna duża, wykonanie warsztatowe przełom XIX/XX w



Fot. 3. Górnicza żelazna lampka olejowa tzw. „olejka” wykonanie rzemieślnicze pocz. XX w



Fot. 4. Karbidowa lampa rowerowa, lata 20. XX w

Lampa karbidowa w górnictwie polskim



Fot. 5. Górnicy na przodku pracujący przy oświetleniu wyrobiska lampami karbidowymi, fotografia z początku XX w



Fot. 6. Lampa górnicza karbidowa mosiężna z odblaskiem i zapalniczką wyprodukowana przez firmę Friemann i Wolf w Zwickau około 1920 roku, używana przez wyższy dozór górniczy



Fot. 7. Lampa karbidowa mosiężna wyprodukowana w 1946 roku przez firmę Friemann i Wolf w Katowicach. Na tylnej ścianie zbiornika wody przylutowana mosiężna tabliczka z nazwiskiem właściciela lampy: „inż. Szczurowski”



Fot. 8. Lampa górnicza stalowa firmy Arras wyprodukowana we Francji w latach 30. XX wieku



Fot. 9. Lampa górnicza stalowa z zapalniczką firmy Hermann Hesse z Norymbergi w Niemczech. Lata 30. XX wieku.



Fot. 12. Lampa górnicza karbidowa wyprodukowana po 1976 roku, przez Fabrykę Sprzętu Ratunkowego i Lamp Górniczych w Tarnowskich Górach



Fot. 13. Lampa karbidowa mosiężna „souwenirowa” produkowana obecnie. Zdjęcie reklamowe F.S.R. i L.G. „FASER” w Tarnowskich Górach



Fot. 10. Ostatni model lampy karbidowej używany na polskich kopalniach w latach 60. XX wieku



Fot. 11. Lampa górnicza karbidowa stalowa wyprodukowana w 1947 roku przez firmę Friemann i Wolf w Katowicach

Fabryka Taśm Transporterowych Wolbrom S. A.



FTT WOLBROM®

ponad
100 lat
TRADYCJI

Oferujemy:

TAŚMY PRZENOŚNIKOWE TKANINOWO-GUMOWE

- ogólnego przeznaczenia
- trudno palne (wielo- i jednoprzekładowe)
- trudno zapalne
- odporne na podwyższone temperatury do 250 °C.

TAŚMY PRZENOŚNIKOWE Z LINKAMI STAŁOWYMI

- ogólnego przeznaczenia, trudno palne i trudno zapalne

PLYTY GUMOWE SUROWE I WULKANIZOWANE

- zwykle, olejo- i kwasoodporne

PASY PĘDNE

WYKŁADZINY GUMOWE

MIESZANKI GUMOWE

INNE PRODUKTY GUMOWE



AKADEMIA MAREK



AB 169



Fabryka Taśm Transporterowych Wolbrom S.A.

ul. 1 Maja 100, 32-340 Wolbrom,

tel.: +4832 649 71 00, fax: +4832 649 71 01

e-mail: ftt@fttwolbrom.com.pl <http://www.fttwolbrom.com.pl>

GWARANCJA JAKOŚCI I BEZPIECZEŃSTWA