

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

2(210)/2012

Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego

ISSN 2081-4224



W numerze m.in.:

Walidacja metody
oznaczania
metanoności
w pokładach węgla
kamiennego

Zabezpieczenie
przeciwpożarowe
podziemnych wyrobisk
Kopalni Soli „Wieliczka”

Kolejna godzina pracy
w czasie zmiany
robotniczej a wypadki przy
pracy w kopalniach
węgla

Zwarcia łukowe -
doświadczenia
eksploatacyjne
w polskiej energetyce
zawodowej
i przemysłowej

90 lat
nadzoru górniczego
w Polsce

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

nr 2(210)/2012

Spis treści

Nikodem Szlązak, Marek Borowski, Marek Korzec, Dariusz Obracaj, Justyna Swolkien Walidacja metody oznaczania metanonośności w pokładach węgla kamiennego <i>New method of determining methane content in black coal resources</i>	3
Kajetan d'Obyrn, Krzysztof Morydz Zabezpieczenie przeciwpożarowe podziemnych wzrostów Kopalni Soli „Wieliczka” <i>Fire protection of underground excavation in “Wieliczka” Salt Mine</i>	14
Jerzy Rydlewski Kolejna godzina pracy w czasie zmiany roboczej a wypadki przy pracy w kopalniach węgla kamiennego <i>Another working hour on a shift and accidents in black coal mines</i>	19
Michał Kaźmierczak Zwarcia łukowe - doświadczenia eksploatacyjne w polskiej energetyce zawodowej i przemysłowej <i>Arc short circuits - exploitation experiments in Polish professional and industrial energetic</i>	24
Ireneusz Grzybek Studium uwarunkowań emisji gazów ze zlikwidowanych kopalń SW części GZW (część II) <i>The study of conditions of gases emission from abandoned mines of the SW part of USCB (Poland) (part II)</i>	31
Kronika <i>Chronicle</i>	40
<i>To nie powinno się zdarzyć</i> Wypadki, katastrofy <i>This Should not Happen</i> <i>Accidents, Disasters</i>	41
<i>Ze świata</i> Fakty - wydarzenia - opinie Górnictwo na świecie <i>World News</i> <i>Facts - Events - Opinions</i>	43
<i>World Mining</i>	44
Dopuszczenia do stosowania w zakładach górniczych <i>Approvals for Use in Mining Plants</i>	45
Normalizacja <i>Standardisation</i>	48
Przegląd aktów normatywnych <i>Review of Legislation</i>	49
<i>Historia i współczesność górnictwa</i> Tadeusz Loster Z miedzi krajowej <i>History and the Present Time of Mining</i> <i>From the national copper</i>	50

Szanowni Autorzy,

Uprzejmie informujemy, że począwszy od drugiego półrocza br. publikowane artykuły podlegać będą procedurom recenzowania i zabezpieczenia oryginalności, zgodnym z wytycznymi MNiSW. W związku z tym, już teraz prosimy o przejrzenie tych procedur na naszej stronie internetowej i przekazywanie redakcji materiałów zgodnie z ich wymaganiami.

Zespół redakcyjny

Redaktor naczelny / Editor-in-Chief:
Mirostaw Koziura

Z-ca redaktora naczelnego / Deputy Editor:
Ireneusz Grzybek

Sekretarz redakcji / Co-editor:
Anna Swiniarska-Tadla

Redaktorzy tematyczni / Branch Editors:
Jan Dulewski, Przemysław Grzesiok,
Józef Koczwar, Janusz Malinga,
Adam Mirek, Marek Tarabuta, Piotr Wojtacha

Redaktor statystyczny / Statistics Editor:
Iwona Lejdy

Redaktor językowy / Language Editor:
Marzena Rudnicka

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

Sekretariat / Secretary's office:
Agnieszka Bednarczyk

Łamanie / Type-setting and make-up:
Anna Sornek

Druk / Printing:
Czerny Marian. Firma Prywatna GREG Zakład
Poligraficzny

Adres redakcji / Editorial office address:
Wyższy Urząd Górniczy
ul. Poniańskiego 31
40-055 Katowice
tel./fax: 32 736 17 72
e-mail: miesiecznik@wug.gov.pl
internet:
www.wug.gov.pl/index.php?wydawnictwa/
miesiecznik_wug

Nakład / Edition: 750 egz.

Okładka / Cover:
Kierat do napędzania pomp naftowych
Fot. Anna Swiniarska-Tadla

Wersją referencyjną miesięcznika jest wersja drukowana.

Inhalt

Nikodem Szlązak, Marek Borowski,
Marek Korzec, Dariusz Obracaj,
Justyna Swolkień

Die neue Methode der Bestimmung von der Methan – Tragfähigkeit in Flözen von Steinkohle 3

Zur Bewertung von den bisher angewandten Methoden der Bestimmung von der Methan – Tragfähigkeit wurde die Analyse der Vorbereitung und Durchführung von Untersuchungen der Methan – Tragfähigkeit in Flözen von Steinkohle gemacht, sowie Prozeduren, die im Untersuchungslabor gelten. Die Analyse von den bisherigen Methoden der Bestimmung von der Methan – Tragfähigkeit ließ eine einheitliche Prozedur der Entnahme von Steinkohlenproben und Bestimmung des Methangehalts in der Probe im Labor bearbeiten.

Zur Bestimmung von Verlusten an Methan während der Entnahme von Steinkohlenproben zur Analyse wurden Untersuchungen der Sorption und Desorption von Methan an Steinkohlenproben durchgeführt. Durchgeführte Untersuchungen der Sorption und Desorption von Methan in Steinkohle von unterschiedlichen Sättigungsdruckwerten ließen die Abhängigkeit bestimmen, die die Berechnung von Methanverlusten während der Entnahme der Steinkohlenprobe in Abbauräumen ermöglicht. Infolge von durchgeführten Analysen wurde die Methode vorgeschlagen, die die Bestimmung der Methan – Tragfähigkeit in Flözen von Steinkohle ermöglicht.

Kajetan d'Obyrn, Krzysztof Morydz Brandschutzversicherung von Untergrundabbauräumen des Salzbergwerkes „Wieliczka“ 14

Der Artikel stellt die Brandschutzversicherungen im Salzbergwerk „Wieliczka“ dar. Wegen der Gefahr, die für das Salzgebirge das süße Wasser darstellt, wurde auf Brandschutzleitungen in dem den Touristen zugänglich gemachten Teil des Bergwerkes verzichtet. Rohrleitungen wurden sowohl mit der zusätzlichen Feuerlöschausstattung, als auch mit den integrierten Verkehrsaufsichtssystemen und Aufsichtssystemen über Sicherheitsparameter des Bergwerkes ersetzt. Es wurden auch Handlungen vom technischen Charakter dargestellt, die der Erhöhung des Grades von der Brandschutzsicherheit dienen.

Jerzy Rydlewski Eine weitere Arbeitsstunde während einer Arbeitsschicht und Unfälle bei der Arbeit in Steinkohlenbergwerken 19

Einer Analyse wurden 841 Unfälle unterworfen, die in zwei Steinkohlenbergwerken passierten, in denen in drei unterschiedlichen Schichten, innerhalb 6 Jahre 32801 beschäftigt waren. Es wurde statistisch erwiesen, dass in der vierten oder fünften Arbeitsstunde zu der höchsten Anzahl von Unfällen kommt und dass es einen Trend zum Anstieg von der Anzahl der Unfälle bis auf einen Maximalwert zusammen mit weiteren verlaufenden Arbeitsstunden gibt, der demnächst sinkt.

Michał Kaźmierczak Lichtbogenkurzschlüsse – Abbauexperimente in der polnischen Arbeits- und Betriebsenergetik 24

Lichtbogenkurzschlüsse sind ein Grund für Unfälle und Sachschäden. Sie werden von der Wärmeenergieerzeugung begleitet, deren Größe mit der Dauerzeit vom Kurzschluss und Niveau des Kurzschlussstroms zusammenhängt. Aus theoretischen Überlegungen ergibt sich, dass ernste Folgen von Kurzschlüssen auftreten, wenn deren Zeit 100 ms überschreitet. Bisher fehlte es jedoch an deren praktischer Verifizierung. Die Analyse von diesen Beschreibungen bestätigt den Zusammenhang zwischen der Dauerzeit des Kurzschlusses und der Skala von der dadurch hervorgerufenen Beschädigung.

Ireneusz Grzybek Die Studie über Bedingungen für Emission von Gasen aus abgeschafften Salzbergwerken Wieliczka des teils von oberem schlesischen Kohle – Bassin (Teil II) 31

Die Arbeit wurde an Ergebnisse von Analysen, Untersuchungen und Beobachtungen angelehnt, die für den Bedarf von Bewegungen der Steinkohlenbergwerken durchgeführt wurden. Es wurden auch unterschiedliche Arten von Dokumenten ausgenutzt. Das gesammelte Material umfasste viele Informationen, manchmal nur einigermaßen angepasste. Am wichtigsten waren jedoch Messungen: von der Zusammensetzung von Bergwerk- und Lagergasen, Methan – Tragfähigkeit, relativem Methan – Grad sowie dem atmosphärischen Druck. Zu Untersuchungen wurden generell gut bekannte Methoden, darunter statistische angewendet.

Die weniger bekannte Methode der Geometrisierung des Feldes von der Methan – Tragfähigkeit wurden zu Untersuchungen Änderungen dieses Feldes ausgenutzt. In der Analyse der Zusammensetzung der Konzentration von Bergwerksgasen mit dem barometrischen Druck wurden längere Perioden von gerichteten Druckänderungen beachtet, die barische Trends genannt wurden.

Chronik 40

Das sollte nicht vorkommen

Unfälle, Katastrophen 41

Aus der Welt

Fakten – Ereignisse – Meinungen 43 **Bergbau in der Welt** 44

Zulassungen zur Anwendung in Bergwerken 45

Normung 48 **Übersicht der Normen** 49

Geschichte und Gegenwart

des Bergbaus

Tadeusz Loster

Von dem Landeskupfer 50

Содержание

Никодем Шлонзак, Марек Боровски, Марек Кожец, Дариуш Обрацай, Юстина Сволькень
Новый метод определения содержания метана в пластах каменного угля 3

С целью оценки применяемых до сих пор методов определения содержания метана был проведен анализ процедур подготовки и проведения исследований по содержанию метана в пластах каменного угля, а также процедур действующих в исследовательской лаборатории. Анализ применяемых до сих пор методов определения содержания метана позволил разработать единую процедуру отбора проб и определения содержания метана в данной пробе в лаборатории. Для определения потерь метана во время отбора проб угля для анализа было проведено исследование сорбции и десорбции метана на пробах угля. Проведенные исследования сорбции и десорбции метана на угле при разных величинах давления насыщения позволили определить соотношения для расчета потерь метана во время отбора проб угля в горных выработках. В результате проведенных анализов был предложен метод определения содержания метана в пластах каменного угля.

Каетан д'Обырн, Кшиштоф Морыдз
Противопожарная защита подземных выработок Соляной Шахты „Величка“... 14

Статья содержит описание противопожарной защиты Соляной Шахты „Величка“. Учитывая опасность, которую для соляного горного массива создает пресная вода, в туристической части шахты нет противопожарных трубопроводов. Отсутствие водяных противопожарных трубопроводов компенсируется другими дополнительными средствами противопожарной защиты, а также интегральной системой надзора над туристическими группами и параметров безопасности в шахте. Представлено также технические решения связанные с повышением противопожарной безопасности.

Ежи Рылдлевски
Очередной час рабочей смены, а несчастные случаи во время работы в шахтах каменного угля..... 19

Анализу подвергался 841 несчастный случай происшедший в двух

шахтах каменного угля, в которых в три смены в течение шести лет работало 32801 человек. Статистически подтверждено, что в четвертом и пятом часу работы происходит больше всего несчастных случаев и имеется тренд роста количества несчастных случаев до некоторой максимальной величины во время рабочей смены, который потом уменьшается.

Михал Казмерчак
Дуговые короткие замыкания – эксплуатационные опыты из польской энергетики и промышленности 24

Дуговые короткие замыкания являются одной из причин несчастных случаев и материальных потерей. С ними связана эмиссия тепловой энергии, величина которой зависит от продолжительности и уровня тока короткого замыкания. Из теоретических рассуждений следует, что серьезные последствия коротких замыканий появляются тогда, когда их продолжительность превышает 100 мсек. Однако до сих пор не было практического подтверждения данной теории. Статья содержит описание происшедших случаев коротких замыканий и их последствий. Анализ этих случаев подтверждает соотношение между продолжительностью короткого замыкания и масштабом вызванных им повреждений.

Иренеуш Гжибек
Анализ условий эмиссии газов из ликвидированных шахт юго-западной части верхнесилезского угольного бассейна (часть II) 31

Данная работа основана на результатах анализа, исследований и наблюдений, которые проводились для горнотехнических нужд каменноугольных шахт. Были также использованы данные из различных документов. Собранный материал содержал много сведений, зачастую только приблизительных. Однако наиболее важными были замеры: состава рудничных газов и газов в месторождениях, метаноносности, относительной метанообильности выработок и атмосферного давления. Исследования проводились хорошо известными методами, в том числе статистическими. Менее распространенный метод геометризации поля метаноносности был использован только для исследований изменчивости этого поля. При анализе взаимосвязи концентрации рудничных газов с барометрическим давлением учитывались более продолжительные

периоды направленных изменений давления, называемые барическими тенденциями.

Хроника 40

Это не должно было случиться
Несчастные случаи, катастрофы 41

В мире
Факты – события – оценки... 43
Горнодобывающая промышленность в мире 44

Разрешения на допуск к применению на горных предприятиях 45

Стандартизация 48

Обзор нормативных актов ... 49

История и современность горной промышленности
Тадеуш Лостер
Из отечественной меди 50

Walidacja metody oznaczania metanonośności w pokładach węgla kamiennego

1. Wstęp

W ostatnich latach metoda oznaczania metanonośności była krytykowana przez wielu badaczy z powodu błędów związanych między innymi z:

- nieprzystosowaniem metodyki badawczej do współczesnych warunków eksploatacji pokładów na znacznie większych głębokościach niż wówczas, gdy metoda ta została opracowana. Metoda opracowana została w latach 70. ubiegłego stulecia, kiedy to średnia głębokość eksploatacji wynosiła około 400 m,
- niedoszacowaniem lub przeszacowaniem wyniku oznaczenia metanonośności, spowodowanym przede wszystkim niewłaściwym sposobem wyliczenia strat gazu podczas poboru próbek węgla do pojemników hermetycznie zamykanych,
- sposobem opróbowania pokładów, czyli reprezentatywnością pobranej próbki,
- brakiem standaryzacji warunków termobarycznych przy pomiarach objętości desorbującego gazu,
- przeliczaniem oznaczanych zawartości metanu w próbce węgla na czystą substancję węglową.

Problem weryfikacji metody oznaczania metanonośności był także niejednokrotnie podnoszony podczas prac komisji powypadkowych, powoływanych przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego w Katowicach po tragicznych wydarzeniach związanych z zagrożeniem metanowym.

W okresie 2009–2010 Akademia Górniczo-Hutnicza, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o.o., Główny Instytut Górnictwa Kopalnia Doświadczalna

TREŚĆ:

Artykuł przedstawia wyniki analizy procedur przygotowania i przeprowadzenia badań metanonośności w pokładach węgla, w tym procedur obowiązujących w laboratorium badawczym. Analiza ta pozwoliła na opracowanie jednolitej procedury pobierania próbek węgla i wyznaczania zawartości metanu w próbce w laboratorium.

W celu określenia strat metanu w trakcie pobierania prób węgla przeprowadzono badania sorpcji i desorpcji metanu na próbkach węgla w różnych wartościach ciśnienia nasycenia. Wykonane badania pozwoliły na ustalenie zależności umożliwiającej obliczenia strat metanu. W wyniku przeprowadzonych badań i analiz zaproponowano ujednoczoną metodę określania metanonośności pokładów węgla.

SŁOWA KLUCZOWE:

metanonośność węgla, sorpcja, metody badań metanowości, straty gazu

„Barbara” i Zakład Odmetanowania Kopalń ZOK Sp. z o.o. przeprowadziły badania kopalniane i laboratoryjne w ramach projektu rozwojowego [12]. Celem badań było opracowanie nowej metody oznaczania metanonośności pokładów węgla. W ich trakcie dokonano analizy procedur postępowania przy poborze próbek węgla w przodkach wyrobisk korytarzowych, analizy laboratoryjnej dostarczonych próbek oraz opracowania i przekazania wyników z oznaczenia metanonośności pokładów węgla. Opisane w artykule procedury mają zastosowanie dla badania stanu zagrożenia metanowego w podziemnych zakładach górniczych, które wykonuje rzeczoznawca ds. ruchu zakładu górniczego, zgodnie z § 249 rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139, poz. 1169, z późn. zm.) oraz załącznikiem nr 5 do tego rozporządzenia.

2. Badania sorpcji próbek węgla pobranych w kopalniach

Jednym z najistotniejszych czynników, decydujących o prawidłowym określeniu metanoności pokładów węgla, jest określenie strat gazu w czasie pobierania próbki węgla w warunkach kopalnianych [4, 8]. W celu ich określenia przeprowadzono badania na analizatorze grawimetrycznym IGA. Układ mierników i kontrolerów ciśnienia utrzymuje stałe ciśnienie podczas procesu sorpcji. W związku z tym, proces przebiega nie tylko w warunkach izotermicznych, ale również przy stałym ciśnieniu. Pozwala to na śledzenie kinetyki sorpcji w warunkach stałej aktywności chemicznej sorbatu. Wykonując te sorpcje dla wielu punktów ciśnieniowych można wyznaczyć zależność parametrów kinetycznych procesu sorpcji od stężenia sorbatu w próbce, czy nad próbką. Za pomocą metod stosowanych w IGA można wyznaczyć nie tylko izotermy sorpcji i desorpcji, ale także parametry kinetyczne obu procesów w funkcji temperatury i stężenia sorbatu.

Wykorzystywany do badań analizator został wyprodukowany przez firmę Hidden Isochema. Zestaw składa się z analizatora termograwimetrycznego typ IGA-001 wraz z wyposażeniem dodatkowym (dodatkowy manometr o zakresie 0–1 bar, stanowisko wysokiej próżni, reaktor zintegrowany z grzejnikiem odgazowania i układem chłodzącym). Urządzenie pozwala na pracę w temperaturach od -196 do 1000 °C oraz w warunkach ciśnienia od ultraniskiego do 2 MPa.

Zwierziny przywiezione z pomiaru przez 8 h poddawano suszeniu w temperaturze 25 °C, następnie przesiewano je na sicie 500 µm. Do dalszych badań wykorzystywano frakcję poniżej 500 µm. Po umieszczeniu próbki o wadze ok. 0,100 g w aparacie, przez godzinę poddawano ją działaniu metanu pod ciśnieniem 0,5 MPa, po czym ustalano ciśnienie na 0,1 MPa na okres 15 minut. W kolejnym kroku ustalano ciśnienie 1,0 MPa, przez godzinę, po czym ustawiano ciśnienie 0,1 MPa, przez 15 minut. W ostatnim kroku ustalano ciśnienie 1,5 MPa przez godzinę, a następnie 0,1 MPa przez 15 minut. Całość badania przeprowadzono w zadeklarowanej temperaturze, wynoszącej 25 °C. Parametrami notowanymi podczas eksperymentu były: temperatura próbki, ciśnienie wewnątrz reaktora, waga próbki, czas trwania eksperymentu.

Na rysunkach 1a i 1b przedstawiono przykładowe izotermy sorpcji na różnych próbkach węgla, pobranych z różnych pokładów węgla kamiennego. Badania prowadzono przy zmianie ciśnienia od 0,1 do 1,5 MPa.

Otrzymane izotermy sorpcji aproksymowano równaniem Langmuira. Obliczenia wykonano dla izotermy Langmuira w postaci:

$$\frac{M}{M_n} = \frac{b - p}{1 + b \cdot p} \quad (1)$$

gdzie:

p – ciśnienie metanu, MPa,

M – metanoność przy danym ciśnieniu, m³/Mg csw,

M_n – metanoność dla ciśnienia nasycenia, m³/Mg csw,

b – współczynnik.

Na rysunku 2 przedstawiono przykładowe aproksymacje izoterm sorpcji dla badanych próbek zależnością (1). Wykonane aproksymacje izoterm sorpcji pozwoliły na wyznaczenie metanoności dla ciśnienia nasycenia.

3. Badania desorpcji metanu na próbkach węgla kamiennego pobranego w kopalniach

Proces desorpcji metanu na próbkach węgla przeprowadzono również na analizatorze grawimetrycznym IGA. Do badań wykorzystywano te same próbki węgla, na których wyznaczano metanoność pokładu węgla. Po upływie czasu nasycenia, próbki poddawane były procesowi desorpcji w czasie. Na rysunkach 3 a–c przedstawiono zależność zmian metanoności w funkcji czasu, po zmniejszeniu ciśnienia ze stanu nasycenia do ciśnienia równego 0,1 MPa. Przedstawiają one przykładowe desorpcje metanu dla różnych wartości ciśnienia nasycenia. Na rysunku 4 pokazano natomiast zmiany desorpcji metanu dla wybranych próbek przy różnych wartościach ciśnienia nasycenia. Tak wykonane badania pozwalają na określenie strat metanu w czasie pobierania próbki węgla w warunkach kopalnianych.

Wielkość strat metanu ustalono opierając się na krzywych desorpcji metanu na węglu kamiennym. Po nasyceniu próbki odczytywano ciśnienie i wykreślano krzywą desorpcji metanu z próbki. Przebieg desorpcji metanu z próbki aproksymowano zależnością:

$$M = M_o - (a \cdot T^n) \quad (2)$$

gdzie:

M – metanoność próbki w czasie T , m³/Mg csw,

M_o – metanoność początkowa (w chwili rozpoczęcia desorpcji), m³/Mg csw,

T – czas od rozpoczęcia desorpcji metanu z próbki, min,

a, n – współczynniki uzależnione od właściwości węgla i procesu desorpcji.

Niezależnie od opisu zmian desorpcji metanu zależnością (2) określono wielkość strat metanu w czasie pierwszych 2 minut od rozpoczęcia procesu desorpcji. W pracy [12] wyznaczono funkcję zależności współczynników a i n od metanoności, wykorzystując model regresji liniowej. Współczynnik korelacji r wynosi 0,704, natomiast współczynnik determinacji r^2 jest równy 0,496. Wartość r^2 podaje, jaką część zmienności wyjaśnia model regresji. Z aproksymacji wyników uzyskano zależność na wielkość współczynnika a w funkcji metanoności po upływie 2 minut w postaci:

$$a = 0,085 \cdot M(2) \quad (3)$$

gdzie:

$M(2)$ – metanoność próbki węgla wyznaczona w laboratorium, m³/Mg csw.

Podobnie wyznaczono wartość współczynnika n , jako funkcję metanoności po upływie 2 minut. Aproksymacja wyników pozwoliła wyznaczyć wartość $n = 0,5$.

Na rysunku 5 przedstawiono porównanie wybranych wyników desorpcji węgla z wartościami obliczonymi wzorem (2), z uwzględnieniem współczynników a i n . Mając na uwadze powyższe zależności, otrzymano wzór określający wartość metanoności w odniesieniu do metanoności wyznaczonej w laboratorium w postaci:

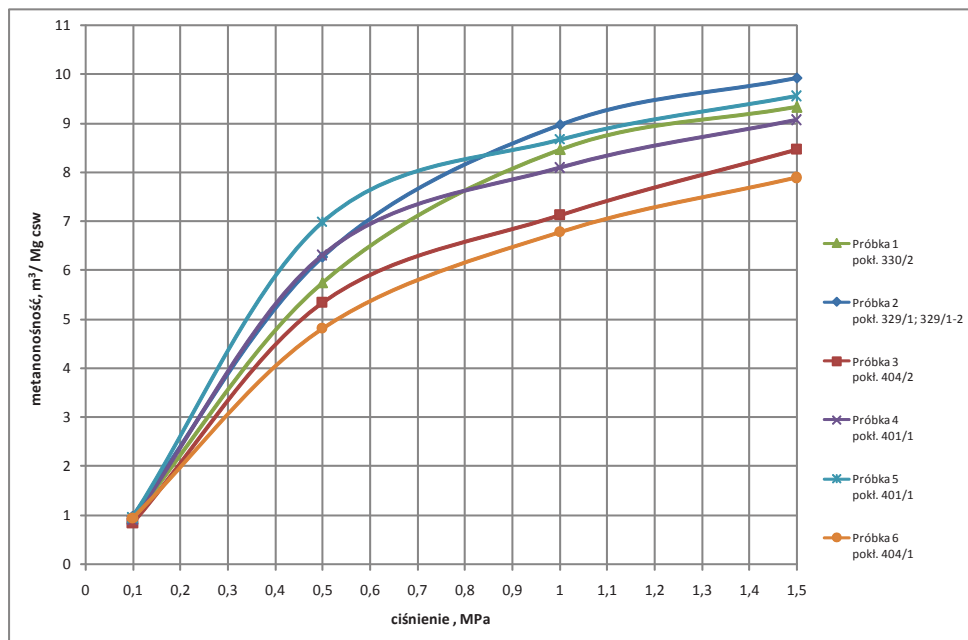
$$M_o = 1,12 \cdot M(2) \quad (4)$$

gdzie:

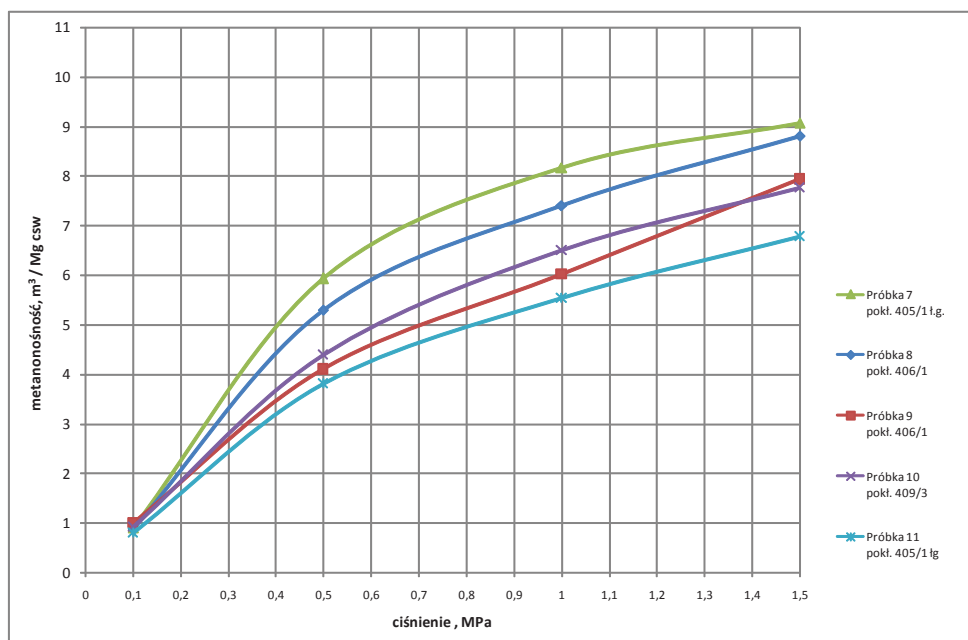
$M(2)$ – metanoność próbki węgla wyznaczona w laboratorium, m³/Mg csw,

M_o – metanoność istotna pokładu węgla, m³/Mg csw.

a)



b)



Rys. 1. Przykładowe izotermy sorpcji dla próbek węgla przy zmiennej wartości ciśnienia:
a) próbki 1-6, b) próbki 7-11

Fig. 1. Example isotherms of coal samples sorption at variable pressure:
a) samples 1-6, b) samples 7-11

Metanonośność wyznaczoną w laboratorium należy przeliczyć na metanonośność istotną z wzoru (4).

4. Zależność wskaźnika desorpcji od metanonośności węgla

Zależność metanonośności węgla od wskaźnika desorpcji, określonego po upływie 2 minut od zamknięcia w naczyniu hermetycznym próbki węgla, była niejednokrotnie przedmiotem analizy. Rysunek 6 przedstawia zależność metanonośności węgla od wskaźnika desorpcji dla wyników metanonośności uzyskanych z prowadzonych badań. Z rysunku wynika, że zależność metanonośności pokładu węgla od wskaźnika desorpcji może być opisana zależnością:

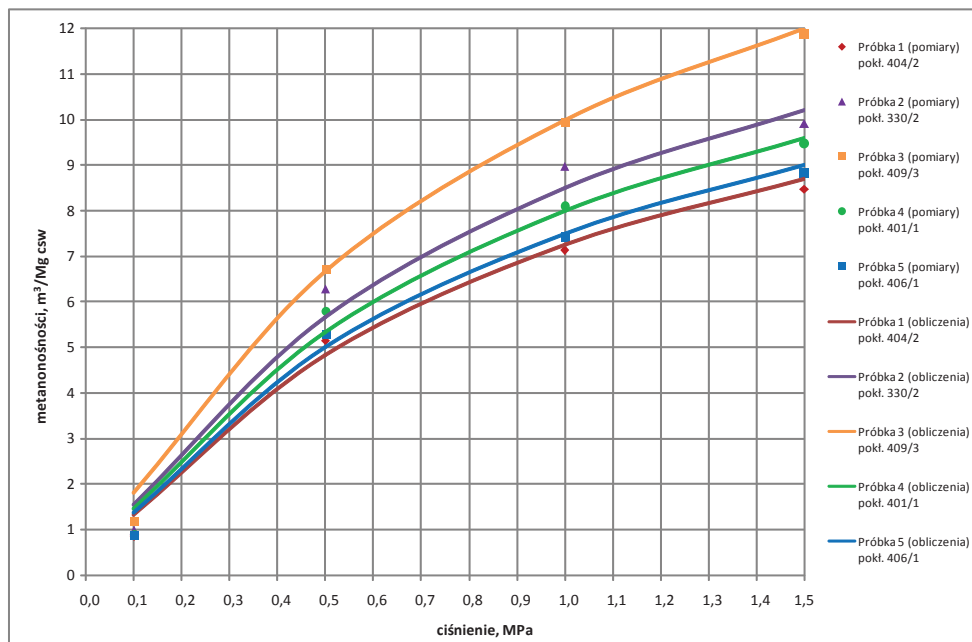
$$M = 0,8927 + 4,5427 \Delta p, \text{ m}^3/\text{Mg csw} \quad (5)$$

gdzie:

Δp – wskaźnik desorpcji określony po 2 minutach od zamknięcia próbki węgla w pojemniku, kPa,
 M – metanonośność pokładu węgla, $\text{m}^3/\text{Mg csw}$.

Intensywność desorpcji i zawartość metanu w pokładzie węgla są parą cech, między którymi istnieje zależność. Współczynnik korelacji r , który wyraża liniową zależność między dwoma parametrami, wynosi 0,9157, natomiast współczynnik determinacji r^2 jest równy 0,8384. Wartość r^2 mówi nam, jaką część zmienności wyjaśnia model regresji. Współczynnik r^2 jest tym bliżej wartości 1, im model lepiej opisuje dane. Z obliczeń wynika, że powiązanie pomiędzy parametrami można wytłumaczyć liniowo w 84% wyników.

Powyższa zależność umożliwia określenie metanonośności pokładu węgla podczas pobierania próby, na podstawie pomierzonego wskaźnika desorpcji.



Rys. 2. Przykładowe izotermy sorpcji wg Langmuira dla badanych próbek węgla

Fig. 2. Example sorption isotherms according to Langmuir for analysed coal samples

5. Desorbometryczna metoda oznaczania metanonośności pokładów węgla

W celu oznaczenia metanonośności pokładu węgla w kopalni należy pobrać dwie próbki węgla. Próbkę stanowią zwierciny uzyskane w czasie wiercenia otworów o długości do 4 m w warstwie węgla. Odległość pomiędzy otworami powinna być nie mniejsza niż 1 m. Zwierciny, po uprzednim przesianiu przez sita, dzielone są na dwie części. Porcja około 100 cm³ zwiercin frakcji powyżej 1,0 mm umieszczana jest w hermetycznie zamykanym pojemniku. Natomiast porcja około 5 cm³ zwiercin frakcji 0,5–1,0 mm umieszczana jest w desorbometrze manometrycznym, w celu określenia wskaźnika intensywności desorpcji. Czynności od momentu rozpoczęcia wiercenia otworu na głębokości 3,5–4,0 m, do momentu zamknięcia próbki w hermetycznym pojemniku oraz w desorbometrze, należy zakończyć w czasie 120 sekund. Na podstawie wskaźnika intensywności desorpcji, wykorzystując zależność (5), dokonuje się wstępnego określenia metanonośności pokładu węgla. Jednocześnie w trakcie wykonywania wymienionych czynności dokonuje się pomiaru zawartości metanu w powietrzu i ciśnienia bezwzględne w miejscu pobierania próby.

Do badań laboratoryjnych przekazywane są dwa hermetycznie zamknięte pojemniki z próbkami węgla pochodzącymi z miejsca badań. Procedury pobierania próbek węgla oraz ich badania w laboratorium dla oznaczania metanonośności przedstawiono w rozdz. 6. Procedura laboratoryjna prowadzi do oznaczenia zawartości metanu w próbce. Metanonośność pokładu węgla, z uwzględnieniem straty metanu powstałej w czasie poboru próbki, oznacza się wg wzoru (4).

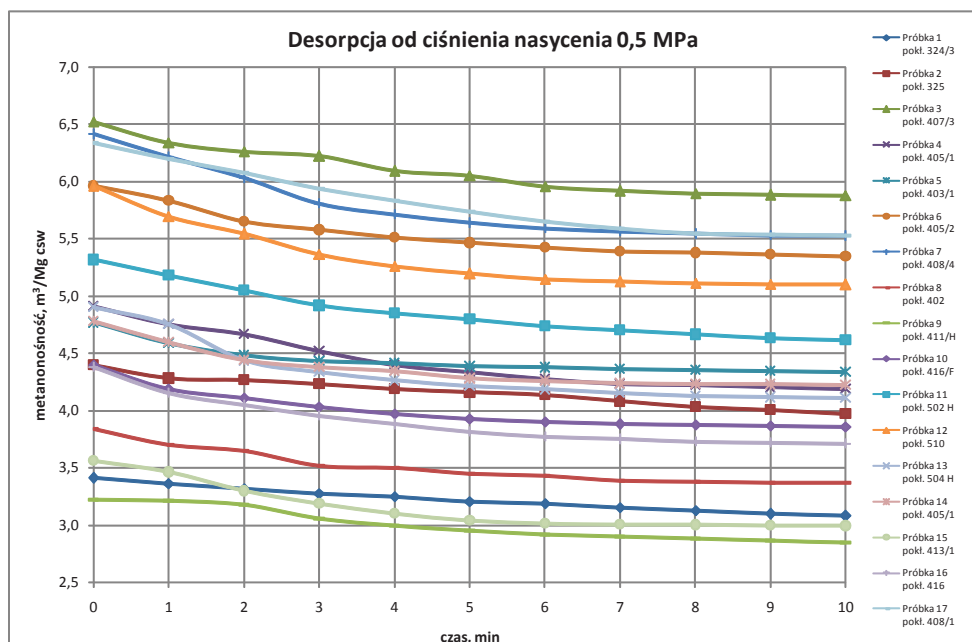
6. Procedura pobierania próbek węgla dla oznaczania metanonośności

– w wyrobiskach korytarzowych

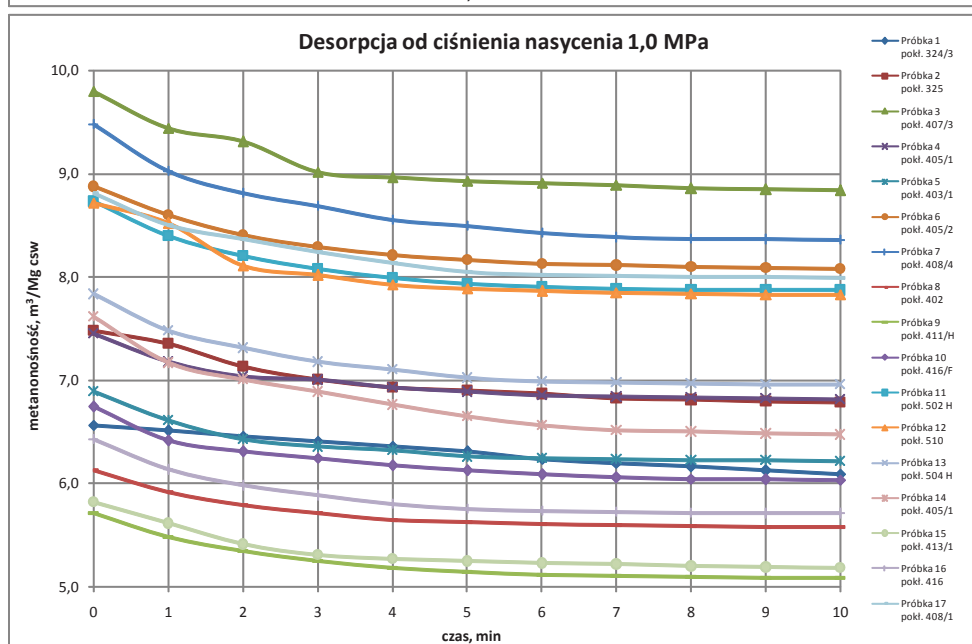
6.1. Dla oznaczenia metanonośności w wyrobisku należy pobrać dwie próbki węgla.

- 6.2. Próbki węgla pobiera się z otworów wykonanych w warstwie węgla, w wyrobisku, które powinno być drążone co najmniej jedną dobę, poprzedzając dzień pobrania próbek.
- 6.3. Należy wykonać dwa otwory dla pobierania próbek. Odległość pomiędzy otworami powinna być nie mniejsza niż 1 m.
- 6.4. Próbkę węgla stanowią zwierciny uzyskane w czasie wiercenia otworu bez przedmuchu (koronką minimum φ 42 mm) z odcinka otworu na głębokości $G = 3,5 - 4,0$ m.
- 6.5. Do wykonania oznaczenia metanonośności węgla w każdym wyrobisku należy przygotować 2 hermetycznie zamykane pojemniki stalowe.
- 6.6. Przed rozpoczęciem wiercenia należy:
 - a) przygotować dwa sita o średnicach oczek: górne – 1,0 mm, dolne – 0,5 mm,
 - b) skontrolować pojemnik na próbki, a w szczególności: stan węża, stan uszczelki, obecność kul, zamknięcie końcówki węża,
 - c) oznaczyć na przewodzie wiertniczym głębokość otworu, przy której pobierana będzie próba (3,5–4,0 m).
- 6.7. W momencie dowiercenia otworu do głębokości 3,5 m wiercenie należy przerwać, a otwór dokładnie oczyścić. Następnie należy podłożyć sita pod wylot otworu i kontynuować wiercenie.
- 6.8. Po napełnieniu sita przerwać wiercenie, oraz niezwłocznie:
 - a) przesiać zebrane na sitach zwierciny,
 - b) odmierzyć przy użyciu skalibrowanego naczynia porcję zwiercin klasy powyżej 1 mm (z górnego sita) o objętości około 100 cm³ (dla oznaczenia metanonośności),
 - c) próbkę umieścić w hermetycznym pojemniku,
 - d) szczelnie domknąć pokrywę pojemnika, sprawdzając stan i centryczność ułożenia uszczelki,
 - e) zwierciny klasy 0,5–1,0 mm (z dolnego sita) należy wykorzystać do określenia wskaźnika intensywności desorpcji,

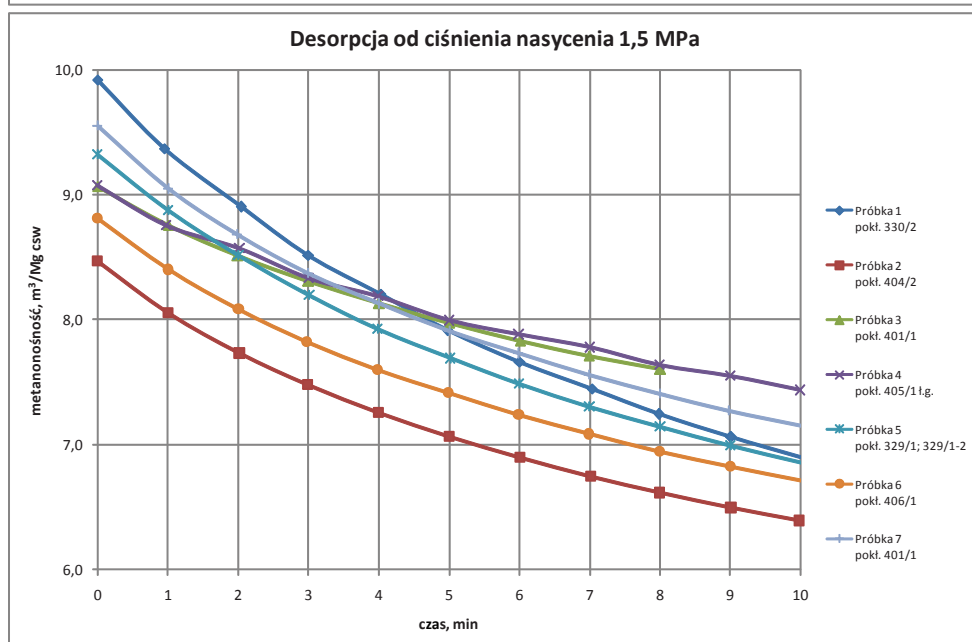
a)



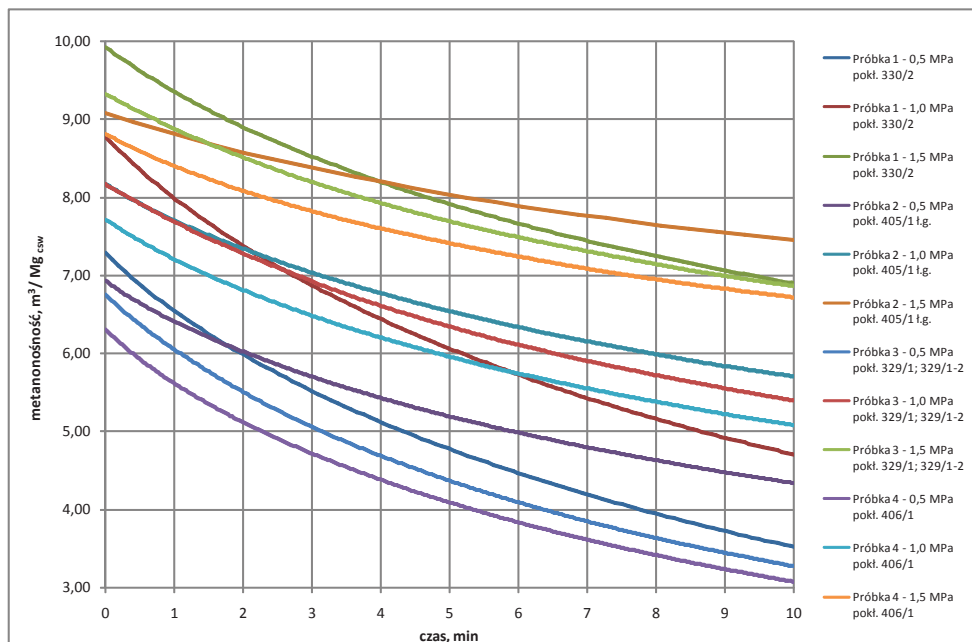
b)



c)

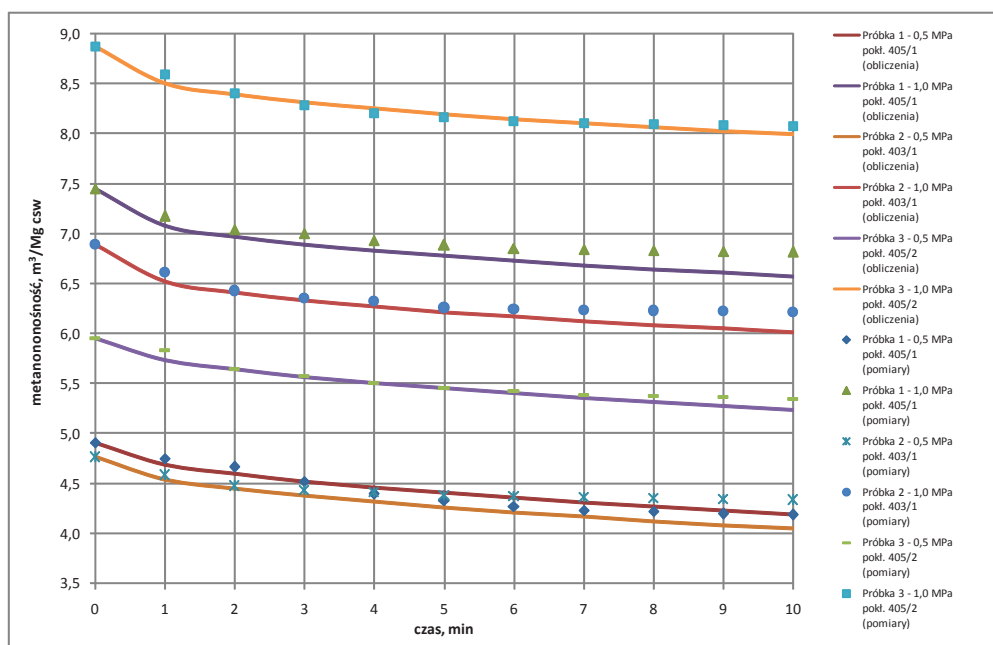


Rys. 3. Zmiany desorpcji metanu w czasie dla ciśnienia nasycenia: a) 0,5 MPa, b) 1,0 MPa, c) 1,5 MPa
 Fig. 3. Changes in desorption over time for the saturation pressure of: a) 0.5 MPa, b) 1.0 MPa, c) 1.5 MPa



Rys. 4. Przykładowe krzywe desorpcji metanu przy różnych wartościach ciśnienia nasycenia

Fig. 4. Example methane desorption curves at different saturation pressure values



Rys. 5. Przykładowe zmiany desorpcji metanu w czasie dla wyników pomiarów i obliczone wg zależności (4)

Fig. 5. Example changes of methane desorption over time for the results of measures calculated according to the relations (4)

f) próbkę o objętości około 5 cm³, umieścić w desorbometrze manometrycznym.

6.9. Czynności zawarte w pkt. 6.7 i 6.8 powinny być wykonane w czasie 120 sekund (t_p).

6.10. Dokonać pomiaru wskaźnika intensywności desorpcji (Δp) po 120 sekundach od zamknięcia próbki w desorbometrze.

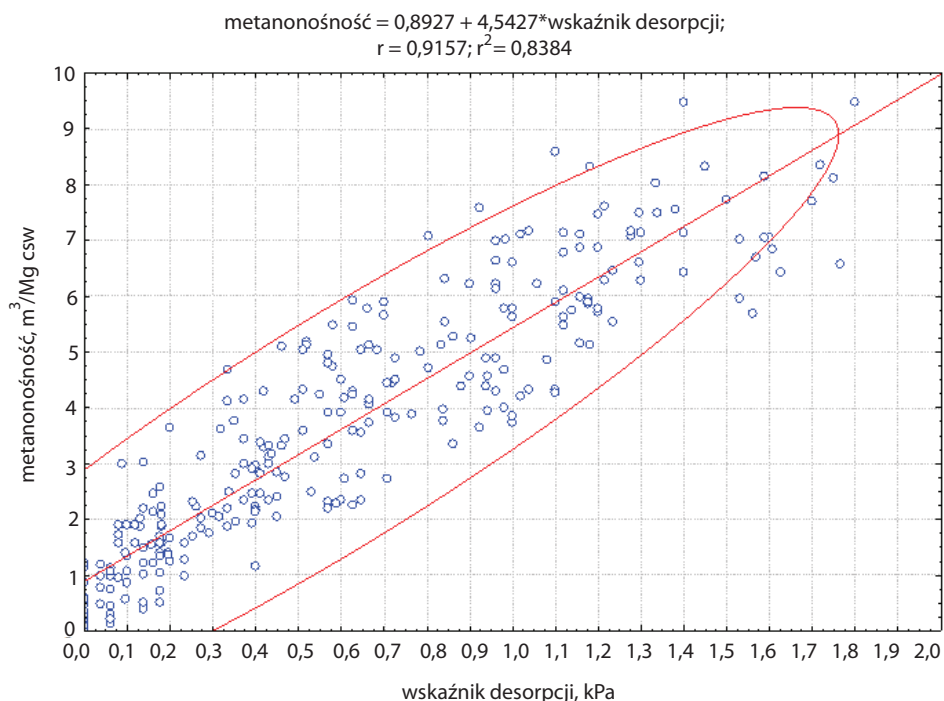
6.11. W wyrobisku, w miejscu poboru próbki należy wykonać pomiar stężenia metanu (% CH₄), temperatury suchej powietrza (t_s), oraz ciśnienia bezwzględnego (p_w).

6.12. Wyniki pomiarów dokonanych w pkt. 6.10 i 6.11 oraz głębokość (G) poboru próbki i czas jej poboru (t_w)

należy wpisać do „Karty zapisu pomiarów dla oznaczania metanonośności pokładu węgla” (rys. 7).

6.13. Pobieranie drugiej próbki powinno się odbywać zgodnie z procedurą stosowaną przy pobieraniu próbki pierwszej.

6.14. Dodatkowo, do „Karty zapisu pomiarów dla oznaczania metanonośności pokładu węgla” należy wpisać: numery pobranych próbek, numery pojemników, do których poszczególne próbki zostały pobrane, datę poboru próbek, nazwisko osoby pobierającej próbki, nazwę zakładu górniczego, numer pokładu, nazwę wyrobiska, współrzędne (x , y , z) miejsca, w którym pobierane były próbki.



Rys. 6. Zależność zmian metanoności od wskaźnika desorpcji

Fig. 6. Dependence of changes in methane content on desorption rate

6.15. Na podstawie wskaźnika intensywności desorpcji (Δp), za pomocą zależności (5) określa się metanoność i wynik zapisuje w „Karcie zapisu pomiarów dla oznaczania metanoności pokładu węgla”.

6.16. W „Karcie zapisu pomiarów dla oznaczania metanoności pokładu węgla” należy wykonać szkic rozmieszczenia wykonanych otworów.

6.17. W przypadku stwierdzonych zjawisk gazodynamicznych, towarzyszących pomiarom (np. syczenie gazu), widocznych zaburzeń geologicznych, wydzielania wody na ociosie wyrobiska, widocznych zmian w strukturze węgla oraz innych odstępstw od przedstawionej powyżej procedury, zmiany zaznaczyć w rubryce „Uwagi”, w „Karcie zapisu pomiarów dla oznaczania metanoności pokładu węgla”.

6.18. Do badań laboratoryjnych, w celu oznaczenia metanoności, należy przekazać 2 próbki węgla, zamknięte w stalowych pojemnikach, pobrane zgodnie z zasadami zawartymi w niniejszej procedurze wraz z wypełnioną „Kartą zapisu pomiarów dla oznaczania metanoności pokładu węgla”.

– w drążonych szybach (szybikach) oraz w wyrobiskach korytarzowych w momencie przechodzenia tymi wyrobiskami przez pokłady węgla o miąższości powyżej 0,4 m

6.19. Po stwierdzeniu pokładu węgla o miąższości powyżej 0,4 m niezwłocznie pobiera się próbkę z otworu wykonanego w pokładzie węgla. Procedura pobierania próbki po nawierceniu pokładu węgla jest identyczna z przedstawioną w punktach 6.1–6.18.

7. Procedura badania próbek węgla w laboratorium

7.1. Stan przekazanych do laboratorium pojemników należy skontrolować, uwzględniając: stan węża (prawidłowość zamknięcia), centryczność ułożenia

uszczelki, prawidłowość zamknięcia pokrywy przez próbę dokręcenia śruby dociskowej. Pojemniki, w których kontrola wykazała nieszczelność powodującą stratę gazu, należy eliminować z dalszych badań.

7.2. Wskazane jest rozdrobnienie próbki węgla bezpośrednio po otrzymaniu pojemnika.

7.3. Po zakończeniu rozdrabniania należy wykonać odgazowanie próbek węgla z zastosowaniem aparatu do odgazowania, zgodnie z instrukcją obsługi tego aparatu.

7.4. Po zakończonym odgazowaniu węgla należy odczytać ciśnienie odciągniętego gazu (p_g) w zbiorniku pomiarowym oraz temperaturę powietrza w laboratorium (t). Następnie należy pobrać próbkę gazu ze zbiornika pomiarowego w celu określenia procentowego stężenia metanu.

7.5. Stężenie metanu w odciągniętej mieszaninie gazów należy wpisać do „Karty zapisu i obliczania wyników dla oznaczania metanoności pokładu węgla”.

7.6. Po odgazowaniu próbki węgla należy doprowadzić powietrze do pojemnika, otwierając zacisk na wężu. Następnie należy otworzyć pojemnik i wyjąć łyżeczką kule na tacę, wysypać na nią węgiel, omiatając dokładnie pędzelkiem pojemnik, wewnętrzną powierzchnię pokrywy i kule.

7.7. Każdorazowo należy skontrolować prawidłowość rozdrobnienia węgla. Obecność w rozdrobnionej próbce grubszych ziarenek węgla świadczy o złej pracy wstrząsarki lub o wysokiej związłości węgla. Odpowiednio do ustalonej przyczyny należy: naprawić wstrząsarkę, wydłużyć czas rozdrabniania lub ściśle przestrzegać pobierania próbek o właściwej objętości.

7.8. Następnie należy określić masę próbki (m_w) przez zważenie jej z dokładnością do 0,1 g. Przesypać węgiel do szczelnie zamykanego naczynia, zaopatrzyć go w metrykę próbki i przekazać do analizy w celu określenia zawartości wilgoci całkowitej i popiołu

w węglu. Dodatkowo należy wyznaczyć gęstość węgla (d_{rd}) wg normy PN-G-04537.

7.9. Zawartość wilgoci całkowitej (W_c) i popiołu (A_a) należy oznaczyć zgodnie z polskimi normami: PN-G-04511:1980, PN-ISO 1171:2002 lub PN-G-04560:1998.

7.10. W laboratorium wypełnia się „Kartę zapisu i obliczania wyników dla oznaczania metanonośności pokładu węgla” (rys. 8), tj.: numer pobranej próbki, numer pojemnika z pobraną próbką, nazwę zakładu górniczego, numer pokładu, nazwę wyrobiska, datę pobrania próbki, datę analizy próbki, stężenie metanu w miejscu poboru próbki (CH_4), zawartość wilgoci całkowitej (W_c), zawartość popiołu w węglu (A_a), gęstość węgla (d_{rd}), masę próbki (m_w), objętość zbiornika gazu (V_z), objętość pojemnika zawierającego próbkę węgla (V_p), objętość kul w pojemniku zawierającym próbkę węgla (V_k), temperaturę powietrza w laboratorium (t_l), ciśnienie odcigniętego gazu w zbiorniku pomiarowym (p_z), stężenie metanu w odcigniętej mieszaninie (CH_4).

7.11. W celu oznaczenia metanonośności pokładu węgla należy wyznaczyć:

a) udział czystej substancji węglowej w próbce (c_{sw}):

$$c_{sw} = 100 - (W_c + A_a), \%$$

b) masę czystej substancji węglowej (m_{csw}):

$$m_{csw} = \frac{m_w \cdot c_{sw}}{100}, \text{ g}$$

c) objętość próbki węgla (V_w):

$$V_w = \frac{m_w}{d_{rd}}, \text{ cm}^3$$

d) objętość wolnej przestrzeni pojemnika z próbką (V_{wp}):

$$V_{wp} = V_p - (V_w + V_k), \text{ cm}^3$$

e) objętość wolnej przestrzeni pojemnika z próbką, z uwzględnieniem warunków panujących w miejscu poboru próbki (V'_{wp}):

$$V'_{wp} = \frac{V_{wp} \cdot p_w}{p_o} \cdot \frac{273,15 + t_o}{273,15 + t_s}, \text{ cm}^3$$

gdzie:

p_o – ciśnienie odniesienia, hPa,

t_o – temperatura odniesienia, °C.

W odniesieniu do temperatury 20 °C i ciśnienia 1013,25 hPa powyższy wzór przyjmuje następującą postać:

$$V'_{wp} = 0,2893 \cdot \frac{V_{wp} \cdot p_w}{p_o}, \text{ cm}^3$$

f) objętość gazu odcigniętego z pojemnika zawierającego próbkę (V_o):

$$V_o = \frac{V_z \cdot p_z}{p_o} \cdot \frac{273,15 + t_o}{273,15 + t_l}, \text{ cm}^3$$

gdzie:

V_o – objętość odcigniętego gazu z pojemnika w temperaturze t_o i przy ciśnieniu p_o ,

V_z – objętość gazu w pojemniku wzorcowym w temperaturze t_l i przy ciśnieniu p_z .

gdzie:

p_o – ciśnienie odniesienia, hPa,

t_o – temperatura odniesienia, °C.

W odniesieniu do temperatury 20 °C i ciśnienia 1013,25 hPa oraz po wyrównaniu temperatury w zbiorniku odcigniętego gazu z temperaturą panującą w laboratorium powyższy wzór przyjmuje następującą postać:

$$V_o = 0,2893 \cdot \frac{V_z \cdot p_z}{273,15 + p_o}, \text{ cm}^3$$

g) objętość metanu w odcigniętej mieszaninie gazów (V_{CH_4}):

$$V_{CH_4} = 0,2893 \cdot \frac{V_o \cdot s_{CH_4}}{100}, \text{ cm}^3$$

h) objętość metanu nabrane do pojemnika podczas poboru próbki (V'_{CH_4}):

$$V'_{CH_4} = \frac{V'_{wp} \cdot c_{CH_4}}{100}, \text{ cm}^3$$

i) objętość metanu uzyskanego z próbki węgla (V''_{CH_4}):

$$V''_{CH_4} = V_{CH_4} - V'_{CH_4}, \text{ cm}^3$$

j) zawartość metanu w próbce ($M(2)$):

$$M(2) = \frac{V''_{CH_4}}{m_{csw}}, \text{ m}^3/\text{Mg csw}$$

7.12. Metanonośność oznaczoną pokładu węgla (M_o), z uwzględnieniem straty gazu powstałej w czasie poboru próbki oznacza się wg wzoru (4).

7.13. Straty gazu w trakcie pobierania próby wynoszą:

$$V_u = M_o - M(2), \text{ m}^3/\text{Mg csw}$$

8. Interpretacja wyników

8.1. Dla określenia metanonośności pokładu w miejscu pobrania prób przyjmuje się wyższą wartość metanonośności z badanych próbek.

8.2. Sprawozdanie z oznaczenia metanonośności pokładu oraz prowadzonych w tym celu pomiarów i badań stanowią „Karta zapisu pomiarów dla oznaczania metanonośności pokładu węgla” (rys. 7) oraz „Karta zapisu i obliczania wyników dla oznaczania metanonośności pokładu węgla” (rys. 8).

9. Wymagane przyrządy i aparatura pomiarowa

9.1. Przyrządy i aparatura do poboru próbek węgla dla oznaczania metanonośności: wiertarka z koronką minimum \varnothing 42 mm (bez przedmuchu), 2 sita

o średnicach oczek 0,5 i 1 mm, 2 stalowe hermetycznie zamykane pojemniki wraz z kulami, desorbometr manometryczny, stoper, termometr, barometr, analizator gazów (metanomierz).

9.2. Przystroj i aparatura do badania próbek węgla w laboratorium dla oznaczania metanonośności: wstrząsarka, aparat do odgazowania próbek skał, wzorcowy pojemnik hermetyczny, analizator gazów do określenia stężenia metanu, waga analityczna, manometr.

10. Podsumowanie

Prowadzone badania miały na celu dokonanie obiektywnej oceny dotychczas stosowanych metod oznaczania metanu pochodzenia naturalnego w węglu i opracowanie metody skorygowanej. Dla realizacji celu przeprowadzono analizy procedur przygotowania i prowadzenia badań metanonośności w pokładach węgla. Analizy pozwoliły na opracowanie jednolitej procedury pobierania próbek węgla i wyznaczania w laboratorium zawartości metanu w próbce. Szczegółowy sposób pobierania zwiercin z otworów został przedstawiony w pracy [12].

Przeprowadzone badania wskazują, że ocena zawartości metanu w pokładach węgla powinna być oparta

na pobieraniu próby zwiercin podczas wiercenia otworu w pokładzie, z przedziału głębokości otworu 3,5–4,0 m. Postępując zgodnie z opisaną procedurą można określić metanonośność węgla podczas pobierania próbek zwiercin, poprzez wykorzystanie wskaźnika desorpcji określonego desorbometrem manometrycznym, oraz na podstawie badań laboratoryjnych pobranej próbki.

W celu określenia strat metanu w trakcie pobierania próbek węgla do analizy przeprowadzono badania sorpcji i desorpcji metanu na próbkach węgla. Badania wykonane w różnych wartościach ciśnienia nasycenia pozwoliły na ustalenie zależności, umożliwiającej obliczenia strat metanu w czasie pobierania próbki węgla w wyrobiskach górniczych.

W procedurze wyznaczania zawartości metanu należy uwzględnić przeliczenie uzyskanych objętości metanu do warunków odniesienia, które winny wynosić: temperatura 20 °C i ciśnienie 1013,25 hPa. Jako wartość metanonośności pokładu węgla przyjmuje się wartość większą z dwóch pobranych próbek. Wyznaczona wartość metanonośności pokładu węgla w przeliczeniu na czystą substancję węglową powinna być powiększona o wartość strat metanu podczas pobierania zwiercin z otworu. Straty metanu w czasie 2 minut pobierania próbki można obliczyć z wzoru (4).

KARTA ZAPISU POMIARÓW DLA OZNACZANIA METANONOŚNOŚCI POKŁADU WĘGLA					
JEDNOSTKA					
Numery próbek	1	2	Numery pojemników z próbkami	1	2
Data pobrania próbek			Osoba pobierająca próbki		
Zakład Górniczy			Współrzędne miejsca poboru próbek		
Pokład					
Nazwa wyrobiska			X		
			Y		
			Z		
Wskaźnik desorpcji Δp , kPa			1		
Głębokość pobrania próbki w otworze G , m			1		
Czas pobrania próbki T , s			1		
Stężenie metanu w wyrobisku $c_{C H_4}$, %			1		
Temperatura sucha powietrza w wyrobisku t_s , C°					
Ciśnienie bezwzględne w wyrobisku p_w , hPa					
Metanonośność określona na podstawie wskaźnika desorpcji - tablica 1 lub rysunek 1			1		
			2		

Rys. 7. Wzór „Karty zapisu pomiarów dla oznaczania metanonośności pokładu węgla”

Fig. 7. A model “Measurement records sheets for determining methane content in coal resources”

SPRAWOZDANIE Z BADAŃ
KARTA ZAPISU I OBLICZANIA WYNIKÓW DLA OZNACZANIA METANONOŚNOŚCI POKŁADU WĘGLA

JEDNOSTKA

Nr próbki	
Numer pojemnika z próbką	
Zakład górniczy	
Pokład	
Nazwa wyrobiska	
Data pobrania próbki	
Data analizy próbki	

Stężenie metanu w miejscu poboru

Gaz	Stężenie, %
C_{CH_4}	

Zawartość wilgoci całkowitej	W_c		%
Zawartość popiołu w węglu	A_a		%
Gęstość węgla	$d_{r d}$		g/cm ³
Masa pobranej próbki węgla	m_w		g
Objętość zbiornika gazu	V_z		cm ³
Objętość pojemnika zawierającego próbkę węgla	V_p		cm ³
Objętość kul w pojemniku zawierającym próbkę węgla	V_k		cm ³
Temperatura powietrza w laboratorium	t_l		°C
Ciśnienie w zbiorniku pomiarowym odciągniętego gazu	p_z		hPa
Czysta substancja węglowa	$c s w$		%
Masa czystej substancji węglowej	m_{csw}		g
Objętość próbki	V_w		cm ³
Objętość wolnej przestrzeni pojemnika z próbką	$V_{w p}$		cm ³
Objętość wolnej przestrzeni pojemnika z próbką w przeliczeniu na warunki panujące w miejscu poboru próbki	$V'_{w p}$		cm ³
Objętość pozyskanego gazu	V_o		cm ³

Stężenie metanu w odciągniętej mieszaninie gazów	$S_{C H_4}$		%
Objętość metanu w odciągniętej mieszaninie gazów	$V_{C H_4}$		cm ³
Objętość metanu nabrane do pojemnika podczas poboru próbki	$V'_{C H_4}$		cm ³
Objętość metanu uzyskanego z próbki węgla	$V''_{C H_4}$		cm ³

Zawartość metanu w próbce węgla	$M(2)$		m ³ /Mg csw
Strata gazu	V_u		m ³ /Mg csw
Metanonośność oznaczona	M_o		m ³ /Mg csw

Dokonał oznaczenia metanonośności (data i podpis):

Rys. 8. Wzór „Karty zapisu i obliczania wyników dla oznaczania metanonośności pokładu węgla”

Fig. 8. A model “Recording and calculating sheets for determining methane content in coal resources”

Desorbometryczna metoda określania metanonośności pokładów węgla została opracowana z przeznaczeniem do ruchowego stosowania przez kopalniane służby wentylacyjne. Metoda ta polega na określeniu przybliżonej metanonośności pokładu węgla na podstawie ustalonej statystycznie zależności między metanonośnością i wskaźnikiem desorpcji (5). Można zatem określić zawartość metanu w węglu na podstawie wartości wskaźnika desorpcji. Należy jednak pamiętać, że wyniki badań otrzymane metodą desorbometryczną, nie stanowią podstawy do oznaczania metanonośności

pokładu i kwalifikacji pokładu do odpowiedniej kategorii zagrożenia metanowego.

Opierając się na przedstawionych zależnościach opracowano projekt nowej normy oznaczania zawartości metanu w pokładach węgla zarówno metodą desorbometryczną, jak i w sposób laboratoryjny [13]. Projekt ten został przekazany do Polskiego Komitetu Normalizacyjnego.

Praca została wykonana w ramach projektu rozwojowego N R09 0021 06 finansowanego przez NCBiR.

New method of determining methane content in black coal resources

Summary: In order to assess methods of determining methane content used to date, procedures of preparing and conducting methane content research in coal resources were analysed as well as procedures applicable in a research laboratory. The analysis of current methods of determining methane content made possible developing a uniform procedure of collecting coal samples and determining methane content in the sample in laboratory.

The study of sorption and desorption of methane was performed on coal samples in order to evaluate the loss of methane while sampling coal for analysis. The research of sorption and desorption of methane for coal in various saturation pressures enabled determination of relations making possible calculation of losses of methane while sampling coal in excavations. Basing on the analyses a new method has been suggested which enables determination of methane content in coal resources.

Literatura

1. Kotarba M.: Geomechaniczne kryteria genezy gazów akumulowanych w serii węglonośnej górnego karbonu niecki wałbrzyskiej. Zeszyty Naukowe AGH, Kraków 1988, Geologia, z. 49, 19.
2. Czaplinski A. (red.): Węgiel kamienny. Wydawnictwo AGH, Kraków 1994.
3. Levine J. R.: Oversimplifications Can Lead to Faulty Coalbed Gas Reservoir Analysis. Oil&Gas Journal, Nov. 23 1992, 63-69.
4. Tarnowski J.: Stosowane w kraju metody oznaczeń gazonośności złożowej. Przegląd Górniczy 1992, nr 9, 17-26.
5. McFall K. S., Wicks D. E., Kuuskraa V. A.: A Geologic Assessment of natural Gas from Coal Seams in the Warrior Basin, Alabama. Gas Research Institute, 1986, Topical report, GRI-86/02272.
6. Mullen M. J.: Coalbed Methane Resource Evaluation from Wireline Logs in the North-eastern San Juan Basin-A Case Study. Proceedings of the 1989 Coalbed Methane Symposium, Tuscaloosa, AL, 167-184.
7. Borowski J.: Badanie gazonośności pokładów z zastosowaniem nowych metod. Prace GIG, Katowice 1975, Komunikat nr 645.
8. Tarnowski J., Pelka A.: Określenie strat gazu w czasie pobierania prób węgla do bezpośredniego oznaczania gazonośności złożowej. Archiwum Górnictwa, 1990, nr 2.
9. Ryszka M., Sporysz G.: Ruchowa ocena panujących warunków zagrożenia metanowego z wykorzystaniem zależności między parametrami zagrożenia metanowego w południowo-wschodniej części Górnosląskiego Zagłębia Węglowego. Prace Naukowe GIG, Kwartalnik Górnictwo i Środowisko nr IV/2/2009.
10. Szlązak N., Borowski M., Sporysz G.: Zmiany metanonośności pokładów węgla w południowo-wschodnim rejonie GZW. Prace Naukowe GIG, Kwartalnik Górnictwo i Środowisko nr IV/2 /2010.
11. Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M.: Zależność metanonośności od zwięzłości pokładów węgla. Prace Naukowe GIG, Kwartalnik Górnictwo i Środowisko nr IV/2 /2010.
12. Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M.: Metoda oznaczania metanonośności w pokładach węgla kamiennego. Wydawnictwa AGH, Kraków 2011.
13. Metoda oznaczania metanonośności w pokładach węgla kamiennego. Projekt normy, złożony do Komitetu Normalizacyjnego, 2011.

Zabezpieczenie przeciwpożarowe podziemnych wyrobisk Kopalni Soli „Wieliczka”

TREŚĆ:

Artykuł przedstawia zabezpieczenia przeciwpożarowe w Kopalni Soli „Wieliczka”. Z uwagi na zagrożenie, jakim dla solnego górotworu jest słodka woda, zrezygnowano z instalacji rurociągów przeciwpożarowych w udostępnionej dla turystów części kopalni. Rurociągi zastąpiono zarówno dodatkowym sprzętem gaśniczym, jak i zintegrowanymi systemami nadzoru ruchu i parametrów bezpieczeństwa w kopalni. Zaprezentowano także działania o charakterze technicznym, służące podniesieniu stopnia bezpieczeństwa pożarowego.

SŁOWA KLUCZOWE:

pożary, zagrożenie wodne, bezpieczeństwo pożarowe

zasilania) w wyrobiskach objętych ruchem turystycznym i sanatoryjnym. Napełnione słodką wodą, a nigdy nie użyte, rurociągi stanowiły poważne zagrożenie dla zabytkowych wyrobisk kopalni. Każda awaria rurociągu i niekontrolowany wypływ słodkiej wody mógł spowodować ługowanie spągu i ociosów solnych, w konsekwencji doprowadzając do destrukcji zabytku i osłabienia stabilności górotworu. Uzyskanie decyzji Prezesa WUG zezwalającej na odstąpienie od przepisów, a tym samym na niewyposażenie zakładu górniczego „Wieliczka” w rurociągi przeciwpożarowe w wyrobiskach podziemnych, pozwoliło definitywnie wyeliminować zagrożenie wodne stwarzane przez te rurociągi i nie tylko nie pogorszyło bezpieczeństwa pożarowego, lecz wręcz przyczyniło się do podniesienia jego poziomu.

1. Wstęp

Kopalnia Soli „Wieliczka” należy do najstarszych, czynnych zakładów przemysłowych Europy, stanowiąc pomnik przyrody, historii oraz trudu wielu pokoleń górników. Wyrażają to dobitnie postanowienia o wpisaniu jej najstarszych części podziemnych na listę zabytków. Kopalnia została również uznana za jedną z ciekawszych osobliwości przyrodniczych świata (w 1976 r. wpis na krajową listę zabytków, a w 1978 r. na I listę Światowego Dziedzictwa Kulturowego i Przyrodniczego UNESCO). Nadanie podziemnym wyrobiskom górniczym prawnego statusu zabytku narzuca obowiązek ich zachowania dla przyszłych pokoleń w możliwie niezmiennym stanie.

Do lipca 2010 r. Kopalnia Soli „Wieliczka” utrzymywała rurociągi przeciwpożarowe (oraz, na powierzchni, zbiorniki dla ich

2. Rys historyczny

W kopani przez stulecia używano otwartego ognia i powszechne było wykorzystywanie siły pociągowej koni, dla których dostarczano znaczne ilości łatwopalnego siana, słomy i obroku. Materiałem łatwopalnym było także świeże drewno zwożone do kopalni w celu budowy kasztów i innych obudów górniczych oraz odpady z prac ciesielskich. W materiałach archiwalnych znajduje się znaczna liczba opisów lub krótkich raportów dotyczących pożarów w kopalni. Na pierwsze opisy można natknąć się

w materiałach pochodzących z XVI wieku, a dotyczących pożaru z roku 1537 w szybie Regis i w roku 1545 w szybie Boner. Kolejne lata przynoszą następne pożary, ale też regulaminy, zarządzenia i dokumenty, którymi systematycznie wprowadzano zasady postępowania się otwartym ogniem w wyrobiskach oraz sprzęt gaśniczy i zabezpieczenia przeciwpożarowe [1]. Już w średnowieczu miejsca składowania materiałów łatwopalnych były stale dozorowane i wyposażone w podręczny sprzęt do gaszenia (kadzie z wodą, sikawki itp.). W jednym z rozporządzeń z 1846 r. zapisano: „Beczki rezerwowe na wodę, powinny być napełnione zawsze solanką” [2]. Solankę wykorzystywano do gaszenia pożarów od bardzo dawna, kierując się raczej jej dostępnością w wyrobiskach kopalni, a nie chęcią ochrony wyrobisk przed skutkami działania wody słodkiej, czyli niekontrolowanym ługowaniem.

W miarę ograniczania roli koni w transporcie podziemnym oraz wprowadzania kolejnych zarządzeń porządkujących ochronę przeciwpożarową, a także stosowania coraz nowocześniejszego sprzętu przeciwpożarowego, zagrożenie kopalni systematycznie malało. Przełomem było zaprzestanie stosowania otwartego ognia, mechanizacja transportu oraz nasączenie (impregnacja) drewnianych elementów obudowy i wystroju wyrobisk solanką i innymi preparatami podwyższającymi odporność ogniową drewna. W miejscach składowania materiałów łatwopalnych obudowę drewnianą wyrobisk systematycznie nasączano i malowano mieszanką solanki, wapna i cementu. Pewna część wyrobisk obecnie udostępnionych turystom i kuracjom została zabezpieczona w ten tradycyjny sposób. Wszystkie te działania spowodowały, że ostatnie pożary w wyrobiskach Kopalni Soli „Wieliczka” miały miejsce w XVIII wieku.

3. Zagrożenie wodne

We wnętrzu górotworu obserwuje się powolne zaciśkanie pustek, a w rejonach, gdzie naprężenia występujące w górotworze są bliskie wytrzymałości skał, zjawiska o charakterze zawałowym (pęknięcie i odspajanie się skał). Skały występujące w złożu wielickim (sole kamienne, łupki, iłowce, mułowce, zubry) są bardzo podatne na oddziaływanie wody, ponieważ następuje albo szybkie

rozpuszczanie zawartej w nich soli albo znaczna utrata wytrzymałości iłowców i mułowców w stanie zawodnionym. Niekontrolowana destrukcja górotworu może prowadzić także do udrożnienia nowych dróg dopływu wody do wyrobisk kopalni. Działania zmierzające do ograniczenia zagrożenia wodnego ukierunkowane są na likwidację (przez podsadzanie) tych komór w stanie zawałowym, dla których obliczona strefa potencjalnego zasięgu zawału sięga do utworów zawodnionych, zanim nastąpi samopodsadzenie wyrobiska rozluźnionym materiałem skalnym. Biorąc pod uwagę aktualne rozpoznanie potencjalnych dopływów wód do kopalni, wyznaczono miejsca (wyrobiska) najbardziej zagrożone dopływami wód pozazłożowych – wyrobiska takie wytypowane zostały do wodoszczelnej likwidacji metodami specjalnymi.

Obok naturalnego zagrożenia wodnego, potencjalne zagrożenie stanowi także sieć wodno-kanalizacyjna, służąca obsłudze ruchu turystycznego, oraz rurociągi przeciwpożarowe. Działania kopalni podejmowane w celu stałego ograniczania zagrożenia wodnego dotyczą zarówno zagrożeń naturalnych, jak też zagrożeń wynikających z pełnienia funkcji tak zakładu górniczego, jak i jednego z najbardziej popularnych obiektów turystycznych Polski. Przeprowadzona analiza zagrożeń wodnych i pożarowych kopalni wskazała na możliwość likwidacji rurociągów przeciwpożarowych. Zadaniem rurociągów przeciwpożarowych w kopalniach podziemnych jest zwalczanie pożarów podziemnych. W akcji ratowniczej rurociągi te mogą być również użyte dla podawania powietrza, tlenu oraz napojów dla uwięzionej pod ziemią załogi. Rurociągi przeciwpożarowe w kopalni „Wieliczka” nigdy nie zostały użyte dla prowadzenia akcji przeciwpożarowej na dole kopalni, ani też do akcji ratowania ludzi. Biorąc pod uwagę, że rurociągi te musiały zapewniać pobór wody z hydrantu w końcowych punktach sieci, w ilości co najmniej 600 litrów na minutę, przy ciśnieniu nie mniejszym niż 0,4 MPa, w przypadku awarii instalacji przeciwpożarowej w wyrobiskach kopalni mógł pojawić się wypływ o skutkach trudnych do przewidzenia. Dla porównania katastrofalny wyciek, jaki wystąpił w kwietniu 1992 r. w poprzeczni Mina charakteryzował się średnim dopływem około 120 l/min (osiągając chwilami nawet 20 000 l/min).



Rys. 1. Rurociąg przeciwpożarowy i skrzynka hydrantowa na kaszcie, w jednej z komór trasy turystycznej

Fig. 1. Fire pipeline and hydrant box in one of tourist route chambers



Rys. 2. Końcówka rurociągu przeciwpożarowego na ociosie solnym

Fig. 2. The final section of fire pipeline on the side salt wall of the excavation

4. Metody ograniczenia zagrożenia pożarowego

W Kopalni Soli „Wieliczka” miejscami potencjalnie zagrożonymi powstaniem ogniska pożaru są rozdzielnie elektryczne z urządzeniami wysokiego i średniego napięcia oraz kuchnie i zaplecza gastronomiczne zlokalizowane w wyrobiskach Trasy Turystycznej. Zauważyć należy, że nawet gdyby w rozdzielniach elektrycznych lub na zapleczach kuchennych doszło do inicjacji pożaru, to i tak do jego gaszenia nie można byłoby wykorzystać wody z rurociągu przeciwpożarowego. Ponadto, zarówno sól, jak i otaczające złoża utwory skalne w kopalni „Wieliczka” są niepalne i dodatkowo (szczególnie w górnej części złoża) zawodnione.

Podniesieniu odporności na zapalenie drewna w kopalni sprzyja różnica temperatur panująca pomiędzy powierzchnią terenu a wyrobiskami kopalni. Dostarczane latem do kopalni świeże powietrze, przepływając szybko do wyrobisk podziemnych, ulega schłodzeniu, przy czym zawarta w nim wilgoć ulega wysyceniu (co najwyraźniej widać w rejonach bliskich szybom wdechowym), powodując zwilżanie calizn skalnych i naturalne namakanie obudowy drewnianej powstałym w ten sposób aerozolem solankowym. Zimą natomiast świeże powietrze, przepływając szybko do wyrobisk podziemnych, ulega stopniowemu ogrzewaniu, powodując intensywne parowanie wilgoci i osuszanie calizn skalnych i drewnianej obudowy. Zjawisko to występuje z różnym nasileniem w całej kopalni powodując, że po latach obudowa drewniana zostaje w sposób naturalny stosunkowo głęboko „zaimpregnowana” chlorkiem sodu. Praktyczne doświadczenia potwierdzają, że takie drewno wykazuje daleko większą odporność na zapalenie niż drewno w stanie pierwotnym.

W ubiegłych latach drewno kopalniane i deski (używane do wykonania nowej obudowy drewnianej wyrobisk i jej elementów) były wielokrotnie nasączone solanką pełnonasyconą (wszystkie elementy przed wykonaniem,



Rys. 3. Dodatkowe, proszkowe agregaty gaśnicze rozmieszczone w miejscach szczególnie narażonych na wystąpienie pożarów

Fig. 3. Additional, powder fire-fighting aggregates located in places particularly exposed to fire

a następnie gotową obudowę nasączało solanką). Natomiast drewniane elementy stanowiące wystrój wyrobisk Trasy Turystycznej zabezpieczano ognioochronnie preparatami powszechnie stosowanymi w budownictwie mieszkaniowym. Od 2007 r. roku kopalnia stosuje metodę impregnacji drewna kopalnianego, aby doprowadzić je do wymagań określonych normą dla materiału trudno zapalnego, opracowaną specjalnie na potrzeby kopalni [3]. Metoda ta służy pogarszaniu palności obudowy drewnianej wyrobisk poprzez nasączenie drewna roztworem fosforanu jednoamonowego w solance (aż do zaimpregnowania drewna na obudowę do cech materiału trudno zapalnego).

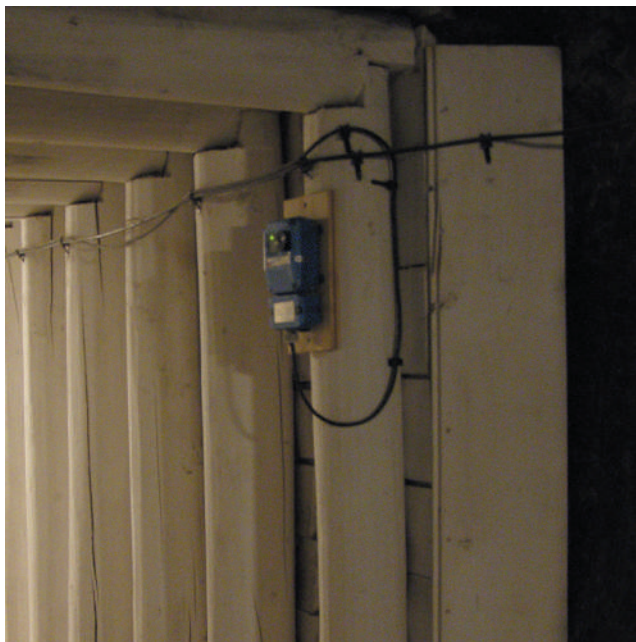
W kopalni prowadzone są też działania o charakterze technicznym, służące podniesieniu stopnia bezpieczeństwa pożarowego. Należą do nich w szczególności:

- stosowanie najnowszych, bardzo szybkich zabezpieczeń urządzeń, instalacji i sieci elektrycznych, praktycznie wykluczających możliwość wystąpienia odpowiednio dużych prądów zwarciovych w odpowiednio długim czasie, niezbędnym do zainicjowania zapłonu,
- bezpieczne wykonywanie robót spawalniczych w ograniczonym do minimum zakresie, wyłącznie w miejscach do tego przeznaczonych i na zasadach określonych przez kierownika ruchu zakładu górniczego,
- pogarszanie palności drewnianych elementów wystroju wyrobisk udostępnionych turystycznie poprzez ich nasączenie i zabezpieczanie uznanymi w budownictwie impregnatami,
- pogarszanie zapalności obudowy drewnianej lub drewnianych elementów wystroju wyrobisk przez ich powierzchniowe pokrywanie wapnem, torkretem, emulsjami lub specjalnymi, współcześnie sprawdzonymi i uznanymi środkami.

Bardzo ważnym elementem bezpieczeństwa pożarowego są systemy nadzoru ruchu i monitorowania parametrów bezpieczeństwa w kopalni zintegrowane z centralną dyspozytornią. W pomieszczeniach dyspozytorni (zlokalizowanej na powierzchni, przy szybie Św. Kingi) znajdują się centrale systemów wspomagających bezpieczne zarządzanie kopalnią, w tym:

- system łączności z cyfrową centralą telefoniczną, zapewniający łączność z wszystkimi najważniejszymi miejscami pod ziemią i na powierzchni,
- system łączności alarmowo-rozgłoszeniowy, zintegrowany z systemem łączności, pozwalający na szybkie przekazywanie informacji oraz nadawanie komunikatów alarmowych w przypadku wystąpienia zagrożeń,
- dyspozytorski system kontroli parametrów bezpieczeństwa, automatycznie kontrolujący parametry pracy wszystkich istotnych dla bezpieczeństwa urządzeń i parametrów przewietrzania, w tym poziomu tlenu węgla w atmosferze kopalni,
- system do prowadzenia akcji ratowniczych w wyrobiskach kopalni,
- system telewizji przemysłowej, wspomagający aktywne zarządzanie bezpieczeństwem.

Ponad roczne prace, poprzedzające wystąpienie Kopalni z wnioskiem do Prezesa WUG o zezwolenie na odstąpienie od przepisów (dot. rezygnacji z rurociągów przeciwpożarowych), związane były także ze zleceniem rzeczoznawcom do spraw zabezpieczeń przeciwpożarowych przeprowadzenia szczegółowej analizy gęstości obciążenia ogniowego dla wyrobisk korytarzowych i komorowych objętych ruchem turystycznym [4]. W konkluzji analizy stwierdzono, że biorąc pod uwagę:



Rys. 4. Miernik tlenku węgla typu MIC 3241 w chodniku trasy turystycznej, wchodzący w skład systemu kontroli parametrów bezpieczeństwa. Obudowa chodnika pokryta emulsją wapienną

Fig. 4. Gauge of carbon monoxide type MIC 3241 along the tourist route forming a part of safety parameters' supervision system. Lining of the pavement is covered with calcareous emulsion

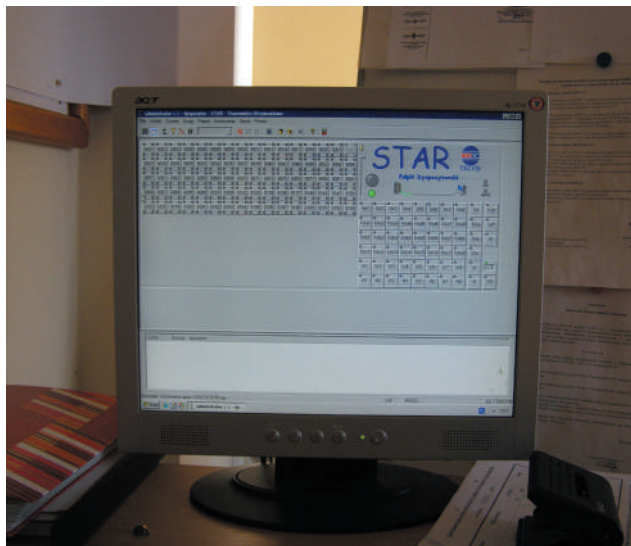
- skuteczność podręcznego sprzętu gaśniczego (gaśnic i agregatów gaśniczych), jego liczbę i rozmieszczenie na Trasie Turystycznej i w Muzeum Żup Krakowskich,
- możliwość powstania i małą przewidywaną szybkość rozprzestrzeniania się pożaru,
- skuteczność systemu CO-metrii,
- działanie systemu bezpieczeństwa i wynikającą z tego możliwość podjęcia szybkich działań gaśniczych przez obsługę Trasy Turystycznej i Muzeum Żup Krakowskich, pracowników zatrudnionych w ruchu kopalni i służby ratownicze,

możliwe jest skuteczne ugaszenie potencjalnego pożaru w danym wyrobisku za pomocą podręcznego sprzętu przeciwpożarowego (gaśnic przewoźnych i przenośnych), przy czym skuteczność takich działań uwarunkowana jest prowadzeniem cyklicznego szkolenia praktycznego personelu, obsługującego pod ziemią ruch turystyczny w Kopalni w obsłudze sprzętu podręcznego oraz wykonywaniem na bieżąco przeglądów technicznych sprzętu.

Podręczny sprzęt przeciwpożarowy zainstalowany w wyrobiskach podziemnych podlega systematycznym czynnościom kontrolnym i konserwacji przez przeszkolonych pracowników służby przeciwpożarowej – zgodnie z obowiązującymi przepisami, a niezależnie od tego, podlega codziennej wizualnej kontroli przez osoby dozoru, zatrudnione w ruchu kopalni.

W nawiązaniu do wyników analizy gęstości obciążenia ogniowego zoptymalizowano liczbę i rozmieszczenie podręcznego sprzętu gaśniczego, zabudowując dodatkowo (w stosunku do obowiązujących przepisów) sprzęt w miejscach potencjalnie narażonych na powstanie pożaru.

Zagadnienie rezygnacji z rurociągów przeciwpożarowych i zbiorników wodnych do ich zasilania, zostało również szczegółowo omówione na posiedzeniu ko-



Rys. 5. System łączności Star 80, obejmujący ponad trzydzieści aparatów zlokalizowanych w wyrobiskach objętych ruchem turystycznym

Fig. 5. Connectivity system Star 80 including over 30 devices located in excavations belonging to tourist traffic

palnianego Zespołu ds. Rozpoznawania i Zwalczania Zagrożeń Naturalnych. W podsumowaniu zespół stwierdził, że nieposiadanie rurociągów i zbiorników wodnych do ich zasilania nie obniży poziomu bezpieczeństwa pożarowego wyrobisk górniczych, przyczyniając się do lepszej ochrony substancji zabytkowej, miejsca wpisane go na Pierwszą Światową Listę Dziedzictwa Kulturalnego i Przyrodniczego UNESCO, Pomnika Historii i jednego z najcenniejszych obiektów dziedzictwa narodowego.

Skuteczność podjętych zabiegów technicznych (impregnacja drewna do materiału trudno zapalnego) potwierdzają pozytywne wyniki badań próbek kontrolnych drewna [5].

5. Podsumowanie

Na podstawie dotychczasowych doświadczeń oraz wykonanych analiz można stwierdzić, że w warunkach KS „Wieliczka” możliwe jest szybkie wykrycie i zlokalizowanie oraz skuteczne ugaszenie pożaru, przy istniejących procedurach oraz przy użyciu obecnie posiadanych środków gaśniczych, bez konieczności używania rurociągów

przeciwpożarowych. Uzyskanie decyzji Prezesa WUG zezwalającej na odstępstwo od przepisów i niewyposażenie kopalni „Wieliczka” w rurociągi przeciwpożarowe i zbiorniki na powierzchni dla ich zasilania, pozwoliło definitywnie wyeliminować „wewnętrzne” zagrożenie wodne stwarzane przez te rurociągi i nie tylko nie pogorszyło bezpieczeństwa pożarowego, lecz wręcz przyczyniło się do podniesienia jego poziomu.

Fire protection of underground excavations in “Wieliczka” Salt Mine

Summary: The article presents fire protection facilities in “Wieliczka” Salt Mine. Due to the threat posed to the rock mass by salt water there are no fire pipelines in the section of the mine available for tourists. The pipelines have been replaced by additional fire-fighting equipment and integrated supervising systems of traffic and safety parameters in the mine. Technical measures have also been presenting in order to improve fire protection.

Literatura

1. Pawłowska I.: Pożary Wielickie do 1914 roku, Studia i materiały do dziejów żup solnych w Polsce, 2002, t. XXII, s. 173-196, Wyd. Muzeum Żup Krakowskich Wieliczka.
2. Cehak L.: Inwentarz Archiwum Salinarnego, Arch. Muzeum Żup Krakowskich Wieliczka, t.III, rkps nr 207, s.209.
3. Fietko K.: Suhecki S., Metoda impregnacji elementów obudowy drewnianej, stosowanej w Kopalni Soli „Wieliczka” do materiału trudno zapalnego z wykorzystaniem solanki pełno nasyconej o zawartości NaCl powyżej 300 g/dm³ H₂O, 2006, Centrum Naukowo-Badawcze Ochrony Przeciwpożarowej sp. z o.o., Józefów, maszynopis, archiwum Działu Wentylacji KS „Wieliczka”.
4. Orłowski M., Wójcik A.: Analiza gęstości obciążenia ogniowego w wybranych wyrobiskach Kopalni Soli „Wieliczka” S.A., Polskie Biuro Ekspertów i Rzeczoznawców Bezpieczeństwa sp. z o.o., 2010, Józefów, maszynopis archiwum Działu Wentylacji KS „Wieliczka”.
5. Suhecki S., Małozieć D.: Sprawozdanie z badań kontrolnych stopnia palności elementów obudowy drewnianej w KS „Wieliczka”, 2010, Centrum Naukowo-Badawcze Ochrony Przeciwpożarowej sp. z o.o., Józefów, maszynopis, archiwum Działu Wentylacji KS „Wieliczka”.

Kolejna godzina pracy w czasie zmiany roboczej a wypadki przy pracy w kopalniach węgla kamiennego

1. Wstęp

Corocznie w kopalniach węgla kamiennego dochodzi do około 2000 wypadków. W ostatnich latach najniższą liczbę wypadków ogółem stwierdzono w 2005 r., w którym zarejestrowano 1792 wypadki, a obliczony wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych wynosił 14,6, natomiast wskaźnik ciężkości 72,0. Najwięcej wypadków zarejestrowano natomiast w 2009 r., w którym odnotowano 2249 wypadków, a wyliczony wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych wynosił 19,5, a wskaźnik ciężkości 65,6.

W pracy [1] zaistniałe wypadki ogółem analizuje się według: ciężkości wypadku, rodzaju niebezpiecznych wydarzeń powodujących te wypadki, wieku i stażu poszkodowanych, kwalifikacji zawodowych, miejsc ich powstania. Natomiast w pracy [2] dodatkowo analizuje się wypadki śmiertelne i ciężkie według wieku i stażu poszkodowanych oraz dnia tygodnia, w którym wystąpiły. W powyższych publikacjach nie ma zbiorczej analizy (dla ogółu wypadków) godziny, w której doszło do wypadku, choć jest ona odnotowywana w statystycznej karcie wypadku.

Ryzyko zaistnienia wypadku można przecież analizować również w aspekcie chronometrycznym (pora doby, kolejna godzina pracy, dzień turnusu, pora roku) czy chronobiologicznym (faza rytmu okołodobowego sprawności organizmu, stopnia adaptacji rytmu) [6]. Wypadki mogą być także

TREŚĆ:

Analizie poddano 841 wypadków zaistniałych w dwóch kopalniach węgla kamiennego, w których na trzech zmianach, w czasie sześciu lat, zatrudnionych było 32 801 osób. Wykazano statystycznie, że w czwartej lub piątej godzinie pracy dochodzi do największej liczby wypadków oraz że istnieje trend wzrostu liczby wypadków do pewnej wartości maksymalnej wraz z upływem kolejnych godzin pracy, który następnie maleje.

SŁOWA KLUCZOWE:

bezpieczeństwo pracy w kopalni, godziny pracy, wypadki przy pracy

wynikiem przewlekłego zmęczenia, które zmniejsza sprawność umysłową i fizyczną pracownika [7].

W pracy [5] stwierdzono, że relatywne ryzyko zaistnienia wypadków w przedziale godzin od 1 do 7 jest największe w piątej godzinie pracy. Dane dotyczyły badań populacji pracowników niemieckich.

Nie ma danych literaturowych, jak rozkładają się wypadki według kolejnych godzin pracy w przypadku pracy w kopalniach węgla. Dlatego też analizie poddano wypadki z dwóch kopalń, opierając się na rejestracji godziny wypadku odnotowanej w statystycznej karcie wypadku.

2. Wypadki przy pracy w kopalni X i Y

W artykule analizowano liczbę wypadków występujących w kolejnych godzinach pracy w trójzmianowym systemie pracy (zmiany A, B, C) na przykładzie dwóch kopalń węgla kamiennego [3, 4]. W kopalni X średnioroczne wydobycie

netto wynosiło około 3 700 000 Mg, średnioroczne zatrudnienie około 5170 osób, wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych 18,23, a wskaźnik ciężkości wypadku 69,39.

Ogólna organizacja pracy na poszczególnych zmianach w tej kopalni wyglądała następująco:

- Na zmianie A zatrudnionych było 50,7% ogółu osób, oprócz prac związanych z bezpośrednim wydobyciem i drążeniem wyrobisk odbywają się wtedy wszystkie dodatkowe prace związane z transportem materiałów, utrzymaniem wyrobisk itd.
- Zmiana B jest typowo zmianą wydobywczą (23,7% zatrudnionych), na której nie przewiduje się wykonywania prac konserwacyjnych czy remontowych.
- Zmiana C (25,6% zatrudnionych) jest podobna organizacyjnie do zmiany B z pewną ilością wykonywanych dodatkowych prac remontowo-konserwacyjnych. Ze względu na duże ilości metanu wydzielającego się z węgla zmiana C jest zmianą o mniejszym wydobyciu niż zmiany A i B (przerwa na przewietrzenie ścian i przodków).

Oprócz zmniejszonego wydobycia, na zmianie C wykonywane są główne czynności konserwacyjne i przygotowujące ściany do wydobycia, takie jak:

- konserwacja odstawy (wymiana taśm w przenośnikach, wymiana zużytych rolek, szycie taśm itp.),
- konserwacja urządzeń ścianowych (wymiana i uzupełnianie zgrzebeł w przenośnikach ścianowych, przeglądy kombajnów ścianowych, wymiana stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej itp.),
- przebudowy urządzeń wynikające z postępu ścian i przodków,
- transport materiałów potrzebnych przy postępie przodków i ścian,
- inne prace, które nie są możliwe do wykonania przy urządzeniach będących w ruchu.

W kopalni Y średnioroczne wydobycie netto wynosiło około 1 950 000 Mg, średnioroczne zatrudnienie około 3200 osób, wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych 24,54 a wskaźnik ciężkości wypadku 78,0.

Ogólna organizacja pracy na poszczególnych zmianach w kopalni Y wyglądała następująco:

- Na zmianie A zatrudnionych było najwięcej pracowników, bo 44,9%, ponieważ oprócz obłożenia oddziałów wydobywczych i robót przygotowawczych odbywają się na niej wszystkie dodatkowe prace wykonywane przez oddziały pomocnicze związane z transportem materiałów, utrzymaniem wyrobisk itd.
- Zmiana B jest typowo zmianą wydobywczą (20,8% zatrudnionych) i nie przewiduje się na tej zmianie żadnych prac konserwacyjnych czy remontowych.
- Zmiana C (34,3% zatrudnionych) jest podobna organizacyjnie do zmiany A, z tym, że prace dodatkowe odbywają się w mniejszym wymiarze.

W tabeli 1 zestawiono liczby niebezpiecznych zdarzeń (wypadków) według zmian roboczych i godzin pracy, w których się wydarzyły, dla analizowanych kopalń X i Y. W tabeli 2 natomiast przedstawiono łącznie dla zmian A+B+C liczby wypadków w poszczególnych godzinach pracy oraz średnie liczby wypadków, ważone liczebnością załogi. Średnie liczby wypadków według godzin pracy, ważone liczebnością załogi na odpowiedniej zmianie, otrzymano jako iloraz sumy iloczynu wypadków w danej godzinie na danej zmianie i liczby zatrudnionych na wszystkich trzech zmianach.

3. Statystyczna analiza otrzymanych wyników [8]

Przyjrzymy się teraz kolejno średnim liczbom wypadków w kolejnych godzinach pracy, ważonym liczebnością załogi na odpowiedniej zmianie w kopalniach X, Y odrębnie oraz łącznie X i Y. Odpowiednie histogramy przedstawiono na rys. 1, 2 i 3.

Na początku przeanalizowano dane z kopalni X, dotyczące średniej liczby wypadków w kolejnych godzinach pracy, ważonych liczebnością załogi. Obliczona średnia ze średnich liczb wypadków według godzin pracy, ważonych liczebnością załogi w kopalni X, wynosi $s = 24,4213$, a odchylenie standardowe ze średniej liczby wypadków według godzin pracy ważonych liczebnością załogi wynosi $S_n = 8,5468$.

Zakładając, że zmienna opisująca średnią liczbę wypadków według godzin pracy ważonych liczebnością załogi w kopalni X ma rozkład normalny, co jest uzasadnione ze względu na dużą liczbę pracowników i wystarczająco dużą liczbę wypadków, można pokusić się o podanie 99% przedziału ufności dla średniej liczby wypadków.

Przedział ufności liczony jest zgodnie ze wzorem pozwalającym obliczyć 99% przedział ufności dla średniej, w modelu dla zmiennej o rozkładzie normalnym i nieznannej wariancji, i ma postać:

$$(s - \varepsilon, s + \varepsilon)$$

$$\varepsilon = \frac{S_n}{\sqrt{n}} t_{n-1}^{-1}(99\%)$$

gdzie:

s – średnia liczby wypadków wg godzin pracy ważonych liczebnością załogi w danej kopalni,

n – liczba godzin pracy, w rozpatrywanym przypadku $n = 8$,

S_n – odchylenie standardowe,

$t_{n-1}^{-1}(99\%)$ – 99% kwantyl rozkładu Studenta o $n-1$ stopniach swobody.

Wyznaczony przedział ufności ma postać (15,362; 33,48). Wynika z niej, że wartościami odbiegającymi od przewidywanych są średnie liczby wypadków występujące podczas pierwszej i ostatniej godziny pracy oraz średnia liczby wypadków podczas piątej godziny pracy.

Podobnie policzono dane dla kopalni Y. Średnia ze średnich liczb wypadków według godzin pracy, ważonych liczebnością załogi w kopalni Y, wynosi $s = 12,625$, a odchylenie standardowe ze średniej liczby wypadków według godzin pracy ważonych liczebnością załogi wynosi $S_n = 4,2071$. Obliczony 99% przedział ufności dla średniej liczby wypadków ma postać (8,166; 17,084). Wynika stąd, że wartościami odbiegającymi od przewidywanych (są minimalnie mniejsze od dolnego zakresu przedziału) są średnie liczby wypadków występujące podczas pierwszej godziny pracy oraz średnia liczby wypadków podczas czwartej godziny pracy.

Dla kopalń X i Y łącznie średnia ze średnich liczb wypadków według godzin pracy, ważonych liczebnością załogi, wynosi $s = 19,796$ a odchylenie standardowe wynosi $S_n = 6,386$. Wyznaczony 99% przedział ufności dla tych danych liczbowych ma postać (13,02; 26,565). Wynika stąd, że wartościami odbiegającymi od przewidywanych są średnie liczby wypadków występujące podczas pierwszej i ostatniej godziny pracy oraz średnia liczby wypadków podczas piątej godziny pracy.

Tab. 1. Zestawienie liczby niebezpiecznych zdarzeń (wypadków) w kopalniach X i Y według zmian roboczych i godzin pracy, w którym się wydarzyły

Tab. 1. Analysis of the number of dangerous occurrences (accidents) in X and Y mines according to working changes and hours of work in which they took place

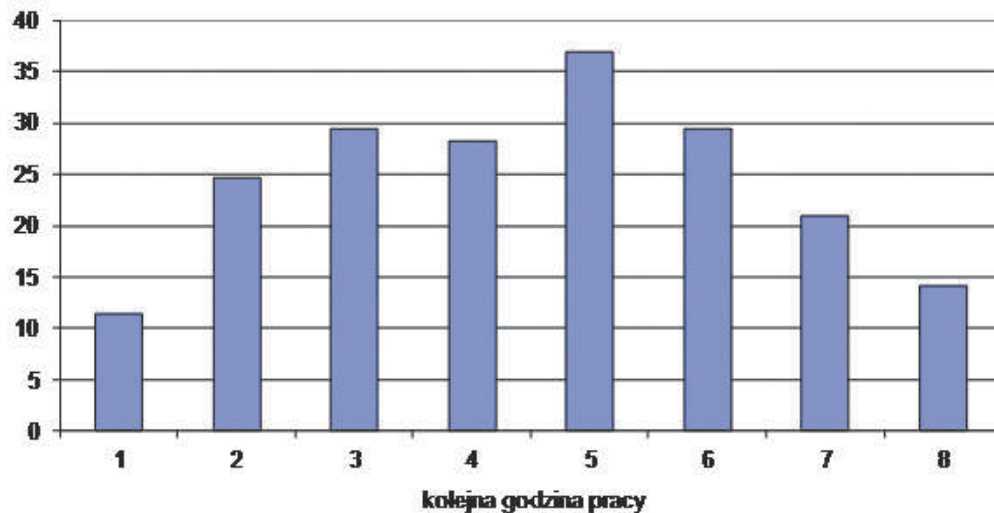
Kopalnia X za lata 2003–2008			Kopalnia Y za lata 1999–2004		
	Godzina pracy	Liczba wypadków		Godzina pracy	Liczba wypadków
Zmiana A godz. 6–14 zatrudnionych 10 109	1	15	Zmiana A godz. 6–14 zatrudnionych 5772 osób	1	6
	2	30		2	8
	3	31		3	13
	4	32		4	25
	5	44		5	23
	6	31		6	24
	7	28		7	18
	8	20		8	11
	Razem	231		Razem	128
Zmiana B godz. 14–22 zatrudnionych 4733 osób	1	5	Zmiana B godz. 14–22 zatrudnionych 2674 osób	1	13
	2	11		2	8
	3	29		3	18
	4	24		4	21
	5	25		5	14
	6	30		6	11
	7	10		7	11
	8	3		8	3
	Razem	137		Razem	99
Zmiana C godz. 22–6 zatrudnionych 5104 osób	1	10	Zmiana C godz. 22–6 zatrudnionych 4409 osób	1	8
	2	27		2	9
	3	27		3	3
	4	25		4	8
	5	34		5	8
	6	26		6	8
	7	17		7	15
	8	13		8	8
	Razem	179		Razem	67
Razem na zmianach A+B+C zatrudnionych 19946 osób	Razem wypadków na zmianach A+B+C	547	Razem na zmianach A+B+C zatrudnionych 12855 osób	Razem wypadków na zmianach A+B+C	294

4. Wnioski

1. Analizując otrzymane wyniki w tych trzech przypadkach można zauważyć, że są godziny pracy, w których dochodzi do największej liczby wypadków. Pomijając mało reprezentatywne pierwszą i ostatnią godzinę pracy (w których odbywa się przemieszczanie załogi do i z miejsca pracy), okazuje się, że w kopalni X statystycznie istotna jest różnica w średniej liczbie wypadków w piątej godzinie pracy. Pozwala to wnioskować, że to właśnie piąta godzina pracy jest najniebezpieczniejszą godziną pracy w tej kopalni.
2. Podobnie ma się rzecz w kopalni Y. Pomijając mało reprezentatywne pierwszą i ostatnią godzinę pracy, z których zresztą ostatnia godzina pracy zawiera się w 99% przedziale ufności, okazuje się, że w tym

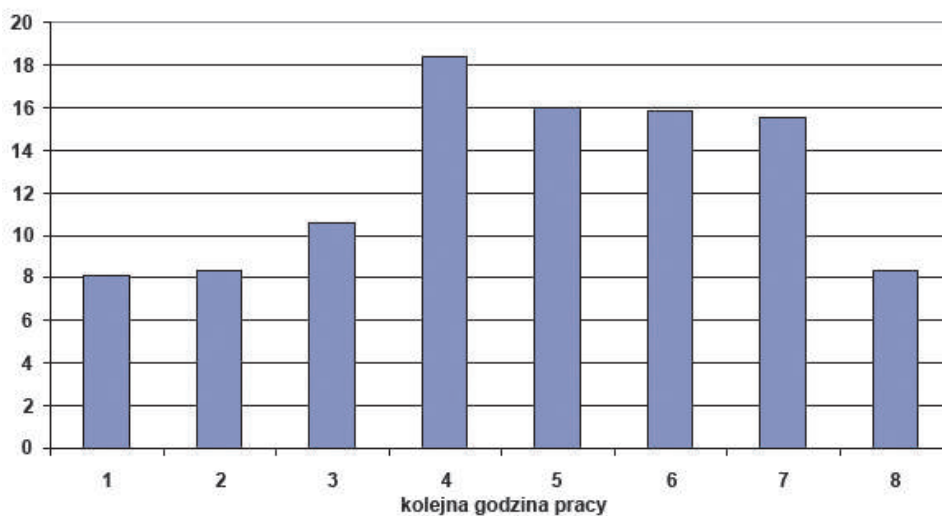
zakładzie pracy statystycznie istotna jest różnica w średniej wypadków w czwartej godzinie pracy. Pozwala to wnioskować, że to właśnie czwarta godzina pracy jest najniebezpieczniejszą godziną pracy w tejże kopalni.

3. Poddając analizie łącznie wypadki zaistniałe na obu kopalniach można stwierdzić, że średnia liczby wypadków w piątej godzinie pracy odbiega od 99% przedziału ufności dla średniej liczby wypadków, co w oczywisty sposób wiąże się z większą liczbą osób zatrudnionych na zmianach w kopalni X niż w kopalni Y. Oznacza to, że w zależności od analizowanego zakładu pracy, „środkowa” godzina pracy, piąta lub czwarta, jest najniebezpieczniejszą dla pracownika.
4. Inną charakterystyczną cechą wynikającą z przedstawionych histogramów jest widoczny wzrost liczby



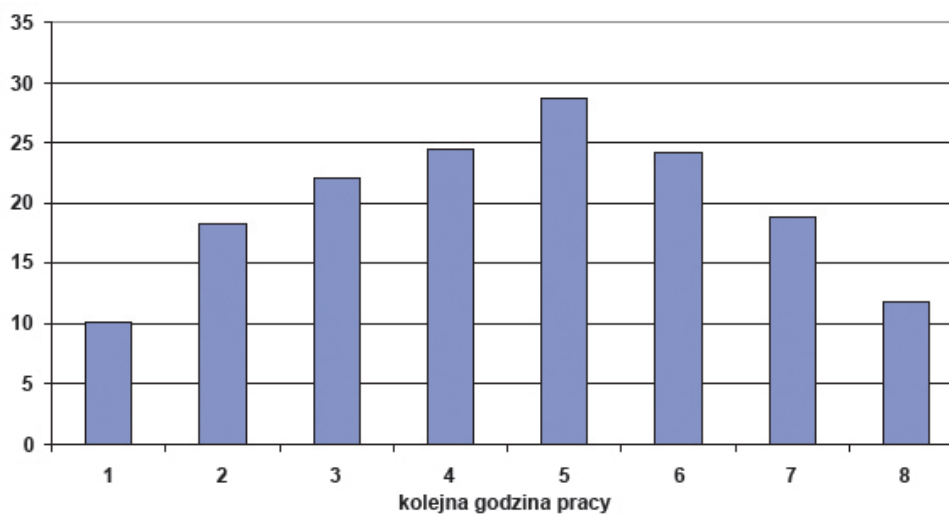
Rys. 1. Średnia liczba wypadków według godzin pracy ważona liczebnością załogi na zmianach A+B+C w kopalni X

Fig. 1. Average number of accidents according to hours of work measured in the number of crew on shifts A+B+C in mine X



Rys. 2. Średnia liczba wypadków według godzin pracy ważona liczebnością załogi na zmianach A+B+C w kopalni Y

Fig. 2. Average number of accidents according to hours of work measured in the number of crew on shifts A+B+C in mine Y



Rys. 3. Średnia liczba wypadków według godzin pracy ważona liczebnością załogi na zmianach A+B+C w kopalni X+Y

Fig. 3. Average number of accidents according to hours of work measured in the number of crew on shifts A+B+C in mine X+Y

Tab. 2. Zestawienie liczby wypadków w poszczególnych godzinach pracy oraz średnia liczba wypadków ważona liczebnością załogi łącznie dla zmian A+B+C dla kopalni X i Y

Tab. 2 Analysis of the number of accidents in particular hours of work and average number of accidents measured in the number of crew jointly for shifts A+B+C for mines X and Y

Kolejne godziny pracy	Kopalnia X		Kopalnia Y		Razem kopalnie X+Y	
	Liczba wypadków na zmianach A+B+C	Średnia liczba wypadków ważona liczebnością załogi na odpowiedniej zmianie	Liczba wypadków na zmianach A+B+C	Średnia liczba wypadków ważona liczebnością załogi na odpowiedniej zmianie	Razem liczba wypadków na zmianach A+B+C	Średnia liczba wypadków ważona liczebnością załogi na odpowiedniej zmianie
1	30	11,35	27	8,10	57	10,07
2	68	24,72	25	8,34	93	18,3
3	87	29,50	34	10,61	121	22,1
4	81	28,31	54	18,34	135	24,4
5	103	36,93	45	15,98	148	28,72
6	87	29,48	43	15,81	130	24,12
7	55	20,91	44	15,51	99	18,79
8	36	14,17	22	8,31	58	11,87

wypadków w czasie kolejnych godzin pracy aż do określonej godziny, kiedy to liczba wypadków osiąga maksimum.

Praca wykonana w ramach pracy statutowej zarejestrowanej w AGH o nr: 1111100281

Another working hour on a shit and accidents in black coal mines

Summary: The analysis included 841 accidents in two black coal mines employing for six years 32801 people. It has been statistically proved that in the fourth and fifth hour of work occur most accidents and that there is a rising tendency of accidents up to a certain maximum value as working hours wear on. This tendency subsequently diminishes.

Literatura

1. Analizy miesięczne stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego i przedsiębiorstwach robót górniczych za lata 2000–2010, Katowice, Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa.
2. Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie w roku 2010, WUG, Katowice.
3. Czyż G.: Ocena stanu bezpieczeństwa pracy za lata 2002–2007 w kopalni „X” z uwzględnieniem zmienności. Praca dyplomowa magisterska wykonana w AGH. Promotor dr inż. Jerzy Rydlewski, Kraków 2008, praca nie publikowana.
4. Szkudlik C.: Zmienowość pracy a wypadki w kopalni „Y” w latach 1999–2004 Praca dyplomowa magisterska wykonana w AGH. Promotor dr inż. Jerzy Rydlewski, Kraków 2007, praca niepublikowana.
5. Hänecke K., Tiedenann S., Nachreiner F., Grzech-Śukalo H.: Accident risk as a function of hour at work and timr of day as determined from accident data and exposure models for the German working population. Scand J Work Environ Health 1998, vol 24, suppl 3 : 43-48.
6. Ogiński A., Ogińska H., Pokorski J., Kmita W., Goździała R.: Dobowy i sezonowy rozkład wypadków przy pracy w ruchu ciągłym. Ergonomia 1998, tom 21, nr 1-2, s.191-194.
7. Wiszniewska M., Walusiak J., Wittczak T., Pałczyński C.: Zespół przewlekłego zmęczenia i jego znaczenie w medycynie pracy. Medycyna pracy 2005, 56(5) s. 387-394.
8. Feller W.: Wstęp do rachunku prawdopodobieństwa, PWN, Warszawa, 1980.

Zwarcia łukowe - doświadczenia eksploatacyjne w polskiej energetyce zawodowej i przemysłowej

TREŚĆ:

Zwarcia łukowe są jedną z przyczyn wypadków i zniszczeń materialnych. Towarzyszy im wydzielanie energii cieplnej, której wielkość zależy od czasu trwania zwarcia i poziomu prądu zwarciovego. Z rozważań teoretycznych wynika, że poważne skutki zwarć pojawiają się, gdy ich czas przekracza 100 ms. Dotychczas brakowało jednak ich praktycznej weryfikacji. Artykuł przedstawia opisy zwarć i ich skutków. Analiza tych opisów potwierdza związek pomiędzy czasem trwania zwarcia, a skalą wywołanego przez nie uszkodzenia.

SŁOWA KLUCZOWE:

zwarcia łukowe, skutki zwarć, czas zwarcia

2. Wpływ czasu trwania na niszczącą energię zwarcia

Dobrze znane i opisane są najważniejsze przyczyny powstawania zwarć łukowych – starzenie się materiałów, złe rozwiązania konstrukcyjne, warunki środowiskowe i te najczęstsze – błędy ludzkie (60% wszystkich wypadków) [5]. Istnieje szereg teoretycznych opracowań, opisujących model zwarcia łukowego oraz zjawisk, które mu towarzyszą. Energia cieplna zwarcia (Q) jest uzależniona od dwóch zmiennych – czasu jego trwania (t) oraz poziomu prądu zwarciovego (I), wg wzoru

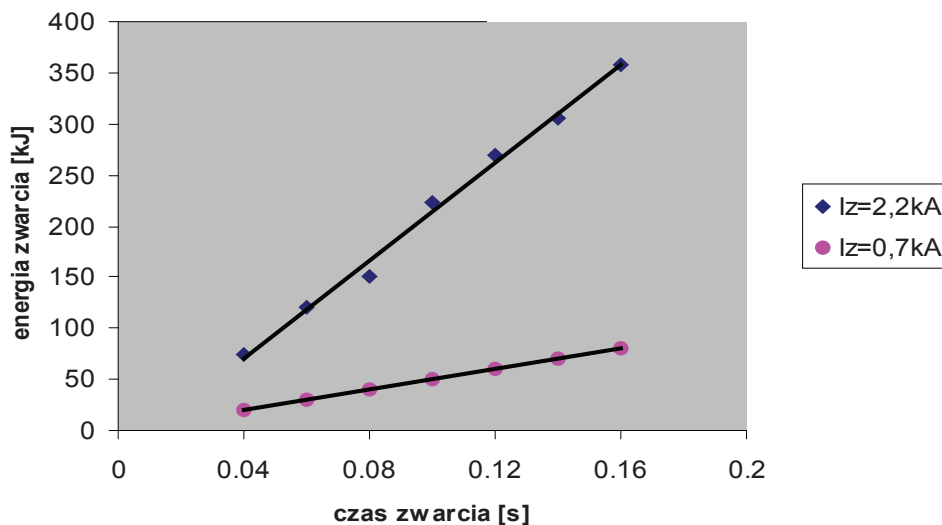
$$Q=I^2 \cdot t$$

Możemy mieć wpływ tylko na jeden z tych czynników – czas. Skracanie czasu trwania zwarcia jest jedynym sposobem na ograniczenie niekorzystnych skutków zwarć łukowych. Poniżej przedstawiono wyniki prób [2, 4] przeprowadzonych w warunkach staniwiskowych dla prądów zwarciovych o natężeniu 2,2 i 0,7 kA oraz napięciu $U= 3$ kV.

Na wykresie (rys. 1) energia łuku rośnie proporcjonalnie do czasu trwania zwarcia. Współczynnik korelacji czasu trwania zwarcia i wyzwolonej energii wzrasta wraz ze wzrostem natężenia prądu zwarcia. Na wykresie rys. 2 szacowany jest zakres uszkodzeń dla zwarć wysokoenergetycznych. Na jego podstawie można stwierdzić, że pierwsze poważne skutki zwarć pojawiają się po przekroczeniu 100 ms. Każdy kolejny próg czasowy, to coraz dalej idące skutki:

1. Wstęp – zwarcia łukowe ciągle obecne i niebezpieczne

W polskiej energetyce zawodowej i przemysłowej każdego roku dochodzi do kilkudziesięciu awarii, którym towarzyszą wysokoenergetyczne zwarcia łukowe. Pojawiają się one zazwyczaj w rozdzielniach średniego napięcia, gdzie prąd zwarciovowy wynosi od kilku do kilkudziesięciu kA. Według danych Instytutu Energetyki [1] średnia częstość wypadków spowodowanych prądem z udziałem łuku elektrycznego zawiera się w zakresie 0,35-0,45 na 1000 zatrudnionych (wyłącznie wydarzenia, w których poszkodowani zostali ludzie). Wiele innych przypadków nie jest podawanych do wiadomości, a część z nich jest ukrywana. Należy podkreślić, że przypadki zwarć łukowych miały miejsce w zdecydowanej większości obiektów energetyki zawodowej i przemysłowej w Polsce i są to zjawiska niezwykle niebezpieczne. Co roku występuje kilkadziesiąt takich wypadków i, niestety, kilka kończy się śmiercią.



Rys. 1. Energia 3-fazowego zwarcia łukowego w zależności od czasu jego trwania

Fig. 1. Energy of 3-phase arc short circuit depending on its duration

- 100 ms – zapalają się kable (izolacja),
- 150 ms – topi się miedź,
- 200 ms – topi się stal,
- 500 ms – następuje gwałtowny wzrost uwolnionej energii.

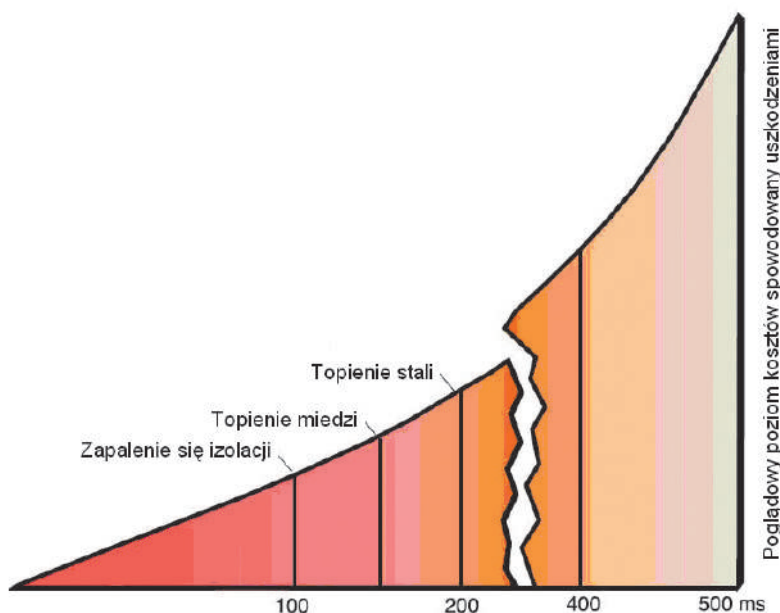
Trudno precyzyjnie przewidzieć zakres zniszczeń w przypadku realnego zwarcia łukowego w konkretnej rozdzielni. Dobrym sposobem na określenie zakresu zniszczeń jest prześledzenie większej liczby faktycznych przypadków. Jednak, w literaturze niezmiernie rzadko można natrafić na tego typu opracowania. Jak już wspomniano, najczęściej informacje o zwarcich nie wychodzą poza bramy obiektów, w których miały miejsce. Niestety, taki stan rzeczy ma niekorzystne konsekwencje z punktu widzenia poszerzania wiedzy o skutkach zwarc. Tym bardziej cieszy fakt, że na potrzeby niniejszego artykułu, udało się zdobyć takie materiały z kilku różnych obiektów.

W artykule podano opisy zwarc łukowych, które miały miejsce w obiektach polskiej energetyki zawodowej i przemysłowej. Z uwagi na charakter informacji nazwy tych obiektów nie są podane. Są to obiekty takie, jak: elektrociepłownie, zakłady energetyczne, zakłady chemiczne i huty. W każdym z przypadków przedstawiony jest opis wydarzenia, ze szczególnym określeniem czasu trwania zwarcia oraz uszkodzeń, które miały miejsce. W części opisów, w celu pełniejszego przedstawienia sytuacji, pojawiają się także informacje dotyczące przyczyn powstania zwarcia lub sposobu działania automatyki zabezpieczeniowej. Te zagadnienia nie są jednak przedmiotem analizy.

3. Przypadki zwarc łukowych w polskiej energetyce zawodowej i przemysłowej

3.1. Rozdzielnia 6 kV typu GIPO – zasilanie układu przechytu konwertora w hucie

Do zwarcia doszło w rozdzielni 6 kV typu GIPO, która została wybudowana w latach 60. Rozdzielnia zasila, mię-



Rys. 2. Zakres uszkodzeń cieplnych w zależności od czasu trwania zwarcia łukowego

Fig. 2. The scope of thermal damage depending on the duration of arc short circuit

dzy innymi, trzy układy przechytu konwerterów (układ Leonarda), które przez pewien czas były wyłączone. Jeden z konwerterów został odstawiony na dłuższy okres. W momencie ponownego załączenia doszło do przebicia izolacji w polu zasilającym na przyłączy kablowym. Pojawiło się zwarcie łukowe jednofazowe, które po 100 ms przeszło w zwarcie trójfazowe. Prąd zwarcia 10 kA zanikł po czasie 1,7 s. Najprawdopodobniej zadziałał wyłącznik w polu. Doszło jednak do pożaru, który trwał nawet po otwarciu wyłącznika. Po 2 minutach w polu objętym pożarem doszło do kolejnego zwarcia, tym razem po górnej stronie wyłącznika. Drugie zwarcie miało podobne parametry jak pierwsze – trwało 1,8 s, a prąd zwarcia wynosił 10 kA. Zwarcie zostało wyłączone w polu zasilającym w rozdzielni nadrzędnej. Z uwagi na trudne warunki panujące w budynku rozdzielni pożar udało się ugasić po godzinie.

Podsumowanie:

Czas trwania zwarcia: 1,7 i 1,8 s;

Prąd zwarciový: 10 kA;
Zniszczenia: Kompletnie zniszczone trzy pola;
Przestoje: Znacny obszar o charakterze produkcyjnym nie był zasilany przez ponad 24 godziny;
Straty: ponad pół miliona PLN.

3.2. Rozdzielnica okapturzona 6 kV potrzeb własnych w elektrociepłowni

Do zwarcia doszło w okapturzonej, trzysekcyjnej rozdzielnicy typu ELMOBLOK (rozdzielnica z lat 70.). Najbardziej prawdopodobną przyczyną powstania pożaru było zwarcie na izolatorze przepustowym, w pobliżu przyłącza szyn w jednym z pól. Początkowo było to zwarcie jednofazowe, które przerodziło się w zwarcie trójfazowe. Bezpośrednie działania prądów zwarciovych oraz ognia wystąpiło w pięciu polach. W pozostałych polach ujawniły się skutki działania temperatury, dymu, oraz prowadzonej akcji gaszenia pożaru – pokrycie urządzeń proszkiem gaśniczym. Zwarcie zostało wyłączone na poziomie sekcji przez zabezpieczenie nadprądowe w nastawionym czasie 1,4 s. Zaistniały prąd zwarciový osiągnął wartość 15 kA.

Posumowanie:

Czas trwania zwarcia: 1,4 s;



Rys. 3. Prawdopodobne miejsce powstania zwarcia. Przyłącze kablowe

Fig. 3. Potential occurrences of short circuit. Cable joints



Rys. 4. Odłącznik szyn w polu, w którym doszło do zwarcia

Fig. 4. Switch of tracks in the field where short circuit took place

Prąd zwarciový: 15 kA;
Zniszczenia: Kompletnie zniszczone jedno pole. Całkowite uszkodzenia obwodów wtórnych i częściowo uszkodzona aparatura pierwotna w dwóch sąsiadujących polach. Mniejsze uszkodzenia w kilku polach oddalonych od miejsca zwarcia. Wszystkie pola wymagały przeprowadzenia szczegółowego czyszczenia, uszkodzona została obudowa rozdzielni;
Straty: całość strat oszacowana na poziomie ponad 300 000 PLN.

3.3. Rozdzielnica 6 kV zakład chemiczny

Zwarcie powstało w rozdzielnicy 6 kV typu otwartego, w czasie uruchamiania napędu silnikowego. W czasie rozruchu doszło do pęknięcia szyny na fazie L2. W konsekwencji nastąpił zapłon łuku zwarcia jednofazowego, które przeszło w zwarcie trójfazowe. Wyłączenie nastąpiło po 2,5 sekundach.

Podsumowanie:

Czas trwania zwarcia: 2,5 s;

Prąd zwarciový: brak danych (moc zwarciová na szynach 150 MVA);

Zniszczenia: Kompletnie zniszczone jedno pole;

Przestoje: 2 sekcje rozdzielni wyłączone przez 4 godziny;

Straty: na poziomie 100 tys. PLN.

3.4. Rozdzielnica otwarta 15 kV – zakład energetyczny

Stacja wybudowana ponad 30 lat temu, z napowietrzną rozdzielnią 110 kV w układzie H4.

W budynku mieści się 32-polowa, dwusekcyjna rozdzielnica 15 kV. Rozdzielnica, w której doszło do omawianego zdarzenia, posiada rzadziej stosowany układ aparatury – przekładniki prądowe w polach odpływowych znajdują się pomiędzy szynami a wyłącznikiem. Zwarcie łukowe zostało wywołane przez gryzonia w obszarze za przekładnikami, a przed wyłącznikiem. Mogło ono być wyłączone w czasie 300 ms przez zabezpieczenie szyn, gdyby nie fakt, że zostało zidentyfikowane jako zwarcie w polu odpływowym poprzez zabezpieczenie nadprądowe [3]. W rezultacie tego nastąpiła nieudana próba selektywnego wyłączenia. W związku z tym, że do zdarzenia doszło za przekładnikami, ale przed wyłącznikiem, jego otwarcie nie wyłączyło zwarcia. Zostało ono wyłączone



Rys. 5. Miejsce powstania zwarcia: przyłącze szyn

Fig. 5. Place of occurrence of short circuit: Track joint



Rys. 6 i 7. Uszkodzone pole – widok na przednią elewację

Fig. 6 and 7. Damaged field – view on front elevation

dopiero przez zabezpieczenie szyn w czasie 1,4 s. Na skutek zwarcia doszło do uszkodzenia wyłącznika oraz przyłączy szyn.

Podsumowanie:

Czas trwania zwarcia: 1,4 s;
Prąd zwarcioowy: 8 kA;
Zniszczenia: Uszkodzone oszynowanie wyłącznika i obwody wtórne
Straty: kilkadziesiąt tysięcy PLN.

3.5. Rozdzielnia otwarta 15 kV - zakład energetyczny (zabezpieczenie łukoochronne)

W poprzednim rozdziale został opisany przypadek zwarcia łukowego w rozdzielni 15 kV w jednym z zakładów energetycznych. W tej samej rozdzielni, w odstępie



Rys. 8. Miejsce zwarcia: przyłącze szyn

Fig. 8. Place of occurrence of short circuit: Track joint

2 lat doszło do kolejnego zwarcia. W tym czasie w rozdzielni zostało zainstalowane światłowodowe zabezpieczenie łukoochronne. Miało tu miejsce rzadki zbieg okoliczności, gdyż do zwarcia doszło w tym samym polu co poprzednio. Zwarcie zostało zidentyfikowane przez zabezpieczenie łukoochronne, impuls wyłączający został wygenerowany w czasie 10 ms, a wyłączenie nastąpiło w czasie 50 ms. W związku z tym, że w polu, które zostało wyłączone, nie doszło do żadnych fizycznych śladów zwarcia, pojawiły się wątpliwości co do zasadności zadziałania zabezpieczenia światłowodowego, jednak rejestracje zakłóceń potwierdziły zaistniały prąd zwarcioowy na poziomie 12 kA. Po zdjęciu blokady z zabezpieczenia, w krótkim czasie pole zostało ponownie załączone. Do oględzin pola doszło dopiero po kilku dniach. W ich wyniku udało się ustalić przyczynę zwarcia, którą ponownie okazał się gryzoń.

Podsumowanie:

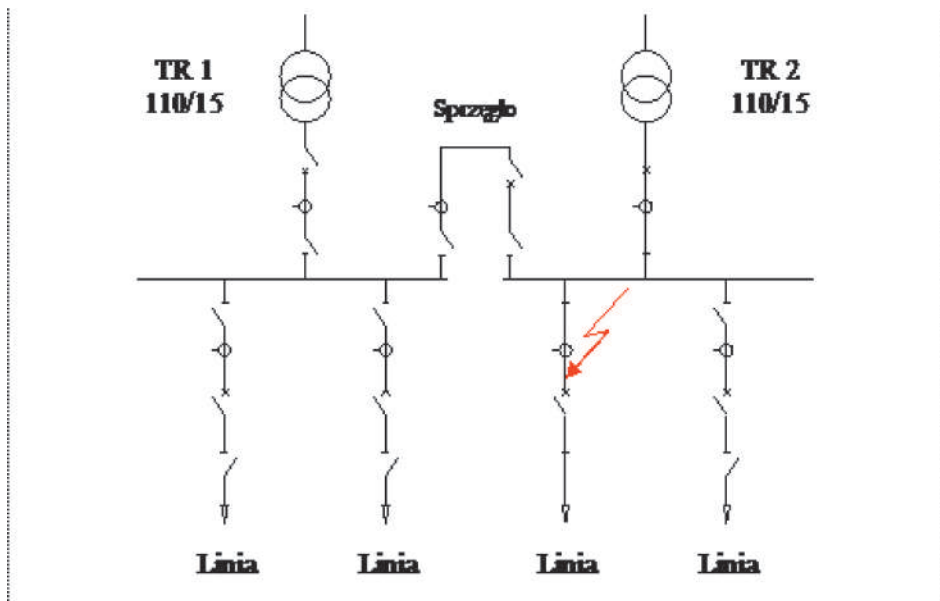
Czas trwania zwarcia: 0,05 s;
Prąd zwarcioowy: 12 kA;
Zniszczenia: Brak jakichkolwiek uszkodzeń. Możliwość natychmiastowego ponownego załączenia zasilania;
Straty: brak.

3.6. Rozdzielnia otwarta 15 kV - zakład energetyczny (zabezpieczenie łukoochronne) zwarcie w polu sprzęgła

Kolejny rozpatrywany przypadek dotyczy stacji 110/15 kV wyposażonej w światłowodowe zabezpieczenie łukoochronne, zainstalowane na dwusekcyjnej rozdzielni średniego napięcia. W momencie zdarzenia rozdzielnica była zasilana przez transformator (TR1), zasilający pierwszą sekcję, i pracowała z zamkniętym sprzęgłem. Do zwarcia łukowego doszło w wyniku uszkodzenia izolatora wsporczego szyn zbiorczych w polu sprzęgła, w obszarze sekcji drugiej. Zwarcie zostało zidentyfikowane przez zabezpieczenie łukoochronne i wyłączone poprzez otwarcie sprzęgła. Zwarcie na szynach sekcji 2 przestało być zasilane po czasie ok. 40 ms (wliczając czas własny wyłącznika) od momentu wystąpienia zakłócenia i wzrostu prądu. Prąd zwarcia płynący przez przekładniki sprzęgła wynosił ok. 8 kA.

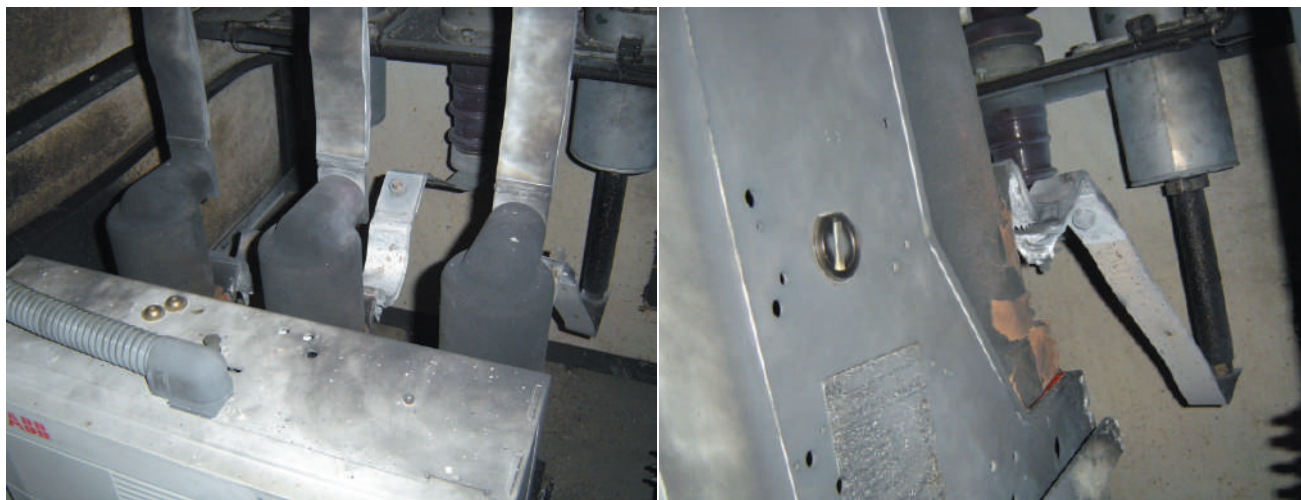
Podsumowanie:

Czas trwania zwarcia: 0,04 s;
Prąd zwarcioowy: 8 kA;



Rys. 9. Lokalizacja miejsca zwarcia – pole odplywowe, obszar pomiedzy przekladnikami pradowymi a wylycznikiem

Fig. 9. Place of short circuit – drain field, area between current transformers and a switch



Rys. 10 i 11. Widok uszkodzen w celce pola – okopcone kolumny wylycznika i sciany celki, uszkodzone szyny wylycznika

Fig. 10 and 11. View of damages in cells' field – blackened columns of the switch and cell's wall, damaged switch tracks



Rys. 12. Plamy stopionego aluminium oraz spalone szczatki gryzonia, który wywoal zwarcie

Fig. 12. Stains of melted aluminium and burnt remains of rodent which caused the short circuit

Zniszczenia: Brak uszkodzen wywoalanych lukiem. Koniecznosc wymiany pekniętego izolatora wsporczeo;
Straty: kilkaset PLN.

3.7. Rozdzielnica zamknięta 6 kV elektrociepłownia (zabezpieczenie łukochronne)

W wyniku niewłaściwego montażu głowicy kablowej w przedziale przyłączeniowym jednego z pól tej rozdzielnicy doszło najpierw do przegrzania się izolacji, a następnie do jej uszkodzenia, co doprowadziło do powstania zwarcia łukowego. Początkowo było to zwarcie jednofazowe, które następnie przerodziło się w zwarcie dwufazowe. Prąd zwarcia wynosił na poziomie 15 kA. Rozdzielnica była wyposażona w zabezpieczenie łukochronne (typu ZŁ). Zwarcie zostało wyłączone w czasie 0,05 s.

Podsumowanie:

Czas trwania zwarcia: 0,05 s;

Prąd zwarcia: 15 kA;

Zniszczenia: Uszkodzona głowica kablowa przyłącza.

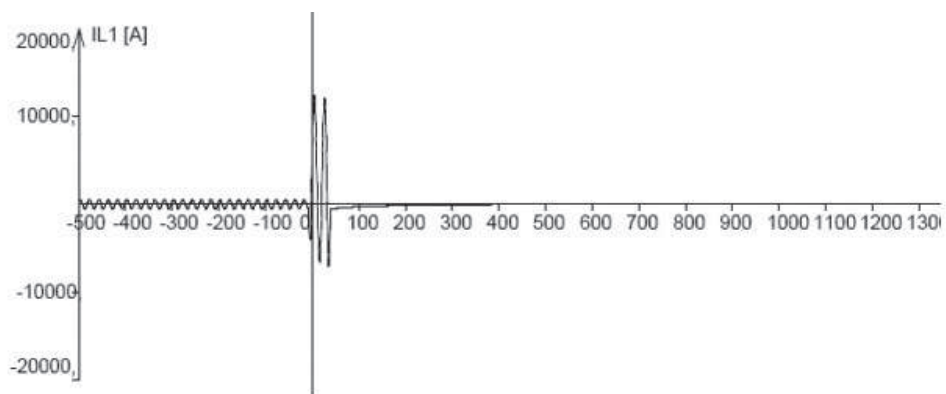
Ściany przedziału nie zostały nawet okopcone;

Straty: kilkaset PLN.



Rys. 13. Miejsce, w którym doszło do zwarcia – obszar pomiędzy komorami wyłącznika

Fig. 13. Place of short circuit – area between switch cells



Rys. 14. Przebieg prądu zwarciovego fazy L1

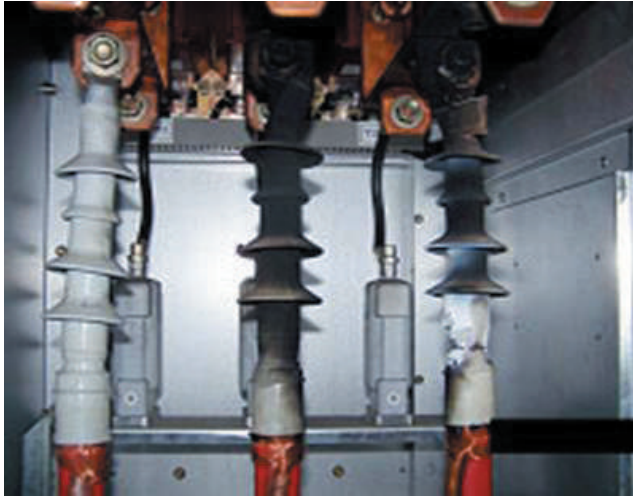
Fig. 14. Flow of short circuit current, phase L1



Rys. 15. Miejsce zwarcia – uszkodzony izolator wsporczy
Fig. 15. Place of short circuit – damaged supporting insulator



Rys. 16. Uszkodzony izolator wsporczy
Fig. 16. Damaged supporting insulator



Rys. 17. Miejsce zwarcia – przebieg przyłączeniowy

Fig. 17. Place of short circuit – connection range

4. Podsumowanie

W artykule przedstawiono siedem przypadków zwarć łukowych. Pod względem czasu trwania można je zaklasyfikować do dwóch grup:

– 4 zdarzenia, w których impuls wyłączający został inicjowany przez zabezpieczenia nadprądowe z czasami łącznymi zwarcia na poziomie od 1,4 do 2,5 s.

– 3 zdarzenia, w których impuls wyłączający był inicjowany bezzwłocznie (poniżej 10 ms) przez światłowodowe zabezpieczenia łukoochronne (typu ZŁ) z czasami łącznymi zwarcia na poziomie 40–50 ms.

Przedstawione zdarzenia w pełni potwierdzają wyliczenia teoretyczne i wyniki badań w warunkach stanowiących i pokazują ścisły związek pomiędzy czasem trwania a skalą uszkodzeń wywołanych przez zwarcie łukowe [2]. W wypadku zwarć trwających 40–50 ms dochodzi do nieznacznych, bądź żadnych uszkodzeń, które miałyby wpływ na pracę rozdzielni. Można więc mówić o blisko 100% ochronie przed skutkami zwarć.

W literaturze można natrafić na teoretyczne opracowania rozwiązań mających na celu jeszcze większe skracanie czasu zwarcia, w których łuk gaszony jest w ciągu kilku milisekund poprzez zastosowanie dedykowanych urządzeń gaszących. W kontekście wysokiej skuteczności ochrony urządzeń SN, dzięki skróceniu czasu trwania łuku do poziomu 40–50 ms, zasadność ponoszenia dużych dodatkowych nakładów w tym kierunku wydaje się nieuzasadniona.

Pokazane przypadki zwarć łukowych, trwających ponad sekundę, obrazują natomiast ogromne uszkodzenia rozdzielni, gdzie straty mogą sięgać setek tysięcy złotych, a życie ludzkie znajduje się w poważnym zagrożeniu. W zaprezentowanych przykładach zabezpieczenia nadprądowe z nastawioną zwłoką czasową przekraczającą jedną sekundę dawały zerową ochronę przed skutkami zwarć łukowych.

Arc short circuits - exploitation experiments in Polish professional and industrial energetic

Summary: Arc short circuits are one of reasons for accidents and material losses. They are accompanied by thermal energy the volume of which depends on the duration of the short circuit and the level of the short circuit current. Theoretical analyses prove that severe consequences of short circuits appear when their duration exceeds 100 ms. However, they have not yet been practically verified. The article describes short circuits and their consequences. The analysis of those descriptions proves the relation between the duration of the short circuit with the scale of its damage.

Literatura

1. Mikulski L., Karski H.: Zwarcia ciągle obecne. Instytut Energetyki Warszawa – Centralny Instytut Ochrony Pracy, Warszawa.
2. Partyka R.: Bezpieczeństwo i eksploatacja rozdzielnic – łukoodporność rozdzielnic – materiały konferencyjne, 2001.
3. Sęk T., Gawryła A., Kaźmierczak M.: Doświadczenia eksploatacyjne związane z łukoochronnym zabezpieczeniem ZŁ – firmy Energotest. ENION S.A. – Energotest Sp. z o.o.
4. Gmitrzak A., Tąkiel J.: Łukoodporność rozdzielnic SN w świetle przepisów międzynarodowych oraz badań silno-prądowych – Instytut Elektrotechniki – ABB Sp. z o.o.
5. Kochel Z., Rodoń F., Talaga M.: Skuteczne metody eliminacji zwarć i ograniczania ich skutków – Energotest-Energopomiar Sp. z o.o.

Studium uwarunkowań emisji gazów ze zlikwidowanych kopalń SW części GZW (część II)

Artykuł stanowi kontynuację szerszej pracy o powyższym, wspólnym tytule, której pierwsza część [8], opublikowana w poprzednim numerze pisma, obejmuje zagadnienia wstępne i krótki przegląd dotychczasowych poglądów na mechanizmy migracji i emisji gazów kopalnianych. W prezentowanej poniżej, drugiej części przedstawiono charakterystykę wykorzystanych danych i metodykę badań. Dla zachowania przejrzystości całości, w tej i kolejnych częściach zachowano ciągłą numerację rozdziałów, rysunków i tabel. Przy odwołaniach do rysunków i tabel, które opublikowano w innych częściach, dla ułatwienia każdorazowo przywołano jednak ich odpowiedni numer (np.: rys. 1 – cz. I).

3. Charakterystyka wykorzystanych danych

Prezentowaną pracę oparto w całości na wynikach analiz, badań i obserwacji prowadzonych standardowo dla potrzeb ruchu zakładów górniczych przez odpowiednie służby kopalń węgla kamiennego lub zleczanych przez nie wyspecjalizowanym laboratorium badawczym. Wykorzystano także dane z dokumentacji mierniczo-geologicznych i geologicznych poszczególnych kopalń oraz informacje zawarte w nieobjętych nimi, zróżnicowanych dokumentach (np. oficjalne pisma, protokoły odbioru robót, książki poszczególnych służb, itp.). Zebrany materiał o podstawowym znaczeniu dla tej pracy obejmował wyniki analiz i pomiarów: składu cząsteczkowego gazów kopalnianych i złożowych, metanonośności

TREŚĆ:

Pracę oparto na wynikach analiz, badań i obserwacji prowadzonych dla potrzeb ruchowych kopalń węgla kamiennego. Wykorzystano także dane z różnego rodzaju dokumentów. Zebrany materiał obejmował wiele informacji, czasami tylko przybliżonych. Najważniejszymi były jednak pomiary: składu gazów kopalnianych i złożowych, metanonośności, metanowości względnej kopalń oraz ciśnienia atmosferycznego. Do badań generalnie użyto dobrze znanych metod, w tym statystycznych. Mniej znaną metodę geometryzacji pola metanonośności wykorzystano tylko do badań zmienności tego pola. W analizie związku koncentracji gazów kopalnianych z ciśnieniem barometrycznym brano pod uwagę dłuższe okresy ukierunkowanych zmian ciśnienia, nazwane trendami barycznymi.

SŁOWA KLUCZOWE:

emisja gazów kopalnianych, metanonośność węgla, ciśnienie barometryczne, metodyka badań

pokładów węgla, metanowości kopalń oraz ciśnienia barometrycznego. Jego charakterystykę przedstawiono poniżej bardziej szczegółowo.

Pozostałe wykorzystane dane, z jednym wyjątkiem (daty) nie wymagające szerszego omawiania, obejmowały:

- wybrane charakterystyki budowy geologicznej, opracowane głównie na podstawie dokumentacji mierniczo-geologicznych, a rzadziej dokumentacji geologicznych,
- szczegóły dotyczące zlikwidowanych szybów (lokalizacja, głębokość, rzędne udostępnionych poziomów i inne), zaczerpnięte z tzw. dokumentacji górniczo-geologicznych szybów, w ujednoczonej formie wprowadzonych do stosowania w górnictwie w wyniku polecenia Wyższego Urzędu Górniczego z dnia 20.05.1976 r., l.dz.: VP-P/EM-690/072/19/76,

- informacje nt. sposobu i przebiegu likwidacji szybów, poza KWK „Morcinek” (por.: niżej), przyjęte według projektów ich likwidacji i książek raportowych oddziałów szybowych, prowadzonych zgodnie z wzorem nr 10 rozporządzenia [20],
- daty określające przebieg likwidacji kopalń, oparte na oficjalnych pismach, protokołach odbioru robót, protokołach likwidacji, dziennikach pomiarów hydrogeologicznych, itp.,
- wyniki obserwacji hydrogeologicznych, zawarte w dziennikach pomiarów hydrogeologicznych oraz „Kartach pomiaru natężenia przepływu wody w kopalni”, stanowiących część dokumentacji mierniczo-geologicznej kopalń,
- charakterystyki pracy systemów wentylacyjnych (tylko KWK „1 Maja”) i odmetanowania, zaczerpnięte przede wszystkim z głównych książek przewietrzania (wzór nr 12 w [20]) oraz miesięcznych raportów ujęcia i wykorzystania gazu, sporządzanych przez oddziały odmetanowania,
- oraz inne dane, wykorzystane jednostkowo.

Spośród nich komentarza wymagają jedynie informacje nt. sposobu i przebiegu likwidacji szybów KWK „Morcinek” oraz daty określające przebieg likwidacji kopalń. W odniesieniu do KWK „Morcinek” autor zebrał osobiście tylko dane dotyczące szybu I. W przypadku pozostałych szybów, z uwagi na brak materiałów źródłowych, przyjęto je na podstawie dostępnej literatury [11, 17]. Z kolei, daty określające przebieg likwidacji kopalń, mimo ich weryfikacji na podstawie wielu źródeł (vide: [7]), częściowo należy traktować jako przybliżone. Przyjęto je bowiem według oficjalnych dokumentów, charakteryzujących np. termin odbioru wykonania pewnych prac, a nie rzeczywistą datę ich ukończenia, która może różnić się od daty odbioru nawet o kilka dni.

Charakterystyka danych o podstawowym znaczeniu przedstawia się natomiast następująco:

3.1. Skład cząsteczkowy gazów kopalnianych w zasypanych szybach, wybranych otworach wiertniczych, zrobach zlikwidowanych kopalń i pozostawionych w nich rurociągach odmetanowania

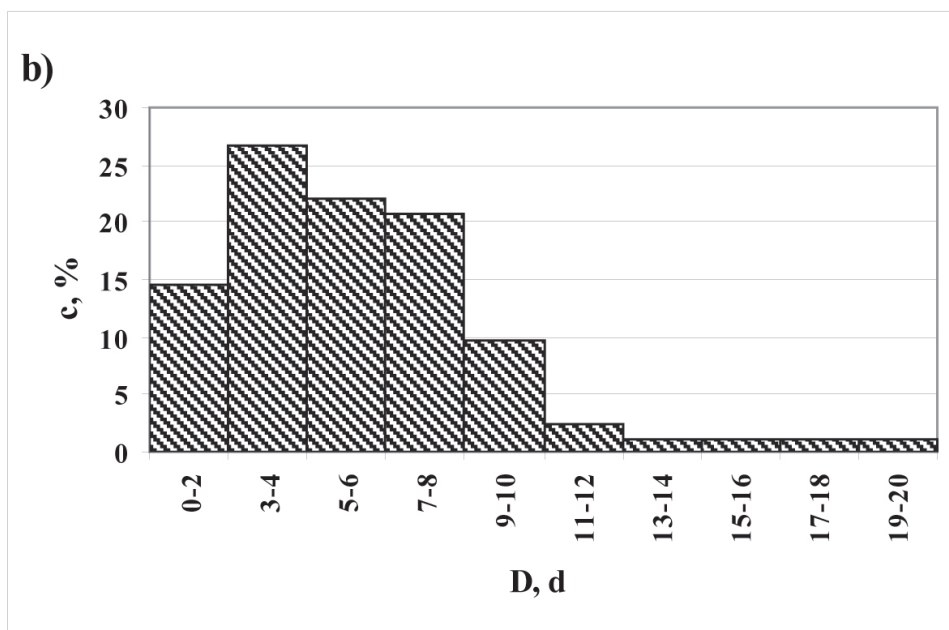
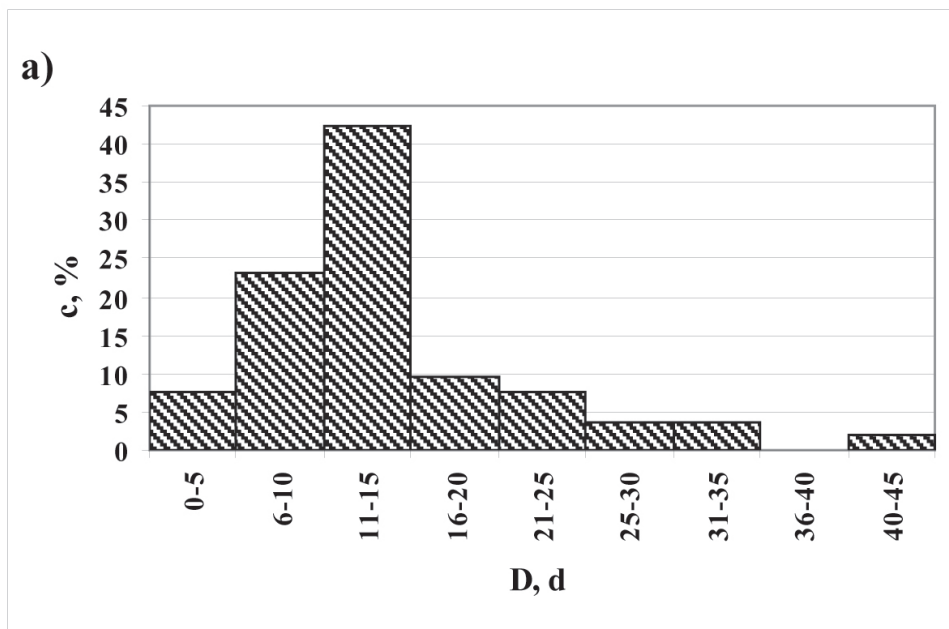
W SW części GZW, w granicach obszaru badań, w latach 1987–2004 zasypano ogółem 48 szybów (rys. 1 – cz. I), w tym 21 w kopalniach czynnych, a 27 w kopalniach zlikwidowanych. Po zasypaniu, szyby te uszczelniono u góry korkami izolacyjnymi z glin lub itów oraz zamknięto na zrębie płytami żelbetowymi, w których pozostawiono okna do kontroli zasypu i – w większości z nich – rury degazacyjne, sięgające na ogół (za wyjątkiem KWK „Morcinek”) poniżej korków izolacyjnych. Z nielicznymi wyjątkami, zasypanie poprzedzono budową korków lub zróżnicowanych konstrukcyjnie tam w wyrobiskach korytarzowych (przekopach) łączących się z rurami szybowymi.

Po ukończeniu zasypu szybów większość, bo 37 z nich (tab. 15 i 16 – cz. VII) poddano kontroli gazowej, prowadzonej przez służby kopalniane. Kontrola ta polegała na okresowych pomiarach koncentracji metanu i analizach składu cząsteczkowego gazu w szybach. Ich częstotliwość zazwyczaj kształtowała się w granicach od 1 razu na miesiąc – w pierwszym roku po zasypaniu, malejąc następnie wraz z upływem czasu poprzez 4 i 2 do 1 razu na rok – zwykle w czwartym, a czasem w piątym kolejnym roku. Wyjątek stanowią szyby kopalń „Jas-

„Mos”, „Morcinek” i „Moszczenica” oraz szyb III KWK „1 Maja”. W kopalniach: „Jas-Mos”, „Morcinek” i „Moszczenica”, w drugim, trzecim i czwartym roku, analizy składu gazów prowadzono z częstotliwością kwartalną, a dopiero w piątym co pół roku. Z kolei, w szybie III KWK „1 Maja” początkowo mierzono tylko stężenia metanu, w pierwszym raz na miesiąc (2000 r.), a później 4 razy na rok (2001 r.). Począwszy od stycznia 2002 r. prowadzono w nim natomiast analizy składu cząsteczkowego gazów, z częstotliwością proporcjonalną do obserwowanych zmian koncentracji metanu – przed 17.12.2003 r. nieco, a potem znacznie większą od częstotliwości wcześniejszych pomiarów (rys. 2).

Skład gazów określano laboratoryjnie, z użyciem analizatorów konduktometrycznych ANKO-3 i aparatów typu SRG, a także chromatografów gazowych różnych typów (TRACE’2000, TRACE GC Ultra, Shimadzu μ EDX-1400), analizując próbki pipetowe powietrza, pobierane ze wspomnianych rur degazacyjnych. Analizatorów ANKO-3 używa się przy oznaczaniu obecności CO, CO₂ i CH₄, o koncentracji do 10% objętościowych, a SRG do oznaczania: CO, CO₂, CH₄, C_nH_{2n+2}, H₂, O₂ i – pośrednio – N₂, o koncentracji do 100%. Ich dokładność jest zróżnicowana i w zależności od zakresu mierzonych stężeń (do 0,01%, 0,01 – 0,1%, itd.) kształtuje się w granicach $\pm 0,002$ – 0,5% – w przypadku ANKO-3, i $\pm 0,05$ – 0,5% – w przypadku SRG [12, 19]. Dokładność tych aparatów, a także chromatografów gazowych (nominalnie co najmniej $\pm 0,001\%$), ogranicza jednak skład mieszanek wzorcowych gazów, stosowanych w laboratoriach kopalnianych do ich kalibracji, ustalany z błędem $\pm 0,01\%$. W szybach bez rur degazacyjnych (szyby KWK „Anna” oraz szyby V i VII, a przejściowo także III KWK „1 Maja”) pod zamykającymi je płytami mierzono tylko koncentracje metanu, z użyciem przenośnych metanomierzy typu VM-1, o dokładności $\pm 0,2\%$. Pomiaru te prowadzono na mniej więcej stałej głębokości 0,8–1,0 m poniżej płyty, wynikającej z długości stosowanych wężyków do metanomierzy. Wyniki pomiarów i analiz archiwizowano najczęściej w książkach kontroli zlikwidowanych szybów i książkach ewidencji szybów nieczynnych i zlikwidowanych, sporządzanych w ujednoczonej formie przez działy szybowe kopalń. Rzadziej (KWK „Jas-Mos”, „Morcinek”, „Moszczenica” i szyb IV KWK „1 Maja”) dokumentowano je także w książkach wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych, prowadzonych zgodnie z rozporządzeniem [20].

Zróżnicowana dokładność oznaczeń koncentracji gazów, nieznanie i zapewne odmienne procedury ich próbkowania przez służby każdej z kopalń, a przede wszystkim zróżnicowanie częstotliwości, dat i miejsc poboru próbek lub pomiaru koncentracji (rury degazacyjne sięgające poniżej lub powyżej korków izolacyjnych, okna kontrolne w płytach zamykających szyby) sprawiają, że wyniki analiz i pomiarów nie są dokładnie porównywalne. Tym niemniej, dostarczając danych z dość licznych szybów, stanowią materiał umożliwiający charakterystykę i uchwycenie zasadniczych prawidłowości emisji gazów kopalnianych oraz porównanie emisji, tak pomiędzy badanymi kopalniami z niektórych rejonów gazowych SW części GZW, jak i pomiędzy kopalniami zlikwidowanymi a czynnymi. Co więcej, w odniesieniu do pojedynczych szybów lub kilku szybów z konkretnej kopalni, a nawet z kilku kopalń (dla KWK: „Jas-Mos”, „Morcinek” i „Moszczenica”, oznaczenia prowadziła KWK „Jas-Mos”) wyniki analiz laboratoryjnych są z sobą w pełni porównywalne i pozwalają na szczegółową analizę zależności emisji



Rys. 2. Rozkłady częstotliwości (D) pomiarów i analiz składu cząsteczkowego gazów kopalnianych w rurze degazacyjnej zasypanego szybu III KWK „1 Maja”, przed (a) i po (b) 17.12.2003 r.; c – częstość

Fig. 2. Distribution of intervals of time (D) between consecutive measurements and analyses of constitution of mine gases within degasation pipe of shaft III at 1 Maja mine, before (a) and after (b) 17.12.2003; c – frequency

gazów kopalnianych od czynników geologicznych, górniczych i innych. Charakteryzują się bowiem brakiem zróżnicowania wynikającego z ww. czynników.

Oprócz zlikwidowanych szybów, badaniami objęto także niektóre z podziemnych połączeń kopalń zlikwidowanych z czynnymi oraz wybrane, zlikwidowane otwory wiertnicze z obszaru byłej KWK „Moszczenica”, a także rurociągi odmetanowania, pozostawione w zrobach zlikwidowanych kopalń. Pozwoliło to bowiem na lepszą charakterystykę czynników wpływających na migrację i emisję gazów kopalnianych. W otworach wiertniczych analizy koncentracji gazów i dokumentację ich wyników prowadzono z częstotliwością i w sposób analogiczny jak w szybach KWK „Moszczenica”. W podziemnych połą-

zeniach z kopalniami zlikwidowanymi, oprócz bieżącej kontroli, koncentrację gazów badano laboratoryjnie (jw.), w oparciu o ich próbki pobierane z tam odcinających zroby od wyrobisk czynnych kopalń. Częstotliwość ich pobierania kształtowała się od jednego do kilku razy na miesiąc, a wyniki badań dokumentowano w książkach wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych i książkach kontroli tam izolacyjnych (wzór nr 13 w [20]). Koncentrację gazów ujmowanych rurociągami odmetanowania, poza pomiarami bieżącymi, analizowano laboratoryjnie z częstotliwością od 1 razu na dobę do 1 razu na tydzień. W pracy wykorzystano jednak tylko wartości ich średnich miesięcznych, obliczane przez służby wentylacyjne kopalń.

3.2. Ciśnienie barometryczne

Podobnie jak w przypadku koncentracji gazów w szybach, analizę ciśnienia barometrycznego oparto na pomiarach prowadzonych przez służby wentylacyjne kopalń. Na poszczególnych z nich pomiary te prowadzi się ze zróżnicowaną częstotliwością i odnotowuje w dokumentach ruchowych (zeszytach). Dokumenty te najczęściej nie podlegają archiwizacji, więc dostępność danych starszych niż zawarte w bieżącym i poprzedzającym go zeszycie jest zróżnicowana. Biorąc pod uwagę potrzeby tej pracy oraz powyższe ograniczenia, przy wyborze źródła danych na temat ciśnienia barometrycznego kierowano się więc, przede wszystkim, dostępnością jak najstarszych danych. Istotne były ponadto: możliwie jak największa częstotliwość pomiarów oraz w miarę centralne położenie miejsca ich wykonywania, w stosunku do lokalizacji kopalń analizowanych w tej pracy. Warunki te najlepiej spełniały dane z KWK „Jankowice”. W pracy wykorzystano więc dostępne pomiary tej kopalni z lat 2002–2004, prowadzone trzy razy na dobę o mniej więcej stałych porach (6⁰⁰, 14⁰⁰ i 22⁰⁰ – ±0,5 h), z użyciem barografu THOMMEN CH-4437 o dokładności ±0,2 hPa.

Analiza zebranych danych wykazuje, że wartości bezwzględne ciśnienia charakteryzuje duża zmienność, tak pomiędzy kolejnymi jego pomiarami, jak i w dłuższych odcinkach czasu (rys. 3). Jakkolwiek generalnie zmiany ciśnienia są wyraźnie okresowe, to jednak poszczególne okresy jego spadku, wzrostu lub stabilizacji są nieregularne, zarówno pod względem czasu trwania, jak i głębokości obserwowanych zmian (tab. 1). Dodatkowo, dłuższe okresy ukierunkowanej zmiany ciśnienia (nazwane tu „trendami barycznymi”) często zaburzają krótkotrwałe odwrócenia kierunku danej zmiany. W efekcie, czas stałego wzrostu, spadku lub stabilizacji ciśnienia jest zdecydowanie krótszy, a głębokość zmiany mniejsza niż w przypadku trendu barycznego. Zmienna jest też prędkość wahań ciśnienia (tab. 1). W odniesieniu do okresów stałego kierunku zmiany ciśnienia prędkość

ta wykazuje ponadto wyraźny związek z czasem trwania zmian. Dłuższymi czasom odpowiadają bowiem niższe wartości średnich i maksymalnych prędkości wahań, przy dużej zmienności w obrębie poszczególnych z wyróżnionych klas czasu ich trwania (rys. 4).

3.3. Metanonośność pokładów węgla i skład cząsteczkowy gazów złożowych

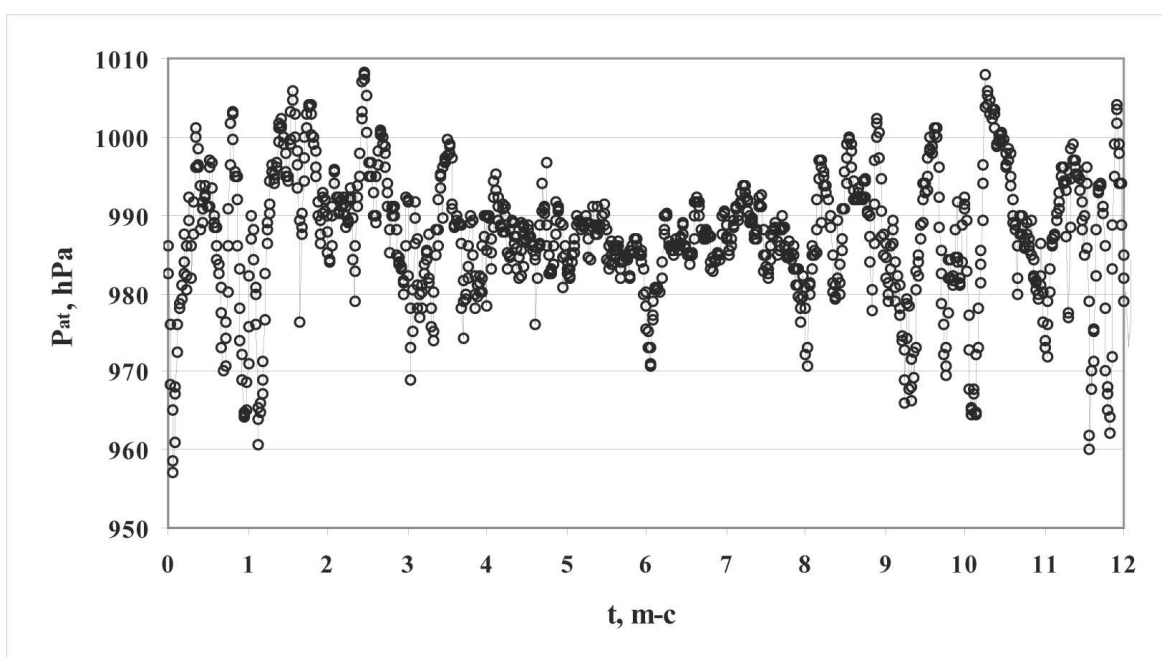
Metanonośność węgla jest podstawowym parametrem, wykorzystywanym przy charakterystyce warunków gazowych GZW. Mimo tego, tak w ujęciu historycznym, jak i współcześnie, stosowane są różne metody jej pomiaru, których wyniki nie zawsze są wprost porównywalne (vide: [2, 3, 5, 6]). Dla wyeliminowania wpływu zróżnicowania metod jej pomiaru, w pracy wykorzystano odrębnie dwa zbiory wyników badań metanonośności. Pierwszy z nich tworzą pochodzące z lat 1965–1997 badania w otworach wiertniczych, wykonane metodą dwufazowej degazacji (dalej: MDD) przez laborato-

Tab. 1. Charakterystyka zmian ciśnienia barometrycznego z lat 2002–2004 w SW części GZW, według danych z KWK „Jankowice”

Tab. 1. Characteristics of oscillations of barometric pressure during 2002–2004, observed in the SW part of USCB; acc. to data from Jankowice mine

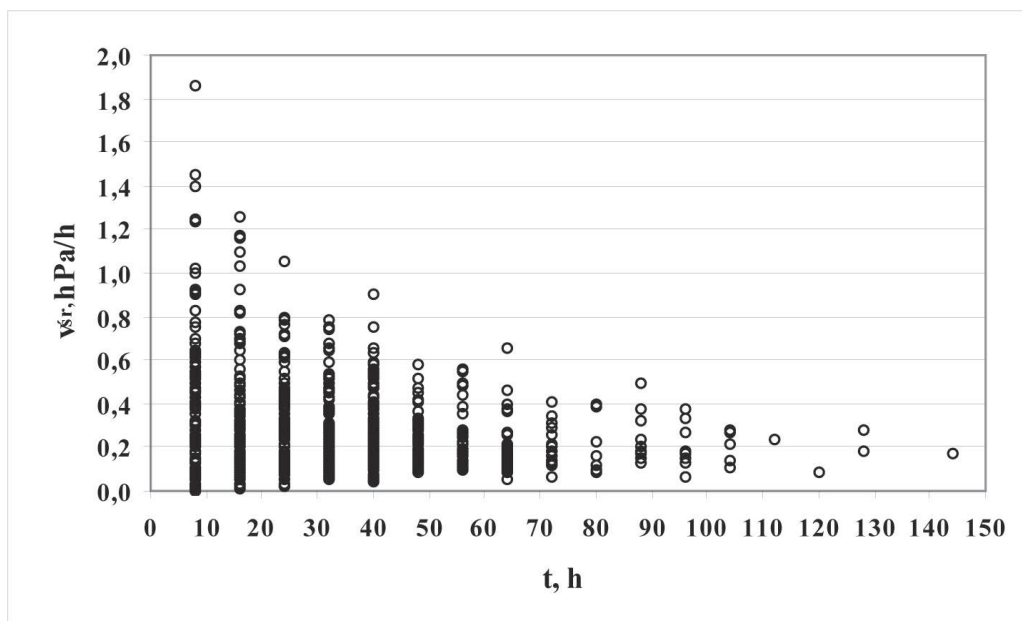
Charakterystyka:	min	max	\bar{x}	s
Czas trwania (t [d])	0,33	6,00	1,13	0,90
Głębokość (dP_{at} [hPa])	-36,0	43,6	0,0	9,7
Prędkość (v [hPa/h])	-2,15	2,23	0,00	0,36

min, max, \bar{x} – wartość – odpowiednio: minimalna, maksymalna, średnia; s – odchylenie standardowe



Rys. 3. Przykładowe zmiany ciśnienia barometrycznego (P_{at}) w czasie (t) 2003 roku, wg danych KWK „Jankowice”

Fig. 3. Exemplary oscillations of barometric pressure (P_{at}) during 2003, acc. to data from Jankowice mine; t - time



Rys. 4. Związek średniej prędkości (v_{sr}) zmian ciśnienia barometrycznego z czasem (t) ich trwania w latach 2002–2004

Fig. 4. Relationship of average velocity (v_{sr}) of barometric pressure changes and the periods of their occurrence (t) during 2002–2004

rium Katowickiego Przedsiębiorstwa Geologicznego. W trakcie przygotowywania tej pracy dysponowano blisko jedną czwartą z wszystkich badań wykonanych tą metodą w GZW. Rozmieszczenie otworów wiertniczych, z których pochodziły, przedstawiono w pracy [2]. Ich wyniki wykorzystano zasadniczo jedynie do konstrukcji głębokościowych profili metanonośności, na analizie których oparto charakterystykę zróżnicowania warunków geologiczno-gazowych całego GZW. Drugi zbiór tworzą pomiary z kopalń SW części GZW, z lat 1985–2004, wykonane zmodyfikowaną metodą bezpośrednią otworową (dalej: MBO/2) przez laboratorium Zakładu Odmetanowania Kopalń „ZOK” w Jastrzębiu-Zdroju. Ich wyniki wykorzystano do charakterystyk rozkładu pola metanonośności w analizowanych kopalniach tej części GZW, w tym charakterystyk szczegółowych, niezbędnych dla ustalenia dokładnego położenia omawianych w pracy stref gazowych w określonych miejscach (szyby, ujęcia metanu odmetanowaniem).

W obu ww. metodach, w trakcie pomiaru metanonośności analizowano także skład cząsteczkowy gazów złożowych. Ze względów metodycznych za wiarygodne można jednak uznać tylko oznaczenia wykonane w trakcie drugiej fazy degazacji próbek węgla metodą MDD [6]. Takie też oznaczenia wykorzystano w pracy do oceny składu cząsteczkowego gazów złożowych w wybranych kopalniach GZW. Jedynym wyjątkiem są analizy składu gazu wolnego w przystropowych partiach utworów karbonu KWK „1 Maja”, które wykonano analogicznie jak analizy składu gazów kopalnianych w zasypianych sztybach.

3.4. Metanowość kopalń węgla

Charakteryzując warunki gazowe, dla wyróżnionych rejonów gazowych GZW (por.: część III) obliczono także średnie metanowości względne kopalń węgla kamienne-

go, czyli objętość metanu z nich uwolnionego w przeliczeniu na jednostkę masy wydobytego węgla. Do ich obliczenia wykorzystano dane nt. metanowości absolutnej i wydobywania poszczególnych kopalń z lat 1995–2000. Dane nt. metanowości absolutnej zebrano generalnie z operatów ewidencyjnych zasobów, prowadzonych zgodnie z ustawą [24], oraz ze zbiorczych raportów działów wentylacji poszczególnych kopalń: miesięcznych – w SW części GZW, i rocznych – w pozostałej części zagłębia. Wyniki pomiarów, stanowiących podstawę obliczeń metanowości absolutnej w tych raportach (m.in.: temperatura i prędkość przepływu powietrza, pole przekroju dróg wentylacyjnych oraz koncentracja metanu), dokumentowane są w głównych księżkach przewietrzania, prowadzonych zgodnie z wzorem 12 rozporządzenia [20], a metodykę obliczeń omówiono szkicowo we wcześniejszej publikacji autora [2]. Z kolei, dane nt. wielkości wydobywania zaczerpnięto z publikowanych corocznie bilansów zasobów kopalni (np.: [18]). Grube błędy, dostrzeżone w bilansach, skorygowano w oparciu o dane zawarte w biuletynach informacyjnych byłej Państwowej Agencji Restrukturyzacji Górnictwa Węgla Kamiennego S.A. (np.: [1]). Korekta taka dotyczyła kopalń (w nawiasach lata): „Anna” (1996), „Bolesław Śmiały” (1995, 1996, 2000), „Centrum-Szombierki” (1999), „Halemba” (1997), „Makoszowy” (1996), „1 Maja” (1996), „Piast” (2000), „Staszic” (1995, 1996) i „Wujek” (1996).

4. Metodyka badań

Podstawową ideą pracy było jej oparcie w całości na danych przemysłowych, uzyskiwanych standardowo przez poszczególne służby kopalń węgla kamiennego. Mimo szeregu zastrzeżeń, jakie można wysunąć w odniesieniu do procedur ich pozyskiwania, ich dokładności i wzajemnej porównywalności (por.: rozdz. 3 i 12 – cz. VIII), przy odpowiednim podejściu metodycznym dane te

okazują się jednak wartościowe. Zazwyczaj są też dość liczne i, tym samym, pozwalają na wyciągnięcie szeregu interesujących, choć może mniej precyzyjnych wniosków, niż w przypadku korzystania z danych uzyskanych w ściśle kontrolowanych warunkach procedur naukowo-badawczych. Idea taka wymusiła szerokie podejście do badanych zagadnień. Tylko takie podejście umożliwiłoby bowiem wzajemne porównanie stwierdzeń wpływających z odrębnej analizy zróżnicowanych zbiorów danych, jak i ich konfrontację z nawet przyczynkowymi doniesieniami literaturowymi.

W związku z powyższym, tok pracy objął kilka następujących, choć czasem prowadzonych równolegle, etapów:

- 1) zebranie danych z literatury przedmiotu,
- 2) zebranie danych kopalnianych,
- 3) weryfikację zebranych danych kopalnianych i literaturowych,
- 4) analizę poszczególnych zbiorów danych i opracowanie jej wyników,
- 5) porównanie stwierdzeń, wynikających z analizy odrębnych zbiorów danych i literatury przedmiotu, oraz
- 6) opracowanie ostatecznych wniosków pracy.

Zebrane dane literaturowe obejmowały szerokie spektrum zagadnień szczegółowych, od dat dotyczących przebiegu likwidacji kopalń, poprzez zmiany ich metanowości oraz dane techniczne urządzeń i aparatury, po wyniki pomiarów ciśnień i koncentracji metanu w zrobach zlikwidowanych kopalń. Dane te pochodziły zarówno z recenzowanych artykułów, jak i z referatów lub krótkich doniesień, zamieszczonych w materiałach lokalnych konferencji technicznych. W pracy zazwyczaj odwoływano się bezpośrednio do źródła ich pochodzenia, identyfikując publikację w spisie literatury. Jedynie w przypadku wcześniejszej weryfikacji przez autora danych z wiacie publikacji przywołano tylko publikację autora, w trakcie pracy nad którą dane te zweryfikowano (np.: [7]). Szerszy opis tego etapu pracy, jak się wydaje, nie jest konieczny – podobnie jak etapu zbierania danych kopalnianych, który scharakteryzowano powyżej, w rozdziale 3.

Kolejny etap pracy obejmował weryfikację zebranych danych kopalnianych i literaturowych. Poza nielicznymi przypadkami (np. dane techniczne wentylatorów), większość z nich dotyczyła jednak stanów przeszłych, w sensie upływu czasu, bądź zniszczenia lub odcięcia konkretnego zjawiska, czy wyrobiska przez postępujące roboty górnicze. W takim kontekście, bezpośrednia weryfikacja obserwacji i pomiarów wykonywanych przez służby kopalniane, laboratoria przemysłowe i firmy usługowe nie była możliwa. Ich weryfikację przeprowadzono więc tylko pośrednio, przez porównanie przedstawienia tych samych lub zbliżonych danych w różnych dokumentach kopalnianych, a – przy braku takiej możliwości – poprzez rozmowy z pracownikami kopalń.

Szczególnie starannie sprawdzono – z jednym wyjątkiem – poprawność danych o podstawowym znaczeniu dla przedmiotu tego studium, scharakteryzowanych w rozdziale 3. I tak, dane nt. składu cząsteczkowego gazów kopalnianych pochodziły z książek kontroli zlikwidowanych szybów i książek ewidencji szybów nieczynnych i zlikwidowanych, a także z książek wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych i książek kontroli tam izolacyjnych. Dokumenty te sporządzały odrębnie działy szybowe i wentylacji poszczególnych kopalń, a więc – co wydaje się istotne – różne, wzajemnie niezależne zespoły pracowników. Przed ich wykorzystaniem skonfrontowano

wzajemnie informacje w nich zawarte. W miarę możliwości, ich zgodność sprawdzono także z nielicznymi danymi, głównie nt. koncentracji metanu, zawartymi w notatkach służbowych i protokołach organów kontrolnych i nadrzędnych nad kopalniami. W przypadku stwierdzonych czasami, niewielkich różnic, za bardziej wiarygodne przyjmowano dane działów wentylacji. Podobnie, jeśli dla określonego odcinka czasu koncentrację metanu badano równolegle metanomierzami i laboratoryjnie, w pracy korzystano z wyników analiz laboratoryjnych. Z kolei, koncentracje gazów w rurociągach odmetanowania, w pracy uwzględnione według obliczeń ich średnich wartości miesięcznych, prowadzonych przez działy wentylacji, sprawdzono na podstawie miesięcznych raportów ujęcia i wykorzystania gazu, sporządzanych przez oddziały odmetanowania. W raportach tych przedstawia się zarówno wielkość ujęcia w przeliczeniu na czysty metan, jak i całkowitego ujęcia mieszanki gazów kopalnianych. Ich stosunek wyznacza więc koncentrację metanu, którą można porównać z obliczeniami działów wentylacji. Porównanie takie było szczególnie wartościowe z uwagi na obsługę oddziałów odmetanowania przez wyspecjalizowane firmy, zewnętrzne w stosunku do kopalń, a mianowicie: Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” z Jastrzębia-Zdroju oraz Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK II” z Rybnika.

Omówione w rozdziale 3.2 wyniki pomiarów ciśnienia barometrycznego, zaczerpnięte z dokumentów ruchomych KWK „Jankowice”, skonfrontowano z wynikami analogicznych pomiarów służby wentylacyjnej KWK „Marcel”. Z uwagi na ich mniejszą częstotliwość i inne godziny pomiarów (12⁰⁰ i 24⁰⁰), a przede wszystkim oddalenie punktów pomiaru z obu kopalń, w tym przypadku sprawdzono nie tyle bezwzględne wartości ciśnienia, co zgodność przebiegu ich zmian.

Odmienne podejście przyjęto przy kontroli danych dotyczących metanowości kopalń. Metanowość absolutna jest bowiem jednym z podstawowych parametrów oceny stanu bezpieczeństwa kopalń. Jako taka podlega więc wielostronnej weryfikacji, tak przez służby kopalniane, jak i jednostki zewnętrzne, a w tym instytuty naukowo-badawcze i organy nadzoru górniczego. Jej wartości, zawarte w dokumentach kopalń – szczególnie zaliczonych do wyższych kategorii zagrożenia metanowego – są więc w pełni wiarygodne. W związku z tym, sprawdzenie wykorzystanych danych z silnie metanowych kopalń miało na celu nie tyle ich weryfikację, co eliminację ewentualnych błędów autora. Polegało więc głównie na konfrontacji danych zebranych z kopalń z danymi publikowanymi w corocznych raportach Głównego Instytutu Górniczego (np.: [13]). Weryfikacji poddano natomiast dane z kopalń SW części GZW oficjalnie wykazujących zerową wartość metanowości absolutnej. Prowadzono ją sukcesywnie w trakcie ich wieloletniego zbierania i publikowania (np.: [4]), w oparciu o analizę pomiarów wentylacyjnych z oddziałowych prądów wentylacyjnych. Niewielka zawartość metanu, zauważalna czasem w takich prądach, z reguły jest bowiem niemierzalna w prądach rejonowych, stanowiących podstawę dla oficjalnego raportowania.

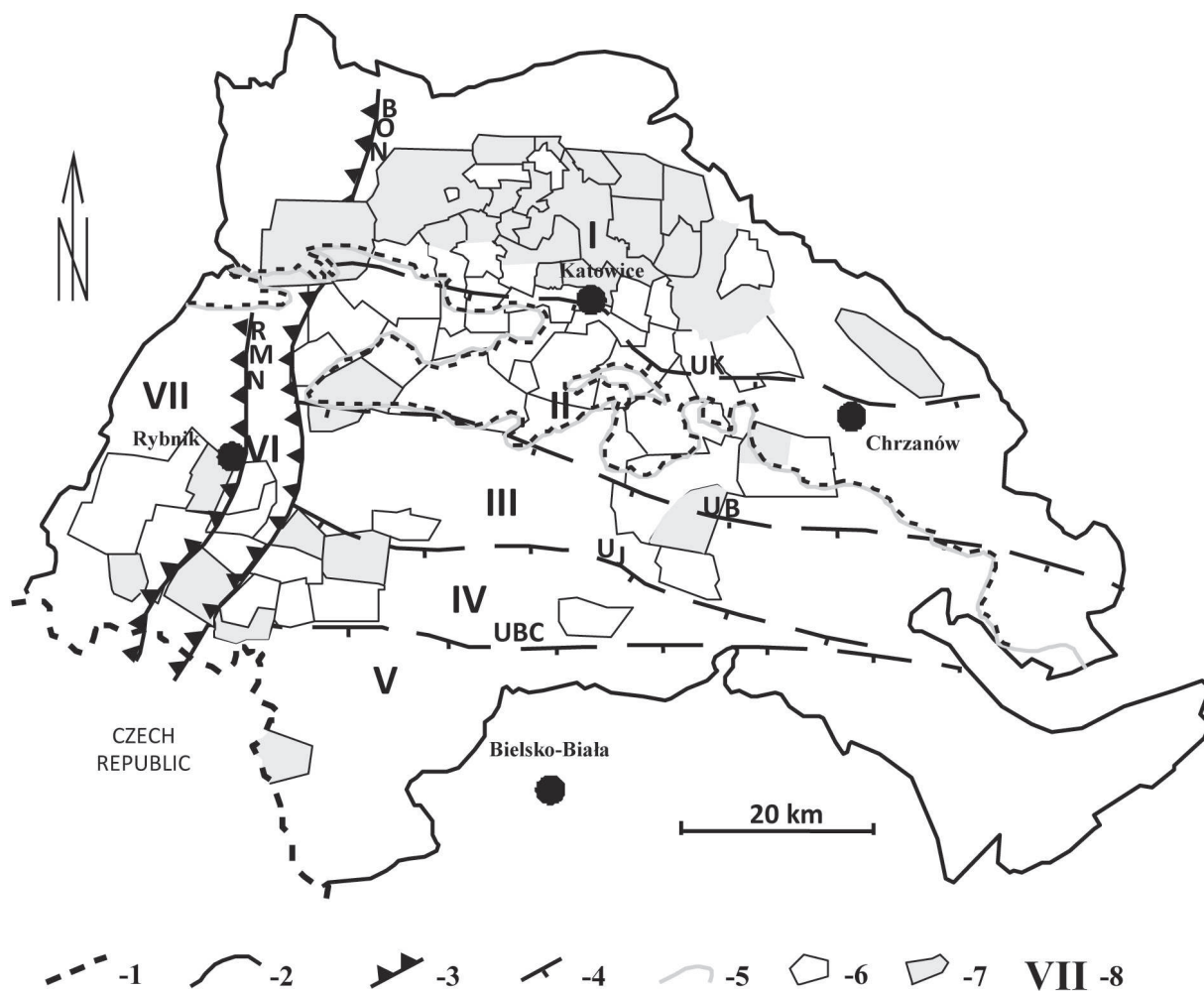
Wspomniany powyżej wyjątek dotyczył wyników pomiarów metanowości, których nie weryfikowano. Wynika to z dwóch powodów. Po pierwsze, wykonanie każdego pomiaru wiąże się ze zniszczeniem próbki badawczej. Z uwagi na znaczną zmienność metanowości (por.: tab. 2 – cz. III), nie tylko porównanie z wynikami sąsiednich pomiarów, lecz nawet powtórzenie badania w oparciu o próbkę pobraną bezpośrednio przy poprzed-

niej nie pozwala na weryfikację pierwszego pomiaru. Po drugie, zbiór danych nt. metanonośności jest bardzo obszerny, w każdej kopalni obejmując od około tysiąca do kilku tysięcy pomiarów. Statystyczna analiza tak licznych danych, a taką stosowano w niniejszej pracy, pozwala więc zmarginalizować wpływ pojedynczych błędów pomiaru na ostateczne wyniki ich analizy.

Z wiarygodnością pomiarów metanonośności wiąże się także wiarygodność analizy składu cząsteczkowego gazów złożowych, prowadzonej w ich trakcie. Ewentualne błędy pomiarów metanonośności z reguły wynikają jednak ze zbyt długiego czasu pobierania próbki węgla lub nieszczelności pojemnika hermetycznego, w którym ją zamknięto. W metodzie MDD, z uwagi na pobieranie próbek i transport pojemników hermetycznych w warunkach ruchowych, błędy te dotyczą zazwyczaj pierwszej fazy degazacji. Wpływając na zaniżenie wyniku pomiaru metanonośności, rzadko jednak zniekształcają ocenę składu cząsteczkowego, prowadzoną w drugiej fazie degazacji, w całości w warunkach laboratoryjnych. Mimo znacznie mniej licznych, niż w przypadku metanonośności, zbioru danych nt. składu gazów, stanowi to – oprócz wymienionych powyżej – dodatkowy powód uzasadniający brak weryfikacji wyników pomiaru metanonośności.

Sprawdzeniem poprawności, podobnym do opisanego powyżej, objęto też dane o mniejszym znaczeniu dla przedmiotu niniejszego studium. I tak – przykładowo – dane z dokumentacji górniczo-geologicznych szybów porównano z danymi na mapach podstawowych i specjalnych dokumentacji mierniczo-geologicznych, dane dotyczące likwidacji szybów z informacjami zawartych w raportach zmianowych oddziałowych ksiąg raportowych (wzór nr 9 w [20]), a wyniki obserwacji hydrogeologicznych z „Kart pomiaru napięcia przepływu...” z dziennikami pomiarów hydrogeologicznych. Analogicznie, dane pochodzące z literatury przedmiotu, poza nielicznymi wyjątkami (por.: wyżej), sprawdzono ze stosownymi dokumentami kopalnianymi lub innymi, niezależnymi źródłami. W przypadku rozbieżności, za bardziej wiarygodne przyjmowano dane kopalniane – chyba, że dane zawarte w publikacji oparto o pomiary wykonane przez jej autorów, którzy precyzyjnie opisali ich procedurę. Cytowanie danych literaturowych w pracy, w większości przypadków nie wskazuje więc na ich bezpośrednie w niej wykorzystanie, lecz ma na celu podkreślenie pierwszeństwa ich publikacji.

Czwarty etap pracy objął analizę poszczególnych zbiorów danych i opracowanie ich wyników. W jego trakcie



Rys. 5. Lokalizacja czynnych (6) i zlikwidowanych (7) kopalń węgla kamiennego na tle podziału Górnosląskiego Zagłębia Węglowego na rejony gazowe (wg: [9], poprawione); 1 – granica państwa, 2 – granice GZW, 3 – ważniejsze nasunięcia (NMR – michałkowicko-rybnickie, NOB – orłowsko-boguszowickie), 4 – główne uskoki (UK – kłodnicki, UB – bełki, UJ – jawiszowicki, UBC – Bzie-Czechowice), 5 – zasięg nadkładu miocenijskiego, 8 – oznaczenie rejonu gazowego

Fig. 5. Localization of operating (6) and abandoned (7) coal mines on the background of USCBA division into gassy regions (acc. to [9]; corrected); 1 – state boundary, 2 – boundaries of USCBA, 3 – important overthrusts (NMR – Michałkowice–Rybnik overthrust, NOB – Orłowa–Boguszowice overthrust), 4 – important faults (UK – Kłodnica fault, UB – Bełk fault, UJ – Jawiszowice fault, UBC – Bzie–Czechowice fault), 5 – extent of Miocene overburden, 8 – description of gassy region

zastosowano zasadniczo proste i powszechnie znane metody analizy. Oprócz zestawień odmiennych merytorycznie faktów i wielkości (np. dat z metanowością lub koncentracją gazów), służących ich porównaniu, szerzej wykorzystano przede wszystkim podstawowe metody statystyczne. Objęły one metody badań danych ilościowych, w tym analizę: częstości, korelacji i regresji, korelacji wielorakiej oraz taksonomiczną, a także metody oparte na danych jakościowych, takie jak: analiza frakcji, korelacja rang, test niezależności danych jakościowych i test serii Walda i Wolfowitza. Ze względu na różnorodność wykorzystanych metod, wynikającą ze zróżnicowania danych, na ich zastosowanie do rozwiązania poszczególnych zagadnień wskazano każdorazowo w dalszych częściach pracy. Generalnie, gdy tylko było to możliwe, dążono do rozwiązania zagadnienia z użyciem metod statystycznych, opartych na danych ilościowych. Metody analizy danych jakościowych zastosowano jedynie do porównania rozkładów koncentracji metanu w szybach SW części GZW. Rozkłady te są bowiem amodalne i nie dają się przybliżyć żadnym z podstawowych typów rozkładu prawdopodobieństwa, a liczebności wyróżnionych populacji szybów są małe. Tym samym nie spełniają warunków stosowalności parametrycznych testów statystycznych.

Szczegółową charakterystykę wykorzystanych metod statystycznych, wraz z ograniczeniami stosowalności i oceną wiarygodności, zawiera wiele podręczników i poradników [14, 16, 21]. Mniej rozpowszechnioną metodykę wykorzystano jedynie w analizie rozkładu przestrzennego metanonośności, tak w całym GZW, jak i – szczególnie – w odniesieniu do pojedynczych kopalń lub ich fragmentów. Jednak również w tym przypadku, zastosowane metody geometryzacji pola metanonośności opisano już wcześniej [10]. Ponowny opis zastosowanych metod nie wydaje się więc tutaj celowy.

Pewnego komentarza wymagają natomiast założenia przyjęte przy porównaniach koncentracji gazów kopalnianych z danymi dotyczącymi ciśnienia barometrycznego, u podstaw których legły przedstawione powyżej charakterystyki zmian ciśnienia. Emisja gazów kopalnianych zależy bowiem nie tyle od bezwzględnych wartości ciśnienia, co od jego zmian i ich przebiegu, a ponadto zazwyczaj obserwuje się opóźnienie zmian emisji względem

zmian ciśnienia [15, 22, 23, 25]. Biorąc to pod uwagę założono więc, że krótkotrwałe odwrócenie kierunku zmiany ciśnienia w stosunku do trendu barycznego jest nieistotne, jeżeli odnotowane w jego trakcie wartości wzrostu lub spadku (dP_{at}) oraz prędkości (v) zmiany ciśnienia nie przekraczają połowy odpowiedniej wartości odchylenia standardowego od średniej (tj. $dP_{at} \leq 4,85$ hPa i $v \leq 0,15$ hPa/h). Uznano tym samym, że odwrócenie kierunku zmiany ciśnienia stanowi samodzielny trend baryczny, jeżeli w jego trakcie wartości te przekraczały 50% wartości odchylenia standardowego. Podobnie przyjęto, że naprzemienne wzrosty i spadki ciśnienia nie przekraczające takich wartości są dopuszczalne dla obojętnych trendów barycznych. Powyższe założenie jest częściowo zbieżne z wynikami badań P. Wrony [25] nad zależnością emisji ditlenku węgla od ciśnienia barometrycznego.

Ponadto, w trakcie obliczeń metanowości względnych, problem stanowiło graniczne położenie sześciu kopalń północnej części GZW, prowadzących wydobycie równocześnie z dwu spośród analizowanych rejonów gazowych GZW (por.: rys. 5). Poza KWK „Halemba”, dostępne dla nich dane miały charakter zbiorczy, zmuszając do arbitralnego podziału metanowości absolutnej i wielkości wydobycia węgla pomiędzy rejonami – poprzez ich podzielenie na dwa. Podobnie, problem stanowiło poprzedzające likwidację przyłączenie niektórych kopalń do innych i podawanie tylko danych zbiorczych dla połączonych kopalń. W takich przypadkach dane z okresu przed połączeniem pozwoliły jednak na szacunkowe wydzielenie z analizowanych wielkości ich części odpowiadających wcześniej odrębnym kopalniom [9].

Wykorzystanie wspomnianych metod analizy, których wyniki w dużej mierze zsyntetyzowano w tabelach i na wykresach, pozwoliło wysnuć szereg wstępnych stwierdzeń, opartych na analizie odrębnych zbiorów danych. Przedstawione w rozdziale 12. (cz. VIII) pracy, ich wzajemne porównanie, w tym z użyciem metod badania korelacji i korelacji wielorakiej, pozwoliło na wyciągnięcie ostatecznych wniosków pracy.

Artykuł opracowano częściowo w ramach projektu badawczego nr 5T12B03724, finansowanego ze środków MNiSW.

The study of conditions of gases emission from abandoned mines of the SW part of the USCB (Poland) part II

Summary: The work has been grounded on the results of analyses, investigations and observations made for the purposes of mines activity. Data from different kinds of documents have also been utilized. The gathered material has included a lot of information, sometimes only approximative. But the essential results were these of measurements of: (a) constitution of mine gases as well as those contained in rocks ("deposit gases"), (b) methane content of coal, (c) specific emission of mines, and (d) barometric pressure. Generally, for investigations well known methods have been used, including statistical ones. The less known method for geometrization of methane content field (see: [9]) has only been utilized to research variability of the field. While comparing concentrations

of mine gases to barometric pressures, longer periods of directional pressure changes have been taken into account. In this work they are referred to as "barometric trends".

Literatura

1. *Biuletyn informacyjny o działalności gospodarczej spółek węglowych i kopalń węgla kamiennego w likwidacji. Sprawozdanie miesięczne – grudzień 1999 r.* Katowice, Wyd. PARG S.A., 2000.
2. Gawlik L., Grzybek I.: Szacowanie emisji metanu w polskich zagłębiach (system węgla kamiennego). *Studia, Rozprawy, Monografie* 2002, nr 106.
3. Gawraczyński Z., Borowski J.: Określenie zależności między metanonośnością ociosową i pokładową. Materiały konferencji: *Metody rozpoznawania zagrożeń metanowych w kopalniach węgla kamiennego*. Katowice, Wyd. Katowickie Gwarectwo Węglowe – SITG Oddz. Katowice, 1986, s. 135–150.
4. Grzybek I.: Emisja i wykorzystanie metanu w kopalniach Rybnickiego Okręgu Węglowego. Materiały III konferencji: *Ochrona środowiska w aspekcie gospodarki wodnej oraz gospodarczego wykorzystania odpadów i metanu w Rybnickim Okręgu Przemysłowym*. Jastrzębie Zdrój, Wyd. Wiadomości Górnicze, 1998, s. 173–178.
5. Grzybek I.: Residual gas content of coal in the light of observations from the Upper Silesian Coal Basin, Poland. Mastalerz M., Glikson M., Golding S.D. (red.): *Coalbed Methane: Scientific, Environmental and Economic Evaluation*. Dordrecht/Boston/London, Wyd. Kluwer Academic Publishers, 1999, s. 139–153.
6. Grzybek I.: The new Polish method for estimating resource of coalbed methane. Nakoman E. (red.): *European Coal Geology*. Proceedings of 3rd European Coal Conference, Izmir, 1999, s. 203–213.
7. Grzybek I.: Zagrożenia w procesie likwidacji kopalń węgla kamiennego. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 2005, nr 11, s. 22–27.
8. Grzybek I.: Studium uwarunkowań emisji gazów ze zlikwidowanych kopalń SW części GZW (część I). *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 2012, nr 1, s. 23–27.
9. Grzybek I., Kędzior S.: Zróżnicowanie warunków gazowych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, a możliwość migracji metanu ze zlikwidowanych kopalń węgla kamiennego. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo* 2005, z. 268, s. 55–66.
10. Grzybek I., Kuzak R.: Metodyka geometryzacji pola metanonośności złóż węgla na podstawie danych rozproszonych. *Technika Poszukiwań Geologicznych. Geosynoptyka i Geotermia* 1997, nr 1–2, s. 101–111.
11. Jakubów A., Nawrat S.: Techniczne problemy likwidacji Kopalni Węgla Kamiennego „Morcinek”. *Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2000*. Kraków, Wyd. IGSMiE PAN, 2000, s. 419–437.
12. Jorzyga I., Krotek J.: *Instrukcja obsługi aparatu SRG do objętościowej analizy gazów*. Bytom, Wyd. CSRG, 1985.
13. Konopko W.: *Raport roczny (1996) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*. Katowice, Wyd. GIG, 1997.
14. Krawczyk A., Słomka T.: *Podstawowe metody matematyczne w geologii*. Kraków, Wyd. AGH, 1986.
15. Kulczycki Z., Grzybek I.: Gazy kopalniane jako zagrożenie dla bezpieczeństwa powszechnego. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 1999, nr 1, s. 16–25.
16. Mucha J.: *Wybrane metody matematyczne w geologii górniczej*. Kraków, Wyd. AGH, 1991.
17. Nawrat S.: Problemy likwidacji szybów kopalnianych na podstawie doświadczeń KWK „Morcinek” w aspekcie wybuchu metanu w szybie III. Materiały konferencji: *Szkoła Eksploatacji Podziemnej’02*. Kraków, Wyd. IGSMiE PAN, 2002, s. 479–495.
18. Przeniosło S. (red.): *Bilans zasobów kopalni i wód podziemnych w Polsce wg stanu na 31 XII 1999 r.* Warszawa, Wyd. PiG, 2000.
19. Rosmus J.: *Instrukcja obsługi aparatu ANKO-3 do oznaczania CO₂, CO i CH₄*. Bytom, Wyd. CSRG, 1986.
20. *Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych* (Dz. U. Nr 139, poz. 1169, z późn. zm.).
21. Sadowski W. (red.): *Mała Encyklopedia Statystyki*. Warszawa, Wyd. PWN, 1976.
22. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Zagrożenie gazowe w strefie przypowierzchniowej w likwidowanych kopalniach. Materiały konferencji: *Szkoła Eksploatacji Podziemnej*. Kraków, Wyd. IGSMiE PAN – AGH, 2001, s. 307–318.
23. Szlązak J., Szlązak N.: Zagrożenie metanowe w kopalniach węgla i jego wpływ na bezpieczeństwo w trakcie ich likwidacji. Materiały konferencji: *3 Szkoła Aerologii Górniczej*, Zakopane, 2004, s. 155–166.
24. *Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze* (Dz. U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947, z późn. zm.).
25. Wrona P.: *Emisja dwutlenku węgla z poeksploatacyjnych wyrobisk podziemnych do atmosfery w rejonach wychodni pokładów na terenach górniczych zlikwidowanych kopalń węgla kamiennego*. Praca doktorska, Gliwice, Politechnika Śląska, 2005.

Spotkanie z przewodniczącymi związków zawodowych działających w górnictwie węgla kamiennego

17 stycznia br. Prezes Wyższego Urzędu Górniczego, Piotr Litwa spotkał się z przewodniczącymi związków zawodowych działających w górnictwie węgla kamiennego. W spotkaniu uczestniczyli Przewodniczący: ZZG w Polsce – W. Czerkawski, ZZ Ratowników Górniczych w Polsce – P. Luberta, SGiE NSZZ „Solidarność” – K. Grajcarek, PZZ KADRA – D. Trzcionka i ZZPZPMW w Polsce „Przeróbka” – S. Łukasiewicz.

Podczas spotkania omówiono:

- najważniejsze elementy obchodów 90-lecia istnienia nadzoru górniczego w Polsce,
- stan bezpieczeństwa w górnictwie za 2011 r., z uwzględnieniem zachorowalności na choroby zawodowe,
- kierunki działalności nadzoru górniczego w zakresie poprawy bezpieczeństwa i profilaktyki chorób zawodowych w 2012 roku,
- najważniejsze rozwiązania nowego prawa geologicznego i górniczego związane z bezpieczeństwem pracy oraz stan prac nad nowymi rozporządzeniami górniczymi.

Podczas dyskusji przewodniczący związków zawodowych szczególną uwagę zwrócili na zagadnienia dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego oraz problem pracy w dni wolne, w firmach zatrudnionych w ruchu zakładu górniczego.

Zmiany dotyczące komisji specjalnych Prezesa WUG

18 stycznia br. Prezes Wyższego Urzędu Górniczego wydał nowe zarządzenia dotyczące komisji specjalnych. W aktualnym stanie prawnym do komisji tych należą:

- 1) Komisja Bezpieczeństwa Pracy w Górnictwie,
- 2) Komisja do spraw Ochrony Powierzchni,
- 3) Komisja do spraw Zagrożeń Naturalnych w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Węgiel Kamienny,
- 4) Komisja do spraw Zagrożeń Naturalnych w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Rudy Miedzi.

Zniesione zostały:

- 1) Komisja do spraw Atmosfery Kopalnianej i Zagrożeń Aerologicznych w Podziemnych Zakładach Górniczych,
 - 2) Komisja do spraw Tapań, Obudowy i Kierowania Stropem w Podziemnych Zakładach Górniczych,
 - 3) Komisja do spraw Zagrożeń Wodnych,
- których zadania i funkcje przejęły pozostałe Komisje. Jednocześnie Prezes Piotr Litwa ustalił składy komisji specjalnych.

Ponadto, w dniu 18 stycznia br., odbyło się spotkanie Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego z przewodniczącymi i zastępcami przewodniczących wszystkich Komisji.

Wnioski po wypadku w KWK „Krupiński”

24 stycznia br. w WUG odbyła się konferencja prasowa na temat wypadku zbiorowego w KWK „Krupiński” (JSW). 5 maja 2011 r. na skutek zapalenia się metanu w tej kopalni

śmierć poniosło trzech górników, w tym dwóch ratowników górniczych. Ponadto 11 innych osób zostało rannych.

Powołana przez Prezesa WUG komisja do zbadania przyczyn i okoliczności tego zdarzenia pracowała przez osiem miesięcy. Odbyła osiem posiedzeń, zleciła cztery ekspertyzy oraz sześć specjalistycznych badań. Komisja sformułowała wnioski dla przedsiębiorców, dla jednostek ratownictwa górniczego i ośrodków naukowo-badawczych oraz propozycje nowelizacji przepisów.

Wśród dziewięciu wniosków zaadresowanych do przedsiębiorców górniczych znalazło się m.in. prowadzenie stałego nadmuchu sprężonego powietrza do zamkniętej przestrzeni przenośników ścianowych w pokładach zaliczanych do III i IV kategorii zagrożenia metanowego.

Dla jednostek ratownictwa górniczego sformułowano dziewięć wniosków, dotyczących m.in. wyposażenia zastępów ratowniczych w bezprzewodową łączność oraz przyrządy kontrolujące istotne parametry życiowe ratowników. Komisja za niezbędne uznała także prace ośrodków naukowo-badawczych, zmierzające np. do opracowania zasad zarządzania zmęczeniem u górników oraz wyposażenia ratowników w odzież, która podczas akcji oddawałaby ciepło ich organizmów do otoczenia.

W ocenie komisji zasadne jest wprowadzenie dwóch zmian w obowiązujących przepisach. Dotyczą one projektowania robót górniczych w polach metanowych oraz wprowadzenia obowiązku wzorcowania anemometrów pracujących w wyrobiskach górniczych.

SUG: Inauguracja działalności pod nowym szyldem

25 stycznia br. w siedzibie Specjalistycznego Urzędu Górniczego odbyło się okolicznościowe spotkanie z kierownictwem WUG.

SUG rozpoczął działalność z dniem 1 stycznia 2012 r. Wbrew pozorom nie jest najmłodszą jednostką nadzoru górniczego. Na terenie całej Polski inspektorzy tego urzędu pracują już 55 lat. Specjalistyczny Urząd Górniczy był znany wcześniej jako Urząd Górniczy do Badań Kontrolnych Urzędów Energomechanicznych. Zmiana nazwy to nie jedyna modyfikacja w funkcjonowaniu urzędu, który ma obecnie umocowanie w przepisach ustawy Prawo geologiczne i górnicze, obowiązującej od początku br. Ustawowa regulacja podnosi prestiż urzędu, ale nie zmienia zakresu kompetencji i zadań.

SUG zatrudnia obecnie 31 osób, które wykonują zadania na terenie całej Polski. W ramach urzędu funkcjonują zespoły robocze, zajmujące się kontrolą i nadzorem górniczych wyciągów szybowych (329, w tym 204 przeznaczonych do jazdy ludzi). Ponadto nadzorują sprawność: urządzeń transportowych, poruszających się w wyrobiskach górniczych po torach o dużym nachyleniu (powyżej 45°); szybów i szybików wraz z wyposażeniem; centrali i dyspozytorni wraz z systemami łączności, bezpieczeństwa i alarmowania magistralnymi sieciami telekomunikacyjnymi; stacji wentylatorów głównych, a także urządzeń, instalacji i sieci elektroenergetycznych wysokiego i średniego napięcia.

SUG jest również organem administracji architektoniczno-budowlanej i nadzoru budowlanego pierwszej instancji w odniesieniu do obiektów maszyn wyciągowych, szybowych wież wyciągowych, urządzeń, budynków nadszybi, centrali, dyspozytorni, systemów oraz sieci elektroenergetycznych wysokiego i średniego napięcia.

TO NIE POWINNO SIĘ ZDARZYĆ

Wypadki. Katastrofy

W Kopalni Węgla Kamiennego „Knurów - Szczygłowice”

W dniu 27.11.2011 r. w KW S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Szczygłowice w Knurowie zaistniał wypadek zbiorowy – jeden wypadek śmiertelny i jeden lekki.

Wypadek miał miejsce we wnętrzu zsuwni wysypowej pod zbiornikiem retencyjnym węgla na poziomie 680 m. Zbiornik retencyjny, o wysokości ok. 26 m i średnicy ok. 10 m, służył do gromadzenia węgla w ilości ok. 1100 t. W dolnej części zbiornika zabudowana była gardziel wysypowa, o średnicy 1850 mm, skąd przez zsuwnię wysypową transportowano węgiel na przenośnik zgrzeblowy.

Na zmianie „D”, rozpoczynającej się o godzinie 0³⁰ dnia 27.11.2011 r., 4-osobowa brygada remontowa, w skład której wchodził m.in. starszy elektromonter oraz starszy ślusarz, otrzymała zadanie wymiany blach w zsuwni wysypowej pod gardzielą. Brygada przystąpiła do wymiany blach pomimo nieprawidłowo wykonanego pomostu bezpieczeństwa oraz nie dokonując całkowitego opróżnienia zbiornika z węgla i zmycia jego wnętrza. W trakcie prac, około godz. 6²⁶, nastąpiło niekontrolowane przemieszczenie się brył węgla w zbiorniku, które zniszczyły pomost bezpieczeństwa i przysypały starszego elektromontera oraz starszego ślusarza, znajdujących się we wnętrzu zsuwni.

W wyniku przysypania starszy ślusarz doznał śmiertelnych obrażeń, natomiast starszy elektromonter uległ wypadkowi lekkiemu.

Przyczyną wypadku zbiorowego było przysypanie pracowników węglem, znajdującym się w zbiorniku retencyjnym.

Przyczyna ta spowodowana była wykonywaniem prac remontowych w zsuwni wysypowej bez prawidłowo wykonanego pomostu bezpieczeństwa, całkowitego opróżnienia zbiornika z węgla i zmycia jego wnętrza.

W Kopalni Węgla Kamiennego „Bielszowice”

W dniu 5.11.2011 r. w KW S.A. Oddział KWK „Bielszowice” w Rudzie Śląskiej zaistniał pożar endogeniczny.

Pożar zaistniał w rejonie likwidowanej ściany 022 w pokładzie 504 wd na poziomie 780 m, w której eksploatację dolnej warstwy pokładu, o grubości do 3,45 m, rozpoczęto dnia 19.08.2010 r. Ściana prowadzona była z zawałem stropu, pod zrobami wybranej warstwy górnej, pomiędzy chodnikami 1aw i 2aw. Powietrze do ściany doprowadzane było z poziomu 780 m chodnikiem 2aw, a odprowadzane chodnikiem badawczym

1aw i przekopem transportowym do szybu wentylacyjnego. Po zakończeniu eksploatacji i wykonaniu przedziału transportowego wydano ze ściany przenośnik zgrzeblowy oraz część elementów kombajnu ścianowego.

W dniu 5.11.2011 r., od godziny 19¹⁰, stwierdzono wzrost zagrożenia pożarowego w rejonie ściany, objawiający się stopniowym przyrostem stężenia tlenu węgla, zarejestrowanym przez analizator CO zabudowany w przekopie transportowym. Wobec utrzymywania się w przepływowym prądzie powietrza zawartości tlenu węgla przekraczających wartość 26 ppm oraz pojawienia się lekkich dymów w ścianie i w wyrobiskach odprowadzających powietrze z jej rejonu, kierownik ruchu zakładu górniczego, o godz. 22³⁴, podjął decyzję o rozpoczęciu akcji przeciwpożarowej.

Do akcji skierowano zastępy ratownicze. Po wykonaniu pięciu tam przeciwwybuchowych w dniu 19.11.2011 r., o godz. 13³⁰, akcja przeciwpożarowa została zakończona.

W akcji brało udział po 7 zastępów ratowniczych na każdej ze zmian, w tym zastępy własne i z kopalń sąsiednich oraz OSRG w Zabrze, Bytomiu i Jaworznie. Nadzór nad prowadzoną akcją przeciwpożarową sprawowali pracownicy inspekcyjno-techniczni Wyższego Urzędu Górniczego i Okręgowego Urzędu Górniczego w Gliwicach.

Prawdopodobną przyczyną pożaru było samozapalenie się węgla pokładu 504 pozostawionego w zrobach ściany 022.

W Zakładzie Górniczym „Rudna”

W dniu 14.11.2011 r. w KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Rudna” w Polkowicach zaistniał zawał skał stropowych, który spowodował wypadek lekki.

Zawał i wypadek lekki zaistniał w komorze K-39, pomiędzy pasami P-10 a P-10a, w polu XX/1, oddział G-26, na poziomie 1100 m.

Wyrobiska oddziału w rejonie zawału wykonane były w obudowie kotwowej o długości żerdzi 2,6 m, w siatce kotwienia 1,5 x 1,5 m, oraz obudowie linowo-spoiwowej i posiadały szerokość około 7,0 m oraz wysokość około 5,0 m.

W dniu 14.11.2011 r., na zmianie III, w polu XX/1 zatrudniony był dwuosobowy zespół, w skład którego wchodził: górnik przodowy i operator samojedźnego wozu wierzącego typu Face Master. Zespół otrzymał zadanie wykonania otworów strzałowych w spągu komory K-39, z pasa P-10 w kierunku pasa P-9. W trakcie wiercenia otworów, ok. godz. 23⁴², wystąpił zawał skał stropowych, który objął swoim zasięgiem komorę K-39, na odcinku od pasa P-10 do pasa P-10a, na długości ok. 20 m, szerokości ok. 7 m i wysokości ok. 3,0 m. W wyniku zawału stropu zasypany został samojedźny wóz wierzący, w kabinie którego przebywał operator. W wyniku akcji ratowniczej, prowadzonej przez zastępy

ratowników z JRGH w Lubinie, w dniu 15.11.2011 r. o godz. 1⁵⁰ uwolniono operatora wozu, który uległ wypadkowi lekkiemu.

Po zakończeniu akcji ratowniczej, podczas wynoszenia sprzętu używanego w akcji, nastąpiło odspojenie się bryły skalnej ze stropu, która uderzyła w rękę jednego z ratowników, który uległ wypadkowi lekkiemu.

Przyczyną wypadku lekkiego operatora było zasypanie samojezdnego wozu wierzącego w wyniku zawału skał stropowych.

Przyczyną zawału skał stropowych było przemieszczenie się skał stropowych do wyrobiska na skutek utraty stabilności i podporności obudowy.

Materiał przygotowała **Wanda SŁUPIANEK**

WYPADKOWOŚĆ W GÓRNICTWIE od 1.01 do 31.01.2012

	OGÓŁEM				W tym kopalnie węgla kamiennego			
	2011		2012		2011		2012	
	rok 2011	1.01-31.01	1-31.01	1-31.01	rok 2011	1.01-31.01	1-31.01	
WYPADKI ŚMIERTELNE	28	7	2	2	20	6	1	1
w tym FIRMY USŁUGOWE	4	1	1	1	3	1	1	1
WYPADKI CIĘŻKIE	26	1	4	4	19	1	4	4
w tym FIRMY USŁUGOWE	3	0	2	2	3	0	2	2
WYPADKI OGÓŁEM (załoga własna i firmy usługowe) na koniec grudnia	2975	X	X	X	2330	X	X	X
					w tym ZAŁOGA WŁASNA			
					1795	X	X	X
					w tym FIRMY USŁUGOWE			
					535	X	X	X
ZGONY NATURALNE	18	1	0	0	13	1	0	0

Ważne decyzje globalnej konferencji klimatycznej ONZ

W ponad 2,5-milionowym Durbanie w Republice Południowej Afryki, z udziałem reprezentantów ponad 190 państw, na przełomie listopada i grudnia 2011 roku obradowała 17. Konferencja Klimatyczna ONZ. Jej najważniejszą decyzją było przyjęcie pakietu rozwiązań, prowadzących do nowego porozumienia klimatycznego w 2015 roku. Zgodnie z decyzją konferencji, pakiet ma status prawnie obowiązującego dokumentu, wiążącego wszystkie kraje świata.

Zawiera on mapę drogową dojścia do nowego porozumienia w 2015 roku, które obowiązywałoby po 2020 rok. Po długich negocjacjach, do poparcia mapy drogowej udało się namówić głównych emitentów CO₂: USA, Chiny i Indie. Ponadto, przedłużone zostało poza 2012 rok obowiązywanie klimatycznego protokołu z Kioto – na drugi okres rozliczeniowy.

Strategia Unii Europejskiej zadziałała – skomentowała wyniki konferencji komisarz UE do spraw Klimatu, Connie Hedegaard. Nie przedłużylibyśmy obowiązywania protokołu z Kioto, dopóki nie otrzymalibyśmy w zamian mapy drogowej na przyszłość, do której zobowiążą się wszystkie kraje. Dodała przy tym, że protokół dzieli kraje na dwie kategorie – te, które spełniają swoje zobowiązania względem klimatu, i te które tego nie robią. Dlatego potrzebna jest prawnie wiążąca wszystkich umowa, która odzwierciedli rzeczywistość dzisiejszego, współzależnego świata.

W pakiecie przyjętym w Durbanie są też rozwiązania wspierające adaptację do zmian klimatu, dotyczące funkcjonowania funduszu klimatycznego oraz szereg zapisów o ochronie klimatu Ziemi i sposobów wsparcia inwestycji chroniących środowisko w krajach najbardziej zagrożonych i najbardziej narażonych na zmiany klimatu.

Minister Środowiska, Marcin Korolec po zakończeniu szczytu w RPA powiedział, że wynik spotkania to sukces. Poszukiwaliśmy wspólnych rozwiązań, próbowaliśmy nazwać to, co wspólne, a nie to, co rozłączne. Równie optymistycznie ocenił jego rezultaty główny polski negocjator i koordynator negocjacji Unii Europejskiej – Tomasz Chruszczow. Jego zdaniem podjęta została decyzja, dzięki której wysiłki na rzecz ochrony klimatu i ograniczenia emisji będą podejmowali wszyscy – nie tylko Unia Europejska, ale także kraje rozwinięte, rozwijające się oraz duże gospodarki, np. Chiny, Indie i Brazylia. Ta przełomowa decyzja zmienia obraz świata. Kolejna konferencja klimatyczna odbędzie się za rok w Katarze.

Dominująca pozycja węgla kamiennego

Interesującą jest lektura raportu „World Energy Outlook 2011”, opublikowanego przez Międzynarodową Agencję Energetyczną. Jej eksperci prognozują, że do 2035 r. światowy popyt na energię wzrośnie o jedną trzecią, a „złota erę” będzie przeżywać gaz ziemny. Jej analitycy prezentują zarazem zagrożenia oraz możliwości stojące przed światową energetyką, a także potencjalne scenariusze rozwoju sektora energetycznego w najbliższych latach.

Przedstawiono w nim możliwe kierunki rozwoju światowego

rynku energii, przy założeniu, iż zrealizowane zostaną plany i zobowiązania rządowe w tej dziedzinie. Scenariusz zakłada wzrost liczby mieszkańców Ziemi o 1,7 mld osób oraz 3,5-proc. średnioroczny wzrost gospodarki światowej, co pociągnie za sobą wzrost zapotrzebowania na energię o ponad 30 proc. do 2035 r. Dla zaspokojenia rosnącego zapotrzebowania, konieczne będą inwestycje w infrastrukturę dostaw energii w wysokości 38 bln dolarów. Prawie dwie trzecie z nich powinny zostać zrealizowane w państwach spoza Organizacji Współpracy Gospodarczej i Rozwoju (jej członkiem od 1996 r. jest również Polska).

Mimo rosnącego popytu na wszystkie nośniki energii, udział paliw kopalnych w światowej konsumpcji spadnie z 81 proc. w 2010 r., do 75 proc. w 2035 r. Wyjątek od reguły będzie stanowić wspomniany już gaz ziemny. Jego zużycie wzrasta w każdym z trzech opracowanych przez ekspertów MAE scenariuszy, a w Scenariuszu Nowych Polityk popyt na gaz w 2035 r. dorównuje niemalże popytowi na węgiel. MAE przewiduje, że kontynuowanie obecnych polityk energetycznych spowoduje wzrost zużycia węgla o kolejne 65 proc. do 2035 r. Tym samym węgiel wyprzedzi ropę jako paliwo o największym udziale w światowym bilansie energetycznym.

Więcej energii będzie powstawać ze źródeł odnawialnych. Analitycy MAE przewidują tu wzrost z 3 proc. w 2009 r. do 15 proc. w 2035 r. (z wyłączeniem elektrowni wodnych). Niemal pięciokrotnie wzrosną też coroczne subsydia na odnawialne źródła energii, osiągając kwotę aż 180 mld dolarów.

Wspomniany scenariusz prognozuje także większą o przeszło 70 proc. podaż energii z elektrowni jądrowych. W ocenie Agencji, rozwój energetyki jądrowej poniżej tego poziomu podniesie poziom popytu na paliwa kopalne. Rezultatem tego może być wzrost cen energii, dodatkowe koszty związane z przeciwdziałaniem zmianom klimatu oraz wzrost obaw dotyczących bezpieczeństwa energetycznego.

Pięć euro za słoiczek z... „czystym powietrzem”

Za sprawą środków przekazu, ta wręcz niewiarygodna informacja obiegła w grudniu ub.r. niemal całą Europę. Pomysłodawcą były władze usytuowanego w północno-wschodniej Portugalii miasta Guarda, które tym niecodziennym produktem postanowiły promować uzdrowiskowe walory oraz uroki miasta i regionu – zarabiając na sprzedaży... powietrza.

Pierwsza, limitowana seria kilkuset szklanych pojemników z powietrzem trafiła do sprzedaży z okazji przedświątecznych festynów w Guardzie. Sprzedaż „czystego powietru” z Guardy służy nie tylko zasilaniu miejskiej kasy. Lokalni samorządowcy wierzą, że popularność słoiczek z napisem „Best Air in the World” przyciągnie do tego regionu Portugalii dodatkowych turystów z Europy.

Wyrób ma podbić nie tylko rodzimy rynek, ale także inne europejskie kraje. Stawiamy na eksport naszego powietrza, które uchodzi za jedno z najczystszych w tej części Europy – powiedział Americo Rodrigues, jeden z autorów osobliwego produktu. Słoiczki z powietrzem, z tego najwyższej położonego miasta Portugalii, mogą przynieść urzędowi miejskiemu Guardy największe wpływy na terenie Szwajcarii, Francji oraz Luksemburga.

Opracował **Zbigniew BOŻEK**

Górnictwo na świecie

Dyskusja o składowaniu dwutlenku węgla trwa

W Stanach Zjednoczonych nie cichnie debata publiczna o możliwościach bezpiecznego składowania dwutlenku węgla we wnętrzu Ziemi.

Niemal połowa energii elektrycznej w USA wytwarzana jest ze spalania węgla, a liczbę miejsc pracy, istniejącą dzięki funkcjonowaniu tej gałęzi przemysłu, szacuje się na nie mniej niż 80 000. To czyni debatę o możliwości istnienia „czystego przemysłu węglowego” bardzo aktualną i szalenie ważną. Chociaż idea czystego węgla sięga początków obecnego stulecia, to pomysł wciąż – można by rzec – znajduje się na desce kreślarskiej.

Największymi przeszkodami w jego realizacji są: trudność ze znalezieniem dostatecznej liczby naturalnych podziemnych składowisk, a także silny ruch protestu ze strony tzw. środowisk proekologicznych. Mimo protestu ekologów, rząd USA zapłacił już miliard dolarów przedsiębiorstwu FutureGen Alliance za budowę zakładów czystego węgla, bazujących na pomysłach zatłaczania dwutlenku węgla (powstałego w procesie wytwarzania elektryczności ze spalania węgla) do głębokich formacji geologicznych – czasami poniżej 1 km. W teorii, dzięki temu, elektrownie węglowe mają znacząco obniżyć swój wkład w globalne ocieplenie i zmniejszyć ryzyko zdrowotne, wynikające z ich działalności.

Ale sekwestracja dwutlenku węgla nie zadowala amerykańskich środowisk ekologicznych, gdyż nie rozwiązuje całościowo problemu zanieczyszczenia generowanego przez przemysł węglowy. Przechwytywanie i składowanie dwutlenku węgla jest również przedmiotem debaty i prac eksperymentalnych w Europie.

Indyjskie kopalnie w Mozambiku i Rosji

Trwa obserwowany w skali globalnej trend, polegający na bezpośredniej eksploatacji złóż węgla koksowniczego przez największych producentów rud metali, szczególnie w dynamicznie rozwijających się krajach dawnego „trzeciego świata”. Najnowszym jego przykładem są plany NMDC Ltd, największego indyjskiego producenta rudy żelaza. Firma ta zamierza zakupić po jednej kopalni węgla w Mozambiku i Rosji, aby zaspokoić potrzeby swoich fabryk stali, zarówno istniejących, jak i planowanych w środkowych i południowych Indiach. Niewystarczające wydobycie rodzimych kopalń i rosnące ceny rud surowców na całym świecie spowalniają bowiem rozwój indyjskiego przemysłu.

Kopalnia w Mozambiku, w prowincji Tete, posiada złoża węgla szacowane na 360 mln ton. Rosyjska kopalnia w obwodzie Kemorowskim może poszczycić się „zaledwie” 80 mln ton zasobów. Dodatkowo, kompania indyjska prowadzi rozmowy dotyczące zakupu kopalni żelaza i manganu w brazylijskiej prowincji Amapa.

37 górników zginęło w 2011 r. w Stanach Zjednoczonych

Kopalnie amerykańskie należą do najbezpieczniejszych w świecie i trend ten się umacnia. Żniwo śmierci wśród

górników w 2011 r. wyniosło 37 osób i jakkolwiek jest to wciąż liczba przerażająca, to niemniej jest to radykalny spadek w stosunku do roku poprzedniego, a przy tym drugi najniższy poziom roczny wypadkowości w górnictwie od czasu, kiedy prowadzone są rządowe statystyki w tym zakresie (czyli od ponad stulecia). To tym bardziej pomyślna wiadomość, gdy zestawimy ją z faktem, że statystyki z uprzednich lat nie napawały optymizmem.

Seria katastrof górniczych w ostatnich 5 latach przykuła uwagę opinii publicznej i spowodowała zaostrenie wymogów bezpieczeństwa. W 2006 r. eksplozja metanu w kopalni Sago (Zachodnia Wirginia) zabiła 12 górników, a wkrótce potem w podobnym wybuchu zginęło 5 górników w kopalni Darby (Kentucky). W 2007 r. sześciu górników straciło życie w wyniku zawału w kopalni Crandall Canyon (Utah). Wreszcie, w 2010 r. w USA zginęło w wypadkach 48 górników (w tym aż 29 w pojedynczej, ale strasznej w skutkach, podziemnej eksplozji w kopalni w Zachodniej Wirginii). W znacznej mierze wypadki te były spowodowane parciem przedsiębiorców na maksymalizację wydobycia, z naruszeniem elementarnych przepisów bezpieczeństwa.

Joe Main, szef Amerykańskiej Agencji Bezpieczeństwa i Zdrowia w Górnictwie (MSHA), przypisuje ubiegłoroczny spadek wypadkowości zaostrenym regulacjom bezpieczeństwa, wdrożonym na szczeblu federalnym (a więc obowiązujących dla całego kraju). MSHA nadzoruje w sposób szczególny wytypowane przez siebie kopalnie. Na liście MSHA znalazły się przede wszystkim zakłady górnicze nieprzestrzegające norm bezpieczeństwa, szczególnie zagrożone, gdy chodzi o problemy wentylacji oraz takie, na działalność których MSHA dostaje najwięcej skarg załogi. Bezpieczeństwo górników jest priorytetem numer jeden w przemyśle wydobywczym, podkreślił szef MSHA.

Szczegółowe statystyki MSHA pokazują, że 21 górników straciło życie w kopalniach węgla, 8 w kopalniach piasku i żwiru, 3 w kopalniach złota, 2 w kopalniach srebra, tyłuż samo w kopalniach fosforu, a jeden w kopalni platyny.

Przypomnijmy, że pomiędzy rokiem 1900 a 1947 tylko w amerykańskich kopalniach węgla traciło życie średnio 2000 górników rocznie. Od 1984 r., gdy zginęło 125 górników, liczba wypadków śmiertelnych stale maleje.

Joe Main zapowiedział, że celem kierowanej przez niego Agencji jest osiągnięcie liczby zero jako rocznego poziomu wypadków śmiertelnych w górnictwie amerykańskim oraz iż uważa ten cel za jak najbardziej osiągalny w najbliższych latach.

Przedstawiciele pracodawców górniczych i związków zawodowych wspierają stanowisko MSHA. Jeden z nich, Tim Miller, przewodniczący United Mine Workers of America International, wskazał, że doświadczenia stanów mających w 2011 r. zerowy stan wypadkowości śmiertelnej dowodzą, że praca w górnictwie nie musi być niebezpieczna.

Większość śmiertelnych wypadków górników amerykańskich w ostatnich latach była spowodowana zawałami lub też miały one związek z niewłaściwym używaniem maszyn i urządzeń.

Opracował **Marek TARABUŁA**

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
Rozjazdy do kolejek szynowych podwieszanych typu NH-I 140E-PL i typu NH-I 140V-PL GM-188/11	Neuhauser GmbH w Republice Federalnej Niemiec	GEM/4711/0085/11/20768/P1 2011-12-01
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-114/11	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN s.c. w Tychach	GEM/4742/0114/11/20988/HJ 2011-12-05
Stacje transformatorowe typu INM/3 GE-104/11	INOVA CIT Sp. z o.o. w Lubinie	GEM/4740/0064/11/21013/HJ 2011-12-06
Stacje transformatorowe typu INM/3 GE-105/11	INOVA CIT Sp. z o.o. w Lubinie	GEM/4740/0064/11/21017/HJ 2011-12-06
Stacje transformatorowe typu INM/3 GE-103/11	INOVA CIT Sp. z o.o. w Lubinie	GEM/4740/0064/11/21010/HJ 2011-12-06
Stacje transformatorowe w wykonaniu przeciwybuchowym typu HMC-OST1/.../.../ GX-112/11	ELEKTROMETAL S.A. w Cieszynie	GEM/4740/0063/11/20862/KR 2011-12-06
Platformy uniwersalne do transportu europalet oraz zbiorników na matryce typu PU-9 GM-190/11	Lena Wilków Sp. z o.o. w Wilkowie	GEM/4711/0086/11/21115/KW 2011-12-07
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-115/11	Lubelski Węgiel Bogdanka S.A. w Bogdance	GEM/4742/0115/11/21123/HJ 2011-12-07
Systemy bezpieczeństwa ARGUS GX-117/11	Tranz-Tel Sp. z o.o. w Kobiórze	GEM/4741/0013/11/21116/DW 2011-12-08
Wozy do transportu materiałów górniczych WMG.001M GM-189/11	Śląska Fabryka Urządzeń Górniczych MONTANA S.A. w Katowicach	GEM/4710/0023/11/21108/P1 2011-12-09
Urządzenia sterowniczo-sygnałowe GE-107/11	ABB Sp. z o.o. w Warszawie	GEM/4705/0027/11/21281/GS 2011-12-09
Platformy transportowe 400 kN typu PTS-400 GM-192/11	Becker Warkop Sp. z o.o. w Świerklanach	GEM/4711/0087/11/21523/P1 2012-12-12
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-116/11	Elgór+Hansen Sp. z o.o. w Chorzowie	GEM/4742/0116/11/21560/AK 2011-12-13
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-118/11	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN s.c. w Tychach	GEM/4742/0117/11/21571/HJ 2011-12-13
Systemy obserwacji sejsmologicznej typu SOS GX-119/11	Główny Instytut Górnictwa w Katowicach	GEM/4741/0015/11/21586/DW 2011-12-13
Elektryczne kołowroty obiegowe EKO-D30 HB-UM/EK-T – układ tandem GM-194/11	Zakłady Mechaniczne Urządzeń Górniczych DEZAM w Dzierżoniowie	GEM/4711/0088/11/21703/P1 2011-12-14
Trasy jezdne kolejek podwieszanych typu ZD 24C/90 GM-195/11	TRANSL v.o.s. w Republice Czeskiej	GEM/4711/0089/11/21645/P1 2011-12-14

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Maszyny wyciągowe typu B-1100A-DC GM-193/11	OPA-ROW sp. z o.o. w Rybniku	GEM/4700/0044/11/21477/GS 2011-12-14
Urządzenie sygnalizacji szybowej GE-108/11	OPA-ROW sp. z o.o. w Rybniku	GEM/4700/0028/11/21577/GS 2011-12-14
Trawersy typu PS, PSJ, PSK, W1Z i W2Z GM-196/11	FAMA Sp. z o.o. w Gniewie	GEM/4711/0091/11/21945/P1 2011-12-16
Ognioszczelne rozdzielnice kopalniane typu MAR-ORK-2-630/...R... GX-120	Martech-Plus Marcin Mistarz Sp. J. w Rudzie Śląskiej	GEM/4740/0068/11/21991/KR 2011-12-19
Ciągniki manewrowe elektrohydrauliczne typu CMEH-22 GM-197/11	Becker Warkop Sp. z o.o. w Świerklanach	GEM/4711/0092/11/22102/P1 2011-12-20
Urządzenie sygnalizacji i łączności szybowej GE-115/11	MWM ELEKTRO Sp. z o.o. w Trzebini	GEM/4705/0029/11/22121/GS 2011-12-20
Zespoły urządzeń maszyny wyciągowej 2L-6000/2400 GM-198/11	MWM ELEKTRO Sp. z o.o. w Trzebini	GEM/4700/0045/11/22127/GS 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 1000 kVA na napięcie znamionowe 10V GE-112/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22141/KR 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 800 kVA na napięcie znamionowe 10 kV GE-110/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22137/KR 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 800 kVA na napięcie znamionowe 6 kV GE-109/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22136/KR 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 1000 kVA na napięcie znamionowe 6 kV GE-111/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22138/KR 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 1250 kVA na napięcie znamionowe 6 kV GE-113/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22139/KR 2011-12-21
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N1M1 o mocy 1250 kVA na napięcie znamionowe 10 kV GE-114/11	Instal-Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0069/11/22140/KR 2011-12-21
Systemy lokalizacji i ewidencji pracowników typu SLEP GX-121/11	TIMLER Zakład Elektrotechniki Budowlanej i Przemysłowej w Nowym Sączu	GEM/4741/0010/11/22248/DW 2011-12-27
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-123/11	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN s.c. w Tychach	GEM/4742/0121/11/22598/HJ 2011-12-28
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-123/11	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN s.c. w Tychach	GEM/4742/0121/11/22626/HJ 2011-12-28
Okładziny hamulcowe typu Becorit 940-3 GM-205/11	STOSOWANIE MASZYN Tadeusz Sz wajca w Katowicach	GEM/4700/0049/11/22309/KC 2011-12-28
Elektryczne kołowroty obiegowe EKO-D15N GM-204/11	Zakłady Mechaniczne Urządzeń Górniczych DEZAM w Dzierżonowie	GEM/4711/0096/11/22596/KC 2011-12-29

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Elektryczne kołowroty obiegowe EKO-E15N GM-206/11	Zakłady Mechaniczne Urzędów Górnich DEZAM w Dzierżoniowie	GEM/4711/0097/11/22593/KC 2011-12-29
Maszyny wyciągowe B-4300/DC/8m/s GM-207/11	MWM ELEKTRO Sp. z o.o. w Trzebini	GEM/4700/0050/11/22807/GS 2011-12-29
Urządzenie sygnalizacji i łączności szybowej GE-117/11	MWM ELEKTRO Sp. z o.o. w Trzebini	GEM/4705/0034/11/22809/GS 2011-12-20
Urządzenie sygnalizacji i łączności szybowej typu PBSz-2010 GE-116/11	KOPEX Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. w Bytomiu	GEM/4705/0033/11/22791/GS 2011-12-29
Elektryczne kołowroty obiegowe EKO-D30N GM-209/11	Zakłady Mechaniczne Urzędów Górnich DEZAM w Dzierżoniowie	GEM/4711/0099/11/22874/KC 2011-12-30
Stacje transformatorowe typu IT3SCA/a-1000/6/1/***** GX-127/11	Przedsiębiorstwo Komplektacji i Montażu Systemów Automatyki CARBOAUTOMATYKA S.A. w Tychach	GEM/4740/0070/11/22968/AK 2011-12-30
Stacje transformatorowe typu IT3SCA/a-630/6/1/***** GX-126/11	Przedsiębiorstwo Komplektacji i Montażu Systemów Automatyki CARBOAUTOMATYKA S.A. w Tychach	GEM/4740/0070/11/22966/AK 2011-12-30
Stacje transformatorowe typu IT3SCA/a-400/6/1/***** GX-125/11	Przedsiębiorstwo Komplektacji i Montażu Systemów Automatyki CARBOAUTOMATYKA S.A. w Tychach	GEM/4740/0070/11/22965/AK 2011-12-30
Elementy toru jezdniowego typu ZMK-80 do kolejek podwieszonych GM-213/11	Zakłady Mechaniczno-Kuźnicze WOSTAL Sp. z o.o. w Wolbromiu	GEM/4711/0103/11/22943/P1 2011-12-30
Elektryczne kołowroty typu EKO-D15/SN/KAZ GM-212/11	Fabryka Maszyn Górniczych NIWKA S.A. w Sosnowcu	GEM/4711/0102/11/22910/P1 2011-12-30
Platformy typu PK-5 GM-211/11	Lena Wilków Sp. z o.o. w Wilkowie	GEM/4711/0101/11/22904/KW 2011-12-30
Wozy kopalniane typu WKSPB GM-210/11	Lena Wilków Sp. z o.o. w Wilkowie	GEM/4711/0100/11/22902/KW 2011-12-30
Koła linowe kierujące 1L-2500 GM-214/11	Przedsiębiorstwo Serwisowo- Projektowe PROSERW-ZGODA Sp. z o.o. w Świętochłowicach	GEM/4704/0008/11/22520/KC 2011-12-30
Hydrauliczne ciągniki manewrowe 6kW GM-202/11	SMT SCHARF POLSKA Sp. z o.o. w Tychach	GEM/4711/0094/11/21771/P1 2011-12-30
Pneumatyczne ciągniki manewrowe 9kW GM-203/11	SMT SCHARF POLSKA Sp. z o.o. w Tychach	GEM/4711/0095/11/22295/P1 2011-12-30
Elementy toru jezdniowego typu ZMK-110 do kolejek podwieszonych GM-208/11	Zakłady Mechaniczno-Kuźnicze WOSTAL Sp. z o.o. w Wolbromiu	GEM/4711/0098/11/22823/P1 2011-12-30
Trasy jezdniowe typu DRK do kolejek podwieszonych GM-200/11	Przedsiębiorstwo Wielobranżowe DREMEX Sp. z o.o. w Rudnej Małej	GEM/4711/0083/11/22283/P1 2011-12-30
Wozy kopalniane specjalne z zasobnikiem materiałowym GM-201/11	SIGMA S.A. w Jastkowie	GEM/4710/0024/11/22293/P1 2011-12-30

Przygotowała **Ewa LIGĘZA**

NORMALIZACJA

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

Przegląd opublikowanych norm

Ochrona przeciwpożarowa

PN-EN 12101-7:2011 Systemy kontroli rozprzestrzeniania dymu i ciepła – Część 7: Odcinki przewodów wentylacji pożarowej (*oryg.*)

PN-EN 12101-8:2011 Systemy kontroli rozprzestrzeniania dymu i ciepła – Część 8: Kłapy odcinające w systemach wentylacji pożarowej (*oryg.*)

Wytaczarki i frezarki

PN-EN 13128+A2:2011 Bezpieczeństwo obrabiarek – Frezarki (i wytaczarki)

Wiertarki

PN-EN 12717+A1:2011 Bezpieczeństwo obrabiarek – Wiertarki

Szlifierki i polerki

PN-EN 13218+A1:2011 Obrabiarki – Bezpieczeństwo – Szlifierki stacjonarne

Gwintowniki i narzynki

PN-EN 61029-2-12:2011 Bezpieczeństwo użytkowania narzędzi przenośnych o napędzie elektrycznym – Część 2-12: Wymagania szczegółowe dotyczące gwintarek do gwintów zewnętrznych (*oryg.*)

Materiały ściernie

PN-EN 12413+A1:2011 Wymagania bezpieczeństwa dotyczące narzędzi ściernych spojonych (*oryg.*)

Inżynieria elektryczna. Zagadnienia ogólne

PN-EN 50160:2010/AC:2011 Parametry napięcia zasilającego w publicznych sieciach elektroenergetycznych (*oryg.*)

PN-EN 61936-1:2011/AC:2011 Instalacje elektroenergetyczne prądu przemiennego o napięciu wyższym od 1 kV – Część 1: Postanowienia ogólne (*oryg.*)

Materiały izolacyjne. Zagadnienia ogólne

PN-EN 50363-0:2011 Materiały izolacyjne, powłokowe i osłonowe stosowane w niskonapięciowych przewodach energetycznych – Część 0: Wprowadzenie ogólne (*oryg.*)

Kable

PN-EN 50395:2007/A1:2011 Metody badania właściwości elektrycznych przewodów elektroenergetycznych niskiego napięcia (*oryg.*)

PN-EN 50396:2007/A1:2011 Metody badania właściwości nieelektrycznych przewodów elektroenergetycznych niskiego napięcia (*oryg.*)

Aparatura łączeniowa i sterownicza niskonapięciowa

PN-EN 50274:2004/AC:2011 Rozdzielnice i sterownice niskonapięciowe – Ochrona przed porażeniem prądem elektrycznym – Ochrona przed niezamierzonym dotykiem bezpośrednim części niebezpiecznych czynnych

PN-EN 60947-1:2010/A1:2011 Aparatura rozdzielcza i sterownicza niskonapięciowa – Część 1: Postanowienia ogólne (*oryg.*)

PN-EN 60947-5-2:2011 Aparatura rozdzielcza i sterownicza niskonapięciowa – Część 5-2: Aparaty i łączniki sterownicze – łączniki zbliżeniowe

PN-EN 61439-5:2011 Rozdzielnice i sterownice niskonapięciowe – Część 5: Zestawy do dystrybucji mocy w sieciach publicznych (*oryg.*)

Żarówki

PN-EN 60357:2003/A3:2011 Żarówki halogenowe (oprócz pojazdowych) – Wymagania funkcjonalne (*oryg.*)

Lampy fluorescencyjne. Lampy wyładowcze

PN-EN 61167:2011 Lampy metalohalogenkowe – Parametry funkcjonalne (*oryg.*)

PN-EN 62532:2011 Lampy indukcyjne fluorescencyjne – Wymagania bezpieczeństwa (*oryg.*)

Oprawy oświetleniowe

PN-EN 60598-2-3:2006/A1:2011 Oprawy oświetleniowe – Część 2-3: Wymagania szczegółowe – Oprawy oświetleniowe drogowe i uliczne (*oryg.*)

Transformatory. Dławiki

PN-EN 50216-12:2011 Wyposażenie transformatorów i dławików – Część 12: Wentylatory; (*oryg.*)

PN-EN 60076-2:2011 Transformatory – Część 2: Przyrosty temperatury dla transformatorów olejowych (*oryg.*)

PN-HD 538.3 S1:2011 Transformatory rozdzielcze trójfazowe, suche, 50 Hz o mocy od 100 kVA do 2500 kVA i najwyższym napięciu urządzenia nie przekraczającym 36 kV – Część 3: Wyznaczanie mocy znamionowej transformatora obciążonego prądami niesinusoidalnymi (*oryg.*)

Dźwignice

PN-EN 13001-2:2011 Bezpieczeństwo dźwignic – Ogólne zasady projektowania – Część 2: Obciążenia (*oryg.*)

Urządzenia do przetwarzania

PN-EN ISO 28300:2011 Przemysł naftowy, petrochemiczny i gazowniczy – Odpowietrzanie zbiorników magazynowych będących pod ciśnieniem atmosferycznym i niskociśnieniowych (*oryg.*)

Instalacje elektryczne

PN-HD 384.7.753 S1:2011 Instalacje elektryczne w obiektach budowlanych – Część 7: Wymagania dotyczące specjalnych instalacji lub lokalizacji – Sekcja 753: Systemy ogrzewania podłogowego i sufitowego (*oryg.*)

Drabiny

PN-EN 131-1+A1:2011 Drabiny – Część 1: Terminologia, rodzaje, wymiary funkcjonalne (*oryg.*)

Opracował **Roman SAŚIADEK**

PRZEGLĄD AKTÓW NORMATYWNYCH

ogłoszonych w Dzienniku Ustaw przed dniem 29 listopada 2011 r.

1. Ogłaszanie prawa

Rozporządzenie Prezesa Rady Ministrów z dnia 3 października 2011 r. w sprawie określenia wzoru graficznego winiety dzienników urzędowych oraz pierwszej i ostatniej strony Dziennika Urzędowego Rzeczypospolitej Polskiej „Monitor Polski B”, a także wzoru okładek i strony tytułowej załączników do tego dziennika urzędowego (Dz. U. Nr 214, poz. 1269) – zostało wydane na podstawie art. 24 ust. 4 ustawy z dnia 20 lipca 2000 r. o ogłaszaniu aktów normatywnych i niektórych innych aktów prawnych (Dz. U. z 2011 r. Nr 197, poz. 1172, z późn. zm.) i weszło w życie z dniem 1 stycznia 2012 r.

2. Geodezja i kartografia

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 3 października 2011 r. w sprawie rodzajów kartograficznych opracowań tematycznych i specjalnych (Dz. U. Nr 222, poz. 1328) – zostało wydane na podstawie art. 9a ustawy z dnia 17 maja 1989 r. – Prawo geodezyjne i kartograficzne (Dz. U. z 2010 r. Nr 193, poz. 1287) i weszło w życie z dniem 2 listopada 2011 r.

3. Szkolnictwo wyższe

Rozporządzenia Ministra Nauki i Szkolnictwa Wyższego: (1) z dnia 5 października 2011 r. w sprawie studiów doktoranckich oraz stypendiów doktoranckich (Dz. U. Nr 225, poz. 1351), (2) z dnia 5 października 2011 r. w sprawie warunków prowadzenia studiów na określonym kierunku i poziomie kształcenia (Dz. U. Nr 243, poz. 1445), (3) z dnia 2 listopada 2011 r. w sprawie Krajowych Ram Kwalifikacji dla Szkolnictwa Wyższego (Dz. U. Nr 253, poz. 1520) oraz (4) z dnia 4 listopada 2011 r. w sprawie wzorcowych efektów kształcenia (Dz. U. Nr 253, poz. 1521) – zostały wydane na podstawie (1) art. 201 ust. 1, (2) art. 9 ust. 1 pkt 1 oraz ust. 3 pkt 1, 2 i 5, (3) art. 9 ust. 1 pkt 2, (4) art. 9 ust. 2 ustawy z dnia 27 lipca 2005 r. – Prawo o szkolnictwie wyższym (Dz. U. Nr 164, poz. 1365, z późn. zm.) i weszły w życie z dniem (1) 4 listopada (2) 30 listopada, (3) 9 grudnia, (4) 9 grudnia 2011 r.

4. Materiały wybuchowe

Ustawa z dnia 19 sierpnia 2011 r. o przewozie towarów niebezpiecznych (Dz. U. Nr 227, poz. 1367) – uchyliła ustawę z dnia 28 października 2002 r. o przewozie drogowym towarów niebezpiecznych (Dz. U. Nr 199, poz. 1671, z późn. zm.) oraz ustawę z dnia 31 marca 2004 r. o przewozie kolejną towarów niebezpiecznych (Dz. U. Nr 97, poz. 962, z późn. zm.) i weszła w życie z dniem 1 stycznia 2012 r.

Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 11 października 2011 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie jednoznacznego oznaczenia materiałów wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego, oznaczania obiektów produkcyjnych oraz rejestru oznaczeń (Dz. U. Nr 251, poz. 1506) – zostało wydane na podstawie art. 23a ust. 9 ustawy z dnia 22 czerwca 2001 r. o wykonywaniu działalności gospodarczej w zakresie wytwarzania i obrotu materiałami wybuchowymi, bronią, amunicją oraz wyrobami i technologią o przeznaczeniu wojskowym lub policyjnym (Dz. U. Nr 67, poz. 679, z późn. zm.) i wejdzie w życie z dniem 5 kwietnia 2012 r.

5. Bezpieczeństwo morskie

Ustawa z dnia 18 sierpnia 2011 r. o bezpieczeństwie morskim (Dz. U. Nr 228, poz. 1368) – uchyliła ustawę z dnia 9 listopada 2000 r. o bezpieczeństwie morskim (Dz. U. z 2006 r. Nr 99, poz. 693, z późn. zm.) i weszła w życie z dniem 25 stycznia 2012 r.

6. Prawo pracy

Ustawa z dnia 16 września 2011 r. o redukcji niektórych obowiązków obywateli i przedsiębiorców (Dz. U. Nr 232, poz. 1378) – m.in. dokonała nowelizacji Kodeksu pracy w zakresie urlopu wypoczynkowego i weszła w życie z dniem 1 stycznia 2012 r.

Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 9 listopada 2011 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie szczegółowej treści świadectwa pracy oraz sposobu i trybu jego wydawania i prostowania (Dz. U. Nr 251, poz. 1509) – zostało wydane na podstawie art. 97 § 4 Kodeksu pracy i weszło w życie z dniem 7 grudnia 2011 r.

7. Rada Ministrów

Rozporządzenia Prezesa Rady Ministrów z dnia 18 listopada 2011 r. w sprawie szczegółowego zakresu działania poszczególnych ministrów (Dz. U. Nr 248, poz. 1478–1496) – zostały wydane na podstawie art. 33 ust. 1 i ust. 1a (w 1 przypadku tylko ust. 1) ustawy z dnia 8 sierpnia 1996 r. o Radzie Ministrów (Dz. U. z 2003 r. Nr 24, poz. 199, z późn. zm.) i weszły w życie z dniem 18 listopada 2011 r.

Rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 18 listopada 2011 r.: w sprawie zniesienia Ministerstwa Spraw Wewnętrznych i Administracji oraz Ministerstwa Infrastruktury, w sprawie utworzenia Ministerstwa Administracji i Cyfryzacji, w sprawie utworzenia Ministerstwa Spraw Wewnętrznych, w sprawie utworzenia Ministerstwa Transportu, Budownictwa i Gospodarki Morskiej (Dz. U. Nr 250, poz. 1500–1503) – zostały wydane na podstawie art. 39 ust. 1 tej samej ustawy i weszły w życie z dniem 21 listopada 2011 r., z mocą od dnia 18 listopada 2011 r.

8. Odznaki honorowe

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 17 listopada 2011 r. w sprawie ustanowienia odznaki honorowej „Zasłużony dla Przemysłu Naftowego i Gazowniczego”, ustalenia jej wzoru oraz zasad i trybu jej nadawania i noszenia (Dz. U. Nr 252, poz. 1512) – zostało wydane na podstawie art. 4 ust. 2 i art. 6 ust. 1 ustawy z dnia 21 grudnia 1978 r. o odznakach i mundurach (Dz. U. Nr 31, poz. 130, z późn. zm.) i weszło w życie z dniem 8 grudnia 2011 r.

9. Porządkowanie prawa

Ogłoszono jednolite teksty ustaw: z dnia 14 marca 1985 r. o Państwowej Inspekcji Sanitarnej (Dz. U. Nr 212, poz. 1263), z dnia 29 września 1986 r. – Prawo o aktach stanu cywilnego (Dz. U. Nr 212, poz. 1264) oraz z dnia 19 sierpnia 1994 r. o ochronie zdrowia psychicznego (Dz. U. Nr 231, poz. 1375).

Opracował Przemysław GRZESIOK

Z miedzi krajowej

Pieniądz kruszcowy na ziemiach polskich pojawił się jeszcze przed naszą erą. Były to monety obcych państw, a przeważnie monety cesarstwa rzymskiego. Za czasów panowania Mieszka I rozwój stosunków gospodarczych, społecznych i politycznych spowodował wytworzenie zaczątków mennictwa polskiego. Monety z tego okresu wybijano ze srebra wysokiej jakości, bardziej w celach manifestacji państwowości niż dla potrzeb rynku pieniężnego. Mimo to, okres ten przyjmuje się jako początek istnienia monety polskiej.

Przez wieki pieniądze kruszcowe, czyli monety, bite były z trzech podstawowych metali: złota, srebra oraz miedzi. Monety te były tyle warte, ile wagi danego metalu o określonej wartości było w danej monecie. Przyjęło się, że monety o dużej wartości były bite ze złota, średniej ze srebra, a tzw. moneta drobna wykonana była z miedzi. Państwo, które posiadało zasoby mineralne jednego z wymienionych kruszców było bogatsze i bardziej wiarygodne finansowo od państwa, które musiało kupować kruszec, aby wybić własną monetę.

Z zasobami bogactw naturalnych wiązał się rozwój górnictwa i hutnictwa w danym kraju, czyli rozwój przemysłu, co wpływało na bogactwo danego regionu. Państwa, które posiadały zasoby kruszców niekiedy manifestowały to, zaznaczając na monetach, że są wykonane z kruszcu krajowego. Do takich monet można zaliczyć monety wykonane z miedzi wyemitowane za czasów króla Stanisława Augusta Poniatowskiego i w latach dwudziestych XIX wieku w Królestwie Polskim.

Najdawniejsze wzmianki na temat górnictwa w okolicach Gór Świętokrzyskich pochodzą z 1494 roku, kiedy to Jan Olbracht nadaje Chęcinom prawo „uwolnienia od ceł, oraz stanowi, iżby w sprawach górniczych, lub z powodu prac w kopalniach powstających, żupnik checiński podług praw górniczych na wzór praw olkuskich sądził.” W roku 1525 przywileje górnicze gwarkom checińskim nadaje król Zygmunt I, a w roku 1550 wydaje „*pozwolenie na nowe szukanie kruszców...*”

Wszystkie te wzmianki dotyczą eksploatacji rud ołowiu, które występują w okolicach Chęciny. Obok tych rud w mniejszej ilości występują rudy miedzi. W okolicach Kielc w Miedzianej Górze proporcja występowania tych kruszców jest odwrotna. Więcej jest miedzi niż ołowiu. Występują tu rudy miedzi, ołowiu oraz obficie rudy żelaza. W Miedzianej Górze i Karczówce oprócz rudy żelaznej kopano głównie rudę miedzianą, zaś w Karczówce, Dolnej Górze oraz w Jaworznie kopano rudę ołowiu. Mniejsze zasoby rud ołowiu znajdowały się w kierunku Gór Szczukowskich, Górze Stokowej pod Białogonem i pod Płóczkami blisko Białogonu. O zasobach i jakości srebronośnych rud ołowiu występujących w Karczówce i w Dolnej Górze świadczy wydobyta w końcu 1646 roku olbrzymia jednorodna bryła błyszczu ołowiu, czyli galeny. Wielkość bryły była tak niespotykana, że uznano to za cud. Z bryły tej została wykonana figura św. Barbary – patronki górników. Za jej twórcę uważa się najwybitniejszego rzeźbiarza epoki władysławowskiej,

Sebastiana Salę. Figura ta, wysokości 156 cm, stoi do dnia dzisiejszego w kaplicy kościoła pod wezwaniem św. Boromeusza na Górze Karczówce pod Kielcami.

Według Łabęckiego, w Miedzianej Górze, leżącej na gruntach wsi Kostomłoty, rudę miedzi pierwsi odnaleźli w XV wieku górnicy olkuscy. Odkrytą rudą miedzi była tzw. wówczas „zielonomiedź”, czyli malachit oraz „*błękit miedzi*” – azuryt.

Faktycznie złoża te zostały odkryte przez Jana Niedźwiedzia (właściciela kuźnicy żelaznej w Jasiowie koło Samsonowa) między 1590 a 1592 rokiem. Osoba odkrywcy wskazuje na to, że odkrycie rud miedzi (kruszców miedzionośnych) miało miejsce podczas poszukiwań i wydobywania rud żelaza.

Złoże rudne występujące w okolicach Miedzianej Góry koło Kielc, ma nieregularny kształt i występuje w wąskiej strefie uskokowej. Zgodnie z tezą znanego badacza Gór Świętokrzyskich Jana Czarnockiego, złoża te są pochodzenia hydrotermalnego. Przyniesione tu związki miedzi, cynku i ołowiu w postaci roztworów gorących wód krążących w skorupie ziemskiej zostały osadzone w istniejących już środkowo dewońskich skałach wzdłuż występujących tu uskoków.

Złoże miedzianogórskie położone jest w pobliżu tzw. dyslokacji świętokrzyskiej, biegnącej z północnego zachodu na południowy wschód. Strefa uskokowa dzieląca te dwie jednostki zapada na północ pod kątem 45 stopni. Północna strefa zbudowana jest z jasnych mułowców oraz piaskowców dolnego dewonu, a południowa z ciemnoszarych wapieni oraz margli górnego dewonu. Pomiędzy opisanymi powyżej skałami zalegają ility rudonośne, w których występują rudy żelaza, miedzi cynku i ołowiu. Złoża rudonośne ciągną się na długości około 6 km od wschodniego końca wsi Miedziana Góra ku zachodowi w stronę wsi Bobrzy. Na wschód od Miedzianej Góry tworzą wygięty łuk przez Kostomłoty ku Niewachłowowi.

Zgodnie z opisem złoża miedzianogórskiego (wykonanego przez Jerzego Puscha w XIX wieku) w dużych ilościach występują tu „*sferoidalne buty*” – sferosyderyty, rzadziej „*piryt żelazny* – pirit, żelaziak brunatny z domieszkami manganu, żelaziak czerwony, oraz „*ochra żelaza, umbra i żółta ziemia*” – odmiany limonitów. Jednak najważniejszym minerałem występującym w tym złożu to tlenkowe, węglanowe i siarkowe rudy miedzi. Do węglanów należy zaliczyć „*zieleń miedzianą*” – malachit o skrytokrystalicznej strukturze, malachit i azuryt. Jednak najważniejsze to siarkowe i tlenowe rudy miedzi znajdujące się w rudonośnej ławicy szarego iltu. Są to: „*zbity błyszcz miedzi*” – chalkozyn, „*piryt miedziany*” – chalkopirit oraz „*czern miedzi*” – tenoryt. „*Tutejsza czern miedziana* (wg. Puscha) ma postać proszku ciemno-indygowo-niebieskiego i nie zawiera wcale siarki, jest więc ... czystym naturalnym tlenkiem miedziovym”. Często z rudami miedzi występuje pirit rzadziej blenda cynkowa i „*błyszcz ołowiu*” – galena.

Na obszarze występowania kruszców miedzionośnych, które należały do klucza kieleckiego biskupów

krakowskich, około 1595 roku powstała osada Miedziana Góra oraz zespół kopalń.

Wytyczono wówczas 20 działek (pól górniczych) każda o boku około 24 metry. Pola te zostały wydzierżawione przez biskupa krakowskiego Jerzego Radziwiła J. Winterowi z Lipska na okres 15 lat. W ten sposób powstała spółka uzyskiwała również wyłączeniowo na wytop metali, miała pozyskiwać oprócz miedzi oraz ołowiu również srebro i złoto, które spodziewano się znaleźć w trakcie eksploatacji złoża. W okresie tym musiano znajdować dość spore ilości rudy miedzi, jeżeli właśnie w 1595 roku, po pożarze zamku krakowskiego, tenże biskup Jerzy Radziwił dostarczył miedzi na pokrycie dachu zamku wawelskiego.

Po kilku latach eksploatacji w kopalniach spółki Wintera zaprzestano eksploatacji. Sprawiała to woda, która pojawiała się w dolnych częściach podziemnych wyrobisk. Zrażony tym Winter nie przedłużył dzierżawy po 1610 roku. Aby umożliwić dalszą eksploatację złoża, w roku 1609 została założona spółka górnicza do budowy sztolni odwadniającej. Sztolnia ta, o długości 2 km, miała biegnąć od położonego poniżej Miedzianej Góry Niewachlowa w stronę złóż miedzi. Projekt bicia tej sztolni, jak i sztolni małej, projektowany w 1617 roku nie został zrealizowany. Prowadząca nierentowną eksploatację od 1610 roku spółka gwarecka zrezygnowała z dzierżawy kopalń. W roku 1628 otwarto nowe kopalnie, jednak eksploatacja rud miedzi nie była zbyt rentowna i intensywna, jeżeli „Gwarek Kielecki” Mikołaj Brewka w testamencie spisany w 1635 roku wspomina tylko o ołowiu wydobywanym na terenie Wzgórz Kostomłockich.

W drugiej połowie XVIII wieku większość kopalń i hut miedzianogórskich dzierżawili Jan i jego syn Jakub Gibbionowie. W okresie tym wydobyte kruszców znalazło się w krzysie, z powodzeniem za to prowadzona była eksploatacja i hutnictwo rud żelaza.

Złożem w Miedzianej Górze zainteresowano się za czasów króla Stanisława Augusta Poniatowskiego. W 1781 roku wysłannicy króla wizytujący ten teren zachęcili go do zainteresowania się wznowieniem eksploatacji miedzianego skarbu.

Powołana przez króla Stanisława Augusta w 1782 roku Komisja Kruszcowa zleciła rozpoczęcie prac Górniczych w Miedzianej Górze. Jeszcze jesienią 1782 roku rozpoczęto prace poszukiwawcze i eksploatacyjne rudy miedzi, ołowiu i cynku. Według Łabęckiego robotami tymi od 1784 roku dyrygował „...generał major w służbie polskiej *Baro Soldenhoff*. *Budowniczym gór (kopalń) był Szwed, Baron Nordelicht, a Barkmistrzem (prowadzącym roboty górnicze) niejaki Kolbani.*” Prace eksploatacyjne poszukiwawcze prowadzone były pięcioma szybami. Był to nowo wybudowany szyb „Stanisław August” o głębokości około 55 m, obok niego znajdował się szyb Józefa, w odległości 20 m na wschód zlokalizowane były szyby św. Antoni, św. Krzysztof oraz św. Wencesław. Były one płytsze, położone od siebie w odległości około 20 m i połączone podziemnymi chodnikami. Niedaleko kopalń na terenie wsi Miedziana Góra oraz w Niewachlowie powstała huta do przetapiania i odciągania miedzi, ołowiu i srebra, płuczka mechaniczna, pomieszczenia do prażenia „lecha” (łatwotopliwej mieszaniny miedzi z siarką i żelazem), a także budynki administracyjne i mieszkalne. Należy przypuszczać, że wzbogacanie rud miedzi odbywało się identyczną metodą jak wzbogacanie rudy cynku i ołowiu czyli metodą płuczki polskiej.

W tamtych czasach, powszechnie stosowaną metodą podziemnej eksploatacji był system wieloszybikowy, zwany systemem duklowym. Tego typu systemem eksploatacji wydobywano na tych terenach rudy żelaza. Cementacyjne złoża rud miedzi w okolicach Miedzianej

Góry, zalegające głębiej niż złoża rud żelaza, eksploatowane były za pomocą szybów połączonych ze sobą chodnikami, z uwzględnieniem ich przydatności do przewietrzania, odwadniania i transportu. Wszystkie wyrobiska wzmocnione były drewnianą obudową, a odwadnianie i transport odbywał się za pomocą konnych kieratów.

W roku 1787 Komisja Kruszcowa wzięła od Biskupa krakowskiego w 40-letnią dzierżawę istniejące już Miedzianogórskie kopalnie wraz z Niewachlowem, gdzie stała huta. Kwota dzierżawy wynosiła 3700 złotych polskich rocznie. Choć roczne zyski ze sprzedaży wynosiły 120 000 zł, to jednak stale uskarżano się na brak funduszy ze względu na „...niezręczność użytych oficjalistów”. Szacuje się że w latach 1785–1788 kopalnie miedzianogórskie wydobywały rocznie 100 ton rudy miedzi „...wiele pięknego malachitu czyli zielonomiedzi w bryłach”. Był to najlepszy okres ich działalności. Wyprodukowana miedź przede wszystkim szła na potrzeby mennicy krajowej. W latach dziewiętnastych XVIII wieku, z uwagi na brak dotacji, przedsiębiorstwo produkowało niewiele. Spowodowało to również niemożliwość utrzymania istniejącego stanu kopalni.

W roku 1766 w Rzeczypospolitej została wprowadzona reforma monetarna, która miała zapewnić utrzymanie stopy menniczej. Drobną monetą miała być bita z miedzi. Spowodowało to zainteresowanie sfer rządowych polskimi zasobami miedzi w okolicach Kielc. Monety wyższej wartości trzeba było bić ze złota i srebra sprowadzanego z Niderlandów, którego ceny stale rosły. Polityka państw sąsiadujących z Polską, a przede wszystkim państwa pruskiego, dążyła do finansowego zniszczenia Rzeczypospolitej. Ziemie polskie zalewane były monetą niższej wartości, a nawet fałszywą. Polska moneta „dobra” wywożona była z kraju.

W dwadzieścia lat po reformie, w 1786 roku sejm uchwalił zmianę stopy menniczej, zrównując częściowo polską stopę z niemiecką. W tym czasie zaniechano emisji srebrnych groszy, zastępując je miedzianymi. Mennica warszawska, która miała bić monety miedziane otrzymała miedź już z krajowych kopalń i hut z okolic Miedzianej Góry.

Wydane w 1786 roku monety: trojak (trzy grosze), 1 grosz i pół grosza miały napis z miedzi krajowej. Najpopularniejszą z nich był trojak, który na rewersie miał podobiznę panującego króla Stanisława Augusta a w otoku legendę: **STANISLAUS AUG(ustus) D(eo) G(racia) REX POL(oniae) M(agnus) D(ux) L(ituanie)**. Na awersie moneta miała pięciopółowa tarczę z herbami Korony i Wielkiego Księstwa Litewskiego a w środku jej pola herb Poniatowskich – Ciołek, a w otoku legendę **TROJAK Z MIEDZI KRAIOWEY 1787** (rok emisji) oraz monogram mincerza **E B** (Efraim Brenn). Trojak o wadze ok. 11g był wydawany w latach 1786, 1788, znane są jeszcze jego emisje z lat 1791 i 1792. Był wydawany w dużych nakładach, w roku 1786 wybito go w ilości 233 tys. sztuk, w latach następnych już po kilka milionów, a w 1791 emisja jego była blisko 4 milionów.

Moneta groszowa na rewersie miała monogram **SAR** (Stanislaus August Rex) zwieńczony koroną królewską oraz po bokach rozdzieloną datę emisji. Na awersie herb Rzeczypospolitej jak trojak, w otoku napis **GROSZ Z MIEDZI KRAIOWEY** oraz monogram **EB**. Półgrosz miał awers jak groszówka a na rewersie napis **PÓŁ GROSZA Z MIEDZI KRAIOW(ey)** oraz monogram **EB**.

Moneta groszowa o wadze ok. 3,7g była bita w latach 1786–1788, niektóre źródła podają jeszcze rok 1794. Znana jest emisja monety z 1786 roku, która wynosiła blisko pół miliona sztuk. Moneta półgroszowa o wadze ok. 1,8g była wybita 1786 roku. Niektóre źródła podają jeszcze daty emisji 1787–1788 (?), jednak nikt nie podaje



Rysunek awersu i rewersu półgrosza z 1786 roku

Picture of the face side and reverse side of a half-grosz coin of 1786



Rysunek awersu i rewersu 3 groszy polskich z 1826 roku

Picture of the face side and reverse side of 3 Polish groszy of 1826

jednak większą produkcję uzyskano dopiero na początku XIX wieku. W 1815 roku na Kongresie Wiedeńskim zostało utworzone Królestwo Polskie, na którego obszarze znalazły się miedzanogórskie przedsiębiorstwa górniczo-hutnicze. Okres znacznego rozwoju kopalń to lata 1816 do 1824 roku, kiedy to podlegały one Głównej Dyrekcji Górniczej, nadzorowanej przez Stanisława Staszica. W okresie tym rozbudowano kopalnię „Zygmunt”, która w 1824 roku miała 7 szybów obsługujących cztery poziomy. Najgłębszy z nich, czwarty osiągający głębokość prawie 90 m, udostępniony był szybem „Barbara”, a eksploatacja urobku odbywała się systemem filarowym. W 1817 roku rozpoczęto budowę sztolni „Stanisław”, która miała odprowadzać wodę z szybu „Jan”. Budowę rozpoczęto od strony Niewachłowa. W 1826 roku zaprzestano bicia sztolni, która osiągnęła długość 800 metrów. Dalsze prace przy budowie sztolni były nieopłacalne, gdyż (według Łabęckiego) „...sztolnia ta nie mogła czynić właściwej usługi z powodu, że przeszło 20 sążni niżej jej poziomowi kopano, a samej, że kopalni nie przejechała.”

Po przejściu przemysłu państwowego przez Ministerstwo Skarbu, w roku 1824 nastąpiła powolna likwidacja nierentownego górnictwa miedzi w okolicach Kielc. Od roku 1817 do 1827 wydobyto blisko 3 tys. ton rudy, z której uzyskano 235 ton miedzi. Pozyskanego czystego metalu

nakładu tej monety. Jest ona obecnie najrzadszą monetą z legendą z miedzi krajowej.

Ile miedzi zużyto do produkcji tych monet? Obecnie trudno oszacować, można policzyć, że w roku 1791 na wybijeniu trojaka zużyto 43 tony miedzi.

Po trzecim rozbiórce Polski, miedzanogórskie kopalnie znalazły się na terytorium, które zagarnęła Austria. Działalność zakładów została wznowiona w 1797 roku,

było o ponad trzy razy mniej niż przewidywał to były dyrektor generalny Wydziału Przemysłu i Kunsztów Królestwa Polskiego, Stanisław Staszic. Jeszcze w okresie działalności starej huty w Niewachłowie wybudowano nową w Białogonie, którą w 1827 roku przerobiono na zakłady mechaniczne. Pozostałe piece użyto do przetapiania miedzi węgierskiej kupowanej w Gdańsku. Kopalnie rud żelaza oraz jego hutnictwo w okolicach Miedzianej Góry przetrwały do 1870 roku.

W roku 1822 mennica warszawska, jak za czasów króla Stanisława Augusta, rozpoczęła bicie monet z napisem z miedzi krajowej. Był to jednogroszowy miedziak. Na awersie tej monety widniał napis „**1 GROSZ POLSKI 1822 (data emisji) Z MIEDZI KRAJOWEJ**”, a na rewersie godło Królestwa Polskiego (orzeł polski na piersiach orła rosyjskiego). Tego typu jeden grosz o wadze około 2,8 g emitowany był od 1822 do 1826 roku, całkowity nakład monety wynosił ponad 16 milionów sztuk, a do wybijania jego użyto blisko 20 ton miedzi. Największe nakłady (ponad 5 milionów rocznie) wybito w 1823 i 1824 roku. Najmniejszy (ponad milion) w ostatnim roku emisji 1826. W tym to roku rozpoczęto bicie monety trzygroszowej, tzw. trojaka, o wadze ok. 8,5 g. Na awersie monety był napis „**3 GROSZE POLSKIE 1826 (rok emisji) Z MIEDZI KRAJOWEJ**”, a na rewersie jak w jednogroszówce godło Królestwa Polskiego. Monety te emitowane były w latach 1826–1827 w ilości ponad ok. 0,5 miliona sztuk, na wybijeniu ich użyto blisko 5 ton miedzi.

Po przejściu w 1824 roku przemysłu państwowego przez Ministerstwo Skarbu, na posiedzeniu sejmiku doszło (podobno) do ostrej wymiany zdań pomiędzy ministrem skarbu księciem Franciszkiem Ksawerym Druckim-Lubeckim a Stanisławem Staszicem. Przejmujący w zarządzanie miedzanogórskie kopalnie Drucki-Lubecki wnioskował o ich likwidację i udowadniał nieopłacalność eksploatacji miedzi. Staszic bronił tych państwowych zakładów. Koronnym argumentem w sporze było zdanie wypowiedziane przez ministra skarbu, że (jakoby) jeden grosz z miedzi krajowej kosztuje skarb państwa jednego dukata.

Autor opracowania pragnie podziękować Panu prof. dr hab. Zdzisławowi Adamczykowi za konsultacje dotyczące części geologicznej artykułu oraz Panu mgr Januszowi Modrzyńskiemu, starszemu kustoszowi, byłemu Dyrektorowi Muzeum w Chorzowie za udostępnienie literatury oraz pomoc przy numizmatycznej części tego artykułu.

Tadeusz LOSTER

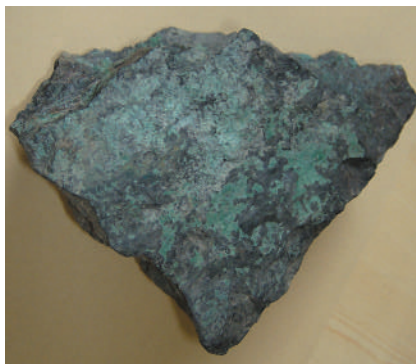
Literatura

1. Stężyński-Bandtkie K.W.: Numizmatyka krajowa ,tom I-II, Warszawa 1839.
2. Szwagrzyk J.A.: Pieniądz na ziemiach polskich X-XX w. Z.N. im Ossolińskich 1990.
3. Gumowski M.:Handbuch Der Polnischen Numismatik. Gratz 1960.
4. Kałkowski T.:Tysiąc lat monety polskiej Wyd. Literackie Kraków , Łódź 1981.
5. Wydawnictwo Fischer, Katalog Monet Polskich 2010/2011
6. Agricola G.: De Re metallica libri XII. Bazylea 1556. Tłumaczenie z czeskiego – Karina Kurkova, Jelenia Góra 2000.
7. Łabęcki H.: Górnictwo w Polsce, tom 1, Warszawa 1841.
8. Łabęcki H.: Początki nauki Kopalnictwa, Warszawa 1843.
9. Łabęcki H.: Słownik Górniczy, Warszawa 1868.
10. Chodyniecka L., Gabzdyl W., Kapuściński T.: Mineralogia i petrografia dla górników, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
11. Król P. , Urban J.: Kopalnie miedzanogórskie, Kielce 2007.
12. Król P.,Urban J.: Kopalnie w Miedzianej Górze i w Ławecznej oraz ochrona ich pozostałości, Rocznik Świętokrzyski Ser. B-Nauki Przyr.29: 2003.
13. Król P.,Urban J.,Garus R.: Zabytki górnictwa i hutnictwa Staropolskiego Okręgu Przemysłowego w Dolinie Górnej Bobrzy. Kielce 2011.

HISTORIA I WSPÓŁCZESNOŚĆ GÓRNICTWA



Naskorupienia malachitowe, Miedziana Góra
Malachite incrustation, Miedziana Góra



Malachit z azurytem
Malachite with azurite



Malachity krystaliczne odnalezione w Miedzianej Górze na XVIII-wiecznej poeksploatacyjnej hałdzie
Crystal malachites found in Miedziana Góra on post-exploitation XVIII century slag heap



XVIII-wieczne żużle z dawnej huty miedzi w Miedzianej Górze
XVIII century gravels from the former copper smelting plant in Miedziana Góra



Baryt z galeną, Góra Mogiłki w pobliżu Miedzianej Góry
Baryte with galena, Góra Mogiłki near Miedziana góra

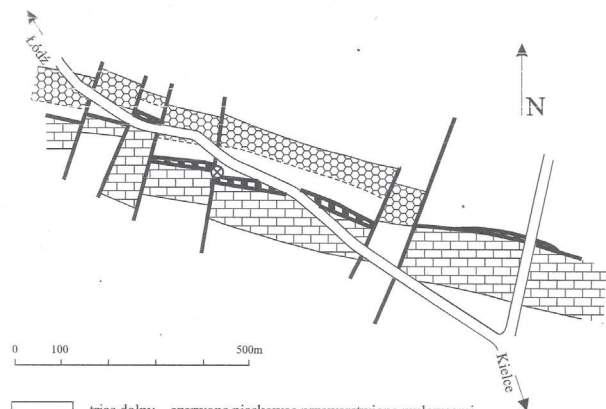


Chalkopiryt
Chalcopiryte

Z miedzi krajowej



Żelaziak brunatny odnaleziony w Miedzianej Górze na XIX-wiecznej hałdzie szybu „Karol”
Limonite found in Miedziana Góra on a XIX-century slag heap „Karol”



- trias dolny – czerwone piaskowce przewarstwione mułowcami
Lower Triassic – red sandstones interbedded with siltstones
- dewon górny i środkowy – wapienie, margle oraz dolomity
Middle and Upper Devonian – limestones, marls and dolomites
- ily kruszczośnośne (strefa złożowa)
ore – bearing clays (ore deposit zone)
- dewon dolny (ems) – piaskowce kwarcytowe i mułowce
Lower Devonian (Emsian) – quartzitic sandstones and siltstones.
- dewon dolny – zlepienie miedzianogórskie
Lower Devonian – Miedziana Góra conglomerate
- sylur – piaskowce, mułowce, łupki
Silurian – sandstones, siltstones, shales
- dyslokacja
fault
- inna granica wychodni
other geological boundary
- szyb Stanisław
Stanisław shaft

Mapa geologiczna obszaru Miedzianej Góry (wg Kowalczewski 1968 i Rubinowski 1984)
Geological map of Miedziana Góra (according to Kowalczewski 1968 and Rubinowski 1984)



Rysunek oraz awers i rewers monety groszowej z 1786 roku
Picture of face side and reverse side one grosz coin of 1786



Rysunek oraz awers i rewers monety - 1 grosza polskiego z 1824 roku
Picture of face side and reverse side of a coin - 1 Polish grosz of 1824

FUNDATORZY:



Fundacja „Bezpieczne Górnictwo im. prof. Wacława Cybulskiego”



Celem Fundacji jest:

- ▶ wspieranie szeroko rozumianych działań w zakresie zarządzania bezpieczeństwem pracy w górnictwie,
- ▶ inicjowanie szerokiego powiązania nauki z praktyką w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie,
- ▶ inicjowanie rozwoju działalności edukacyjnej w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy,
- ▶ wspieranie opracowywania i wdrażania w górnictwie technologii podnoszących stan bezpieczeństwa i higieny pracy,
- ▶ wspieranie projektowania i produkcji maszyn, urządzeń, sprzętu i ochron osobistych podnoszących stan bezpieczeństwa i higieny pracy oraz inicjowanie ich wdrażania w zakładach górniczych,
- ▶ działania na rzecz unowocześniania i rozwoju polskiego ratownictwa górniczego,
- ▶ występowanie z inicjatywą wprowadzania rozwiązań prawnych w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie w zgodności z prawem Unii Europejskiej,
- ▶ inicjowanie usprawnień systemu informacji w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie,
- ▶ nagradzanie górników za wzorowo przeprowadzone akcje ratownicze w kopalniach.

WSZYSTKICH ZAINTERESOWANYCH DZIAŁALNOŚCIĄ FUNDACJI ZAPRASZAMY DO WSPÓŁPRACY

Kontakt:

Fundacja „Bezpieczne Górnictwo im. Wacława Cybulskiego”

ul. Poniatowskiego 31, 40-055 Katowice

tel. 32 736 17 24, fax 32 251 48 84

nr konta: 1500 1445 4934 9512 1440 018476

Kredyt Bank PBI SA. II/O Katowice

FUNDATORZY:

