Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

9(217)/2012

Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego

ISSN 2081-4224

W numerze m.in.:

Zagrożenie metanowe podczas eksploatacji na warstwy z zawałem stropu pokładów o dużej miąższości

Określenie efektywności zestalania urobku w aspekcie zagospodarowania odpadów wiertniczych

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

Analiza przyczyn ubytku zasobów węgla kamiennego na przykładzie jednej kopalni

90 lat nadzoru górniczego w Polsce

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

nr 9(217)/2012

Spis treści

Eugeniusz Krause
Zagrożenie metanowe podczas eksploatacji na warstwy z zawałem stropu pokładów o dużej miąższości
Methane-related risks during exploitation of a coal seam with a fall of high-thickness roof 3

Małgorzata Uliasz, Marcin Kremieniewski
Określenie efektywności zestalania urobku w aspekcie zagospodarowania odpadów wiertniczych
Determining the effectiveness of output solidification in the aspect of drilling-related waste 12

Ireneusz Grzybek
Studium uwarunkowań emisji gazów ze zlikwidowanych kopalń SW części GZW (część VII)
The study of conditions of gases emission from abandoned mines of the south-west part of Upper Silesian Coal Basin (Poland) - part VII 20

Borys Borówka
Analiza przyczyn ubytku zasobów węgla kamiennego na przykładzie jednej kopalni
Analysis of the reasons for the decrease in hard coal resources on the example of one mine 30

Maciej Jan Mendecki
Zastosowanie testu Albarello do wykrywania fałszywych maksimów na widmach HVSR uzyskanych z szumu sejsmicznego rejestrowanego w Ojcowie, Raciborzu i Planetarium Śląskim
Utilising the Albarello's test to detect false maximums in HVSR spectra obtained from the seismic noise recorded in Ojców, Racibórz and the Silesian Planetarium 36

Kronika
Chronicle 41

To nie powinno się zdarzyć
Wypadki, katastrofy
This Should not Happen
Accidents, Disasters 42

Ze świata
Fakty – wydarzenia – opinie
Górnictwo na świecie
World News
Facts – Events – Opinions 43
World Mining 44

Dopuszczenia do stosowania w zakładach górniczych
Approvals for Use in Mining Plants 45

Normalizacja
Standardisation 47

Przegląd aktów normatywnych
Review of Legislation 48

Wskazówki dla autorów
Instructions for Authors 49

Historia i współczesność górnictwa
Tadeusz Loster
Szpaciarze
History and the Present Times of Mining
Calcite explorers 50

Szanowni Autorzy,

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

Zespół redakcyjny

Redaktor naczelny / Editor-in-Chief:
Mirosław Koziura

Z-ca redaktora naczelnego / Deputy Editor:
Ireneusz Grzybek

Sekretarz redakcji / Co-editor:
Anna Swiniarska-Tadla

Redaktorzy tematyczni / Branch Editors:
Przemysław Grzesiok, Józef Koczwara, Janusz Malinga, Adam Mirek, Marek Tarabuła, 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 Kozioł, Tadeusz Majcherczyk, Ryszard Mikosz, Czesława Rosik-Dulewska, Józef Sułkowski

Sekretariat / Secretary's office:
Agnieszka Bednarczyk

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

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

Adres redakcji / Editorial office address:
Wyższy Urząd Górniczy
ul. Poniatowskiego 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:
Kopalnia kruszywa w Zerbuniu, województwo warmińsko-mazurskie

Wersją referencyjną miesięcznika jest wersja drukowana.

Inhalt

Eugeniusz Krause
Methangefahr beim Scheibenbau mit Firstenbruch in Flözen von großer Mächtigkeit 3

Die Konzentration des Abbaus in stark methanhaltigen Flözen hat zur Erhöhung der Methanentwicklung in der Umgebung der abgebauten Strebe beigebracht. Die Voraussetzung für die richtige Wahl der Streblänge sowie der Präventionsmethoden ist eine Ex-Ante-Beurteilung der Methangefahr, durchgeführt auf der Etappe der Abbauplanung. Die Perfektionierung der Prognose der Methangefahr für die Strebe durch erhöhte Genauigkeit gewinnt aktuell an Bedeutung, da mit der zunehmenden Abbautiefe auch die Methansättigung der abgebauten Flöze sowie deren Umgebung steigt. Im Artikel bezieht man sich auf die Formen der Methangefahr bei Flözen von großer Mächtigkeit (ca. 7-10 m) beim Scheibenbau mit Firstenbruch. Aufgrund von Berechnungen der Entgasung der Sohlschicht des mächtigen Flözes erfolgte die Beurteilung des Methanausstosses aus dieser Schicht beim Abbau des Hangendes.

Małgorzata Uliasz, Marcin Kremieniewski
Bestimmung der Effektivität der Verfestigung der Abbaugutes bei bewirtschafteten Bohrabfällen 12

Bei Bohrungen entstehen sog. Bohrabfälle in Form des verbrauchten Wäschers und des von ihm gebrachten Abbaugutes, die sich, je nach der Art der für Anfertigung des Wäschers eingesetzten Mittel, durch differenzierte Schädlichkeit charakterisieren und das durchgebohrte lithologische Profil wiederspiegeln. Nach den Vorschriften des Gesetzes über mineralische Abfälle [10] sind Betriebe, die Exploration und Gewinnung führen, verpflichtet, Grundsätze der Abfallwirtschaft hinsichtlich der Begrenzung der Umweltschädlichkeit zu beachten, indem sie Abfälle mit zugelassenen Methoden wieder verwerten und unschädlich machen. In diesem Zusammenhang wurden Laborversuche unternommen, Abfälle, die als Abbaugut erzeugt werden, zu verfestigen. Im Artikel stellt man Ergebnisse der Untersuchungen über Wahl der Bindemittel und Effektivität deren Wirkung im Prozess der Verfestigung des Abbaugutes dar. Die empfohlenen Bindemittel, die gleichzeitig den schädlichen Einfluß der Abfälle auf die Umwelt begrenzen sollen, können eine Alternative zu den in der Produktion aktuell angewandten Präparaten darstellen.

Ireneusz Grzybek
Studium von Bedingtheiten der Gasemission aus den stillgelegten Bergwerken von SW im GZW-Teil (Teil VII) ... 20

Die Ergebnisse der Gaskontrolle der 37 zugeschütteten Schächte von SW, GZW-Teil, weisen darauf hin, dass die Methanemission in nur 37,8% von ihnen auftritt - hauptsächlich in stillgelegten Bergwerken mit abgeschlossener Entwässerung und Entmethanisierung. Die Emission der Grubengase wird also u.a. durch Entwässerung sowie Belüftung und Entmethanisierung der verlassenen Grubenbaue geleitet. Dabei stellt man die höchsten Methankonzentrationen in Schächten in den Regionen fest, wo die räumliche Verteilung des Methangehalts in Kohlenlagern geschlossene oder teilgeschlossene Feldstrukturen bildet, und die niedrigsten dagegen - in Schächten mit offener Feldstruktur. Darüber hinaus korrelieren die Methankonzentrationen in Grubengasen aus den Schächten mit denen in Flözgasen aus Gaszonen, wo die Schachtverbindungen zu den verlassenen Grubenbauen nicht besonders tief liegen. Daher bestimmen die geologischen und Gasbedingungen der Kohlenlager die Emission der Grubengase, und die ausgestoßenen Methanmengen stehen im Zusammenhang mit Strukturen der Felder des Methangehalts und mit der Lage der verlassenen Grubenbauen gegenüber den Gaszonen. Des Weiteren sind die Änderungen des Barometerdrucks ein zusätzlicher Faktor, der die Gasemission beeinflusst.

Borys Borówka
Analyse der Ursachen von Verlusten des Kohlenbestandes am Beispiel eines Bergwerkes 30

In dem Oberschlesischen Kohlenbecken sind 1989-2010 fast 23 Mrd. Mg geologische Rohstoffe sowie 13 Mrd. Mg Industrierohstoffe verschwunden. Der größte Verlust wurde in den 90. Jahren des vergangenen Jahrhunderts verzeichnet. Im Artikel wird versucht, die Ursachen dieses Phänomens in den Jahren 1989-2003 zu ermitteln. Der Untersuchung wurden Industrierohstoffe unterzogen, die im Flöz 510 im Bergbaugebiet eines Bergwerkes auftreten. Im Ergebnis stellte man einen erheblichen Verlust der Industrierohstoffe fest. Er resultierte meistens aus deren Neuzuordnung zu den außerbilanziellen Rohstoffen der Gruppe „b" und folglich deren Entfernung aus der Evidenz, dem üblicherweise dieselbe Erklärung zugrunde gelegt wird. Die wichtigsten Gründe, Parzellen den außerbilanziellen Rohstoffen der Gruppe „b" zuzuordnen und sie von der Evidenz zu entfernen, waren komplizierte tektonische Störungen sowie die Notwendigkeit, sie separat verfügbar zu machen.

Maciej Jan Mendecki
Anwendung des Albarello-Tests zum Nachweisen von falschen Maxima in den HVSR-Spektren vom seismischen Rauschen, registriert in Ojców, Racibórz und im Schlesischen Planetarium 36

Die Kurve des Verhältnisses von Spektren der horizontalen zu denen der vertikalen Schwingungskomponente (HVSR, Horizontal to Vertical Spectral Ratio), die für seismisches Rauschen bestimmt wurde, kann falsche Maxima enthalten, die, wenn nicht korrekt interpretiert, irreführende Ergebnisse der Parameter der lokalen Effekte, wie Verstärkungsfaktor und Resonanzfrequenz der Bodenschicht liefern. Die unerwünschten HVSR-Maxima werden hauptsächlich durch das instrumentelle oder/und numerische Rauschen generiert, das während der Registrierung und Verarbeitung von Meßdaten erscheint. Zum Nachweisen von falschen Peaks wird der statistische Albarello-Test vorgeschlagen, der erlaubt, jene bei der vorgegebenen Signifikanzangabe zu ermitteln. In der vorliegenden Arbeit hat man den Albarello-Test für die Analyse von HVSR-Kurven angewandt, die für 3 seismologische Stationen - im Schlesischen Planetarium, in Ojców und in Racibórz - berechnet wurden. Für die Station im Schlesischen Planetarium hat der Test von 4 beobachteten Maxima 2 abgelehnt, in Ojców - von 6 beobachteten 3 abgelehnt; dagegen wurde in Racibórz lediglich ein Maximum beobachtet, das abgeleht wurde, denn die H0-Hypothese des Testes hat sich bestätigt.

Chronik 41

Das sollte nicht vorkommen
Unfälle, Katastrophen 42

Aus der Welt
Fakten – Ereignisse – Meinungen. 43

Bergbau in der Welt 44

Zulassungen zur Anwendung in Bergwerken 45

Normung 47

Übersicht der Normen 48

Hinweise für die Autoren 49

Geschichte und Gegenwart des Bergbaus
Tadeusz Loster
Kalkspatsucher 50

Содержание

Евгений Краузе
Метаноопасность во время разработки на слои с обрушением кровли пластов с большой мощностью 3

Концентрация добычи в сильно метановых пластах способствовала увеличению выбросов метана в окружающую среду разрабатываемых лав. Условием правильного выбора длины лавы и диапазона профилактики является предварительная оценка метаноопасности, выполненная на этапе проектирования разработки. Совершенствование методов прогнозирования метаноопасности лав, через улучшение их точности, приобретает в настоящее время все большее значение, при растущем вместе с увеличением глубины насыщении метаном разрабатываемых пластов и прилегающего к нему месторождения.
В данной статье было выражено отношение к формированию метаноопасности во время разработки пластов с большой мощностью (ок. 7-10 м) на слои с обрушением кровли. На основании расчётов дегазации толстого слоя была выполнена оценка выделения метана из этого слоя, во время разработки его прикровельного слоя.

Малгожата Улиаш, Мартин Кременевский
Определение эффективности затвердевания руды в аспекте управления буровыми отходами 12

При бурении образуются, так называемые, буровые отходы в виде использованного бурового раствора и выносимой им руды, характеризирующиеся различной вредностью в зависимости от вида средств, используемых для приготовления бурового раствора и отражает пробуренный литологический профиль. Положения Закона об отходах после добычи [10] требуют, чтобы предприятия, занимающиеся поиском и добычей соблюдали принципы обращения с отходами с точки зрения снижения их вредного воздействия на окружающую среду с помощью соответствующих методов восстановления и утилизации. В связи с этим, были предприняты лабораторные пробы затвердевания буровых отходов в виде руды. В статье представлены результаты исследований подборки вяжущих средств и эффективности их действия в процессе затвердевания руды. Предлагаемые вяжущие средства, которые также должны уменьшить вредное воздействие отходов на окружающую среду, может стать альтернативой для используемых в настоящее время в промышленных условиях.

Иренеуш Гжибэк
Изучение условий выбросов газов из ликвидированных шахт Угольной компании части Верхнесилезского угольного бассейна (часть VII) 20

Результаты газовой проверки 37 засыпанных шахтных стволов из Угольной компании части Верхнесилезского угольного бассейна показали, что выбросы метана наблюдаются только в 37,8% из них - в основном в закрытых шахтах с законченным осушением и после дегазации метана. Выбросы газов рудничных газов зависят таким образом от осушения, вентиляции и дегазации выработок. В то же время, высокая концентрация метана наблюдается в стволах в районах с закрытой или временной структурой поля несущей способности метана, а самая низкая в стволах в районах с открытой структурой.
Кроме того, концентрация метана в рудничных газах из стволов и в газах месторождений из газовых зон, предоставленных самыми неглубокими соединениями стволов со стенками выработки коррелированны. Таким образом, газово-геологические условия угольных месторождений влияют на выбросы рудничных газов, а количество выбрасываемого метана является производной структур поля несущей способности метана расположения выработок по отношению к газовым зонам. Кроме них, дополнительным фактором, влияющим на выброс газов являются изменения барометрического давления.

Борис Борувка
Анализ причин убыли запасов угля на примере одной шахты 30

В Верхнесилезском угольном бассейне в период 1989-2010 годов убавилось почти 23 млрд. Mg геологических ресурсов и 13 млрд. промышленных Mg. Большая часть этих запасов уменьшилась в девяностые годы прошлого века. В данной статье предпринимается попытка определить причины убыли ресурсов в 1989-2003 годах. Исследовались промышленные ресурсы, выступающие в залежи 510 в районе добычи одной шахты. В результате была обнаружена значительная убыль промышленных ресурсов. Это обусловлено главным образом реклассификации ресурсов в внебалансовые ресурсы гр. « b «, а затем снятия с учёта, как правило, обоснованного теми же причинами. Основными причинами для реклассификации участков во внебалансовые ресурсы гр. «b» и снятия с учёта были: сложные тектонические нарушения и необходимость в отдельном предоставлении.

Матей Ян Менецкий
Использование тестов Альбарелло для выявления ложных пиков на спектрах HVSR, полученных от сейсмических шумов, зарегистрированных в Ойцове, и Рацибуже и Силезском планетарии 36

Кривая отношения спектров горизонтальной составляющей колебательных спектров для вертикальной составляющей (HVSR, Horizontal to Vertical Spectral Ratio) определённая для сейсмического шума может содержать ложные пики, которые дадут ошибочные результаты параметров локальных эффектов, таких как коэффициент усиления и резонансная частота подповерхностного слоя. Нежелательные пики HVSR создаются главным образом из-за инструментальных и/или численных шумов, возникающих при регистрации и обработке данных измерений. С целью выявления ложных пиков был предложен статистический тест Альбарелло, который позволяет определить их при заданном уровне значимости. В этой статье тест Альбарелло был использован для анализа кривых HVSR, рассчитанных для трех сейсмических станций, расположенных в Силезском планетарии, Ойцове, и Рацибуже. Для станций в Силезском планетарии из четырех наблюдаемых максимумов тест отбросил два, В Ойцове - три, а в Рацибуже наблюдался только один максимум, который был отброшен, так как гипотеза H0 теста была подтверждена.

Хроника..... 41

Это не должно было случиться
Несчастные случаи, катастрофы 42

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

Разрешения на допуск к применению на горных предприятиях..... 45

Стандартизация..... 47

Обзор нормативных актов 48

Указания для авторов 49

История и современность горной промышленности
Тадеуш Loster
Добытчики кристаллического кальцита 50

dr hab. inż. **Eugeniusz KRAUSE**, prof. GIG
Główny Instytut Górnictwa, Katowice

Zagrożenie metanowe podczas eksploatacji na warstwy z zawałem stropu pokładów o dużej miąższości

TREŚĆ:
Koncentracja wydobycia w pokładach silnie metanowych przyczyniła się do zwiększenia wydzielania metanu do środowiska eksploatowanych ścian. Warunkiem prawidłowego doboru długości ściany oraz zakresu profilaktyki jest wyprzedzająca ocena zagrożenia metanowego, przeprowadzona na etapie projektowania eksploatacji. Doskonalenie metod prognozowania zagrożenia metanowego ścian, przez zwiększenie ich dokładności, nabiera obecnie coraz większego znaczenia, przy rosnącym z głębokością nasyceniu metanem eksploatowanych pokładów oraz otaczającego je złoża.
W artykule odniesiono się do kształtowania się zagrożenia metanowego podczas eksploatacji pokładów o dużej miąższości (ok. 7–10 m) na warstwy z zawałem stropu. Na podstawie obliczeń odgazowania warstwy spągowej grubego pokładu przeprowadzono ocenę wydzielania się metanu z tej warstwy, podczas eksploatacji jego warstwy przystropowej.

SŁOWA KLUCZOWE:
bezpieczeństwo, górnictwo, węgiel, eksploatacja, metan

Wprowadzenie

W polskich kopalniach węgla kamiennego obserwuje się zwiększone wydzielanie metanu do środowiska eksploatowanych ścian. Jest to wynikiem zarówno wzrostu koncentracji wydobycia, jak i nasycenia metanem pokładów wybieranych na coraz większej głębokości. Z głębokością zalegania pokładów wiąże się również zmiana ich własności gazowych, co przyczynia się do niewielkiej efektywności stosowania odmetanowania wyprzedzającego eksploatację. Powyższe praktycznie spowodowało zaniechanie stosowania tej metody odmetanowania.

Metody prognozowania zagrożenia metanowego umożliwiają przeprowadzenie wyprzedzającej oceny kształtowania się wydzielania metanu do wyrobisk środowiska projektowanej ściany. Prognozowane wartości umożliwiają identyfikowanie poziomu zagrożenia dla zmieniającej się metanonośności oraz parametrów eksploatacji na wybiegu ściany, pozwalając jednocześnie na określenie niezbędnych wymagań w zakresie doboru sposobu i parametrów przewietrzania oraz profilaktyki (w tym efektywności odmetanowania) dla zakładanego postępu eksploatacyjnego.

Metody prognozowania zagrożenia metanowego, stosowane w kraju i zagranicą, bazują na zbliżonych założeniach, identyfikujących źródła wydzielania metanu do środowiska ściany. Pierwsze metody prognozowania wydzielania metanu do rejonów projektowanych ścian w polskich kopalniach węgla kamiennego zostały opracowane w latach 70., na podstawie zagranicznych metod takich autorów, jak: Schulz, Stuffke, Winter i Patteysky, stosowanych w funkcjonujących w tym czasie kopalniach zachodniej Europy [1, 2]. W metodach tych przyjęto podobny model wydzielania się metanu do rejonu ściany, a mianowicie: wydzielony metan jest sumą metanu pochodzącego z pokładu eksploatowanego oraz pokładów podebranych i nadebranych, w wyniku ich odprężenia i naruszenia równowagi gazowej. Powstanie spękań, nad i pod wybraną przestrzenią pokładu eksploatowanego, powoduje ukierunkowaną, szczelinową migrację metanu

z odgazowujących się pokładów podebranych i nadebranych, objętych zasięgiem odprężenia.

Nadmienić należy, że sukcesywne zwiększanie długości ścian, będące wynikiem rosnącej koncentracji wydobycia, znacząco wpłynęło na zwiększenie objętości odprężonego złoża, a tym samym ilości metanu wydzielającego się do zrobów ścianowych. Wpływ koncentracji wydobycia na kształtowanie się zagrożenia metanowego w wyrobiskach środowiska ściany omówiono w publikacjach [3, 5, 10].

W warunkach eksploatacji ścian o dużej koncentracji wydobycia, najczęstszymi przyczynami powstawania błędów, rozbieżności oraz niesprawdzalności prognoz są [6, 7]:

- niewłaściwe określenie zasięgu odprężenia i odgazowania warstw stropowych i spągowych w wyniku wydłużania ścian, a tym samym błędne obliczenie objętości odgazowującego się węgla z pokładów oraz warstw podebranych i nadebranych,
- niedokładne określenie wartości metanonośności pokładu eksploatowanego na projektowanym wybiegu ściany,
- niewłaściwe określenie metanonośności pokładów podebranych i nadebranych, objętych zasięgiem odgazowania.

W metodach prognozowania, stosowanych do 2000 roku, zakładano zasięg odgazowania pokładów na odległość do 120 m w stropie i do 60 m w spągu od pokładu eksploatowanego. W nowej metodzie prognozowania [8] określenie zasięgu odgazowania warstw podebranych i nadebranych jest dokonywane na podstawie takich wartości, jak długość oraz nachylenie ściany.

Wyniki badań prowadzonych w latach 1998–2000 przez Główny Instytut Górnictwa Kopalnię Doświadczalną „Barbara" potwierdziły, że w warunkach wysokiej koncentracji wydobycia w pokładach metanowych udział metanu wydzielającego się do zrobów, w całkowitej ilości metanu wydzielającego się do środowiska ściany, kształtuje się w przedziale 60–80%. Tak znaczna ilość metanu wydzielającego się do zrobów z pokładów podebranych i nadebranych do rejonu ściany w dużym stopniu wpływa na kształtowanie się zagrożenia metanowego, szczególnie w ścianach przewietrzanych sposobem na „U" po caliźnie węglowej. Podczas eksploatacji metanonośność pokładu eksploatowanego, wysokość ściany oraz prędkość urabiania kombajnem wpływają na wielkość wydzielania metanu bezpośrednio do wyrobiska ścianowego.

Podczas eksploatacji pokładów o dużej miąższości na warstwy, w kopalniach „Wujek", „Murcki-Staszic", „Wieczorek", „Mysłowice-Wesoła" i „Bielszowice" stwierdzono, że zagrożenie w ścianie dodatkowo kształtuje dopływ metanu z odprężonej warstwy spągowej. Największą intensywnością wydzielania metanu charakteryzuje się eksploatacja w pierwszej, przystropowej warstwie pokładu. Wydzielanie metanu do środowiska ścian eksploatowanych w kolejnych warstwach jest znacząco mniejsze, z uwagi na ich wcześniejsze odgazowanie. Poziom zagrożenia metanowego w ścianach, eksploatowanych w kolejnych warstwach pokładu o dużej miąższości, sukcesywnie zmniejsza się od warstwy przystropowej do warstwy przyspągowej.

W artykule przedstawiono obliczenia objętości metanu wydzielającego się z warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości, podczas eksploatacji systemem ścianowym na zawał jego warstwy przystropowej. Nie omówiono w nim zależności funkcyjnych stopnia odgazowania, odprężonych eksploatacją, pokładów podebranych.

Stopień odgazowania pokładów w środowisku eksploatowanej ściany

Na stopień odgazowania pokładów w otoczeniu prowadzonej eksploatacji ma wpływ ich odległość od pokładu eksploatowanego, która wraz z metanonośnością kształtuje wielkość desorbowalnych objętości metanu w tych pokładach.

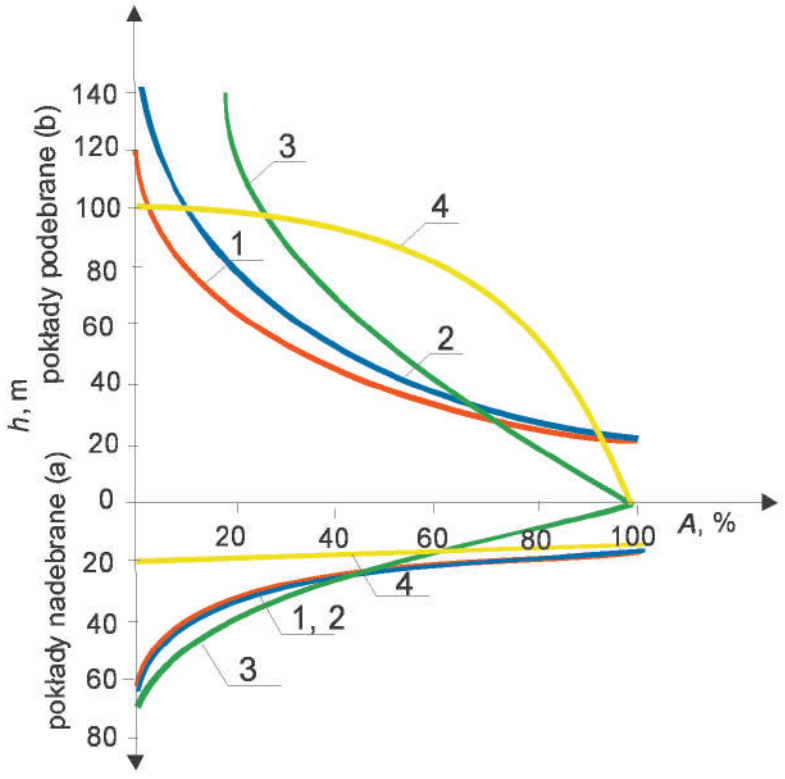
Prowadzenie eksploatacji w pokładach o miąższości 7–10 m, na dwie lub trzy warstwy, wskazało na potrzebę zweryfikowania stosowanych metod prognozowania zagrożenia metanowego dla ścian, ze szczególnym uwzględnieniem stopnia odgazowania warstw spągowych w tych pokładach. Wyniki badań metanonośności pozostawionej warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości, po wyeksploatowaniu warstwy przystropowej, potwierdziły potrzebę zweryfikowania stosowanych do obliczeń prognoz zależności funkcyjnych stopnia odgazowania pokładów nadebranych.

Bazując na wynikach oznaczeń metanonośności uzyskanych z pokładów eksploatowanych w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, stwierdzono, że założenia Schulza, Stuffkena, Wintera, Patteysky'ego i Noacka (rys. 1 i 2) o stuprocentowym odgazowaniu blisko zalegających pokładów lub warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości, po wyeksploatowaniu pierwszej warstwy przystropowej, odbiegają od rzeczywistości i są nieprzydatne przy sporządzaniu prognoz [9]. Przeprowadzone w polskich kopalniach węgla kamiennego badania metanonośności blisko zalegających pokładów nadebranych lub warstwy przyspągowej pokładu o dużej miąższości (po wybraniu warstwy przystropowej) potwierdzają znaczne odgazowanie, jednakże nie według zależności funkcyjnych (rys. 1 i 2). Do rzeczywistych warunków odgazowania blisko zalegających pokładów nadebranych, w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w największym stopniu jest zbliżona zależność funkcyjna stopnia odgazowania opracowana przez Stuffkena (rys. 1 – kolor zielony).

Noack określił, że średni stopień odgazowania pokładu eksploatowanego wynosi 75%, natomiast stuprocentowe odgazowanie występuje w pokładach podebranych do odległości 20 m i pokładach nadebranych do odległości 11 m od tego pokładu (rys. 2).

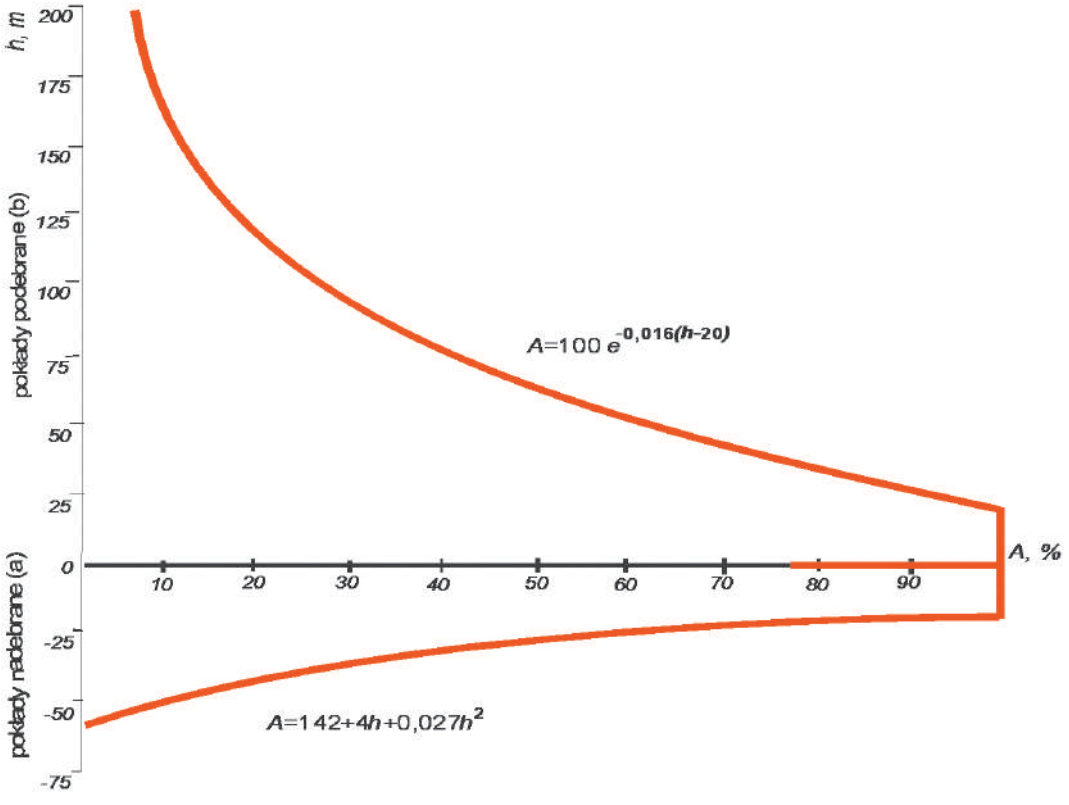
Autorzy opracowanych zależności funkcyjnych, przedstawionych na rysunkach 1 i 2, uzależniają stopień odgazowania pokładów od rzeczywistej odległości od pokładu eksploatowanego. W polskich metodach prognozowania [1, 8], stopień odgazowania pokładów zależy od wysokości eksploatowanej ściany, sposobu kierowania stropem oraz tzw. odległości umownej, będącej funkcją odległości rzeczywistej od pokładu eksploatowanego. Odległość umowna jest wprost proporcjonalna do odległości rzeczywistej między pokładem eksploatowanym a pokładem podebranym lub nadebranym i odwrotnie proporcjonalna do wysokości eksploatowanej ściany oraz współczynnika zależnego od sposobu kierowania stropem.

Analiza wyników badań metanonośności pokładów podebranych, objętych zasięgiem odprężenia eksploatacyjnego potwierdziła, że w odległości do 5-krotnej wysokości eksploatowanej ściany, pokłady podebrane charakteryzują się bardzo dużym stopniem odgazowania, nawet do 95% [9]. Duży stopień odgazowania blisko zalegających pokładów podebranych prowadzoną eksploatacją, stwierdzony na podstawie analizy wyników badań przeprowadzonych w Głównym Instytucie Górnictwa, jest zbieżny z zależnościami funkcyjnymi autorów zagranicznych, graficznie przedstawionymi na rysunkach



Rys. 1. Odgazowanie pokładów podebranych (b) i nadebranych (a) według: 1 – Schulza, 2 – Wintera, 3 – Stuffkena, 4 – Patteysky'ego, $A^{1)}$ – stopień odgazowania, h – odległość od pokładu eksploatowanego

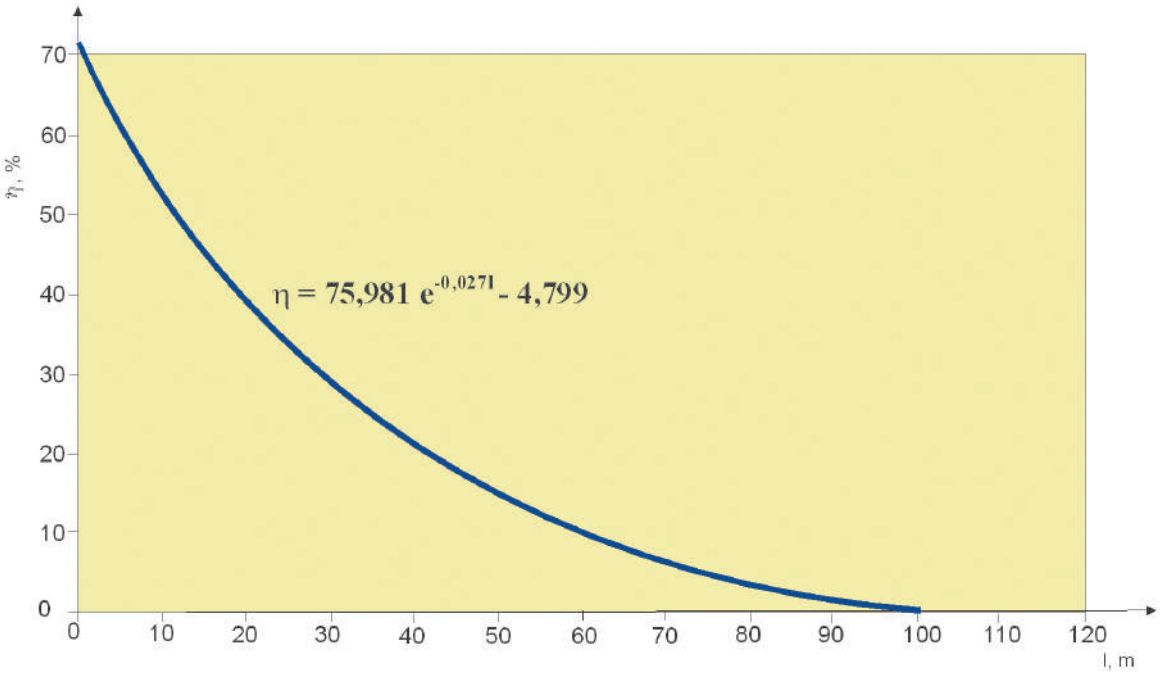
Fig. 1. Degassing underworked (b) and overworked (a) coal seams according to: 1 – Schulz, 2 – Winter, 3– Stuffken, 4 – Patteysky, $A^{1)}$ – degassing degree, h – distance from the exploited seam



Rys. 2. Krzywe odgazowania dla pokładów podebranych (b) i nadebranych (a) według Noacka: $A^{1)}$ – stopień odgazowania, h – odległość od pokładu eksploatowanego [4]

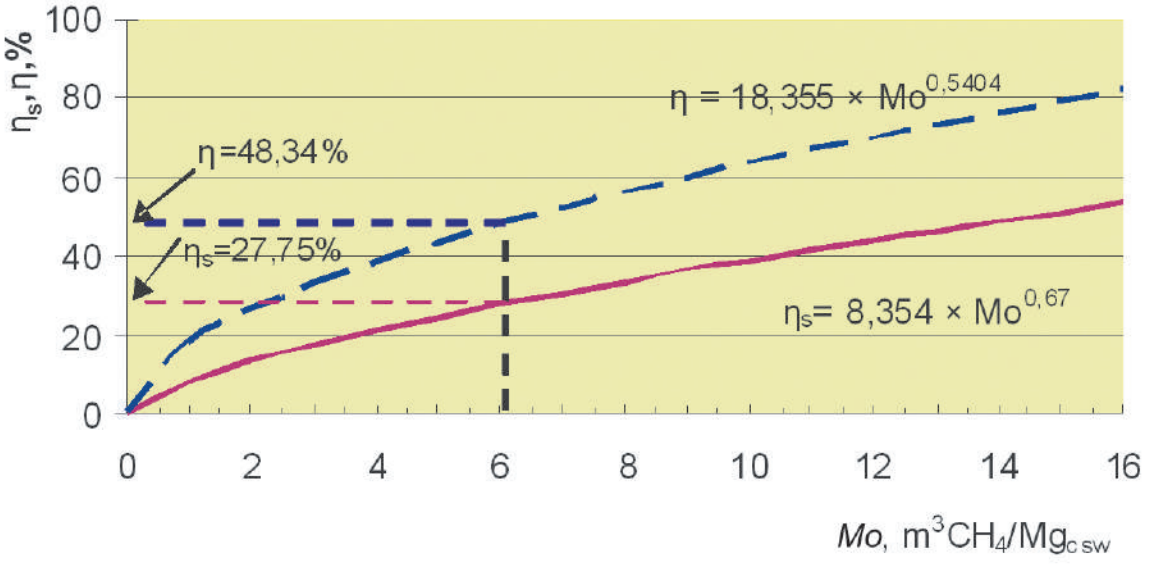
Fig. 2. Degassing curves for underworked (b) and overworked (a) seams according to Noack: $A^{1)}$ – degassing degree, h – distance from the exploited seam [4]

1 Na rysunkach 1 i 2 stopień odgazowania pokładów podebranych i nadebranych oznaczono jako *A*, natomiast w dalszej części artykułu parametr ten, podobnie jak w polskich publikacjach, będzie oznaczony przez h.



Rys. 3. Krzywa stopnia odgazowania (η) pokładów nadebranych w zależności od odległości (l) od pokładu eksploatowanego wg [9]

Fig. 3. Degassing degree curve (η) for overworked seams depending on the distance (l) from the exploited seam according to [9]



Rys. 4. Stopień odgazowania (η_s) pokładu eksploatowanego po urabianiu kombajnem w zależności od jego metanonośności pierwotnej (M_o) wg [9], η – stopień odgazowania pokładu eksploatowanego, kształtującego wydzielanie metanu zarówno do ściany, jak i wyrobisk przyścianowych oraz zrobów

Fig. 4. Degassing degree ηs of a seam exploited with after working with a mechanical coal miner depending on its methane-content capacity M_o according to [9], η – degassing degree of an exploited seam determining methane emissions from a longwall, longwall excavations and abandoned workings

1 i 2. Węgiel pozostawiony w zawale bezpośrednim eksploatowanych ścian wskazuje na znacznie większe odgazowanie, niż węgiel pokładu eksploatowanego po jego urobieniu kombajnem. Węgiel pozostawiony w zrobach z blisko zalegającego pokładu podebranego oddaje metan w długim przedziale czasu, tj. kilku miesięcy. Wyniki badań metanonośności potwierdziły, że po okresie 3 miesięcy stopień odgazowania pokładu, pozostawionego w zrobach zawału bezpośredniego, kształtuje się na poziomie 95% jego metanonośności pierwotnej [9]. Węgiel urobiony kombajnem w ścianie jest transportowany poza rejon eksploatacyjny, a następnie na powierzchnię, gdzie następuje dalsze uwalnianie się zawartego w nim metanu.

Oznaczenia metanonośności wykonane w ostatnich latach w pokładach o dużej miąższości, częściowo odgazowanych w wyniku wcześniej prowadzonej eksploatacji, tworzą coraz bardziej liczny zbiór, który umożliwił opracowanie funkcji stopnia odgazowania pokładów nadebranych w zależności od odległości od pokładu wyeksploatowanego. Na podstawie wyników oznaczeń metanonośności w odprężonych pokładach węgla aproksymowano funkcję stopnia odgazowania (η) dla pokładów nadebranych (rys. 3):

$$\eta = 75{,}981\, e^{-0{,}027\, l} - 4{,}799 \quad (1)$$

gdzie: l – odległość rzeczywista pokładu nadebranego od wyeksploatowanego pokładu odprężającego.

W pokładach o dużej miąższości, wybieranych na warstwy z zawałem stropu, eksploatacja pierwszej warstwy (przystropowej) przyczynia się do częściowego odgazowania pozostałej warstwy spągowej, w przedziale 60–70%. Metanonośność wtórna warstwy spągowej pokładu grubego po wyeksploatowaniu na zawał warstwy przystropowej wynosi więc 30–40% metanonośności pierwotnej.

Stopień odgazowania węgla pokładu lub jego eksploatowanej warstwy, po urobieniu kombajnem, w zależności od metanonośności pierwotnej przedstawia graficznie rysunek 4. Stopień odgazowania warstwy eksploatowanego pokładu (η_s) po urobieniu kombajnem, oblicza się wzorem [9]:

$$\eta_s = 8{,}354\, M_o^{0{,}67} \quad (2)$$

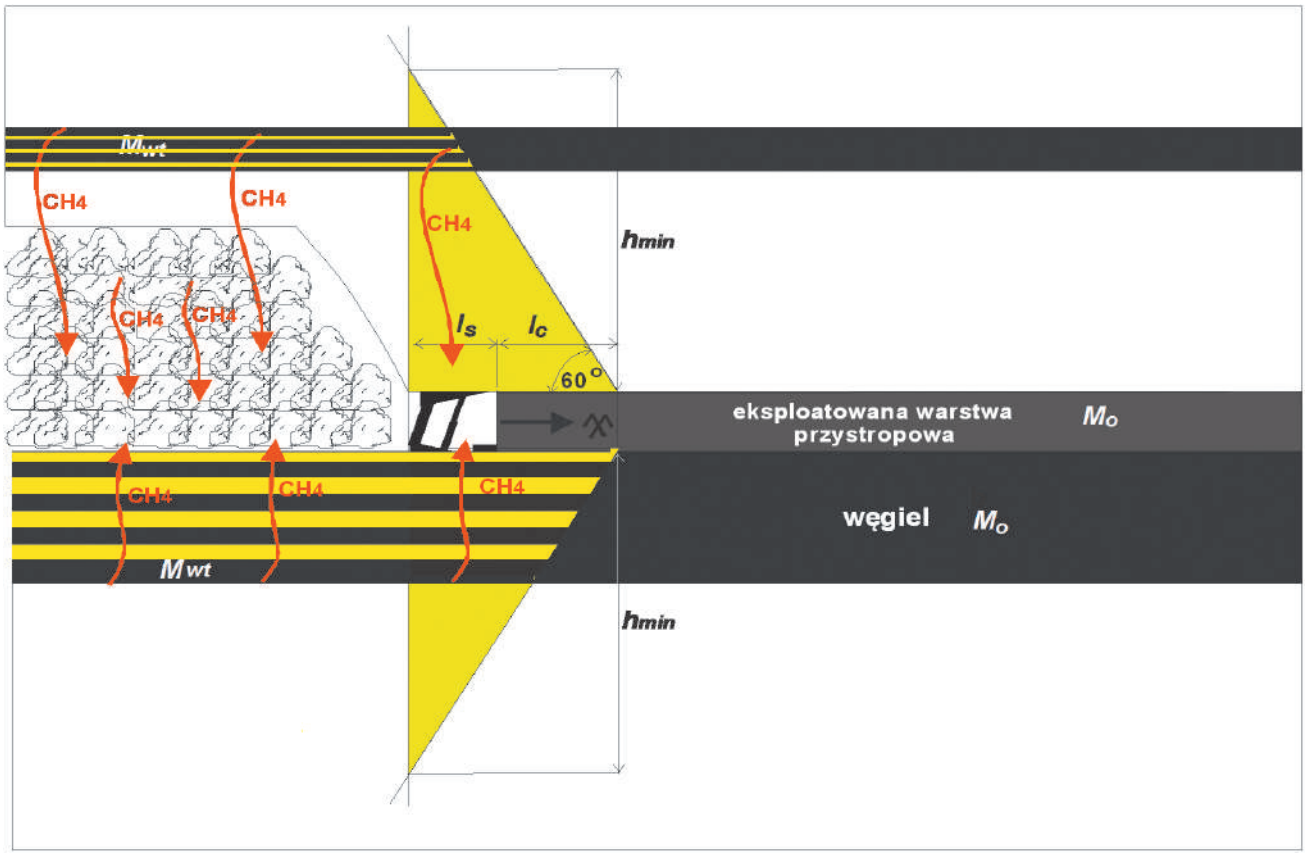
gdzie: M_o – metanonośność pierwotna pokładu eksploatowanego.

W przypadku eksploatacji warstwy drugiej pokładu o dużej miąższości, w miejsce metanonośności pierwotnej M_o, we wzorze (2) podstawia się wartość metanonośności wtórnej M_{wt}, która ukształtowała się w wyniku odprężenia pokładu wcześniej prowadzoną eksploatacją warstwy przystropowej.

Na rysunku 4, przykładowo, dla pokładu eksploatowanego o wartości metanonośności pierwotnej M_o = 6 m^3 CH_4/Mg$_{csw}$, na osi rzędnych odwzorowano całkowitą wartość stopnia odgazowania węgla tego pokładu, wynoszącą η=48,34%, oraz wartość stopnia odgazowania pokładu w czasie urabiania kombajnem, wynoszącą η_s= 27,75%.

Podczas eksploatacji pokładu o dużej miąższości (7–10 m lub więcej) na warstwy, znajomość stopnia odgazowania warstwy spągowej tego pokładu oraz blisko zalegających pokładów pozwala obliczyć ilość metanu wydzielającego się bezpośrednio do ściany oraz jej zrobów. Podczas eksploatacji warstwy przystropowej, strumień metanu pochodzący z odgazowania się warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości przyczynia się do intensywnego wypływu metanu bezpośrednio do wyrobiska ścianowego oraz jej zrobów w bezpośrednim sąsiedztwie obudowy zmechanizowanej. W warunkach przewietrzania ściany sposobem na „U" po caliźnie węglowej ucieczki powietrza migrującego przez zroby ściany wynoszą wydzielający się metan z odprężanej warstwy spągowej bezpośrednio do ściany oraz pośrednio ze zrobów do ściany i chodnika wentylacyjnego.

Badania prowadzone przez autora artykułu są ukierunkowane na zwiększenie dokładności prognoz wydzielania metanu do ściany, przez bardziej dokładne oszacowanie zależności funkcyjnych opisujących stopień odgazowania pokładów podebranych i nadebranych, objętych zasięgiem odprężenia eksploatacyjnego. W niniejszym artykule przeprowadzono ocenę kształtowania się odgazowania warstwy spągowej w pokładach o dużej miąższości, eksploatowanych na warstwy z zawałem stropu. Wydzielanie się metanu z warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości, podczas eksploatacji warstwy przystropowej, ma wpływ na kształtowanie się zagrożenia metanowego w ścianie. Mechanizm wydzielania metanu do środowiska ściany podczas eks-



Rys. 5. Zależności rzutujące na możliwość dopływu metanu do ściany z blisko zalegających pokładów podebranych i nadebranych

Fig. 5. Dependecies influencing methane flow to longwalls from closely located underworked and overworked seams

ploatacji warstwy przystropowej pokładu o dużej miąższości jest nieco inny, niż podczas eksploatacji pokładu o średniej miąższości (na całą miąższość) usytuowanego w otoczeniu pokładów podebranych i nadebranych.

Wydzielanie metanu do ściany podczas eksploatacji pokładów o dużej miąższości na warstwy

Pokłady siodłowe o miąższości 7–10 m i większej są eksploatowane systemem ścianowym na warstwy z kierowaniem stropu na zawał lub podsadzkę hydrauliczną. Eksploatacja takich pokładów na zawał jest prowadzona od warstwy przystropowej do warstwy przyspągowej. Eksploatacja kolejnej z warstw pokładu grubego z zawałem stropu wymaga pozostawienia pod stropem warstwy węgla o miąższości około 0,7 m, celem wyeliminowania jego obwałów i umożliwienia eksploatacji kolejnej warstwy. Pozostawienie w stropie ściany warstwy węgla wpływa na kształtowanie się zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ścianowych, z tych względów ściany eksploatowane w takich warunkach mogą być przewietrzane jedynie w układzie na „U" po caliźnie węglowej.

Podczas prowadzenia eksploatacji warstwy przystropowej w pokładzie o dużej miąższości następuje, niezależnie od wydzielającego się z niej metanu, znaczący dopływ metanu do wyrobiska ścianowego z warstwy spągowej. Zasięg odgazowania warstw węglowych kształtuje głównie odległość występowania ciśnienia eksploatacyjnego od czoła ściany l_c (rys. 5) oraz szerokość przedziału roboczego ściany l_s (zależna od wysokości eksploatowanej ściany oraz typu obudowy zmechanizowanej). Obliczenie zasięgu odgazowania pokładów podebranych i nadebranych pozwala na wskazanie tych pokładów, z których metan wydziela się bezpośrednio do wyrobiska ścianowego oraz zrobów. Eksploatacja pierwszej warstwy (przystropowej) pokładu o dużej miąższości jednoznacznie potwierdza dopływ metanu z odprężonej warstwy węgla w spągu ściany, kształtujący zagrożenie bezpośrednio w wyrobisku ścianowym. Ponadto, jak przedstawiono na rysunku 5, zasięgiem odgazowania został objęty cienki pokład podebrany, z którego desorbujący metan w niewielkiej ilości może również dopływać bezpośrednio do wyrobiska ścianowego.

Zasięg odgazowania pokładów podebranych i nadebranych, z których metan przemieszcza się bezpośrednio do wyrobiska ścianowego oblicza się wzorem:

$$h_{min} = \text{tg}\,\alpha\,(l_s + l_c) = 1{,}73\,(l_s + l_c) \qquad (3)$$

gdzie:

l_s – szerokość przestrzeni roboczej ściany, m,

l_c – odległość występowania ciśnienia eksploatacyjnego przed frontem ściany, m,

α – kąt desorpcji wynoszący 60°.

Dla szerokości ściany l_s = 4,5 m i odległości ciśnienia eksploatacyjnego od czoła ściany l_c wariantowo przyjętej: 1, 2, 3 i 4 m, obliczone wzorem (3) wartości h_{min} wynoszą odpowiednio: 9,5, 11,2, 13,0 i 14,7 m.

W warunkach eksploatacji pierwszej warstwy przystropowej pokładu grubego o miąższości 7–10 m, oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego powoduje odprężenie i odgazowywanie się pozostałej warstwy spągowej pokładu. Na wielkość strumienia metanu wydzielającego się do ściany eksploatowanej w warstwie przystropowej mają wpływ następujące czynniki:

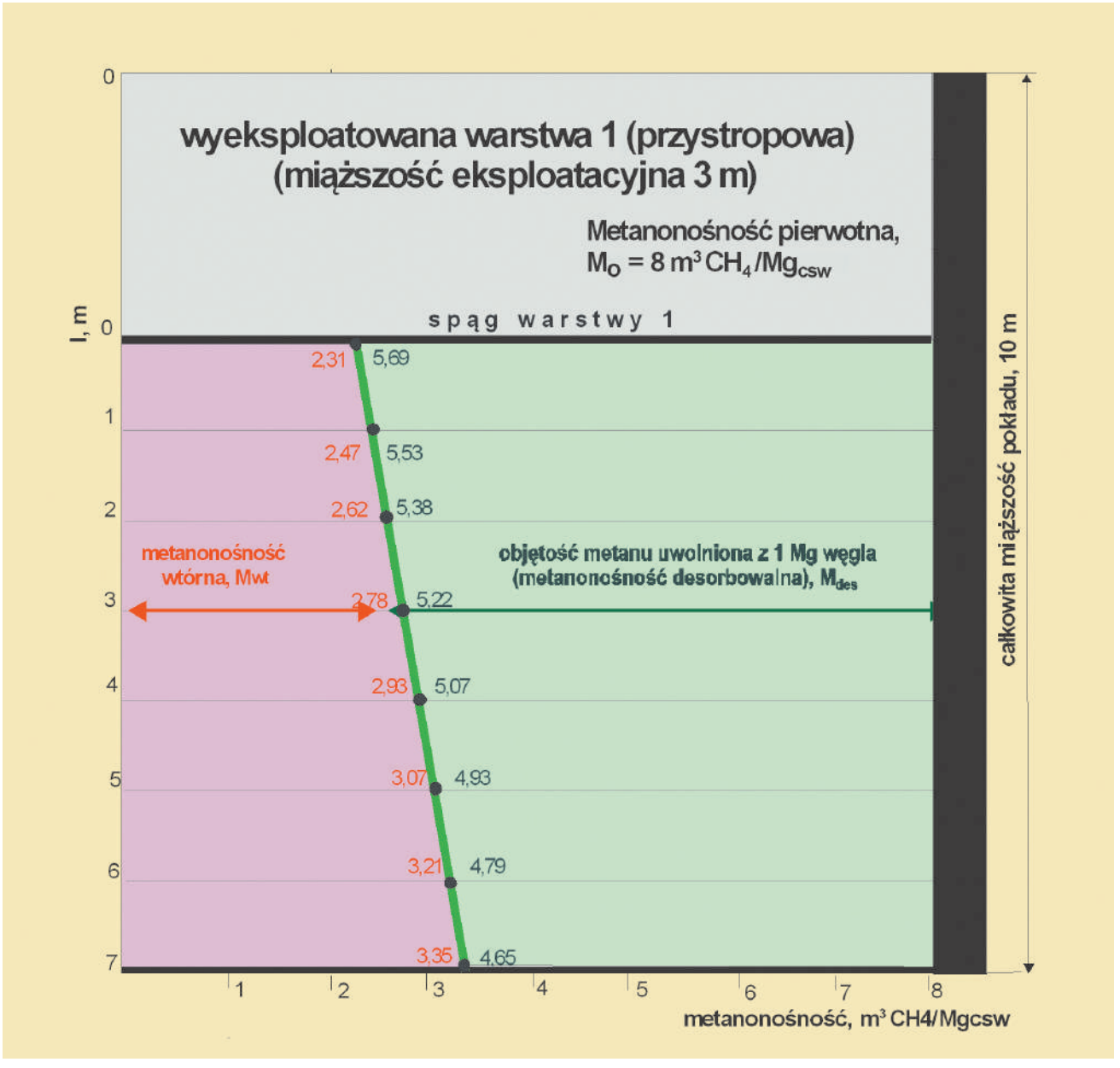
- metanonośność pierwotna pokładu eksploatowanego,
- miąższość warstwy węgla pozostawionej w spągu ściany,
- stopień odgazowania warstwy pokładu w spągu,
- postęp eksploatacyjny ściany.

Na podstawie wzoru (1) można obliczyć wartości stopnia odgazowania warstwy spągowej pokładu o metanonośności pierwotnej M_o oraz określić rozkład metanonośności w tej warstwie po wyeksploatowaniu warstwy przystropowej. W tabeli 1 zestawiono wyniki obliczeń stopnia odgazowania warstwy przyspągowej o miąższości 7 m (co 1 m) oraz metanonośności desorbowalnej metanu uwalnianego z każdej tony węgla,

Tab. 1. Wyniki obliczeń stopnia odgazowania (η) warstwy przyspągowej węgla, metanonośności desorbowalnej (M_{des}) oraz wtórnej (M_{wt}), ukształtowanych w wyniku eksploatacji warstwy przystropowej pokładu

Table 1. Results of degassing degree (η) calculations for a coal floor layer, desorbable (M_{des}) and secondary (M_{wt}) methane-content capacity shaped as a result of seam roof layer exploitation

Odległość od spągu eksploatowanej warstwy przystropowej	Metanonośność pierwotna, M_o, m^3CH_4/Mg_{csw}	Stopień odgazowania warstwy spągowej h, %	Metanonośność desorbowalna, $M_{des} = M_o \cdot h$, m^3CH_4/Mg_{csw}	Metanonośność wtórna, $M_{wt} = M_o - M_{des}$	Średnia, wtórna metanonośność warstwy spągowej, m^3CH_4/Mg_{csw}
1	3	2	4	5	6
h = 0	8,0	71,18	5,69	2,31	2,84
h = 1	8,0	69,16	5,53	2,47	
h = 2	8,0	67,19	5,38	2,62	
h = 3	8,0	65,27	5,22	2,78	
h = 4	8,0	63,40	5,07	2,93	
h = 5	8,0	61,59	4,93	3,07	
h = 6	8,0	59,82	4,79	3,21	
h = 7	8,0	58,10	4,65	3,35	



Rys. 6. Rozkład metanonośności wtórnej (M_{wt}) spągowej warstwy pokładu węgla oraz metanonośności desorbowalnej (M_{des}) po wyeksploatowaniu warstwy 1 (przystropowej), w zależności od odległości (l) od spągu warstwy 1

Fig. 6. Distribution of the secondary methane-content (M_{wt}) for a coal seam roof layer and desorbable methane-content (M_{des}) after exploiting layer 1 (roof) depending on the distance (l) from floor of layer 1

w wyniku eksploatacji warstwy przystropowej. Opierając się na wartościach metanonośności desorbowalnej obliczono rozkład metanonośności wtórnej (M_{wt}) w przekroju pionowym warstwy spągowej (kolumna 5 tabeli 1) przy założeniu, że metanonośność pierwotna (M_o) pokładu wynosi 8 m³ CH_4/Mg_{csw}. Przystępując do eksploatacji warstwy drugiej pokładu, odprężonej eksploatacją warstwy przystropowej, mamy więc do czynienia z ukształtowaną metanonośnością wtórną pokładu (kolumna 6 tab. 1). Po wybraniu warstwy przystropowej (pierwszej), w znaczący sposób obniża się poziom nasycenia metanem pozostałych dwóch dolnych warstw pokładu.

Wyeksploatowanie warstwy przystropowej pokładu, którego całkowita miąższość wynosi 10 m, powoduje znaczące obniżenie wartości metanonośności jego pozostałej, przyspągowej warstwy o miąższości 7 m. Przy założeniu metanonośności pierwotnej pokładu grubego równej 8 m³ CH_4/Mg_{csw}, metanonośność wtórna pozostawionej warstwy będzie mieściła się w przedziale 2,31 – 3,35 m³ CH_4/Mg_{csw} (rys. 6). W wyniku odgazowania się warstwy spągowej pokładu uwalnia się bardzo duża objętość metanu do środowiska eksploatowanych ścian w warstwie przystropowej pokładu.

W czasie eksploatacji warstwy przystropowej pokładu o dużej miąższości, ilość uwalnianego metanu jest iloczynem objętości węgla na 1 m² odsłoniętego spągu ściany oraz średniej metanonośności desorbowalnej z 1 Mg węgla w spągu (kolumna 4 tab. 1). Dla wartości obliczeń zawartych w kolumnie 5 tabeli 1 oraz 9,1 Mg węgla na 1 m² odsłoniętej powierzchni warstwy spągowej pokładu o miąższości 7 m, objętość desorbowalnych zasobów uwalnianego metanu z 1 m² odsłoniętego eksploatacją spągu wynosi 47,05 m³. W tabeli 2 zestawiono wyniki obliczeń prognozowanych desorbowalnych zasobów metanu uwalnianych do środowiska ściany, eksploatowanej w warstwie przystropowej (1) z odprężonej eksploatacją

Tab. 2. Prognozowane wydzielanie metanu z warstwy spągowej odprężonej podczas eksploatacji warstwy przystropowej, m^3CH_4/min

Tab. 2. Forecast methane emissions from a floor layer destressed during roof layer exploitation, m^3CH_4/min

Długość ściany, m	Postęp eksploatacyjny, m/d				
	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0
1	2	3	4	5	6
120	3,92	7,84	11,76	15,68	19,60
140	4,57	9,14	13,71	18,28	22,85
160	5,22	10,44	15,66	20,88	26,10
180	5,88	11,76	17,64	23,52	29,40
200	6,53	13,06	19,59	26,12	32,65
220	7,19	14,38	21,57	28,76	35,95
240	7,84	15,68	23,52	31,36	39,20

warstwy spągowej o grubości 7 m i metanonośności pierwotnej M_o = 8 $m^3\,CH_4/Mg_{csw}$, przy założeniu długości ścian w przedziale 120–240 m i eksploatacyjnych postępach w przedziale 1–5 m/dobę. Wartości prognoz nie uwzględniają metanu wydzielającego się podczas urabiania bezpośrednio do ściany z eksploatowanej warstwy przystropowej oraz innych pokładów podebranych i nadebranych, objętych zasięgiem odprężenia eksploatacyjnego.

Podczas eksploatacji kolejnej warstwy 2 pokładu o dużej miąższości następuje po raz drugi odgazowanie pozostałej warstwy spągowej. Używając wzoru (1) można obliczyć stopień odgazowania η pozostałej warstwy spągowej. W wyniku eksploatacji warstwy 2 średnia metanonośność wtórna warstwy 3 będzie wynosiła 0,93 $m^3\,CH_4/Mg_{csw}$. Na skutek dwukrotnego odprężenia i odgazowania warstwy spągowej, eksploatacją kolejno warstwy 1 i warstwy 2, nasycenie metanem będzie kształtowało się na bardzo niskim poziomie.

Podczas eksploatacji pokładów węgla o dużej miąższości na warstwy z zawałem stropu, przy wysokiej ich metanonośności występują warunki sprzyjające kształtowaniu się ekstremalnie wysokiego zagrożenia metanowego w środowisku ścian przy wybieraniu warstwy 1 (przystropowej), na skutek:

- uwalniania metanu podczas urabiania kombajnem warstwy przystropowej,
- wydzielania metanu z pozostałej warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości na skutek jej odprężenia i odgazowania.

Uwalnianie się dużych objętości metanu do wyrobiska ścianowego oraz zrobów ściany, podczas eksploatacji warstwy przystropowej pokładu o dużej miąższości, potęguje kształtowanie się zagrożenia metanowego przy przewietrzaniu sposobem na „U" po caliźnie węglowej. Intensywne wydzielanie metanu do ściany oraz jej zrobów w bezpośrednim sąsiedztwie pola roboczego ściany powoduje „wynoszenie metanu" w rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym. Przewietrzanie ścian sposobem na „U" po caliźnie węglowej, przy opisanym mechanizmie wydzielania metanu, nie sprzyja uzyskiwaniu wysokiej efektywności odmetanowania. Podczas eksploatacji warstwy przystropowej, spągowe wydzielanie metanu bezpośrednio do wyrobiska ścianowego wymusza skierowanie do ściany odpowiednio dużego wydatku powietrza, co w konsekwencji zwiększa wielkość ucieczek powietrza przez zroby i zmniejsza efektywność odmetanowania zrobów, zwiększając tym samym ilość metanu odprowadzanego do powietrza wentylacyjnego.

Projektowanie eksploatacji w przystropowej warstwie pokładu o dużej miąższości i metanonośności, przy planowanym przewietrzaniu ścian w układzie na „U" po caliźnie węglowej, wymusza przeprowadzenie obliczeń szacunkowej wielkości wydzielania metanu jeszcze przed rozcinką parceli eksploatacyjnej. Uzyskane, szacunkowe wartości prognoz powinny być podstawą do określenia bezpiecznej długości ściany, przy założeniu parametrów przewietrzania i odmetanowania. Uwzględniając powyższe, przy projektowaniu eksploatacji ścianowej z zawałem stropu w pokładach o dużej miąższości i metanonośności na warstwy uznać należy, że dominującym zagrożeniem podczas eksploatacji warstwy pierwszej (przystropowej) będzie zagrożenie metanowe. Przy wybieraniu kolejnych warstw, dominującym staje się zagrożenie pożarem endogenicznym w zrobach ścian wskutek przypinania w stropie warstwy pokładu, umożliwiającej płynne prowadzenie dalszej eksploatacji.

Projektowanie eksploatacji w warunkach współwystępowania zagrożeń metanowego oraz pożarem endogenicznym, charakteryzujących się odmiennym poziomem zagrożenia w kolejno wybieranych warstwach, przy kierowaniu stropem na zawał, wymusza inne niż dotychczas stosowane, systemowe podejście do projektowanej eksploatacji.

Wnioski

1. Projektowanie eksploatacji pokładów o dużej miąższości na warstwy z zawałem stropu wymaga obiektywnej oceny poziomu współwystępujących zagrożeń metanowego oraz pożarem endogenicznym, a w konsekwencji właściwego doboru parametrów projektowanych ścian, jak i odpowiedniej profilaktyki w ich zwalczaniu.

2. Eksploatacja warstwy przystropowej pokładu o dużej miąższości i metanonośności, przy planowanym sposobie przewietrzania na „U" po caliźnie węglowej, wymusza zaprojektowanie optymalnej długości ściany, warunkującej jej bezpieczne prowadzenie.
3. Przedstawione w artykule obliczenia zmiany poziomu nasycenia metanem warstwy spągowej pokładu o dużej miąższości, na skutek eksploatacji jako pierwszej jego warstwy przystropowej, wskazują na znaczące obniżenie zawartości metanu w węglu, wpływające na zmniejszenie wydzielania metanu do ścian eksploatowanych w kolejnych warstwach pokładu.

Artykuł został napisany w wyniku badań i analiz w związku z realizacją zadania badawczego nr 2, w ramach strategicznego projektu badawczego NCBiR, pt. „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach".

Artykuł recenzowany

Methane-related risks during exploitation of a stratum with a fall of high-thickness roof

Concentration of the exploitation in coal seams with high methane content has contributed in the increase in methane emissions to the environment of exploited longwalls. The condition of the correct selection of a longwall length and the scope of preventive measures is a proactive assessment of methane-related risks carried out during the exploitation design stage. Improvement of longwall methane-related risk forecast methods by increasing their accuracy has become more and more important, taking into account the saturation of the exploited strata and the surrounding deposits with methane, which increases in relation to depth.

This paper refers to the development of methane-related risks during exploitation of high-thickness coal seams (approx. 7-10 m) into layers for a fall of a roof. On the basis of the calculations for degassing the underlayer of a thick stratum, the emission of methane from this stratum during its roof layer exploitation has been assessed.

Literatura:

1. Kozłowski B.: Prognozowanie zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego. Wyd. „Śląsk", Katowice 1972.
2. Ministerstwo Górnictwa: Wytyczne prognozowania metanowości wyrobisk eksploatacyjnych. 1978.
3. Myszor H.: Prognozowanie zdolności wydobywczych ścian z uwagi na zagrożenie metanowe. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 4, 1997.
4. Noack K.: Control of gas emissions in underground coal mines, Ins. J. Coal Geol. 35, 1998.
5. Cybulski K., Krause E., Łukowicz K.: Wpływ koncentracji wydobycia na kształtowanie się zagrożenia metanowego w wyrobiskach środowiska ściany. Mat. 1 Szkoły Aerologii Górniczej. Wyd. AGH, Kraków 1999.
6. Krause E.: Nowa metoda dynamicznej prognozy metanowości na wybiegu ścian – Polska. Mat. konf. „Metan z pokładów węgla – technologie pozyskiwania i utylizacji". Ustroń 1998.
7. Krause E., Łukowicz K.: Prognoza metanowości bezwzględnej dla ścian o wysokiej koncentracji wydobycia. Mat. konf. Wyd. GIG „Najnowsze osiągnięcia w zakresie przewietrzania kopalń oraz zwalczanie zagrożeń pożarowych, gazowych i klimatycznych". Katowice–Szczyrk 1999.
8. Krause E., Łukowicz K.: Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian (poradnik techniczny). Instrukcja nr 14. GIG, Katowice 2000.
9. Krause E.: Ocena i zwalczanie zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego. Prace Naukowe GIG nr 878. Katowice 2009.
10. Krause E.: Wzrost zagrożenia metanowego w ścianach w pokładach metanowych w warunkach rosnącej koncentracji wydobycia. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 1, 2012.

dr inż. **Małgorzata ULIASZ**
mgr inż. **Marcin KREMIENIEWSKI**
Instytut Nafty i Gazu, Kraków O/Krosno

Określenie efektywności zestalania urobku w aspekcie zagospodarowania odpadów wiertniczych

TREŚĆ:
Podczas wiercenia otworów powstają tzw. odpady wiertnicze, w postaci zużytej płuczki i wynoszonego przez nią urobku, charakteryzujące się zróżnicowaną szkodliwością zależną od rodzaju środków użytych do sporządzania płuczki i odzwierciedlające przewiercony profil litologiczny. Przepisy ustawy o odpadach wydobywczych [10] nakładają na zakłady prowadzące prace poszukiwawcze i wydobywcze obowiązek przestrzegania zasad gospodarki odpadami pod kątem ograniczania ich szkodliwego oddziaływania na środowisko, za pomocą odpowiednich metod ich odzysku i unieszkodliwiania. W związku z tym, podjęto laboratoryjne próby zestalania odpadów wiertniczych wytwarzanych w postaci urobku. W artykule przedstawiono wyniki badań doboru środków wiążących i efektywności ich działania w procesie zestalania urobku. Zaproponowane środki wiążące, które równocześnie powinny ograniczać szkodliwy wpływ odpadów na środowisko, mogą stanowić alternatywę do obecnie stosowanych w warunkach przemysłowych.

SŁOWA KLUCZOWE:
odpad wiertniczy, urobek, zestalanie, środki wiążące

1. Wstęp

Gospodarowanie odpadami polega na działaniach, które powinny przebiegać etapami i rozpoczynać się już podczas planowania oraz projektowania przedsięwzięcia. Działania te obejmują przede wszystkim zapobieganie powstawaniu odpadów i minimalizowanie ich ilości, bezpieczne dla środowiska wykorzystanie i zgodnie z zasadami ochrony środowiska unieszkodliwianie. Takie działania dotyczą wszystkich odpadów, niezależnie od ich ilości, jakości oraz stopnia oddziaływania na środowisko.

Według zasad gospodarowania odpadami zawartych w art. 7 ust. 2 i 3 ustawy o odpadach [11], posiadacz odpadów jest obowiązany w pierwszej kolejności do poddania odpadów odzyskowi, a jeżeli z przyczyn technologicznych jest on niemożliwy lub nie jest uzasadniony z przyczyn ekologicznych lub ekonomicznych, to odpady te należy unieszkodliwiać w sposób zgodny z wymaganiami ochrony środowiska oraz planami gospodarki odpadami. Odpady, których nie udało się poddać odzyskowi, powinny być tak unieszkodliwiane, aby składowane były wyłącznie te odpady, których unieszkodliwienie w inny sposób było niemożliwe z przyczyn technologicznych lub nieuzasadnione z przyczyn ekologicznych lub ekonomicznych.

Podczas prowadzenia prac poszukiwawczych wytwarzane są duże ilości odpadów, które występują w postaci zużytej płuczki wiertniczej i wynoszonego przez nią urobku. Z zestawionych danych przemysłowych wynika, że na 1 m. otworu wytwarzana ilość odpadów wiertniczych wynosi około 0,6 m^3, przy czym podstawową ich część, w ilości ok. 60–80 %, stanowią zużyte płuczki wiertnicze jako odpady płynne. Pozostała ilość to odpady stałe w postaci zwiercin „oblepionych" płuczką oraz uwodnionych osadów usuwanych ze ściany otworu w trakcie jego rurowania [7]. Powstałe odpady charakteryzują się zróżnicowaną

szkodliwością dla środowiska, zależną od rodzaju środków użytych do sporządzania płuczki, i odzwierciedlają przewiercony profil litologiczny.

Przeprowadzone w Instytucie Nafty i Gazu (INiG) badania fizykochemiczne odpadu wiertniczego [3, 9] wykazały, że zużyta płuczka otworowa charakteryzuje się podwyższonymi wartościami: substancji nierozpuszczonych, stałych związków rozpuszczonych (TDS), środków powierzchniowoczynnych (SPCz), jonów chlorkowych i siarczanowych, rozpuszczonego węgla organicznego (DOC) oraz zawiera nieznaczne ilości węglowodorów ropopochodnych oraz metali ciężkich, takich jak: arsen, bar, kadm, chrom, miedź, rtęć, nikiel, ołów, antymon, selen, cynk, cyna i kobalt. Natomiast szkodliwość urobku uwarunkowana jest głównie budową geologiczną przewiercanego profilu, ale także stopniem oddziaływania danej płuczki na wynoszony z otworu urobek. Wytworzony w czasie wiercenia urobek, który stanowi rozkruszone świdrem fragmenty skał, występujących w profilu geologicznym otworu, jak: gliny, piaski, iły, piaskowce, łupki, wapienie, margle, mułowce, iłowce, dolomity itp., jest zanieczyszczony resztkami płuczki, rozpuszczonymi solami i metalami ciężkimi oraz – w śladowych ilościach – pierwiastkami promieniotwórczymi, takimi jak: uran, tor i produkty ich rozpadu (rad i radon).

Ze względu na liczbę wierceń realizowanych corocznie, właściwe gospodarowanie tego rodzaju odpadami, w tak dużych ilościach, stanowi istotny element w całości kosztów wiercenia otworu oraz wymaga kompleksowych rozwiązań technologicznych w zakresie ich odzysku i unieszkodliwiania. W związku z tym podejmowane działania, których celem jest obniżanie ilości i stopnia szkodliwości odpadów wiertniczych, realizowane są głównie poprzez oszczędną gospodarkę płuczką wiertniczą, przekształcanie odpadów w materiał ziemiopodobny oraz ich składowanie. Sposób postępowania z wytworzonymi odpadami zależy jednak od ładunku ich zanieczyszczeń. Dlatego stosowane są różne technologie przetwarzania odpadów, które muszą spełniać wymagania obowiązujących przepisów. Odpady wytwarzane w czasie wiercenia otworu przetwarzane są najczęściej w fizycznych lub chemicznych procesach ich przekształceń w wyniku stosowania technologii immobilizacji zanieczyszczeń w odpadach, odwadniania odpadów oraz ich składowania w miejscu specjalnie do tego przeznaczonym – składowisku. Jedną z metod przetwarzania odpadów zawartych w urobku, w zakresie doboru środków chemicznych umożliwiających przekształcenie go w procesie zestalania w materiał stały, charakteryzujący się odpowiednią wytrzymałością mechaniczną, przedstawiono w niniejszym artykule.

2. Metody zagospodarowywania odpadów wiertniczych stosowane w warunkach przemysłowych

Podstawowe technologie zagospodarowywania odpadów wiertniczych, stosowane przez zakłady prowadzące prace poszukiwawcze na terenie Polski, to przede wszystkim: składowanie odpadów na specjalnie przygotowanych składowiskach, technologia odwadniana zużytej płuczki wiertniczej i immobilizacji poprzez zestalanie urobku (zwiercin) [7, 9].

Składowanie odpadów wiertniczych w Polsce realizowane jest głównie na składowisku odpadów wiertniczych we Wronowie (gmina Niechlów, woj. dolnośląskie) oraz w bezzbiornikowym, podziemnym składowisku w Borzęcinie (gmina Żmigród, woj. dolnośląskie), wykorzystującym do składowania odpadów wyeksploatowane złoże gazu ziemnego. Składowiska te przeznaczone są do składowania odpadów innych niż niebezpieczne i obojętne. Na składowiskach tych deponowane są przede wszystkim odpady stałe i odwodnione, zużyte płuczki wiertnicze. Skład stałych odpadów wiertniczych stanowi urobek z przewiercanych pokładów. Skład odwodnionych płuczek jest natomiast znacznie zróżnicowany, ponieważ zawierają one materiały płuczkowe oraz środki chemiczne, stosowane do ich sporządzania i obróbki, jak również zdyspergowany urobek pozyskiwany w procesie przewiercania górotworu i oczyszczania ścian otworu.

Podstawowym zadaniem procesu odwadniania zużytych płuczek wiertniczych jest pozbawienie ich właściwości płynnych przez przekształcenie w materiał stały. Technologia odwadniania realizowana jest w procesie koagulacji chemicznej płuczek wiertniczych, a następnie, po czasie niezbędnym na reakcję, ich filtracji w przewoźnej kontenerowej stacji odwadniania, wyposażonej w prasy filtracyjne.

Immobilizacja, czyli zestalanie i stabilizacja odpadów niebezpiecznych, jest jednym ze sposobów fizykochemicznego przekształcenia odpadów. Celem procesu immobilizacji odpadów jest przede wszystkim chemiczne przekształcenie odpadu, tak by nie wymywały się z niego substancje szkodliwe występujące w postaci związków rozpuszczalnych, a także – w miarę możliwości – zmiana niektórych parametrów fizycznych odpadu dla uzyskania poprawy jego wytrzymałości mechanicznej, zmniejszenia nasiąkliwości, zwiększenia mrozoodporności itp.

W tradycyjnych procesach zestalania odpadów wykorzystywane są różne środki, stanowiące głównie materiały wiążące jako spoiwa hydrauliczne (cement, gips, wapno, spoiwo hydrauliczno-pucolanowe), których

Rys. 1. Zestalanie urobku na terenie wyrobiska

Fig. 1. Cuttings solidification at the excavation site

Rys. 2. Mieszanie urobku w zbiorniku na otworze

Fig. 2. Cuttings mixing in the tank at the wellbore site

Rys. 3. Zestalony urobek do rekultywacji wysypiska odpadów

Fig. 3. Solidified cutting for waste dump rehabilitation

działanie często wspomagane jest dodatkami wypełniaczy (żużel, piasek, popioły lotne) lub przyspieszaczy wiązania (szkło wodne). Połączenie tych środków z wodą i odpadami powoduje, że w otrzymywanych produktach (tj. ciałach stałych) zanieczyszczenia są chemicznie izolowane, a w niektórych z nich posiadają zmniejszoną tendencję do wymywania.

W warunkach przemysłowych zestalanie urobku pochodzącego z różnych otworów, gromadzonego na terenie wyrobiska po eksploatowanym złożu glinki ceramicznej, prowadzone jest przede wszystkim przy użyciu cementu, dodawanego w ilości ustalanej doświadczalnie, podczas mieszania go z urobkiem łyżką koparki w zbiorniku (rys. 1).

Proces zestalania urobku prowadzony jest także na wiertni, bezpośrednio podczas realizacji otworu, poprzez mieszanie urobku *in situ*. Polega on na zasypaniu cementu do odpadów wytwarzanych w czasie wiercenia otworu (wyniesiony urobek, resztki płuczki), które magazynowane są w zbiorniku pod sitami, oraz na wymieszaniu ich za pomocą łyżki koparki. Otrzymywany w wyniku tego procesu produkt może być wykorzystywany do rekultywacji wyrobisk oraz składowisk odpadów (rys. 2, 3).

W związku z tym, że w warunkach przemysłowych technologia immobilizacji odpadów wiertniczych stosowana jest głównie do zestalania urobku przy użyciu cementu, w INiG przeprowadzono badania laboratoryjne, które miały na celu określenie efektywności jego zestalania przy wykorzystaniu różnych środków wiążących i ich kombinacji ze środkami chemicznymi. Do badań, jako podstawowe spoiwo hydrauliczne zastosowano cement portlandzki, wieloskładnikowy (popiołowy) i hutniczy, a także żużel wielkopiecowy, tlenek wapnia, Silment (spoiwo hydrauliczno-pucolanowe z dużą zawartością aktywnej krzemionki) oraz szkło wodne (sodowe i potasowe), pełniące rolę przyspieszacza wiązania.

3. Ocena zastosowanych środków wiążących do zestalania urobku – badania laboratoryjne

Przeprowadzone w INiG badania laboratoryjne [9] miały na celu wytypowanie odpowiedniego środka wiążącego, a jednocześnie przyspieszającego proces

Tab. 1. Czas wiązania urobku za pomocą różnych środków wiążących

Tab. 1. Time of cuttings bonding while use selected bonding mixtures

Rodzaj środka wiążącego	Ilość środka	Czasy wiązania próbek urobku	
		Początek wiązania (pw)	Koniec wiązania (kw)
Cement portlandzki / żużel wielkopiecowy	1,0	03:35 / 24:00	31:40 / 96:00
	2,5	03:00 / 21:30	23:40 / 96:00
	5,0	02:15 / 05:25	22:00 / 96:00
	7,5	01:05 / 03:25	22:00 / 76:00
	10,0	00:30 / 02:50	06:30 / 48:00
Tlenek wapnia (wapno palone)	0,05	24:20	168:00
	0,1	23:00	168:00
	0,5	01:05	93:00
	2,5	00:01	69:00

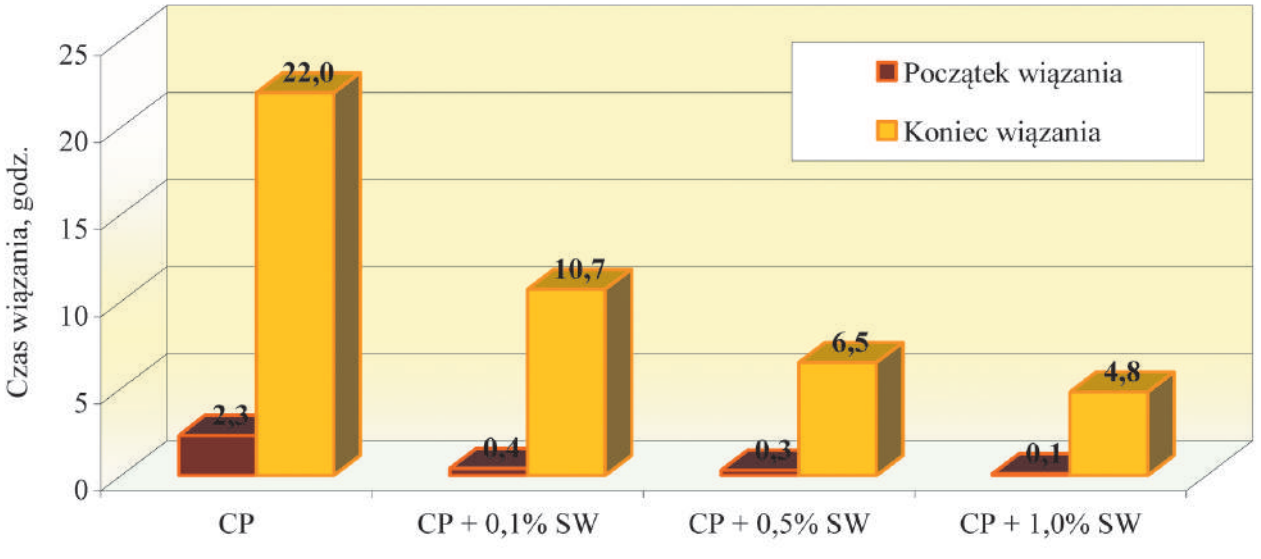
zestalania urobku „oblepionego" resztkami płuczki i zawierającego uwodnione osady, usuwane ze ściany otworu w trakcie jego rurowania. Efektywność działania danego środka wiążącego oraz w kombinacji ze środkiem przyspieszającym wiązanie określano na podstawie czasu zestalania próbki urobku, tj. czasu początku (pw) i końca wiązania (kw) oraz wartości wytrzymałości na ściskanie wybranych próbek zestalonego urobku po określonym czasie. Do badań laboratoryjnych zastosowano urobek, zgromadzony w wyrobisku po eksploatowanym złożu glinki ceramicznej, pochodzący z różnych otworów, wierconych na przedgórzu Karpat przy użyciu głównie płuczki bentonitowej oraz potasowo-polimerowej, a także urobek z wybranego otworu B2, pochodzący z utworów węglanowych podłoża paleozoicznego Karpat oraz z utworów prekambru, wykształconego w postaci sfyllityzowanych piaskowców i iłołupków, które przewiercano płuczką glikolowo-potasową.

W pierwszej kolejności wykonane zostały wstępne badania laboratoryjne, które miały na celu ustalenie zarówno optymalnej ilości danego środka wiążącego, jak i czasu zestalania urobku. Badania te wykonano z użyciem urobku pochodzącego z różnych otworów, do zestalania którego zastosowano cement portlandzki i żużel wielkopiecowy w ilości od 1 do 10% oraz – w mniejszej ilości (0,05 do 2,5%) – CaO (wapno palone), ponieważ, jako środek o właściwościach higroskopijnych, przy większych dodatkach powodował prawie natychmiastowe wiązanie urobku, uniemożliwiające ujednorodnienie próbki. Przeprowadzone badania wykazały, że w miarę wzrostu ilości użytego środka wiążącego skróceniu ulegał czas zestalania próbki urobku. Czas początku i końca wiązania badanej próbki zależał jednak od rodzaju użytego środka. Dla cementu wynosił odpowiednio: pw 3 h 35 min–30 min i kw 31 h 40 min–6 h 30 min, dla żużla wielkopiecowego: pw 24 h–2 h 50 min i kw 96 h–48 h, natomiast dla CaO: pw 24 h 20 min–1 min i kw 168 h–69 h (tab. 1).

Otrzymane wyniki badań wskazywały, że spośród użytych do badań środków, CaO już w ilości 0,05% powodował znaczne przyspieszenie początku wiązania próbki urobku, a jego 2,5% dodatek prawie natychmiastowe jej zestalenie, a przy takiej samej ilości żużla wielkopiecowego i cementu portlandzkiego czasy początku wiązania dla badanych próbek oznaczano odpowiednio po ok. 21 h oraz 3 h. Natomiast dla każdej próbki z dodatkiem cementu, bez względu na jego ilość, określano zdecydowanie krótsze czasy końca wiązania niż dla próbek zawierających żużel lub CaO. Na podstawie tych badań stwierdzono, że dodatek cementu w ilości 5–10% powinien zapewnić właściwe zestalenie urobku w odpowiednim czasie. Efektywność działania cementu portlandzkiego w proponowanej ilości potwierdziły również badania wytrzymałości na ściskanie zestalanych próbek urobku, których średnie wartości po 21 dniach wynosiły ok. 2,2 MPa. Wartości wytrzymałości na ściskanie próbek zestalanych wapnem palonym i żużlem wielkopiecowym były nieco niższe i mieściły się w zakresie 1,7–1,8 MPa.

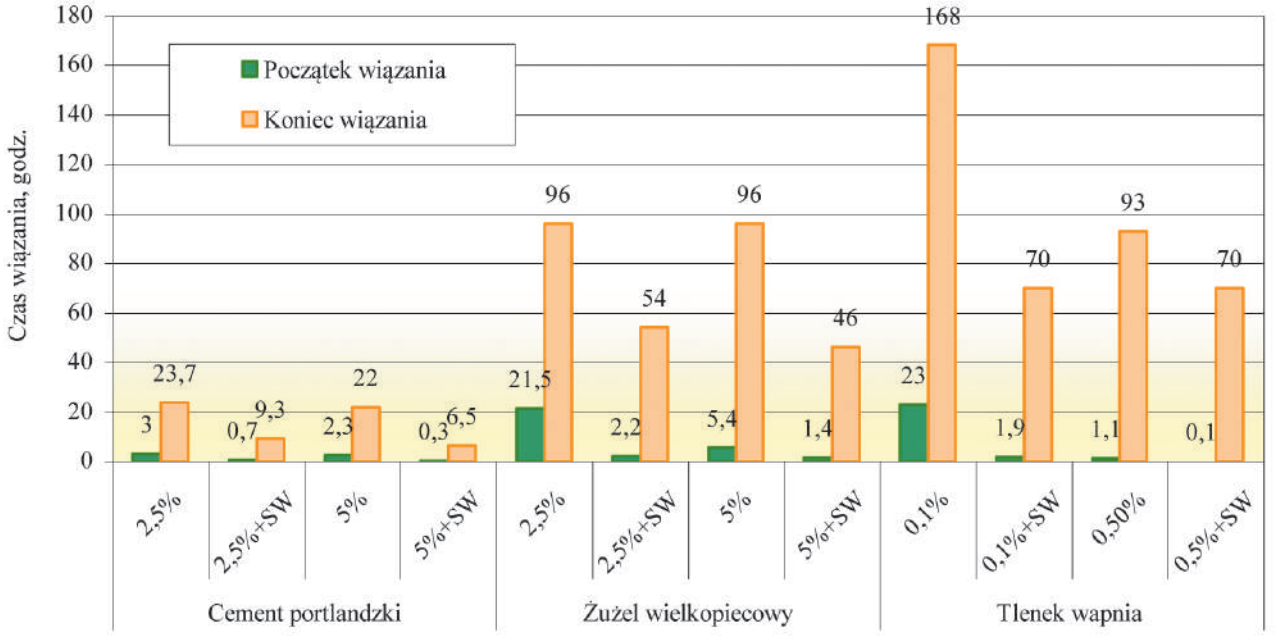
Dla poprawy efektywności zestalania urobku przez zastosowane środki wiążące, w kolejnej serii badań wykorzystano szkło wodne potasowe, które z powodzeniem jest używane w technologii zaczynów cementowych, jako środek przyspieszający wiązanie. Szkło wodne szeroko zastosowane jest także w technologii płuczek wiertniczych, jako środek zapobiegający hydratacji skał ilasto-łupkowych [1, 2, 6, 8]. Ponadto szkła wodne, tj. krzemiany alkaliczne, które są związkami chemicznymi o szerokim aplikacyjnym znaczeniu, uznawane są za środki bezpieczne ekologicznie i znajdują zastosowanie np. w gospodarce wodnej i ściekowej, do oczyszczania ścieków m.in. z toksycznych metali oraz uzdatniania wody przeznaczonej do picia, jak również w gospodarce sanitarnej, do wytwarzania na powierzchni przedmiotów powłoki zapobiegającej przyleganiu brudu i bakterii [4, 5].

Celem ustalenia optymalnej ilości szkła wodnego w kombinacji z ww. środkami wiążącymi przeprowadzone zostały wstępne badania laboratoryjne zestalania urobku mieszaniną, zawierającą 5% cementu i różne dodatki krzemianu potasu, tj. 0,1, 0,5 i 1%. Przeprowadzone badania wykazały, że już przy najmniejszej ilości szkła wodnego, tj. 0,1%, zastosowanej w mieszaninie z cementem wystąpiło znaczne skrócenie czasu wiązania urobku w porównaniu do próbki urobku zestalanej tylko cementem (rys. 4).



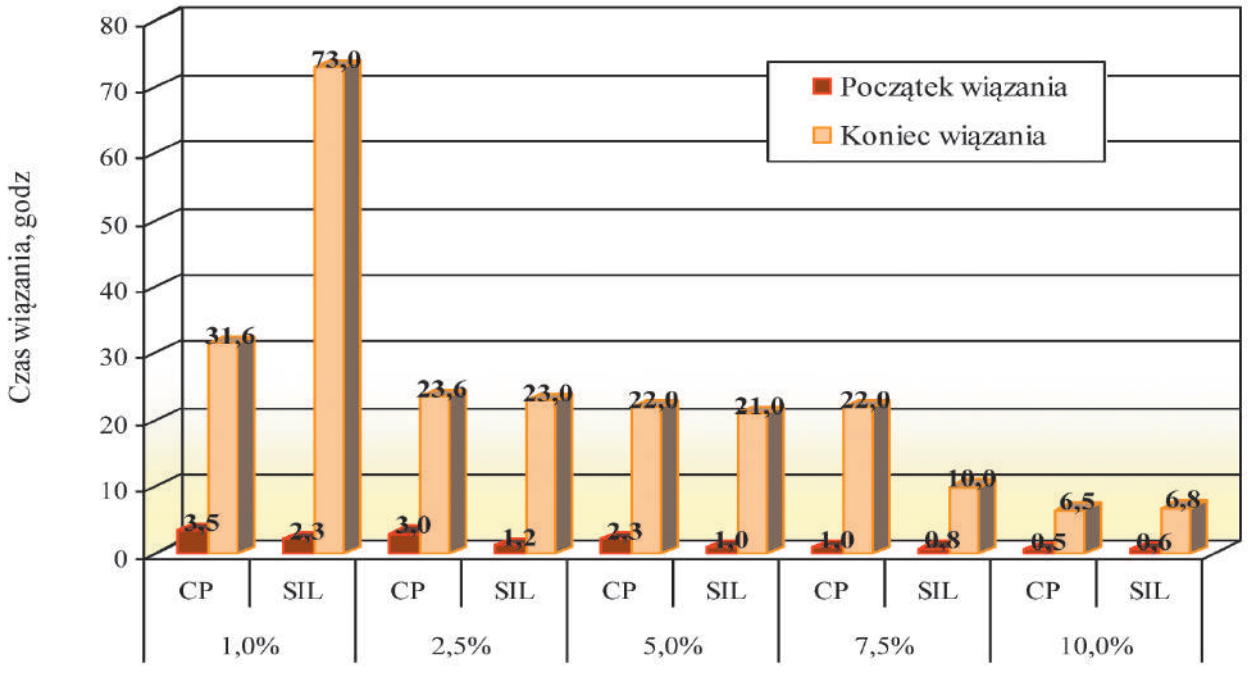
Rys. 4. Czas wiązania urobku mieszaniną zawierającą 5% cementu portlandzkiego (CP) i różne ilości szkła wodnego (SW)

Fig. 4. Time of cuttings bonding with use of the mixture containing 5% cement and various amounts of liquid glass



Rys. 5. Czasy wiązania urobku mieszaniną cementu lub żużla lub CaO z 0,5% szkła wodnego (SW)

Fig. 5. Time of cuttings bonding with use of cement mixture, slag mixture or mixture of CaO with 0,5% liquid glass (SW)



Rys. 6. Porównanie czasu wiązania urobku przy użyciu cementu portlandzkiego (CP) i Silmentu (SIL)

Fig. 6. Comparison of time of cuttings bonding with use of Portland cement (CP) and Silment (SIL)

Na podstawie analizy wyników, do dalszych badań wytypowano 0,5% szkła wodnego potasowego, jako optymalną ilość w kombinacji z 2,5 i 5% cementu portlandzkiego i żużla wielkopiecowego oraz z 0,1 i 0,5% wapna palonego. Otrzymane wyniki badań (rys. 5) wskazywały, że w obecności szkła wodnego czasy początku i końca wiązania próbek urobku z danym środkiem wiążącym są znacznie krótsze niż przy zastosowaniu do jego zestalania tylko samego środka wiążącego. Jednak, pomimo skrócenia czasu zestalania próbek urobku zawierających żużel wielkopiecowy oraz tlenek wapnia, czas końca ich wiązania, a szczególnie tych z CaO, nadal pozostawał długi.

Kombinacja szkła wodnego z danym środkiem wiążącym korzystnie wpływała także na wytrzymałość zestalonych próbek urobku na ściskanie, przy czym jej wartość zależała od rodzaju i ilości środka wiążącego. Jak wykazały pomiary wykonane po 7 dniach, najwyższe wartości wytrzymałości na ściskanie, wynoszące od 1,0 do 1,2 MPa, posiadały próbki, do zestalenia których zastosowano cement w połączeniu ze szkłem wodnym. Nieco niższe wartości wytrzymałości, wynoszące ok. 1,03 oraz 0,9 MPa, określono dla próbek zawierających – odpowiednio: żużel wielkopiecowy oraz CaO.

Przeprowadzona analiza wyników badań wykazała, że najbardziej korzystny efekt zestalania urobku powinien

zapewnić zestaw cement – szkło wodne. Biorąc pod uwagę wartości wytrzymałości i czasy wiązania, a głównie końca wiązania, oraz koszt zastosowanych środków, dodatek 0,5% szkła wodnego, w połączeniu z 2,5 do 5% cementu, stanowi optymalny zestaw do zestalania urobku o różnej zawartości uwodnionych osadów.

Szerokim zakresem badań laboratoryjnych objęty został również nowy rodzaj środka wiążącego o nazwie Silment, który jest spoiwem hydrauliczno-pucolanowym o własnościach zbliżonych do cementu. Charakteryzuje się wysokim udziałem aktywnej krzemionki, co powoduje, że w zaprawach mineralnych następuje szybki przyrost fazy CSH – odpowiedzialnej za wysoką wytrzymałość spoiw, ich hydrofobowość i podwyższoną odporność na warunki atmosferyczne. Dzięki swoim specyficznym właściwościom hydrauliczno-pucolanowym, Silment znajduje szerokie zastosowanie m.in. jako spoiwo do zapraw budowlanych, stabilizacji i wzmacniania gruntów, dekontaminacji niebezpiecznych odpadów, scalania osadów ściekowych itp. [9].

Celem określenia wpływu Silmentu na proces zestalania urobku i porównania z efektywnością działania cementu portlandzkiego, ze względu na zbliżone ich właściwości, zastosowane do badań laboratoryjnych ilości tego środka wynosiły od 1 do 10%. Analizując wyniki badań stwierdzono nieco wyższą efektywność działania Silmentu niż cementu portlandzkiego, ponieważ przy 2,5% dawce oznaczono krótszy o ok. 2 h początek wiązania próbki urobku, przy porównywalnym czasie końca wiązania. Kolejne dawki Silmentu powodowały dalsze skrócenie czasu wiązania próbki, który przy 7,5% wynosił ponad 10 h. Porównywalne czasy początku i końca wiązania uzyskano jedynie dla próbek urobku zawierających 10% Silmentu i cementu portlandzkiego (rys. 6).

Zastosowanie Silmentu do zestalania urobku zdecydowanie korzystniej wpłynęło natomiast na właściwości mechaniczne otrzymywanych próbek, niż próbek zawierających zarówno cement, jak i zestaw cement – szkło wodne. Dowodziły tego wartości wytrzymałości na ściskanie próbek, które po 7 dniach przy zawartości 2,5–7,5% Silmentu, wynosiły od 2,8 do 3 MPa.

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że dodatki Silmentu do urobku w ilości od 2,5% do max. 7,5%, to ilości optymalne, które powinny zapewnić właściwy przebieg procesu zestalania i parametry wytrzymałościowe otrzymywanego produktu. W związku z tym, dzięki swoim właściwościom, Silment zaproponowany został jako nowy, alternatywny środek wiążący urobek w warunkach przemysłowych.

Potwierdzeniem efektywności działania Silmentu były wyniki kolejnych badań z wykorzystaniem urobku pochodzącego bezpośrednio z otworu B2, do wiercenia którego zastosowano płuczkę glikolowo-potasową. Do zestalania tego urobku, w oparciu o wyniki pierwszej serii badań, wytypowany dodatek 5% Silmentu spowodował, że po krótkim czasie wiązania badanej próbki urobku, wynoszącym średnio: pw 15 min i kw 5 h, otrzymywano produkt stały, którego wytrzymałość na ściskanie wynosiła od 1,2 do 1,3 MPa. Przeprowadzone badania wykazały przyspieszenie czasu początku wiązania, a szczególnie końca wiązania próbki urobku z otworu B2, zawierającej 5% Silmentu, o ok. 16 h w porównaniu do próbki urobku pochodzącej z różnych otworów, zestalanej taką samą ilością Silmentu (rys. 6).

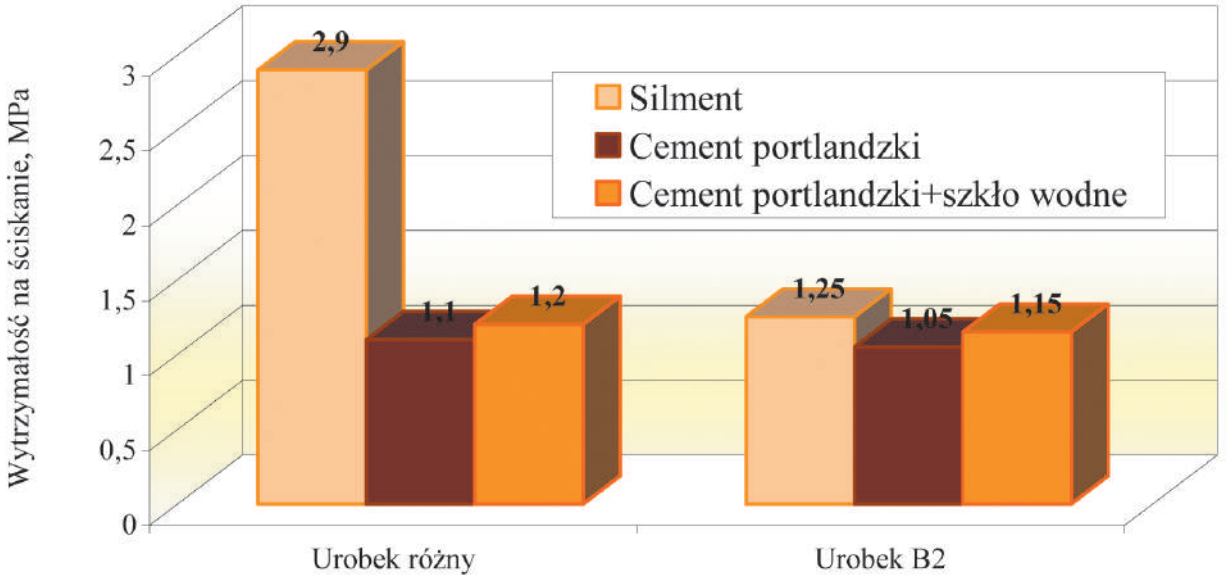
Podobną zależność wartości czasu wiązania próbek pomiędzy urobkiem z otworu B2 a pochodzącym z różnych otworów, stwierdzono dla próbek zestalanych przy użyciu 5% cementu portlandzkiego. Do badań nad zestalaniem urobku z otworu B2 zastosowano również inne, dodatkowe rodzaje cementu, jak wieloskładnikowy i hutniczy, zamiast żużla wielkopiecowego i wapna palonego, które charakteryzowały się niską efektywnością zestalania urobku w pierwszym etapie badań. Jak wykazały badania, rolę środków wiążących mogą pełnić także zastosowane cementy, tj. wieloskładnikowy i hutniczy, ponieważ w ich obecności proces zestalania tego urobku zachodził w krótkim czasie, podobnie jak przy użyciu cementu portlandzkiego. Korzystnym działaniem wiązania urobku charakteryzował się również zestaw środków, tj. cement – szkło wodne, przy czym wyższą efektywność działania stwierdzono dla cementu portlandzkiego i hutniczego w połączeniu z krzemianem sodu (tab. 2).

Charakterystyczne dla procesu zestalania urobku z otworu B2 były krótkie czasy, głównie końca wiązania próbek, bez względu na rodzaj stosowanego cementu oraz dla wybranych cementów, w kombinacji ze szkłem

Tab. 2 Czas wiązania urobku z otworu B2 za pomocą różnych środków wiążących

Tab. 2. Time of cuttings bonding from wellbore B2 using selected bonding mixtures

Lp.	Rodzaje środków wiążących urobek z otworu B2	Ilości środków %	Czas wiązania pw / kw godz:min	Wytrzymałość na ściskanie MPa
1	cement portlandzki	5,0	00:35 / 05:50	1,05
2	cement portlandzki szkło wodne sodowe	2,5 0,5	02:30 / 06:30	1,10
3	cement wieloskładnikowy	5,0	00:15 / 04:20	1,15
4	cement wieloskładnikowy szkło wodne sodowe	2,5 0,5	00:50 / 22:20	1,15
5	cement hutniczy	5,0	00:30 / 05:30	1,10
6	cement hutniczy szkło wodne sodowe	2,5 0,5	01:50 / 06:20	1,15



Rys. 7. Wytrzymałość na ściskanie zestalonych próbek urobku wybranymi środkami wiążącymi

Fig. 7. Pressing strength of solidified cuttings using selected bonding mixtures

wodnym. Wartość wytrzymałości na ściskanie wszystkich zestalonych próbek urobku pochodzącego z tego otworu wynosiła od 1,05 do 1,15 MPa i była porównywalna do wartości, jaką posiadały próbki zestalone w pierwszej serii badań, w których rolę podstawowego środka wiążącego pełnił cement portlandzki.

Analiza uzyskanych wyników badań laboratoryjnych wykazała, że efektywność procesu zestalania urobku zależy od doboru optymalnej ilości i rodzaju środków wiążących. Najlepsze efekty zestalania urobku uzyskano, stosując przede wszystkim Silment, ale także rożne rodzaje cementu (portlandzki, wieloskładnikowy, hutniczy) oraz zestaw cement portlandzki lub hutniczy – szkło wodne sodowe. Zastosowanie tych środków w warunkach przemysłowych pozwoli, w stosunkowo krótkim czasie wiązania urobku, na otrzymywanie produktu stałego charakteryzującego się odpowiednią wytrzymałością na ściskanie (rys. 7).

Ważnym aspektem wykorzystania tych środków do zestalania urobku jest także ograniczanie wymywania substancji niebezpiecznych z produktu otrzymywanego w procesie przetwarzania tego odpadu. Przeprowadzona analiza chemiczna odcieku wodnego na przykładzie zestalonego urobku z otworu B2 wykazała, że spośród wytypowanych środków wiążących, najniższe wartości wymywania substancji szkodliwych posiadał produkt wytworzony w obecności Silmentu.

4. Podsumowanie

Stosowana w warunkach przemysłowych jedna z metod gospodarowania odpadami wiertniczymi powstającymi podczas realizacji otworów wiertniczych, to technologia immobilizacji poprzez zestalanie urobku. Powodzenie procesu zestalania urobku w dużym stopniu zależy od doboru optymalnej ilości i rodzaju środków wiążących, których zadaniem jest takie przekształcenie powstałego odpadu w produkt stały o odpowiedniej wytrzymałości na ściskanie, aby ograniczyć wymywanie z niego substancji niebezpiecznych, występujących w postaci związków rozpuszczalnych.

Taki sposób przetwarzania odpadów dotyczy urobku pochodzącego głównie z otworów wierconych na przedgórzu Karpat i w Karpatach przy użyciu płuczek: bentonitowej oraz beziłowej nisko zmineralizowanej (3–7% KCl), jak potasowo-polimerowej lub glikolowo-potasowej. Do zestalania tego urobku wykorzystywany jest przede wszystkim cement portlandzki, natomiast przeprowadzone w INiG badania laboratoryjne dowiodły, że z powodzeniem mogą być stosowane także inne środki wiążące, jak Silment i mieszanina cementu ze szkłem wodnym, głównie sodowym, a także w niektórych przypadkach różne rodzaje cementu (wieloskładnikowy, hutniczy). Zastosowanie wytypowanych środków wiążących wpłynie na skrócenie procesu wiązania urobku, a przede wszystkim na poprawę parametrów mechanicznych otrzymywanego produktu stałego. Celem zapewnienia właściwego przebiegu procesu wiązania urobku i odpowiednich parametrów powstałego produktu, ilości tych środków należy ustalać indywidualnie dla urobku otrzymywanego w procesie wiercenia otworu, którego właściwości zależą od rodzaju przewiercanych warstw, jak również od stosowanej płuczki wiertniczej.

Ponadto zastosowanie ww. środków wiążących, szczególnie Silmentu, w wyniku zachodzących procesów chemicznych przyczyni się także do zwiększenia izolowania i wiązania zanieczyszczeń oraz zmniejszenia tendencji do ich wymywania z otrzymanego produktu. W związku z tym powstały materiał stały z powodzeniem może być wykorzystany do rekultywacji wyrobisk lub jako materiał podbudowy dróg.

Artykuł recenzowany

Determining the effectiveness of output solidification in the aspect of drilling-related waste

During drilling works, the so-called drilling-related waste is generated in the form of used drilling fluid and winnings carried by this fluid. This waste is characterised by different levels of harmfulness, depending on the drilling fluid ingredients and reflecting the drilled lithological profile. The provisions of the Act on exploratory waste [10] oblige the plants involved in exploration and mining works to comply with the waste management rules in order to limit its negative environmental impact by means of correct recovery and processing methods. Due to the above, attempts to solidify drilling-related waste generated as mining output have been made in laboratories. The paper presents the results of the tests connected with selecting binding agents and their effectiveness in the process of output solidification. The suggested binding agents which, simultaneously, should limit the harmful environmental impact of waste may be an alternative to the agents currently used in industrial conditions.

Literatura

1. Chudoba J., Raczkowski J., Uliasz M., Wach St., Kinel D., Szubra G.: Płuczka wiertnicza. Nr PL 188174 B1, WUP 12/04, 2004.
2. Kątna Z. i zespół: Zastosowanie szkła wodnego potasowego w procesie hydratacji zaczynu sporządzonego na bazie cementu wiertniczego. Dokumentacja INiG (niepublikowana), 2009.
3. Steliga T., Kluk D.: Badania nad doborem metody zagospodarowania zużytych płuczek otworowych. Mat. konf. GEOPETROL 2010 nt. „Nowe metody i technologie zagospodarowania złóż i wydobycia węglowodorów w warunkach lądowych i morskich". Prace naukowe INiG nr 170. Zakopane 20–23 września 2010, s. 983 – 988.
4. Strony www: http://srodowisko.ekologia.pl/technologie/Szkla-wodne-sodowe.
5. Strona www: http://kopalniawiedzy.pl/.
6. Uliasz M.: Ciecze wiertnicze zawierające różne rodzaje inhibitorów hydratacji skał ilasto-łupkowych w świetle badań laboratoryjnych i prób przemysłowych. 3 Międzynarodowa Konferencja nt. „Special Methods of Deposit Utilization". Ostrawa 6–7 października 2005.
7. Uliasz M., Steliga T.: Metody gospodarowania odpadami wiertniczymi wytwarzanymi w procesie wiercenia otworu wiertniczego i ocena ich szkodliwości. Dokumentacja INiG (niepublikowana), 2008.
8. Uliasz M., Zima G., Błaż S.: Zastosowanie płuczki krzemianowo-potasowej w warunkach otworowych. Mat. konf. GEOPETROL 2008 nt. „Efektywne Technologie Poszukiwania i Eksploatacji Złóż Węglowodorów". Prace naukowe INiG nr 150, s. 591–597.
9. Uliasz M., Steliga T. i in.: Kompleksowe przedsięwzięcia ograniczenia ilości i szkodliwości odpadów wiertniczych oraz zasady ich zagospodarowania. Dokumentacja INiG (niepublikowana), 2010.
10. Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz. U. Nr 138, poz. 865, z późn. zm.).
11. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. o odpadach (Dz. U. z 2010 r. Nr 185, poz. 1243, z późn. zm.).

dr **Ireneusz GRZYBEK**
Wyższy Urząd Górniczy, Katowice

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

TREŚĆ:
Wyniki kontroli gazowej 37 zasypanych szybów z SW części GZW pokazują, że emisja metanu występuje tylko w 37,8% z nich – głównie w kopalniach zlikwidowanych o zakończonym odwadnianiu i odmetanowaniu. Emisją gazów kopalnianych kieruje więc m.in. odwadnianie oraz wentylacja i odmetanowanie zrobów. Równocześnie, najwyższe koncentracje metanu stwierdza się w szybach z rejonów o zamkniętej lub przejściowej strukturze pola metanonośności, a najniższe w szybach z rejonów o strukturze otwartej. Ponadto, koncentracje metanu w gazach kopalnianych z szybów i w gazach złożowych ze stref gazowych, udostępnionych najpłytszymi połączeniami szybów ze zrobami, są skorelowane. Wobec tego warunki geologiczno-gazowe złóż węgla wpływają na emisję gazów kopalnianych, a ilości wydzielającego się metanu są pochodną struktur pola metanonośności i usytuowania zrobów względem stref gazowych. Oprócz nich, dodatkowym czynnikiem wpływającym na emisję gazów są zmiany ciśnienia barometrycznego.

SŁOWA KLUCZOWE:
gazy kopalniane, emisja gazów, zlikwidowane szyby, GZW

Artykuł stanowi kontynuację szerszej pracy o powyższym, wspólnym tytule, której poprzednie części [5] opublikowano we wcześniejszych numerach pisma. W prezentowanej poniżej, siódmej części przedstawiono analizę zależności emisji metanu od różnych czynników górniczo-geologicznych opartą na wynikach pomiarów w zlikwidowanych szybach SW części GZW. Dla zachowania przejrzystości całości pracy, w kolejnych jej częściach zachowano ciągłą numerację rozdziałów, rysunków i tabel. Przy odwołaniach do tych z nich, które opublikowano w innych częściach, dla ułatwienia każdorazowo przywołano ich odpowiedni numer (np.: tab. 7. – cz. III).

10. Emisja metanu z szybów zlikwidowanych w obszarze badań

Wyniki badań omówione w literaturze przedmiotu oraz spostrzeżenia autora, przedstawione w poprzednich dwóch rozdziałach, wskazują, że miejscami potencjalnie najwyższego natężenia emisji gazów ze zlikwidowanych, podziemnych kopalń węgla kamiennego są ich bezpośrednie połączenia wyrobiskami górniczymi z powierzchnią. Wobec tego, w celu sprawdzenia wcześniejszych sugestii i wniosków oraz spróbowania ich statystycznego ujęcia, w tym rozdziale uwagę skupiono na takich właśnie wyrobiskach. Badania ograniczono jednak do tych spośród nich, dla których dysponowano wynikami kontroli gazowej, a więc do szybów SW części GZW, zasypanych po 1986 roku (rys. 1 – cz. I).

Przegląd wyników okresowej kontroli gazowej zasypanych szybów SW części GZW (tab. 15–16, por. też [4]) pokazuje, że w większości z nich emisja metanu nie występuje. Jego obecność stwierdzono bowiem tylko w 14 spośród 37 szybów poddanych kontroli, a więc w 37,8% z nich. Szyby nie wykazujące obecności metanu leżą głównie w granicach kopalń czynnych (37,8%), a w mniejszym zakresie w obsza-

Tab. 15. Zestawienie objętych kontrolą gazową szybów zasypanych w latach 1987–2004, w czynnych kopalniach południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego

Tab. 15. Specification of shafts from coal mines operating in the SW part of USCB, infilled during 1987–2004 and monitored for gases occurrence

Rejon gazowy	Kopalnia	Szyb	Głębokość szybu m	Data ukończenia zasypu	Max. koncentracja CH_4 %	Czas wystąpienia max. koncentracji CH_4 od ukończeniu zasypu lata
III	„Krupiński”	# IV	408,4	I 1998	0,00	–
IV	„Borynia”	# IV	819,3	III 2003	0,00	–
	„Jas-Mos”	Jas 3	871,6	VI 2000	0,00	–
		Mos 3*	520,0	III 2000	0,00	–
		Mos 4*	371,5	I 1994	3,40	9,7
		Mos 5*	502,6	II 1995	2,88	8,8
		Mos 7*	369,5	VI 1995	3,30	8,5
	„Zofiówka”	# VI	704,7	X 1987	0,00	–
		# VII	710,8	X 1987	0,00	–
VI	„Chwałowice”	# III	195,5	V 1992	0,00	–
		# IV	315,0	XII 1997	0,00	–
VII	„Anna”	Jedłownik I	236,1	IV 1998	0,00	–
		Jedłownik II	998,1	VI 2000	0,00	–
		Kokoszyce	679,5	XII 1998	0,00	–
		Powietrzny IV	200,4	II 1995	0,00	–
	„Rydułtowy”	Jejkowice	255,0	IV 1995	0,40	bd
		Leon I	174,4	X 1996	0,00	–
		Powietrzny III	290,4	XI 1997	0,00	–

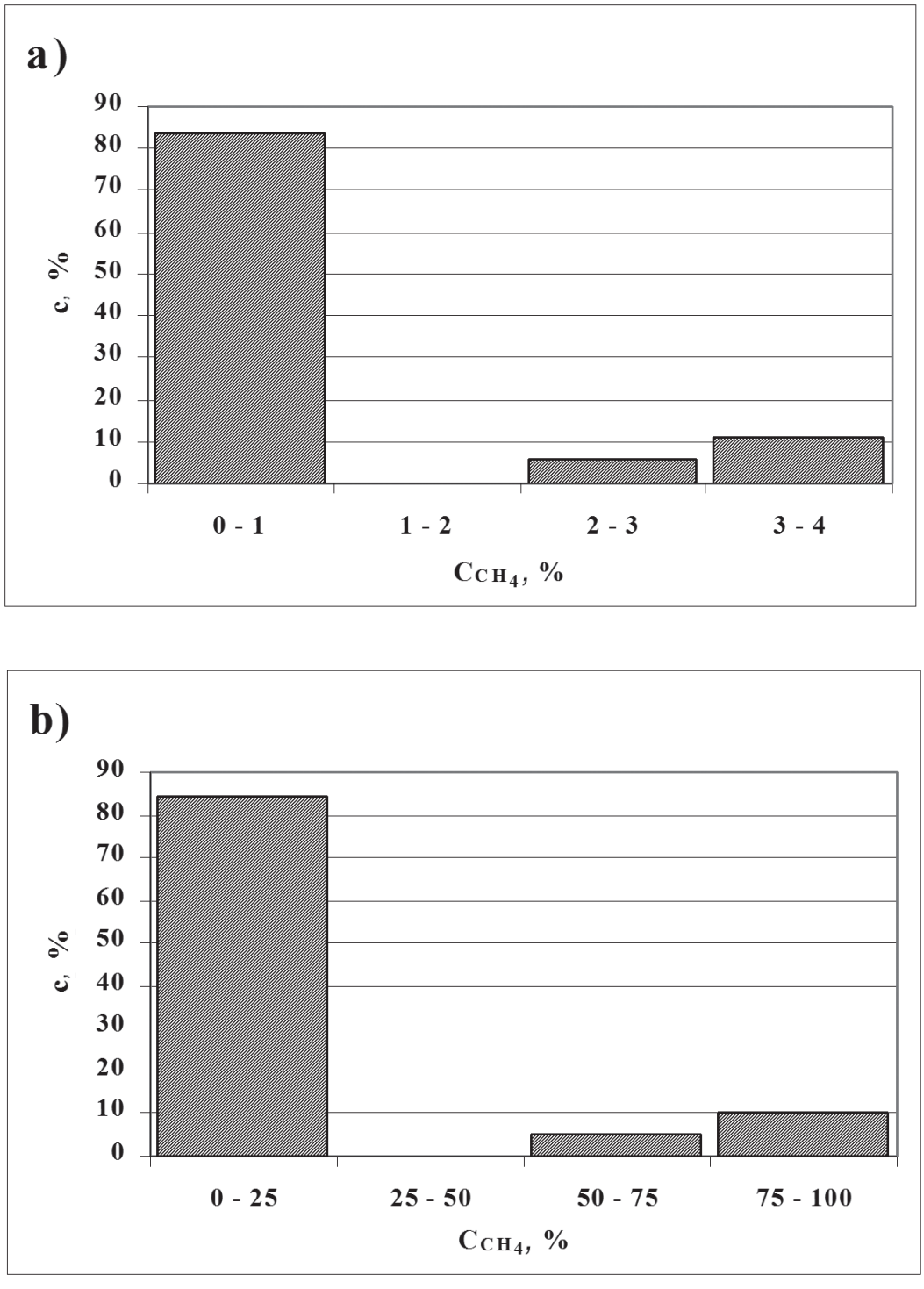
* szyby zlikwidowanego Ruchu Moszczenica, położone w granicach czynnej części kopalni „Jas-Mos”, bd – brak danych.

Tab. 16. Zestawienie objętych kontrolą gazową szybów zasypanych w latach 1987–2004, w zlikwidowanych kopalniach południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego

Tab. 16. Specification of shafts from abandoned coal mines from the SW part of USCB, infilled during 1987–2004 and monitored for gases occurrence

Rejon gazowy	Kopalnia	Szyb	Głębokość szybu m	Data ukończenia zasypu	Max. koncentracja CH_4 %	Czas wystąpienia max. koncentracji CH_4 od ukończeniu zasypu lata
II	„Dębieńsko”	Jan I	460,5	XII 2004	0,00	–
		Jan II	729,1	XII 2001*	0,00	–
		VI Nowy	410,0	IX 2001	0,00	–
IV	„Moszczenica”	Mos 8	1073,8	XI 2000	0,00	–
V	„Morcinek”	# I	1143,0	VIII 1999	90,90	3,3
		# II	1213,1	VI 1999	23,19	5,2
		# III	1140,0	II 2000*	78,54	2,3
		# V	650,6	II 2000*	0,20	2,4
VI	„1 Maja”	# I	960,0	IX 2004	0,10	0,1
		# III	407,3	IX 2000	64,00	4,1
		# IV	408,0	VIII 2001	0,40	1,8
		# V	239,9	XII 1997	0,00	–
		# VI	1080,0	II 2004	0,40	0,4
		# VII	608,6	X 1997	0,00	–
VII	„Anna” – pole Czyżowice	Czyżowice II	470,5	IV 1989	0,60	4,4
		Czyżowice III	315,0	IV 1989	0,40	4,4
	„Rymer”	Janusz	453,0	IX 1999	0,00	–
		Karol	676,5	V 2002	0,00	–
		Szymański	457,0	IX 1999	0,00	–

* – data ukończenia płyty zamykającej zrąb szybu.



Rys. 35. Rozkłady maksymalnych koncentracji metanu (C_{CH_4}) w zasypanych szybach SW części GZW, w kopalniach czynnych (a) i zlikwidowanych (b); *c* – częstość

Fig. 35. Distributions of maximum values of methane concentrations (C_{CH_4}) in the filled up shafts of the SW part of USCB in operating (a) and abandoned (b) mines; *c* – frequency

rach kopalń zlikwidowanych (24,3%). W grupie kopalń czynnych metan pojawił się tylko w czterech szybach (Jejkowice, Mos 4, Mos 5 i Mos 7), w maksymalnych koncentracjach od 0,4 do 3,4%. Natomiast w dziesięciu szybach kopalń zlikwidowanych maksymalne zmierzone koncentracje wahały się w szerokich granicach od 0,1 do 90,9%. Takie zróżnicowanie, zarówno pod względem liczby szybów z metanem, jak i wielkości jego koncentracji, przy porównywalnych populacjach szybów w kopalniach czynnych (n = 18) i zlikwidowanych (n = 19) sugeruje, że emisja metanu danym szybem nie wynika z samego faktu jego zasypania, lecz jest zależna od jego położenia w granicach jednej z powyższych dwóch grup kopalń.

Dla potwierdzenia powyższej sugestii porównano statystycznie rozkłady maksymalnych koncentracji metanu w szybach obu grup (rys. 35). Do porównania zastosowano test serii Walda i Wolfowitza oraz test niezależności cech jakościowych, oparte – odpowiednio – na statystykach: Z i χ^2 Pearsona (vide: [7, 9]). Obliczone wartości statystyk, Z = –4,379 (tab. 17) i χ^2 = 3,634 (tab. 18), są mniejsze od ich wartości krytycznych. Tym samym, test serii pozwala przyjąć hipotezę o odmienności badanych

Tab. 17. Zestawienie wartości statystyki *Z* testu serii Walda i Wolfowitza, zastosowanego do oceny zgodności rozkładów* maksymalnej koncentracji metanu pomiędzy zasypanymi szybami SW części GZW, położonymi w granicach: (1) kopalń czynnych i zlikwidowanych, oraz (2) rejonów gazowych GZW o odmiennych strukturach przestrzennych pola metanonośności

Tab. 17. Values of *Z* statistics of Wald's and Wolfowitz's test used to evaluate the consistence of distributions of maximum methane concentration in filled up shafts from the SW part of USCB, located in concession areas of: (1) operating and abandoned mines; and (2) gassy regions of USCB differentiated by structure of methane content field

		Kopalnie czynne	Struktura przestrzenna:	
			otwarta	przejściowa
Kopalnie zlikwidowane		−4,379		
Struktura przestrzenna:	przejściowa		−2,448	
	zamknięta		−3,957	−1,184

* rozkłady są zgodne, jeśli $Z > Z_\alpha$, gdzie: Z_α – wartość krytyczna statystyki Z na poziomie istotności α ($Z_\alpha = -1{,}645$ dla $\alpha = 0{,}05$).

rozkładów w kopalniach czynnych i zlikwidowanych. Z kolei test niezależności, w którym badano tylko wystąpienie metanu w szybie lub jego brak, wskazuje, że samo pojawienie się (lub nie) metanu na wylocie zasypanego szybu nie zależy od jego położenia w kopalni danej grupy. Wobec tego można założyć, że w obu grupach emisją gazów kopalnianych kierują prawdopodobnie te same czynniki, a jedynie siła ich oddziaływania, wpływająca na rozkład maksymalnych koncentracji metanu, jest zdeterminowana funkcjonowaniem lub likwidacją kopalni.

W świetle spostrzeżeń przedstawionych powyżej, w rozdziałach poświęconych odmetanowaniu oraz kopalniom „1 Maja" i „Morcinek", czynnikami, które zdecydowanie różnicują omawiane grupy kopalń, mogą być przede wszystkim: odwadnianie oraz, rozpatrywane tu łącznie, wentylacja i odmetanowanie. Funkcjonują one bowiem w kopalniach czynnych, a zazwyczaj zakończono je lub ograniczono w kopalniach zlikwidowanych (tab. 19). Przesłanek przemawiających za takim przypuszczeniem dostarczają dwie, wzajemnie odmienne tendencje. Pierwsza z nich przejawia się, podobnie jak w kopalniach czynnych, występowaniem w kopalniach zlikwidowanych, lecz nadal odwadnianych („Dębieńsko", „Rymer") lub poddanych odmetanowaniu („Moszczenica"), głównie szybów nie wykazujących obecności metanu (18,9% ogółu analizowanych). Z kolei druga zaznacza się niewielkim odsetkiem takich szybów (5,4% ogółu) w kopalniach zlikwidowanych, w których zakończono odwadnianie i nie prowadzi się odmetanowania lub, w analizowanym okresie, ma ono marginalne znaczenie („1 Maja", „Morcinek"). Potwierdzenia powyższego przypuszczenia dostarcza test niezależności. Jego zastosowanie do analizy wystąpienia lub braku metanu w szybach, w zależności od funkcjonowania – odrębnie: odwadniania oraz wentylacji lub odmetanowania, dało wartości obliczonej statystyki χ^2 równe – odpowiednio: 13,011 i 8,895, a więc w obu przypadkach wyższe od jej wartości krytycznej (tab. 18). Tym samym pozwoliło na odrzucenie hipotezy o niezależności emisji metanu od obu analizowanych czynników.

Wentylacja i odwadnianie kopalń nie są jednak jedynymi czynnikami wpływającymi na obecność i koncentrację metanu w szybach. Przegląd wyników kontroli gazowej szybów pokazuje bowiem także, że najwyższe koncentracje metanu (60–90%) w szybach zlokalizowanych w granicach zlikwidowanych kopalń, w analizowanym okresie praktycznie pozbawionych odwadniania oraz wentylacji i odmetanowania, obserwowano w granicach V (KWK „Morcinek") i VI (KWK „1 Maja") rejonu gazowego GZW. Z kolei w kopalniach czynnych – jeśli pominąć szyb Jejkowice, pozbawiony połączenia z wyrobiskami KWK „Rydułtowy" – nieznaczną obecność metanu (ok. 3%) w zasypanych szybach stwierdzono tylko w KWK „Jas-Mos", położonej w granicach rejonu IV. W zlikwidowanych kopalniach rejonów II (KWK „Dębieńsko") i VII (KWK „Anna" – pole Czyżowice i KWK „Rymer") metan, jeśli nawet się pojawił, to tylko w znikomych koncentracjach (0,4–0,6%). Najwyższe koncentracje metanu stwierdza się więc, tak w kopalniach czynnych, jak i w zlikwidowanych, w tych rejonach gazowych GZW, które charakteryzują się zamkniętą lub przejściową strukturą przestrzenną pola metanonośności. Przeciwnie, koncentracje najmniejsze lub wręcz zerowe obserwuje się w rejonach o strukturze otwartej. Stanowi to dość wyraźną przesłankę, że warunki geologiczno-gazowe stanowią istotny czynnik decydujący o skali emisji gazów kopalnianych.

Powyższe spostrzeżenie sprawdzono za pomocą testu serii Walda i Wolfowitza, porównując rozkłady maksymalnych koncentracji metanu, zestawione odrębnie dla szybów położonych w rejonach o odmiennych strukturach przestrzennych pola metanonośności. Porównanie rozkładu uzyskanego dla struktury

Tab. 18. Zestawienie wartości statystyki χ^2 testu niezależności* migracji metanu zasypanymi szybami SW części GZW od wybranych czynników górniczych

Tab. 18. Values of χ^2 statistics of independence test* of methane migration through infilled shafts from the SW part of USCB on selected mining agents

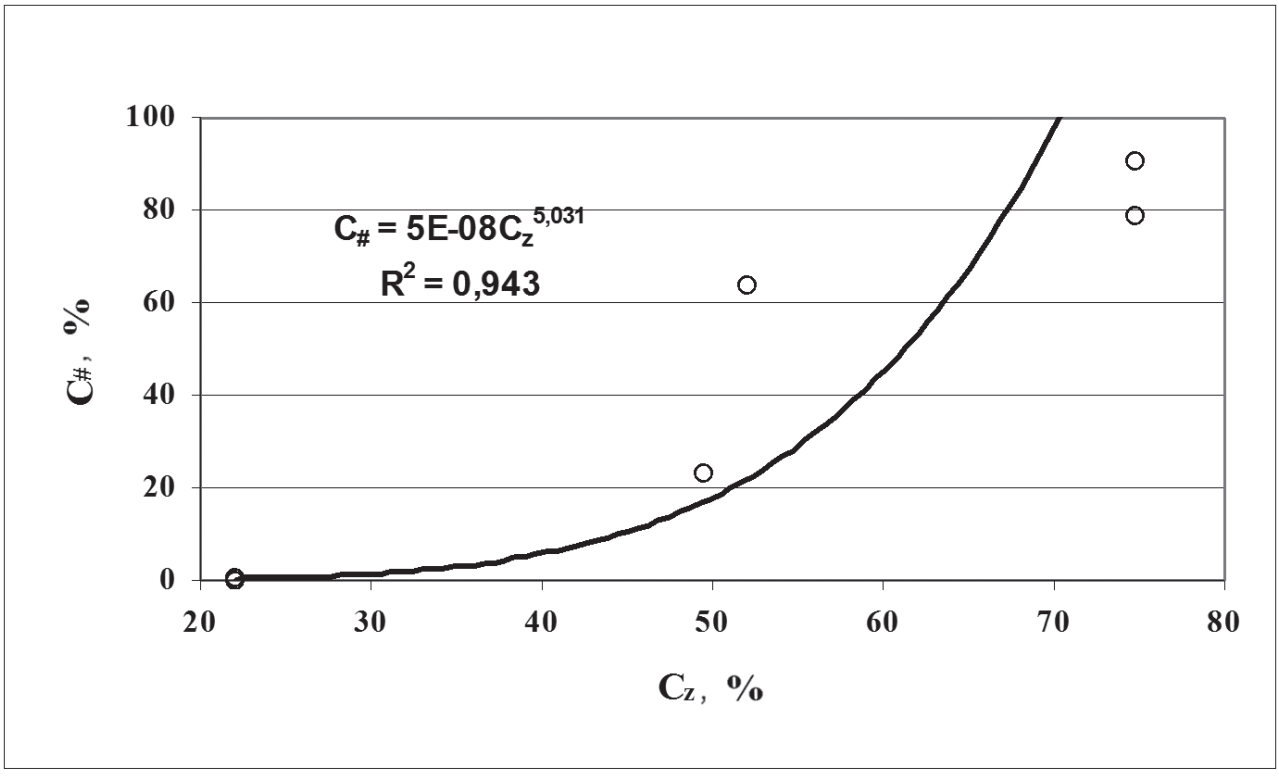
Czynnik	χ^2
Funkcjonowanie kopalń	3,634
Funkcjonowanie odwadniania	13,011
Funkcjonowanie wentylacji (odmetanowania)	8,895

* migracja jest niezależna od danego czynnika, jeżeli $\chi^2 < \chi_\alpha^2$, gdzie: χ_α^2 – wartość krytyczna statystyki χ^2 na poziomie istotności α ($\chi_\alpha^2 = 3{,}841$ dla $\alpha = 0{,}05$)

otwartej z rozkładami zestawionymi dla struktur przejściowej i zamkniętej w obu przypadkach wykazało, że obliczone wartości statystyki Z, równe –2,448 i –3,957, są mniejsze od jej wartości krytycznej (tab. 17). Natomiast wartość tej statystyki, uzyskana przy porównaniu rozkładów typowych dla struktur przejściowej i zamkniętej (Z = –1,184), jest większa od wartości krytycznej (tab. 17). Dowodzi to, że różnice między rozkładami w szybach z rejonów gazowych o strukturze przejściowej i o strukturze zamkniętej są statystycznie nieistotne, podczas gdy rozkład z szybów w rejonach o strukturze otwartej jest od nich statystycznie odmienny. Pozwala więc uznać warunki geologiczno-gazowe za istotny czynnik, decydujący o emisji gazów kopalnianych.

Niezależnie od wykazania powyższej zależności, ważnym wydaje się dokładniejsze wyjaśnienie jej istoty. Prowadzi do niego powiązanie opisanej wyżej, wertykalnej strefowości rozkładu metanonośności i składu cząsteczkowego gazów złożowych z przedstawionymi wcześniej sugestiami nt. jej wpływu na skład gazów kopalnianych w zrobach zlikwidowanych kopalń. Obserwacje z KWK Morcinek wskazują, że dla emisji gazów kopalnianych szybami decydujące znaczenie mają najpłytsze ich połączenia ze zrobami (poziomy). Jeśli uwzględnić te obserwacje, to powyższe sugestie pozwalają założyć, że również koncentracje metanu stwierdzone w poszczególnych szybach są pochodną przeciętnych koncentracji metanu w tych strefach gazowych złóż, które udostępniają najpłytsze połączenia szybów. O słuszności tego założenia przekonują już obliczenia frakcji szybów, charakteryzujących się niezerowymi koncentracjami metanu, ograniczone do szybów położonych w granicach kopalń zlikwidowanych i połączonych z ich zrobami (vide: tab. 20). Frakcje takich szybów, liczone odrębnie wśród tych z nich, których najpłytsze połączenia udostępniają strefy gazowe: odgazowaną, przejściowe i wysokometanowe, wynoszą bowiem – odpowiednio: 0,27, 0,50 i 1,00. Jeszcze bardziej przekonująco dowodzi tego wysoki współczynnik korelacji (R = 0,97, przy α < 0,001) pomiędzy maksymalnymi koncentracjami metanu w poszczególnych szybach i średnimi jego koncentracjami w gazach złożowych tych stref gazowych, które odpowiadają najpłytszym połączeniom szybów (rys. 36). Wartość tego współczynnika obliczono na podstawie siedmiu niezerowych par danych z tabeli 20. Strefy gazowe, odpowiednie dla tych połączeń, określono na podstawie wykresów metanonośności z otoczenia szybów (rys. 12–14 – cz. III) i danych archiwalnych.

Podjęto też próbę zbadania wpływu na emisję jeszcze jednego czynnika z wcześniej analizowanych, a mianowicie zmian ciśnienia barometrycznego. W odniesieniu do rozważanych szybów oceniono go, analizując zależność występowania maksymalnych koncentracji metanu od typu trendu barycznego w dniach ich pomiaru. Analizę ograniczono do szybów o niezerowych koncentracjach, których znane daty wystąpienia ich maksimów przypadały w latach 2002–2004, dla których dysponowano danymi nt. sytuacji barycznej. W tak ograniczonej populacji szybów (n = 11) już proste zestawienie typów



Rys. 36. Zależność maksymalnych koncentracji metanu w zasypanych szybach ($C_{\#}$), położonych w granicach kopalń zlikwidowanych SW części GZW, od średniej koncentracji metanu w strefach gazowych (C_z), udostępnionych najpłytszymi połączeniami szybów z górotworem (tylko szyby o niezerowych koncentracjach metanu); R – współczynnik korelacji

Fig. 36. Dependence of maximum values of methane concentration in filled up shafts ($C_{\#}$) located in abandoned mines from the SW part of USCB on the average methane concentration within gassy zones (C_z) opened by the shallowest shaft connections to gobs (only shafts of methane concentration different then zero); R – correlation coefficient

Tab. 19. Wyniki okresowej kontroli gazowej zasypanych szybów w KWK „Jas-Mos" oraz w zlikwidowanych kopalniach węgla kamiennego SW części GZW

Tab. 19. The results of periodic gas monitoring in infilled shafts from Jas-Mos mine as well as abandoned mines of the SW part of USCB

Rejon gazowy	Kopalnia	Data zakończenia:			Szyb	Max. koncentracja CH_4 %	Data wystąpienia:		Czas wystąpienia [lat]			
									max stężenia CH_4 po zakończeniu:		CH_4 po zakończeniu:	
		wydobycia	odwadniania	wentylacji			CH_4	max. stężenia CH_4	odwadniania	wentylacji	odwadniania	wentylacji
II	„Dębieńsko"	X 2000	nadal	XII 2001	Jan I	0,00	–	–	–	–	–	–
					Jan II	0,00	–	–	–	–	–	–
					VI Nowy	0,00	–	–	–	–	–	–
IV	„Jas-Mos"	nadal	nadal	nadal	Jas 3	0,00	–	–	–	–	–	–
					Mos 3*	0,00	–	–	–	–	–	–
					Mos 4*	3,40	III 2003	XII 2003	<0,0	<0,0	<0,0	<0,0
					Mos 5*	2,88	III 2003	XII 2003	<0,0	<0,0	<0,0	<0,0
					Mos 7*	3,30	III 2003	XII 2003	<0,0	<0,0	<0,0	<0,0
	„Moszczenica"	VI 2000	X 2001	XII 2001*	Mos 8	0,00	–	–	–	–	–	–
V	„Morcinek"	X 1998	III 1999	VIII 1999	# I	90,90	I 2001	XII 2003	4,7	4,3	1,8	1,4
					# II	23,19	III 2001	IX 2004	5,5	5,1	2,0	1,6
					# III	78,54	I 2001	VI 2002	3,2	2,8	1,8	1,4
					# V	0,20	XI 2001	VII 2002	3,3	2,9	2,7	2,3
VI	„1 Maja"	II 2001	IX 2001	VIII 2004	# I	0,10	X 2004	X 2004	3,1	0,2	3,1	0,2
					# III	64,00	I 2002	X 2004	3,1	0,2	0,3	-2,6
					# IV	0,40	IX 2002	V 2003	1,7	-1,2	1,0	-1,9
					# V	0,00	–	–	–	–	–	–
					# VI	0,40	III 2004	VII 2004	2,8	-0,1	2,5	-0,4
					# VII	0,00	–	–	–	–	–	–
VII	„Anna" – pole Czyżowice**	I 1989	bd	IX 1992	Czyżowice II	0,60	V 1993	VIII 1993	bd	0,9	bd	0,7
		XI 1988			Czyżowice III	0,40	VIII 1993	VIII 1993	bd	0,9	bd	0,9
	„Rymer"	X 1999	nadal	V 2002	Janusz	0,00	–	–	–	–	–	–
					Karol	0,00	–	–	–	–	–	–
					Szymański	0,00	–	–	–	–	–	–

* zachowano odmetanowanie zrobów po zakończeniu likwidacji (dotyczy także KWK „1 Maja", w której ujęcie jest jednak minimalne i praktycznie nie odgrywa poważniejszej roli),

** w polu Czyżowice nie prowadzono eksploatacji, likwidację pola (odcięcie wentylacyjne z zachowaniem odmetanowania) przeprowadzono w 1972 r., a szyby zasypano w okresie XI 1988 – IV 1989, za datę zakończenia wydobycia przyjęto początek likwidacji szybów, a za datę zakończenia wentylacji moment przerwania odmetanowania pola,

bd – brak danych.

Tab. 20. Zestawienie danych gazowych, dotyczących najpłytszych połączeń zasypanych szybów w zlikwidowanych kopalniach SW części GZW

Tab. 20. Gas data on the shallowest connections of infilled shafts from abandoned mines in the SW part of USCB

Rejon gazowy	Kopalnia	Szyb	Najpłytsze połączenie szybu ze zrobami kopalni:		Koncentracja CH_4: [%]	
			rzędna m n.p.m.	strefa gazowa*	średnia w gazach złożowych strefy gazowej	maksymalna w szybie
II	„Dębieńsko”	Jan I	+140	O	9,61	0,00
		Jan II	+140	O	9,61	0,00
		VI Nowy	+140	O	9,61	0,00
IV	„Moszczenica”	Mos 8	±0	P	68,07	0,00
V	„Morcinek”	# I	-400	M	74,72**	90,90
		# II	-550	P	49,50	23,19
		# III	-400	M	74,72**	78,54
VI	„1 Maja”	# I	-30	O	22,00	0,10
		# III	+35	P	52,05	64,00
		# IV	-160	O	22,00	0,40
		# V	+35	O	22,00	0,00
		# VI	-30	O	22,00	0,40
		# VII	-30	O	22,00	0,00
VII	„Rymer”	Janusz	+65	O	15,85	0,00
		Karol	+65	O	15,85	0,00
		Szymański	+50	O	15,85	0,00

* O – odgazowana, P – przejściowa, M – wysokometanowa,
** przyjęto jak dla IV rejonu gazowego GZW (por.: tab. 4 – cz. III).

trendu barycznego (tab. 21) pozwala zauważyć, że w większości szybów maksymalne koncentracje metanu stwierdzono w okresach trendu niżowego. Frakcja takich szybów wynosi bowiem p_N = 0,73, z przedziałem ufności (0,38; 1,00) na poziomie istotności α = 0,05. Mała liczebność badanej populacji szybów nie pozwala jednak zweryfikować reprezentatywności obliczonej wartości frakcji dla populacji generalnej. Wartość wyrażenia n (1 – p_0), gdzie: p_0 – wartość frakcji w populacji generalnej, wynosi bowiem 3,0 i jest mniejsza od jego wartości granicznej (5,0), niezbędnej dla poprawnego zweryfikowania hipotezy H_0: $p_N = p_0$ (vide: [7]). Tym niemniej, obliczona wartość wykorzystywanej do jej weryfikacji zmiennej losowej "u", równa 0,002, jest dużo mniejsza od jej wartości krytycznej ($u_{0,05}$ = 1,96). Pozwala to założyć prawdziwość powyższej hipotezy i przyjąć, że występowanie maksymalnych koncentracji metanu jest częściej związane z niżowymi niż z innymi trendami barycznymi.

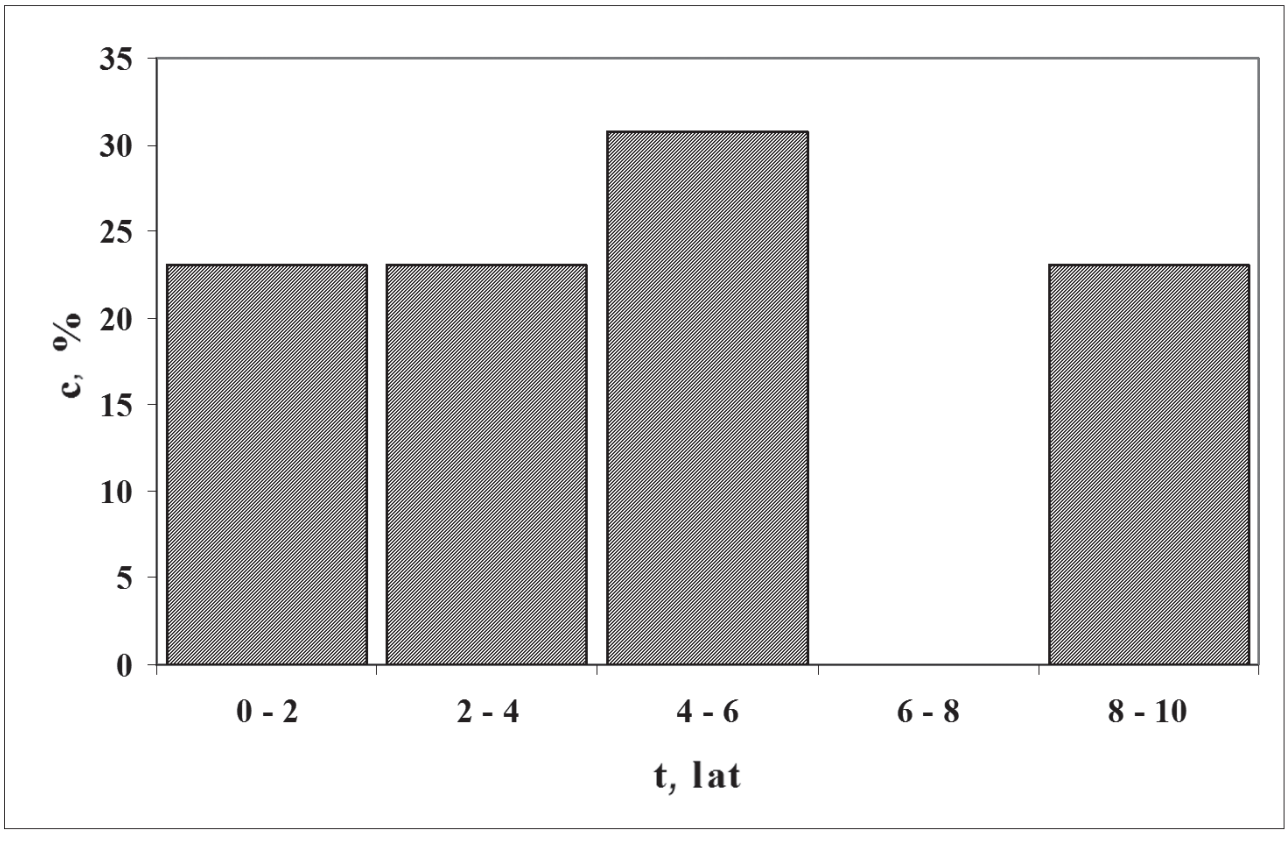
Dodanie wspomnianych wcześniej otworów KWK „Moszczenica” do populacji zasypanych szybów SW części GZW o niezerowych koncentracjach metanu pozwoliło przeanalizować nieco poszerzoną populację (n = 15). W wyniku analizy uzyskano frakcję szybów (otworów) o maksymalnej koncentracji metanu w czasie trendów niżowych także w wysokości p_N = 0,73, przy zawężonym do (0,44; 1,00) jej przedziale ufności oraz wyższej, choć ciągle zbyt małej wartości wyrażenia $n(1\text{-}p_0)$ = 4,05

Tab. 21. Zestawienie dat wystąpienia maksymalnych koncentracji metanu (w latach 2002–2004) w zasypanych szybach SW części GZW i występujących w tym czasie trendów barycznych

Tab. 21. Occurrence dates of maximum values of methane concentration (2002–2004) in infilled shafts from the SW part of USCB and types of barometric trends observed at the same time

Rejon gazowy	Kopalnia	Szyb	Max. koncentracja CH_4 [%]	Data wystąpienia max. koncentracji CH_4	Typ trendu barycznego**
IV	„Jas-Mos”	Mos 4*	3,40	19.12.2003	N
		Mos 5*	2,88	9.12.2003	N
		Mos 7*	3,30	9.12.2003	N
V	„Morcinek”	# I	90,90	12.12.2003	N
		# II	23,19	16.09.2004	W
		# III	78,54	11.06.2002	W
		# V	0,20	5.07.2002	W
VI	„1 Maja”	# I	0,10	21.10.2004	N
		# III	64,00	14.10.2004	N
		# IV	0,40	12.05.2003	N
		# VI	0,40	20.07.2004	N

* – szyby zlikwidowanego Ruchu Moszczenica, położone w granicach czynnej części kopalni „Jas-Mos”,
** – N – niżowy, W – wyżowy.



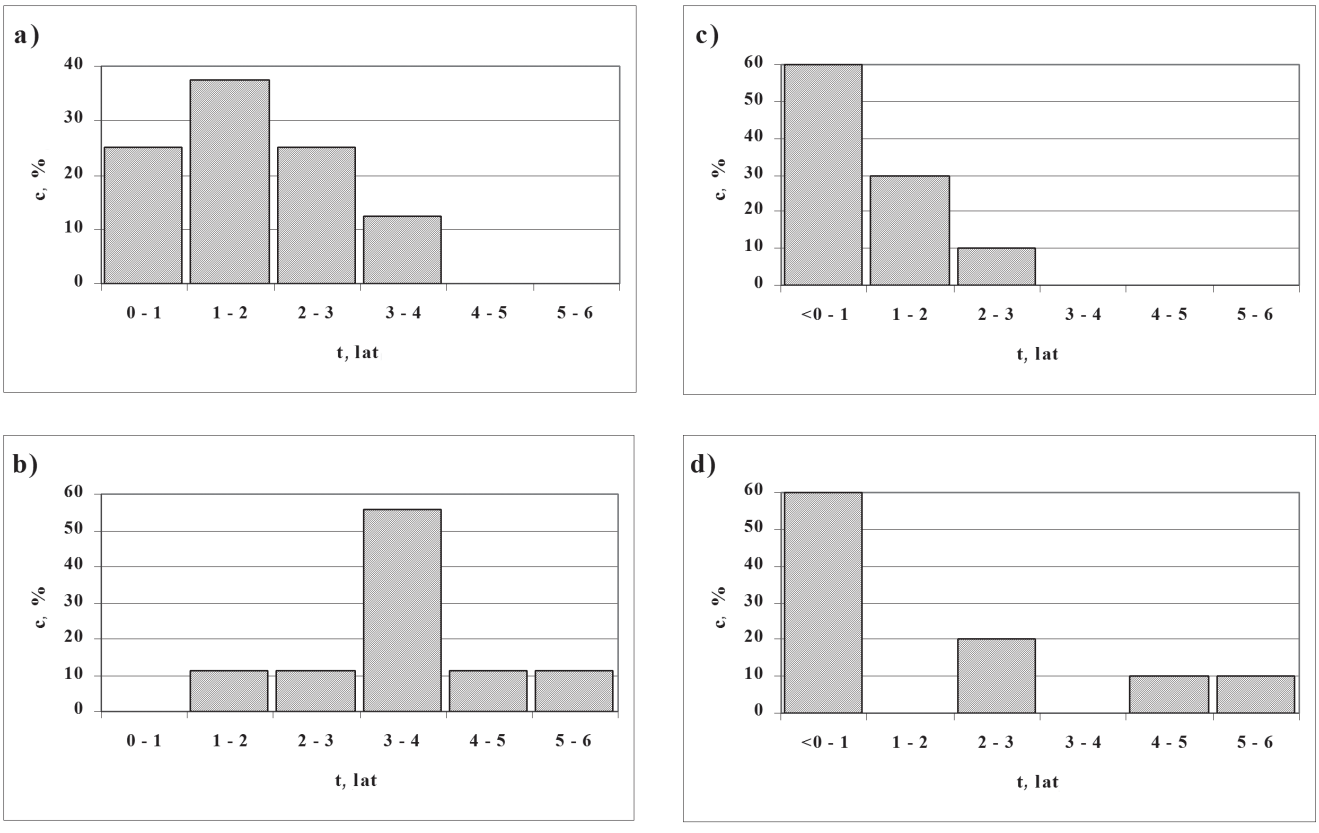
Rys. 37. Rozkład częstości (*c*) czasu (*t*) wystąpienia maksymalnych koncentracji metanu w szybach SW części GZW, liczonego od dat zasypania szybów

Fig. 37. Distribution of frequency (*c*) of the intervals of time (*t*) between the moments of termination of shafts filling up and manifestation of maximum values of methane concentrations

i nadal nieznacznej wartości zmiennej losowej $u = 0{,}034$. Umacnia to, tym samym, założenie o równości frakcji obliczonej p_N z frakcją p_0 takich szybów (otworów) w populacji generalnej.

Możliwości wnioskowania, na podstawie danych dotyczących szybów, dostarcza także przegląd czasu, jaki upłynął od przerwania odwadniania i wentylacji kopalń do pierwszego pojawienia się i do odnotowania maksymalnej koncentracji metanu w poszczególnych szybach (tab. 19). Rozkłady czasu poddano więc szerszej analizie. W pierwszym rzędzie, jako zagadnienie wstępne, zbadano jednak rozkład czasu liczonego w stosunku do dat ukończenia zasypu, a dopiero następnie czasu liczonego od zakończenia odwadniania i – odrębnie – od przerwania wentylacji zlikwidowanych kopalń. Zestawienie na histogramach częstości pokazuje, że czas liczony od dat zasypania szybów charakteryzuje rozkład pozbawiony wyraźnego maksimum (rys. 37), co świadczy, że emisja metanu danym szybem nie zależy od momentu jego zasypania. Rozkłady czasu pierwszego pojawienia się i maksymalnej koncentracji metanu, liczone od dat zakończenia odwadniania kopalń (rys. 38 a i b) i przerwania wentylacji (rys. 38 c i d), wykazują natomiast wyraźne maksima, sugerując ich zależność od analizowanych procesów.

Z histogramów wynika ponadto, że największe częstości pojawienia się metanu i wystąpienia jego maksymalnych koncentracji, odniesione do czasu zakończenia odwadniania, są wzajemnie przesunięte o dwa lata (por.: rys. 38 a i b), podczas gdy odniesione do momentu przerwania wentylacji (odmetanowania) pokrywają się (por.: rys. 38 c i d). Koresponduje to dobrze ze średnią różnicą pomiędzy czasem przerwania wentylacji, a zakończenia odwadniania, wynoszącą 1,65 roku, i z niemal natychmiastowym po przerwaniu wentylacji lub nawet wcześniejszym (wynikającym z ograniczenia jej wpływu na dany szyb – por. wyżej) występowaniem tak pierwszych mierzalnych, jak i maksymalnych koncentracji metanu. Wskazuje to, że zakończenie odwadniania kopalń i wywołane nim sprężanie gazów kopalnianych



Rys. 38. Rozkłady częstości (*c*) czasu (*t*) pierwszego wystąpienia (a, c) i stwierdzenia maksymalnych koncentracji metanu (b, d) w szybach SW części GZW, liczonego od dat zakończenia odwadniania kopalni (a, b) i przerwania wentylacji (c, d)

Fig. 38. Distribution of frequency (*c*) of the intervals of time (*t*) between the moments of the first manifestation (a, c) or occurrence of maximum values of methane concentration (b, d) in the shafts from the SW part of USCB and the moments of termination of dewatering (a, b) or ventilation (c, d) of mine

jest czynnikiem wywołującym emisję gazów z kopalń zlikwidowanych. Wentylacja (odmetanowanie) kopalń kontroluje natomiast drogi ich migracji. Jej funkcjonowanie zapewnia bowiem odprowadzenie większości gazów w sposób kontrolowany – drogami wentylacyjnymi (por.: [2, 3, 6]), podczas gdy jej przerwanie umożliwia niekontrolowaną migrację drogami o najmniejszych oporach przepływu, a w tym zasypanymi szybami (por.: [1, 8]).

Pracę przygotowano częściowo w ramach badań naukowych finansowanych ze środków Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego, jako projekt badawczy własny nr 5T12B03724, realizowany w latach 2003–2006.

Artykuł recenzowany

The study of conditions of gases emission from abandoned mines of the south-west part of Upper Silesian Coal Basin (Poland) – part VII

The results of gassy monitoring of 37 shafts filled up across the SW part of USCB after 1986 (Fig. 1 – Part I, Tabs. 15 & 16) show occurrence of methane emission only in 37.8% of them – mostly in closed down mines, where dewatering and degasation were stopped (comp.: Tab. 18). It makes possible to state that the emission of mine gases is controlled by dewatering as well as ventilation and degasation of mines. The highest methane concentrations are recorded in gassy regions of closed or transient structure of methane content field, while the lowest ones come from the regions of open structure. At the same time, methane concentrations in shafts and within deposit gases of gassy zones related to the shallowest connections of shafts are correlated to one another (Fig. 36). So, it can be assumed that methane concentrations in shafts are the derivative of its concentrations within deposit gases from the zones connected to shafts. Moreover, the occurrence of maximum values of methane concentration is more frequently connected to depression, then to other barometric trends (Tab. 21).

Literatura

1. Backhaus C., Mroz A., Willenbrink B.,: Gaz kopalniany w zlikwidowanych kopalniach węgla kamiennego. Materiały konferencji: Doświadczenia z likwidacji zakładów górniczych. Wyd. SITG, Mysłowice 2001, s. 155–158.
2. Creedy D.P.: Gas in abandoned mines: a hazard and a resource? Proceedings of International Conference on Coal-Bed Methane – Technologies of Recovery and Utilisation. Wyd. GIG, Ustroń 1998, s. 507 – 524.
3. Gardner A.: Radon emissions from abandoned mines. The Safety & Health Practitioner nr 11, 1995, s. 10 – 14.
4. Grzybek I.: Inwentaryzacja zagrożeń gazowych w zlikwidowanych szybach południowo-zachodniej części GZW. Prace Naukowe GIG nr III, 2007, s. 235 – 242.
5. Grzybek I.: Studium uwarunkowań emisji gazów ze zlikwidowanych kopalń SW części GZW (część I, II, III, IV, V i VI). Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 1, 2012, s. 23–27, nr 2, s. 31–39, nr 3, s. 21–35, nr 4, s. 22–33, nr 5, s. 10–18, nr 8, s. 13–23.
6. Krause E.: Aspekty bezpieczeństwa i ochrony środowiska na terenach pogórniczych związane z zagrożeniem gazowym. Człowiek i środowisko wobec procesu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego. Wyd. CPPGSMiE PAN, Kraków 2001, s. 417 – 430.
7. Krawczyk A., Słomka T.: Podstawowe metody matematyczne w geologii. Wyd. AGH, Kraków 1986.
8. Kulczycki Z., Grzybek I.: Gazy kopalniane jako zagrożenie dla bezpieczeństwa powszechnego. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 1, 1999, s. 16 – 25.
9. Mucha J.: Wybrane metody matematyczne w geologii górniczej. Wyd. AGH, Kraków 1991.

dr inż. **Borys BORÓWKA**
Politechnika Śląska, Gliwice

Analiza przyczyn ubytku zasobów węgla kamiennego na przykładzie jednej kopalni

TREŚĆ:
W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w latach 1989–2010 ubyło prawie 23 mld Mg zasobów geologicznych oraz 13 mld Mg przemysłowych. Najwięcej spośród tych zasobów ubyło w latach dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku. W artykule podjęto próbę ustalenia przyczyn ubytku zasobów w latach 1989–2003. Badaniom poddano zasoby przemysłowe występujące w pokładzie 510 w obszarze górniczym jednej kopalni. W ich rezultacie stwierdzono znaczący ubytek zasobów przemysłowych. Wynikał on najczęściej z ich przeklasyfikowywania do zasobów pozabilansowych gr. „b", a następnie skreślenia z ewidencji, uzasadnionego zazwyczaj tymi samymi przyczynami. Najważniejszymi powodami przeklasyfikowania parcel do zasobów pozabilansowych gr. „b" i skreślenia z ewidencji były: skomplikowane zaburzenia tektoniczne oraz konieczność oddzielnego udostępnienia.

SŁOWA KLUCZOWE:
węgiel kamienny, zasoby geologiczne, przemysłowe, przyczyny ubytków

1. Wstęp

Stan zasobów węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (GZW) w latach 1989–2010, czyli od początku transformacji ustrojowej w Polsce, znacząco się obniżył (tab. 1). Z publikowanego corocznie Bilansu zasobów kopalin i wód podziemnych w Polsce [1] wynika, że w rozpatrywanym okresie z ewidencji ubyło prawie 23 mld Mg zasobów geologicznych, co stanowi 30% stanu zasobów z roku 1989. Z zasobów przemysłowych (z założenia najlepiej rozpoznanych) ubyło prawie 13 mld Mg, czyli ponad 76% stanu z 1989 r., co – przy uwzględnieniu wydobycia w tych latach (prawie 2,4 mld Mg) i strat, które przyjęto średnio, jako 30% wielkości wydobycia – por. [7] – może budzić zastanowienie. Należy zwrócić uwagę, że w latach 1989–2003 ubytek był znacząco większy w porównaniu do okresu 2004–2010, nawet uwzględniając, iż pierwszy z tych okresów był ponad dwa razy dłuższy.

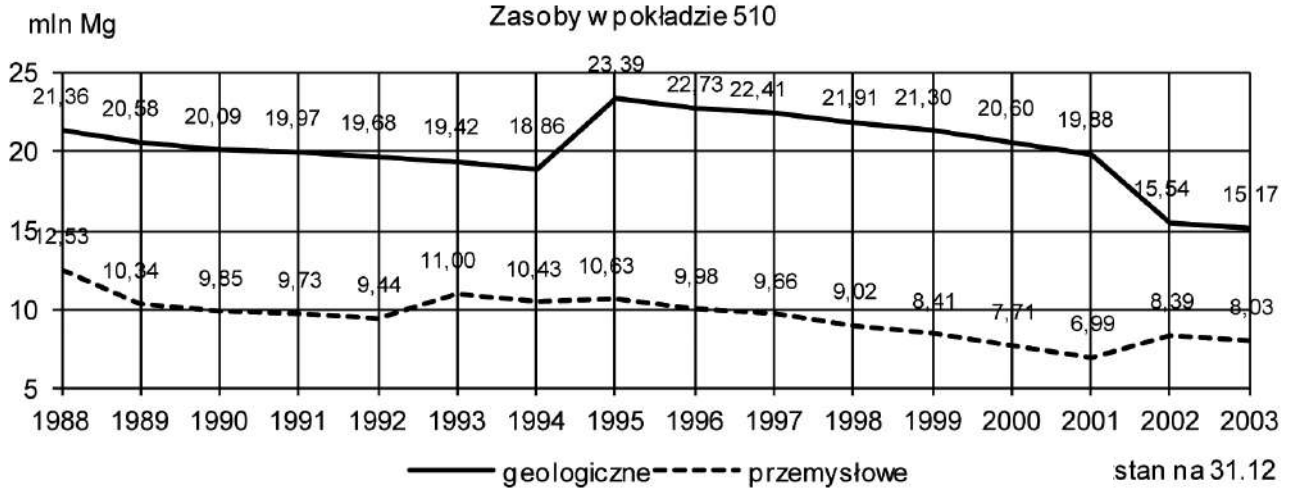
Największy ubytek zasobów miał miejsce w latach dziewięćdziesiątych ubiegłego stulecia, czyli w latach dostosowania górnictwa węgla kamiennego do warunków gospodarki rynkowej i międzynarodowej konkurencyjności. Strategie naprawcze kopalń zakładały wówczas m.in. udostępnienie pokładów węgla o najwyższej rentowności, a więc o miąższości powyżej 1,5 m, występujących w najdogodniejszych warunkach geologiczno-górniczych [4, 6, 7]. Można przypuszczać, iż obecnie, w dobie względnie korzystnej koniunktury węglowej, jak również ciągłego postępu technicznego, umożliwiającego eksploatację w coraz trudniejszych warunkach geologiczno-górniczych, część zasobów, nieuznawanych obecnie za przemysłowe, mogłaby stanowić wartość przemysłową [2, 3]. Ocena tego wymaga jednak analizy przyczyn ubytków tych zasobów oraz – w dalszej kolejności – określenia uwarunkowań geologiczno-górniczych, technicznych, planistycznych, formalnych i ekonomicznych, które uzasadniałyby opłacalność inwestycji.

Tab. 1. Zmiany struktury i wielkości zasobów węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w latach 1989–2010

Tab. 1. The structure and quantitative changes of hard coal resources in Upper Silesian Coal Basin in the years 1989–2010

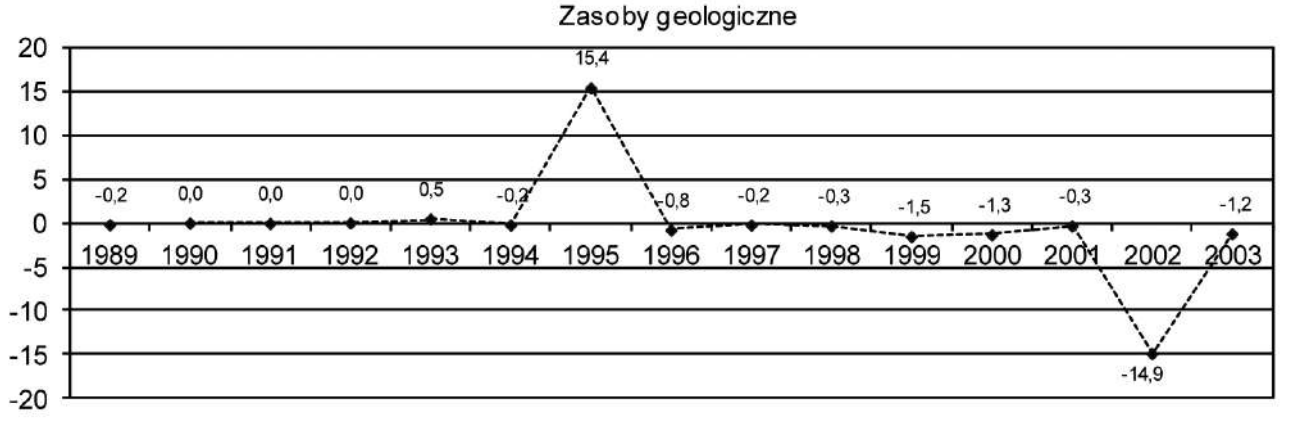
Rok*	Zasoby, mln Mg					Wydobycie mln Mg
	geologiczne	bilansowe	przemysłowe	nieprzemysłowe	pozabilansowe	
1989	75510	57679	16850	40829	17831	171,4
2003	54258	33868	6772	27096	20390	$\sum_{1989}^{2003}$ 93,3 =1838,7
2010	52875	35872	3939	31933	17003	$\sum_{2004}^{2010}$ 64,2 = 546,3

*stany zasobów podano na 31 grudnia danego roku



Rys. 1. Zmiany stanu zasobów geologicznych i przemysłowych w pokładzie 510, w latach 1989–2003 wg [7]

Fig. 1. Changes in balance of resources and reserves in coal seam no. 510 in the years 1989–2003, acc. to [7]



Rys. 2. Wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów geologicznych w pokładzie 510

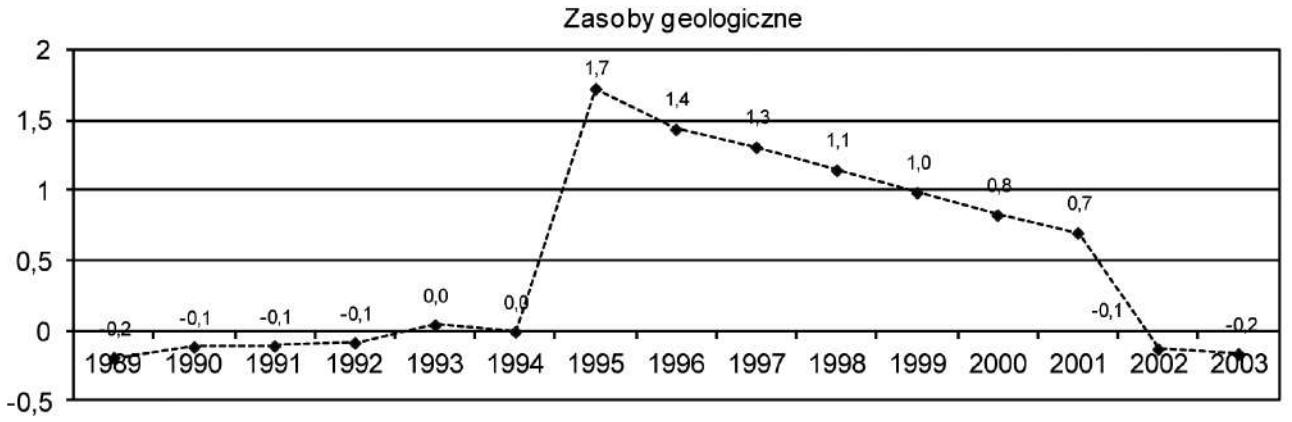
Fig. 2. Index of decrease or increase of resources in seam no. 510

W artykule podjęto próbę ustalenia przyczyn ubytku zasobów przemysłowych z ewidencji na tle zmian zasobów geologicznych w latach 1989–2003, czyli w okresie największego obniżenia ich stanu. Weryfikację przeprowadzono w skali „mikro", tzn. na przykładzie analizy parcel w pokładzie 510 (namur B) pojedynczej kopalni, zlokalizowanej w północnej części GZW.

2. Analiza zmian stanu zasobów

2.1 Zasoby geologiczne

Na rysunku 1 przedstawiono zmiany stanu zasobów geologicznych i przemysłowych w pokładzie 510 w latach 1989–2003. Wynika z niego, że w okresie tym **s**tan zasobów geologicznych zmalał o ponad 6 mln Mg. Największe



Rys. 3. Kumulacyjny wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów geologicznych w pokładzie 510

Fig. 3. Cumulative index of decrease or increase of resources in seam no. 510

zmiany miały miejsce w latach aktualizacji zasobów (1995 i 2002), związanych z wykonaniem nowych dokumentacji geologicznych, w których bilans otwarcia stanu zasobów nie zawsze był zgodny z bilansem zamknięcia poprzedniej dokumentacji (nie było takiego wymogu formalnego). W 1995 r., w związku z przejęciem części zasobów z sąsiedniej, likwidowanej kopalni, przybyło ponad 4,5 mln Mg, w 2002 r. ubyło natomiast ponad 4,3 mln Mg zasobów geologicznych, które skreślono z ewidencji. Były to częściowo zasoby uprzednio przejęte z likwidowanej kopalni [7].

Interesującą, jak się wydaje, ilustracją zmian stanu zasobów względem wielkości wydobycia jest wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów, przedstawiony na rysunkach 2–5. Jest on ilorazem ubytku, bądź przyrostu zasobów (wyliczonego bez wydobycia) do wielkości wydobycia. Jego znaczenie polega na tym, że wskazuje on faktyczną ilość ton zmiany zasobów, która towarzyszy wydobyciu jednej tony węgla [5].

Z rysunku 2, na którym pokazano wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów geologicznych wynika, że na ogół jego wartość nie przekraczała wielkości wydobycia (±1), co należy to uznać za pozytywną cechę w gospodarce zasobami. Wspomniane przejęcie zasobów z sąsiedniej kopalni w 1995 r., a następnie ich skreślenie z ewidencji w 2002 r. znalazło odzwierciedlenie wpierw w korzystnej (+15,4), a następnie, niestety, niekorzystnej wartości wskaźnika (–14,9).

Na rysunku 3 przedstawiono kumulacyjny wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów geologicznych do wielkości wydobycia. Wynika z niego, że mimo wzrostu wartości wskaźnika w roku 1995 (w rezultacie przejęcia części zasobów z sąsiedniej likwidowanej kopalni) w rozpatrywanym okresie piętnastu lat na jedną wydobytą tonę ubyło ostatecznie 0,2 tony węgla.

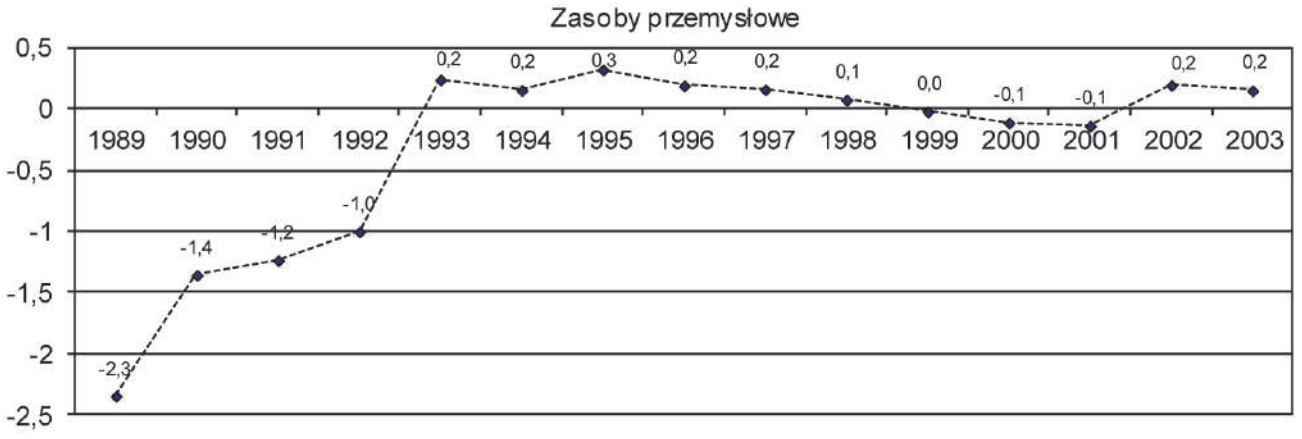
2.2 Zasoby przemysłowe

W ciągu rozpatrywanych piętnastu lat ubyło łącznie prawie 4,5 mln Mg zasobów przemysłowych (rys. 1). W roku 1989 nastąpił znaczny ubytek zasobów o 2,19 mln Mg. Wynikał on z uznania tych zasobów za nierentowne, z powodu trudnych warunków geologiczno-górniczych. W 1993 r. dokonano aktualizacji bazy zasobowej, w wyniku której przybyło prawie 1,6 mln Mg zasobów. Z kolei w roku 1995 przyłączono z sąsiedniej, likwidowanej kopalni 0,2 mln Mg zasobów przemysłowych. W 2002 r. przeprowadzono kolejną aktualizację, w wyniku której przybyło ponad 1,4 mln Mg. Ponad jedną trzecią tego przyrostu stanowiły zasoby uznane uprzednio za nierentowne (przeklasyfikowano je z pozabilansowych gr. „b"). Z pokładu 510, w latach 1989–2003 wydobyto łącznie ponad 5,3 mln Mg węgla [7].

Wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów przemysłowych do wielkości wydobycia w rozpatrywanym okresie był dosyć zróżnicowany (rys. 4). Najbardziej znaczące

Rys. 4. Wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów przemysłowych w pokładzie 510

Fig. 4. Index of decrease or increase of reserves in seam no. 510



Rys. 5. Kumulacyjny wskaźnik ubytku lub przyrostu zasobów przemysłowych w pokładzie 510

Fig. 5. Cumulative index of decrease or increase of reserves in seam no. 510

Tab. 2. Systematyczne zestawienie przyczyn przeklasyfikowań do zasobów pozabilansowych grupy „b" i skreśleń z ewidencji, wg [7]

Tab. 2. Systematic division of reserves reclassification into out-of-balance "b" group and deletion of evidence, acc. to [7]

Przyczyny naturalne	
A. Przyczyny wynikające z niekorzystnych warunków geologiczno-górniczych	
1.	Zmienna grubość pokładu na granicy bilansowości (1m)
2.	Skomplikowane zaburzenia tektoniczne w obszarze parcel lub części złoża w ich otoczeniu (należy także do przyczyn powodujących brak lub utrudnienie udostępnienia)
3.	Występowanie licznych przerostów skały płonej
4.	Zagrożenia tąpaniami
B. Przyczyny wynikające z niskiej jakości węgla	
5.	Duża zawartość popiołu (>30%)
6.	Niska wartość opałowa (20–24 MJ/kg)
Przyczyny techniczne	
C. Przyczyny powodujące brak lub utrudnienie udostępnienia z istniejących wyrobisk	
7.	Konieczność oddzielnego udostępnienia
8.	Występowanie w sąsiedztwie (otoczeniu) strat złożowych
9.	Występowanie w sąsiedztwie (otoczeniu) zasobów pozabilansowych grupy „b"
10.	Występowanie w sąsiedztwie (otoczeniu) starych zrobów lub dokonanej eksploatacji
D. Pozostałe przyczyny	
11.	Występowanie w filarach bezpieczeństwa i dla wychodni
12.	Występowanie w filarach ochronnych dla obiektów powierzchniowych
13.	Występowanie powyżej najwyższego poziomu wentylacyjnego
14.	Fragmentaryczne występowanie lub nieregularne kształty parcel
15.	Płytkie zaleganie

wartości wskaźnika odnotowano w latach 1993 i 2002, w których wyniósł on odpowiednio + 4,3 i + 6,1.

Z analizy kumulacyjnego wskaźnika ubytku lub przyrostu zasobów przemysłowych wynika, iż w rozpatrywanym okresie lat na jedną wydobytą tonę węgla przybyło 0,2 tony zasobów przemysłowych. Z punktu widzenia gospodarki zasobami jest to korzystne zjawisko.

3. Analiza przyczyn ubytku zasobów przemysłowych

Ze sporządzanych corocznie operatów ewidencyjnych zasobów wynika, iż w poszczególnych latach ubytek w pokładzie 510 wyniósł od 0,12 mln Mg (1991 r.) do 2,24 mln Mg (1989 r.). Najczęstszą ich przyczyną była eksploatacja – średnio 65% i straty – średnio 28%. Uby-

Tab. 3. Ranking przyczyn ubytku zasobów

Tab. 3. Reasons of reserves deletion

Lp.	Przyczyny ubytków zasobów	10^6 Mg	%
1.	Skomplikowane zaburzenia tektoniczne	6,54	100
2.	Występowanie w sąsiedztwie starych zrobów lub dokonanej eksploatacji	3,58	55
3.	Zagrożenia tąpaniami	0,81	12

tek spowodowany zmianą kwalifikacji (głównie zasobów przemysłowych do pozabilansowych) wyniósł średnio 6%, lepszym rozpoznaniem średnio 1%, a tzw. „innymi przyczynami" średnio 0,2%. Przyrost był spowodowany głównie lepszym rozpoznaniem – średnio 67%, oraz „innymi przyczynami", które wyniosły średnio 28% [7].

Przyczyny przeklasyfikowań parcel zasobowych do zasobów pozabilansowych gr. „b" i skreśleń z ewidencji, które wykazywano w dokumentacjach geologicznych w latach aktualizacji stanu zasobów, były zróżnicowane. W tabeli 2 przedstawiono ich systematykę, szczegółowo opisaną w pracy [7]. Wśród przyczyn występują zarówno czynniki naturalne i techniczne. Do czynników naturalnych należą przyczyny związane z niekorzystnymi warunkami geologiczno-górniczymi oraz niską jakością węgla, a do czynników technicznych brak możliwości udostępnienia z istniejących wyrobisk oraz pozostałe przyczyny, takie jak np. występowanie w filarach oraz płytkie zaleganie.

W tabeli 3, przedstawiono ranking przyczyn ubytków zasobów[1] (przeklasyfikowań i skreśleń). Podana w tej tabeli suma procentów nie odpowiada wartości 100%, co wynika z możliwości występowania kilku przyczyn jednocześnie. Z tabeli tej wynika, że w pokładzie 510 główną przyczyną ubytku były skomplikowane zaburzenia tektoniczne. Z ich powodu ubyło 6,54 mln Mg (100%) zasobów. Pozostałymi przyczynami były: występowanie w sąsiedztwie starych zrobów lub dokonanej eksploatacji, ograniczających dostęp do istniejących wyrobisk (3,58 mln Mg) oraz zagrożenie tąpaniami, z powodu którego ubyło 0,81 mln Mg zasobów. Uzasadniono nimi przeklasyfikowanie – odpowiednio 55 i 12% zasobów.

W przypadku skomplikowanych zaburzeń tektonicznych, których charakter, niestety, nie został w uzasadnieniu bliżej opisany (np. wysokość zrzutu uskoku, gęstość zuskokowania itp.), weryfikacja podjętych decyzji jest znacząco utrudniona. Podobnie, w uzasadnieniu przeklasyfikowania parcel z powodu zagrożeń tąpaniami nie podano żadnych dodatkowych informacji wyjaśniających przeklasyfikowanie, chociażby np. stopnia zagrożenia tąpaniami. Z kolei, występowanie w sąsiedztwie (otoczeniu) starych zrobów lub dokonanej eksploatacji informuje o braku możliwości udostępnienia od istniejących wyrobisk. Jest to bardzo „pojemna" przyczyna i może wynikać z wielu powodów.

4. Podsumowanie

W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w latach 1989–2003 ubyło łącznie 21252 mln Mg zasobów geologicznych, a sumaryczna wielkość wydobycia wyniosła w tym okresie 1839 mln Mg. W latach 2004–2010 wielkości te wyniosły odpowiednio 1383 mln Mg i 546 mln Mg. Oznacza to, że wydobyciu jednej tony węgla kamiennego towarzyszył ubytek ok. 10,6 ton zasobów geologicznych w pierwszym okresie oraz ok. 1,5 tony w drugim okresie. Analogicznie w latach 1989–2003 i 2004–2010 ubyło odpowiednio 10078 mln Mg i 2833 mln Mg zasobów przemysłowych. Oznacza to, że na jedną wydobytą tonę węgla ubyło odpowiednio 4,5 i 4,2 tony zasobów przemysłowych. Dane te wskazują wyraźnie na względną poprawę gospodarki zasobami (szczególnie geologicznymi) w drugim rozpatrywanym okresie.

W pokładzie 510 rozpatrywanej kopalni w latach 1989–2003 stan zasobów geologicznych zmalał o 6,19 mln Mg, natomiast zasobów przemysłowych o prawie 4,50 mln Mg. Wydobyto w tym czasie łącznie 5,30 mln Mg węgla. Na jedną wydobytą tonę węgla ubyło zatem ok. 0,2 tony zasobów geologicznych i przybyło ok. 0,2 tony zasobów przemysłowych.

W pokładzie 510 najczęściej podawanymi przyczynami ubytków zasobów, w wyniku których zasoby przeklasyfikowywano do gr. „b" lub skreślano z ewidencji, były kolejno: skomplikowane zaburzenia tektoniczne, występowanie w sąsiedztwie starych zrobów lub dokonanej eksploatacji oraz zagrożenia tąpaniami. W opisie tych przyczyn nie podawano dodatkowych informacji uściślających powody „wykluczania" możliwości wydobycia zasobów. W zestawie przyczyn zwraca uwagę brak takich, które mogłyby zostać przyjęte za „ekonomiczne". Zdaniem autora w każdej indywidualnej sytuacji można by określić (ogólnie) możliwość i ewentualne koszty udostępnienia partii złoża.

Przytoczone w artykule dane wskazują na zasadność oceny możliwości ewentualnego zagospodarowania i wykorzystania zasobów, które zostały przeklasyfikowane z przemysłowych i/lub skreślone z ewidencji (szczególnie w latach dziewięćdziesiątych). Warto się także zastanowić nad możliwością ewidencjonowania tych zasobów, które przeznacza się do skreślenia, wprowadzając np. dodatkową kategorię. Z geologicznego punktu widzenia

1 Przyczyny przeklasyfikowań do zasobów pozabilansowych niefunkcjonującej obecnie grupy „b" i skreśleń z ewidencji były podobne. W efekcie zasoby przeklasyfikowywane do tej kategorii zasobów były ostatecznie skreślane z ewidencji. Znane są także nieliczne sytuacje przeklasyfikowań z powrotem do zasobów przemysłowych.

zasoby te nadal są częścią złoża, jednakże nieprzydatną obecnie pod względem gospodarczym. Dodatkowym argumentem, przemawiającym pośrednio za wykazywaniem w ewidencji tego typu zasobów jest, wynikająca z nowego rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 22 grudnia 2011 r. w sprawie dokumentacji geologicznej złoża kopaliny (Dz. U. Nr 291, poz. 1712), konieczność wykazywania w bilansie zasobów w pokładach o miąższości minimalnej 0,6 m.

Artykuł recenzowany

Analysis of the reasons for the decrease in hard coal resources on the example of one mine

In 1989-2010, in the Upper Silesian Coal Basin, geological resources decreased by almost 23 billion Mg and industrial resources decreased by 13 billion Mg. The largest decrease in the resources was noted in the 1990s. This paper attempts to determine the reasons for resource decrease in 1989 - 2003. The tests included industrial resources present in the seam 510 within the mining area of one mine. As a result, considerable decrease in industrial resources was noticed. Most frequently, it resulted from classifying these resources to subeconomic resources (group b) and removing them from the records, which was usually justified with the same reasons. The most important reasons for classifying the lots as subeconomic resources (group b) and removing them from records included complicated tectonic disturbances and necessity for individual opening out.

Literatura

1. Bilans Zasobów Kopalin i Wód Podziemnych w Polsce (1988–2010). Wyd. PIG, Warszawa.
2. Borówka B.: Próba oceny technicznych możliwości eksploatacji zasobów pozabilansowych w kopalni węgla kamiennego. Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH z. 3, Kraków 2010, s. 169–187.
3. Borówka B.: Uwarunkowania geologiczno-górnicze i techniczne eksploatacji zasobów nieprzemysłowych w wytypowanej kopalni węgla kamiennego GZW. Polski Kongres Górniczy „Górnictwo Podziemne", t. 1, Gliwice 2010, s. 19–27.
4. Probierz K., Gabzdyl W., Borówka B.: Zasoby Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w latach 1989–2003. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo z. 269, Gliwice 2005, s. 13–32.
5. Probierz K., Borówka B: Ubytek zasobów węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w latach 1989–2003, niepożądany skutek reform. Mat. XX konf. Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej. „Rynek paliw i energii", Kraków 2006, s. 171–192.
6. Probierz K., Borówka B.: Przyczyny przeklasyfikowywania zasobów przemysłowych węgla w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW). Biuletyn PIG nr 429, 2008, s. 153–156.
7. Probierz K., Borówka B.: Weryfikacja ilościowa i jakościowa zasobów węgla kamiennego w wytypowanych kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wyd. Politechniki Śląskiej, Monografia nr 221, Gliwice 2009.

mgr **Maciej Jan MENDECKI**
Uniwersytet Śląski, Katowice

Zastosowanie testu Albarello do wykrywania fałszywych maksimów na widmach HVSR uzyskanych z szumu sejsmicznego rejestrowanego w Ojcowie, Raciborzu i Planetarium Śląskim

TREŚĆ:
Krzywa stosunku widm składowej poziomej drgań do składowej pionowej (*HVSR*, *Horizontal to Vertical Spectral Ratio*) wyznaczona dla szumu sejsmicznego może zawierać fałszywe maksima, które niepoprawnie zinterpretowane dadzą mylące wyniki parametrów efektów lokalnych, jakimi są współczynnik amplifikacji i częstotliwość rezonansowa warstwy przypowierzchniowej. Niepożądane maksima HVSR są generowane głównie przez instrumentalny lub/i numeryczny szum, pojawiający się podczas rejestracji i przetwarzania danych pomiarowych. W celu wykrycia fałszywych pików zaproponowano test statystyczny Albarello, który pozwala na ich wskazanie przy zadanym poziomie istotności. W niniejszej pracy test Albarello zastosowany został do analizy krzywych HVSR obliczonych dla trzech stacji sejsmologicznych, zlokalizowanych w Planetarium Śląskim, Ojcowie i Raciborzu. Dla stacji w Planetarium Śląskim z czterech obserwowanych maksimów test odrzucił dwa, w Ojcowie z sześciu obserwowanych odrzucono trzy, natomiast w Raciborzu zaobserwowano jedno maksimum, które zostało odrzucone, ponieważ hipoteza H_0 testu została potwierdzona.

SŁOWA KLUCZOWE:
szum sejsmiczny, technika HVSR, fałszywe maksima, test Albarello

1. Szum sejsmiczny

Szum sejsmiczny to wszechobecne mikrodrgania rozprzestrzeniające się w warstwach przypowierzchniowych, które na zapisach sejsmogramów obserwowane są jako niewielkie wychylenia amplitudy. Częstotliwość, z jaką drgają te wszechobecne mikrowibracje, zależy od ich źródła. Nakamura [7] wyróżnia dwa rodzaje źródeł: pochodzenia naturalnego oraz antropogenicznego. Źródła naturalne to zjawiska atmosferyczne zachodzące na lądach. Przykładowo, powstanie szumu sejsmicznego spowodowane jest przemieszczeniem się układów wyżowych i niżowych wraz z frontami atmosferycznymi. Ruchy mas powietrza wywierają nacisk na skorupę ziemską oraz wymuszają wahania obiektów wystających nad powierzchnię ziemi (budynki, drzewa), co w konsekwencji generuje mikrodrgania określane mianem mikrosejsmów. Również pływy, falowanie oraz sztormy na morzach i oceanach będą powodowały powstanie szumu sejsmicznego (mikrosejsmów) poprzez przenoszenie ruchu falowego wody na drgania litosfery. Wszystkie źródła naturalne charakteryzują się bardzo niskimi częstotliwościami. Na widmie szumu sejsmicznego obserwuje się je w zakresach od miliherców do kilku herców, z charakterystycznym maksimum mikrosejsmów przypadającym na częstotliwość 0,16 Hz, związaną z falowaniem oceanów [7].

Druga grupa źródeł to źródła związane z działalnością człowieka. Mikrodrgania, określane również mikrowstrząsami (*ang. microtremors*), w tym wypadku pochodzą od aktywności urządzeń związanych z przemysłem i infrastrukturą. Również ruch uliczny oraz kolejowy będą generować szum sejsmiczny. Mikrowstrząsy na widmie zawierają się w paśmie o względnie wyższych częstotliwościach od kilku do kilkunastu herców [7].

Mikrosejsmy i mikrowstrząsy propagują przez ośrodek skalny, jako złożenie fal powierzchniowych Rayleigha i Love'a, jednak ich proporcje nie są znane. Przyjmuje się, że dla niskich częstotliwości, jakie są charakterystyczne dla mikrosejsmów, obserwowane będą podstawowe harmoniki fal Rayleigha, natomiast wpływ fal Love'a dominował będzie przy wyższych częstotliwościach. Najprawdopodobniej typ źródła wpływa na skład szumu sejsmicznego. Dlatego też, dla źródeł naturalnych generujących mikrosejsmy obserwowane będą głownie fale Rayleigha (pionowe drgania w źródle). Natomiast w przypadku mikrowstrząsów typ fal zależy od kierunku drgań wstępującego w sztucznym źródle [5, 7].

2. Krzywa HVSR

Zapis szumu sejsmicznego, zgodnie z założeniami metody Y. Nakamury [7], może zostać wykorzystany do wyznaczenia, pod stacją sejsmometryczną, wartości parametrów efektów lokalnych, jakim są częstotliwość rezonansowa i wartość współczynnika amplifikacji warstwy przypowierzchniowej. Oba parametry są istotne dla zagadnień geoinżynierskich i hazardu sejsmicznego, co pokazują publikacje np.: D'Amico i in. [2, 3] oraz Delgado i in. [4]. Oszacowanie parametrów efektów lokalnych jest więc istotnym zagadnieniem z punktu widzenia ochrony infrastruktury, znajdującej się na powierzchni terenu w obszarach zagrożonych aktywnością naturalnej sejsmiczności, czy też sejsmiczności indukowanej działalnością górniczą. Wyznaczenie parametrów efektów lokalnych wraz z estymacją maksymalnych przyśpieszeń drgań gruntu (obliczanych z odpowiednim prawdopodobieństwem wystąpienia) stosuje się dla terenów, gdzie planuje się wybudować budowle istotne dla gospodarki lub o dużym znaczeniu strategicznym. Informacja o skali efektów lokalnych jest więc ważnym czynnikiem branym pod uwagę podczas projektowania konstrukcji budowlanych, które w chwili wystąpienia zagrożenia nie spowodują niebezpieczeństwa dla ludności, środowiska i infrastruktury. Przykładem takich budowli są elektrownie jądrowe.

Warstwa przypowierzchniowa, przy spełnieniu odpowiednich warunków (odpowiedniej miąższości i prędkości fali sejsmicznej), zachowuje się jak układ: filtr częstotliwościowy + wzmacniacz, który filtruje całe spektrum mikrodrgań, jednocześnie tłumiąc lub wzmacniając tylko amplitudy fal o odpowiednich wartościach częstotliwości (rezonansowej). Amplitudy drgań o odpowiedniej częstotliwości są proporcjonalne do miąższości warstwy. Zgodnie z założeniami Y. Nakamury [7] wzmacniane będą tylko drgania w kierunku horyzontalnym, natomiast drgania składowej pionowej będą miały tę samą amplitudę, jak drgania w warstwie sztywnej znajdującej się pod warstwą przypowierzchniową. Zwiększenie amplitud przy powierzchni w stosunku do amplitud drgania w sztywnym podłożu nosi nazwę amplifikacji.

Zarówno współczynnik amplifikacji, jak i częstotliwości rezonansowe wyznaczane są na podstawie krzywych utworzonych ze stosunku widma składowej poziomej szumu do składowej pionowej (*ang. Horizontal to Vertical Spectral Ratio, HVSR*). Metodyka wyznaczenia krzywej HVSR polega na:

- rejestracji szumu sejsmicznego przez odpowiednio długi okres czasu (arbitralnie od 10 do 60 minut) za pomocą trójskładowej stacji sejsmologicznej, mierzącej drgania w kierunku N-S, E-W oraz pionowym Z,
- obliczeniu widm składowej poziomej, uśrednionej z dwóch kierunków N-S, E-W oraz składowej pionowej Z przy użyciu transformaty Fouriera,
- wyznaczeniu stosunku widm składowej poziomej A_H do pionowej A_V zgodnie z relacją:

$$S_{HV} = \frac{A_H(f)}{A_V(f)} \tag{1}$$

Tak wyznaczona krzywa S_{HV} jest określana mianem funkcji quasi-przejścia, która informuje to tym, które fale o danej częstotliwości, przechodząc przez warstwę przypowierzchniową, są wzmacnianie [7].

3. Test statystyczny Albarello

Podczas przetwarzania danych i przy wyznaczaniu krzywych HVSR nieistotne amplitudy spektralne mogą wygenerować niepożądane maksima. Powstają one w dwóch etapach. Pierwszy wynika z obecności fluktuacji samego szumu sejsmicznego w czasie. Bardziej lub mniej regularne wahania poziomu szumu dominują głównie w zakresie antropogenicznych mikrowstrząsów i zależą od cyklicznej aktywności człowieka. Drugi etap powstawania niepożądanych amplitud jest związany ze stochastycznymi fluktuacjami pozornych amplitud spektralnych, generowanych przez instrumentalny i numeryczny szum losowy. Ich obecność w widmie przenosi się na wyznaczenie krzywej funkcji quasi-przejścia, a w konsekwencji do dalszej analizy będą brane pod uwagę fałszywe piki na widmie HVSR, co prowadzi do błędnych rezultatów [8].

Zaproponowano sposób wykrywania fałszywych maksimów poprzez zastosowanie testu statystycznego, który przyjęło się nazywać testem Albarello, od nazwiska autora publikacji, w której opisano powyższą metodę [1]. Celem testu jest zidentyfikowanie fałszywych maksimów na widmie HVSR, indukowanych przez instrumentalny szum losowy w przypadku, gdy szum sejsmiczny (użyteczny) charakteryzowany jest przez małe amplitudy spektralne [8]. Hipoteza zerowa (H_0) zakłada, że każde maksimum HVSR może być efektem występowania amplitud losowego szumu instrumentalnego. Dla testu zdefiniowano statystykę $\kappa_{m,n}$, którą wyznacza się ze stosunku wartości średniej $\mu(S^2_{HV})$ i odchylenia standardowego $\sigma(S^2_{HV})$ z kwadratu widma HVSR. Statystyka $\kappa_{m,n}$ zależy tylko od parametru m i liczby obserwacji n:

$$\kappa_{m,n} = \frac{\mu(S^2_{HV})}{\sigma(S^2_{HV})} \tag{2}$$

gdzie:

$\mu(S^2_{HV})$ – wartość średnia kwadratu stosunku widm H/V,

$\sigma(S^2_{HV})$ – odchylenie standardowe $\mu(S^2_{HV})$.

Parametr m określany jest liczbą stopni swobody i wyznacza się go z relacji:

$$m_i \cong \operatorname{int}\{t \cdot f_i\} \tag{3}$$

gdzie:

t – czas pomiaru,

f_i – i-ta częstotliwość.

Skrót *int* oznacza wartość całkowitą z iloczynu. Do obliczeń statystyki $\kappa_{m,n}$ wyznacza się odpowiednio estymatory wartości średniej i odchylenia standardowego [1].

Kolejnym krokiem jest wyznaczenie przedziału ufności dla zmiennej losowej $K_{m,n}$ (zbiór $\kappa_{m,n}$) w oparciu o dystrybuantę $P(K_{m,n} \le \kappa_{m,n})$. Przedział ufności dla górnej $\kappa_{m,n}^{gora}$ i dolnej $\kappa_{m,n}^{dol}$ granicy statystyki zdefiniowany jest jako (dla poziomu istotności 0,05):

$$P(K_{m,n} \le \kappa_{m,n}^{dol}) < 0{,}025$$
$$P(K_{m,n} \le \kappa_{m,n}^{gora}) > 0{,}975 \quad (4)$$

Wartości dystrybuanty wyznaczane są z obliczeń numerycznych poprzez zastosowanie generatora liczb pseudolosowych w celu uzyskania odpowiedniej liczebności $L = 1000$ dla i-tego stopnia swobody m i odwrotnej dystrybuanty rozkładu prawdopodobieństwa, służącej znalezieniu wartości granicznych statystyk zgodnie z relacją (4). Dla małych liczebności n stosuje się rozkład F-Snedocora [8]. Natomiast zgodnie z centralnym twierdzeniem granicznym do obliczeń użyto rozkładu normalnego, przyjmując $n = 50$ za dużą próbę.

Biorąc pod uwagę relacje (4), hipoteza zerowa jest odrzucana na poziomie istotności 0,05 jeżeli wartość statystyki $\kappa_{m,n}$ spełnia następujące warunki

$$\begin{cases} \kappa_{m,n} < \kappa_{m,n}^{dol} \\ \kappa_{m,n} > \kappa_{m,n}^{gora} \end{cases} \quad (5)$$

W przeciwnym wypadku hipoteza H_0 nie może być odrzucona dla 95% poziomu ufności i wtedy otrzymana wartość średnia maksimum HVSR dla danego m może być rozważana jako podejrzana [1, 8].

4. Charakterystyka danych

Analiza stosunku widm H/V została przeprowadzona dla trzech stacji sejsmologicznych znajdujących się w Raciborzu (RAC), Ojcowie (OJC) i Planetarium Śląskim w Chorzowie. Dwie pierwsze stacje należą do sieci obserwatoriów sejsmologicznych prowadzonych przez Instytut Geofizyki Polskiej Akademii Nauk, natomiast ostatnia stacja jest częścią Górnośląskiej Regionalnej Sieci Sejsmologicznej przynależącej do Głównego Instytutu Górnictwa. Informacje o analizowanych danych zebrano w tabeli 1.

5. Zastosowanie testu Albarello do wykrywania „fałszywych" maksimów

Krzywe HVSR wyznaczono za pomocą programu J-SESAME, natomiast wartości statystyki $\kappa_{m,n}$ zostały obliczone przy użyciu środowiska programowania MATLAB 7. Na rys. 1 zestawiono wyniki obliczeń widma HVSR dla stacji sejsmologicznych zlokalizowanych w Planetarium Śląskim, Ojcowie i Raciborzu, wraz z przebiegami statystki $\kappa_{m,n}$ w funkcji częstotliwość (czarne linie) oraz 95% przedziałem ufności (szare linie). Krzywe HVSR pochodzą z publikacji Mendeckiego [6] i są wartościami median obliczonych dla 50 przebiegów HVSR.

Test Albarello pozwolił na wskazanie maksimów HVSR, które mogą być wywołane przez instrumentalny lub numeryczny błąd losowy podczas przetwarzania danych. W tabeli 2 zestawiono wartości zaobserwowa-

Tab. 1. Charakterystyka danych [6]

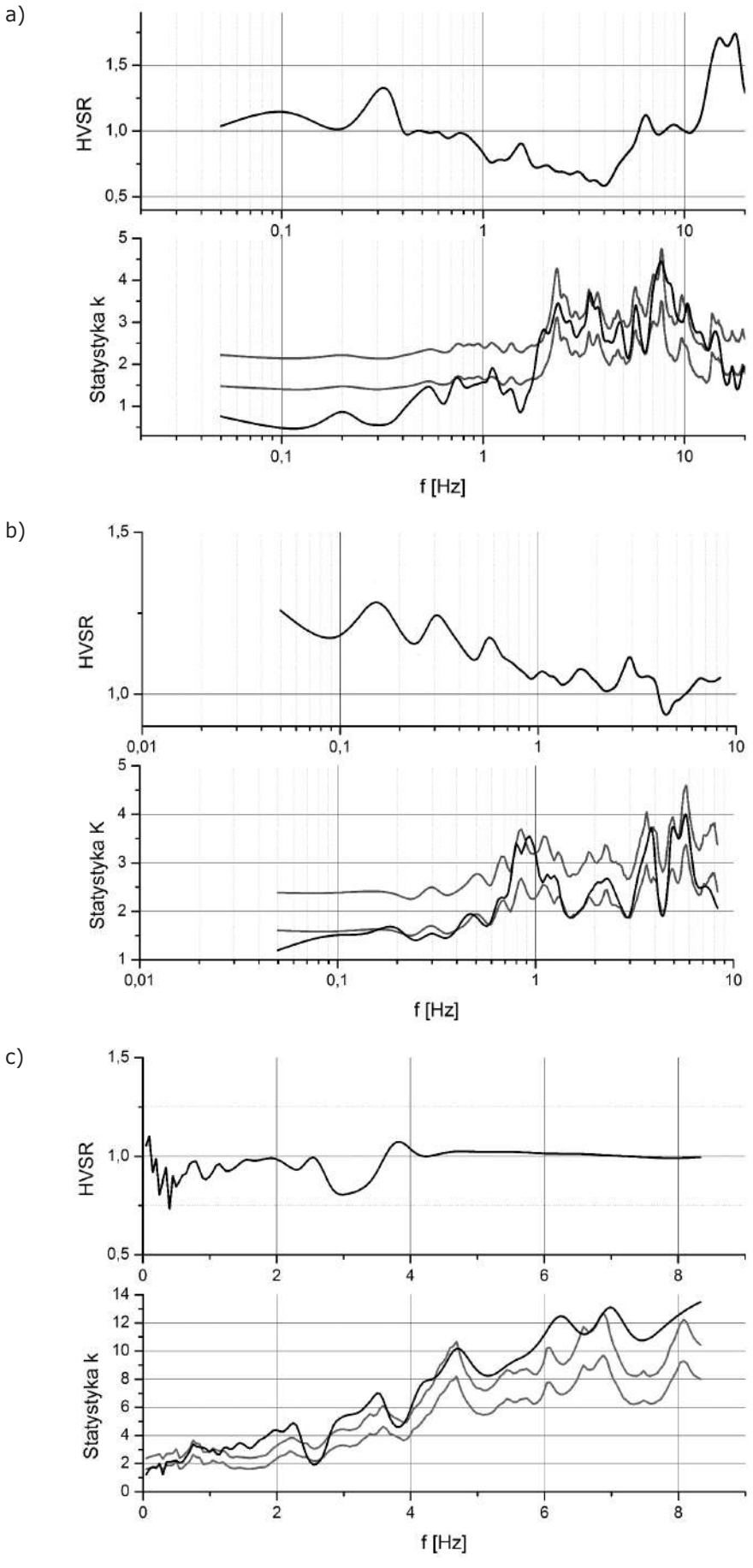
Tab. 1. Data characteristics [6]

Lp.	I	I I	I I I	IV
1	Lokalizacja	Racibórz	Ojców	Planetarium Śląskie, Chorzów
2	Typ sejsmometru	SM-3 (krótkookresowy)	STS-2 (szerokopasmowy)	Willmore Mk III (szerokopasmowy)
3	Właściciel stanowiska	IGF PAN	IGF PAN	ZGiG GIG
4	Zakres częstotliwościowy	0,5–10 Hz	0,008–50 Hz	0,05–20 Hz
5	Częstotliwość próbkowania	20 sps	20 sps	250 sps
6	Liczba rejestracji szumu	50	50	50
7	Całkowity czas zapisu	171 min	171 min	14 min

Tab. 2. Zaobserwowane wartości współczynnika amplifikacji A i częstotliwości rezonansowej F_0 [Hz]. Szare pola wskazują fałszywe maksima otrzymane z testu Albarello

Tab. 2. Observed values of the A amplification ratio and F_0 resonance frequency [Hz]. Grey fields show the false maximums obtained from the Albarello's test

Lp.	Stacja	A_1	F_{01}	A_2	F_{02}	A_3	F_{03}	A_4	F_{04}	A_5	F_{05}	A_6	F_{06}
1	Racibórz	1,1	3,9										
2	Ojców	1,4	0,15	1,2	0,3	1,1	0,6	1,1	1,7	1,3	2,9	1,1	6,6
3	Planetarium	1,3	0,35	1,1	6,5	1,7	14,4	1,7	16,6				



Rys. 1. Porównanie krzywych HVSR [6] wraz z przebiegiem statystyki $K_{m,n}$ (czarne krzywe) oraz 95% przedziałem ufności (szare krzywe) dla trzech stacji sejsmologicznych:
a) Planetarium Śląskie w Chorzowie, b) Ojców, c) Racibórz

Fig. 1. Comparison of HVSR curves [6] with the $K_{m,n}$ statistics run (black curves) and 95% confidence limit (grey curves) for three seismological stations:
a) Silesian Planeterium in Chorzów, b) Ojców, c) Racibórz

nych maksimów wraz ze wskazaniem na fałszywe piki wytypowane przez test statystyczny.

Dla stacji w Raciborzu test Albarello odrzucił obserwowaną wartości maksimum. Dla stacji w Ojcowie zaobserwowano sześć pików, z czego test odrzucił ostatnie trzy. Na widmie HVSR dla stacji w Planetarium Śląskim odczytano cztery maksima, z których dwa zostały wskazane przez test Albarello jako fałszywe.

6. Podsumowanie

Wyniki testu można uznać za satysfakcjonujące tylko w pewnym stopniu. Z jednej strony dla permanentnych stacji sejsmologicznych, posadowionych na sztywnym podłożu, nie powinno obserwować się (w teorii) efektów lokalnych, a więc HVSR = 1 dla wszystkich częstotliwości. Odrzucenie części maksimów HVSR potwierdza ten fakt. Część pików nie została odrzucona, ale ich wysokość jest niewiele odstająca od wartości 1, a więc również można przyjąć, że przebieg krzywej HVSR odpowiada założeniom teoretycznym, ale trudno stwierdzić, co powoduje wychylenia wartości HVSR na widmie.

Jednakże nie można wykluczyć, że w niektórych przypadkach obecność maksimów może być faktycznie spowodowana odpowiedzią ośrodka skalnego. Taką odpowiedź obserwuje się dla Ojcowa (f_0 = 2,9 Hz, tab. 2) i ma ona potwierdzenie w literaturze [6]. Aczkolwiek, co zaskakujące, okazuje się, że test wskazał to maksimum jako fałszywe. Statystka $\kappa_{m,n}$ dla tej częstotliwości jest prawie równa dolnej granicy przedziału ufności. Prawdopodobnie po zmniejszeniu przedziału ufności z 95 do 90% hipoteza H_0 mogłaby zostać odrzucona i maksimum nie byłoby już „podejrzane". Otrzymane wyniki wskazują, że do testu należy podchodzić z pewną dozą ostrożności.

Podziękowania

Serdeczne podziękowania dla Instytutu Geofizyki Polskiej Akademii Nauk oraz Głównego Instytutu Górnictwa za udostępnienie zapisów z stacji sejsmologicznych.

Artykuł recenzowany

Utilising the Albarello's test to detect false maximums in HVSR spectra obtained from the seismic noise recorded in Ojców, Racibórz and the Silesian Planetarium

The Horizontal to Vertical Spectral Ratio (HVSR) curve determined for seismic noise may include false maximums which, when misinterpreted, may result in incorrect results of local effects parameters, i.e. the amplification ratio and resonance frequency of the surface layer. Undesirable HVSR maximums are generated by the instrumental and/or numerical noise appearing during measurement data recording and processing. In order to detect false peaks, the Albarello's statistical test which detects them by a set level of significance was suggested. In this paper, the Albarello's test is used to analyse the HVSR curves calculated for three seismologic stations located in the Silesian Planetarium, the towns of Ojców and Racibórz. As regards the station located in the Silesian Planetarium, the test rejected two maximums from four maximums observed. In Ojców, the test rejected three out of six maximums and, in Racibórz, one maximum was observed, however, it was rejected as the test H0 hypothesis was confirmed.

Literatura

1. Albarello D.: Detection of spurious maxima in the site amplification characteristics estimated by the HVSR technique. Bull. Seism. Soc. Am. vol. 91, nr 4, 2001, s. 718–724.
2. D'Amico V., Picozzi M., Albarello D., Naso G., Tropenscovino S.: Quick estimates of soft sediment thicknesses from ambient noise horizontal to vertical spectra ratios: a case study in Southern Italy. Journal of Earthquake Engineering vol. 8, nr 6, 2004, s. 895–908.
3. D'Amico V., Picozzi M., Baliva F., Albarello D.: Ambient noise measurements for preliminary site-effects characterization in the Urban area of Florence, Italy. Bull. Seism. Soc. Am. vol. 98, nr 3, 2008, s. 1373–1388.
4. Delgado J., Lopez Casado C., Giner J., Estevez A., Cuenca A., Molina S.: Microtremors as geophysical exploration tool: applications and limitations. Pure and Applied Geophysics nr 157, 2000, s. 1445–1462.
5. Konno K., Ohmachi T.: Ground-motion characteristics estimated from spectral ratio between horizontal and vertical components of microtremor. Bull. Seism. Soc. Am. vol. 88, nr 1, 1998, s. 228–241.
6. Mendecki M. J.: Zastosowanie analizy spektralnej szumu sejsmicznego do wyznaczania parametrów efektów lokalnych dla stacji sejsmologicznych znajdujących się na terenie i obrzeżach GZW. Prace Wydziału Nauk o Ziemi Uniwersytetu Śląskiego nr 65, 2010, s. 135–144.
7. Nakamura Y.: A method for dynamic characteristics estimation of subsurface using microtremor on the ground surface. Quarterly Report of the Railway Technical Research Institute vol. 30, nr 1, 1989, s. 25–33.
8. Picozzi M., Parolai S., Albarello D.: Statistical analysis of noise horizontal-to-vertical spectral ratios (HVSR). Bull. Seism. Soc. Am. vol. 95, nr 5, 2005, s. 1779–1786.

Zmiany w edukacji górników

9 sierpnia br. w Wyższym Urzędzie Górniczym odbyło się spotkanie przedstawicieli szkół i ośrodków kształcących kadry dla górnictwa podziemnego oraz KW S.A., KHW S.A., KGHM S.A., PKW S.A. i LW „Bogdanka" S.A. w sprawie zmian w systemie edukacji górniczej, które będą obowiązywały od nowego roku szkolnego. Zgodnie z rozporządzeniem Ministra Edukacji Narodowej do Ustawy z 19 sierpnia 2011 r., stopniowo wygaszane będą zawodowe szkoły dla dorosłych, z wyjątkiem szkół policealnych. Dyrektorzy szkół uważają, że może to w konsekwencji doprowadzić za kilka lat do powstania kolejnej luki pokoleniowej w górniczych załogach.

Szefowie szkół stwierdzali, że nowe regulacje spowodują znaczne wydłużenie czasu kształcenia dla zdobycia tytułu technika w zawodach górniczych. Osoby posiadające wykształcenie podstawowe lub gimnazjalne, otrzymywały tytuł technika po ukończeniu czteroletniego technikum. W nowym systemie kandydat będzie zmuszony ukończyć trzyletnie liceum, potem zdobyć pierwszą i druga kwalifikację (2 lata plus pół roku) oraz zaliczyć przedmioty wspólne z danego obszaru, czyli kolejne 1,5 roku. Razem, to prawie 7 lat nauki.

Posiedzenie Grupy Roboczej do spraw Górnictwa Węgla Kamiennego

22 sierpnia br. w Wyższym Urzędzie Górniczym odbyło się posiedzenie Grupy Roboczej do spraw Górnictwa Węgla Kamiennego, działającej w ramach Komisji Bezpieczeństwa Pracy w Górnictwie.

W czasie dyskusji poruszano zagadnienia związane z możliwościami realizacji przez przedsiębiorców poszczególnych zapisów „Katalogu dobrych praktyk" oraz uporządkowaniem koncepcji dotyczących funkcjonowania samego katalogu.

Przedstawiono zagadnienia dotyczące funkcjonowania systemu ratownictwa górniczego w Polsce oraz finansowania systemu ratownictwa, współpracy kopalnianych stacji ratowniczych i Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego. W ramach dyskusji poruszano również temat kryteriów stosowanych przy naborze do służb ratowniczych oraz systemu szkoleń ratowników.

Porozumienie o współpracy WUG i UOKiK

27 sierpnia br. zawarte zostało porozumienie o współpracy Wyższego Urzędu Górniczego z Urzędem Ochrony Konkurencji i Konsumentów. Umowę podpisali Prezes WUG, Piotr Litwa i Prezes UOKiK, Małgorzata Krasnodębska-Tomkiel. Porozumienie WUG z UOKiK ma na celu ustalenie skutecznych mechanizmów komunikacji i koordynacji działań w zakresie systemu kontroli wyrobów wprowadzonych do obrotu i przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych. Porozumienie weszło w życie z dniem podpisania.

Bezpieczeństwo pracy w górnictwie tematem posiedzenia ROP

28 sierpnia br. Prezes Wyższego Urzędu Górniczego, Piotr Litwa uczestniczył w posiedzeniu sejmowej Rady Ochrony Pracy. Posłowie, senatorowie, przedstawiciele rządu, związków zawodowych, pracodawców i innych organizacji zajmujących się ochroną pracy dyskutowali o warunkach pracy w górnictwie. Podczas posiedzenia poruszano m.in. takie kwestie, jak przyczyny wypadków i czas pracy w przemyśle wydobywczym.

Od początku bieżącego roku w górnictwie doszło do 21 wypadków śmiertelnych i 15 ciężkich. W pierwszych siedmiu miesiącach tego roku odnotowano ogółem 1607 wypadków.

Przyczyną 70 proc. wypadków w górnictwie jest błąd człowieka. Składa się na niego zarówno nieostrożność osoby poszkodowanej w wypadku, jak również zła organizacja pracy i brak właściwego nadzoru ze strony przełożonych.

Prezes WUG zainicjował badania ankietowe pracowników zakładów górnictwa węgla kamiennego na temat przyczyn wypadków i ryzykownych zachowań. Z jego inicjatywy podjęto badania naukowe, koordynowane przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, które prowadzi strategiczny projekt badawczy „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach". Ponadto, nadzór górniczy podejmuje szereg działań prewencyjnych i doradczych: organizując szkolenia, seminaria i konkursy o tematyce bhp, przygotowując ulotki i filmy promujące dobre praktyki, a także prowadząc telefon interwencyjny oraz własne kanały informacyjne na YouTube i Facebook.

Z żałobnej karty

mgr inż. Mieczysław Piątek (1928–2012)

15 sierpnia 2012 roku, przeżywszy 84 lata, zmarł mgr inż. Mieczysław Piątek.

Był wieloletnim i niezwykle zasłużonym pracownikiem nadzoru górniczego. Przez blisko dziesięć lat kierował Okręgowym Urzędem Górniczym w Wałbrzychu. W latach 1965-1991 pełnił z zaangażowaniem funkcję wiceprezesa Wyższego Urzędu Górniczego. Po przejściu na emeryturę został doradcą Prezesa w Departamencie Prawnym. Za swoją działalność społeczno-zawodową został wielokrotnie odznaczony. Był autorem kilkudziesięciu publikacji naukowo-technicznych z zakresu górnictwa.

Odszedł od nas człowiek niezwykle aktywny i zasłużony dla nadzoru górniczego, dobry organizator i znawca problematyki bezpieczeństwa pracy w zakładach górniczych.

W Zakładzie Górniczym „Rudna”

W dniu 29.06.2012 r. w KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. O/ZG „Rudna” w Polkowicach zaistniał zawał skał stropowych.

Zawał skał stropowych miał miejsce w parceli likwidacyjnej na skrzyżowaniu komory K-7 z pasem P-17, w polu G-4/8 oddziału G-23, na poziomie 1150 m.

Wyrobiska w parceli likwidacyjnej wykonane były w obudowie podstawowej kotwowej o długości żerdzi 1,6 m, w siatce kotwienia 1,5 x 1,5 m, która dodatkowo wzmocniona była obudową podporową hydrauliczną.

W dniu 29.06.2012 r., na zmianie IV, prowadzono roboty likwidacyjne polegające na przybieraniu filara ładowarką łyżkową. W trakcie wykonywania tych czynności, ok. godz. 3^{50}, wystąpił zawał skał stropowych na długości ok. 12 m i szerokości ok. 8 m, na wysokość od 0,5 m w strefie przyzrobowej do 2,0 m przy filarach technologicznych, wydzielonych pasami P-17 i P-16. Zawał swym zasięgiem objął likwidowaną parcelę przysypując ładowarkę, w której kabinie przebywał operator.

W wyniku akcji ratowniczej, prowadzonej początkowo przez pracowników oddziału, a następnie przez zastęp ratowników z JRGH w Lubinie, o godz. 5^{05} uwolniono operatora, który nie doznał obrażeń.

Materiał przygotowała **Wanda SŁUPIANEK**

WYPADKOWOŚĆ W GÓRNICTWIE od 1.01 do 31.08.2012

	OGÓŁEM				W tym górnictwo węgla kamiennego*			
	2011		2012		2011		2012	
	rok 2011	1.01–31.08		1–31.08	rok 2011	1.01–31.08		1–31.08
WYPADKI ŚMIERTELNE	28	21	**22**	**6**	20	16	**17**	**5**
w tym FIRMY USŁUGOWE	4	1	**8**	**1**	3	1	**7**	**1**
WYPADKI CIĘŻKIE	26	21	**15**	**2**	19	17	**8**	**1**
w tym FIRMY USŁUGOWE	3	2	**4**	**1**	3	2	**3**	**1**
WYPADKI OGÓŁEM (załoga własna i firmy usługowe) na koniec lipca	2975	1718	**1607**	**-111 -6,5%**	2336	1368	**1248**	**-120 -8,8%**
					w tym ZAŁOGA WŁASNA			
					1801	1050	**930**	**-120 -11,4%**
					w tym FIRMY USŁUGOWE			
					535	318	**318**	**0 0%**
ZGONY NATURALNE	18	13	**8**	**1**	13	9	**7**	**1**

*) łącznie z wypadkami zaistniałymi w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń

Metale ziem rzadkich w monopolistycznych rękach Chin

Metale ziem rzadkich (zwane także pierwiastkami ziem rzadkich) to nazwa rodziny 17 pierwiastków chemicznych, w skład której wchodzi 15 lantanowców (lantan, cer, prazeodym, neodym, promet, samar i inne). Współwystępują one w minerałach zawierających lantanowce i mają podobne właściwości chemiczne. Stanowią zarazem siódmą część wszystkich pierwiastków występujących w naturze. Spotykane są zazwyczaj w formie węglanów, tlenków, fosforanów i krzemianów, niezbędnych do rozwoju nowych technologii, m.in. do produkcji szkła i stali, klisz rentgenowskich, urządzeń medycznych i wzmacniaczy optycznych, katalizatorów, hybrydowych układów napędowych w samochodach, budowy laserów, telefonów komórkowych i żarówek LED, płaskich ekranów, satelitów, a także broni.

Najwięcej, bo około 35 proc. rozpoznanych zasobów metali ziem rzadkich występuje w Chinach; natomiast listę 20 dalszych państw otwierają Indie, Rosja, Uzbekistan i Kirgistan, a zamykają: Tajlandia, Australia, Wietnam, Korea Północna i Grenlandia. Ta ostatnia, stanowiąca autonomiczną część Danii wyspa na oceanach Atlantyckim i Arktycznym, o powierzchni 2,2 mln km^2 i 56 tysiącach mieszkańców – za sprawą znajdujących się na niej 9 spośród 14 złóż pierwiastków niezbędnych dla rozwoju nowych technologii – znalazła się w centrum zainteresowania pekińskich władz, upatrujących w niej nowe Eldorado dla zaspokojenia swoich nienasyconych, w równym stopniu monopolistycznych, co politycznych ambicji.

Jakże inaczej zakwalifikować fakt, że Chiny aż w 97 proc. zaspokajają światowy popyt na metale ziem rzadkich, a jesienią 2010 r. doszło do wstrząsu na rynku, gdy w wyniku sporu dyplomatycznego kraj ten na miesiąc wstrzymał dostawy do Japonii.

O zasoby ziem rzadkich Grenlandii ubiegają się Chiny i Unia Europejska. W tym wyścigu zaczął wygrywać Pekin – ostrzega unijny komisarz ds. przemysłu Antonio Tajani.

Szczyptą optymizmu może być fakt, że podczas badania zasobów gazu łupkowego w Polsce, Państwowy Instytut Geologiczny natrafił na ślady istnienia złóż metali ziem rzadkich na Mazurach. Według ekspertów, gdyby okazało się, że rzeczywiście posiadamy takie zasoby, byłoby to większą rewolucją surowcową niż w przypadku gazu łupkowego.

Wiceminister spraw zagranicznych Beata Stelmach nie ma wątpliwości, że bezpieczeństwo naszego postępu technologicznego wiąże się ściśle z dostępem do złóż metali ziem rzadkich. W Polsce nie mamy ich w takim stopniu, żeby można było powiedzieć, że jesteśmy bezpieczni, jeżeli chodzi o możliwości ich wykorzystania. Dlatego powinniśmy poszukiwać takich rejonów świata, które nam to mogą zapewnić. Jednym z kierunków, o które zabiegamy, jest Azja, a konkretnie Mongolia.

Syberyjski Kuzbas - wizytówką rosyjskiego górnictwa

Rosja stawia na rozwój i techniczną modernizację górnictwa. Konkretne decyzje w tej sprawie – o czym warto przypomnieć – podjął jeszcze jako premier Władimir Putin, zatwierdzając przekazanie 3,7 tryliona rubli (120 miliardów USD) na fundusz rozwoju przemysłu węglowego. Aktualnie, na stanowisku prezydenta Rosyjskiej Federacji, jest gwarantem urzeczywistnienia tego gigantycznego, a zarazem kosztownego zamierzenia.

Wspomniane środki mają wesprzeć branżę do 2030 r. i między innymi posłużyć do odbudowy przemysłu węglowego w Kuźnieckim Zagłębiu Węglowym (Kuzbasie) – jednym z największych zagłębi węgla kamiennego w Rosji; usytuowanym w południowej części Syberii Zachodniej, niespełna 300 kilometrów na wschód od Nowosybirska. Stolicą obwodu jest ponad półmilionowe miasto Kemerowo. Na powierzchni około 26 tysięcy kilometrów kwadratowych, zasoby węgla, zalegające do głębokości 1.800 metrów, oceniane są wielkością około 637 miliardów ton!

Eksploatację złóż węgla kamiennego w Kuzbasie prowadzi się już od 1851 roku. Złoża mają miąższość nawet ponad 10 metrów, a wydobycie prowadzi się nie tylko metodą głębinową, ale również odkrywkową.

Strategiczny sojusz koncernów paliwowych ENI i Rosnieft

Włoski koncern paliwowy ENI i rosyjski Rosnieft zawarły sojusz strategiczny, by eksploatować złoża ropy naftowej i gazu w Arktyce i na Morzu Czarnym. Fakt ten niemal do złudzenia przypomina umowę, jaką wcześniej Rosnieft podpisał z amerykańskim koncernem naftowym Exxon Mobil. Obu wydarzeniom towarzyszył – jeszcze jako premier – Władimir Putin. Obie dotyczą złóż w Arktyce i na Morzu Czarnym.

Na podstawie ostatniej umowy, ENI dostanie jedną trzecią udziałów w spółce z koncernem Rosnieft, która zajmie się eksploatacją arktycznych złóż na Morzu Barentsa oraz w akwenach na Morzu Czarnym (umowa z Exxonem dotyczy eksploatacji arktycznych złóż, ale na Morzu Karskim oraz we wschodniej części Morza Czarnego). Złoża te kryją co najmniej 36 mld baryłek ropy i gazu, ponad dwa razy mniej niż złoża, które Rosjanie wnieśli do spółki z Amerykanami. To bardzo duży i długoterminowy projekt, który wymaga wielkich inwestycji – powiedział Putin o umowie ENI z koncernem Rosnieft. A szef rosyjskiego koncernu Eduard Chudajnatow wycenił wspólne inwestycje z ENI na ponad 125 mld dol. Ale najpierw z własnej kieszeni ENI wyda ok. 2 mld dol. na ostateczne zbadanie naftowych pól pod dnem Morza Barentsa i Morza Czarnego. Pierwsze wiercenia wydobywcze na Morzu Czarnym rosyjsko-włoska spółka planuje na przełomie 2015 i 2016 r., ale wiercenia w Arktyce ENI zapowiada dopiero w przyszłej dekadzie.

Opracował **Zbigniew BOŻEK**

Górnictwo na świecie

Koniec węglowego Zagłębia Saary

Bez fajerwerków zakończyła się era zachodnioniemieckiego górnictwa węglowego. 28 czerwca br. ostatnie 10 wagonów, wiozących około 1000 ton węgla, odjechało spod szybu Duhamel w Zagłębiu Saary. W ten sposób dobiegły kresu dzieje górnictwa w tym regionie, którego tradycja sięga 250 lat wstecz. W całym tym okresie wydobyto, jak się szacuje, nie mniej niż 1,5 mld ton węgla.

Oczywiście, górnicy będą w kopalni pracowali nadal – prawdopodobnie do połowy przyszłego roku. Będą to jednak prace związane z likwidacją zakładu. Wtedy część z nich przeniesie się, w poszukiwaniu nowej pracy, do miasta Ibbenbüren w Zachodniej Nadrenii-Westfalii, gdzie wydobywanie węgla przewidziane jest do 2018 r. Obecnie w Zagłębiu Saary pracuje niemal 5000 górników, a do Ibbenbüren przeniesie się niebawem 450 spośród nich.

Zamknięcie kopalni stało się przedmiotem debaty politycznej. Lider lewicowej opozycji, Oskar Lafontaine, określił je jako wielki błąd. Wskazał na fakt, że wielowiekowa tradycja górnicza została raptownie przerwana, bez próby stworzenia w jej miejsce jakiejkolwiek alternatywy, co oznacza zmarnowanie „energii pokoleń". W jego opinii, wobec pustki stworzonej przez likwidację działalności górniczej, zagrożone są teraz zakłady energetyczne i inni producenci przemysłowi w regionie. Rzecz jasna, wywołało to replikę ze strony przywódcy Partii Zielonych Cem Özdemira. W jego przekonaniu likwidacja kopalni oznacza koniec ery centralnego systemu dostarczania energii. Oznajmił, że przyszłość przyniesie dominację odnawialnych źródeł energii, które będą rozdysponowane za pomocą inteligentnej sieci dystrybucyjnej i nowych pomysłów logistycznych.

Kopalnia w służbie archeologii

W australijskiej kopalni odkrywkowej Warkworth, należącej do koncernu Rio Tinto, archeolodzy znaleźli niezwykle stare artefakty kultury aborygeńskiej – narzędzia z kamienia łupanego, których wiek wytworzenia ocenia się nawet na 13 000 lat p.n.e.

Tak stare świadectwa kultury człowieka są niezwykle rzadkie na antypodach. Co prawda, na Tasmanii i sąsiadujących terenach australijskiego kontynentu odkopano siedziby ludzkie sięgające 35 000 lat wstecz, ale na północ od Sydney (gdzie znajduje się kopalnia Warkworth) takie prastare znaleziska można policzyć na palcach jednej ręki.

Szef lokalnego stowarzyszenia aborygenów zażądał zaprzestania eksploatacji w związku ze znaleziskami. W odpowiedzi koncern Rio Tinto zapowiedział utworzenie muzeum, gdzie będą eksponowane wykopane artefakty. Władze koncernu wiedzą, że muszą postępować z dużą dozą taktu, gdyż protesty mniejszości aborygeńskiej są chlebem codziennym dla australijskich przedsiębiorców górniczych. Pewien kamieniołom w prowincji Queensland został zmuszony do zapłacenia odszkodowania w wysokości 80 000 dolarów australijskich za „naruszenie" ważkich kulturowo artefaktów aborygeńskich.

Zatrzymanie ruchu zakładów górniczych w Meksyku

Rząd Meksyku zatrzymał ruch 32 małych zakładów górniczych w północnym stanie Coahuila. Zatrzymanie zostało uzasadnione względami bezpieczeństwa – w ciągu trzech tygodni zginęło tam 13 górników.

Zakaz prowadzenia działalności jest bezterminowy. Będzie obowiązywał, dopóki nakazane w trybie pilnym inspekcje nadzoru górniczego nie określą, które kopalnie są bezpieczne, a które nie. Minister Gospodarki, Bruno Ferrari, zapowiedział na konferencji prasowej „przykładne" ukaranie przedsiębiorców górniczych, którzy drastycznie zaniedbują swoje obowiązki.

Nie wiadomo, na ile sankcje będą skuteczne, gdyż w Meksyku brakuje stosownych przepisów i dobrych praktyk w górnictwie. A są one bardzo potrzebne, gdyż górnictwo węglowe jest jedną z głównych gałęzi gospodarki stanu Coahuila. Władze obawiają się możliwości wystąpienia katastrofy górniczej na skalę wypadku w kopalni Piedras Negras, gdzie w 2006 r. wybuch metanu spowodował śmierć 65 górników.

Niestety, pomimo ostrych zapowiedzi rządu, doszło do kolejnej tragedii w stanie Coahuila. W kopalni Mimosa Unit 7 Mine, w wyniku zawalenia się 100 ton węgla, zginął kolejny górnik. Zawał był skutkiem rozprzężenia się uwięzionego w pokładzie węgla metanu, który nie zapalił się tylko dzięki sprawnemu systemowi wentylacji kopalni. Uratowało to życie pozostałym 285 górnikom, pracującym w tej kopalni.

Pylica powraca... w USA

Pylica, znana też pod mianem choroby czarnych płuc, dotyczy również pracowników odkrywkowych kopalni węgla. Stosowne badania w tym zakresie dla obszaru USA przeprowadziła pozarządowa organizacja amerykańska Center for Public Integrity (CPI).

Badania CPI wskazują, że w ostatnim dziesięcioleciu liczba zdiagnozowanych przypadków pylicy podwoiła się, a liczba wykrytych przypadków w stadium zaawansowanym wzrosła poczwórnie. Dotyczy to przede wszystkim stanów w regionie Appalachów – Wirginii, Zachodniej Wirginii i Kentucky.

Te dane muszą zadziwiać, gdyż na mocy przepisów z 1969 r., nakazujących szczegółowe pomiary pyłu węglowego i obniżanie jego poziomu, do 1980 r. pylica została niemal wyeliminowana. Ale w następnych latach liczba przypadków choroby znów zaczęła rosnąć. Z danych rządu federalnego wynika, że tysiące górników jest wystawionych na działanie pyłu w wysokości znacznie przekraczającej limity wyznaczone 40 lat temu.

Trzy stany, w których stwierdzono największą liczbę przypadków pylicy, płacą zarazem najwyższe odszkodowania górnikom, których dotknęła ta choroba. Wedle danych Ministerstwa Pracy USA, w 2011 r. zapłaciły one w łącznek kwocie 103 mln dolarów odszkodowania.

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
Silniki indukcyjne trójfazowe typu Sh450 HV4A GE-30/12	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT S.A. w Żychlinie	GEM/2786/07/2012/AK 2012-07-02
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-59/12	FAMUR S.A. w Katowicach	GEM/2785/07/2012/AK 2012-07-02
Zespoły nadawania sygnałów i łączności szybowej ZNSiŁ3 GE-32/12	JSW KWK „Krupiński” w Suszcu	GEM/2826/07/2012/GS 2012-07-04
Wozy – kontenerowe przewoźne stacje paliw typu KPSP-2 GM-92/12	Energo-Mechanik Sp. z o.o. w Strzelcach Opolskich	GEM/2858/07/2012/KW 2012-07-05
Wozy kopalniane 12-osobowe typu WO M3 GM-90/12	Śląska Fabryka Urządzeń Górniczych MONTANA S.A. w Katowicach	GEM/2847/07/2012/SK 2012-07-05
Kolektory elektryczne 6kV typu YKH 100-10kV GE-31/12	Andrzej Jankowiak FPHU CEJA-TECH w Tychach	GEM/2826/07/2012/HJ 2012-07-05
Zawiesia typu SP41 GM-91/12	Zakłady Produkcyjno-Handlowe STALPOL Sp. z o.o. w Lublinie	GEM/2857/07/2012/SK 2012-07-05
Zawiesia typu 4S51 GM-93/12	Zakłady Produkcyjno-Handlowe STALPOL Sp. z o.o. w Lublinie	GEM/2861/07/2012/SK 2012-07-06
Skipy 20 Mg GM-94/12	Przedsiębiorstwo Produkcyjno Górnicze ROW - JAS Sp. z o.o. w Jastrzębiu-Zdroju	GEM/2870/07/2012/KC 2012-07-06
Skipy 10 Mg GM-96/12	Enerogomontaż Chorzów Sp. z o.o. w Chorzowie	GEM/2879/07/2012/KC 2012-07-06
Wozy kopalniane szynowe cysterny typu WKSC 7200 GM-95/12	Lena Wilków Sp. z o.o. w Wilkowie	GEM/2875/07/2012/KW 2012-07-06
Iskrobezpieczne urządzenia sygnalizacji szybowej i łączności szybowej GE-33/12	MWM ELEKTRO Sp. z o.o. w Trzebini	GEM/2903/07/2012/GS 2012-07-10
Wózki przejezdne szynowe typu WPS GM-97/12	FAMA Sp. z o.o. w Gniewie	GEM/2899/07/2012/KW 2012-07-12
Kolejki spągowe zębate spalinowe typu KSZS-650/900/96 GM-99/12	Becker-Warkop Sp. z o.o. w Świerklanach	GEM/3005/07/2012/SK 2012-07-17
Koła 1-linowe GM-98/12	Zamet Industry S.A. w Piotrkowie Trybunalskim	GEM/2980/07/2012/KC 2012-07-17
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-61/12	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN s.c. w Tychach	GEM/3006/07/2012/HJ 2012-07-17
Systemy Bezpieczeństwa MST Track	HASO S.C. J.Macioszek & A.Paszek w Tychach	GEM/3013/07/2012/DW 2012-07-17

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Kopalniane Systemy Telekomunikacyjne KST-M GX-63/12	KGHM Polska Miedź S.A. w Lubinie	GEM/3025/07/2012/DW 2012-07-18
Okładziny hamulcowe COSID 190 GM-100/12	FENIKS K&W Spółka z o.o. i Spółka komandytowa w Cieszynie	GEM/3039/07/2012/KC 2012-07-20
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów przodkowych GX-64/12	Kopex Electric Systems S.A. w Tychach	GEM/5516/07/2012/HJ 2012-07-25
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-66/12	Elektrometal S.A. w Cieszynie	GEM/3122/07/2012/HJ 2012-07-25
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-65/12	Caterpillar Globar Mining Polska Sp. z o.o. w Mysłowicach	GEM/3128/07/2012/HJ 2012-07-25
Wozy – zasobniki transportowe typu ZTO GM-105/12	WARBO S.A. w Bogdance	GEM/3141/07/2012/BP 2012-07-26
Wozy – zasobniki transportowe typu ZTZ GM-104/12	WARBO S.A. w Bogdance	GEM/3140/07/2012/BP 2012-07-26
Zaczepy dla kolejek szynowych podwieszanych GM-103/12	Zakład Wyrobów Metalowych Produkcyjno-Remontowy PROREST Zofia, Piotr Stawowy w Brzeszczach	GEM/3139/097/2012/BP 2012-07-26
Zawiesia typu 8S80 GM-101/12	Zakłady Produkcyjno-Handlowe STALPOL Sp. z o.o. w Lublinie	GEM/3103/07/2012/SK 2012-07-26
Wciągniki do kolejek podwieszonych typu WK-1,6 GM-102/12	Zakład Małej Mechanizacji RAGOR Sp. z o.o. w Radzionkowie	GEM/3104/07/2012/SK 2012-07-26
Skipy 23 Mg GM-107/12	WAMAG S.A. w Wałbrzychu	GEM/3158/07/2012/KC 2012-07-27
Szyny proste typu SKP-110 GM-106/12	SIGMA S.A. w m. Barak	GEM/3157/07/2012/SK 2012-07-27
Ognioszczelne stacje transformatorowe serii EH-d32 GX-68/12	Kopex Electric Systems S.A. w Tychach	GEM/3190/07/2012/KR 2012-07-30
Ognioszczelne stacje transformatorowe serii EH-d32 GX-69/12	Kopex Electric Systems S.A. w Tychach	GEM/3191/07/2012/KR 2012-07-30
Ognioszczelne stacje transformatorowe serii EH-d32 GX-70/12	Kopex Electric Systems S.A. w Tychach	GEM/3192/07/2012/KR 2012-07-30
Wozy – zasobniki transportowe w wersji z możliwością wywrotu typu ZTW GM-109/12	WARBO S.A. w Bogdance	GEM/3202/07/2012/BP 2012-07-31
Wozy – zasobniki transportowe w wersji narzędziowej typu ZTN GM-108/12	WARBO S.A. w Bogdance	GEM/3205/07/2012/BP 2012-07-31
Silniki indukcyjne trójfazowe z wirnikiem klatkowym typu Sf 400 Y4 GE-34/12	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT S.A. w Żychlinie	GEM/3208/07/2012/AK 2012-07-31

Przygotowała **Ewa LIGĘZA**

Przegląd opublikowanych norm

Certyfikacja wyrobu i przedsiębiorstwa. Ocena zgodności
PN-EN ISO/IEC 17021:2011 Ocena zgodności – Wymagania dla jednostek prowadzących audity i certyfikację systemów zarządzania

Walka z pożarem
PN-EN 15889:2011 Węże pożarnicze – Metody badań *(oryg.)*

Inny sprzęt ochronny
PN-EN 1598:2011 Zdrowie i bezpieczeństwo przy spawaniu i procesach pokrewnych – Przezroczyste zasłony spawalnicze, taśmy i ekrany do procesów spawania łukowego

Pomiary wielkości elektrycznych i magnetycznych
PN-EN 61869-3:2011 Przekładniki – Część 3: Wymagania szczegółowe dotyczące przekładników napięciowych indukcyjnych *(oryg.)*
PN-EN 61869-5:2011 Przekładniki – Część 5: Wymagania szczegółowe dotyczące przekładników napięciowych pojemnościowych *(oryg.)*

Części złączne. Zagadnienia ogólne
PN-EN ISO 4753:2011 Części złączne – Zakończenia części z zewnętrznym gwintem metrycznym ISO *(oryg.)*

Rurociągi i elementy rurociągów. Zagadnienia ogólne
PN-EN 13480-5:2005/A1:2011 Rurociągi przemysłowe metalowe – Część 5: Kontrola i badania *(oryg.)*
PN-EN 13480-8:2007/A1:2011 Rurociągi przemysłowe metalowe – Część 8: Wymagania dodatkowe dla rurociągów z aluminium i stopów aluminium *(oryg.)*

Rury z tworzyw sztucznych
PN-EN ISO 21003-2:2009/A1:2011 Systemy przewodów rurowych z rur wielowarstwowych do instalacji wody ciepłej i zimnej wewnątrz budynków – Część 2: Rury

Spawanie, zgrzewanie i lutowanie. Zagadnienia ogólne
PN-EN 287-1:2011 Egzamin kwalifikacyjny spawaczy – Spawanie – Część 1: Stale *(oryg.)*

Procesy spawalnicze
PN-EN 1598:2011 Zdrowie i bezpieczeństwo przy spawaniu i procesach pokrewnych – Przezroczyste zasłony spawalnicze, taśmy i ekrany do procesów spawania łukowego *(oryg.)*

Kable
PN-EN 50525-2-72:2011 Przewody elektryczne – Niskonapięciowe przewody elektroenergetyczne na napięcie znamionowe nieprzekraczające 450/750 V (Uo/U) – Część 2-72: Przewody ogólnego zastosowania – Płaskie rozdzieralne przewody (sznury) o izolacji z termoplastycznego polwinitu (PVC) *(oryg.)*
PN-EN 50525-2-81:2011 Przewody elektryczne – Niskonapięciowe przewody elektroenergetyczne na napięcie znamionowe nieprzekraczające 450/750 V (Uo/U) – Część 2-81: Przewody ogólnego zastosowania – Przewody spawalnicze w powłoce z usieciowanego elastomeru *(oryg.)*
PN-EN 50525-2-83:2011 Przewody elektryczne – Niskonapięciowe przewody elektroenergetyczne na napięcie znamionowe nieprzekraczające 450/750 V (Uo/U) – Część 2-83: Przewody ogólnego zastosowania – Przewody wielożyłowe o izolacji z usieciowanej gumy silikonowej *(oryg.)*

Aparatura łączeniowa i sterownicza wysokonapięciowa
PN-EN 62271-1:2009/A1:2011 Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza – Część 1: Postanowienia wspólne *(oryg.)*
PN-EN 62271-102:2005/A1:2011 Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza – Część 102: Odłączniki i uziemniki wysokiego napięcia prądu przemiennego *(oryg.)*
PN-EN 62271-103:2011 Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza – Część 103:
Rozłączniki o napięciu znamionowym wyższym niż 1 kV do 52 kV włącznie *(oryg.)*
PN-EN 62271-106:2011 Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza – Część 106: Styczniki, sterowniki i rozruszniki silników prądu przemiennego *(oryg.)*
PN-EN 62271-204:2011 Wysokonapięciowa aparatura rozdzielcza i sterownicza – Część 204: Wysokonapięciowe linie przesyłowe w izolacji gazowej na napięcia znamionowe 52 kV i wyższe *(oryg.)*

Urządzenia do transportu ropy naftowej, produktów naftowych i gazu ziemnego
PN-EN 14870-1:2011 Przemysł naftowy i gazowniczy – Łuki rurowe wykonywane metodą nagrzewania indukcyjnego, osprzęt oraz kołnierze rurociągów systemów przesyłowych – Część 1: Łuki rurowe wykonywane metodą nagrzewania indukcyjnego *(oryg.)*

Inne wyroby z żeliwa i stali
PN-EN 13411-8:2011 Zakończenia lin stalowych – Bezpieczeństwo – Część 8: Zakończenia zakuwane i zakuwanie *(oryg.)*

Opracował **Roman SĄSIADEK**

PRZEGLĄD AKTÓW NORMATYWNYCH

ogłoszonych w Dzienniku Ustaw przed dniem 28 sierpnia 2012 r.

1. Prawo budowlane

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 10 lipca 2012 r. w sprawie utworzenia, organizacji i trybu działania Komisji Kodyfikacyjnej Prawa Budowlanego (Dz. U. poz. 856) – zostało wydane na podstawie art. 12a i art. 15 ust. 2 ustawy z dnia 8 sierpnia 1996 r. o Radzie Ministrów (Dz. U. z 2012 r. poz. 392), tworząc tę Komisję (do której zadań należy opracowanie projektu przepisów rangi ustawowej w zakresie kompleksowej regulacji dotyczącej procesu inwestycyjno-budowlanego) przy ministrze właściwym do spraw budownictwa, gospodarki przestrzennej i mieszkaniowej, i weszło w życie z dniem 10 sierpnia 2012 r.

2. Bezpieczeństwo i higiena pracy

Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 24 lipca 2012 r. w sprawie substancji chemicznych, ich mieszanin, czynników lub procesów technologicznych o działaniu rakotwórczym lub mutagennym w środowisku pracy (Dz. U. poz. 890) – zostało wydane na podstawie art. 222 § 3 ustawy z dnia 26 czerwca 1974 r. – Kodeks pracy (Dz. U. z 1998 r. Nr 21, poz. 94, z późn. zm.), wdrażając postanowienie dyrektywy 2004/37/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 29 kwietnia 2004 r. w sprawie ochrony pracowników przed zagrożeniem dotyczącym narażenia na działanie czynników rakotwórczych lub mutagenów podczas pracy (szósta dyrektywa szczegółowa w rozumieniu art. 16 ust. 1 dyrektywy Rady 89/391/EWG), i weszło w życie z dniem 3 sierpnia 2012 r., określając: (1) wykaz tych substancji, mieszanin, czynników lub procesów i sposób ich rejestrowania; (2) sposób prowadzenia rejestru prac, których wykonywanie powoduje konieczność pozostawania w kontakcie z tymi substancjami, mieszaninami, czynnikami lub procesami; (3) sposób prowadzenia rejestru pracowników zatrudnionych przy tych pracach; (4) wzory dokumentów dotyczących narażenia pracowników na działanie tych substancji, mieszanin, czynników lub procesów oraz sposób przechowywania i przekazywania tych dokumentów do podmiotów właściwych do rozpoznawania lub stwierdzania chorób zawodowych; (5) szczegółowe warunki ochrony pracowników przed zagrożeniami spowodowanymi przez te substancje, mieszaniny, czynniki lub procesy; (6) warunki i sposób monitorowania stanu zdrowia pracowników narażonych na działanie tych substancji, mieszanin, czynników lub procesów.

3. Administracja rządowa

Ustawa z dnia 13 lipca 2012 r. o zmianie ustawy o działach administracji rządowej oraz niektórych innych ustaw (Dz. U. poz. 908) – dokonała m.in. nowelizacji ustawy z dnia 4 września 1997 r. o działach administracji rządowej (Dz. U. z 2007 r. Nr 65, poz. 437, z późn. zm.) i weszła w życie z dniem 8 września 2012 r., dokonując zmiany (w związku z powołaniem Ministra Administracji i Cyfryzacji) zakresu działu „sprawy wewnętrzne" przez przekazanie m.in. zadań dotyczących przeciwdziałania skutkom klęsk żywiołowych i innych podobnych zdarzeń zagrażających bezpieczeństwu powszechnemu oraz usuwania skutków klęsk żywiołowych i innych podobnych zdarzeń zagrażających bezpieczeństwu powszechnemu, do działu „administracja publiczna", podlegającego nowo powołanemu ministrowi.

Ustawa z dnia 13 lipca 2012 r. o zmianie ustawy o działach administracji rządowej oraz niektórych innych ustaw (Dz. U. poz. 951) – dokonała m.in. nowelizacji powołanej ustawy z dnia 4 września 1997 r. i wejdzie w życie (z wyjątkami) z dniem 1 stycznia 2013 r. Zmiany polegają na dokonaniu podziału kompetencji w ramach działu administracji rządowej „budownictwo, gospodarka przestrzenna i mieszkaniowa" przez: (1) wydzielenie z niego zagadnień związanych z zagospodarowaniem przestrzennym na poziomie krajowym i regionalnym (wojewódzkim) oraz (2) polityki miejskiej. Zadania te zostaną przeniesione do działu administracji rządowej „rozwój regionalny". W dziale „budownictwo, gospodarka przestrzenna i mieszkaniowa" pozostaną zagadnienia z zakresu planowania i zagospodarowania przestrzennego na poziomie lokalnym, tj. gminy bez powiatu. W konsekwencji dział „budownictwo, gospodarka przestrzenna i mieszkaniowa" zmieni nazwę na „budownictwo, lokalne planowanie i zagospodarowanie przestrzenne oraz mieszkalnictwo".

4. Ubezpieczenia społeczne

Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 1 sierpnia 2012 r., zmieniające rozporządzenie w sprawie trybu uznawania zdarzenia powstałego w okresie ubezpieczenia wypadkowego za wypadek przy pracy, kwalifikacji prawnej zdarzenia, wzoru karty wypadku i terminu jej sporządzenia (Dz. U. poz. 909) – zostało wydane na podstawie art. 5 ust. 4 ustawy z dnia 30 października 2002 r. o ubezpieczeniu społecznym z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych (Dz. U. z 2009 r. Nr 167, poz. 1322, z późn. zm.), wprowadzając zmiany w rozporządzeniu tego Ministra z dnia 19 grudnia 2002 r. w sprawie trybu uznawania zdarzenia powstałego w okresie ubezpieczenia wypadkowego za wypadek przy pracy, kwalifikacji prawnej zdarzenia, wzoru karty wypadku i terminu jej sporządzenia (Dz. U. Nr 236, poz. 1992). Weszło w życie z dniem 24 sierpnia 2012 r.

5. Normalizacja i ocena zgodności

Obwieszczenie Prezesa Polskiego Komitetu Normalizacyjnego z dnia 30 lipca 2012 r. w sprawie wykazu norm zharmonizowanych (M. P. poz. 612) – zostało wydane na podstawie art. 13 ust. 3 ustawy z dnia 30 sierpnia 2002 r. o systemie oceny zgodności (Dz. U. z 2010 r. Nr 138, poz. 935, z późn. zm.) oraz zgodnie z art. 6 ust. 4 ustawy z dnia 12 grudnia 2003 r. o ogólnym bezpieczeństwie produktów (Dz. U. Nr 229, poz. 2275, z późn. zm.), ogłaszając wykazy opublikowanych Polskich Norm, według stanu na dzień 30 czerwca 2012 r., wprowadzających europejskie normy zharmonizowane na mocy dyrektyw nowego podejścia.

Opracował **Przemysław GRZESIOK**

prof. dr hab. inż. **Pierwszy AUTOR**
Miejsce Pracy, Miejscowość
mgr inż. **Drugi AUTOR**
Miejsce Pracy, Miejscowość

Informacja dla autorów

Treść

Przekazanie artykułu do redakcji miesięcznika „Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" jest równoznaczne z wyrażeniem zgody na jego publikację w miesięczniku i portalu internetowym wnp.pl. W portalu wnp.pl publikowane są artykuły wybrane spośród wydrukowanych w miesięczniku. Artykuł należy przygotować w edytorze Word (rozszerzenie doc) i przekazać na adres miesięcznika WUG w formie jednostronnego wydruku oraz elektronicznej (płyta CD, e-mail). Objętość artykułów wraz z rysunkami i tabelami zasadniczo nie powinna przekraczać 12 stron znormalizowanych, tj. łącznie 21600 znaków ze spacjami.
Słowa kluczowe: po streszczeniu należy podać 3–4 słowa kluczowe.

1. Wstęp

Redakcja zastrzega sobie prawo wprowadzania poprawek, w tym wynikających z uwag recenzentów i korekty językowej. Na początku artykułu należy zamieścić krótkie streszczenie, przedstawiające zasadnicze wnioski pracy.

2. Podtytuł pierwszego rzędu z numeracją arabską (12 pkt, bold)

2.1. Podtytuł drugiego rzędu (12 pkt, bold, italic)

2.1.1. Podtytuły trzeciego i wyższych rzędów (12 pkt, italic)

Zasadniczy tekst artykułu powinien być pisany czcionką Times New Roman (12 pkt), z interlinią 1,5 wiersza, wyrównaniem obustronnym i wcięciem pierwszego wiersza na głębokość 0,5 cm. Ustawienia strony: rozmiar papieru – A4, orientacja pionowa, marginesy – 2,5 cm, nagłówki i stopki – 1,25 cm. Prosimy nie nadużywać wytłuszczeń i nie przenosić wyrazów. Istotne jest rozróżnianie łączników (-) i myślników (–). Łącznik stosuje się w złożeniach wyrazowych typu „polsko-czeski", natomiast myślnik jest znakiem przestankowym stosowanym m.in. w wyliczeniach lub wyodrębnieniach wtrąceń, a także w wyrażeniach oznaczających przedziały ilościowe (1998–1999, 3–5 kg itp.). Prosimy nie formatować tekstu spacjami! Krótkie cytaty umieszczone w tekście wyróżniamy kursywą, dłuższe (ponad 3 wiersze) w osobnych akapitach. Omawiane wyrazy, zwroty, zdania, zwroty obcojęzyczne prosimy wyodrębniać kursywą. Miejsca dziesiętne w liczbach należy oddzielać przecinkiem (nie kropką), np. 12, 34.

Spis literatury, w tym przywoływane akty prawne, podaje się na końcu artykułu w formie bibliografii, uszeregowanej alfabetycznie według autorów (roku wydania, tytułu) i ponumerowanej wg przykładu na końcu informacji. Przypisy tekstowe należy umieścić po tekście artykułu, natomiast przypisy bibliograficzne w tekście – poprzez podanie w nawiasach kwadratowych numeru odpowiedniej pozycji, np.: „według Z. Bożka [1]", „zgodnie z zasadami typografii [2]", „obowiązek taki wynika z przepisu § 4 rozporządzenia [4], „na co wskazywał wcześniej L. Marks i in. [3]".

3. Wzory, ilustracje i tabele

3.1. Wzory

Objaśnienia do wzorów należy wpisać poniżej, po słowie „gdzie:", a oznaczenia zmiennych w tekście i we wzorach (np. E) pisać kursywą. Kolejny numer wzoru winien być ujęty w nawias i dosunięty do prawego marginesu. Poniżej wzór równań:

$$\sigma = E \cdot \varepsilon \tag{1}$$

gdzie:
σ – naprężenie,
E – moduł Younga,
ε – odkształcenie.

3.2. Ilustracje

Rysunki, wykresy i fotografie, oznaczone wspólnie jako „Rys. " i kolejno ponumerowane, powinny być umieszczone w tekście i dodatkowo załączone w oddzielnych plikach graficznych w wersji oryginalnej (bitmapy bez skalowania i dodatkowej kompresji). Pliki graficzne muszą być ponumerowane tak samo jak ilustracje w tekście, np. rys_1.jpg, rys_2.bmp. Ilustracje należy umieszczać w obrębie tego samego rozdziału, pod każdą z nich zamieszczając tytuł w języku polskim (Rys. ...) i angielskim (Fig. ...). Pożądane, by wszelkie ilustracje, poza fotografiami, były w postaci wektorowej, która pozwala na skalowanie bez utraty jakości (format PDF).

3.3. Tabele

Tabele należy wyśrodkować. Nie formatować tekstu spacjami! Grubość podstawowych linii tabeli – ½ pkt. Tabele powinny być umieszczone w tekście, w obrębie odpowiedniego rozdziału. Podobnie jak ilustracje, każda z nich powinna być podpisana w języku polskim (Tab. ...) i angielskim (Tab. ...). Nie stosować określeń typu „tabela powyżej", „tabela poniżej", ale odnosić się bezpośrednio do numeracji tabel, wykresów itp.

Tab. 1. Tytuł tabeli, 10 pkt, interlinia 10 pkt
Tab. 1. Title of the table, 10 pts, interline 10 pts

Lp.	Nagłówek kolumny wyśrodkowany	Nagłówek kolumny	Nagłówek
1.			12345678

Information for the authors

Summary: Po zasadniczym tekście artykułu, a przed literaturą, należy zamieścić tytuł, streszczenie i słowa kluczowe w języku angielskim. Po uzgodnieniu z redakcją tłumaczenia może dokonać ona we własnym zakresie.

Literatura

1. Bożek Z.: Górnicze dziedzictwo znaczkami dokumentowane. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 12, 2005, s. 63–64.
2. Chwałowski R.: Typografia typowej książki. Wyd. Helion, Gliwice 2002.
3. Marks L., Ber A., Gogołek W., Piotrowska W. (red.): Mapa Geologiczna Polski 1 : 500 000. Ministerstwo Środowiska – PIG, 2006.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 grudnia 2005 r. w sprawie szczegółowego zakresu obowiązków uzyskania i przedstawienia do umorzenia świadectw pochodzenia, uiszczenia opłaty zastępczej oraz zakupu energii elektrycznej i ciepła wytworzonych w odnawialnych źródłach energii (Dz. U. Nr 261 poz. 2187).

Szpaciarze

Nikt nie nazywał ich górnikami, choć górniczymi metodami eksploatowali z jurajskich jaskiń krystaliczny węglan wapnia – czyli szpat islandzki, potrzebny do produkcji szkła wysokiej jakości. Nazywali ich szpatowcami lub szmaciarzami, a w zagłębiowskiej gwarze szpaciorzami. Pochodzili z rodzin chłopskich z okolic Jury Krakowsko-Częstochowskiej. Ci, którzy dostarczali szpat do Huty Szkła w Zawierciu, pochodzili z okolic Podlesic lub Kroczyc w sąsiedztwie Góry Zborów – rezerwatu przyrody nieożywionej o powierzchni 45 ha.

Jura Krakowsko-Częstochowska, która stanowi część Wyżyny Śląsko-Krakowskiej, tworzy rozległą płytę górnojurajskich wapieni. Bielejące w krajobrazie skałki, zwane ostańcami, wznoszą się od 300 m n.p.m. w rejonie Częstochowy do 400–500 m n.p.m. w pobliżu Krakowa.

Opisywana wyżyna jest lekko nachylona ku północnemu wschodowi, gdzie stopniowo zapada pod młodsze utwory kredowe. Od północy w jurajską płytę wcina się przełomowa dolina Warty, wyznaczająca granicę z Wyżyną Wieluńsko-Woźnicką. Na południu tektoniczne obniżenia Białej Przemszy, Szreniawy oraz Rowu Krzeszowickiego wyodrębniają mezoregiony wyżyny.

Istotnym elementem krajobrazu Jury Krakowsko-Częstochowskiej są zjawiska krasowe w skałach węglanowych, w tym w najbardziej rozprzestrzenionych wapieniach górnej jury. Do zjawisk tych należy zaliczyć jaskinie, krasowe doliny, zagłębienia pozbawione powierzchniowych odpływów oraz liczne wywierzyska, z największymi źródłami rzek Warty, Pilicy oraz Przemszy.

Jedna z najbardziej malowniczych grup ostańców na Wyżynie Krakowsko-Częstochowskiej leży w rezerwacie przyrody nieożywionej Góra Zborów, w pobliżu miejscowości: Kroczyce, Podlesice oraz Rzędkowice. Obejmuje ona swym zasięgiem dwa skalne grzbiety zbudowane z górnojurajskich wapieni: Górę Zborów zwaną Berkową Skałą, wznosząca się 464 m n.p.m. oraz Górę Kołoczek. Na obszarze Skał Rzędkowickich, Podlesickich oraz Kroczyckich występują jaskinie: Sopli Lodu obok Skały Zegarowej, Studnia Szpatowców, Sulmowa, Żabia oraz Głęboka w pobliżu Góry Sulmów, Berkowa blisko Wielkiego Dziada oraz Jaskinia w Kroczycach obok Jastrzębnika. Właśnie te jaskinie były „kopalniami", w których górnicy-szpaciarze eksploatowali minerał – krystaliczny kalcyt zwany szpatem.

Jak powstał szpat islandzki w jurajskich jaskiniach? Skały wapienne często poddawane są działaniu różnorodnych czynników, w tym wody i dwutlenku węgla znajdującego się w powietrzu. Powstają wówczas łatwo rozpuszczalne wodorotlenki wapnia, mogące przemieszczać się wraz z wodą po ścianach skalnych i spływać na dno jaskiń, gdzie przechodzą w węglan wapnia zwany kalcytem. Dzięki zjawiskom rozpuszczania i wytrącania węglanu wapnia powstają na wapiennych ścianach jaskiń naciekowe polewy kalcytowe oraz inne naciekowe formy, jak stalaktyty i stalagmity.

Stalaktyty powstają na stropach jaskiń, tworząc skupienia kalcytu w kształcie sopli, a stalagmity na spągu w formie stożkowych nacieków. Tworzący te naciekowe formy kalcyt występuje w postaci szpatu islandzkiego, zwanego w dawnych czasach spatem. Jest on najczystszą, przezroczystą formą węglanu wapnia ($CaCO_3$), wykształconą w postaci romboedrów.

Szpat o dużej czystości, z uwagi na własność podwójnego załamania światła (dwójłomność), wykorzystywany jest przede wszystkim w optyce do budowy mikroskopów, służących w mineralogii do badania skał. Kalcyt – szpat islandzki występujący w jaskiniach w formie nacieków, eksploatowany metodami górniczymi – wykorzystywany był jako składnik przy produkcji szkła wysokiej jakości.

Szkło – tajemnicza i niepokojąca substancja – zostało wykreowane przez człowieka z piasku i ognia 7000 lat temu w Egipcie. Oprócz niewątpliwych zalet, jak przezroczystość, odporność na związki chemiczne, plastyczność w wysokiej temperaturze, czyli zdolność

do formowania, ma też wady: jest kruche jak szkło. Nie widać końca jego kariery; jest używane w przemyśle, do wytwarzania wyrobów gospodarczych, czy przedmiotów zbytku, zwanych artystycznymi.

Surowcami do produkcji tradycyjnego szkła są: piasek kwarcowy oraz dodatki, najczęściej węglan sodu (Na_2CO_3) i węglan wapnia ($CaCO_3$), topniki: tlenek boru (B_2O_3) i tlenek ołowiu (PbO) oraz pigmenty barwiące, którymi zazwyczaj są tlenki metali. Wymienione surowce są topione w temperaturze 1200–1300°C, tworząc jednolitą masę zwaną szkłem.

Aby otrzymać szkło wysokiej jakości, trzeba do jego wytopu przygotować składniki o najwyższej czystości. W swoim wiekopomnym dziele „De re metallica", w księdze XII, Georgius Agricola, opisując metodę produkcji szkła napisał: *„Topliwym a zarazem jasnym i przezroczystym kamieniom należy dać pierwszeństwo przed innymi, i dlatego się uważa kryształy za najlepsze surowce. Z tych rozkruszonych kryształów robi się według Pliniusza w Indiach szkło tak doskonałej jakości, że nie można z nim porównać żadnego innego. Na drugim miejscu bierze się pod uwagę kamienie, które wprawdzie nie są tak twarde jak kryształy, ale są prawie tak samo jasne i przezroczyste, a na trzecim miejscu takie kamienie, które są wprawdzie jasne ale nieprzezroczyste."* [1].

Do takich jasnych i przezroczystych kamieni należał szpat islandzki, występujący w jaskiniach w okolicach Kroczyc czy Podlesic. Dlatego nie przypadkiem, właśnie w Zawierciu, leżącym w centrum Jury Krakowsko-Częstochowskiej, mającym blisko kopalnie piasku oraz bezpośredni dostęp do Warszawsko-Wiedeńskiej Drogi Żelaznej, rozpoczęto produkcję szkła.

Produkcję szkła w Zawierciu rozpoczął w latach 70. XIX wieku Andrzej Chmielewski, który w swoim majątku ziemskim założył hutę szkła wytwarzającą flaszki, kufle i słoje. Obecna Huta Szkła Gospodarczego w Zawierciu powstała w 1884 roku jako niewielka firma wyposażona w jeden piec donicowy. Po kilku latach została sprzedana firmie Reich i S-ka, która przekształciła ją w nowoczesne przedsiębiorstwo. Oprócz rozbudowy huty, Reichowie, właściciele wielu hut na Morawach i w Czechach, wybudowali domy mieszkalne dla sprowadzonych fachowców z ich zagranicznych zakładów. W 1888 roku huta mogła pochwalić się produkcją lamp naftowych, wazonów, serwisów stołowych o nieprzeciętnej jakości, z różnobarwnego szkła zdobionego ręcznie. Reichowie, oprócz hut, posiadali magazyny szkła w Wiedniu, Mediolanie, Neapolu, Londynie, Nowym Jorku i Warszawie.

W 1900 roku powstało towarzystwo „Fabryka Szkła w Zawierciu d. Reich i S-ka." Wraz ze wzrostem produkcji rosła jakość wyrobów, choć nie rosło zatrudnienie. W roku 1905 huta zatrudniała 700 pracowników.

Podczas pierwszej wojny światowej produkcja huty została wstrzymana. Niemcy wywieźli z hal produkcyjnych wiele maszyn i urządzeń do produkcji szkła. Wróciły one do zawierciańskiej huty dopiero po zakończeniu wojny.

Już w roku 1928 produkcja szkła stołowego, galanteryjnego i oświetleniowego oraz kryształów wynosiła 1200–1400 ton rocznie. Jak wysokiej jakości były to wyroby, świadczy fakt, że w 1929 roku, na Powszechnej Wystawie Krajowej w Poznaniu, zawierciańskie szkło zdobyło Wielki Złoty Medal oraz dyplom honorowy. Wysoką jakość wyrobów i wielkość produkcji utrzymywała huta do 1931 roku, czyli do czasu kryzysu. Po latach zastoju, w 1935 roku nastąpiła poprawa sytuacji. Uzyskano zamówienia na szkło oświetleniowe z Paryża, Brukseli i Londynu, przyszły nowe zamówienia z Kanady i USA oraz otwarto przedstawicielstwa handlowe we Lwowie, Wilnie, Warszawie i Łodzi.

Podczas drugiej wojny światowej huta była czynna i utrzymywała ten sam rodzaj produkcji, co w okresie międzywojennym. W 1946 roku została znacjonalizowana. Wytwarzano w niej artykuły użytku gospodarczego oraz szkło dmuchane gładkie. W 1950 roku Huta Szkła Gospodarczego i Oświetleniowego (bo taką w tym czasie miała nazwę) osiągnęła produkcję z okresu okupacji, jednak stan ten daleki był do najlepszych lat przedwojennych. Modernizacja huty nastąpiła w latach 70. Zakład produkował wyroby ze szkła sodowego oraz kryształu. W 1986 roku huta zakończyła produkcję szkła sodowego, rozpoczynając produkcję kieliszków i szklanek kryształowych formowanych automatycznie, ale zdobionych ręcznie. W 1998 roku nastąpiło przekształcenie przedsiębiorstwa państwowego w spółkę akcyjną, która w 2009 roku została kupiona przez nowego inwestora. Obecnie Huta Szkła Sp. z o.o. jest jednym z najbardziej znanych producentów szkła kryształowego w Polsce.

Eksploatację szpatu islandzkiego w jurajskich jaskiniach rozpoczęto w XIX wieku wraz z początkiem produkcji szkła w pobliskich hutach. Miejsca – kopalnie, w których wydobywano krystaliczny kalcyt – nazywano szpaciarniami lub szpatowniami. Górnicy pracowali w systemie najemnym. Na eksploatację nie były wydawane specjalne zezwolenia. Wiadomo, że na przełomie lat 40. i 50. XX wieku za tego typu działalność płaciło się miesięczny ryczałt. Podstawą działalności było posiadanie aktu własności na działkę, na której istniała możliwość pozyskiwania krystalicznego kalcytu. Szpaciarzy nie obowiązywało prawo górnicze.

Metody eksploatacji były podobne, jak w pobliskich kopalniach węgla brunatnego czy rudy syderytowej, znajdujących się w pobliżu Zawiercia i Poręby. Do jaskini, która miała wejście przypominające pionowy, płytki szyb, szpatowcy schodzili po drabinach. Jeżeli zejście w dół było głębokie, do transportu urobku oraz do opuszczania się na dno jaskini używano kołowrotu, identycznego jak przy pracach górniczych przy tak zwanej eksploatacji duklowej. Kołowrót tego typu, w górniczej gwarze zwany sztorce, obsługiwany był przez dwóch ciągarzy. Każdy z nich kręcił korbą zamocowaną do wału, na który nawijał się konopny sznur lub stalowa lina, na końcu której zawieszony był drewniany pojemnik lub wiadro. W gwarze górniczej naczynie takie nazywane jest kiblem i może służyć do wyciągania na powierzchnię urobku, ale i także do transportu górników. Niekiedy szpaciarza opuszczano za pomocą kołowrotu na linie, na końcu której przywiązany był poprzecznie drążek służący za siodełko.

Podstawowym narzędziem, pozwalającym odłupywać krystaliczny kalcyt od wapiennej skały, był typowy górniczy kilof typu szpicak. Do urabiania szpatu służyły też młot i dłuto. Rzadko do eksploatacji kalcytu używano materiałów wybuchowych. Przy strzelaniu używano niewielkich ilości dynamitu osadzonego dość płytko w otworach wierconych świdrami. Materiał odpalany był za pomocą lontu, którego długość była taka, aby umożliwić strzałowemu opuszczenie jaskini przed odpaleniem ładunku. Jeżeli eksploatacja odbywała się na otwartej przestrzeni lub w jaskiniach o budowie zbliżonej do górniczej sztolni, to podstawowym narzędziem transportu urobku była taczka. Wydobyty na powierzchnię urobek selekcjonowano i czyszczono z wapiennego przerostu metodą odbijania ostrym młotkiem resztek wapiennej skały. Do teraz ślady tego typu wzbogacania minerału

możemy oglądać w pobliżu jaskiń, w których urabiano szpat. Eksploatację szpatu z jurajskich jaskiń ułatwiała zwięzłość skały wapiennej, co pozwalało na niestosowanie obudowy górniczej, a dość krótkie, podziemne korytarze nie wymagały przewietrzania.

Szpat transportowany był z okolic Podlesic do Huty Szkła w Zawierciu wozami konnymi. Z uwagi na duży ciężar ładunku, wozy zaopatrzone w mocne żelazne koła ciągnięte były przez parę koni. Transport mechaniczny pojawił się dopiero w końcowym okresie eksploatacji.

W latach 50. XX wieku zabroniono wydobywania szpatu islandzkiego na obszarach podlegających ochronie przyrody. Nie uchroniło to od dewastacji jurajskich jaskiń, w których przez blisko 70 lat usuwano metodą górniczą niepowtarzalne formy naciekowe krystalicznego kalcytu. Przyjmując, że wzrost stalaktytu o jeden milimetr następuje w ciągu roku, muszą upłynąć wieki, aby bogate nacieki kalcytu w podziemiach jurajskich jaskiń ucieszyły oczy turystów.

Tadeusz LOSTER

Literatura:

1. Agricola G.: De re metallica libri XII. Bazylea 1556. Tłumaczenie z czeskiego Karina Kurkowa. Jelenia Góra 2000.
2. Łabęcki H.: Słownik Górniczy. Warszawa 1868.
3. Chodyniecka L., Gabzdyl W., Kapuściński T.: Mineralogia i petrografia dla górników, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
4. Kontkiewicz S.: Kopalnictwo rud żelaznych w Polsce, Pierwszy Polski Kongres Inżynierów, cz. IV, Warszawa 1938.
5. Adamski A.: Górnictwo rud żelaza w Regionie Częstochowskim. Częstochowa 1994.
6. Monografia Zawiercia. Wyd. Towarzystwo Miłośników Ziemi Zawierciańskiej. 2003.
7. Sabela W.: Tezy wykładu. Podstawy technologii produkcji szkła. Częstochowa 1998.
8. Ślusarczyk M.: Szpaciarstwo. [w] Tradycja i teraźniejszość pod Górą Zborów. Wyd. Tow. Miłośników Ziemi Zawierciańskiej, Wydział Nauk o Ziemi Uniwersytetu Śląskiego. Zawiercie 2011.
9. Jura Krakowsko-Częstochowska. Przewodnik. Wyd. Związek Gmin Jurajskich. Kraków 2006.
10. Atlas szlaków rowerowych Jury Krakowsko-Częstochowskiej. Wyd. Związek Gmin Jurajskich. Kraków 2006.

Szpaciarze

1. Rezerwat przyrody nieożywionej Góra Zborów, wg [10]

2. Naciekowe polewy kalcytowe w jaskini jurajskiej

3. Odsłonięte kryształy kalcytu na powierzchni jurajskiej skały

4. Kryształy kalcytu – szpatu islandzkiego

5. Kryształy kalcytu z uwidocznionymi warstwami naciekowymi

6. Przerosty kalcytu ze skałą wapienną

7. Zjazd szpaciarza do Jaskini Żabiej – rekonstrukcja wydarzeń (fot. Marceli Ślusarczyk [9])

FUNDATORZY:

KOPEX GROUP Elgór + Hansen

FAMUR GRUPA FAMUR

becker WARKOP

JOY

KPRGiBSz S.A.

KHW KATOWICE

CARBOMECH Sp. z o.o.

OPA ROW

KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.

JSW SA Wydobywamy to, co najlepsze

DAMEL®

KOMPANIA WĘGLOWA S.A.

FTT WOLBROM®

KOS KOMPANIJNY OŚRODEK SZKOLENIA

EMAG®

LOTOS Petrobaltic

Fundacja „Bezpieczne Górnictwo im. prof. Wacława Cybulskiego”

FUNDACJA BEZPIECZNE GÓRNICTWO

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:

ZOK ZOK

TECH SIL

CSRG S.A.

ZZM

LUBELSKI WĘGIEL „BOGDANKA” SPÓŁKA AKCYJNA

OPALABOR™

Naftomet

PUMAR GRUPA KAPITAŁOWA

ZGM BOLESŁAW

PGNiG Polskie Górnictwo Naftowe i Gazownictwo SA

GRUPA TAURON POŁUDNIOWY KONCERN WĘGLOWY

SIGMA

Cuprum

GIG

Kopalnia Węgla Brunatnego „Adamów” Spółka Akcyjna Turek - Wielkopolska

AUTORYTET