

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

8(192)/2010

Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego

ISSN 2081-4224



W numerze m.in.:

Torkretowanie jako element sztucznej bariery izolacyjnej podziemnego składowiska odpadów

Systemy sterowania maszyn górniczych realizujące funkcje bezpieczeństwa

Modelowanie klasyfikacji gleb z zastosowaniem zespołu klasyfikatorów w aspekcie prognozowania skutków przekształceń górniczych

Możliwości stosowania i kontroli obudowy torkretowej wyrobisk korytarzowych na przykładzie KWK „Ziemowit”

Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie

nr 8(192)/2010

Spis treści

Maciej Mazurkiewicz, Jan Palarski, Franciszek Plewa, Zbigniew Piotrowski Torkretowanie jako element sztucznej bariery izolacyjnej podziemnego składowiska odpadów	3
Andrzej Figiel, Mirosław Krzystolik Systemy sterowania maszyn górniczych realizujące funkcje bezpieczeństwa	8
Stanisław Gruszczyński Modelowanie klasyfikacji gleb z zastosowaniem zespołu klasyfikatorów w aspekcie prognozowania skutków przekształceń górniczych.....	15
Krzysztof Setlak, Mirosław Moszko, Łukasz Siodlak, Zbigniew Rak, Jerzy Stasica, Marek Jędryś Możliwości stosowania i kontroli obudowy torkretowej wyrobisk korytarzowych na przykładzie KWK „Ziemowit”	23
Ireneusz Grzybek Niekonwencjonalne złoża gazu ziemnego (Komunikat).....	37
Kronika	39
<i>To nie powinno się zdarzyć</i> Wypadki, katastrofy	40
<i>Ze świata</i> Fakty – wydarzenia – opinie	43
Górnictwo na świecie	44
Stwierdzenia kwalifikacji	45
Dopuszczenia do stosowania w zakładach górniczych	47
Normalizacja	49
Przegląd aktów normatywnych	50
<i>Historia i współczesność górnictwa</i> Tadeusz Loster Z Zabrza taczkami na Kopiec Grunwaldzki	51

Redaktor naczelny:
Mirosław Koziura

Z-ca redaktora naczelnego:
Jan Dulewski

Sekretarz redakcji:
Anna Swiniarska-Tadla

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

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

Sekretariat:
Agnieszka Bednarczyk

Łamanie:
Anna Sornek

Druk:
Czerny Marian. Firma Prywatna GREG
Zakład Poligraficzny

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

Nakład 850 egz.

Okładka:
Górnik - rzeźba przed KWK „Bolesław
Śmiały” w Łaziskach Górnych,
Fot. Anna Nowrot



Dofinansowano ze środków Narodowego Funduszu
Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej

Contents

Maciej Mazurkiewicz, Jan Palarski, Franciszek Plewa, Zbigniew Piotrowski

The spraying with concrete as an element of the insulating artificial barrier for underground waste landfill 3

This study sets forth an assessment of possibilities of the use of underground mining excavations in the hard coal mines as a potential hazardous waste landfill. The essential meaning has an execution of a relevant insulating barrier in consideration of very high potential waste hazards for the environment, and in particular for ground water. There has been analyzed and drawn attention to the opportunity of the use of universally applied and well-tried technology of the spraying with concrete to build the insulating artificial barrier in the course of an underground hazardous waste disposal.

Andrzej Figiel, Mirosław Krzystolik
The control systems of mining machines implementing safety functions 8

The machine construction as well as safety elements applied in them must eliminate or reduce all possible potential hazards in the all phases of a machine life to an acceptable level. The present article sets forth, as early as designing phase, a limitation method of hazard consisting in a possible inefficiency of control system implementing the functions essential from a point of safety view.

Stanisław Gruszczyński
A modeling of soil classification by applying the complex of

classifiers from a point of view of a forecasting the effects of mining transformations 15

There is presented the use of neural network committee for spatial modeling of soil complex diversity in a scientific paper. This methodology may be a basis for predicting the effects of soil transformations being the sequence of deformation of ground surface in the mining land. The adaptive methods allow for the creation of interrelation model of the morphologic and hydrologic factors with the soil classification units, without necessity of determining its analytical form. The region of the Upper-Silesian Industrial District constituted an investigation area.

Krzysztof Setlak, Mirosław Moszko, Łukasz Siodłak, Zbigniew Rak, Jerzy Stasica, Marek Jendryś
The use and inspection possibilities of gunite lining in the dog headings by using example of KWK "Ziemowit" 23

This article sets forth a method of restoring the load capacity of supporting lining reduced as a result of corrosive effect. It discusses one of more important solutions of achieving this objective what is the floating coat of gunite layer on a steel double timber. It presents the last experiments within this scope as well as wide use possibilities of discussed technology. It describes metal corrosion effects as well as a degree assessment method of rusting of supporting lining built-up in the dog heading. There are presented the possibilities of program "KORTOR" to calculate a load capacity reduction of steel double timber and to determine

a spray lining thickness as well as to verify achieved results by applying the numerical methods in the article. This article paid attention to the economic aspect of execution of such reinforcement as compared to traditional reconstruction of the dog heading.

Ireneusz Grzybek
The unconventional natural gas reservoirs (Message) 37

A message approximates a definition and classification of the unconventional natural gas reservoirs. It discusses briefly compared to this: genesis of shale and closed gas, an outline of operational technique in connection with economic considerations and legal implications of their extraction.

Chronicle 39

This Should not Happen
Accidents, Disasters 40

World News
Facts – Events – Opinions 43
World Mining 44

Certificates of Qualifications ... 45

Approvals for Use in Mining Plants 47

Standardisation 49

Review of Legislation 50

History and the Present Times of Mining
Tadeusz Loster
From Zabrze city with wheelbarrows to the Grunwaldzki Mound 51

Inhalt

Maciej Mazurkiewicz, Jan Palarski, Franciszek Plewa, Zbigniew Piotrowski

Das Auftragen von Spritzbeton (Torkretieren) als Teil der künstlichen Isolationsperre unterirdischer Abfalldeponien 3

In der Bearbeitung wird eine Beurteilung der Nutzung unterirdischer Grubenbauen von Steinkohlebergwerken als potentieller Lagerstätte für gefährliche Abfälle vorgenommen. Mit Rücksicht auf die sehr hohe Umweltgefährdung durch die Abfälle und insbesondere die Gefahr für das Grundwasser ist die Ausführung einer entsprechenden Isolationsbarriere von größter Wichtigkeit. Analysiert und gezeigt wird die Möglichkeit des Einsatzes des allgemein Anwendung findenden und bewährten Torkretierverfahrens, d.h. des Einbringens einer Spritzbetonschicht zum Aufbau einer

künstlichen Isolationsperre für die Lagerung gefährlicher Abfälle unter Tage.

Andrzej Figiel, Mirosław Krzystolik
Steuerungssystem von Bergwerksmaschinen mit Sicherheitsfunktion 8

Der konstruktive Aufbau dieser Maschinen und die in ihnen verbauten Sicherheitselemente müssen alle potentiellen Gefährdungen über die gesamte Lebensdauer der Maschine ausschließen oder auf ein annehmbares Niveau senken. In dem Artikel wird die Art der Begrenzung der Gefährdung durch die nicht vorhandene Betriebssicherheit des Steuerungssystems mit vom Standpunkt der Sicherheit aus wesentlichen Funktionen in der Entwurfsphase dargelegt.

Stanisław Gruszczyński
Modellierung der Bodenklassifikation unter Nutzung einer Gruppe von Klassifikatoren unter dem Aspekt der Prognostizierung

der Folgen bergbaugedingter Transformationen 15

In der Arbeit wird die Nutzung des Ausschusses neuronaler Netzwerke zur Modellierung der räumlichen Differenzierung der komplexe landwirtschaftlicher Böden vorgestellt. Diese Methode kann Grundlage für die Voraussage der Auswirkungen der Transformationen von Böden sein, die Folge der Deformation der Geländeoberfläche auf Bergbauflächen sind. Die adaptiven Verfahren ermöglichen die Anfertigung eines Modells der Verbindungen der morphologisch-hydrologischen Faktoren mit den Klassifikationseinheiten der Böden, ohne dass die Bestimmung seiner analytischen Form erforderlich wäre. Testgebiet war das Oberschlesische Industriegebiet.

Krzysztof Setlak, Mirosław Moszko, Łukasz Siodłak, Zbigniew Rak, Jerzy Stasica, Marek Jendryś
Möglichkeiten der Anwendung und Prüfung der Torkretbetonverkleidung von Abbaustrecken am Beispiel

des Steinkohlebergwerks „Ziemowit” 23

Der Artikel stellt die Art der Wiederherstellung der infolge von Korrosionswirkung verminderten Tragfähigkeit des Stützenausbaus vor. Er bespricht einen der wichtigsten Wege zum Erreichen dieses Zieles, das heißt den Anwurf einer Spritzbetonschicht auf den *Türstockausbau* aus Stahl. Präsentiert werden die jüngsten Erfahrungen in diesem Bereich und die breit gefächerten Anwendungsmöglichkeiten der Technologie. Der Artikel beschreibt die Metallkorrosion und die Art und Weise der Einschätzung der Korrosion der im Abbauraum verbauten Ausbauten. Vorgestellt werden die Möglichkeiten des Programmes „KORTOR”, die Abnahme der Tragfähigkeit der Stahl-Türstockausbauten zu berechnen, die Stärke des Spritzbetonausbaus zu bestimmen und die Ergebnisse unter

Einsatz numerischer Methoden zu überprüfen. In dem Artikel wird auf den wirtschaftlichen Aspekt der Ausführung einer solchen Verstärkung im Vergleich zum herkömmlichen Umbau eines Abbauhohlraums aufmerksam gemacht.

Ireneusz Grzybek Unkonventionelle Erdgasvorkommen (Meldung) 37

Die Meldung macht den Leser mit der Begriffsbestimmung und Klassifikation unkonventioneller Erdgaslagerstätten vertraut. Vor diesem Hintergrund werden in Kurzform beschrieben: Ursprung von Gas aus Schieferschichten und abgeschlossenes Gas, Abriss der Abbautechnologie in Verbindung mit den wirtschaftlichen und rechtlichen Bedingungen für die Förderung.

Chronik 39

Das sollte nicht vorkommen Unfälle, Katastrophen 40

Aus der Welt

Fakten – Ereignisse – Meinungen.. 43

Bergbau in der Welt 44

Bestätigung der Qualifikationen .. 45

Zulassungen zur Anwendung in Bergwerken 47

Normung 49

Übersicht der Normen 50

Geschichte und Gegenwart des Bergbaus

Tadeusz Loster

Von Zabrze mit der

Schubkarre auf den Kopiec

Grunwaldzki

(Grunwald-Hügel) 51

Содержание

Мацией Мазуркевич, Ян Паларский, Францишек Плева, Збигнев Пиотровский

Торкретирование как элемент изоляционного, искусственного барьера в подземном дворе отходов 3

Обработка представляет оценку возможностей использования подземных горных выработок в каменноугольных шахтах как потенциального, складского двора опасных отходов. Выполнение соответственного, изоляционного барьера является существенное, принимая во внимание очень высокую потенциальную угрозу отходов для окружающей среды, и в частности для подземных, шахтных вод. Проанализировано и доказано возможность использования повсеместно применяемой и проверенной технологии торкретирования для строительства изоляционного, искусственного барьера во время подземного, складского хранения опасных отходов.

Андрzej Фигель, Мирослав Крзыстолик

Системы управления горных машин, реализующие функции безопасности 8

Конструкция машин, а также применяемые в них элементы безопасности должны изъять или ограничить всякие возможные угрозы, во всех фазах живучести машины, до одобренного уровня. Настоящая статья показывает способ ограничения, уже в фазе проектировки, угрозы, которая заключается в возможной неисправности системы управления, реализующей существенные, с точки зрения безопасности, функции.

Станислав Грушинский Моделирование классификации разрядов почв с применением комплекса классификаторов

в аспекте прогнозирования последств горных преобразований 15

В этой обработке продемонстрировано использование комитета нейронных сетей для моделирования пространственной дифференциации сельскохозяйственных комплексов почв. Эта методика может лежать в основе предвидения последств преобразований почв, будущих последовательностью деформации промплощадки в горных территориях. Методы по приспособлению позволяют образовать модель связей морфологических и гидрологических факторов с классификационными единицами почв, без необходимости определять его аналитической формы. Тестовую область был округ Верхнесилезского промышленного района.

Крзыштоф Сетлак, Мирослав Мошко, Лукаш Сёдлак, Збигнев Рак, Ерзы Стасица, Марек Ендрыс

Возможности применения и контроля торкрет-бетонной крепии в горных выработках большой протяжённости, в качестве примера, Каменноугольной шахты «Земовит» 23

Статья представляет способ восстановления грузоподъёмности поддерживающей крепи, пониженной вследствие корродирующего действия. Обсуждает одно с более важных решений достижения этой цели, какой является наброс слоя торкрет-бетона на стальную, крепёжную раму. Показует последние эксперименты в этом масштабе, а также широкие возможности использования обсуждаемой технологии. Характеризует явление коррозии металлов, а также способ оценки коррозионного балла крепи, застроенной в горной выработке. Представляет возможность программы «KORTOR» для расчёта спада грузоподъёмности стальной, крепёжной рамы и

определения мощности крепления торкретбетоном, а также для верификации полученных результатов при применении численных методов. В статье обращено внимание на экономический аспект выполнения этого упрочнения по сравнению с традиционной перестройкой горной выработки.

Иренеуш Грзыбек

Неконвенциональные месторождения природного горючего газа (Пресс-информация) 37

Пресс-информация приближает определение и классификацию неконвенциональных месторождений природного горючего газа. На этой почве обсуждает вкратце: генезис газа из сланцев и закрытого газа, общий план технологии разработки в связи с экономическими и юридическими обусловленностями их добычи.

Хроника 39

Это не должно было случиться

Несчастные случаи, катастрофы 40

В мире

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

Удостоверение квалификации .45

Разрешения на допуск к применению на горных предприятиях 47

Стандартизация 49

Обзор нормативных актов 50

История и современность горной промышленности

Тадеуш Лостер

Из Забжа тачками на Грюнвальдский курган 51

Torkretowanie jako element sztucznej bariery izolacyjnej podziemnego składowiska odpadów

1. Wprowadzenie

Rozwój technologii wytwarzania zmusza producentów do minimalizowania oddziaływania przemysłu na środowisko. Przejawia się to między innymi w gospodarce odpadami. W tym nurcie działań, w latach dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku, zaczęto wdrażać technologie bezodpadowe – czy ściślej – małodopadowe. W pierwszym okresie ich stosowania wydawało się, że na tej drodze da się rozwiązać ten problem. Nie uzyskano jednak zmniejszenia ilości odpadów w stopniu na tyle znaczącym, by uznać problem za rozwiązany. Stąd konieczna jest aktywizacja innych działań. Jednym z nich jest, traktowany priorytetowo, odzysk (wykorzystanie i zagospodarowanie odpadów). Niestety, wiele odpadów, z uwagi na swe właściwości, nie może być wykorzystane, czy to w procesie recyklingu, czy też jako surowiec. Musi zatem podlegać „tradycyjnemu” sposobowi gospodarki odpadami – nieszkodliwianiu przez składowanie. Oczywiście poszukuje się coraz bezpieczniejszych technologii jego stosowania.

Szczególne wymagania dotyczą gospodarki tymi odpadami, które zakwalifikowane są jako niebezpieczne [16]. Ich różnorodność, tak z uwagi na źródło pochodzenia, jak i właściwości, jest znaczna. Można jednak stwierdzić, że wszystkie negatywnie, w sposób trwały, oddziałują na środowisko, szczególnie na organizmy żywe. Ustawa [16] i Dyrektywy UE [3] dotyczące odpadów, jak i akty niższego rzędu, wymagają specjalnych rygorów w gospodarce odpadami niebezpiecznymi. Dziś powszechnie wiadomo, że najkorzystniejsze warunki,

TREŚĆ:

W opracowaniu przedstawiono ocenę możliwości wykorzystania podziemnych wyrobisk górniczych kopalń węgla kamiennego jako potencjalnego składowiska odpadów niebezpiecznych. Z uwagi na bardzo możliwe zagrożenie, jakie odpady stwarzają dla środowiska, a w szczególności dla wód dołowych, istotnym jest wykonanie odpowiedniej bariery izolacyjnej. Przeanalizowano i wykazano możliwość wykorzystania powszechnie stosowanej i sprawdzonej technologii torkretowania do budowy sztucznej bariery izolacyjnej przy podziemnym składowaniu odpadów niebezpiecznych.

SŁOWA KLUCZOWE:

odpady, odpady niebezpieczne, bariery izolacyjne, składowiska odpadów, ochrona środowiska, filtracja

z uwagi na trwale i bezpieczne odizolowanie od środowiska, uzyskuje się lokując je w składowisku podziemnym [14].

Podziemne składowiska odpadów niebezpiecznych, mimo że jest to technologia stosunkowo nowa, stanowią „codziennosc” w gospodarce odpadami wielu krajów europejskich. Z krajów nam najbliższych największe doświadczenie posiadają Niemcy. Temat ten posiada dość bogatą literaturę. Jej omówienie w literaturze polskiej można znaleźć, między innymi, w pracach Ślizowskiego [15], Kłeczka [4] oraz wcześniejszych publikacjach autorów [9, 10, 11, 12]. Cytowane są w nich liczne pozycje zagraniczne.

Polskie prace w tym zakresie prowadzone były w dwu kierunkach. Pierwszy, związany był z poszukiwaniem lokalizacji i opracowaniem koncepcji dla podziemnego składowania odpadów promieniotwórczych. Reprezentują go przede wszystkim prace Śliwowskiego i Poborskiej-Młynarskiej [10, 15]. Pewna ich część nie jest publikowana. Wydaje się, że w związku z podjęciem de-

czyż o budowie w Polsce energetyki jądrowej, problematyka ta będzie aktualnie rozwijała się intensywniej. Kierunek drugi to składowiska odpadów niebezpiecznych innych niż promieniotwórcze. Reprezentują je prace Barchańskiego, Mazurkiewicza, Kłeczka oraz Krywulka [1, 2, 4, 5, 10].

Drugi kierunek dzieli się na prace dotyczące „klasycznych” składowisk lokalizowanych w złożach soli [2, 4, 5] oraz na poszukiwania lokalizacji w innych formacjach geologicznych [10]. W tym drugim nurcie mieścił się projekt badawczy (R09 008 01), którego fragment stanowi niniejsza praca.

Szczególnym okresem, w którym można wykorzystać wyrobiska kopalni dla celów pozagórnich jest okres likwidacji kopalni [11]. Oceniając możliwość takiego wykorzystania wyrobisk należy rozpocząć od określenia dróg, na jakich może dojść do przekazania z odpadu, środowisku geologicznemu, ładunków zanieczyszczeń.

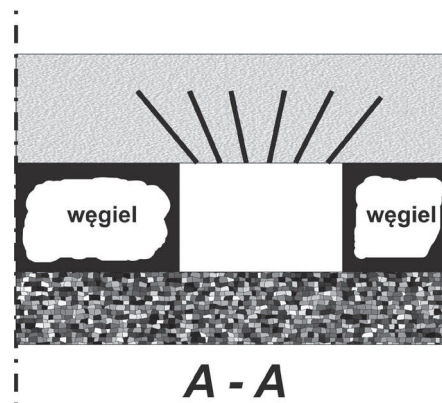
Oddziaływanie odpadu niebezpiecznego na środowisko odbywać się może poprzez emisję zanieczyszczeń chemicznych, bakteriologicznych i radiacyjnych, na drodze pylenia lub wymywania. W środowisku geologicznym rozprzestrzenianie się zanieczyszczeń, w zasadzie może mieć miejsce jedynie poprzez wymywanie. Pylenie może występować jedynie w trakcie transportu i stosunkowo łatwo (stosując odpowiednią barierę wewnętrzną) można się przed nim zabezpieczyć. Problem wymywania omówiony jest szczegółowo w pracy Palarskiego [12]. Czynnikiem przenoszącym zanieczyszczenia będą wody podziemne. Zatem, albo lokalizacja składowiska będzie miała miejsce w rejonach (górotworze), w których wody podziemne nie występują, albo rejon składowania zostanie oddzielony od wód (sztuczna bariera) – czego dotyczy praca.

2. Dobór rejonu - wyrobiska - składowania

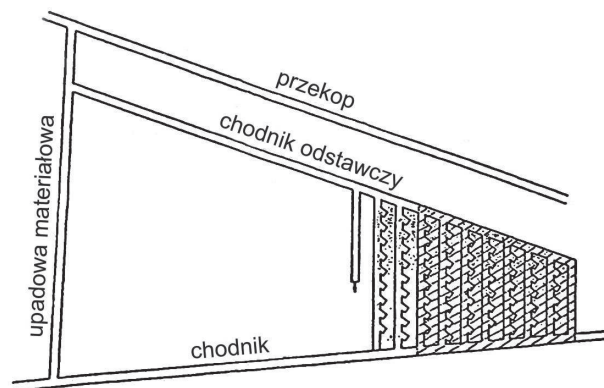
Jednym z rutynowych działań na etapie likwidacji kopalni jest analiza stanu niewyekspluatowanych zasobów. Na tej podstawie podejmuje się decyzje o ewentualnym wybieraniu resztek. Szczególnie interesującymi są zasoby uwiecznione w filarach ochronnych likwidowanych szybów. Znajdują się bowiem w pobliżu dróg odstawy, w górotworze odgazowanym i częściowo odprężonym. Jedynym problemem jest (na ogół) dalsza konieczność ochrony rury szybowej.

Rozwój systemów wybierania filarów szybowych ma w polskim górnictwie węgla kamiennego długą historię [7]. Szczególnie interesujące z punktu widzenia utworzenia podziemnego składowiska odpadów były prace realizowane w KWK „Marcel” [8] i KWK „Staszic” [6]. Zaproponowany sposób to system zabierkowy z obudową kotwiową, urabianiem kombajnem chodnikowym. W wersji stosowanej w KWK „Marcel” zabierka, po wykonaniu, wypełniana była zawieszoną popiołową (rys. 1). Dla jej realizacji opracowano warunki zapewniające stateczność szybu. Wersja druga [6] różni się tym, że z zabierki, w filar międzyzabierkowy wykonywane są wdzierki (wcinki) (rys. 2). Zabierka i wcinki drążone są kombajnem chodnikowym. W zabierce stosowana jest obudowa kotwiowa. Wyrobisko po zakończeniu ulega zawałowi lub jest wypełniane zawieszoną popiołowo-wodną. Zabierki w KWK „Staszic” sytuowano w resztkach, nie koniecznie w filarach szybowych.

Z powodów podanych powyżej (krótkie drogi transportu, górotwór odprężony, dobra infrastruktura) do tworzenia podziemnych składowisk w likwidowanej kopalni



Rys. 1. Eksploatacja w filarze ochronnym systemem z ubierkowym pozostawianiem filarów



Rys. 2. Sposób eksploatacji i kolejność prowadzenia robót prototypowych systemem wybierania resztek pokładów w KWK „Staszic”

węgla rekomenduje się filary szybowe i wymienione dwa systemy. Należy podkreślić, że tworzenie składowisk na etapie likwidacji kopalni pozwala na wydłużenie żywotności części wyrobisk i innych obiektów kopalni. Tym samym umożliwia dalszą pracę części załogi i poprawia efektywność ekonomiczną przedsięwzięcia.

3. Wymogi formalne tworzenia składowisk

Prawo geologiczne i górnicze w art. 15 ust. 1 wymaga uzyskania koncesji na „składowanie odpadów w górotworze, w tym w podziemnych wyrobiskach górniczych”. Koncesji tej udziela Minister Środowiska, w uzgodnieniu m.in. z właściwym organem samorządu. Należy uwzględnić wymogi miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego (w razie jego braku stosuje się zasady ogólne). Aby ją uzyskać należy przygotować odpowiedni wniosek koncesyjny.

Wniosek musi zawierać między innymi dane odnośnie do przewidywanego rejonu składowania, istniejących warunków geologiczno-górnich, rodzaju, ilości i właściwości odpadów. Dane te muszą być udokumentowane stosownymi mapami, przekrojami, ze szczegółowym zaznaczeniem odcinków wyrobisk przeznaczonych do odizolowania. Szczegółowe wymagania zawarto w pracy autorów [11]. Wniosek powinien uwzględniać również wymogi rozporządzeń Ministra Środowiska i Ministra Gospodarki oraz Dyrektywy UE [3, 14].

Istnieją dwie możliwości, pierwsza, że składowisko będzie oddzielną częścią funkcjonującej kopalni. Wtedy jego funkcjonowanie musi regulować Plan ruchu z załącznikami, w którym znajdują się szczegółowo omówione technologie. Drugi przypadek, to przekształcenie kopalni (lub jej części) w składowisko. Wtedy odrębny Plan ruchu nie jest wymagany. W obu przypadkach stosowane w tworzeniu składowiska technologie górnicze wymagać będą nadzoru ze strony WUG-u.

4. Wytyczne techniczne

Przewidywane do przekształcenia na składowisko wyrobisko (rejon) winno być, jak wspomniano, zlokalizowane w górotworze niezawodnionym, w którym nie występują zagrożenia gazowe i tapaniami. Konieczne będzie utworzenie wentylacji odrębnej. Takie warunki, jak wspomniano wcześniej, istnieć będą w likwidowanej kopalni, w przypadku wybierania filarów szybowych systemem chodnikowym. Długość chodników uwarunkowana jest warunkami lokalnymi. Oprócz zapewnienia odrębnej wentylacji, konieczne jest zapewnienie niezależnej drogi dostawy odpadów. Dostosowaniu musi ulec również „powierzchnia” (odpowiednio przygotowane składowisko okresowe, laboratorium – patrz rozporządzenie [14]) i opracowany cały system logistyki.

Istotnym problemem dotyczącym wyrobiska jest zachowanie jego stateczności, nie tylko w okresie wykonywania, ale, w przypadku jego przekształcenia w składowisko, w okresie znacznie dłuższym. Dla prognozy stateczności i ustalenia zasięgu strefy spękań należy określić właściwości skał, a następnie zastosować metodykę, na przykład opracowaną i przedstawioną w pracach [8, 13]. Ponieważ wykonanie podziemnej pustki powoduje powstanie wokół niej strefy odprężonej, w każdym przypadku zaleca się wokół składowiska wykonanie bariery ochronnej. Jej idea została przedstawiona na rys. 3. Składa się ona z wydzielenia i uszczelnienia fragmentu wyrobiska (2), izolacji odpadów (pomiędzy odpadem a ociosem) z tamami izolacyjnymi (3) i strefy izolacyjnej wykonanej iniekcją otworową (4).

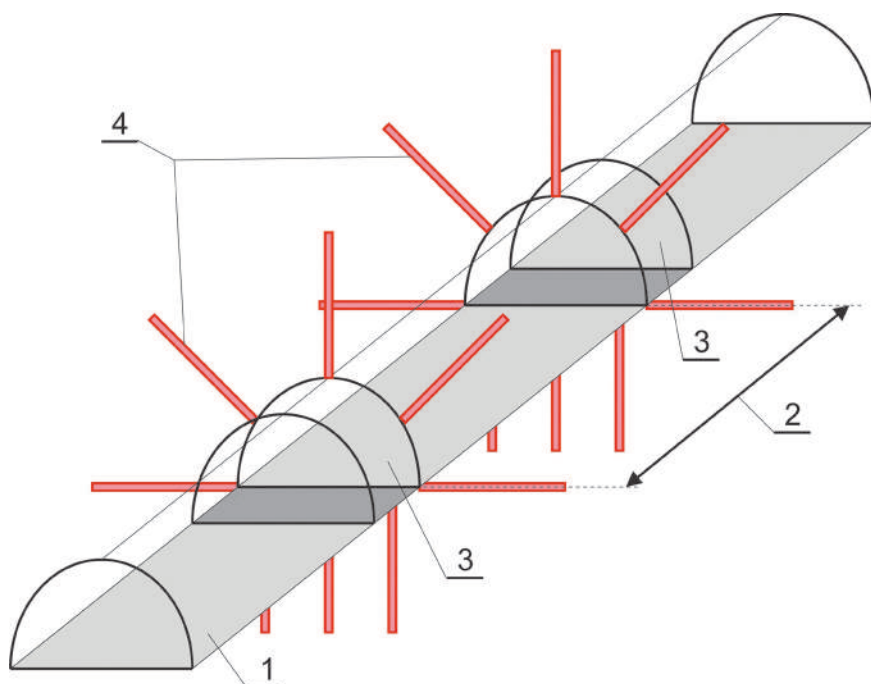
Uszczelnienie wyrobiska zaleca się wykonać warstwą torkretu na całym jego obwodzie. Oprócz torkretu, po wprowadzeniu do wyrobiska, należy odpady „otoczyć” materiałem o niewielkim współczynniku filtracji. Formułując wymagania stawiane mieszaninom użytym do wykonania warstwy torkretu przyjęto, iż istotne będą właściwości decydujące o możliwości wykonania warstwy. I tak:

- mieszanina musi być wykonana z ziaren o średnicy mniejszej od 1 mm, to jest materiału pylastego,
- współczynnik wody do materiału (przy sporządzaniu mieszaniny) powinien wynosić około 0,25–0,35,
- początek czasu wiązania nie powinien zachodzić później niż 5 godz., a koniec nie później niż 7–8 godz.,
- wytrzymałość na ściskanie po 28 dniach sezonowania mieszaniny powinna być większa od 15 MPa,
- wytrzymałość na zginanie mieszaniny po 28 dniach sezonowania nie powinna być mniejsza od 4 MPa,
- współczynnik rozmiękania (określany jako stosunek wytrzymałości na ściskanie próbek przechowywanych w stanie powietrzno suchym do wytrzymałości próbek moczonych w wodzie przez 24 godz.) nie mniejszy niż 0,8.

Materiał powinien być dostarczany do miejsca wykonywania w porcjach (workach), nie może być toksyczny dla obsługi.

Mając na względzie powyższe oraz pewną specyfikę mieszanin używanych w torkretowaniu rekomenduje się stosowanie gotowych – firmowych – spoiw, w tym sporządzanych na bazie materiałów odpadowych.

Dla wykonania warstwy „otaczającej” i tam wydzielających w wyrobisku składowisko, zaleca się stosować zawiesiny drobnofrakcyjne. Doświadczenia autorów wskazują, że będzie się wymagać od nich następujących parametrów:



Rys. 3. Schemat wyrobiska - podziemnego składowiska odpadów

1 - wyrobisko; 2 - odcinek wydzielony do składowania (uszczelniony torkretem); 3 - tamy izolacyjne wraz z „otuliną”; 4 - system uszczelnienia iniekcją otworową

- zawiesina będzie sporządzana poza miejscem stosowania,
- zawiesina będzie łatwo transportowana od miejsca sporządzenia do zastosowania, to znaczy, że jej rozlewność nie będzie mniejsza od 180 mm,
- zawiesina będzie wykonana na bazie materiałów odpadowych,
- zawiesina będzie posiadać własności niesedymetujących zawiesin binghamowskich,
- współczynnik filtracji materiału, z jakiego zostanie wykonana bariera izolacyjna (zawiesina po stężeniu), będzie mniejszy od $10^{-(8-9)}$ m/s,
- koniec czasu tężenia i wiązania nie powinien przekraczać 70–120 godzin.

Powyższe wymagania jednoznacznie wskazują na poszukiwania mieszanin wśród zawiesin wodnych, sporządzanych na bazie odpadów energetycznych.

Odnośnie do wymagań stawianych zaczynowi dla wykonania bariery izolacyjnej, powinny charakteryzować się one:

- gęstością taką, by nie powodować szczelinowania górotworu,
- własnościami reologicznymi minimalizującymi opory wprowadzania do szczelin oraz takimi, by w czasie od sporządzenia do zatłoczenia nie ulegały istotnej zmianie,
- możliwością regulacji czasu wiązania, dla istniejących warunków stosowania,
- szybkim zachodzeniem procesu wiązania, po zatłoczeniu zaczynu do ośrodka skalnego,
- brakiem skurczu i niewielką ekspansją,
- wiązaniem w środowisku wodnym.

Podsumowując, podstawowymi warunkami, jakim powinna odpowiadać bariera, jest jej względna zgodność pod względem fizykochemicznym z otoczeniem oraz uzyskanie dostatecznej skuteczności, w szczególności izolacji od wód podziemnych.

5. Rekomendowany sposób wykonania

5.1. Wytyczne wykonywania warstwy torkretu

Warstwa izolacyjna wykonana będzie przed rozpoczęciem procesu składowania, na całej długości wyrobiska – składowiska. Przed jej wykonaniem należy usunąć wszystkie zbędne przedmioty, dokonać kontroli stanu wyrobiska, a przede wszystkim obudowy. Następnie odcinki uszkodzone (obudowa, wykładka) należy naprawić. Zaleca się zmycie stropu i ociosu strumieniem wody.

Do wykonania warstwy torkretu zostanie użyta maszyna z grupy torkretnic lub pomp do zaczynów, dopuszczona do stosowania pod ziemią. Ich wydajność wynosi od 6 do 10 (16) m³/godz. Grubość warstwy ochronnej minimum 20 mm. Z maszyną współpracować będzie mechaniczny mieszalnik sporządzający zaczyn według ustalonej receptury. Mieszanina, to – jak wspomniano wcześniej – gotowe spoiwa lub przygotowywana jest na miejscu. W pierwszym przypadku ich dostawa do miejsca stosowania realizowana jest w workach, w drugim wymaga zestawienia na powierzchni, zapakowania i przetransportowania na dół. Z uwagi na brak komplikacji zaleca się, kiedy jest to możliwe, stosować wariant pierwszy.

Szczegółowe zasady wykonywania torkretu określać będą stosowne instrukcje.

5.2. Zasady wykonywania bariery iniekcyjnej

Lokalizacja bariery iniekcyjnej pokrywa się z lokalizacją tam. Zatem i ona musi być wykonana przed rozpoczęciem składowania odpadów.

Jako zaczyn proponuje się mieszaniny oparte na popiołach (w pracy [13] rekomendowano odpady z Elektrowni „Jaworzno III”), z takim samym, jak w przypadku mieszanin do torkretu, zastrzeżeniami. To znaczy, w zależności od potrzeb lokalnych należy wykonać komplet badań zgodnie z opracowaną metodyką i dobrą zaczyn. Następnie należy szczegółowo określić właściwości reologiczne zaczynu, niezbędne do zaprojektowania systemu otworów iniekcyjnych.

Następnym krokiem jest zaprojektowanie zasięgu iniekcji, który musi być większy od zasięgu strefy spękań, wokół wyrobiska. Ilość, odległość pomiędzy otworami iniekcyjnymi, wiąże się z określeniem „promienia iniekcji”. Przy projektowaniu zaleca się stosować „Algorytm obliczeń parametrów geometrycznych otworów wiertniczych” [13].

Następnym elementem jest dobór maszyny wierzącej i całego zestawu urządzeń (mieszalnik, zbiorniki, pompa). Wykonanie bariery iniekcyjnej realizowane jest zgodnie ze stosownymi instrukcjami.

5.3. Zasady wykonywania bariery izolująco-uszczelniającej („otuliny”)

Bariera ta znajduje się w najbliższym sąsiedztwie odpadu, pomiędzy nim a torkretowanym ociosem. W schemacie wyrobiska przedstawionym na rysunku 1 wydzielono jej dwa elementy. Zamykające składowisko z obu stron tamy i otaczające odpady. W praktyce, tak z uwagi na sposób wykonania, jak i zastosowaną mieszaninę, można je wykonać w jednym ciągu. Roboty poprzedzające to wykonanie klasycznych tam wydzielających wypełniany rejon. Zgodnie z doświadczeniami wykonywania tam przeciwwodnych zaleca się, aby długość tam zamykających składowisko wynosiła minimum 10 m.

Zalecane są wszystkie zawiesiny, dla których współczynnik filtracji jest mniejszy od 10^{-9} m/s.

Technologia wykonania wymaga dysponowania na powierzchni stacją sporządzenia zawiesin (która praktycznie istnieje w każdej kopalni). Z niej, grawitacyjnie, zawiesina będzie transportowana do składowiska. Z uwagi na szczelność zaleca się wypełnianie składowiska odcinkami, nie dłuższymi niż 50 m. Tak więc co taką odległość zachodzić będzie konieczność budowania tamy. Wypełnianie następnego odcinka może być prowadzone dopiero wtedy, gdy zawiesina w poprzednim straci płynność. Dla doszczelnienia, przed rozpoczęciem wypełniania następnego, zaleca się częściową rozbiórkę tamy pod stropem.

Opisany sposób zalecany jest dla wypełniania składowisk zlokalizowanych w wyrobiskach poziomych. W nachylonych wypełnianie winno być prowadzone na upad, w zależności od kąta odcinka można wydłużyć.

Do czyszczenia rurociągów konieczne jest używanie do ich przedmuchiwania powietrza („płukanie pneumatyczne”). Przewietrzanie składowiska będzie takie, jak w przypadku wentylacji wyrobisk ślepych.

5.4. Monitoring składowiska

Monitoring obejmuje badanie właściwości odpadów przed ich wprowadzeniem do składowiska (powierzchnia)

oraz w okresie po zamknięciu danego rejonu. Szczegóły określone są w koncesji, nie mniej można stwierdzić, że badania powinny dotyczyć jakości powietrza w rejonie sąsiadującym z obszarem składowania oraz jakości wód, dokąd to możliwe dla próbek pobieranych z wyrobisk, a po całkowitym zlikwidowaniu, z otworów piezometrycznych wykonanych w tym celu. Monitoring powinien być również prowadzony w zakresie deformacji powierzchni, nad obszarem składowania, w ustalonym ewentualnym rejonie wpływów.

6. Podsumowanie

W Polsce nie ma dotąd podziemnego składowiska odpadów. Jesteśmy wyjątkiem, nawet w tej części Europy. Mamy natomiast dobre przygotowanie merytoryczne oparte na prowadzonych badaniach (w pracy zacytowano tylko wybrane publikacje). Prezentowany materiał ma na

celu, przede wszystkim, zwrócenie uwagi na to, że wobec zobowiązań unijnych i problemów z niektórymi odpadami niebezpiecznymi, bez utworzenia takiego składowiska nie będziemy mogli ich rozwiązać. Jak wynika z przedstawionej propozycji, składowisko takie może powstać szybko i stosunkowo tanio. Może być wykorzystane (na początek, dla zebrania szerszych doświadczeń) do rozwiązania problemów z tak powszechnym odpadem jakim jest azbest, czy odpady ze spalania odpadów niebezpiecznych. Wkrótce w znacznych ilościach pojawią się nowe odpady ze spalarni odpadów komunalnych. Unieszkodliwianie ich wedle dotychczasowych praktyk postawi nas nie tylko w sprzeczności z wymogami nowoczesnej gospodarki, ale i w technologicznym ogniu Europy. Mając tak rozwinięte górnictwo, będąc w czołówce inżynierskich rozwiązań budownictwa podziemnego, nie możemy na to pozwolić. Decyzje w sprawie budowy spalarni są już podjęte.

Artykuł recenzował
dr Jan DULEWSKI

Literatura

1. Barchański B.: Likwidacja składowiska odpadów niebezpiecznych na przykładzie SMD Kölliken. *Górnictwo i Geoinżynieria*, z. 3/1, Kraków 2005
2. Barchański B.: *Składowanie odpadów niebezpiecznych w podziemnych wyrobiskach kopalni soli – Multideponie „Heilbron”*. Wyd. IGSMiE PAN, Sympozja i konferencje, nr 59, Kraków 2003.
3. Dyrektywa Rady 1999/31/WE z dnia 26 kwietnia 1999 r. w sprawie składowania odpadów i decyzja Rady 2001/33/WE z dnia 19 grudnia 2002 r. ustanawiająca kryteria i procedury przyjęcia odpadów na składowiska.
4. Kłeczek Z., Radomski A., Zeliaś D.: *Podziemne składowanie*. Wyd. KOMAG Gliwice 2005.
5. Krywult J.: Składowanie odpadów niebezpiecznych w złożach soli. *Materiały Szkoły Gospodarki Odpadami AGH*, Ryto 1997.
6. Kugiel M., Kluka J., Layer A.: Korzyści z prototypowego systemu wybierania resztek pokładów węglowych. *Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej*. Wyd. PAN-IGSMiE. Kraków 2000.
7. Kwiatek J.: *Ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych*. Wyd. GIG, Katowice 1997.
8. Materzok J.: *Metoda wybierania filarów szybowych na przykładzie KWK Marcel*. Praca doktorska AGH. Kraków 2000.
9. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z., Tajduś A.: Lokowanie odpadów w kopalniach podziemnych. *Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej*. Kraków 1997.
10. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z., Poborska-Młynarska K.: Sozotechniczne warunki podziemnego składowania odpadów niebezpiecznych. *Biblioteka Szkoły Gospodarki Odpadami AGH*. Kraków 2003.
11. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z.: *Problemy likwidacji kopalń podziemnych*. Wyd. AGH. Kraków 2004.
12. Palarski J., Plewa F., Babczyński W.: *Modelowanie migracji zanieczyszczeń z podziemnych składowisk odpadów niebezpiecznych*. Wyd. Politechniki Śląskiej. Gliwice 2002.
13. Projekt badawczy rozwojowy R09 008 01. Katedra Ekologii Terenów Przemysłowych. AGH, 2009 (niepublikowany).
14. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 16 czerwca 2005 w sprawie podziemnych składowisk odpadów. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22 sierpnia 2007 r. w sprawie kryteriów oraz procedur dopuszczania odpadów na składowiska podziemne.
15. Slizowski K., Kösling J., Lankof L.: *Uwarunkowania podziemnego składowania odpadów niebezpiecznych w Polsce*, Wyd. IGSMiE - PAN Kraków 2004.
16. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. o odpadach.

Systemy sterowania maszyn górnich realizujące funkcje bezpieczeństwa

TREŚĆ:

Konstrukcja maszyn oraz zastosowane w nich elementy bezpieczeństwa muszą wyeliminować lub ograniczyć do poziomu akceptowalnego wszystkie możliwe zagrożenia, we wszystkich fazach życia maszyny. Niniejszy artykuł prezentuje sposób ograniczenia, w fazie projektowania, zagrożenia polegającego na możliwej niesprawności systemu sterowania realizującego istotne, z punktu widzenia bezpieczeństwa, funkcje.

SŁOWA KLUCZOWE:

systemy sterowania, maszyny górnicze, elementy bezpieczeństwa, wyłączenie awaryjne

zmianę konstrukcji maszyny, tak aby maszyna była bezpieczna sama w sobie i/lub poprzez zastosowanie środków ochronnych lub (w przypadku, gdy zastosowane środki ochronne nie ograniczają ryzyka w stopniu wystarczającym) poprzez poinformowanie użytkowników o ryzyku resztkowym, w tym o konieczności przeszkolenia operatora(-ów) maszyny.

W wyniku analizy ryzyka przeprowadzonej z wykorzystaniem norm, przede wszystkim PN-EN ISO 14121-1:2008 [2], PN-EN ISO 12100-1:2005 [3], PN-EN ISO 12100-2:2005 [4], identyfikuje się wszystkie zagrożenia i sytuacje niebezpieczne, jakie stwarza maszyna.

Podjęcie decyzji o ograniczeniu ryzyka za pomocą układu sterowania (elektrycznego, elektronicznego, elektronicznego programowalnego, hydraulicznego, pneumatycznego) skutkuje koniecznością uwzględnienia zagrożenia związanego z jego ewentualnym, wadliwym działaniem.

Takie podejście wynika z dyrektywy maszynowej 2006/42/WE, zgodnie z którą układy sterowania należy projektować i wykonać tak, aby:

- zapewniały bezpieczeństwo oraz zapobiegały sytuacji zagrożenia,
- defekty sprzętu komputerowego i oprogramowania układu sterowania nie prowadziły do powstawania sytuacji niebezpiecznych,
- były odporne na obciążenia wynikające z zamierzonego zastosowania oraz na wpływ czynników zewnętrznych,
- błędy w układach logicznych nie doprowadziły do sytuacji niebezpiecznych,
- możliwe do przewidzenia błędy ludzkie nie doprowadziły do powstania sytuacji niebezpiecznych.

1. Wprowadzenie

Dyrektywa 2006/42/WE [1], obowiązująca od 29 grudnia 2009 r., wymaga od producenta maszyny:

- przeprowadzenia oceny ryzyka, w celu określenia mających zastosowanie do niej zasadniczych wymagań w zakresie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia,
- a następnie
- zaprojektowania i wykonania maszyny z uwzględnieniem wyników oceny ryzyka.

W procesie oceny ryzyka producent maszyny powinien:

- określić ograniczenia dotyczące maszyny (zastosowanie zgodne z przeznaczeniem i wszelkie, możliwe do przewidzenia, niewłaściwe użycie),
- zidentyfikować zagrożenia, jakie może stwarzać maszyna i związane z tym sytuacje niebezpieczne,
- oszacować ryzyko, biorąc pod uwagę ciężkość możliwych urazów lub uszczerbku na zdrowiu i prawdopodobieństwo ich wystąpienia,
- ocenić ryzyko, w celu ustalenia czy jest wymagane zmniejszenie ryzyka poprzez

Uwzględnienie ww. czynników podczas projektowania układów sterowania skutkuje realizacją przez maszynę założonych funkcji nawet w warunkach uszkodzenia, w przewidywalny sposób i z określoną niezawodnością przez cały cykl życia maszyny. Takie podejście znajduje się również w wymaganiach normy PN-EN 60204-1:2006 [5], zgodnie z którą, jeżeli uszkodzenia lub zakłócenia w pracy wyposażenia elektrycznego mogą spowodować sytuację zagrożenia, uszkodzenie maszyny lub produkcji w toku, to należy podjąć odpowiednie środki minimalizujące prawdopodobieństwo wystąpienia takich uszkodzeń lub zakłóceń. Podjęte środki i ich zakres zależą od poziomu ryzyka związanego z określoną funkcją sterowniczą. Wymagany poziom parametrów bezpieczeństwa funkcji sterowniczych określa się na podstawie analizy ryzyka, zgodnie z wymaganiami norm:

- PN-EN 13849-1:2008 [6], w której parametrem jest poziom bezpieczeństwa PL (performance level) lub
- PN-EN 62061:2008 [7], w której parametrem jest poziom nienaruszalności bezpieczeństwa SIL (safty integrity level).

Normy: PN-EN 13849-1:2008 [6], PN-EN 62061:2008 [7] zawierają wymagania odnoszące się do projektowania i wykonywania systemów sterowania realizujących funkcje bezpieczeństwa. Przez funkcję bezpieczeństwa należy rozumieć funkcję maszyny, której uszkodzenie (brak działania) powoduje bezpośredni wzrost ryzyka. W normie PN-EN 62061:2008 [7] w odniesieniu do funkcji bezpieczeństwa realizowanej przez układ sterowania jest używany termin „funkcja sterowania związana z bezpieczeństwem” (SRCF).

W normie PN-EN 13849-1:2008 [6], jak i PN-EN 62061:2008 [7] poziomy bezpieczeństwa (poziom wymagany i poziom osiągnięty środkami technicznymi) są wyrażone w wartościach prawdopodobieństwa wystąpienia niebezpiecznych uszkodzeń na godzinę (PFH_D) – tabela 1 i 2.

Producenci (projektanci) maszyn mogą wybrać metodykę, którą będą wykorzystywać podczas projektowania i integrowania systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem (SRECS) i/lub ich części (SRP/CS), przy czym w pewnych przypadkach bardziej odpowiednia jest

metodyka określona w normie PN-EN 13849-1:2008 [6] (np. w odniesieniu do systemów bazujących na urządzeniach innych niż elektryczne), a w pewnych przypadkach w normie PN-EN 62061:2008 [7] (np. w odniesieniu do systemów elektronicznych programowalnych). System sterowania może być również zestawiony z elementów, z których niektóre elementy posiadają wyznaczony poziom PL, a pozostałe SIL.

2. Iteracyjny proces projektowania systemów (części) sterowania związanych z bezpieczeństwem

Podstawowymi etapami procesu projektowania systemów sterowania i/lub jego części związanych z bezpieczeństwem są:

- identyfikacja funkcji bezpieczeństwa,
- wyspecyfikowanie wymagań dla każdej funkcji bezpieczeństwa,
- wyznaczenie wymaganego poziomu bezpieczeństwa (PL) lub nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL) każdej funkcji,
- zaprojektowanie systemu sterowania z wykorzystaniem urządzeń charakteryzujących się odpowiednimi parametrami niezawodnościowymi,
- zaprojektowanie funkcji diagnostycznych,
- wyznaczenie osiągniętego poziomu bezpieczeństwa (PL) lub nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL) każdej funkcji,
- zweryfikowanie poziomu bezpieczeństwa każdej funkcji bezpieczeństwa – w przypadku, gdy poziom bezpieczeństwa zaprojektowanego systemu sterowania jest niższy od wymaganego, należy wprowadzić w nim zmiany (np. dobrać inne urządzenia, zmienić architekturę systemu), aż wymagany poziom bezpieczeństwa zostanie osiągnięty,
- przeprowadzenie walidacji systemu realizującego każdą funkcję bezpieczeństwa,
- określenie informacji dla użytkowników, dotyczącej dodatkowych środków bezpieczeństwa, konserwacji, napraw, okresowych kontroli.

3. Identyfikacja funkcji bezpieczeństwa

Maszyny są wyposażone w systemy sterowania, które realizują zarówno funkcje sterownicze związane z normalnym działaniem maszyny, np. załączenie i wyłączenie napędu, jak i funkcje bezpieczeństwa. O tym, czy dana funkcja sterownicza jest funkcją bezpieczeństwa, czy nie, decyduje wynik analizy ryzyka. Jak już wspomniano wcześniej, jeżeli brak realizacji danej funkcji sterowniczej bezpośrednio zwiększa ryzyko i nie zastosowano innych środków redukcji tego ryzyka, mamy do czynienia z funkcją bezpieczeństwa.

Przykładowymi funkcjami bezpieczeństwa, wg PN-EN 13849-1:2008 [6], są:

- funkcja zatrzymania, inicjowana przez osłony ryglowane lub urządzenia zabezpieczające przed przekroczeniem dopuszczalnej prędkości, temperatury lub ciśnienia,
- ręczne resetowanie funkcji,
- wyłączenie i ponowne załączenie,
- funkcje sterowania lokalnego,
- funkcja nastawiania,
- sterowanie podtrzymaniem ruchu,
- sterowanie zezwalające,
- zabezpieczenie przed niezamierzonym uruchomieniem,

Tab. 1. Poziom bezpieczeństwa (PL) wg PN-EN 13849-1:2008

PL	Średnie prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę (PFH _D)
a	$\geq 10^{-5}$ do $< 10^{-4}$
b	$\geq 3 \times 10^{-6}$ do $< 10^{-5}$
c	$\geq 10^{-6}$ do $< 3 \times 10^{-6}$
d	$\geq 10^{-7}$ do $< 10^{-6}$
e	$\geq 10^{-8}$ do $< 10^{-7}$

Tab. 2. Poziom nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL) wg PN-EN 62061:2008

SIL	Średnie prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę (PFH _D)
3	$\geq 10^{-8}$ do $< 10^{-7}$
2	$\geq 10^{-7}$ do $< 10^{-6}$
1	$\geq 10^{-6}$ do $< 10^{-5}$

- ucieczka i ratowanie uwięzionych osób,
- odłączenie (izolowanie) od zasilania i rozpraszanie energii,
- wybór rodzaju pracy,
- wzajemne oddziaływanie pomiędzy podzespołami systemu sterowania,
- monitorowanie wejściowych parametrów związanych z bezpieczeństwem,
- funkcja zatrzymania awaryjnego (uzupełniający środek ochronny).

Przyjmuje się, że typową funkcją bezpieczeństwa, realizowaną przez system sterowania, jest funkcja zatrzymania (wyłączenia) awaryjnego. Należy jednak pamiętać, że realizacja funkcji zatrzymania awaryjnego zależy od operatora (lub innej osoby znajdującej się w pobliżu maszyny), który w sytuacji zagrożenia, poprzez oddziaływanie na wyłącznik awaryjny (emergency stop device), inicjuje zatrzymanie maszyny lub niebezpiecznych ruchów maszyny. Oczywiście, nie oznacza to, że podczas projektowania systemu realizującego zatrzymanie awaryjne nie należy uwzględnić zasad bezpieczeństwa funkcjonalnego.

Przykładem funkcji bezpieczeństwa inicjowanej samoczynnie jest np. funkcja zatrzymania przenośnika zgrzeblowego i zabudowanej na nim kruszarki, po stwierdzeniu obecności człowieka (lub bryły urobku) przed wlotem do kruszarki. Funkcja ta jest inicjowana wychyleniem „bramki” (zadziałaniem łącznika elektrycznego powiązanego mechanicznie z „bramką”) lub urządzenia ochronnego przeznaczonego do wykrywania obecności osób (np. urządzenia wykrywającego obecność nadajnika GLON, zabudowanego w lampie osobistej górnika). Ze względu na potencjalne skutki uszkodzenia systemu sterowania przeznaczonego do realizacji tej funkcji, bez wahania możemy stwierdzić, że zatrzymanie kruszarki i przenośnika w czasie, który nie pozwala, aby osoba transportowana przenośnikiem dostała się do strefy niebezpiecznej (tunelu przed kruszarką, strefy działa-

nia bębna kruszącego) jest funkcją bezpieczeństwa. Warunkiem poprawnego zaprojektowania rozwiązania technicznego realizującego funkcję bezpieczeństwa jest uwzględnienie wszystkich wymagań odnoszących się do tej funkcji. W wyżej opisanym przykładzie, oprócz odpowiedniej pewności działania systemu sterowania realizującego funkcję bezpieczeństwa należy uwzględnić także inne wymagania, m.in:

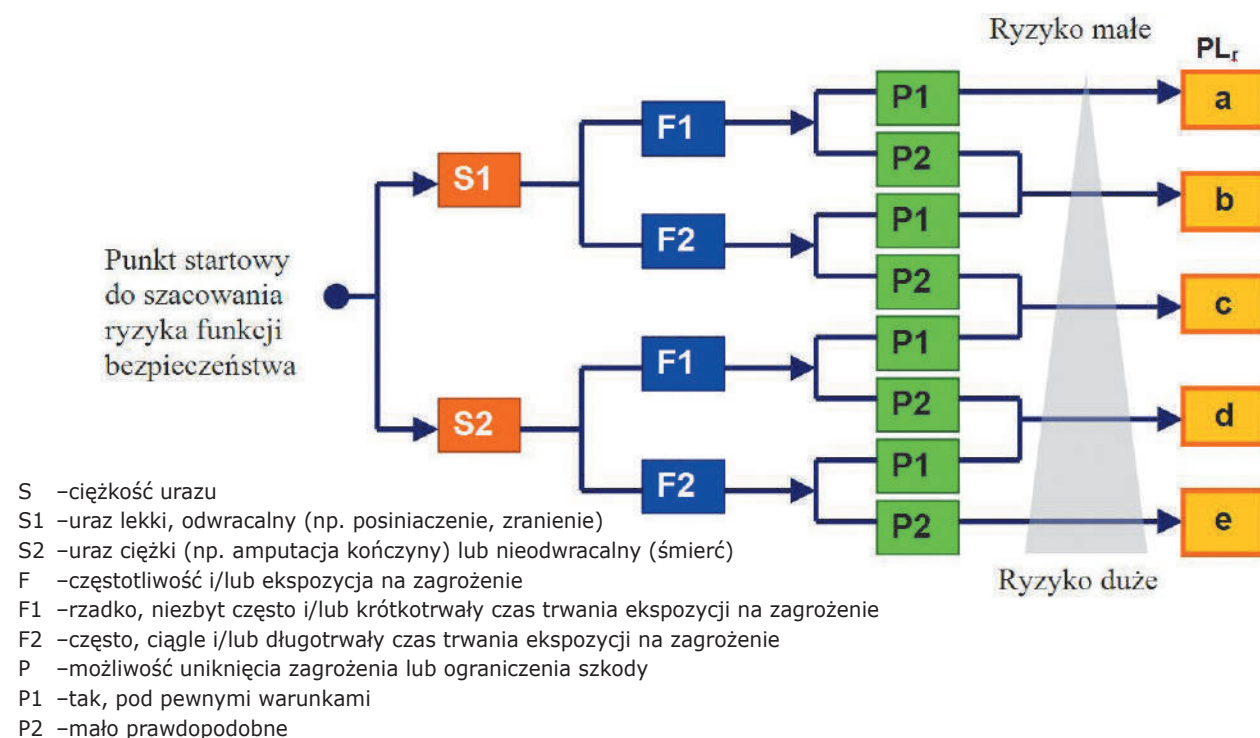
- miejsce zabudowy urządzenia inicjującego zatrzymanie przenośnika i kruszarki – urządzenie to musi być zabudowane w takiej odległości od wlotu do kruszarki, aby po wykryciu przez nie obecności człowieka nastąpiło wyłączenie napędu przenośnika oraz, aby wskutek bezwładności układu napędowego ruch łańcucha nie spowodował jego przemieszczenia do strefy niebezpiecznej,
- zabezpieczenie trasy przenośnika przed kruszarką, ale za bramką, aby uniemożliwić do niej dostęp na tym odcinku.

Informacje dotyczące miejsca zabudowy „bramki” i osłonięcia trasy przenośnika, jako informacje o konieczności zastosowania uzupełniających środków bezpieczeństwa, powinny być umieszczone w instrukcji obsługi przekazywanej użytkownikom tych maszyn.

4. Wyznaczenie wymaganego poziomu bezpieczeństwa (PL_r) lub nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL)

Podstawowym krokiem analizy bezpieczeństwa funkcjonalnego jest przypisanie każdej zidentyfikowanej funkcji bezpieczeństwa wymaganego poziomu bezpieczeństwa PL_r, zgodnie z Załącznikiem A normy PN-EN ISO 13849-1:2006 [6] (rys. nr 1) lub SIL, zgodnie z Załącznikiem A normy PN-EN 62061:2008 [7] (tabela 4).

Parametry stosowane w oszacowaniu ryzyka przedstawiono w tabeli 3.



Rys. 1. Graf ryzyka dla określania wymaganego poziomu PL_r.

Tab. 3. Parametry stosowane w oszacowaniu ryzyka

Parametr	PL _r	SIL
Ciężkość możliwej szkody	S	Se
Częstotliwość i czas trwania ekspozycji	F	Fr
Prawdopodobieństwo wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia	-	Pr
Prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody	P	Av

Tab. 4. Przypisanie poziomu nienaruszalności funkcji bezpieczeństwa SIL

Skutek	Ciężkość (Se)	Klasa prawdopodobieństwa szkody (CI)				
		3-4	5-7	8-10	11-13	14-15
śmierć, utrata ręki, oka	4	SIL 2	SIL 2	SIL 2	SIL 3	SIL 3
złamania, utrata palca	3		(OM)	SIL 1	SIL 2	SIL 3
interwencja lekarza	2			(OM)	SIL 1	SIL 2
pierwsza pomoc	1				(OM)	SIL 1

Oszacowanie ryzyka dotyczy sytuacji poprzedzającej inicjację rozpatrywanej funkcji bezpieczeństwa, w której uwzględniamy redukcję ryzyka przez zastosowanie środków technicznych, innych niż system sterowania (np. osłony mechaniczne) lub dodatkowych funkcji bezpieczeństwa.

Ciężkość urazu jest stosunkowo łatwa do przewidzenia (skaleczenia, amputacja, śmierć). W celu poprawienia wyników szacowania występowania sytuacji zagrożenia są wykorzystywane dodatkowe parametry, mianowicie częstotliwość i/lub czas ekspozycji na zagrożenie oraz możliwość uniknięcia zagrożenia lub ograniczenia szkody. Doświadczenie pokazało, że poprzez uwzględnienie tych czynników uzyskuje się gradację ryzyka. Należy podkreślić, że wyznaczanie poziomu wymaganego PL_r dla funkcji bezpieczeństwa jest procesem jakościowym, którego wynikiem jest tylko oszacowanie ryzyka (ryzyko małe, ryzyko duże).

Miejsce przecięcia wiersza ciężkości (Se) z odpowiednią kolumną (CI) wskazuje na SIL przypisany danej funkcji (SRCF). Obszar szary powinien być stosowany jako zalecany, jeżeli są stosowane inne środki (OM).

Klasa prawdopodobieństwa szkody CI jest sumą przypisanych danej funkcji wartości: Fr (tabela 5), Pr (tabela 6), Av (tabela 7).

Wyniki procesu oszacowania ryzyka, z uwzględnieniem parametrów Se, Fr, Pr, Av, pozwalają na przypisanie SIL, który jest wymagany dla funkcji sterowania realizowanej przez system sterowania.

Tabela 8 prezentuje wyniki oszacowania ryzyka, każdą z ww. metod, przykładowej funkcji bezpieczeństwa, mianowicie funkcji zatrzymania przenośnika zgrzeblowego i zabudowanej na nim kruszarki, po wykryciu obecności człowieka przed wlotem do tunelu zabudowanego przed kruszarką zanim znajdzie się w strefie niebezpiecznej.

Tab. 8. Wynik szacowania ryzyka przykładowej funkcji bezpieczeństwa

Funkcja bezpieczeństwa	Oszacowanie ryzyka				SIL/PL
	Se	Fr	Pr	Av	
Zatrzymanie przenośnika zgrzeblowego i zabudowanej na nim kruszarki, po stwierdzeniu obecności człowieka przed wlotem do tunelu zabudowanego przed kruszarką	4	2	2	1	SIL 2
	S	F	-	P	
	S2	F2	-	P1	d

Tab. 5. Klasyfikacja częstotliwości i czasu trwania ekspozycji (Fr)

Fr	
Częstotliwość ekspozycji	Czas > 10 min.
≤ 1 h	5
> 1 h do ≤ 1 dzień	5
> 1 dzień do ≤ 2 tygodnie	4
> 2 tygodnie do ≤ 1 rok	3
> 1 rok	2

Tab. 6. Klasyfikacja wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia (Pr)

Pr	
Prawdopodobieństwo wystąpienia	Prawdopodobieństwo (Pr)
Bardzo wysokie	5
Dogodne	4
Możliwe	3
Rzadkie	2
Pomijalne	1

Tab. 7. Klasyfikacja uniknięcia lub ograniczenia szkody (Av)

Av	
Prawdopodobieństwo uniknięcia lub ograniczenia szkody (Av)	
Nieosiągalne	5
Rzadkie	3
Prawdopodobne	1

Uzyskane każdą z metod wyniki są zbieżne, i zgodne z relacjami pomiędzy poziomami bezpieczeństwa PL a poziomami nienaruszalności bezpieczeństwa SIL (tabela 9).

Tab. 9. Relacje pomiędzy poziomami PL a SIL

PL	SIL
PL a	brak specjalnych wymagań bezp.
PL b	SIL 1
PL c	SIL 1
PL d	SIL 2
PL e	SIL 3

5. Dobór urządzeń, opracowanie projektu i wykonanie systemu sterowania realizującego funkcję bezpieczeństwa

Po określeniu wymaganego poziomu bezpieczeństwa PL_r lub poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa SIL należy zaprojektować i wykonać system sterowania z wykorzystaniem zasad opisanych w normie PN-EN ISO 13849-1:2006 [6] (PL) i/lub PN-EN 62061:2008 [7] (SIL). Funkcja bezpieczeństwa jest realizowana przez kilka elementów sterowniczych, np. sterownik programowalny, urządzenie wykonawcze. Może się zdarzyć, że element (podsystem) będzie jednocześnie realizował funkcje bezpieczeństwa i standardowe funkcje sterowania.

Funkcje bezpieczeństwa, w celu przeprowadzenia analizy, są prezentowane w postaci schematów blokowych, identyfikujących elementy związane z bezpieczeństwem (uczestniczące w realizacji funkcji) oraz prezentujących architekturę systemu.

Typowy schemat funkcji bezpieczeństwa zawiera elementy (podsystemy):

- wejściowe (np. czujniki),
- przetwarzające, realizujące algorytm sterowania (np. sterowniki),

– wyjściowe (np. styczniki) oraz powiązania pomiędzy nimi (mechaniczne, elektryczne).

Norma PN-EN ISO 13849-1:2006 [6] prezentuje kilka typowych struktur elementów realizujących funkcje bezpieczeństwa (architektur), właściwych dla zdefiniowanych w niej pięciu kategorii systemów sterowania (B, 1, 2, 3, 4), natomiast norma PN-EN 62061:2008 [7], w zależności od odporności systemu na defekty oraz obecności lub braku funkcji diagnostycznych, wyróżnia cztery typy podsystemów (A, B, C, D), którym przypisana jest określona architektura.

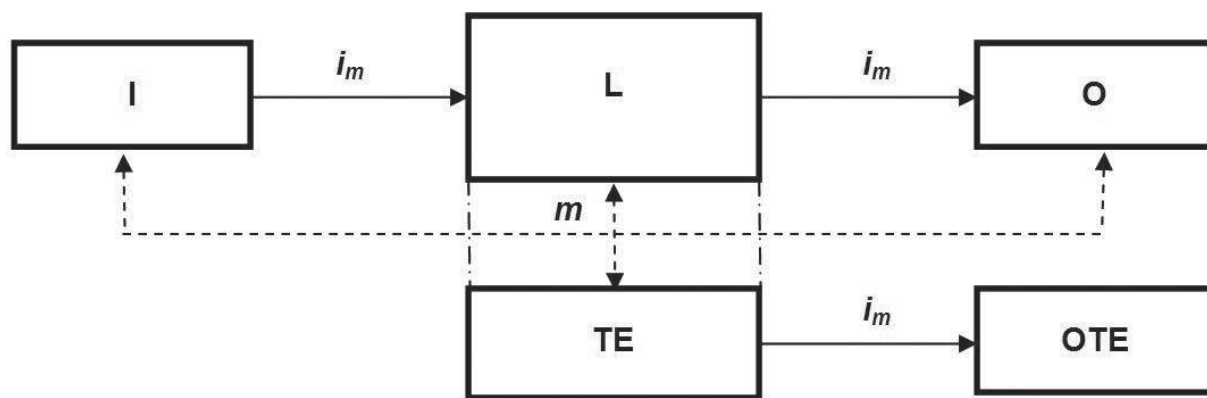
Dla funkcji bezpieczeństwa, polegającej na zatrzymaniu przenośnika zgrzeblowego i kruszarki po przestawieniu „bramki” zabudowanej przed kruszarką, odpowiednią architekturą systemu sterowania wg PN-EN ISO 13849-1:2006 [6] jest architektura właściwa dla kategorii 2 (struktura jednokanałowa z monitoringiem wszystkich elementów systemu – rys. 2) lub kategorii 3 (struktura dwukanałowa z monitoringiem pomiędzy urządzeniami logicznymi – rys. 3), natomiast wg PN-EN 62061:2008 [7] architektura podsystemu typu D (tolerancja pojedynczych defektów z funkcją diagnostyczną).

Architekturę oraz elementy (urządzenia) systemu dobiera się w taki sposób, aby osiągnięty środkami technicznymi poziom bezpieczeństwa/nienaruszalności bezpieczeństwa każdej funkcji bezpieczeństwa odpowiadał poziomowi wymaganemu.

Po zaprojektowaniu struktury i dobraniu elementów realizujących funkcje bezpieczeństwa należy ocenić, czy wymagany poziom bezpieczeństwa (PL_r) lub nienaruszalności bezpieczeństwa (SIL) został osiągnięty.

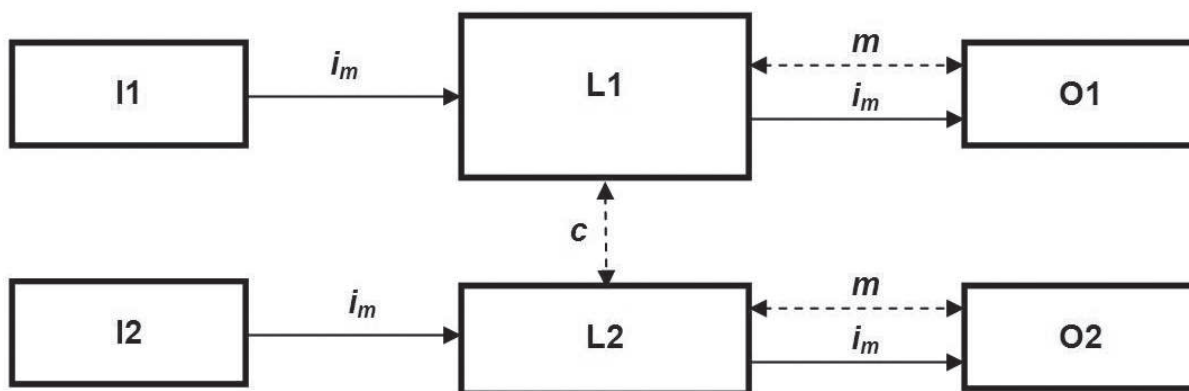
Poziom bezpieczeństwa PL wyznacza się biorąc pod uwagę:

- kategorię,
- spodziewany, średni czas do uszkodzenia niebezpiecznego $MTTF_d$, wyznaczony na podstawie $MTTF_d$ każdego elementu, a następnie każdego kanału,
- pokrycie diagnostyczne DC (wysokie, średnie, niskie, brak pokrycia), którego wartość wyraża się stosunkiem liczby uszkodzeń niebezpiecznych wykrytych do



- I – urządzenie wejściowe (np. „bramka”)
- L – urządzenie realizujące algorytm sterowania (np. sterownik programowalny)
- O – urządzenie wyjściowe (np. stycznik główny)
- TE – wyposażenie testujące
- OTE – wyjście z urządzenia testującego
- m – monitoring
- i_m – powiązanie pomiędzy elementami

Rys. 2. Architektura systemu sterowania kategorii 2



- I1, I2 – urządzenie wejściowe (np. „bramka”)
 L1, L2 – urządzenie realizujące algorytm sterowania (np. sterownik programowalny)
 O1, O2 – urządzenie wyjściowe (np. stycznik główny)
 m – monitoring
 c – monitoring wzajemny
 i_m – powiązanie pomiędzy elementami

Rys. 3. Architektura systemu sterowania kategorii 3

liczby wszystkich uszkodzeń niebezpiecznych i zależy od zastosowanych środków do wykrywania uszkodzeń (monitorujących, testujących elementy systemu), – uszkodzenia spowodowane wspólną przyczyną CCF. Poziom bezpieczeństwa, realizowany przez elementy SRP/CS z przypisanymi PL, wyznacza się następująco:

$$PL = \text{minimum} (PL_{SRP/CS1}, PL_{SRP/CS2}, \dots PL_{SRP/CSn})$$

$$PFH_D = PFH_{DSRP/CS1} + PFH_{DSRP/CS2} + \dots + PFH_{DSRP/CSn}$$

gdzie:

- $PL_{SRP/CSn}$ – poziom bezpieczeństwa n -tego elementu SRP/CS,
- $PFH_{DSRP/CSn}$ – prawdopodobieństwo niebezpiecznego uszkodzenia na godzinę n -tego elementu SRP/CS.

Liczba elementów biorących udział w realizacji funkcji bezpieczeństwa ma bezpośredni wpływ na wypadkowe prawdopodobieństwo PFH_D systemu sterowania, a tym samym poziom PL. Na przykład zastosowanie w systemie sterowania trzech elementów SRP/CS z poziomem PL c obniża poziom bezpieczeństwa systemu do poziomu PL b.

Poziom nienaruszalności bezpieczeństwa SIL wyznacza się biorąc pod uwagę:

- kategorie podsystemów,
- prawdopodobieństwo niebezpiecznego uszkodzenia na godzinę każdego podsystemu, wyznaczone na podstawie strumienia niebezpiecznych uszkodzeń λ_D i pokrycia diagnostycznego DC elementów tworzących podsystem, współczynnika β , którego wartość wyraża udział uszkodzeń niebezpiecznych wykrywalnych, o wspólnej przyczynie, we wszystkich uszkodzeniach niebezpiecznych podsystemu,
- średnie prawdopodobieństwo niebezpiecznego uszkodzenia PFH_D , które jest sumą prawdopodobieństw niebezpiecznego uszkodzenia na godzinę wszystkich podsystemów.

Poziom nienaruszalności bezpieczeństwa realizowany przez podsystemy z przypisanym SIL CL wyznacza się następująco:

$$SIL = \text{minimum} (SIL_{CL_{D1}}, SIL_{CL_{D2}}, \dots SIL_{CL_{Dn}})$$

$$PFH_{DSRECS} = PFH_{D1} + PFH_{D2} + \dots + PFH_{Dn} + P_{TE}$$

gdzie:

- $SIL_{CL_{Dn}}$ – poziom nienaruszalności bezpieczeństwa n -tego podsystemu,
- PFH_{Dn} – prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę n -tego podsystemu,
- P_{TE} – prawdopodobieństwo niebezpiecznych błędów transmisji w przypadku procesów komunikacji cyfrowej.

W sytuacji, kiedy osiągnięty środkami technicznymi poziom bezpieczeństwa/nienaruszalności bezpieczeństwa odpowiada poziomowi wymaganemu, proces projektowania można zakończyć. W przeciwnym przypadku należy zmienić elementy lub strukturę systemu sterowania i powtórzyć analizę.

6. Podsumowanie

Jednym z elementów analizy i oceny ryzyka maszyn, której przeprowadzenie jest obowiązkowe, jest konieczność uwzględnienia zagrożenia spowodowanego brakiem realizacji, przez system sterowania, funkcji istotnych z punktu widzenia bezpieczeństwa. Z tego powodu, w procesie projektowania systemu sterowania maszyn, należy uwzględnić wymagania normy PN-EN 13849-1:2008 [6] i/lub PN-EN 62061:2008 [7]. Należy jednak pamiętać, że normy te dotyczą funkcji bezpieczeństwa realizowanych przez systemy sterowania. Nie zawierają wymagań dotyczących innych środków, które można zastosować, aby wyeliminować dane zagrożenie. W związku z tym, w pierwszej kolejności dla danej maszyny należy zidentyfikować funkcje bezpieczeństwa realizowane przez system sterowania i tylko dla tych funkcji należy stosować metodykę wyznaczania i potwierdzania wymaganego poziomu bezpieczeństwa/nienaruszalności bezpieczeństwa.

Ważnym etapem projektowania jest wyznaczenie wymaganego poziomu PL_r lub SIL, ze względu na to, że nieprawidłowe oszacowanie parametrów oceny ryzyka związanego z odpowiednio zidentyfikowanym zagrożeniem ma poważne skutki dla dalszych działań. „Łagodne” podejście może spowodować, że zastosowane środki techniczne redukują ryzyko, ale do poziomu, który nie odpowiada aktualnemu poziomowi techniki. Natomiast

zbyt „rygorystyczne” podejście może doprowadzić do barku technicznych możliwości realizacji systemu sterowania, np. ze względu na dysponowanie jednym stycznikiem wykonawczym w obwodzie zasilania silnika napędowego maszyny. W związku z tym zaleca się, aby w procesie szacowania wymaganego poziomu PL_r lub SIL uczestniczyła interdyscyplinarna grupa fachowców.

Poważnym utrudnieniem w wyznaczeniu osiągniętego poziomu PL lub SIL jest brak danych o parametrach charakteryzujących elementy systemu z punktu widzenia ich niezawodności i odporności na uszkodzenia (np. MTTF_D, SIL CL podsystemu), co skutkuje większym błędem w szacowaniu ich wartości.

Należy również zaznaczyć, że stosowane w górnictwie rozwiązania systemów sterowania, uwzględniające wymagania norm górniczych, były wystarczające dla po-

prawnej realizacji funkcji sterowniczych i bezpieczeństwa (maszyny górnicze nie mogą załączyć się samoczynnie w wyniku uszkodzenia obwodu, przy wzroście rezystancji zewnętrznej pętli obwodu sterowniczego do wartości 600 Ω, przy obniżeniu rezystancji izolacji między żyłami sterowniczymi lub między dowolną żyłą sterowniczą a ziemią do wartości 2000 Ω, w wyniku wstrząsów i drgań mechanicznych, oddziaływania prądów błędzących, zaniku napięcia, a następnie jego powrotu, wzrostu napięcia zasilania do 1,5-krotnej wartości napięcia znamionowego, odblokowania elementu powodującego zatrzymanie awaryjne), przy czym spełnienie powyższych wymagań nie zwalnia producentów z obowiązku przeprowadzania dodatkowych analiz dotyczących identyfikacji i określenia poziomu bezpieczeństwa systemów sterowania realizujących funkcje bezpieczeństwa.

Artykuł recenzował
dr inż. Adam ZYGMUNT

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 21 października 2008 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn (Dz. U. Nr 199, poz. 1228).
2. PN-EN ISO 14121-1:2008 Bezpieczeństwo maszyn. Ocena ryzyka. Część 1: Zasady
3. PN-EN ISO 12100-1:2005 Bezpieczeństwo maszyn. Pojęcia podstawowe, ogólne zasady projektowania. Część 1: Podstawowa terminologia, metodyka.
4. PN-EN ISO 12100-2:2005 Bezpieczeństwo maszyn. Pojęcia podstawowe, ogólne zasady projektowania. Część 2: Zasady techniczne.
5. PN-EN 60204-1:2006 Bezpieczeństwo maszyn. Wyposażenie elektryczne maszyn. Część 1: Wymagania ogólne.
6. PN-EN 13849-1:2008 Bezpieczeństwo maszyn. Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem. Część 1: Ogólne zasady projektowania.
7. PN-EN 62061:2008 Bezpieczeństwo maszyn – Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem.

Modelowanie klasyfikacji gleb z zastosowaniem zespołu klasyfikatorów w aspekcie prognozowania skutków przekształceń górniczych

1. Wstęp

Eksploracja górnicza powoduje deformacje powierzchni terenu oraz zaburzenia reżimu hydrologicznego. Ich następstwem są zmiany kierunków rozwojowych gleb oraz modyfikacja ich właściwości użytkowych. Jako stosunkowo poważne przekształcenia środowiska powinny być one prognozowane w celu wyceny kosztów lub zapobieżenia nadmiernym stratom. Konieczne zatem jest dysponowanie odpowiednim narzędziem dającym wiarygodne przybliżenie skutków tych przekształceń. Sieci neuronowe, jeden z wariantów algorytmów ewolucyjnych, jako uniwersalne aproksymatory, mogą modelować dowolną funkcję ciągłą [2, 3], reprezentującą najbardziej nawet złożone zależności między czynnikami opisującymi obiekt a jego klasą.

Schemat procedury prowadzącej do oceny skutków przekształceń na terenach górniczych przedstawia rysunek 1. Kluczowym problemem jest opracowanie wiarygodnego modelu odzwierciedlającego uwarunkowania rozkładu jednostek klasyfikacji gleb w istniejących warunkach morfologicznych. Modele te powinny być ocenione pod względem częstości błędów klasyfikacji, zaś proces wyboru końcowego modelu podlega optymalizacji i ocenie pod względem błędu identyfikacji regularności w rozkładzie klas. Nowe wartości danych, dotyczące morfologii terenu, wprowadzone do modelu powinny wskazać przewidywany rozkład przestrzenny jednostek w nowych warunkach. Jego porównanie ze stanem początkowym (wymaga to odrębnego al-

TREŚĆ:

W pracy zaprezentowano wykorzystanie komitetu sieci neuronowych do modelowania przestrzennego zróżnicowania kompleksów rolniczych gleb. Metodyka ta może być podstawą predykcji skutków przekształceń gleb będących następstwem deformacji powierzchni terenu na terenach górniczych. Metody adaptacyjne pozwalają na utworzenie modelu powiązań czynników morfologiczno-hydrologicznych z jednostkami klasyfikacyjnymi gleb, bez konieczności określania jego postaci analitycznej. Obszar testowy stanowił rejon Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego.

SŁOWA KLUCZOWE:

przekształcenia pogórnice, przekształcenia gleb, zespół klasyfikatorów

gorytmu) daje możliwość wyceny szkód spowodowanych przekształceniami.

Algorytmy ewolucyjne znajdują zastosowanie w prognozowaniu skutków przekształceń środowiska. W zadaniach polegających na klasyfikacji i regresji umożliwiają one pominięcie trudnego i częstokroć pozbawionego odpowiednich podstaw teoretycznych etapu budowy deterministycznego modelu wnioskowania [12]. Koniecznym warunkiem ich efektywnego stosowania jest dysponowanie odpowiednio obszernym zbiorem danych wzorcowych, reprezentatywnych dla problemu. Upowszechnienie technologii GIS sprzyja wykorzystaniu algorytmów ewolucyjnych, udostępniając bardzo duże zbiory informacji o przestrzennym zróżnicowaniu stanów komponentów środowiska i kształtujących je uwarunkowań. W szczególności algorytmy ewolucyjne wykorzystano w zadaniach prognozowania skutków przekształceń gleb na terenach górniczych [6, 7]. Głównym problemem w predykcji skutków przekształceń gleb jest brak dobrych determi-

nistycznych algorytmów ich prognozowania. Wynika on z wzajemnego powiązania czynników glebotwórczych, nieliniowego ich oddziaływania na morfologię gleb oraz trudności w ilościowym opisie ich właściwości. Z tego powodu, w wielu wypadkach atrakcyjną możliwością staje się wykorzystanie zasady podobieństwa, które może być określone metodami eksploracji danych z użyciem algorytmów ewolucyjnych.

Teoretyczną podstawą stosowania algorytmów ewolucyjnych w badaniu uwarunkowań klasyfikacji gleb i następstw ich przekształceń mogą być modele powiązań między czynnikami glebotwórczymi a właściwościami gleb. Model SoLIM (Soil Land Inference Model) zakłada zależność $S \leq f(E)$ wiążącą stan gleb z czynnikami środowiskowymi: litologią, morfologią terenu, klimatem itd. [16]. Prawostronna funkcja nie ma jawnie zdefiniowanej postaci, lecz może ona być aproksymowana na podstawie danych, na przykład za pomocą algorytmów ewolucyjnych. Zbliżoną postać ma model SCORPAN [11]. Za prototyp tych idei należy uznać jednak propozycje Jenny [9].

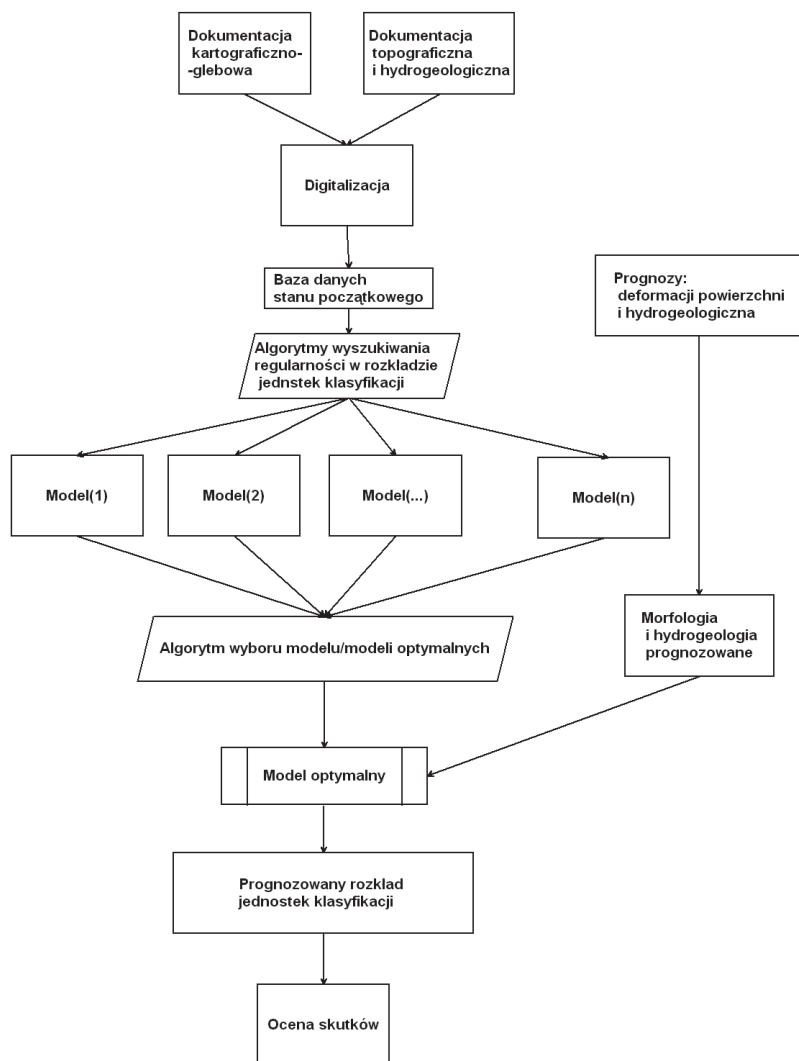
W niektórych przypadkach klasyfikacja z użyciem pojedynczych klasyfikatorów nie daje zadowalających rezultatów. Pomimo zwiększania struktur przetwarzających dane wejściowe, wyniki nie ulegają znaczącej poprawie. Wynika to prawdopodobnie z nieusuwalnych

niedoskonałości niektórych architektur klasyfikatorów, a po części także z „rozmycia” kryteriów klasyfikacji [4, 6]. Rozwiązaniem prowadzącym niekiedy do zwiększenia skuteczności klasyfikacji jest wprowadzenie w miejsce pojedynczych klasyfikatorów ich zespołu, składającego się z algorytmów różniących się parametrami przetwarzania, wielkością, funkcjami transferu, zbiorem zmiennych wejściowych. Zespół taki określany jest mianem komitetu słabych klasyfikatorów (KSK). Teoretyczna przyczyna poprawy skuteczności identyfikacji (oraz regresji) wynika z wybrania, w niektórych częściach wielowymiarowej przestrzeni cech, modeli lokalnie najbardziej skutecznych. Samoistnym problemem jest przetwarzanie wskazań indywidualnych klasyfikatorów w celu wygenerowania optymalnego wskazania ich zespołu. Zwykle za miarodajny uznaje się wynik głosowania wielu klasyfikatorów [8, 10]; jedną z możliwości jest wykorzystanie, przedstawione przez Wolperta, algorytmu „stacked generalization” [15], obejmującego dwa etapy klasyfikacji, nazywane poziomami. Poziom zerowy (*level-0*) generuje wektor wskazań klasyfikacji przez pewną liczbę klasyfikatorów dokonujących niezależnych interpretacji wektora danych. Kolejny poziom, pierwszy (*level-1*), jest pojedynczym klasyfikatorem wykorzystującym jako zmienne wejściowe wskazania klasyfikatorów poziomu zerowego [15].

2. Dane kartograficzno-glebowe

Najważniejszym, często jedynym, źródłem informacji o stanie gleb w procesie jest istniejąca dokumentacja kartograficzno-glebowa i siedliskowa. Ona też jest wykorzystywana w procedurze oceny oddziaływania na środowisko, co wymaga jednak zastosowania odpowiednich kluczy interpretacyjnych, mających na celu uzyskanie informacji o stopniu potencjalnego zagrożenia.

Dla terenów użytkowanych rolniczo w Polsce dostępne są dwa rodzaje dokumentacji kartograficzno-glebowej. Mapa klasyfikacji gleboznawczej, podstawowe źródło informacji o przestrzennym zróżnicowaniu gleb rolniczych w Polsce, powstała w latach 1956–1970, na podstawie rozległych prac terenowych. Głównym składnikiem treści map klasyfikacyjnych w skali 1:5000 są: klasyfikacja typologiczna i klasyfikacja bonitacyjna (jakościowa). Szereg bonitacyjny obejmuje 9 jednostek (klas bonitacyjnych) gruntów ornych lub 6 jednostek (trwałe użytki zielone, lasy prywatne). Kryteriami jakościowej klasyfikacji gleb są: uziarnienie i jego rozkład w profilu glebowym, rodzaj i miąższość poziomu akumulacji próchnicy, położenie, poprawność stosunków powietrzno-wodnych, obecność symptomów procesów redukcyjnych. Symbolika mapy pozwala na zidentyfikowanie wzorca (morfologii profilu i istotnych symptomów jego stanu) konkretnej gleby w tak zwanej tabeli klas gruntów [13].



Rys. 1. Schemat procedury oceny skutków przekształceń gleb spowodowanych deformacjami powierzchni na terenach górniczych

Mapa glebowo-rolnicza jest pochodną mapy klasyfikacji gleboznawczej, o treści dostosowanej do potrzeb decyzyjnych rolnictwa. Poza treścią klasyfikacyjną (typologiczną) obejmuje zróżnicowanie przestrzenne kompleksów przydatności rolniczej gleb oraz symbolicznie ujęty rozkład uziarnienia w profilu glebowym. Kompleks przydatności rolniczej jest jednostką siedlisko-glebową, sygnalizującą określoną przydatność danej części terenu z uwagi na jakość gleby, jej uwilgotnienie, położenie i morfologię terenu, do konkretnej grupy upraw. Kompleks może być uważany za wskaźnik ogółu warunków morfologicznych i glebowych oraz trendów charakteryzujących procesy glebotwórcze. Tym samym wskazuje postulowany kierunek gospodarowania z uwagi na układ czynników naturalnych. Można go uznać za wskaźnik warunków ekologicznych. W Polsce wyróżnia się 14 kompleksów przydatności rolniczej gruntów ornych (w tym trzy występujące wyłącznie w terenach górskich) oraz trzy kompleksy przydatności rolniczej trwałych użytków zielonych [14].

2.1. Charakterystyka terenu badań

Górnośląski Okręg Przemysłowy jest zróżnicowany pod względem morfologicznym, hydrologicznym i glebowym. Cechuje go także silnie rozwinięta sieć hydrograficzna. Lokalnie gleby podlegają istotnym przekształceniom z uwagi na wieloletnie oddziaływania górnictwa. W tym obszarze, o łącznej powierzchni 2596 km kwadratowych wyodrębniono ponad 16 000 konturów glebowych, ponad 200 wariantów typologicznych kompleksów oraz 6000 wariantów rozkładu ich uziarnienia. W analizowanym terenie wyróżniono 11 kompleksów przydatności rolniczej o rozkładzie przedstawionym na rysunku 2.

Wykres wskazuje na nierównomierność rozkładu, w szczególności bardzo małą reprezentację kompleksów K-14 i Z-1. Z uwagi na skrajnie małą powierzchnię kompleksu K-14 został on wyłączony z listy kompleksów identyfikowanych.

Baza danych dotyczących zróżnicowania właściwości gleb na terenie GOP została opracowana na podstawie digitalizacji map glebowo-rolniczych w skali 1:25000 oraz map topograficznych w tej samej skali. Podstawowym obiektem identyfikacji aktualnego stanu gleb (i prognozy) jest jednostka elementarna (EU – *Elementary Unit*) o powierzchni 400 m². Ta stosunkowo duża powierzchnia EU została przyjęta z uwagi na skalę digitalizowanych materiałów źródłowych, a także duży obszar badań, który przy mniejszym polu EU prowadziłby do wielokrotnie obszerniejszej bazy danych bez istotnego wzrostu dokładności prognozy. Kwadratowe EU powstały przez podział obszaru testowego na 2950 kolumn i 2200 wierszy. Z 6 490 000 EU wyselekcjonowano bazę danych obejmującą 2 767 890 EU z kompletem danych glebowych (typ gleby, kompleks glebowy, rozkład uziarnienia w profilu glebowym).

W wyniku połączenia z informacjami natury morfologicznej i prze-

tworzenia niektórych danych utworzono bazę danych, obejmującą następujące pola:

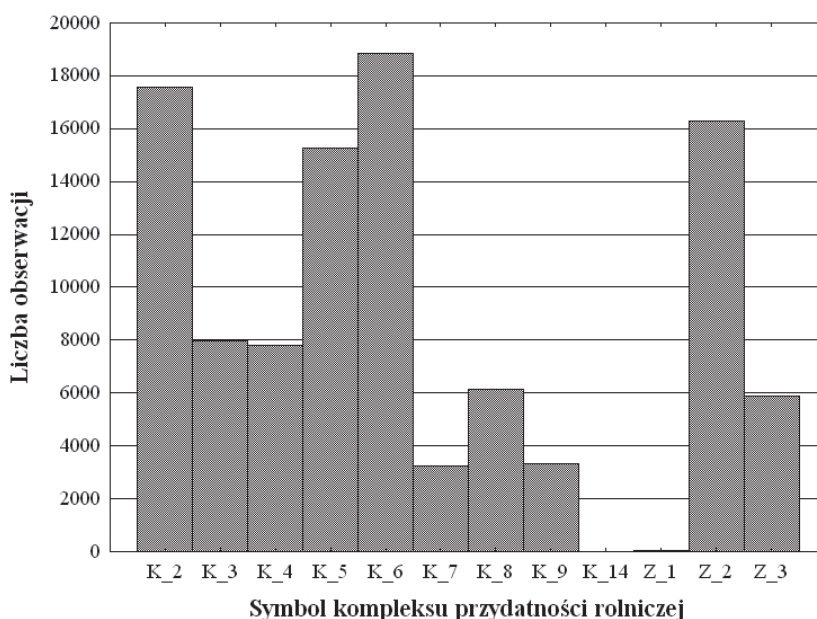
1. Numer EU – kolejny numer EU – do celów identyfikacji;
2. Współrzędna x środka EU;
3. Współrzędna y środka EU;
4. Współrzędna z środka EU;
5. Nachylenia EU w procentach (średnia arytmetyczna z czterech sąsiadujących EU);
6. Wskaźnik *konf* określający konfigurację terenu w otoczeniu jednostki;
7. Identyfikator rodzaju użytkowania EU;
8. Identyfikator typu gleby w EU;
9. Identyfikator kompleksu rolniczej przydatności gleb EU;
10. Identyfikator uziarnienia w warstwie 0-25 EU;
11. Identyfikator uziarnienia w warstwie 25-75 EU;
12. Identyfikator uziarnienia w warstwie 75-125 EU;
13. Identyfikator uziarnienia w warstwie głębszej niż 125 EU;
14. Identyfikator zlewni;
15. Indeks mik rozlewni;
16. Indeks EU w mik rozlewni;
17. Wskaźnik *Aer* EU;
18. Wskaźnik d_i – odległość, w metrach, EU od najbliższego cieku lub zbiornika wodnego.

Wskaźnik *konf* ma z założenia charakteryzować konfigurację terenu w otoczeniu EU, która może sprzyjać w mniejszym lub większym stopniu napływowi powierzchniowemu. Był on obliczany, dla jednostki leżącej w i -tym wierszu i j -tej kolumnie rastra dzielącego na poszczególne EU, według następującego wzoru:

$$konf_{ij} = \beta \sum_{r=i-5}^{r=i+5} \sum_{k=j-5}^{k=j+5} \frac{z_{ij} - z_{rk}}{(x_{ij} - x_{rk})^2 + (y_{ij} - y_{rk})^2} \quad (1)$$

gdzie: $(z_{ij} - z_{rk}) > 0$, oraz $i \neq r$ i $j \neq k$.

Współczynnik $\beta = 1/n$, gdzie n oznacza liczbę EU tworzących otoczenie (w tym przypadku $n = 120$). Można oczekiwać, że wysoka wartość *konf* będzie wskazywać na większy wpływ napływu powierzchniowego na bilans wodny jednostki, niska wskazuje brak napływu i brak zasilania dla zasilania EU w wodę.



Rys. 2. Histogram rozkładu kompleksów przydatności rolniczej gleb w obszarze testowym

Identyfikator zlewni jest zmienną nominalną, wskazującą na przynależność do jednej z 46 wyróżnionych w tym terenie zlewni.

Indeks mikrozelewni jest rangą mikrozelewni w uporządkowanym rosnąco, według rzędnej najniższego punktu mikrozelewni ciągu. Podobnie indeks EU w obrębie mikrozelewni jest rangą w uporządkowanym rosnąco według rzędnych EU należących do mikrozelewni ciągu. Wskaźnik *Aer* jest średnią odległością zwierciadła wody gruntowej od powierzchni terenu.

Przed optymalizacją klasyfikatorów zmienne dotyczące rozkładu uziarnienia w profilu glebowym (zmienne 10–13) zostały poddane transformacji: w miejsce zmiennych nominalnych (grup mechanicznych) zostały wprowadzone zmienne ilorazowe – procentowa, średnia dla grup mechanicznych, zawartość frakcji pyłowej i ilastej. Tym samym zmiennymi wejściowymi modelu były:

- rzędna środka EU,
- identyfikator użytkowania (zmienna nominalna),
- nachylenie EU,
- wskaźnik *konf*,
- ilościowe wskaźniki uziarnienia profilu glebowego (4 warstwy po 2 zmienne),
- indeks mikrozelewni,
- indeks EU w mikrozelewni,
- wskaźnik *Aer* dla EU,
- wskaźnik *d* dla EU.

Zmienną wyjściową był kompleks rolniczej przydatności gleb.

2.1.1. Podział zbioru danych

Pełny zbiór danych dotyczących zróżnicowania gleb obejmował 2 767 890 rekordów. Jest to zbiór znacznie przekraczający możliwości i potrzeby efektywnego przetwarzania. W drodze systematycznego losowania wyłoniono reprezentatywny zbiór danych liczący 100 664 rekordów. Uzyskany w ten sposób zbiór danych został podzielony losowo na trzy części (T-1, T-2 i V-1) w następujący sposób: zbiór oznaczony jako T-1, liczący 33 299 przykładów uczących został wykorzystany do wygenerowania 26 klasyfikatorów neuronowych różniących się architekturą. Zbiór ten, dla usprawnienia procedury treningu i optymalizacji, został podzielony losowo na trzy części: T-1a – złożony z 10 000 przykładów stanowił zbiór treningowy, T-1b – złożony z 10 000 przykładów był wykorzystywany dla testowania aktualnego stanu treningu, zbiór T-1c – stanowił zbiór walidacyjny. W postępowaniu wykorzystano procedurę *Intelligent Problem Solver* udostępnianą przez pakiet *Statistica Neural Networks*. Liczący 33 632 przykłady uczące zbiór T-2 został wykorzystany do dwu celów: selekcji (spośród początkowych 26) 5 klasyfikatorów o najkorzystniejszych właściwościach na podstawie statystyki *Q* [1]. Wybrane klasyfikatory zostały następnie wykorzystane do wygenerowania oszacowań klasyfikacji kompleksów dla zbioru T-2. Oszacowania te (T-2Comm) stanowiły zbiór 5-elementowych wektorów wejściowych dla treningu sieci tworzącej poziom-1. Zbiór V-1 był zbiorem walidacyjnym klasyfikatora tworzącego poziom-1. Wymagał on oczywiście transformacji polegającej na procedurze analogicznej jak prowadząca do utworzenia zbioru T-2Comm.

2.1.2. Klasyfikatory tworzące poziom-0

Procedura *Intelligent Problem Solver* (IPS) w pakiecie *Statistica Neural Networks* polega na tworzeniu

i testowaniu wielu klasyfikatorów neuronowych w celu określenia przybliżonego położenia optimum w zakresie architektury sieci oraz zbioru zmiennych wejściowych. Zgodnie z oczekiwaniami stosunkowo najlepsze właściwości pod względem możliwości identyfikacji elementów zbioru treningowego wykazują sieci probabilistyczne (tabela 1). One także wykazują jednak największy spadek wydajności w rozpoznawaniu elementów zbioru walidacyjnego. Z uwagi na metodę treningu sieci PNN, polegającą na kopiowaniu przykładów uczących do jednostek warstwy ukrytej, należało oczekiwać względnie niewielkiego błędu klasyfikacji zbioru treningowego oraz znacznie większego (porównywalnego z wynikami sieci MLP) błędu dla danych testowych i walidacyjnych. Żadnego z uzyskanych w procesie IPS klasyfikatorów nie można uznać za dostatecznie dobry dla praktycznego wykorzystania w ocenie stanu gleb podlegających przekształceniom na terenach górniczych. Na terenach górniczych można oczekiwać przekształceń na kilku procentach powierzchni. Błąd rzędu 30% przypadków lub większy przekreśla użyteczność takiego rozwiązania.

2.1.3. Selekcja klasyfikatorów

Zespół klasyfikatorów powinien charakteryzować się lepszymi zdolnościami identyfikacji niż najlepszy z jego składników. Trudność w tworzeniu efektywnie działającego zespołu polega na konieczności podjęcia kilku subiektywnych decyzji. Najważniejszą z nich jest wybór liczby elementów składowych zespołu. Obecnie nie można wskazać procedury pozwalającej na określenie optymalnej liczby składowych zespołu. Równie trudną decyzją jest wskazanie klasyfikatorów tworzących zespół. Ta decyzja jednak może być zoptymalizowana, o ile przyjmiemy liczbę składników zespołu. Aksela [1] prezentuje wyniki badań kilku algorytmów selekcji klasyfikatorów w zastosowaniu do trzech algorytmów funkcjonowania zespołu. Na podstawie jego badań można dojść do wniosku, że dobra metoda selekcji daje względnie najlepsze rezultaty niezależnie od metody wnioskowania zespołu.

Można przyjąć, że w wyniku dobrej selekcji powinno się uzyskać zespół złożony z klasyfikatorów o wysokiej zdolności identyfikacji oraz słabej wzajemnej korelacji wskazań. Powinno to zapewnić zespół, którego składowe charakteryzują się słabą redundancją przy wysokiej ogólnej sprawności. Kryteria selekcji składowych zespołu mogą odnosić się do par klasyfikatorów lub całego zespołu.

Selekcja optymalizująca wszystkie składowe jest nieporównanie bardziej złożona obliczeniowo niż selekcja na podstawie oceny różnic i korelacji par klasyfikatorów. Z badań [1] wynika, że stosunkowo dobre wyniki daje wykorzystanie selekcji bazującej na statystyce *Q* obliczanej według wzoru [1]:

$$Q_{a,b} = \frac{N^{11} N^{00} - N^{01} N^{10}}{N^{11} N^{00} + N^{01} N^{10}} \quad (2)$$

gdzie:

N^{11} jest liczbą przypadków poprawnie sklasyfikowanych przez oba klasyfikatory,

N^{00} oznacza liczbę przypadków sklasyfikowanych błędnie przez oba klasyfikatory,

N^{10} oraz N^{01} oznaczają, odpowiednio, liczbę przypadków sklasyfikowanych poprawnie przez pierwszy klasyfikator i błędnie przez drugi oraz liczbę przypadków o przeciwnych właściwościach.

Tab. 1. Właściwości klasyfikatorów kandydujących do zespołu tworzącego poziom-0

Nr	Typ	Inputs	Hidden	TPerf	VPerf	TePerf	Trening
1	MLP	1	2	0.3359	0.338	0.340702	BP50, CG82b
2	MLP	6	6	0.6934	0.6872	0.696895	BP50, CG50, CG742b
3	MLP	8	8	0.7112	0.7027	0.711407	BP50, CG50, CG838b
4	MLP	11	12	0.7212	0.7101	0.719302	BP50, CG50, CG460b
5	MLP	12	17	0.7331	0.7199	0.72825	BP50, CG251b
6	MLP	14	18	0.7374	0.7241	0.726446	BP50, CG50, CG353b
7	MLP	15	19	0.7429	0.725	0.732536	BP50, CG50, CG337b
8	MLP	16	24	0.7385	0.7235	0.73201	BP50, CG225b
9	MLP	15	19	0.7474	0.7302	0.732612	BP50, CG420b
10	MLP	16	24	0.7475	0.7291	0.734792	BP50, CG50, CG358b
11	RBF	8	55	0.4568	0.4489	0.461764	KM, KN, PI
12	RBF	8	72	0.6061	0.5977	0.609144	KM, KN, PI
13	RBF	8	10	0.5517	0.5373	0.556959	KM, KN, PI
14	RBF	8	20	0.5713	0.5601	0.570193	KM, KN, PI
15	RBF	8	31	0.6149	0.6041	0.608843	KM, KN, PI
16	RBF	8	47	0.627	0.6128	0.621851	KM, KN, PI
17	RBF	8	39	0.6128	0.6016	0.608016	KM, KN, PI
18	RBF	8	36	0.6098	0.5973	0.606136	KM, KN, PI
19	PNN	16	10000	0.5336	0.5194	0.532521	
20	PNN	16	10000	0.5986	0.5737	0.589217	
21	PNN	16	10000	0.9925	0.7293	0.730431	
22	PNN	16	10000	0.75	0.6611	0.663659	
23	PNN	16	10000	0.9828	0.7318	0.732386	
24	PNN	16	10000	0.9732	0.7327	0.734642	
25	PNN	16	10000	0.8806	0.7092	0.712309	
26	PNN	16	10000	0.9375	0.7257	0.728701	

Objaśnienia skrótów: MLP – MultiLayer Perceptron, RBF – Radial Basis Function, PNN – Probabilistic Neural Network, TPerf – poprawność identyfikacji zbioru treningowego (T-1a), VPerf – poprawność identyfikacji zbioru walidacyjnego (T-1c), TePerf – poprawność identyfikacji zbioru testowego (T-1b), BPx – x kroków treningu algorytmem wstecznej propagacji błędu, CGx – x kroków algorytmu zmniejszenia sprzężonego gradientu, b – wybór najlepszego klasyfikatora o określonej architekturze, KM – zastosowanie algorytmu K-średnich do ustalenia centrów funkcji RBF, KN – zastosowanie algorytmu K-najbliższych sąsiadów do ustalenia rozproszenia funkcji RBF, PI – zastosowanie algorytmu minimalizacji najmniejszych kwadratów do optymalizacji wag warstwy wyjściowej w sieciach RBF.

Statystyka Q przyjmuje wartość 1.0, gdy oba klasyfikatory dają błędne wskazania tych samych przypadków. Wartość ujemną osiąga, gdy klasyfikatory dają błędne wskazania dla różnych przypadków. Zgodnie z tym właściwościami najlepszym zespołem będzie zbiór klasyfikatorów o najmniejszej wartości statystyki Q .

2.1.4. Klasyfikatory tworzące poziom-1

Zbiorem treningowym dla optymalizacji klasyfikatora tworzącego poziom pierwszy są wygenerowane przez klasyfikatory poziomu zerowego wektory wartości nominalnych. Dla celów stworzenia kompletnego modelu konieczne jest ich powiązanie z etykietami odpowiadającymi zbiorowi treningowemu. Jako klasyfikatory tworzące poziom-1 wybrano architektury FSM i IncNet. Oba algorytmy udostępnione są w programie GhostMiner (FQS Poland), opracowanym we współpracy z Katedrą Informatyki Stosowanej UMK w Toruniu.

Klasyfikator InNet – *Incremental Network* [4, 5, 8] należy do typu ontogenicznych sieci neuronowych, dostosowujących architekturę do stopnia złożoności zadania klasyfikacyjnego. Algorytm IncNet polega na generowaniu zespołu sieci należących do klasy RBF, w liczbie równej liczbie identyfikowanych klas. Po-

szczególne sieci tworzące IncNet różnią się wielkością i parametrami, optymalizując odróżnianie wyodrębnionej klasy obiektów od pozostałych klas. Uczenie sieci, w implementacji programu GhostMiner, polega na wykorzystaniu rozszerzonego filtra Kalmana. Oryginalnym rozwiązaniem jest zastosowanie bicentralnej funkcji transferu w jednostkach RBF. W trakcie treningu sieci dostosowują swoją architekturę, dodając lub ujmując jednostki RBF, odpowiednio do ich użyteczności w procesie identyfikacji.

Klasyfikator FSM – *Feature Space Mapping* [8] jest oryginalnym rozwiązaniem sieci ontogenicznej, o strukturze odpowiadającej systemowi neuro-rozmytemu. Jej funkcjonowanie polega na podziale wielowymiarowej przestrzeni cech na poszczególne klasy obiektów. Obrót układu współrzędnych niweluje niekorzystne skutki korelacji zmiennych, zaś inicjalizacja sieci wykorzystuje jedną z technik klasteryzacji. W procesie treningu występują etapy zwiększania i zmniejszania liczby jednostek przetwarzających, odpowiednio do stopnia poprawy zgodności modelu rozkładu gęstości prawdopodobieństwa z obserwowanym rozkładem cech. Trening sieci trwa do momentu uzyskania celu optymalizacji, wyrażonego postulowaną skutecznością identyfikacji.

3. Wyniki

Zbiór treningowy dla klasyfikatorów poziomu pierwszego stanowił transformowany T-2. Nie był on wykorzystywany w procedurach optymalizacyjnych klasyfikatorów kandydujących do poziomu zerowego. Transformację musiała poprzedzić selekcja pięciu klasyfikatorów poziomu zerowego. Przy ich wybieraniu zastosowano następującą procedurę:

1. Obliczono skuteczność identyfikacji elementów zbioru T-2 przez 26 klasyfikatorów kandydujących do zespołu.
2. Obliczono statystyki Q wszystkich par klasyfikatorów.
3. Usunięto ze zbioru kandydatów dwa klasyfikatory znacznie odbiegające pod względem skuteczności identyfikacji od pozostałych (klasyfikatory nr 1 i 11); charakteryzują się one równocześnie najniższymi wartościami statystyki Q .
4. Za pierwszy element zespołu przyjęto klasyfikator o największej skuteczności identyfikacji (klasyfikator PNN nr 26).
5. Kolejnym klasyfikatorem zespołu wybrano jeden z pozostałych, o najmniejszej średniej statystyce Q w stosunku do obecnych już w puli.
6. Krok 5. był kontynuowany do wypełnienia puli klasyfikatorów zespołu.

Zgodnie z opisaną procedurą do zespołu poziomu zerowego włączono klasyfikatory nr 2, 7, 13, 21 i 26, a więc w jego skład wchodziły dwa klasyfikatory typu MLP, dwa typu PNN i jeden RBF.

Zbiorem walidacyjnym, po odpowiednim przetworzeniu danych, był V-1, nie użyty w żadnej fazie optymalizacji komitetu. Można przyjąć, zatem, że wynikające z analizy oceny są poprawną informacją, dotyczącą jakości modelu generalizacji zjawiska kształtowania się uwarunkowań położenia kompleksów w rejonie GOP.

Tabela 2 prezentuje poprawność identyfikacji elementów zbioru V-1 w przypadku, gdy algorytm IncNet tworzył pierwszy poziom zespołu klasyfikatorów. Statystycznie rzecz ujmując, w pierwszym przybliżeniu można przyjąć, że jakość rozpoznania jest zadowalająca.

Spośród 33 733 elementów zbioru V-1, poprawnie sklasyfikowano 33 211 przypadków (522 błędy), to znaczy 98,45% całości danych walidacyjnych. Jednocześnie trudno nie zauważyć słabszych stron zastosowanej konfiguracji. Przy, na ogół zadowalających, wynikach separowania poszczególnych kompleksów, negatywnym symptomem jest zupełny brak możliwości wydzielenia kompleksu Z1. Przyczyna tego mankamentu jest dość oczywista: bardzo niski udział tego kompleksu w całości zbioru (w zbiorze walidacyjnym jest to 20 przypadków, to znaczy niespełna 0,06% całego zbioru). Statystycznie jest to udział nieznaczący, jednakże zważywszy na morfologiczne i hydrologiczne cechy tego kompleksu, brak możliwości jego trafnego przewidywania byłby bardzo uciążliwy.

Niewiele od wyników zastosowania algorytmu IncNet jako klasyfikatora poziomu pierwszego odbiegają wyniki wykorzystania FSM złożonej z 25 jednostek przetwarzających w warstwie ukrytej. Rozmiar warstwy ukrytej w przypadku tego rodzaju algorytmu uzależniony jest od kryterium stopu, którym jest deklarowany poziom skuteczności identyfikacji (99%). Podobnie jak w przypadku sieci IncNet poziom skuteczności identyfikacji jest statystycznie bardzo wysoki (99,36%), co oznacza, że w zbiorze walidacyjnym poprawnie rozpoznawane jest

33 518 elementów (błędnie sklasyfikowane są 215 przypadki). Spadek liczby błędów w stosunku do sieci IncNet należy uznać za istotny, jednakże w dalszym ciągu nie jest rozpoznawany poprawnie kompleks Z1.

Warto zwrócić uwagę, że poza problemami z wykrywaniem kompleksu Z1 wszystkie inne skuteczności identyfikacji zostały znacznie wzmocnione. Pomimo tego wymagane jest dalsze wzmocnienie identyfikacji, aczkolwiek może to się wiązać ze znaczącą rozbudową architektury klasyfikatora pierwszego poziomu zespołu. Pod względem metodycznym konieczne jest postawienie ostrzejszych warunków kryterium stopu, które zostało ustalone na 99,9% zdolności identyfikacji zbioru treningowego. W tabeli 4 przedstawiono obraz skuteczności identyfikacji przy zastosowaniu klasyfikatora FSM z 31 jednostkami przetwarzającymi.

Spośród 33 733 elementów zbioru walidacyjnego V-1, zespół dokonuje trafnej klasyfikacji 33 727 przypadków (6 błędnych wskazań), to znaczy 99,99% zbioru. Kosztem ponoszonym w związku z tą poprawą jest 6 dodatkowych elementów przetwarzających w warstwie ukrytej. Warto zwrócić uwagę, że w nowej konfiguracji problemem jest rozróżnienie kompleksów Z2 i Z1. Tym razem jednak błąd polega na włączeniu elementów klasy Z2 do klasy Z1.

4. Podsumowanie

Problem prognozowania skutków przekształceń gleb pod wpływem eksploatacji górniczej ma historię liczącą ponad 70 lat. Rozwój eksploatacji górniczej spowodował ujawnienie się obszarów gleb osuszonych, zawodnionych oraz erodowanych. Bezpośrednimi przyczynami tych niekorzystnych zjawisk są zmiany morfologii terenu. Morfologia terenu jest jednym z czynników kształtujących gleby. Jej zmiany są zatem przyczyną zaburzeń ich kierunków rozwojowych. Jako jeden z wielu czynników glebotwórczych jego zmiany muszą być rozpatrywane na tle innych elementów oddziałujących na właściwości gleb. Wielość cech kształtujących i charakteryzujących gleby (obok morfologii terenu jest to hydrologia, litologia, rozkład uziarnienia itp.) jest utrudnieniem w sformułowaniu obiektywnego modelu zachowań gleb pod wpływem przekształceń. Dopiero niedawno [6] podjęte zostały próby odejścia od deterministycznych algorytmów prognozowania na rzecz algorytmów bazujących na obserwacjach i analizie baz danych przestrzennych. Ze względu na zupełny brak użytecznych modeli wiążących jednostki klasyfikacyjne i bonitacyjne gleb i siedlisk z morfologią terenu, wybór elastycznych algorytmów ewolucyjnych jako metod wykrywania i interpretowania tych zależności wydaje się dość oczywisty. Przy zachowaniu koniecznych warunków kontroli wiarygodności przez walidację i nakładanie ograniczeń w stosowalności modeli celem jest uzyskiwanie wyników możliwie zgodnych z rzeczywistością. Szczególnie duże obszary, charakteryzujące się znaczną zmiennością litologiczną, morfologiczną i hydrologiczną, stawiają wysokie wymagania pod względem elastyczności modeli. Obszary mniejsze [6] mogą być pod względem klasyfikacji gleb modelowane dostatecznie dokładnie przez pojedyncze klasyfikatory.

W obecnej fazie znajomości projektowania i oceny algorytmów inteligencji obliczeniowej dostrzega się wiele zalet stosowania komitetów klasyfikatorów (podobnie jak komitetów modeli regresji). Komitety czynią klasyfikację bardziej elastyczną, z uwagi na zróżnicowane położenie

Tab. 2. Skuteczność identyfikacji kompleksów rolniczej przydatności gleb zbioru walidacyjnego V-1 przy użyciu zespołu klasyfikatorów z IncNet jako klasyfikatora poziomu-1. W nagłówkach kolumn kompleksy obserwowane, w nagłówkach wierszy wskazane przez komitet.

	K2	K3	K4	K5	K6	K7	K8	K9	Z1	Z2	Z3
K2	1.000	0.002									
K3		0.872									
K4		0.127	1.000								
K5				1.000							
K6					1.000						
K7						0.984	0.024				
K8						0.016	0.933	0.015			
K9							0.043	0.985			
Z1											
Z2									1.000	1.000	
Z3											1.000

Tab. 3. Skuteczność identyfikacji kompleksów zbioru walidacyjnego V-1 przy użyciu zespołu klasyfikatorów z FSM(25) jako klasyfikatora tworzącego poziom-1. W nagłówkach kolumn kompleksy obserwowane, w nagłówkach wierszy kompleksy wskazane przez komitet.

	K2	K3	K4	K5	K6	K7	K8	K9	Z1	Z2	Z3
K2	1.000										
K3		1.000									
K4			1.000								
K5				0.999							
K6					0.999						
K7				0.001	0.001	1.000		0.022			
K8							1.000				
K9								0.939			
Z1											
Z2								0.039	1.000	1.000	0.058
Z3											0.942

Tab. 4. Skuteczność identyfikacji kompleksów zbioru walidacyjnego V-1 przy użyciu zespołu klasyfikatorów z FSM(31) jako klasyfikatora tworzącego poziom-1. W nagłówkach kolumn kompleksy obserwowane, w nagłówkach wierszy kompleksy wskazane przez komitet.

	K2	K3	K4	K5	K6	K7	K8	K9	Z1	Z2	Z3
K2	1.000										
K3		1.000									
K4			1.000								
K5				1.000							
K6					1.000						
K7						1.000					
K8							1.000				
K9								1.000			
Z1									1.000	0.001	
Z2										0.999	
Z3											1.000

obszarów błędnych identyfikacji różnych algorytmów. Operowanie odmiennymi architekturami daje, przy najmniej potencjalnie, możliwość lepszej generalizacji. Warto także podkreślić, że obecnie obserwuje się silną tendencję do pewnej automatyzacji procesu budowy modeli adaptacyjnych. W miejsce rozwiązań, w których użytkownik samodzielnie podejmuje decyzje o architekturze klasyfikatora (typ algorytmu, parametry startowe, rozmiar struktury, reguła stopu), z pewną szkodą dla elastyczności decyzji wprowadzane są algorytmy automatycznego poszukiwania dobrych modeli (rozwiązanie takie występuje w pakietach Statistica firmy StatSoft oraz SPSS). Z oczywistych względów, w celu rozwiązania zadania w akceptowalnym czasie, proces treningu jest maksymalnie skracany (np. przez wprowadzenie wsadowego algorytmu uczenia), łączony z alternatywnymi procesami optymalizacji w celu wygenerowania odpowiednio licznego zbioru klasyfikatorów. Często jest tak, że uzyskana w ten sposób reprezentacja dosłownie odpowiada pojęciu „zespół słabych klasyfikatorów”. Częstokroć odmienne od standardowego podejście do wielkości architektury sieci, bardziej uporczywy proces optymalizacji kontrolowany przez użytkownika, manipulowanie programi akceptacji klasyfikacji może znacznie poprawić jakość rozpoznania przez pojedynczy klasyfikator, jednakże alternatywa w postaci zespołu o gorszych właściwościach może znacząco poprawić wyniki przetwarzania. Uwidacznia to prezentowany przykład klasyfikacji kompleksów

przydatności rolniczej gleb. W żadnym indywidualnym przypadku pojedynczego algorytmu nie uzyskano wyniku sięgającego 75% poprawnych identyfikacji. Algorytm nie dający poprawnej prognozy na czwartej części powierzchni nie może być przydatny, jeżeli doświadczenie wskazuje, że przekształcenia obejmują kilka jej procent. Duże znaczenie ma fakt uodpornienia algorytmu zespołu klasyfikatorów na przypadki znaczących dysproporcji w liczbowej reprezentacji poszczególnych kompleksów. Widoczne to jest na przykładzie rozdzielania kompleksów Z1 i Z2, w którym jedna z klas reprezentowana była przez zaledwie kilkanaście przypadków (znacznie poniżej 1% procenta w zbiorze złożonym z przykładów należących do 11 klas).

Oczywistym kierunkiem dalszego rozwoju metod dokumentacji gleb jest metodyka GIS/LIS. Oprócz informacji o aktualnym stanie gleb umożliwia ona także badanie uwarunkowań ich kształtowania, jak też predykcję zmian pod wpływem procesów antropogenicznych. Można przyjąć za pewnik, że metody inteligencji obliczeniowej znajdują istotne miejsce w grupie narzędzi umożliwiającej budowę odpowiednich modeli prognostycznych. Warto zwrócić uwagę, że kolejnym krokiem w doskonaleniu instrumentów służących do prognozowania przekształceń gleb jest włączenie do nich komitetów klasyfikatorów, które z uwagi na swoje właściwości uogólniające spowodują znaczący postęp w uzyskiwaniu wiarygodnych ocen i prognoz następstw działań człowieka w środowisku.

Artykuł recenzował
prof. dr hab. inż. Wojciech KRZAKLEWSKI

Literatura

1. Aksela M.: Comparison of Classifier Selection Methods for Improving Committee Performance, in *Proceedings of MCS2003*, 2003, pp. 84-93.
2. Bishop C.M.: *Neural Networks for Pattern Recognition*, Oxford University Press, Oxford, 1995.
3. Bishop C.M.: *Pattern Recognition and Machine Learning*, Springer Verlag, New York, 2006.
4. Duch W. & Grabczewski W.: Heterogeneous adaptive systems, *Neural Networks, IJCNN '02, Proceedings of the 2002 International Joint Conference*, 2002.
5. Duch W., Setiono R., Zurada J.M.: Computational Intelligence Methods for Rule-Based Data Understanding, *Proceedings of the IEEE*, vol. 92, no. 5, 2004, pp. 771-805.
6. Gruszczyński S.: *Analiza danych kartograficzno-glebowych w procedurach ocen oddziaływania na środowisko*, UWND AGH, 2008.
7. Gruszczyński S.: Standards for mining and quarrying In: *Standards and thresholds for impact assessment* eds. Michael Schmidt, [et al.]. — Berlin; Heidelberg : Springer-Verlag, cop. — (Environmental Protection in the European Union / eds. Michael Schmidt, Lothar Knopp; vol. 3). 2008, pp. 185-202.
8. Jankowski N.: *Ontogeniczne sieci neuronowe. O sieciach zmieniających swoją strukturę*. Exit, Warszawa, 2004.
9. Jenny H.: *Factors of Soil Formation. A System of Quantitative Pedology*. New York: Dover Press. (Reprint, with Foreword by R. Amundson, of the 1941 McGraw-Hill publication), 1994.
10. Kuncheva L., Bezdek J., Duin R.: Decision templates for multiple classifier fusion: an experimental comparison, *Pattern Recognition*, vol. 34 (2), 2001, pp. 299-314.
11. McBratney A.B., Mendonca Santos M.L., Minasny B.: On digital soil mapping, *Geoderma*, v. 117, 2003, pp. 3-52.
12. Pal S. K., Mitra P.: *Pattern recognition algorithms for data mining. Scalability, knowledge discovery and soft granular computing*, (Chapman and Hall/CRC Press Company, Boca Raton-London-New York-Washington D.C), 2004.
13. Strzemiński M.: *Przyrodniczo-rolnicza bonitacja gruntów ornych*, Instytut Uprawy Nawożenia i Gleboznawstwa, (Puławy), 1972.
14. Witek T.: Potencjalne możliwości produkcyjne gruntów ornych w Polsce, *Roczniki Gleboznawcze*, XXXVI, (3), 1985, pp. 37-42.
15. Wolpert D.: Stacked generalization, *Neural Networks*, vol. 5, 1992, pp. 241-259.

mgr inż. Krzysztof SETLAK
mgr inż. Mirosław MOSZKO
mgr inż. Łukasz SIODŁAK
Kompania Węglowa S.A., KWK „Ziemowit”
dr inż. Zbigniew RAK
dr inż. Jerzy STASICA
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków
dr inż. Marek JENDRYŚ
Politechnika Śląska, Gliwice

Możliwości stosowania i kontroli obudowy torkretowej wyrobisk korytarzowych na przykładzie KWK „Ziemowit”

1. Wstęp

Najważniejszymi zadaniami obudowy podporowej jest zapewnienie bezpieczeństwa pracującej załodze i zachowanie funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w założonym okresie. Zadania te są spełniane dopóki obudowa, a więc odrzwia, rozpory, okładziny, stopy podporowe, wykładka za obudową, mogą przejmować obciążenia górotworu [2, 13, 16]. W długotrwałych wyrobiskach podporność odrzwi zależy między innymi od postępującej korozji [1, 25]. Wiadomo, że z uwagi na koszty większość wyrobisk korytarzowych wykonana została w obudowie stalowej bez zabezpieczenia antykorozyjnego.

Znaczenie problemu korozji obudowy oraz zabezpieczenia przed korozją można docenić zwracając uwagę na fakt, że większość kopalń węgla kamiennego w Polsce użytkuje kapitalne wyrobiska korytarzowe, które zostały wykonane ponad 20 lat temu. Wiele z nich posiada dopływy wód o znacznym stopniu zasolenia, co obok czasu jest dodatkowym czynnikiem potęgującym uszkodzenia obudowy. Wymiana obudowy to w efekcie przebudowa wyrobisk, która jest bardzo czasochłonna, kosztowna i zaburza ich użytkowanie. Często korzystniejszym rozwiązaniem jest wzmocnienie skorodowanej obudowy i ewentualnie zabezpieczenie jej przed dalszym szkodliwym wpływem wód i powietrza kopalnianego. Wykonanie warstwy betonu natryskowego w wyrobisku korytarzowym

TREŚĆ:

Artykuł przedstawia sposób przywracania nośności obudowy podporowej obniżonej w wyniku działania korozji. Omawia jedno z ważniejszych rozwiązań osiągnięcia tego celu, jakim jest narzut warstwy torkretu na stalowe odrzwia obudowy. Pokazuje ostatnie doświadczenia z tego zakresu oraz szerokie możliwości wykorzystania omawianej technologii. Charakteryzuje zjawisko korozji metali oraz sposób oceny stopnia skorodowania obudowy zabudowanej w wyrobisku. Prezentuje możliwości programu „KORTOR” do obliczania spadku nośności stalowych odrzwi obudowy i wyznaczania grubości obudowy natryskowej oraz weryfikacji uzyskanych wyników przy użyciu metod numerycznych. W artykule zwrócono uwagę na aspekt ekonomiczny wykonania takiego wzmocnienia w porównaniu z tradycyjną przebudową wyrobiska.

SŁOWA KLUCZOWE:

obudowa torkretowa, monitoring, nośność obudowy, korozja

może być jedną ze skutecznych metod wzmocnienia osłabionej w wyniku korozji obudowy podporowej [22, 29, 34].

Beton natryskowy jest to warstwa spoiwa cementowego nakładaną na zabezpieczoną powierzchnię przy użyciu sprężonego powietrza. Wynalazcą torkretu jest Amerykanin Carl Etan Akley, który w 1907 roku w Pensylwanii skonstruował urządzenie zwane „Gunitę”. Zbudowana przez niego armatka ciśnieniowa umożliwiała natryskiwanie metodą na sucho mieszanki cementu z niewielką ilością kruszywa o granulacji do 8 mm. Zwilżanie ziarn spoiwa strumieniem wody następowało dopiero w fazie lotu po opuszczeniu dyszy urządzenia. W 1914 roku firma Carla Akley’a „Cement Gun Company” po raz pierwszy dokonała torkretowania wyrobiska korytarzowego w celu zabezpie-

czenia ścian przed wietrzeniem, wpływem gazów i wód z górotworu. Metoda torkretowania na mokro pojawiła się dopiero po drugiej wojnie światowej. Idea tej metody polegała na wymieszaniu suchych składników spoiwa z wodą i narzucaniu gotowej już zaprawy o odpowiedniej lepkości na powierzchnię tworzonej warstwy torkretu [4, 8, 11].

Do Europy nowa technologia przybyła w latach 20., a szersze jej rozpowszechnienie nastąpiło w latach 50. dwudziestego wieku. W budownictwie górniczym i tunelowym beton natryskowy pojawił się w latach osiemdziesiątych i był wykorzystany głównie jako obudowa wstępna tuneli i wyrobisk podziemnych. Wykonywanie opisaną metodą warstwy betonu na powierzchni ścian tunelu nazwano wówczas „Nową Austriacką Metodą Budowy Tuneli” [5, 8].

Zaprawa betonowa o odpowiedniej przyczepności do podłoża natryskiwana z dużą energią kinetyczną pozwala uzyskać beton o znacznym zagęszczeniu masy bez potrzeby wykonywania szalunku [10]. Narzucona na kontury wyrobiska warstwa torkretu wiąże luźne bloki skalne, przeciwdziałając dalszej degradacji wyłomu [23, 34, 35]. Dzięki temu technologia torkretowania idealnie sprawdza się w naprawach, wzmocnieniach, odtwarzaniach uszkodzonych obszarów bądź całych konstrukcji betonowych i żelbetowych. Technologia ta może być wykorzystywana również do wykonywania nowych obudów betonowych, dla których koszty szalunku są wysokie i byłoby konieczne montowanie skomplikowanych rusztowań, pomostów roboczych [23]. Wymienione dodatkowe prace związane z wykonywaniem szalunku dla obudowy betonowej znacznie ograniczałyby postęp drażenia wyrobisk.

2. Zakres i skala zjawiska korozji obudowy odrzwiowej LP

Korozja jest zjawiskiem powszechnym, polegającym na niszczeniu metali w wyniku chemicznej lub elektrochemicznej reakcji ze szkodliwymi czynnikami środowiska [25, 32, 37]. Objawia się poprzez powierzchniowe ubytki i zmiany strukturalne metalu, świadczą o nich widoczne na powierzchni plamy, często głębokie wżery prowadzące do znacznego obniżenia wytrzymałości metalu. Powstały w procesie korozji wodorotlenek żelaza $Fe(OH)_2$ jest dalej utleniany tlenem atmosferycznym do uwodnionego tlenku żelaza $Fe(OH)_3$ czyli rdzy mającej barwę pomarańczową bądź czerwono-brązową [37].

W polskim górnictwie węglowym wyrobiska korytarzowe wykonane są głównie w obudowie podporowej, łukowej podatnej. Odrzwia zbudowane z łuków stalowych posiadają bezpośredni kontakt z górotworem, wykraplającą się wodą i powietrzem kopalnianym, często zawierającym znaczne ilości jonów soli. Przyspieszają na przebieg reakcji działa stosunkowo wysoka temperatura. Duża wilgotność powietrza sprzyja zjawisku korozji. Może ona więc występować także w wyrobiskach bez dopływów wody. Szybkość procesu korozji zależy głównie od stopnia agresywności i zmineralizowania wody kopalnianej, ale znaczenie dla przebiegu procesów korozyjnych ma również skład chemiczny stali [26, 29, 39].

Niezwykle trudna jest ocena wpływu korozji na spadek nośności obudowy łukowej, także z tej przyczyny, że zachodzi ona na łuku w sposób bardzo nieregularny [25]. Korodowanie wewnętrznej powierzchni kształtownika jest szczególnie niebezpieczne ze względu na utrudnioną kontrolę oraz na możliwość bardzo głębokich ubytków

prowadzących do ograniczenia nośności. Wyróżnić można odcinki wyrobisk, w których korozja obejmuje całe odrzwia obudowy – korozja równomierna (rys. 1), jednak najczęściej obserwuje się korozję pojedynczych łuków w części ociosowej obudowy. Przy takich samych warunkach środowiskowych, zależnie od obróbki plastycznej i niejednorodności składu stali łuki obudowy mogą w różnych miejscach korodować z różną intensywnością. Wieloletnie obserwacje obudów wyrobisk korytarzowych stosowanych w KWK „Ziemowit” wykazały, że korozja postępuje najczęściej od spągu wyrobiska do wysokości około 1 m (rys. 2). Spowodowane jest to utrzymującą się wilgocią warstw ociosowych i spągowych, rzadziej wykraplaniem wody z ociosu. W przypadku intensywnie przebiegającej korozji dochodzi do uszkodzenia dolnych odcinków obudowy, co pociąga za sobą konieczność jej naprawy przez zastosowanie np. protezowania, polegającego na dołożeniu do skorodowanego łuku nowego, wykonanego z tego samego kształtownika [34].

Proces korozji może zachodzić również lokalnie w szczelinach (korozja szczelinowa) między łukami łączonymi na zakładkę oraz między łukiem a strzemieniem, a także między jarzmem a nakrętką i między nakrętką a śrubą (rys. 3). Ten typ korozji jest szczególnie niebezpieczny ze względu na zmianę charakterystyki odrzwi podatnych, doprowadzając do ich usztywnienia [32].

Inną postacią korozji jest powstawanie miejscowych ognisk korozji, jako głębokich zagłębień (wżerów) (rys. 4), które w skrajnym przypadku mogą obejmować całą grubość profilu kształtownika, często dyskwalifikując także wyrobisko z dalszego użytkowania.

Prowadzenie systematycznych obserwacji i umiejętność prognozowania skutków korozji pozwalają na kwalifikowanie obudowy do grupy wymagającej naprawy lub wzmocnienia odrzwi bądź do grupy obudów niezagrażonych destrukcyjnym działaniem korozji [1]. Opierając się na takich działaniach można planować ewentualne przebudowy odcinków wyrobisk, w których spadek nośności obudowy przekroczy dopuszczalne granice [32].

3. Badanie stanu technicznego obudowy wyrobisk korytarzowych

Wiele niebezpiecznych zdarzeń powstaje w następstwie utajonych, naturalnych procesów zachodzących w środowisku przyrodniczym lub w wyposażeniu technicznym, na przykład wskutek zmęczenia materiału, przeciążeń, korozji itp. Większość jednak jest inicjowana przez ludzi w wyniku utraty kontroli nad zagrożeniem lub nad własnym zachowaniem. O utracie kontroli nad zagrożeniem mówimy wówczas, gdy człowiek dopuścił do niepożądanego wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia lub gdy sam zainicjował powstanie zdarzenia zagrażającego życiu lub zdrowiu. Zarówno dopuszczenie do powstania jakiegoś niepożądanego zdarzenia, jak i spowodowanie wystąpienia takiego zdarzenia jest uznawane za skutek popełnionego błędu. Dlatego każde niebezpieczne zdarzenie, zaistniałe pod wpływem utraty kontroli nad zagrożeniem lub nad zachowaniem, jest traktowane jako skutek błędu.

Dla kompleksowej oceny stanu obudowy wyrobisk korytarzowych korzystnie jest przeprowadzać obserwacje i badania wszystkich wyrobisk, w szczególności tych o długim czasie użytkowania. Należy dokonać inwentaryzacji miejsc w wyrobiskach, w których stan obudowy wymaga jej wzmocnienia, przebudowy lub budzi



Rys. 1. Zaawansowana korozja całej obudowy - równomierny proces korozji



Rys. 2. Korozja łuków ociosowych obudowy postępująca do wysokości około 1 m



Rys. 3. Korozja szczelinowa



Rys. 4. Korozja wżerowa

zastrzeżenia [29, 32]. Wyniki obserwacji powinny być dokumentowane, najlepiej w postaci formularzy oceny stanu obudowy wyrobisk korytarzowych.

Badania stanu technicznego wyrobisk należy prowadzić pod kątem stanu deformacji oraz stopnia skorodowania odrzwi, rozpór, okładzin, stóp podporowych oraz oceny jakości wykonanej wykładki. Przebieg takiego badania przedstawiony został za pomocą algorytmu opracowanego przez pracowników z Akademii Górniczo-Hutniczej (rys. 5).

3.1. Pomiar profilu kształtownika obudowy grubościomierzem ultradźwiękowym

Przeprowadzenie badania grubości skorodowanego w sposób równomierny na całej powierzchni profilu kształtownika obudowy łukowej możliwe jest przy zastosowaniu metody ultradźwiękowej [18, 32, 36].

W Kopalni „Ziemowit” do tego celu wykorzystuje się grubościomierz typu SONO M5100 firmy METRISON, który jest przyrządem służącym do szybkich i nieniszczących pomiarów elementów jednostronnie dostępnych (rys. 6). Wykorzystuje się do tego celu płaszczyznę widoczną od strony wyrobiska. Pomiar grubości ścian kształtownika polega na pomiarze czasu przejścia fali podłużnej o odpowiednio małej długości przez badany obiekt, przy czym dla ustalenia grubości badanego elementu konieczna jest znajomość prędkości rozchodzenia

się fali ultradźwiękowej w tworzącym go materiale [18, 30, 31]. Istotnym założeniem jest stała prędkość fali w badanym obszarze. Grubość mierzonego profilu obudowy będzie więc równa:

$$g = 0,5 \cdot t \cdot v \quad (1)$$

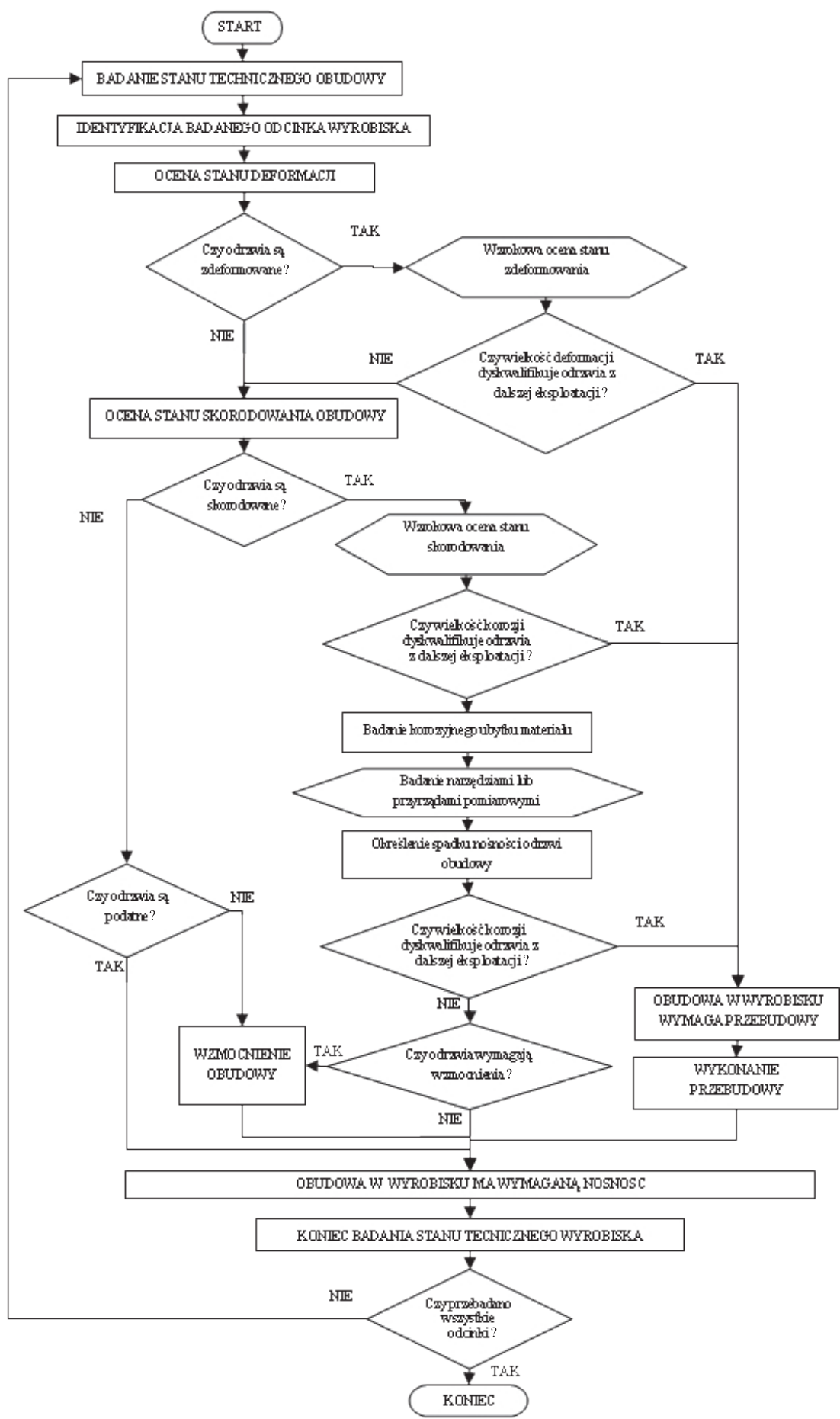
gdzie:

t – czas przejścia impulsu ultradźwiękowego,
 v – prędkość fali ultradźwiękowej w badanym materiale.

Poprawne przeprowadzenie pomiarów grubości kształtowników wymaga, aby [18, 29, 30, 36]:

- powierzchnia odsoniętego metalu była na tyle duża, aby możliwe było dokonanie kilku pomiarów w jednakowej odległości od dna kształtownika,
- kształtownik był odpowiednio przygotowany do badań ultradźwiękowych, głównie poprzez jego oczyszczenie z warstwy rdzy,
- dla lepszego kontaktu głowicy ultradźwiękowej z kształtownikiem przed dokonaniem pomiaru konieczne jest wprowadzenie w miejsce styku głowicy substancji pozwalającej na akustyczne sprzężenia badanego obiektu z głowicą. W innym przypadku nastąpi odbicie fali sprężystej od powierzchni badanego obiektu.

Zaletą tej metody pomiarów jest jej duża dokładność, prostota w prowadzeniu pomiaru oraz fakt, iż w badaniach wymagany jest jednostronny dostęp do obiektu. Taki sposób przeprowadzania pomiarów jest bardzo do-



Rys. 5. Algorytm badania stanu technicznego obudowy korytarzowej

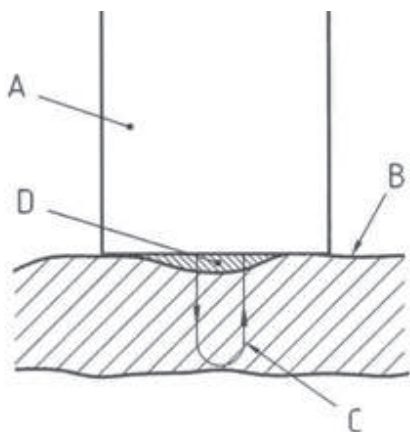


Rys. 6. Grubościomierz ultradźwiękowy typu SONO M510 firmy METRISON

godny zwłaszcza podczas badania skorodowania odrzwi obudowy zabudowanych w wyrobisku [29, 32].

Pomiaru grubości kształownika dokonujemy w miejscu najbardziej skorodowanym, reprezentatywnym dla całych odrzwi. Badania te charakteryzuje wysoka powtarzalność, dlatego położenie punktu pomiarowego powinno być dokładnie udokumentowane. Punkty pomiarowe w badanym przekroju kształownika powinny znajdować się w jednakowej odległości od dna, a w przypadku pomiaru grubości dna kształownika, w połowie jego szerokości. Linię pomiarową, wzdłuż której będą wykonywane pomiary na ściankach bocznych, korzystnie jest narysować na kształowniku nieco poniżej koinierza [25, 32]. Zaleca się, aby rozmieszczenie punktów pomiarowych było projektowane z uwzględnieniem rozsądnej proporcji między wiarygodnością wyników oraz nakładem pracy.

Dokładność pomiaru za pomocą grubościomierza ultradźwiękowego w głównej mierze uzależniona jest od jakości połączenia głowicy z mierzonym elementem, o której decyduje przygotowanie powierzchni punktów oraz zastosowany środek sprzęgający [36]. Zagadnienie to ilustruje rysunek 7, przedstawiający głowicę ultradźwiękową mostkującą wgłębienie na powierzchni badanego materiału. Wynik pomiaru zarejestrowanego w takim położeniu głowicy będzie obciążony błędem z powodu przechodzenia fali poprzez warstwę preparatu ułatwiającego kontakt.



Rys. 7. Droga fali przez warstwę ośrodka sprzęgającego
A - głowica grubościomierza, B - badany obiekt,
C - droga fali podłużnej, D - ośrodek sprzęgający

4. Oprogramowanie wspomagające

W celu usprawnienia procesu obróbki danych pomiarowych oraz wyznaczenia parametrów obudowy torkretowej opracowany został przez pracowników Akademii Górniczo-Hutniczej program komputerowy „KORTOR”, pracujący w środowisku MS WINDOWS. Program składa się z dwóch części. W części pierwszej, na podstawie wyników pomiarów dołowych program dokonuje obliczenia spadku nośności obudowy skorodowanej. Wprowadzone pomiary grubości kształownika obudowy po odrzuceniu skrajnych wartości są uśredniane, a otrzymana grubość porównywana jest do grubości nominalnej kształownika. Następnie obliczany jest procentowy i ilościowy spadek nośności odrzwi obudowy skorodowanej. Wyniki obliczeń można wydrukować w formie raportu oraz zapisać do pliku celem późniejszego wykorzystania. W części drugiej, na podstawie wyliczonego spadku nośności odrzwi obudowy dokonywane są obliczenia grubości warstwy torkretu [20] niezbędnej do wzmocnienia skorodowanej obudowy. Dodatkowo dla podanych warunków geomechanicznych górotworu panujących wokół wyrobiska z istniejącą, skorodowaną obudową łukową można obliczyć grubość warstwy torkretu jako samodzielnej obudowy betonowej [17, 19]. W tym przypadku zabudowane, skorodowane odrzwia obudowy będą stanowić zbrojenie oraz dodatkowy współczynnik bezpieczeństwa obudowy torkretowej.

Program posiada wbudowaną bazę danych umożliwiającą przeprowadzenie obliczeń dla torkretu o zróżnicowanych parametrach wytrzymałościowych oraz wprowadzenie dowolnych profili i wielkości odrzwi, co upraszcza proces obróbki danych pomiarowych i obliczeń grubości torkretu niezbędnego do wzmocnienia skorodowanej obudowy.

Do poprawnego działania programu (generowania raportów) konieczny jest program MS Word, wchodzący w skład pakietu MS Office.

4.1 Obliczenia numeryczne

Wyliczoną grubość warstwy betonu natryskowego korzystnie jest zweryfikować przy użyciu komputerowych metod stosowanych w geomechanice. Można to wykonać modelując numerycznie rozkład naprężeń panujących w otoczeniu wyrobiska po dokonaniu wzmocnienia torkretem (rys. 8). *Metoda Elementów Skończonych (MES)* oraz *Metoda Różnic Skończonych (MRS)* są najczęściej

KORTOR - Dobór obudowy torkretowej - wyniki

Wyrobyisko
 chodnik 01 pokład 209 poziom 650

Głębokość lokalizacji wyrobiska 800 Ciężar objętościowy skał nadległych 0,025

Miejsce wykonania obudowy: od: m do: m

Parametry obudowy
 Profil kształtownika V29 Wielkość odrzwi 9 Rozstaw odrzwi 0,75

Wyniki - utrata nośności na skutek korozji

Średnia z pomiarów 3,80 Grubość nominalna: 7,75 Ubytek korozyjny 3,95

Nośność nominalna: 570 Wx nominalny: 87,607 Wx korozyjny: 66,235

Spadek nośności: 24,39 % 139,02 kN

Nośność kształtownika skorodowanego 430,950 kN

Wyniki - dobór grubości warstwy torkretu

Grubość warstwy torkretu jak dla obudowy powłokowej [cm]

Rc betonu:	20 MPa	25 MPa	30 MPa	37 MPa	45 MPa
	8,69	6,95	5,79	5,60	5,01

Grubość warstwy torkretu jak dla obudowy betonowej [cm]

Rc betonu:	20 MPa	25 MPa	30 MPa	37 MPa	45 MPa
	9,30	8,32	7,59	6,84	6,20

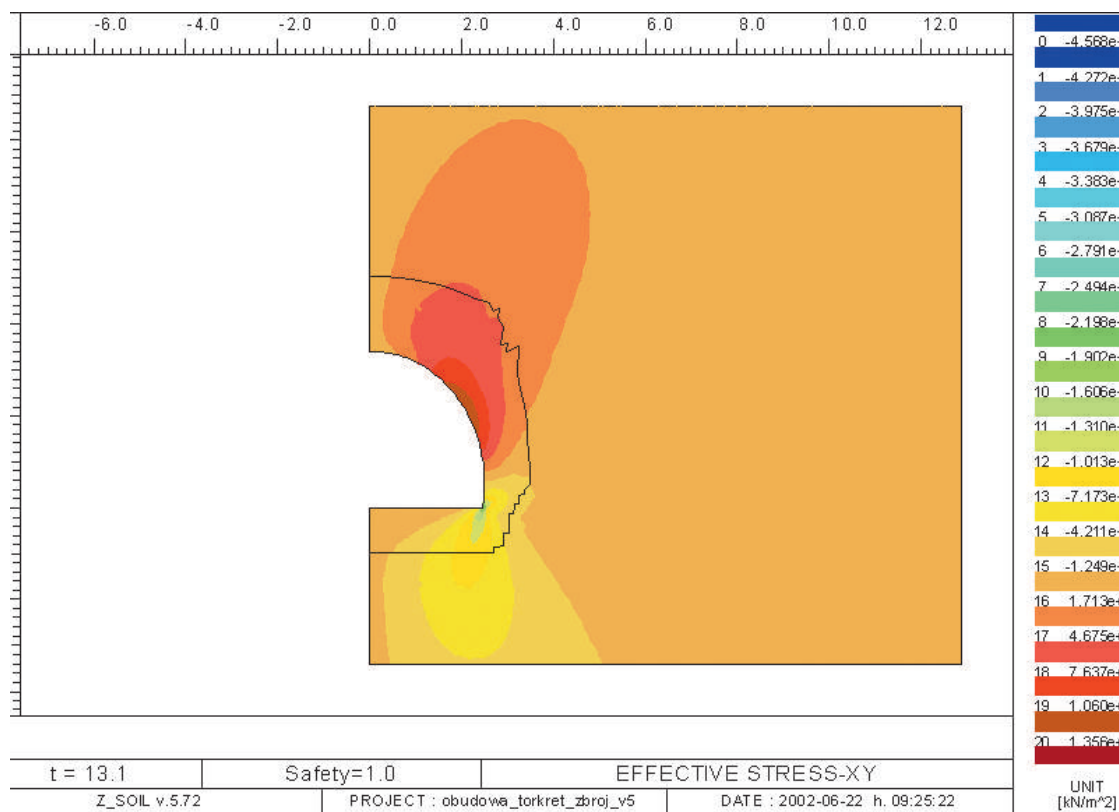
Grubość powłoki obudowy z betonu natryskowego (bez zbrojenia)

Grubość warstwy torkretu jak dla obudowy betonowej [cm]

Rc betonu:	20 MPa	25 MPa	30 MPa	37 MPa	45 MPa
	14,09	12,26	10,22	9,22	8,34

AGH KRAKÓW
 WYDZIAŁ GÓRNICTWA I GEONIZYNIERII
 KATEDRA GÓRNICTWA PODZIEMNEGO

Raport
 Wstecz
 Koniec



Rys. 8. Przykładowa mapa rozkładu naprężeń wokół wyrobiska po dokonaniu wzmocnienia torkretem

stosowanymi metodami obliczeniowymi. Na podstawie tych wyliczeń oraz praktycznych doświadczeń grubość torkretu stosowana dla wzmocnienia podziemnych wyrobisk korytarzowych zawiera się w przedziale od 10 do 20 cm [22, 23, 27, 33, 34, 35, 38].

Obszar przekroczonego wyęteżenia górotworu używany jako efekt obliczeń *MES* (kolor czerwony) należy interpretować jako obszar, w którym koncentracja naprężeń doprowadza do zniszczenia pierwotnej struktury skał w sąsiedztwie wyrobiska. W obliczeniach obudowę podporową można z powodzeniem traktować jako zbrojenie warstwy torkretu [15, 22, 28, 29, 34].

W interpretacji wyników obliczeń numerycznych zakłada się, że stateczność wyrobiska po zastosowaniu planowanych wzmocnień nie jest zagrożona, jeżeli nie dochodzi do przekroczenia wyęteżenia w otaczającym górotworze lub obszary wyęteżenia są niewielkie.

5. Własności betonu natryskowego

Prawidłowo opracowana receptura spoiwa wykonywanego do torkretowania pozwala na znaczne obniżenie wskaźnika wodno-cementowego (*w/c*) w porównaniu do uzyskiwanego dla betonu wykonywanego konwencjonalnie. Niski *w/c* i zagęszczanie masy betonu następujące podczas wykonywania warstwy torkretu pozwala na osiągnięcie wytrzymałości nawet 2–3-krotnie wyższej od uzyskiwanej dla betonu wykonywanego metodami tradycyjnymi. Zastosowanie znacznie tańszego zbrojenia rozproszonego w warstwie torkretu poprawia wyraźnie jego własności mechaniczne, zwiększa wytrzymałość betonu na rozrywanie i zginanie. Zmniejsza się poprzez to prawdopodobieństwo powstawania spękań obudowy powłokowej, które mogą powstawać nawet przy nieznacznych ruchach górotworu [10, 11, 28, 38].

Projektowanie betonu do wykonywania torkretu odbywa się według tych samych zasad jak projektowanie betonów konwencjonalnych [21]. Skład ziarnowy użytego kruszywa decyduje między innymi o zużyciu cementu i szczelności betonu. W doborze składu ziarnowego kruszywa ważne jest maksymalne zmniejszenie wolnych przestrzeni międzyziarnowych. Z doświadczeń wynika, że nadmierna ilość dużych ziaren w użytym kruszywie powoduje zwiększenie strat wynikających z odprysku masy. To niekorzystne zjawisko występuje szczególnie podczas nanoszenia pierwszej warstwy torkretu na strop i ociosy wyrobisk [10]. Maksymalna wielkość ziaren kruszywa użytego do betonu natryskowego zależy od metody torkretowania. W metodzie suchej zaleca się stosować kruszywo o ziarnach 0–16 mm, a w metodzie mokrej 0–8 mm [20]. Innym problemem jest następujące szybciej zużycie sprzętu do wykonywania torkretu metodą na sucho, które wzrasta wraz ze wzrostem wielkości ziaren użytego kruszywa [11].

Podczas torkretowania na mokro korzystnie jest, aby kruszywo miało kształty zaokrąglone, ze względu na transport zaprawy węzami i przetłaczanie jej, najczęściej za pomocą specjalnych pomp. Torkretowanie na sucho przebiega efektywniej, gdy w użytym spoiwie znajduje się pewna ilość kruszywa łamanego ostrokrawędzistego, występują wówczas także mniejsze straty wywołane odpadaniem [2, 3, 4].

Do betonów natryskowych stosuje się przeważnie cementy portlandzkie marki 32,5 lub wyższej oraz dodatki przyspieszające wiązanie. Suche spoiwo powinno posiadać tak opracowaną recepturę, aby w 1 m³ zaprawy ilość cementu zawierała się w przedziale 320–460 kg. Zbyt duża ilość cementu zwiększa skurcz betonu, co jest przy-

czyną jego pęknięć i lokalnych odspojień [6, 7, 11, 28]. W praktyce górniczej najczęściej używane są spoiwa, z których wytworzony beton zawiera około 350 kg cementu w 1 m³. Zależnie od zakładanej wytrzymałości betonu i marki użytego cementu oraz metody torkretowania ilość ta może wzrosnąć nawet do 460 kg/m³ [11].

Po zastosowaniu odpowiedniej ilości mikrokrzemionki jako dodatku poprawiającego własności betonu oraz zautomatyzowanych maszyn do torkretowania na mokro, wytrzymałość na ściskanie betonu może dochodzić do 100 MPa, a na zginanie do 15 MPa [11]. Beton natryskowy ma wyraźnie większą wodoszczelność niż betony zwykłe. Nasiąkliwość betonu zawierającego odpowiedni dodatek mikrokrzemionki po 28 dniach jest bliska zeru. Przyczepność torkretu w zależności od rodzaju i sposobu przygotowania podłoża wynosi 2–6 MPa. Stosując dodatki w postaci mikrokrzemionki można uzyskać beton o większej wytrzymałości na ściskanie i rozciąganie, wyższej wodoszczelności, mrozoodporności i mniejszej nasiąkliwości, jak również przyspieszyć proces hydratacji [10, 11, 12, 28].

W przypadku, jeśli beton jest wykonywany na dole z oddzielnie dostarczanych składników spoiwa, optymalna wilgotność naturalna kruszywa powinna zawierać się w przedziale 3–6% [11]. Kruszywo zbyt suche będzie chłonęło wodę potrzebną do prawidłowego przebiegu hydratacji betonu. Staranne przestrzeganie receptury betonu wykonywanego na dole kopalni jest problematyczne, z tych względów wygodniej jest stosować do jego wytwarzania spoiwo dostarczane na miejsce w postaci suchej. Wówczas z uwagi na konieczność przechowywania zmieszanych już składników spoiwa (cement, kruszywo, piasek) konieczne jest stosowanie kruszywa o wilgotności nie większej niż 0,5% [15].

Dla pełnego przebiegu procesu hydratacji betonu niezbędne jest 20–25 l wody na każde 100 kg cementu znajdującego się w betonie, pozostała woda konieczna jest między innymi do nawilżenia suchego spoiwa [12].

6. Metody wykonywania betonu natryskowego

Technologia torkretowania polega na natryskiwaniu mieszanki betonowej z dużą prędkością i energią kinetyczną na zabezpieczaną powierzchnię. Prędkość natryskującego strumienia betonu u wylotu dyszy można określić wzorem [2]:

$$v = \mu \cdot \xi \cdot \sqrt{2g \cdot p_n} \quad (2)$$

gdzie:

v – rzeczywista prędkość strumienia betonu u wylotu dyszy, m/s,

μ – współczynnik szybkości przepływu mieszanki w dyszy, przyjmowany średnio 0,92 lub 0,97,

ξ – współczynnik burzliwości ruchu suchej mieszanki przyjmowany w granicach 12 lub 20,

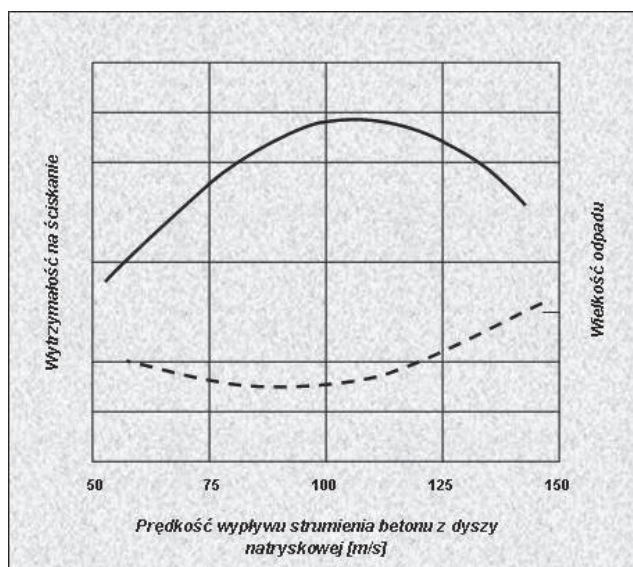
g – przyspieszenie ziemskie 9,81 m/s²,

p_n – ciśnienie powietrza sprężonego, m H₂O.

W praktyce prędkość strumienia betonu natryskowego wynosi 50–150 m/s. Doświadczalnie wyznaczono, że najkorzystniejsza prędkość strumienia z uwagi na wytrzymałość i wielkość strat spowodowanych odpadaniem powinna wynosić około 100 m/s (rys. 9) [2, 15].

Siłę uderzenia betonu w płaszczyznę natryskową powierzchni można określić wzorem [2]:

$$A = \frac{m \cdot v^2}{2} - k \cdot v^2 \cdot d^2 \quad (3)$$



Rys. 9. Wpływ prędkości wypływu strumienia betonu z dyszy natryskowej na wytrzymałość betonu i wielkość odpadu

gdzie:

- A – energia uderzenia strumienia betonu w płaszczyznę natryskową, J,
- m – masa strumienia betonu, kg,
- v – prędkość strumienia betonu, m/s,
- k – współczynnik oporów, kg/m²,
- d – średnica strumienia, m.

Uwzględniając wzory (2) i (3) oraz doświadczenia praktyczne należy przyjąć, że odległość dyszy natryskowej od zabezpieczanej powierzchni, w zależności od ciśnienia powietrza sprężonego, powinna wynosić od 0,5 do 1,5 m [11, 33]. Ze względu na odpadanie części natryskiwanego betonu dysza powinna być zawsze ustawiona prostopadle do natryskiwanej powierzchni. Doświadczenie wykazuje, że materiał odpadający składa się z najgrubszych ziaren kruszywa i zawiera do 15% cementu oraz znikomą ilość wody [11, 15].

Ze względu na moment dodawania wody do suchych składników mieszanki betonowej możemy wyróżnić dwie metody torkretowania:

- metoda sucha (torkret suchy),
- metoda mokra (torkret mokry).

Obecnie najczęściej wybieraną metodą w świecie jest metoda torkretowania na mokro i stanowi ona aż 70%, a w niektórych państwach (Skandynawia, Włochy) metoda ta całkowicie wyparła metodę suchą [11]. W Polsce jednak, ze względu na złe doświadczenia związane z urządzeniem dopuszczonym do przygotowywania betonu w warunkach kopalń podziemnych, jakim jest „WUBET”, a dokładniej dużymi wahaniami ciśnienia w sieci sprężonego powietrza, wiodącą metodą torkretowania jest w dalszym ciągu metoda sucha.

Metoda sucha to technologia polegająca na tym, że mieszanina suchych składników spoiwa, tj. piasku, drobnego żwiru czy innego kruszywa i cementu jest transportowana pneumatycznie do dyszy natryskowej. Do dyszy doprowadza się również wodę zarobową, a wraz z nią często domieszki ciekłe (tak zwane ulepszacze betonu), w celu nawilżenia suchej mieszanki wyrzucanej na zabezpieczaną powierzchnię. Dozowanie wody zarobowej jest regulowane przez operatora dyszy, dlatego też wskaźnik wodno-cementowy (w/c) w tej metodzie jest przeważnie niższy niż w metodzie torkretowania na mokro i wynosi 0,35–0,50 [3]. Daje to możliwość

dobrego zagęszczenia materiału, a tym samym uzyskania korzystnej struktury zaprawy i większej wytrzymałości betonu. Umożliwia również korektę konsystencji mieszanki w chwili jej nakładania, co ma ogromne znaczenie podczas torkretowania stropu i ociosów. W porównaniu do metody mokrej torkretowania zwiększa się jednak zapylenie. Odpad całkowity spoiwa jest w tej technologii stosunkowo duży i wynosi 20–25% [7, 11]. Zaletą metody torkretowania na sucho jest możliwość transportu mieszanki na duże odległości, zarówno w poziomie, jak i pionie, bez obawy stwardnienia materiału w torkretnicy czy w rurociągu. Metodę suchą charakteryzuje niewrażliwość na przerwy technologiczne [2].

Metoda mokra torkretowania sprowadza się do tradycyjnego przygotowania zaprawy betonowej, a następnie hydraulicznego jej transportu do dyszy wylotowej, skąd pneumatycznie jest wyrzucana na zabezpieczaną powierzchnię. Metoda ta charakteryzuje się wyższym wskaźnikiem wodno-cementowym (w/c) wynoszącym 0,45–0,55, co pogarsza właściwości wytrzymałościowe betonu oraz powoduje spływanie natryskiwanej mieszanki [3, 10]. Wcześniejsze przygotowanie zaprawy betonowej, z jednej strony, zwiększa jednorodność uzyskanej mieszanki charakteryzującej się stałością wskaźnika w/c, a z drugiej strony, ogranicza zasięg jej transportu oraz wyklucza możliwość przestojów podczas procesu torkretowania. Urządzenia wykorzystywane w tej technologii po każdym cyklu torkretowania należy niezwłocznie gruntownie oczyścić i wymyć, aby nie dopuścić do związania zaprawy betonowej we wnętrzu. Powoduje to utrudnienia w pracach, szczególnie jeżeli konieczne są przerwy technologiczne oraz ograniczenia w postępie torkretowania. Wady te występują jednak tylko w urządzeniach stosowanych do niedawna (torkretowanie ręczne). Zastosowanie zaś nowoczesnych torkretnic zautomatyzowanych do metody mokrej nie powoduje już tak dużych problemów. Urządzenia te czyszczą się samoczynnie po każdym cyklu pracy. Odpad finalny (straty spoiwa w wyniku odpadania betonu) w tej metodzie wynoszą 5–10%, jest to dwukrotnie mniej niż w metodzie suchej [11].

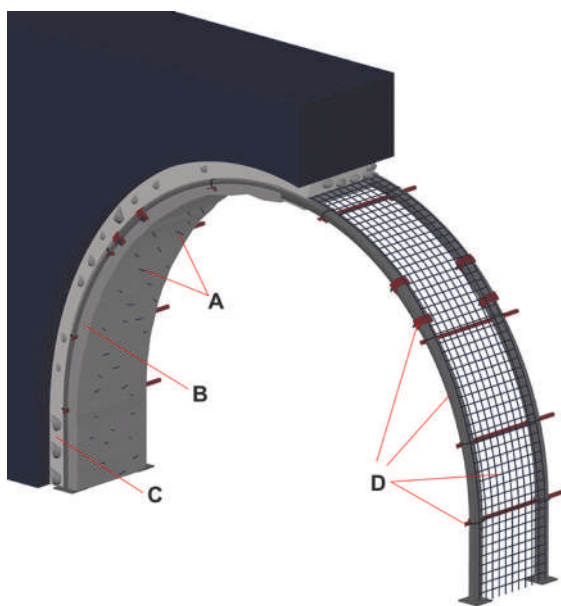
7. Wykonanie pokrycia stalowej obudowy łukowej warstwą betonu natryskowego

Dla wzmocnienia skorodowanej obudowy podporowej wyrobisk stosuje się coraz częściej torkretowanie. Trzyosobowa brygada, wykonująca przebudowę w ciągu jednej zmiany roboczej, jest w stanie przeciętnie wymienić zaledwie pojedyncze odrzwia wraz z opinką [33]. Brygada trzyosobowa wykonująca obudowę natryskową w ciągu zmiany roboczej może wzmocnić odcinek wyrobiska o długości około 5 m [33].

Beton wytworzony z udziałem cementu portlandzkiego posiada właściwości hamujące korozję. W handlu spotyka się aktualnie wiele tak zwanych ulepszaczy do zapraw, które wyraźnie zmniejszają korozję, albo nawet ją zatrzymują. Można więc z powodzeniem wykorzystywać torkretowanie jako metodę na zmniejszenie korozji obudowy stalowej i podwyższenie nośności wytworzonej w ten sposób obudowy zespolonej. W Polsce przyjęła się głównie technologia torkretowania na sucho, jedną z przyczyn takiego stanu rzeczy była dostępność urządzeń do stosowania takiej technologii. Torkretowanie na mokro odbywało się wcześniej z wykorzystaniem dopuszczonego do pracy na dole kopalni urządzenia „WUBET”. Urządzenie to zaprojektowane zostało jednak

tylko do przygotowywania zaprawy i w torkretowaniu nie sprawdzało się. Z podanych powodów torkretowanie w polskich kopalniach stosowane było w ograniczonym zakresie. Dzięki obserwowanemu w ostatnim czasie rozwojowi urządzeń wykorzystywanych w tej technologii w górnictwie i budownictwie europejskim oraz potrzebie zabezpieczania częściowo skorodowanej obudowy podporowej w kapitalnych wyrobiskach naszych kopalń, wzrasta zainteresowanie torkretowaniem. Ostatnie osiągnięcia w zautomatyzowaniu prac kopalnianych, wytworzenie uniwersalnych maszyn pozwalających stosować przemienne obie technologie torkretowania, stwarzają korzystną sytuację dla rozszerzonych działań w tym zakresie [24].

Dotychczasowe doświadczenia wskazują, że wzmocnienie skorodowanych odrzwi obudowy poprzez torkretowanie powinno być wykonywane dwuetapowo (rys. 10). W pierwszej kolejności korzystnie jest wypełnić warstwę torkretu o mniejszej wytrzymałości przestrzeń pomiędzy obudową a wyłomem wyrobiska. W trakcie tych prac wypełnione zostaną częściowo również szczeliny w górotworze [3]. Po związaniu materiał scala luźne bloki skalne przeciwdziałając ich przemieszczaniu w kierunku przestrzeni wyrobiska oraz ogranicza migrację wody z górotworu do warstwy nośnej torkretu. Proponowane rozwiązanie stanowi dość skuteczną ochronę warstwy nośnej betonu przed korozją. W warunkach kopalnianych warstwa torkretu w szczególności narażona jest na korozję chlorkową. Chlor zawarty w wodach kopalnianych w wyniku reakcji jonów chlorkowych z produktami hydratacji cementu prowadzi do obniżenia parametrów wytrzymałościowych betonu, jak również przyspiesza proces korozji stalowych odrzwi obudowy [25, 29, 33]. W następnym etapie powinno się wykonać warstwę nośną torkretu poprzez natryskiwanie zaprawy na stalowe odrzwa obudowy, rozpory, okładziny. Te elementy obudowy podporowej powinny być pokryte warstwą torkretu o zaprojektowanej wytrzymałości i grubości „g” [3, 22, 23, 34].



Rys. 10. Schemat przestrzenny wyrobiska korytarzowego po narzuceniu warstwy torkretu
 A - zbrojenie rozproszone warstwy nośnej torkretu,
 B - warstwa nośna torkretu o grubości „g”,
 C - warstwa wypełniająca torkretu o niskiej wytrzymałości,
 D - skorodowane elementy obudowy.

Przed przystąpieniem do torkretowania podłoże (w tym także skalne) należy zwilżyć, korzystnie jest to wykonać silną strugą wody i sprężonego powietrza. W przypadku naprawy starej warstwy betonu czynność ta powinna być wykonana co najmniej 24 h wcześniej. Powierzchnie, które nie zostały nawilżone przed zabiegiem odciągają z zaprawy wodę potrzebną do prawidłowego przebiegu procesu hydratacji cementu. Wyłom wyrobiska przed narzuceniem torkretu powinien być dobrze przygotowany, między innymi poprzez wykonanie obrywki skał stropu i ociosów oraz usunięcie pyłu. Powierzchnie pokryte pyłem ograniczają przyczepność torkretu. Metodą natrysku można wykonywać warstwy betonu na całą grubość do 10 cm przy dobrej przyczepności zaprawy. W przypadku konieczności wytworzenia powłoki torkretu o większej grubości korzystnie jest wykonać ją warstwami o grubości 3 do 5 cm, szczególnie ważne jest stosowanie się do tej zasady przy pokrywaniu sklepień. Następną warstwę natryskujemy dopiero po zakończeniu wiązania wcześniejszej, może ona dopiero wówczas przejąć ciężar kolejnej warstwy. W praktyce rozpoznaje się możliwość nakładania kolejnej warstwy torkretu po zniknięciu połysku na zabezpieczanej powierzchni, połysk ten daje wolna, nie związana jeszcze woda. Ważne w torkretowaniu jest także przestrzeganie kolejności czy kierunku tworzenia warstwy. Ociosy wyrobisk korytarzowych, skarpy i inne podobne powierzchnie należy natryskiwać zawsze od góry do dołu [22, 23, 35].

Torkret jako obudowa wstępna, zabezpieczająca przodek po dokonaniu zaboru, został wykorzystany przy wykonywaniu tuneli i kapitalnych wyrobisk podziemnych wkrótce po sprawdzeniu go w budownictwie. W tej metodzie zabezpieczania wykorzystywana jest również wytrzymałość skał otaczających wyrobisko. Po wykonaniu zaboru wyłom wyrobiska zabezpiecza się w pierwszej kolejności obudową wstępną. Taką obudową może być beton natryskowy w połączeniu z kotwiami [14], obudowę ostateczną wykonuje się z pewnym opóźnieniem. Obudowę ostateczną mogą stanowić, między innymi, nośne warstwy betonu zbrojone siatką stalową. W zastępstwie zbrojenia siatką stalową można wykorzystać fibrobeton do wytworzenia nośnej warstwy. Zastosowanie takich rozwiązań obudowy wyrobisk tunelowych pozwala uzyskać równomierny rozkład obciążeń i umożliwia przejście przez beton większych naprężeń rozciągających [7, 10, 28]. Problemem dla tego typu obudowy mogą być warstwy wodonośne i związane z tym dopływy wód do przestrzeni pomiędzy obudową a wyłomem wyrobiska. W celu odprowadzania wód z przestrzeni za obudową



Rys. 11. Wyrobisko korytarzowe w obudowie LP po dokonaniu wzmocnienia warstwą betonową natryskową

powłokową, a tym samym zmniejszenia dodatkowych ciśnień na obudowę, przed wykonaniem obudowy wstępnej umieszcza się rury drenujące. Po wykonaniu obudowy ostatecznej przez okres użytkowania wyrobiska mają one za zadanie odprowadzanie wód.

Zastosowanie torkretu w wyrobiskach korytarzowych przed wprowadzeniem stalowej obudowy podporowej z powodzeniem zastępuje wykładkę i opinkę z siatek lub okładzin żelbetowych. Obudowę natryskową można stosować na skrzyżowaniach chodników dla stabilizacji silnie zruszonego górotworu. Likwidację i wypełnianie pustek za obudową murową znacznie łatwiej i dokładniej jest przeprowadzać z użyciem technologii torkretu niż betonem ubijanym ręcznie. Beton natryskowy z powodzeniem może służyć do wzmacniania obudowy podporowej poprzez wytworzenie powłoki betonowej, w której obudowa spełnia rolę zbrojenia. W kopalniach podziemnych obudowa torkretowa stosowana jest najczęściej w wyrobiskach o kapitalnym przeznaczeniu: przecznicach, przekopach, komorach funkcyjnych, zajezdniach (rys. 12). Warstwa betonu wykonana przez torkretowanie znacznie zmniejsza opory wentylacyjne, utrudnia osadzanie się pyłu węglowego oraz jest ognioodporna [2, 22, 23, 34, 35].

Zasadą, która powinna być przestrzegana przy naprawach uszkodzonych powierzchni betonowych lub żelbetowych z wykorzystaniem torkretowania jest właściwy dobór wiążącego materiału naprawczego [38]. Właściwości mechaniczne i fizykochemiczne betonu utworzonego z dobrego spoiwa powinny być takie same lub zbliżone do właściwości betonu, z jakiego wykonana była naprawiana konstrukcja [9, 38].

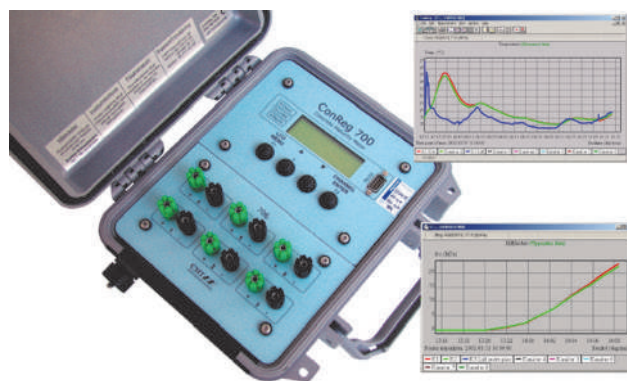
Stosowanie betonu natryskowego w opisanych sytuacjach uwarunkowane jest wytrzymałością na odrywanie natryskiwanej powierzchni. Badania takie przeprowadza się metodą „pull-off”, za pomocą której wyznacza się średnią wytrzymałość na rozrywanie podłoża, na które wykonywany jest natrysk nowej zaprawy. W przypadku, kiedy wyznaczona wspomnianą metodą wartość ta jest mniejsza niż 1,5 MPa torkretowanie możliwe jest dopiero

po wykonaniu zbrojenia z siatek zakotwionych w sposób mechaniczny, a minimalna grubość torkretu nie powinna być mniejsza niż 5 cm [3, 21].

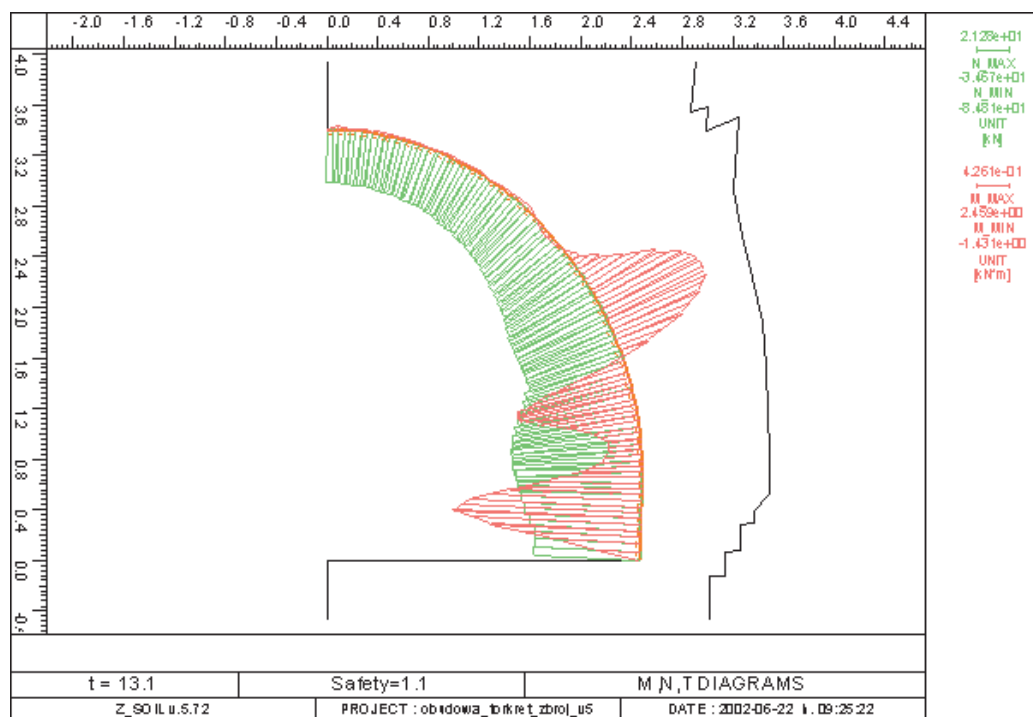
8. Kontrola stanu warstwy torkretu i sposoby naprawy

Ze względów bezpieczeństwa i dla zapewnienia odpowiedniej wytrzymałości warstwy torkretu korzystnie jest monitorować proces bezpośrednio po wykonaniu wzmocnienia obudowy podporowej przez zastosowanie, przykładowo, systemu pomiarowego „ConReg 700” (rys. 12). System ten umożliwi uzyskiwanie danych o temperaturze i wytrzymałości betonu w czasie całego procesu jego dojrzewania oraz pozwala na prognozowanie przyszłej wytrzymałości już na początku tego procesu [22].

Stan torkretu oceniany jest najczęściej poprzez wizualne obserwacje ścian wyrobiska. Widoczne gołym okiem spękania i rysy świadczą o przekroczeniu sił wewnętrznych w warstwie. Szczególnie narażone na przekroczenie dopuszczalnych naprężeń są powierzchnie ociosów (rys. 13).



Rys. 12. System pomiarowy „ConReg 700”



Rys. 13. Przykładowy rozkład sił normalnych i momentów zginających w obudowie torkretowej

Obserwacja pęknięć w betonie przy użyciu czujnika monitorującego wzajemne przemieszczenia krawędzi szczeliny (rys. 14) w kierunku podłużnym i prostopadłym w stosunku do osi pęknięcia pozwala określić wzrost rozwarcia szczeliny i prawdopodobieństwo pojawiania się pęknięć w sąsiednich miejscach [22].

Skutecznym sposobem zahamowania spękań torkretu jest przykotwienie warstwy do calizny otaczających skał. Dla lepszego wykorzystania takiego wzmocnienia korzystnie jest przykotwić siatkę nałożoną na warstwę torkretu [22].

Ewentualne odspojenia warstwy torkretu należy usunąć i dokonać naprawy wzmocnienia poprzez ponowne pokrycie tych miejsc betonem natryskowym. Korzystnie jest warstwę naprawczą torkretu wzmocnić dodatkowym zbrojeniem wykonanym przykładowo z przykotwionej siatki okładzinowej.

Właściwości mechaniczne i fizykochemiczne betonu natryskowego użytego do celów naprawczych powinny być zbliżone do właściwości betonu użytego wcześniej. Przed przystąpieniem do torkretowania naprawczego powierzchnie betonu korzystnie jest zwilżyć [11].

W warunkach kopalnianych dobrze jest sprawdzać wytrzymałość powierzchniowych warstw betonu na odrywanie (przyczepność betonu natryskowego do podłoża). Określa się to na badanym obiekcie na podstawie wrywania próbki [21]. Badanie takie w warunkach *in situ* można dokonać przy użyciu przyrządu „Dyna Pull-off Tester” (rys. 15), wyposażonego w koronkę diamentową. Wiercenie odbywa się na sucho lub na mokro. Zastosowanie dodatkowo rejestratora „Dynameter” umożliwia odczyt wytrzymałości betonu na odrywanie bez zbędnych przeliczeń [22]. Średnia wartość przyczepności betonu natryskowego nie powinna być mniejsza niż 1,5 MPa [11].

Dotychczas jakość betonu oceniana była głównie na podstawie jego wytrzymałości na ściskanie, gdyż wpływa ona bezpośrednio na nośność oraz na trwałość betonowych konstrukcji. Dlatego też w polskich warunkach zasadniczym pomiarem kontrolnym wykonanej warstwy torkretu był pomiar wytrzymałości betonu na ściskanie. Badania takie można wykonać laboratoryjnie w maszynie wytrzymałościowej na pobranych z warstwy torkretu próbkach lub w warunkach *in situ* za pomocą młotka Schmidta. Metoda młotkowa jest najczęściej używaną na świecie metodą nieniszczącą badanego obiektu, należąca do grupy metod sklerometrycznych [14, 21].

Młotek Schmidta typu „DIGI Schmidt 2” jest stosunkowo nowym cyfrowym rozwiązaniem młotka (rys. 16), w którym parametry mierzone są elektronicznie i mogą być przeliczane bezpośrednio na wartości wytrzymałości na ściskanie R_c . Zakres pomiarowy dla tego typu urządzenia zawiera się w przedziale 10–70 MPa. Przed przystąpieniem do pomiaru w warunkach *in situ* należy odpowiednio wygładzić badaną powierzchnię. Seria pomiarowa powinna składać się z co najmniej 10 uderzeń [15, 22].

Metody sklerometryczne nie uwzględniają różnicy między wytrzymałością betonu na powierzchni i w głębi konstrukcji, ale dla warstwy torkretu o grubości 10–20 cm nie ma to większego znaczenia [15, 22].

Badania wytrzymałości warstwy torkretu można również wykonywać nieniszcząco za pomocą ultradźwięków. Urządzenia do takich badań, zwane betonoskopami (rys. 17), dokonują pomiaru czasu rozchodzenia się podłużnej fali sprężystej w betonie za pomocą jednej lub dwóch głowic. W warunkach kopalnianych, ze względu na niedostępność warstwy torkretu od strony wyłomu, stosuje



Rys. 14. Czujnik pomiarowy służący do monitoringu szczelin w warstwie betonu



Rys. 15. „Dyna Pull-off Tester” z rejestratorem „Dynameter”



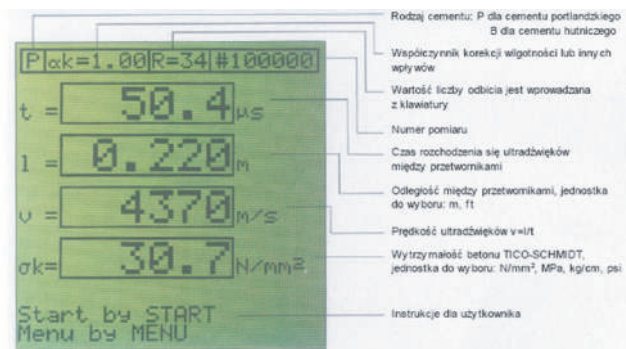
Rys. 16. Młotek Schmidta - typ „DIGI Schmidt 2”



Rys. 17. Urządzenie „Tico” z jedną głowicą pomiarową

się jedną głowicę. W takim przypadku wykorzystuje się odbicie fali od granicy warstwy. Pomiar prędkości rozchodzenia się fal sprężystych betonoskopem pozwala również wykryć pęknięcia w betonie. Wszystkie informacje o własnościach badanego materiału są na bieżąco wyświetlane na ekranie urządzenia (rys.18) [15, 22].

Celem zwiększenia dokładności opisanych metod pomiarowych można stosować metodę kombinowaną stanowiącą połączenie betonoskopu z młotkiem Schmidta.



Rys. 18. Informacje dostępne na ekranie urządzenia „Tico”

9. Obudowa torkretowa w KWK „Ziemowit”

W kopalniach, w których występują dopływy wód o znacznym stopniu zasolenia – a tak jest w KWK „Ziemowit” – uszkodzenia obudowy spowodowane przyspieszoną korozją mają istotne znaczenie, zwłaszcza w tych wyrobiskach, w których nie występują oznaki obciążenia obudowy podporowej [2, 14, 33]. Taka sytuacja występuje często w wyrobiskach przyszybowych lub w przekopach kamiennych. Pierwotne przekroje tych wyrobisk nie uległy zmianie, pomimo to obudowa powinna być wymieniona lub wzmocniona z uwagi na skorodowane odrzwia obudowy, które z czasem mogą ulec rozpadowi wskutek postępującej korozji, bez dodatkowego obciążenia. Wymiana obudowy to w efekcie przebudowa wyrobiska, która jest niebezpieczna, czasochłonna, kosztowna i zaburza ciągłość użytkowania wyrobiska. Często alternatywnym, a za razem korzystniejszym, rozwiązaniem jest wzmocnienie skorodowanej obudowy i zabezpieczenie jej przed dalszym szkodliwym wpływem wód i powietrza kopalnianego przez wykonanie warstwy betonu natryskowego (torkretowanie).

Dla wzmocnienia skorodowanej obudowy podporowej wyrobisk w KWK „Ziemowit” stosuje się torkretowanie mineralnymi spoiwami górnictwymi: „Utex-15”, „Utex-TZ”, „Cover”, „Torkret FT-30”. Spoiwo górnictwowe „Utex-15” jest mieszaniną popiołów lotnych z elektrofiltrów z cementami wysokich marek oraz odpowiednimi dodatkami modyfikującymi ich własności. Jest to spoiwo konstrukcyjne, normalnie wiążące o charakterze hydraulicznym i wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie w granicach 15–20 MPa. Pozostałe z uwagi na wysokie parametry wytrzymałościowe (R_c znacznie przekraczające 30 MPa), obok betonu natryskowego stosowane mogą być do wykonywania ochronnych pasów podporowych w bardzo trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych i przy dużych postępach ścian, tam izolacyjnych [33].

Dla określenia wytrzymałości na ściskanie torkretu zastosowanego w warunkach KWK „Ziemowit” pobrano bezpośrednio z wyrobisk próbki torkretu do badań w wa-

runkach laboratoryjnych. Wyniki prób jednoosiowego ściskania materiału pobranego z obudowy torkretowej przedstawiono w tabeli 1.

Wytrzymałość na ściskanie betonu natryskowego określono także w warunkach *in situ* określono metodą sklerometryczną przy użyciu analogowego młotka Schmidta typu N, wyniki przedstawiono w tabeli 2.

10. Podsumowanie

Stosowanie wzmocnienia skorodowanej obudowy odrzwiowej za pomocą betonu natryskowego znajduje coraz szersze zastosowanie w kapitalnych wyrobiskach korytarzowych.

Koszty i czasochłonność przebudowy takich wyrobisk najczęściej przesądzają o rezygnacji z takiego sposobu przywracania ich funkcjonalności. Przebudowy stosowane są tylko wówczas, kiedy konieczne jest przywrócenie gabarytów wyrobisk.

W handlu spotyka się aktualnie wiele tak zwanych ulepszaczy do zapraw, które zatrzymują proces korozji. Można więc z powodzeniem wykorzystywać torkretowanie jako metodę na zmniejszenie korozji obudowy stalowej i podwyższenie nośności wytworzonej w ten sposób obudowy zespolonej.

Stosowany przy doborze grubości warstwy torkretu współczynnik bezpieczeństwa wynoszący 2–3 w stosunku do grubości wynikającej z obliczeń, z uwagi na spadek nośności obudowy, zapewnia nie tylko bezpieczne jej wzmocnienie, ale również powoduje, że torkret może być traktowany jako samodzielna obudowa betonowa. Dlatego też nie jest konieczne kontrolowanie skorodowanych odrzwi obudowy pokrytych warstwą betonu natryskowego.

Ostatnie osiągnięcia w zautomatyzowaniu prac kopalnianych, wytworzenie uniwersalnych maszyn pozwalających stosować przemiennie obie technologie torkretowania stwarzają korzystną sytuację dla rozszerzonych działań w tym zakresie. Wytwarzanie nowych dodatków do betonów poprawiających własności z korzyścią dla stosowania obudowy powłokowej w trudnych warunkach kopalnianych wymaga jednak nowego podejścia do wykorzystania technologii torkretowania. Ważne znaczenie dla jej szerszego wykorzystania może mieć również malejący koszt zabezpieczania wyrobisk korytarzowych dzięki postępowi technicznemu. Torkret może być również stosowany jako obudowa wstępna zabezpieczająca ściany wyrobiska w rejonie przodka. Warstwa betonu wytworzona poprzez torkretowanie jest ognioodporna, zmniejsza opory wentylacyjne, utrudnia osadzanie się pyłu węglowego i izoluje ocios od dopływu powietrza.

Zastosowanie kotwi do wzmocnienia górotworu i podwieszenia obudowy podporowej w połączeniu z torkretem zbrojonym pozwala na znaczne zwiększenie nośności całej konstrukcji, którą można traktować jako obudowę zespoloną, a powiązanie betonu natryskowego z istniejącą w wyrobisku obudową łukową powoduje wytworzenie warstwy betonu zbrojonego. Odpowiednio opracowane receptury materiału wiążącego wykorzystywanego do torkretowania mogą zapewnić dobrą izolację obudowy od powietrza oraz wód kopalnianych i w ten sposób zmniejszyć postęp korozji.

Opracowane w ostatnim okresie metody pomiarowe umożliwiają monitorowanie obudowy torkretowej od momentu nałożenia pierwszej warstwy. Prowadzone w ramach monitoringu obserwacje pozwalają na wcze-

Tab. 1. Wyniki prób jednoosiowego ściskania materiału pobranego z obudowy torkretowej

	Próbka nr	Długość L , mm	Siła niszcząca F , kN	Wytrzymałość na ściskanie R_c , MPa
Obciążenie prostopadłe do uwarstwienia	1	25,0	5,65	44,64
	2	25,4	3,96	31,25
	3	17,2	5,65	44,64
	4	25,6	4,81	37,94
	5	28,3	6,08	47,99
	6	26,2	3,96	31,25
Obciążenie równoległe do uwarstwienia	7	28,6	5,09	40,17
	8	28,3	5,09	40,17
	9	25,2	4,24	33,48
	10	25,1	5,00	39,51
	11	28,6	5,51	43,52
	12	25,4	3,85	30,35
	13	27,8	4,86	38,39
	14	19,0	3,96	31,25
$\phi=12,6$ mm				$R_{c\dot{s}r} = 38,18$ MPa

Tab. 2. Wyniki pomiarów wytrzymałości na ściskanie betonu natryskowego w warunkach *in situ*

Lp.	Wyrobisko	$L_{\dot{s}r}$	f_{cm} MPa	S_{fcm}	V_{fcm}
1	Dworzec osobowy I poz. 500 m	47,5	56,8	2,87	5,05
2		46,2	54,2	2,56	4,72
3		43,1	48,3	8,11	16,78
4		31,3	27,1*	3,67	13,54
5		37,4	37,8**	6,36	16,81
6		36,2	35,6**	4,42	12,42
7	Przekop południowy I	40,0	42,5	7,70	18,11
8		29,6	24,4	4,70	19,24
9		33,8	31,4	3,05	9,73
10		46,7	55,3	6,99	12,63
11		39,9	42,2	5,70	13,51
12	Dworzec osobowy II poz. 500 m	39,3	41,2#	5,96	14,45
13		40,8	44,0##	6,29	14,29

$L_{\dot{s}r}$ – średnia liczba odbicia sklerometru w miejscu pomiarowym,

f_{cm} – średnia wytrzymałość na ściskanie betonu natryskowego w miejscu pomiarowym,

S_{fcm} – odchylenie standardowe,

V_{fcm} – współczynnik zmienności wytrzymałości na ściskanie betonu natryskowego.

* – pomiar w miejscu podłużnej szczeliny w betonie natryskowym o rozwarości do 1 mm,

** – pomiar w miejscu mechanicznego uszkodzenia powłoki z betonu natryskowego,

– obudowa z betonu natryskowego wykonana przed pięcioma tygodniami,

– obudowa z betonu natryskowego wykonana przed dwoma laty.

sne wykrywanie spękań betonu, co umożliwia podjęcie odpowiednich działań profilaktycznych. Stosowanie wymienionych rozwiązań monitoringu skutecznie pomaga w zachowaniu zakładanych parametrów wytrzymałościowych torkretu.

Koszt wzmocnienia obudowy podporowej przez zastosowanie torkretu jest o około 50% niższy od kosztów wykonania przebudowy w sposób tradycyjny. Czasochłonność wzmocnienia obudowy odcinka wyrobiska z wykorzystaniem torkretu w stosunku do tradycyjnych sposobów przebudowy jest około 5-krotnie mniejsza. W czasie wykonywania obudowy natryskowej nie ogra-

niczamy funkcji użytkowych wyrobiska, w tak dużym stopniu, jak w przypadku wykonywania przebudowy. Nie do przecenienia jest również bezpieczeństwo wykonania prac. Torkretowanie jest metodą nieinwazyjną w obudowę istniejących wyrobisk. Nie narusza struktury górotworu, co pozwala na wykonanie natryskowego sklepienia w sposób jak najbardziej bezpieczny. Ciągłemu unowocześnianiu ulegają materiały i urządzenia do wykonywania betonu natryskowego i z tego względu metoda znajduje coraz powszechniejsze zastosowanie.

Artykuł recenzował
doc. dr hab. inż. Stanisław PRUSEK

Literatura:

1. Chudek M. i inni: *Optymalizacja warunków współpracy stalowej obudowy odrzwiowej podatnej wzmocnionej warstwą betonu natryskowego z górotworem w aspekcie zachowania stateczności wyrobiska oraz ochrony środowiska górniczego*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2009.
2. Chudek M.: *Obudowa wyrobisk górniczych*. Wydawnictwo Śląsk, 1986.
3. EUROPEAN SPECIFICATION FOR SPRAYED CONCRETE, 2002.
4. Garshol K., Blindheim T., Kostkinen M.: *Shotcreting as a support method*. Orion Corporation Ltd Normet, 1987.
5. Grondziel M.: Steel fibre Shotcrete lends support to NATM. *Tunnels and Tunneling*, 1992.
6. Karwacki J., Łanocha R., Małecki B., Staszewski S.: Zastosowanie betonu natryskowego do obudowy wstępnej tuneli hydrotechnicznych w Świnnej Porębie. *Wiadomości Górnicze* 1994.
7. Karwacki J., Matysik A.: Możliwości stosowania w polskim budownictwie podziemnym betonu natryskowego zbrojonego włóknem stalowym. *Górnictwo*, 1995.
8. Kovári K.: History of the Sprayed Concrete Lining Method Part I-IV. *Tunnel*, 2002.
9. Masłowski E., Spiżewska D.: *Wzmacnianie konstrukcji budowlanych*. Wydawnictwo „Arkady”, 2000.
10. MATYSIK A.: Beton natryskowy zbrojony włóknem stalowym w budownictwie podziemnym. *Budownictwo Górnicze i Tunelowe*, 1996.
11. Melbye T., Dimmock R., Garshol K.: *Sprayed Concrete for rock support*, 2005.
12. Neville A. M.: *Właściwości betonu*, 2000. Wydawca: Polski Cement Sp. z o.o.
13. Niełacny P., Siodlak Ł.: *Przegląd Górniczy* 1-2/2010.
14. Niełacny P., Stefaniak R., Setlak K.: Doświadczenia KWK „Ziemowit” w zakresie zapewnienia stateczności wyrobisk górniczych o różnym przeznaczeniu. *Zeszyty specjalne Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej*. Międzynarodowa Konferencja. IX Szkoła Geomechaniki 2009. Materiały Naukowe, Gliwice-Ustroń 20-23 października 2009.
15. Niepublikowane materiały Katedry Górnictwa Podziemnego AGH W Krakowie.
16. Pacześniowski K.: Podatność stalowych odrzwi obudowy wyrobisk korytarzowych. *Wiadomości Górnicze* 7-8/2005.
17. PN-B-03264, 2002. Konstrukcje betonowe, żelbetowe i sprężone. Obliczenia statyczne i projektowanie.
18. PN-EN 14127 – Badania nieniszczące. Ultradźwiękowe pomiary grubości.
19. PN-G-05020, 1997. Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa sklepienia. Zasady projektowania i obliczeń statycznych.
20. PN-G-05600, 1998. Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa powłokowa. Zasady projektowania i obliczeń statycznych.
21. PN-G-14100 Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Beton natryskowy. Wymagania i badania.
22. Rak Z., Siodlak Ł., Stasica J.: Możliwości wzmocnienia obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem torkretowania. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*. Miesięcznik WUG 5/2007.
23. Rak Z., Stasica J., Siodlak Ł.: Możliwości i zakres stosowania betonu natryskowego. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*. Miesięcznik WUG 12/2007.
24. Ripsin M., Eng P., Gause Ch., Kurth T.: *Robotic Shotcrete applications for mining and tunneling*, 2004 (praca nie publikowana).
25. Rotkegel M., Prusek S.: Korozja obudowy wyrobisk korytarzowych. *Wiadomości Górnicze* 7-8/2005.
26. Rudnik S.: *Metaloznawstwo*. Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 1998.
27. Rułka K., Stochel D.: Obudowy powłokowe dla wyrobisk korytarzowych i komorowych. Zasady projektowania i doboru. Prace naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, 2004.
28. Siodlak Ł.: *Możliwości stosowania betonu natryskowego zbrojonego włóknem stalowym i polipropylenowym w kopalniach węgla kamiennego* (praca nie publikowana).
29. Siodlak Ł.: *Ocena stanu technicznego stalowej obudowy wyrobisk korytarzowych ze szczególnym uwzględnieniem zjawiska korozji i możliwości jej wzmocnienia z wykorzystaniem torkretowania* (praca nie publikowana).
30. Sozański L.: *Błędy pomiaru grubości metodą ultradźwiękową*. Materiały Konferencyjne IV Konferencji Metrologa w technikach wytwarzania maszyn. Szklarska Poręba 1993.
31. Sozański L.: Influence of factors on accuracy of thickness measurements using digital ultrasonic gauges, *DGZfP-Jahrestagung Zerstörungsfreie Materialprüfung*, Dresden 1997.
32. Stefaniak R., Moszko M., Śladowski G., Caban P.: Metody ograniczania korozji obudowy stalowej wyrobisk korytarzowych na podstawie doświadczeń kopalni „Ziemowit”. *Wiadomości Górnicze* 9/2009.
33. Stefaniak R., Setlak K., Moszko M., Siodlak Ł.: *Zastosowanie mineralnych spoiw „UTEX” w warunkach KWK „Ziemowit”* (praca nie publikowana).
34. Straś J.: *Projektowanie wzmocnienia skorodowanej stalowej obudowy odrzwiowej poprzez narzut warstwy spoiwa torkretowego dla przywrócenia nośności obudowy* (praca nie publikowana).
35. Surma A.: Natryskowe obudowy powłokowe sposobem poprawy podatności i obniżenia kosztów utrzymania starych wyrobisk kopalnianych. *Materiały konferencji Szkoły Eksploatacji*, 2002.
36. Śliwiński A.: *Ultradźwięki i ich zastosowania*. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, 2001.
37. Uhlig H.: *Korozja i jej zapobieganie*. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, 1976.
38. Wichur A., Baran D., Frydrych K.: Analiza wpływu wybranych czynników górniczych i geotechnicznych na wartości sił wewnętrznych w obudowie sklepieniowej wyrobisk korytarzowych. *Budownictwo Górnicze i Tunelowe* 1/2009.
39. Żmuda J.: *Podstawy projektowania konstrukcji metalowych*. Wydawnictwo Arkady, Warszawa 1997.

Niekonwencjonalne złoża gazu ziemnego*

(Komunikat)

Szczerpywanie udokumentowanych zasobów gazu ziemnego, jego wzrastające ceny i wrażliwość stabilności dostaw na zawirowania polityczne sprawiają, że poszczególne kraje coraz częściej sięgają po jego własne zasoby, zawarte w tzw. złożach niekonwencjonalnych. Za takie uważa się nagromadzenia gazów w skałach zbiornikowych, charakteryzujących się bardzo niskimi współczynnikami przepuszczalności ($< 0,1$ milidarcy). Tym samym, do złóż niekonwencjonalnych zalicza się metan z pokładów węgla (dalej: MPW), gaz z łupków (ang. *shale gas*), tzw. gaz zamknięty (ang. *tight gas*) i hydraty gazowe. Wraz z konwencjonalnymi złożami gazu ziemnego można je uporządkować w następujący typoszereg złóż: gaz ziemny, głęboko zalegający gaz ziemny, metan z pokładów węgla, gaz z łupków, gaz zamknięty i hydraty gazowe, które w podanej kolejności cechuje wzrost skomplikowania technicznego eksploatacji i ryzyka inwestycji, lecz równocześnie wzrost całkowitych zasobów geologicznych. Zagadnienia pozyskania metanu z węgla są już w Polsce stosunkowo dobrze znane, a w odniesieniu do eksploatacji gazu z hydratów dotychczas brak jakichkolwiek doświadczeń. Poniżej skupiono się więc na złożach gazu w łupkach (dalej: SG) i gazu zamkniętego (dalej: TG), tym bardziej, że już rozpoczęto pierwsze roboty geologiczne w ramach poszukiwań takich złóż, na podstawie jednej z 62 udzielonych koncesji na poszukiwanie i rozpoznawanie SG i TG.

* Opracowanie na podst. materiałów konferencji nt. „Niekonwencjonalne złoża gazu ziemnego w Polsce”, Warszawa 27.01.2010 r., PIG – Ministerstwo Środowiska

TREŚĆ:

Komunikat przybliży definicję i klasyfikację niekonwencjonalnych złóż gazu ziemnego. Na tym tle skrótowo omawia: genezę gazu z łupków i gazu zamkniętego, zarys technologii eksploatacji w powiązaniu z uwarunkowaniami ekonomicznymi i prawnymi ich wydobywania.

SŁOWA KLUCZOWE:

gaz z łupków, gaz zamknięty, ekonomika wydobywania

Złoża SG i TG różnią się zdecydowanie od konwencjonalnych złóż gazu ziemnego, tak pod względem genetycznym, jak i z uwagi na warunki występowania. Złoża gazu ziemnego powstały bowiem wskutek migracji gazów z głębszych skał macierzystych do płycej położonych skał zbiornikowych o dobrych własnościach hydraulicznych (wysoka porowatość i przepuszczalność), izolowanych od otoczenia skalnego skałami słabo przepuszczalnymi. Złoża SG tworzą się, tymczasem, wskutek generacji gazu z materii organicznej, zawartej w słabo przepuszczalnych łupkach, które dla gazu są równocześnie skałą: macierzystą, zbiornikową i izolującą. Zawarty w takich łupkach (najczęściej bitumicznych lub węglowych) gaz gromadzi się bądź w porach pozostałych po rozłożonej materii organicznej, jako gaz wolny, bądź jako gaz sorbowany w materii organicznej (analogicznie do MPW).

Geneza złóż TG nie jest do końca rozstrzygnięta. Na podstawie badań w USA generalnie zakłada się, że generacja gazu następuje w porowatej skale macierzystej o słabej przepuszczalności, spowodowanej zamknięciem dróg migracji płynów złożowych wskutek wcześniejszej jej kompaktacji i cementacji. Postępująca generacja gazu prowadzi w niej do wzrostu ciśnienia gazu

i naturalnego szczelinowania hydraulicznego skały, a w konsekwencji do przepływu gazu i – po jego rozprężeniu poniżej wartości ciśnienia szczelinowania – do jego uwięzienia w porach skały zbiornikowej, ponownie od siebie odizolowanych. Obserwacje z Europy wskazują jednak, że mechanizm tworzenia złóż TG może być nieco odmienny. Mogły one bowiem powstać tak, jak konwencjonalne złoża gazu ziemnego, a następnie przekształcić się w złoża TG, wskutek tektonicznego pograżenia i cementacji skały zbiornikowej.

Niezależnie od genezy, zarówno w przypadku SG, jak i TG mamy do czynienia ze złożami o bardzo niekorzystnym, podstawowym parametrze zbiornikowym, tj. przepuszczalności, i zazwyczaj położonymi na dużej głębokości (3–7 km). Ich eksploatacja wymaga więc zastosowania specjalnej technologii, opartej na wierconych wachlarzowo otworach horyzontalnych i wielokrotnym szczelinowaniu hydraulicznym ich długich (do 1,0–2,0 km) odcinków horyzontalnych. Biorąc pod uwagę, że typowa wydajność początkowa pojedynczego otworu (na podst. danych z USA) sięga w takich złożach zaledwie 10–100 m³/min. (max. ok. 400 m³/min.), to dla uzyskania przemysłowej produkcji gazu konieczne jest odwiercenie na złożu SG lub TG szeregu otworów, rozmieszczonych we, w miarę regularnej siatce.

Doskonałym przykładem rozwoju eksploatacji gazu ze złóż niekonwencjonalnych są Stany Zjednoczone, gdzie już w 2007 r. z takich złóż pochodziło 48% krajowego wydobycia gazu ziemnego, z czego blisko 21% przypadało na gaz z łupków, a pozostałe 79% na metan z węgla. Pomijając niezbędny postęp techniczny, do takiego rozwoju tej gałęzi górnictwa przyczyniło się przede wszystkim zwolnienie z podatków producentów niekonwencjonalnego gazu przez Kongres USA (*Nonconventional Fuel Tax Credit*, 1980). Jest to rozwiązanie prawne porównywalne z sygnalizowanymi wcześniej rozwiązaniami: niemieckiej ustawy o odnawialnych źródłach energii z 2000 r. i brytyjskiej ustawy finanso-

wej 2002 r., które umożliwiły tam szerokie wykorzystanie metanu ze zlikwidowanych kopalń węgla (por.: [1]).

Bez zwolnień podatkowych eksploatacja amerykańskich złóż SG i TG byłaby ekonomicznie nieuzasadniona. Przedstawiona powyżej, w dużym skrócie, technologia eksploatacji wiąże się, bowiem z wysokimi kosztami udostępnienia złóż. Pomimo, że w USA są one znacząco niższe niż w Polsce, to nawet tam sięgają przeciętnie 4–11 mln USD na otwór. Dochodzą do tego koszty wykupu lub dzierżawy gruntów, zajętych pod: wiercenia, drogi dojazdowe i rurociągi, oraz utylizacji zwiercin i wydobywanych z gazem zasolonych wód złożowych (śr. 1,0–1,5 m³/d/otwór). Powoduje to, że rentowność produkcji SG i TG w USA może być rozważana dopiero przy hurtowych cenach gazu ziemnego wyższych niż 0,12–0,37 \$/m³. Przy średniej cenie gazu 0,28 \$/m³ i obowiązujących ulgach podatkowych wewnętrzna stopa zwrotu inwestycji w złoża takich gazów jest tam szacowana na ok. 5%.

W Polsce perspektywy złożowe SG związane są z fragmentami południowo-zachodniej krawędzi platformy wschodnioeuropejskiej (Pomorze, Lubelszczyzna, Mazowsze), a TG głównie z monokliną przedsudecką i osadami czerwonego spągowca (np. rejon poznański). Według wstępnych (zapewne mocno przesadzonych) szacunków firm amerykańskich, potencjalne zasoby gazu ze złóż niekonwencjonalnych mogą sięgać u nas 1400 mld m³. Dla porównania: wydobywalne zasoby konwencjonalnego gazu ziemnego wynoszą ok. 140 mld m³. Wydaje się więc, że – w przypadku pozytywnych wyników poszukiwań geologicznych – warto podjąć wysiłek legislacyjny, który doprowadziłby w Polsce do rentowności pozyskania gazu i produkcji energii z omówionych, niekonwencjonalnych złóż. Bez niego, obserwowany obecnie początek zainteresowania tym sektorem, skończy się bowiem najpewniej tak, jak wcześniej *boom* na metan z pokładów węgla.

Literatura:

1. Grzybek I.: Wpływ polityki państwa na wykorzystanie metanu kopalnianego. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 11; s. 43-45, 2005.

XVI Spotkanie Szefów Urzędów Górniczych Krajów Europejskich

W dniach 5–7 lipca br. w Meißen oraz Freibergu odbyło się XVI Spotkanie Szefów Urzędów Górniczych Krajów Europejskich. Spotkania te są elementem szerokiej sieci współpracy sektorowej w zakresie górnictwa i geologii krajów Unii Europejskiej, a także krajów współpracujących na tym polu z UE. Odbywają się one cyklicznie, raz do roku i mają na celu przede wszystkim wymianę doświadczeń w zakresie funkcjonowania przemysłu wydobywczego w poszczególnych krajach europejskich. Gospodarzami tegorocznego spotkania byli przedstawiciele nadzoru górniczego z Republiki Federalnej Niemiec. W konferencji brali udział reprezentanci z 12 państw – polskiej delegacji przewodniczył dr inż. Piotr Litwa, Prezes Wyższego Urzędu Górniczego.

W trakcie spotkania wygłoszono szereg referatów dotyczących problemów i najlepszych praktyk w zakresie wdrażania przepisów prawnych regulujących kompetencje i sposób działania nadzoru górniczego w poszczególnych krajach europejskich.

Podniosłym momentem spotkania było podpisanie wypracowanego w trakcie obrad memorandum. W jego konkluzji uczestnicy konferencji zadeklarowali gotowość dalszej ścisłej współpracy we wszystkich aspektach przemysłu wydobywczego, podkreślili znaczenie tego przemysłu dla rozwoju gospodarczego Europy oraz uznali za konieczne przyjęcie przez Unię Europejską i poszczególne kraje członkowskie mechanizmów, które zapewnią istnienie bezpiecznego i efektywnego górnictwa w przyszłości.

Obrady zakończyły się zaproszeniem wszystkich uczestników, wystosowanym przez polskich przedstawicieli, na kolejne, XVII Spotkanie Szefów Urzędów Górniczych Krajów Europejskich, które odbędzie się w Polsce, w Krakowie we wrześniu 2011 r.



XVI Spotkanie Szefów Urzędów Górniczych

Komisja do spraw Ochrony Powierzchni

16 lipca 2010 r. w Wyższym Urzędzie Górniczym w Katowicach, odbyło się posiedzenie Komisji do spraw Ochrony Powierzchni. Przedmiotem obrad Komisji była „Aktualizacja studium rozwiązań dla zapewnienia bezpieczeństwa powszechnego w aspekcie oddziaływania wstrząsów na zabudowę powierzchni, towarzyszących eksploatacji KWK »Piast« oraz KWK »Ziemowit« w parcelach D, E i F do 2013 roku, w świetle realizacji opinii zawartych w Uchwale nr 2/2010 Komisji do spraw Ochrony Powierzchni przy Wyższym Urzędzie Górniczym”.

Z wnioskiem o wydanie opinii wystąpił Dyrektor Okręgowego Urzędu Górniczego w Katowicach. Posiedzeniu przewodniczył prof. dr hab. inż. Edward Popiołek. Do udziału w posiedzeniu zaproszeni zostali przedstawiciele: organów nadzoru górniczego, Przedsiębiorcy – tj. Kompanii Węglowej S.A. oraz samorządu terytorialnego: Starosta Powiatu Bieruńsko-Lędzińskiego, Burmistrz Miasta Bieruń, Wójt Gminy Chełm Śląski, Burmistrz Miasta Chełmek.

Zmiany w przepisach dla górnictwa podziemnego

14 lipca 2010 r. zostało ogłoszone rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 25 czerwca 2010 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 126, poz. 855). Jest to druga nowelizacja rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r.; poprzednia weszła w życie z dniem 12 sierpnia 2006 r.

inicjatywę legislacyjną w tym zakresie podjął Prezes Wyższego Urzędu Górniczego, kierując stosowne wystąpienia do Ministra Gospodarki oraz Ministra Środowiska.

Rozwiązania zamieszczone w rozporządzeniu dotyczą, m.in.:

- 1) wymagań w zakresie bezpieczeństwa użytkowania oraz oceny stanu technicznego sekcji obudów zmechanizowanych;
- 2) zagrożenia metanowego w drażonych wyrobiskach korytarzowych;
- 3) zagrożenia tąpnięciami w podziemnych zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi;
- 4) likwidacji szybów i szybików.

Nowelizacja weszła w życie z dniem 14 sierpnia 2010 r.

Spotkanie z kierownictwem KGHM Polska Miedź S.A.

20 lipca 2010 r. w Lubinie odbyło się spotkanie Wiceprezesa Wyższego Urzędu Górniczego, Mirosława Koziury z kierownictwem KGHM Polska Miedź S.A. W spotkaniu brał udział Dyrektor Departamentu Energomechanicznego, Józef Koczvara. W trakcie spotkania zaprezentowany został system łączności STAR-DOTRA, wdrażany w celu poprawy bezpieczeństwa pracy w zakładach górniczych należących do KGHM Polska Miedź S.A. System integruje łączność przewodową z bezprzewodową i został opracowany, między innymi, na podstawie analiz stanu zagrożeń przeprowadzonych przez WUG i OUG Wrocław.

Strategiczny projekt badawczy „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach” - pierwsze posiedzenie Komitetu Sterującego

22 lipca 2010 r. odbyło się pierwsze posiedzenie Komitetu Sterującego strategicznego projektu badawczego pt. „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach”. Zadaniem tego gremium jest przygotowanie oferty do wyłonienia wykonawcy projektu w drodze konkursu, a następnie ewentualne uszczegóławianie projektu oraz stałe monitorowanie jego realizacji wraz z opiniowaniem raportów rocznych i końcowych. Podczas posiedzenia wybrano przewodniczącego Komitetu, którym został Prezes WUG, Piotr Litwa.

TO NIE POWINNO SIĘ ZDARZYĆ

Wypadki. Katastrofy

W Kopalni Granitu „Zimnik”

W dniu 14.06.2010 r. w zakładzie górniczym Kopalnia Granitu „Zimnik” Sp. z o.o. w Zimniku zaistniał wypadek śmiertelny, któremu uległ pomocnik górnika skalnika.

Wypadek miał miejsce w przodku roboczym nr III/4, zlokalizowanym w północno-zachodniej części wyrobiska. Eksploatacja złoża prowadzona była w wyrobisku wgłębnym systemem zabierkowym na bloki i polegała na urabianiu pasów ław skalnych o grubości do 6 metrów.

W dniu 14 czerwca 2010 r. na zmianie I, w przodku nr III/4 na poziomie +157,5 m, prowadzone były roboty eksploatacyjne i transport bloków dźwignicą linotorową przez dwuosobowy zespół pomocników górnika skalnika. W czasie zmiany zespół wytransportował, za pomocą dźwignicy linotorowej, 3 bloki. Za pomocą klinów trójdzielnych podzielił odspojony od calizny kolejny blok na dwa mniejsze, pozostawiając w otworach kliny. Prace zespołu prowadzone były od godz. 10⁰⁰ do godziny 12³⁰, pod bezpośrednim nadzorem sztygara zmianowego, ze względu na brak w składzie zespołu górnika skalnika. Ok. godz. 13⁰⁰ pracownicy zakończyli pracę w przodku i zdjęli szelki bezpieczeństwa. Przed opuszczeniem przodka jeden z pomocników górnika skalnika postanowił wyjąć za pomocą łomu kliny z bloku pozostawionego przy krawędzi ściany. W czasie wyjmowania klinów, pomocnik górnika skalnika spadł wraz z blokiem skalnym z poziomu roboczego +157,5 m na poziom +127,5 m na skutek osunięcia się zalegających pod blokiem mas skalnych po płaszczyźnie poślizgu. W wyniku upadku z wysokości ok. 30 metrów, poszkodowany poniósł śmierć na miejscu.

Przyczyną wypadku śmiertelnego było spadnięcie poszkodowanego z wysokości 30 metrów na spąg wyrobiska.

Do wypadku przyczyniły się:

- praca na wysokości, bezpośrednio przy krawędzi wysokiej ściany, bez stosowania szelek bezpieczeństwa wraz z osprzętem,
- istnienie niewidocznej, naturalnej płaszczyzny poślizgu poniżej bloku skalnego, na którym pracował poszkodowany.

Szkic miejsca wypadku – s. 41

Lubelski Węgiel „Bogdanka”

W dniu 29.06.2010 r. w Lubelskim Węglu „Bogdanka” S.A. w Bogdancie zaistniał wypadek śmiertelny, któremu uległ pracownik firmy POLI-MEX-MOSTOSTAL Zakład Budownictwa Szczecin.

Wypadek miał miejsce przy budowie zbiornika węgla surowego realizowanego w ramach zadania: „Rozbudowa Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla w Lubelskim Węglu »Bogdanka« S.A. w polu Stefanów”. Zbiornik wykonywano w konstrukcji żelbetowej o wymiarach w rzucie 38 x 8 m.

W dniu 29.06.2010 r. prowadzono prace przy montażu zewnętrznej ściany szalunków zbiornika węgla. Prace wykonywał zespół trzech pracowników firmy Polimex-Mostostal Zakład Budownictwa Szczecin. Do prac wykorzystywano rusztowania systemowe firmy HUNNEBECK

i pomost roboczy rusztowania budowlanego o szerokości 1,75 m. Pomost zmontowany został na wysokości 7,1 m. Na pomoście zamontowane były bariery systemowe. Około godziny 13¹⁵ w czasie wykonywania prac związanych z montażem narożnika szalunków, przodowy zespół, bez użycia szelek bezpieczeństwa, stojąc na drugim lub trzecim stopniu trzelementowej drabiny przystawnej produkcji firmy DRABEX typ 4210 ustawionej na pomoście roboczym, podawał pracownikowi, stojącemu powyżej na elemencie deskowania, ważący ok. 8 kg aluminiowy element kątowy służący do zamknięcia naroża ściany szalunku. W czasie tych czynności przodowy spadł z pomostu roboczego z wysokości 7,1 m. W wyniku upadku doznał on śmiertelnych obrażeń.

Przyczyną wypadku śmiertelnego był upadek poszkodowanego z wysokości 7,1 m na ziemię.

Przyczyna ta była następstwem:

- pracy na wysokości bez zastosowania szelek bezpieczeństwa wraz z osprzętem,
- niewłaściwego użycia drabiny,
- złej organizacji robót polegającej na tolerowaniu użycia drabin przystawnych na pomoście roboczym rusztowania budowlanego,
- braku nadzoru nad pracownikami ze strony kierownictwa budowy.

Szkic miejsca wypadku – s. 41

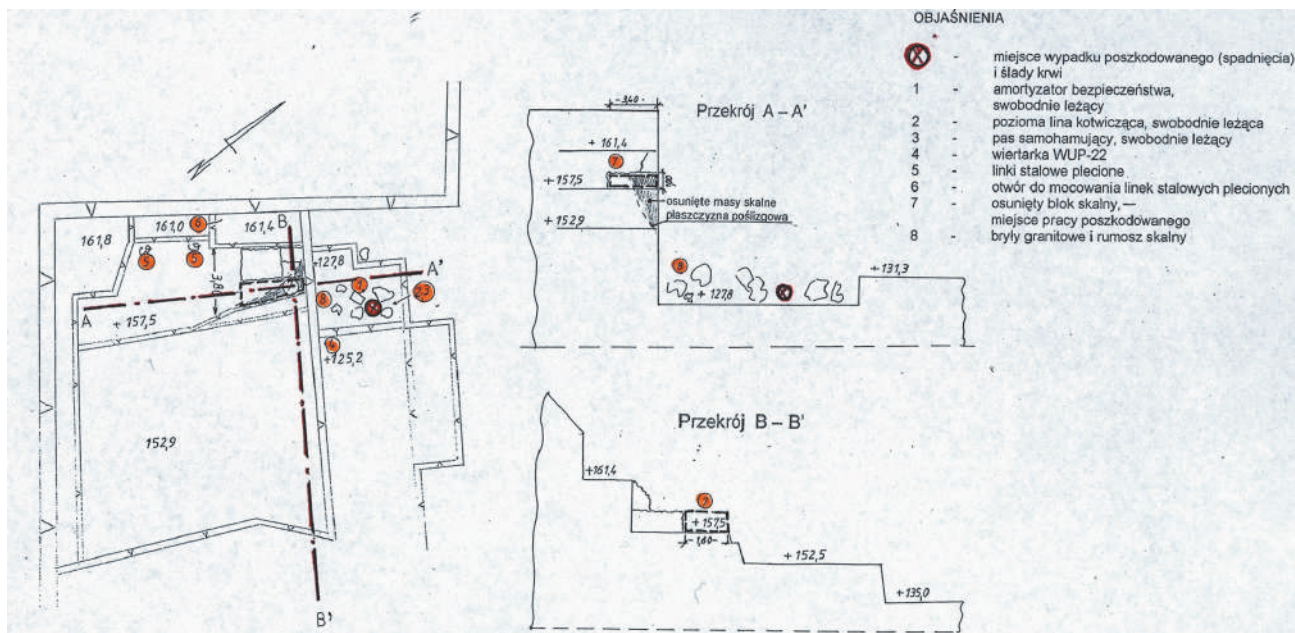
W Kopalni Węgla Kamiennego „Knurów-Szczygłowie”

W dniu 15.06.2010 r. w Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowie” Ruch Szczygłowie w Knurowie, zaistniał pożar endogeniczny.

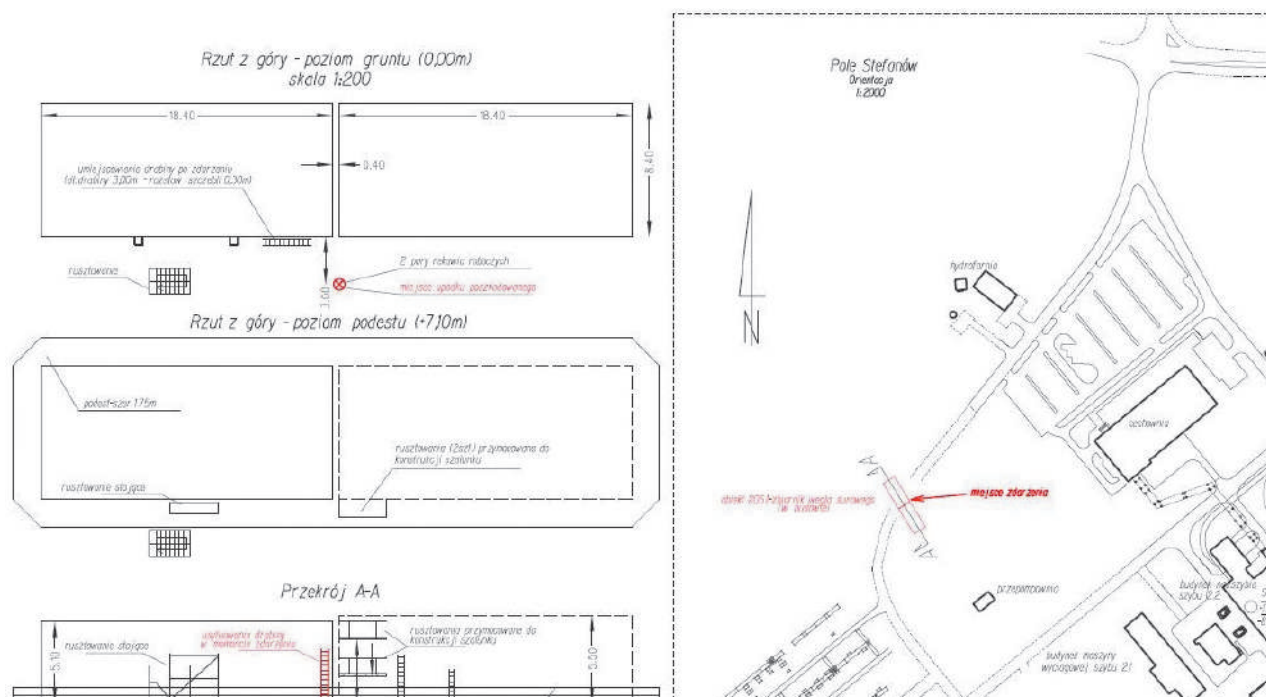
Pożar zaistniał w rejonie likwidowanej ściany XXIV w pokładzie 405/3 pomiędzy poziomami 650 m i 850 m. Pokład 405/3 o nachyleniu do 10° i miąższości do 4,3 m, w części objętej eksploatacją, zaliczony został do IV kategorii zagrożenia metanowego, klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, I stopnia zagrożenia wodnego oraz II grupy skłonności do samozapalenia węgla.

Od dnia 24.01.2007 r. prowadzono eksploatację z zawałem stropu, na całą grubość pokładu 405/3, ścianą XXIV pomiędzy chodnikami badawczym 71 i 76. Powietrze do ściany doprowadzane było z poziomu 850 m chodnikiem badawczym 76 i odprowadzane chodnikiem badawczym 71 do pochylni badawczej 73 w pokładzie 405/3, a następnie wyrobiskami do szybu wentylacyjnego VI na poziomie 650 m. Od dnia 29.03.2010 r., po wykonaniu przedziału transportowego, rozpoczęto wydawanie ze ściany wyposażenia, a następnie sekcji obudowy zmechanizowanej. Do dnia 15.06.2010 r. wytransportowano 142 sekcje. W ścianie pozostało 18 sekcji obudowy zmechanizowanej.

W dniu 15.06.2010 r., od godziny 3⁰², w związku ze stwierdzonym wzrostem zagrożenia pożarowego, objawiającym się przyrostami stężenia tlenu węgla powyżej 0,0026% rejestrowanymi przez analizator CO zabudowany w likwidowanej ścianie XXIV w odległości około 21 m od skrzyżowania z chodnikiem badawczym 71, przystąpiono do prac zmierzających do wyłączenia rejonu ściany z sieci wentylacyjnej kopalni na zasadach prac profilaktycznych. Około godziny 11⁰⁰,



Szkic miejsca wypadku śmiertelnego, zaistniałego w dniu 14.06.2010 około godz. 13.00 w zakładzie górniczym Kopalnia Granitu „Zimnik” Sp. z o.o., któremu uległ pomocnik górnika skalniaka



Szkic miejsca wypadku zaistniałego podczas budowy zbiornika węgla surowego w dniu 29.06.2010 r. o godz. 13.15, któremu uległ pracownik firmy Polimex-Mostostal o. Szczecin

w związku z utrzymywaniem się zawartości tlenu węgla w przepływowym prądzie powietrza powyżej 0,0026%, kierownik ruchu zakładu górniczego podjął decyzję o rozpoczęciu akcji ratowniczej – pożarowej polegającej na zabudowaniu tam przeciwybuchowych w chodnikach przyścianowych. Analizator tlenu węgla, zabudowany w chodniku badawczym 71 na wschód od skrzyżowania z pochylnią badawczą 73, zarejestrował stężenie tlenu węgla wynoszące 0,0040%, natomiast analizator CO zabudowany w likwidowanej ścianie XXIV zarejestrował stężenie tlenu węgla wynoszące 0,0070%.

Z zagrożonych wyrobisk wycofano 67 pracowników, bez konieczności użycia ucieczkowych aparatów regeneracyjnych, a dojścia do wyznaczonej strefy zagrożenia

zabezpieczono posterunkami. Do akcji skierowano zastępy ratownicze. W dniu 22.06.2010 r. o godzinie 19⁵², po wykonaniu tam przeciwybuchowych w chodnikach przyścianowych, kierownik akcji zakończył prowadzenie akcji przeciwpożarowej. W akcji brało udział po 6 zastępów ratowniczych na każdej ze zmian, w tym zastępy własne i kopalń sąsiednich oraz Okręgowej Stacji Ratownictwa Górniczego w Zabrze i Bytomiu.

Nadzór nad akcją przeciwpożarową sprawował Okręgowy Urząd Górniczy w Gliwicach.

Prawdopodobną przyczyną pożaru było samozapalenie się węgla pokładu 405/3 pozostawionego w zrobach ściany XXIV.

W Zakładzie Górniczym „Rudna”

W dniu 4.06.2010 r. w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG "Rudna" miało miejsce tąpnięcie wywołane wstrząsami górotworu o energiach: $1,7 \times 10^7$ J o godz. 14²⁸ oraz $4,2 \times 10^7$ J o godz. 14³⁴ oraz wypadek lekki, któremu uległ operator ładowarki.

Wypadek lekki zaistniał w pasie P-16, między komorami K-32 i K-31 prawego skrzydła frontu eksploatacyjnego pola XVII/1, na poziomie 1050 m. W polu XVII/1 wybierano złożę rudy miedzi systemem komorowo-filarowym z upodatkowaniem złoża z podsadzką hydrauliczną i podsadzką suchą. Złożę rudy miedzi występowało w stropie piaskowca i w skałach węglanowo-łupkowych cechsztynu, a jego miąższość wynosiła od 4,0 m do 13,0 m. Zaliczone zostało do trzeciego stopnia zagrożenia tąpnięciami oraz do pierwszego stopnia zagrożenia wodnego. Skały stropu zaliczono do klasy drugiej, a spągu do klasy pierwszej. Dla zabezpieczania stropu wyrobisk eksploatacyjnych stosowano kotwy wklejane, o długości żerdzi 1,8 m i 2,6 m, oraz kotwy stalowe rurowo-cierne w siatce kotwienia 1,5 m x 1,5 m. Jako obudowę dodatkową stosowano kotwy linowospoiwowe o długości lin 5 m i 7 m, obudowę podporową, tj. stojaki hydrauliczne ze stropnicą, drewniane stojaki i stopy podporowe oraz stropnice płytowe typu SP.

W dniu 04.06.2010 r., o godz. 14²⁸ i 14³⁴, na prawym skrzydle pola XVII/1, wystąpiły wstrząsy górotworu

o energiach $E = 1,7 \times 10^7$ J i $E = 4,2 \times 10^7$ J, których epicentra zlokalizowano: pierwszy 90 m od pasa P-17 w caliznie pola na przedłużeniu komory K-33, a drugi w zrobach na przedłużeniu komory K-30.

W tym czasie w polu XVII/1 znajdowało się 21 pracowników. Operator ładowarki Łk-4 typu Toro 0010LP w czasie przejazdu pasem P-16, został uderzony wypchniętą podmuchem szybą kabiny doznając urazu głowy i kręgosłupa szyjnego.

Po wystąpieniu wstrząsów 21 pracowników (w tym poszkodowany) samodzielnie wycofało się do punktu zbornego.

W wyniku wstrząsów nastąpiło opadnięcie warstw stropowych i zawał w:

- pasie P-17 na skrzyżowaniu z komorami K-37, K-38, na wysokość do 4,0 m,
- pasie P-17 na skrzyżowaniu z komorami K-32, K-33, na wysokość do 1,5 m,
- komorze K-28 na odcinku od pasa P-17 (bez pasa) do pasa P-16 łącznie, na wysokość do 1,8 m.

Przyczyną wypadku lekkiego było uderzenie poszkodowanego, wypchniętą podmuchem szybą kabiny, w głowę.

Przyczyną tąpnięcia były wysokoenergetyczne wstrząsy górotworu, o energiach $E = 1,7 \times 10^7$ J i $E = 4,2 \times 10^7$ J, zaistniałe na skutek nagłego rozładowania się nagromadzonej energii sprężystej w górotworze.

Materiał przygotowała **Wanda SŁUPIANEK**

WYPADKOWOŚĆ W GÓRNICTWIE od 1.01 do 31.07.2010

	OGÓŁEM				W tym kopalnie węgla kamiennego			
	2009		2010		2009		2010	
	rok 2009	1.01–31.07	1–31.07		rok 2009	1.01–31.07	1–31.07	
WYPADKI ŚMIERTELNE	38	13	11	1	36	12	7	1
w tym FIRMY USŁUGOWE	1	1	2	0	1	1	1	0
Kopaliny pospolite	2	2	1	0				
WYPADKI CIĘŻKIE	49	14	23	1	43	9	13	0
w tym FIRMY USŁUGOWE	5	3	11	1	4	2	4	0
Kopaliny pospolite	1	0	0	0				
WYPADKI OGÓŁEM (załoga własna i firmy usługowe) na koniec czerwca	3518	1696	1726	+30 +1,8%	2799	1355	1348	-7 -0,5%
					w tym ZAŁOGA WŁASNA			
					2249	1062	1056	-6 -0,6%
Kopaliny pospolite	31	15	16	X	w tym FIRMY USŁUGOWE			
					550	293	292	-1 -0,3%
ZGONY NATURALNE	12	7	10	2	8	4	9	2
Kopaliny pospolite	3	2	0	0				

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

Zapowiedź stulecia konfliktów o... wodę

XXI wiek będzie stuleciem wojen o wodę – uważał zmarły niedawno pisarz i podróżnik Ryszard Kapuściński. Jego intuicję w pełni potwierdza w swojej książce „Konflikty o wodę” dyrektor Oddziału Instytutu Gospodarki Wodnej w Poznaniu, prof. Piotr Kowalczyk; kreśląc wizję przyszłości, w której niedostatek wody, zwłaszcza tej nadającej się do picia, może prowadzić do licznych konfliktów. Szczególnie w krajach biednych, o szybko wzrastającej liczbie ludności oraz jej nadmiernej koncentracji.

Przyczyną kłopotów z wodą; rosnącego wzrostu jej zużycia są ogromne potrzeby „wodochłonnego” konsumenta, jakim jest przemysł. Nade wszystko jednak rolnictwo i hodowla. Na miarę wzrostu poziomu cywilizacyjnego, stale wzrasta także zużycie wody dla konsumpcji i celów gospodarczych samych mieszkańców. Dość wspomnieć, że na przestrzeni minionego stulecia aż trzykrotnie wzrosła liczba mieszkańców naszej planety, a pobór wody zwiększył sześciokrotnie!

Woda... Ten wciąż niedoceniany, życiodajny surowiec – w jednych krajach i regionach (zwłaszcza bogatych w jej zasoby) marnowany; w większości jednak, zwłaszcza tych, gdzie występuje jej niedostatek – gospodarnie i oszczędnie wykorzystywany. Skutecznym sposobem racjonalnego spożytkowywania oraz poszanowania tego surowca są adekwatne opłaty za wodę.

Niedostatek wody pociąga za sobą nie tylko konsekwencje ekonomiczne i społeczne, ale także polityczne. Jednym z przykładów mogą być ubogie w jej zasoby Izrael i Jordania. Niedostatek wody (spór o zasoby rzeki Jordan i Jeziora Genezaret) uważany jest za jeden z najważniejszych punktów zapalnych w konflikcie izraelsko-arabskim. W tej sytuacji nie tylko rodzą się, ale urzeczywistniane są gigantyczne i wielce kosztowne przedsięwzięcia w postaci budowy zapór, pojemnych zbiorników i kanałów, a także zmieniania biegu rzek oraz budowy naziemnych i podziemnych rurociągów dla przetłaczania wody słodkiej na duże odległości.

Współczesny chiński mur na... wodzie

Problemu niedostatku wody dla celów gospodarczych i konsumpcyjnych nie rozwiązały w pełni tak gigantyczne przedsięwzięcia, jak okupiona cennymi zabytkami Tama Assuańska na Nilu, czy Zapora Trzech Przełomów na rzece Jangcy, wzniesiona kosztem przesiedlenia 1,3 miliona ludzi.

Aktualnie jesteśmy świadkami budowy, a konkretnie rozbudowy, jednej z największych w Azji, wzniesionej w latach 50. ub. stulecia zapory Danjiangkou, na dopływie Jangcy – rzece Han. Kosztem kilkudziesięciu miliardów dolarów i przesiedlenia około 350 tysięcy rolników, w ciągu zaledwie dwóch lat powstać ma gigantyczny zbiornik, który zyskał sobie miano „współczesnego chińskiego muru na... wodzie”. Z jego gigantycznych zasobów korzystać będzie północna nizina Chin, na której obszarze mieszka 1/3 ludności tego kraju, a która zdolna jest zapewnić jej zaledwie 7 procent niezbędnej wody. Tak więc, z „wilgotnego” południa, dzięki stacjom pomp, kanałom i tunelom przesyłana ona będzie 1,5 tysiąca km na północ, wypelniając m.in. koryta wysychających rzek: Żółtej i Hai, a także dwa ogromne zbiorniki pod Pekinem.

Zawracanie biegu rzek - wbrew naturze

Dla dopełnienia tematu, warto wspomnieć, że także na innych kontynentach gotowe są, lub opracowywane podobne przedsięwzięcia. W Brazylii rozpoczęte zostały już roboty związane z zawróceniem, na 700-kilometrowym odcinku biegu, jednej z największych rzek Ameryki – Sao Francisco. Czy zamiar się powiedzie? Zwolennicy upatrują jego pożytki dla rolnictwa na północy kraju; ekolodzy odradzają i ostrzegają przed poważnymi zmianami środowiskowymi i wielce prawdopodobną niespławnością rzeki.

W Indiach zrodził się plan transferu nadmiaru wody z obszarów dorzeczy Brahmaputry i Mahanadi, nawiedzanych regularnie przez powodzie, na pozostałe 80 procent obszaru kraju nękanego przez susze. Dla jego użyczenia i zaspokojenia potrzeb milionów mieszkańców, kosztem przedsięwzięcia szacowanego na 100 mld dolarów zamierza się połączyć ze sobą wodny potencjał 37 rzek. Problemem niesprzyjającym temu zamiarowi jest fakt, że konsekwencje łączenia rzek, z których niektóre przepływają także przez terytoria Pakistanu, Nepalu i Bhutanu; zagrażają militarnymi konfliktami. Budowa indyjskiej zapory na Gangesie dotkliwie dotknęła rolnictwo w sąsiednim Bangladeszu.

„Ujarmianie” przyrody, czy współistnienie

Warto przypomnieć, że w byłym ZSRR także zamierzano zmienić bieg największych syberyjskich rzek – Leny, Obu i Jeniseju. W okresie rządów Stalina planowano ich wodami podnieść poziom Morza Kaspijskiego oraz zwielokrotnić obszar ziem uprawnych w dorzeczu Wołgi i Azji Centralnej. Na szczęście skończyło się na planach. Nieudany eksperymentem okazała się natomiast kosztowna zmiana biegu pustynnych rzek: Syr-darii i Amu-darii. Zasilić miały wodą Morze Aralskie, a także użyźnić pustynne obszary Tadżykistanu, Uzbekistanu i Turkmenistanu. Morze Aralskie określane jest dziś mianem „aralskiej kałuży”; cicho także o pustynnych planach uprawy bawełny.

Unikatowo w skali światowej rozwiązano problem zapewnienia wody zarówno mieszkańcom, jak i przemysłowi w Libii, gdzie w ostatnich dziesięcioleciach zbudowana została, nadal rozbudowywana Wielka Sztuczna Rzeka. Aż 90 procent obszaru tego kraju (5,5 razy większego od Polski) zajmują piaski Sahary. W 1953 r. na południowolibijskiej pustyni, poszukiwania ropy naftowej doprowadziły do odkrycia olbrzymich ilości wód głębinowych. Zrodziła się idea budowy Wielkiej Sztucznej Rzeki – podziemnej sieci rurociągów, dostarczających wodę z podziemnych warstw wodonośnych na Saharze, na północ, do miast na śródziemnomorskim wybrzeżu.

Wielka Sztuczna Rzeka, największa na świecie podziemna sieć rurociągów, zyskała sobie miano ósmego cudu świata. Składa się na nią 1300 studni, w większości o głębokości ponad 500 metrów, dostarczających dziennie łącznie około 3 miliony m³ wody pitnej do Trypolisu, Bengazi, Syrty i innych miast. Koszty inwestycji w całości pokrywane są przez rząd libijski, bez wsparcia i pożyczek zagranicznych. „Ujarmianie przyrody” i w tym przypadku łączy się z niespodziankami. Z niewyjaśnionych przyczyn, wiele głębokich studzien zapada się lub też wysycha. Tajemnice tych zdarzeń kryją podziemia Sahary, a chęć i potrzeba ich poznawania rodzi nowe wyzwania.

Opracował **Zbigniew BOŻEK**

Górnictwo na świecie

AUSTRALIA

Inwestycje w miasto górnicze Karratha

Minister ds. rozwoju regionalnego Zachodniej Australii, Brendon Grylls, poinformował 30 czerwca br. o zamiarze transformacji górniczego miasta Karratha w ważny ośrodek regionalny bogatego w złoża kopalin regionu Pilbara.

Inwestycje w rozwój miasta zostały ujęte w projekcie rządowym „Miasta Pilbara”, w którym założono m.in., że liczba mieszkańców Karratha mogłaby wzrosnąć do 50 000.

Według informacji przekazanych przez ministra Gryllsa, miasto aktualnie boryka się z problemami związanymi z niedostatecznym poziomem rozwoju infrastruktury, brakiem terenów pod budowę oraz kwestiami mieszkaniowymi. W projekcie, który określono mianem przełomowego, zaproponowano rozwiązania dla wszystkich tych spraw. Dzięki zmianom Karratha ma stać się niezwykle pożądanym miejscem do zamieszkania, podjęcia pracy i prowadzenia życia rodzinnego, miastem z udogodnieniami porównywalnymi do innych najważniejszych miast w Australii.

Plan zawiera długoterminowe cele ukierunkowane m.in. na przebudowę centrum, budowę nowej głównej ulicy i centralnego placu, oznakowanie miasta oraz rozwój handlu i możliwość budowy dzielnic mieszkaniowych. Wprowadzenie go w życie umożliwi polepszenie infrastruktury oraz wprowadzenie udogodnień dla mieszkańców, których będzie stać na zamieszkanie w zróżnicowanych pod względem standardu lokalach mieszkalnych. Utworzone zostaną ponadto nowe miejsca pracy. Mieszkańcy miasta z niecierpliwością czekają na realizację projektu.

Nowy kolejowy korytarz transportowy

Rząd stanu Queensland wyraził zgodę na budowę korytarza kolejowego, dzięki któremu będzie możliwa budowa kopalni w Zagłębiu Galilee. Budowa nowego korytarza Hancock ma kosztować 2 billiony AUD i została uznana jako infrastruktura o istotnym znaczeniu.

Połączenie kolejowe o standardowym rozstawie torów będzie miało 495 km długości i połączy kopalnię Alpha z terminalem kolejowym Abbot Point.

Aktualnie w Zagłębiu realizowanych jest kilka ważnych projektów, związanych z eksploatacją węgla. Przedstawiciele firm, którzy je prowadzą, twierdzą, że jednym z najważniejszych problemów w Galilee jest brak odpowiedniej infrastruktury drogowej.

Dla projektu budowy korytarza kolejowego musi zostać przeprowadzona jeszcze ocena oddziaływania na środowisko oraz musi on zostać skonsultowany z właścicielami gruntów.

Oczekuje się, że nowe połączenie kolejowe przyczyni się do utworzenia setek nowych miejsc pracy w regionie.

www.miningaustralia.com.au

PERU

Przerwana tama osadnika odpadów poflotacyjnych

Przerwanie tamy osadnika odpadów poflotacyjnych w końcu czerwca w kopalni „Caudalosa Chica” w regionie Huancavelica w południowych Andach spowodowało przedostanie się odpadów do rzeki Opamayo i jej poważne zanieczyszczenie oraz wpłynęło negatywnie na życie ludzi w 10 osadach wiejskich w prowincji Angaraes.

Peruwiańska oficjalna agencja informacyjna Andina przekazała, że obrona cywilna stwierdziła skażenie tej rzeki, przepływającej przez stolicę prowincji, Lircay, 25 912 m³ odpadów. Skażone substancje rozprzestrzeniły się na długości 70 km i negatywnie oddziałują na rybołówstwo w trzech rzekach. Istnieje prawdopodobieństwo, że spowodują zamarcie życia biologicznego tych cieków. Rzeki te są dopływami Urubama i Mantaro, ta ostatnia wpływa z kolei do Ukajali i Amazonki, do których mogą również dostać się zanieczyszczenia.

Szacuje się, że wyciek ze stawu osadowego ma wpływ na życie 892 osób. Andyjski Koordynator Organizacji Tubylczych oskarżył kierownictwo kopalni o to, że nie ostrzegło mieszkańców o grożącym im niebezpieczeństwie, powodując tym samym zagrożenie dla ich życia. Nie wiedząc o skażeniu, ludność spożywała pstrągi zatrute łożem i innymi toksycznymi metalami, a zwierzęta wciąż piją zanieczyszczoną wodę.

Około 700 pracowników zostało zaangażowanych do oczyszczania kopalni oraz wzmocnienia umocnień, by zapobiec zawaleniu się pozostałej części tamy.

Peruwiański Minister Środowiska, Antonio Brack, poinformował, że pracownicy ministerstwa zbadają przyczyny wycieku i nałożą sankcje na winnych.

www.mineweb.net

UNIA EUROPEJSKA

Nie dla zakazu stosowania cyjanku w górnictwie

Komisja Europejska odrzuciła proponowany zakaz stosowania na terenie całej Unii Europejskiej cyjanku w działalności górniczej. W oświadczeniu wydanym 23 czerwca br. przez komisarza UE ds. środowiska, Janez Potočnika, czytamy, iż po dogłębnej analizie stwierdzono za nieuzasadnione ze środowiskowego i zdrowotnego punktu widzenia zakazywanie stosowania cyjanku w górnictwie. W oświadczeniu wskazano również, że zakaz taki skutkowałby likwidacją istniejących kopalni, które działają w sposób bezpieczny, oraz że miałby negatywny wpływ na zatrudnienie.

Stanowisko Komisji zostało pozytywnie przyjęte przez środowiska górnicze.

www.mining-journal.com

Opracowanie: **kap**

STWIERDZENIA KWALIFIKACJI

osób kierownictwa ruchu zakładów górniczych

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

Nazwisko i imię	Stanowisko	OUG
mgr inż. Grzegorz BARAN	kierownik działu wentylacji w podziemnych zakł. górń. wydobywających węgiel kamienny	Katowice
Grzegorz CIUPA	kierownik ruchu zakł. górń. w odkrywkowych zakł. górń. wydobywających kopaliny pospolite bez użycia materiałów wybuchowych	Poznań
mgr inż. Tomasz CHILIŃSKI	kierownik działu tupań w podziemnych zakł. górń. wydobywających węgiel kamienny	Rybnik
mgr inż. Mariusz DOMIN	kierownik działu inwestycji w podziemnych zakł. górń. wydobywających węgiel kamienny	Katowice
mgr inż. Andrzej GARGAS	kierownik działu bhp oraz szkolenia w podziemnych zakł. górń. wydobywających węgiel kamienny	Katowice
mgr inż. Damian GOLIAT	kierownik ruchu zakł. górń. w odkrywkowych zakł. górń.	Kielce
mgr inż. Dariusz JACH	kierownik działu robót górniczych w podziemnych zakł. górń. wydobywających kopaliny inne niż węgiel kamienny	Wrocław
Piotr JESIONOWSKI	kierownik działu profilaktyki przeciwerupcyjnej i prób w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż ropy naftowej i gazu ziemnego, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopaliny innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania wód podziemnych do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Poznań
Piotr JESIONOWSKI	kierownik ruchu zakł. w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż ropy naftowej i gazu ziemnego, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopaliny innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania wód podziemnych do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Poznań
mgr inż. Krzysztof KLASA	kierownik działu robót górniczych w podziemnych zakł. górń. wydobywających kopaliny inne niż węgiel kamienny	Wrocław
inż. Krzysztof KLĘSK	kierownik działu robót górniczych w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż ropy naftowej i gazu ziemnego, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopaliny innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania wód podziemnych do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Poznań

Nazwisko i imię	Stanowisko	OUG
inż. Krzysztof KLĘSK	kierownik ruchu zakł. w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopalin innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania wód podziemnych do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Poznań
mgr inż. Dariusz KULCZAK	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn. wydobywających kopaliny pospolite bez użycia materiałów wybuchowych	Poznań
mgr inż. Marek ŁOWICKI	kierownik ruchu zakł. w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Kraków
Jan MAKARA	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn.	Warszawa
mgr inż. Tomasz OSADCZUK	kierownik działu tupań w podziemnych zakł. górn. wydobywających kopaliny inne niż węgiel kamienny	Wrocław
inż. Ireneusz OŚLIŹNIOK	kierownik działu energomechanicznego w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Gliwice
mgr inż. Bogusław SERNIAK	kierownik działu techniki strzałowej w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Gliwice
mgr inż. Michał SŁADEK	kierownik działu techniki strzałowej w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Katowice
mgr inż. Tadeusz SMOLORZ	kierownik działu tupań w podziemnych zakł. górn. wydobywających węgiel kamienny	Rybnik
mgr Emil TOKARCZYK	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn. wydobywających kopaliny pospolite w warunkach określonych w art. 16 ust. 2a ustawy z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze	Kielce
mgr inż. Sławomir TRACZ	kierownik działu robót górniczych w odkrywkowych zakł. górn. wydobywających kopaliny pospolite bez użycia materiałów wybuchowych	Gliwice
Jarek WIOLETTA	kierownik ruchu zakł. w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż ropy naftowej i gazu ziemnego, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopalin innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania wód podziemnych do głębokości większych niż 500 m, – wiercenia geologiczno-inżynierskie i sejsmiczne	Poznań
mgr inż. Witold WÓJTOWICZ	kierownik ruchu zakł. w zakł. wykonujących roboty geologiczne techniką wiertniczą: – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż ropy naftowej i gazu ziemnego, – wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż kopalin innych niż ropa naftowa i gaz ziemny do głębokości większych niż 500 m,	Poznań
mgr inż. Jan ZIMROZ	kierownik działu robót górniczych w podziemnych zakł. górn. wydobywających kopaliny inne niż węgiel kamienny	Wrocław
mgr inż. Jan ZIMROZ	kierownik ruchu zakł. górn. w odkrywkowych zakł. górn.	Wrocław

Opracowała **Magdalena ŚMIESZEK**

DOPUSZCZENIA

do stosowania w zakładach górniczych

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

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Typoszeregi taśm tkaninowo-gumowych GM-67/10 dla typoszeregu taśm 3-przekładkowych typu: 800, 1000, 1250, 1400 i 1600 GM-68/10 dla typoszeregu taśm 4-przekładkowych typu: 800, 1000, 1250, 1400, 1600, 1800, 2000 i 2500 GM-69/10 dla typoszeregu taśm 5-przekładkowych typu: 1000, 1250, 1600, 1800, 2000 i 2500	Fabryka Taśm Transporterowych WOLBROM SA w Wolbromiu	GEM/4730/0005/10/09834/BP 2010-06-08
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-40/10	Biuro Techniczno-Handlowe EPLAN Sp. z o.o. w Tychach	GEM/4742/0047/10/09853/HJ 2010-06-09
Podzespoły zestawu transportowego do kolejek podwieszonych GM-70/10	CARBOMECH Sp. z o.o. w Rudzie Śląskiej	GEM/4711/0039/10/09859/P1 2010-06-09
Trudno palne taśmy przenośnikowe tkaninowo-polichlorowinyłowo-gumowe PWG GM-74/10	Conbelts Bytom SA w upadłości układowej w Bytomiu	GEM/4730/0007/10/09927/BP 2010-06-09
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N3N GE-20/10 dla stacji transformatorowej na nap. 6kV, GE-23/10 dla stacji transformatorowej na nap. 10kV,	Instal - Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0024/10/09222/GL 2010-06-10
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N3N GE-22/10 dla stacji transformatorowej na nap. 6kV, GE-25/10 dla stacji transformatorowej na nap. 10kV,	Instal - Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0024/10/09363/GL 2010-06-10
Stacje transformatorowe typu ST-T2/N3N GE-21/10 dla stacji transformatorowej na nap. 6kV, GE-24/10 dla stacji transformatorowej na nap. 10kV,	Instal - Service Sp. z o.o. w Jeleniej Górze	GEM/4740/0024/10/09364/GL 2010-06-10
Samohamowne urządzenia przesuwające : GM-71/10 dla typu 20-101, GM-72/10 dla typu 20-101.20 GM-73/10 dla typu 20-101.21	CARBOMECH Sp. z o.o. w Rudzie Śląskiej	GEM/4711/0040/10/10110/P1 2010-06-14
Prowadnice toczne GM-75/10 typu KC 350/75 i KC 350/75 A GM-76/10 typu KB 320/75 i KC 350/75 A	Zakład Budowy Urządzeń i Aparatury Naukowo- Doświadczalnej Sp. z o.o. w Katowicach	GEM/4703/0007/10/10297/KC 2010-06-15
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-41/10	Hamacher Elektrotechnika i Rozdzielnice Sp. z o.o. w Tychach	GEM/4742/0050/10/10280/HJ 2010-06-15
Stacje transformatorowe górnicze typu STG-CA-800-2/750/6/1/0,5 GX-39/10	PKiMSA Carboautomatyka SA w Tychach	GEM/4740/0026/10710497/GL 2010-06-17
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-42/10	Fabryka Maszyn FAMUR SA w Katowicach	GEM/4742/0052/10/10506/HJ 2010-06-18

Przedmiot dopuszczenia	Adresat	Liczba dziennika Data dopuszczenia
Rozdzielnice typu ROK-8EM GX-44/10	Elektrometal SA w Cieszynie	GEM/4740/0027/10/10570/GL 2010-06-18
Stacje napinające proporcjonalne Typu BW-SNP-100 GM-82/10	Becker – Warkop Sp. z o.o. Świerklanach	GEM/4711/0044/10/10809/P1 2010-06-23
Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych GX-45/10	Elgor+Hansen Sp. z o.o. w Chorzowie	GEM/4742/0053/10/10769/HJ 2010-06-23
Głowice eksploatacyjne GM-81/10	Zakład Urządzeń Naftowych Naftomet w Krosnie	GEM/4720/0006/10/10796/KW 2010-06-23
Głowice eksploatacyjne GM-82/10	Zakład Urządzeń Naftowych Naftomet w Krosnie	GEM/4720/0007/10/10825/KW 2010-06-23
Szyny jezdne proste typ 11 GM-83/10	PW DREMEX Sp. z o.o. w Głogowie Małopolskim	GEM/4711/0045/10/10813/P1 2010-06-23
Kołowroty nawojowe SHARK II GM-85/10 dla typu KGN-200M GM-86/10 dla typu KGN-200M-n	Przedsiębiorstwo Konstrukcji i Budowy Maszyn Sp. z o.o. w Mikołowie	GEM/4711/0047/10/10818/P1 2010-06-23
Głowice eksploatacyjne GM-80/10	NAFTA-GAZ-SERWIS SA w Sanoku	GEM/4720/0005/10/10774/KW 2010-06-23
Kola linowe odciskowe 4L-3500 GM-88	Przedsiębiorstwo Serwisowo – Projektowe PROSERW-ZGODA Sp. z o.o. w Świętochłowicach	GEM/4704/0003/10/10828/KC 2010-06-25
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 630 kW GE-26/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11043/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 710 kW GE-27/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11046/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 800 kW GE-28/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11047/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 850 kW GE-29/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11048/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 450 kW GE-30/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11049/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 500 kW GE-31/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11050/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 355 kW GE-33/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11052/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 400 kW GE-34/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11053/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 280 kW GE-35/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11054/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 315 kW GE-36/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11056/HJ 2010/06/29
Silniki indukcyjne trójfazowe serii Sh450 2p=2+10 o mocy 560 kW GE-32/10	Zakład Maszyn Elektrycznych EMIT SA w Żychlinie	GEM/4740/0028/10/11051/HJ 2010/06/29
Maszyny wyciągowe 2L-5000/2000 GM-89/10	Przedsiębiorstwo Produkcyjno- Usługowo-Handlowe ELCAM Sp. z o.o. w Świętochłowicach	GEM/4700/0022/10/11089/GS 2010-06-29
Iskrobezpieczne urządzenia sygnalizacji i łączności szybowej GX-46/10	Przedsiębiorstwo Produkcyjno- Usługowo-Handlowe ELCAM Sp. z o.o. w Świętochłowicach	GEM/4705/0007/10/11066/GS 2010-06-29

Przygotowała **Ewa LIGĘZA**

NORMALIZACJA

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

Przegląd opublikowanych norm

Środowisko. Ochrona zdrowia. Bezpieczeństwo (Słownictwo)

PN-EN 1085:2010 Oczyszczanie ścieków – Terminologia. Pneumatyka i hydraulika ogólnego zastosowania (Słownictwo)

PN-EN 736-3:2010 Armatura przemysłowa – Terminologia – Część 3: Definicje terminów

Budownictwo. Zagadnienia ogólne

PN-ISO 15686-7:2010 Budynki i budowle. Planowanie okresu użytkowania. Część 7: Ocena właściwości użytkowych na podstawie danych z praktyki dotyczących okresu użytkowania

Aspekty techniczne

PN-EN 1996-1-1:2010 Eurokod 6 – Projektowanie konstrukcji murowych – Część 1-1: Reguły ogólne dla zbrojonych i niezbrojonych konstrukcji murowych

PN-EN 1996-1-2:2010 Eurokod 6 – Projektowanie konstrukcji murowych – Część 1-2: Reguły ogólne – Projektowanie z uwagi na warunki pożarowe

Powietrze na stanowiskach pracy

PN-EN 838:2010 Narażenie na stanowiskach pracy – Procedury pomiaru gazów i par za pomocą próbników dyfuzyjnych – Wymagania i metody badań (*oryg.*)

PN-EN 1076:2010 Narażenie na stanowiskach pracy – Procedury pomiaru gazów i par przy użyciu pompek próbnikowych – Wymagania i metody badań (*oryg.*)

Walka z pożarem

PN-EN 3-10:2010 Gaśnice przenośne – Część 10: Postanowienia dotyczące oceny zgodności gaśnic przenośnych według EN 3 część 7 (*oryg.*)

Ochrona przed promieniowaniem

PN-EN 50444:2010 Norma podstawowa dotycząca oceny ekspozycji człowieka w polach elektromagnetycznych pochodzących od sprzętu do spawania łukowego i procesów pokrewnych

Pomiary wielkości elektrycznych i magnetycznych

PN-EN 62110:2010 Poziomy pola elektrycznego i magnetycznego wytwarzanego przez systemy energetyczne prądu zmiennego – Procedury pomiaru w odniesieniu do ekspozycji ludności (*oryg.*)

Materiały pomocnicze do spawania

PN-EN ISO 9539:2010 Sprzęt do spawania gazowego – Materiały dla sprzętu stosowanego w gazowym spawaniu, cięciu i procesach pokrewnych (*oryg.*)

Urządzenia do spawania

PN-EN 60974-10:2010 Sprzęt do spawania łukowego – Część 10: Wymagania dotyczące kompatybilności elektromagnetycznej (EMC)

Kanały do celów elektrycznych

PN-EN 50085-1:2010 Systemy listew instalacyjnych otwieranych i listew instalacyjnych zamkniętych do instalacji elektrycznych – Część 1: Wymagania ogólne

PN-EN 50085-2-4:2010 Systemy listew instalacyjnych otwieranych i listew instalacyjnych zamkniętych do instalacji elektrycznych – Część 2-4: Wymagania szczególne dotyczące kolumn instalacyjnych (*oryg.*)

Bezpieczniki i inne urządzenia zabezpieczające przed przetężeniem prądowym

PN-EN 60269-1:2010 Bezpieczniki topikowe niskonapięciowe – Część 1: Wymagania ogólne

PN-EN 60269-1:2010/A1:2010 Bezpieczniki topikowe niskonapięciowe – Część 1: Wymagania ogólne (*oryg.*)

Maszyny do robót ziemnych

PN-EN 474-6+A1:2010 Maszyny do robót ziemnych – Bezpieczeństwo – Część 6: Wymagania dotyczące wywrotek

PN-EN 474-8+A1:2010 Maszyny do robót ziemnych – Bezpieczeństwo – Część 8: Wymagania dotyczące równiarek

Górnictwo

PN-EN 1804-1+A1:2010 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne (*oryg.*)

PN-EN 1804-2+A1:2010 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 2: Stojaki, podpory i siłowniki pomocnicze (*oryg.*)

PN-EN 1804-3+A1:2010 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 3: Hydrauliczne układy sterowania (*oryg.*)

Urządzenia do wiercenia i wydobywania urobku

PN-EN 1710+A1:2010 Urządzenia i podzespoły przeznaczone do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych

Sprzęt do prac poszukiwawczych, wiertniczych i eksploatacji

PN-EN ISO 10423:2010 Przemysł naftowy i gazowniczy – Wyposażenie do wierceń i eksploatacji – Osprzęt więźb rurowych i głowic eksploatacyjnych (*oryg.*)

Opracował **Roman SAŚIADEK**

PRZEGLĄD AKTÓW NORMATYWNYCH

ogłoszonych w Dzienniku Ustaw przed dniem 7 lipca 2010 r.

1. Prawo pracy

Ustawa z dnia 20 maja 2010 r. o zmianie ustawy – Kodeks pracy oraz ustawy o podatku dochodowym od osób fizycznych (Dz. U. Nr 105, poz. 655) – wykonała wyrok Trybunału Konstytucyjnego (sygn. akt K 28/08) z dnia 31 marca 2009 r. (Nr 58, poz. 485), dotyczący uregulowania wzajemnych praw i obowiązków pracownika i pracodawcy związanych z podnoszeniem kwalifikacji zawodowych pracownika, stwierdzający niezgodność art. 103 ustawy z dnia 26 czerwca 1974 r. – Kodeks pracy (Dz. U. z 1998 r. Nr 21, poz. 94, z późn. zm.) z art. 92 ust. 1 Konstytucji, zgodnie z którym rozporządzenia są wydawane przez organy wskazane w Konstytucji, na podstawie szczegółowego upoważnienia zawartego w ustawie i w celu jej wykonania, a upoważnienie powinno określać organ właściwy do wydania rozporządzenia i zakres spraw przekazanych do uregulowania oraz wytyczne dotyczące treści aktu. Inicjatywę ustawodawczą podjął Senat RP (druk nr 2584). Ustawa weszła w życie z dniem 16 lipca 2010 r.

2. Procedura cywilna

Ustawa z dnia 29 kwietnia 2010 r. o zmianie ustawy – Kodeks postępowania cywilnego (Dz. U. Nr 108, poz. 684) – zapewnia wszechstronne wykorzystanie nowoczesnych rozwiązań technologicznych podczas rejestracji przebiegu rozprawy w postępowaniu przed sądami powszechnymi. Przewidziano w niej m.in. współistnienie tradycyjnego protokołu sporządzanego przez protokolanta pod kierunkiem przewodniczącego oraz elektronicznego protokołu. Jednak protokół pisemny będzie sporządzany na dotychczasowych zasadach tylko w przypadku, gdy ze względów technicznych utrwalenie przebiegu posiedzenia za pomocą protokołu elektronicznego nie będzie możliwe. Protokół elektroniczny oraz protokół sporządzany na dotychczasowych zasadach będą sobie równoważne pod względem skutków prawnych. Inicjatywę ustawodawczą podjęła Rada Ministrów (druk nr 2870). Ustawa weszła w życie z dniem 1 lipca 2010 r.

3. Górnictwo

Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 10 czerwca 2010 r. w sprawie dotacji budżetowej przeznaczonej na dofinansowanie do inwestycji początkowych (Dz. U. Nr 109, poz. 714) – zostało wydane na podstawie art. 19 ustawy z dnia 7 września 2007 r. o funkcjonowaniu górnictwa węgla kamiennego w latach 2008–2015 (Dz. U. Nr 192, poz. 1379). Dofinansowanie tych inwestycji umożliwi rozporządzenie Rady (WE) nr 140/2002 z dnia 23 lipca 2002 r. w sprawie pomocy państwa dla przemysłu węglowego (Dz. Urz. WE L 205 z 02.08.2002, str. 1, z późn. zm.; Dz. Urz. UE Polskie wydanie specjalne, rozdz. 8, t. 2, str. 170). Rozporządzenie, które zostało notyfikowane Komisji Europejskiej w dniu 24 listopada 2009 r. pod numerem N 653/2009, zgodnie z art. 20 ustawy z dnia 30 kwietnia 2004 r. o postępowaniu w sprawach dotyczących pomocy publicznej (Dz. U. z 2007 r. Nr 59, poz. 404, z późn. zm.), określa: szczegółowe warunki i tryb przyznawania oraz wykorzystania dotacji budżetowej przeznaczonej na dofinansowanie do inwestycji

początkowych; tryb rozliczania przyznanej dotacji; szczegółowe warunki powodujące cofnięcie lub czasowe wstrzymanie wypłaty przyznanej dotacji. Weszło ono w życie z dniem 7 lipca 2010 r.

4. Prawo budowlane

W tym zakresie ogłoszono m.in.:

- 1) rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 7 czerwca 2010 r. w sprawie ochrony przeciwpożarowej budynków, innych obiektów budowlanych i terenów (Dz. U. Nr 109, poz. 719) – weszło ono w życie z dniem 30 czerwca 2010 r.;
- 2) ustawę z dnia 21 maja 2010 r. o zmianie ustawy o wyrobach budowlanych oraz ustawy o systemie oceny zgodności (Dz. U. Nr 114, poz. 760) – inicjatywę ustawodawczą podjęła Rada Ministrów (druk nr 2785), mając na celu podniesienie efektywności działań kontrolnych organów administracji w tym zakresie, a ustawa wejdzie w życie z dniem 30 grudnia 2010 r.;
- 3) ustawę z dnia 6 maja 2010 r. o zmianie ustawy – Prawo budowlane (Dz. U. Nr 121, poz. 809) – inicjatywę ustawodawczą podjął Senat RP (druk nr 2950), wykonując wyrok Trybunału Konstytucyjnego (sygn. akt P 46/08) z dnia 21 września 2009 r. (Dz. U. Nr 160, poz. 1276), dotyczący procedury legalizacji samowoli budowlanej; ustawa weszła w życie z dniem 7 sierpnia 2010 r.

5. Ochrona środowiska

Ustawa z dnia 21 maja 2010 r. o zmianie ustawy o udostępnianiu informacji o środowisku i jego ochronie, udziale społeczeństwa w ochronie środowiska oraz o ocenach oddziaływania na środowisko oraz niektórych innych ustaw (Dz. U. Nr 119, poz. 804) – inicjatywę ustawodawczą podjęła grupa posłów (druk nr 2471), zamierzając m.in. doprecyzować i usprawnić funkcjonowania systemu ocen oddziaływania na środowisko. Ustawa weszła w życie z dniem 20 lipca 2010 r.

6. Porządkowanie prawa

Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 17 maja 2010 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy o podatku od czynności cywilnoprawnych (Dz. U. Nr 101, poz. 649) ogłasza jednolity tekst ustawy z dnia 9 września 2000 r. o podatku od czynności cywilnoprawnych (Dz. U. Nr 86, poz. 959).

Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 19 maja 2010 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy o gospodarce nieruchomościami (Dz. U. Nr 102, poz. 651) ogłasza jednolity tekst ustawy z dnia 21 sierpnia 1997 r. o gospodarce nieruchomościami (Dz. U. Nr 115, poz. 741).

Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 8 czerwca 2010 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy – Prawo zamówień publicznych (Dz. U. Nr 113, poz. 759) ogłasza jednolity tekst ustawy z dnia 29 stycznia 2004 r. – Prawo zamówień publicznych (Dz. U. Nr 19, poz. 177).

Opracował Przemysław GRZESIOK

Z Zabrza taczkami na Kopiec Grunwaldzki

Taczka to mały wózek z jednym kołem, częściowo unoszony ręcznie, używany do transportu przeważnie materiałów sypkich. Wyposażona jest w dwa uchwyty, za pomocą których unosi się ją i pcha. Została wynaleziona w Chinach przez Zhuge Lianga ok. 230 roku. Używana jest do teraz w ogrodnictwie i budownictwie. Jeszcze niedawno była podstawowym narzędziem, obok wózka, do transportu urobku na krótkie odległości w dawnych kopalniach. Istnieją rekordy Guinnessa związane z taczka, ale nie zarejestrowano wśród nich takiego aby zespołowo, w trzy taczki wypełnione ziemią, przejechać ponad 100 kilometrów. Takie wydarzenie miało miejsce równo sto lat temu, kiedy zafascynowani pomysłem sypania Kopca Grunwaldzkiego, trzech górnicy, karami (taczka w gwarze śląskiej) pieszo, przewieźli ziemię z Zabrza do Niepołomic pod Krakowem.

*Winien czcić męstwo ten który zwycięża,
Niech ten co walczył i mężnie i długo,
Ostatnią będzie uczczony posługą.*

*„Te zaś chorągwie, te broje zwleczone,
W tryumfie nieście; niech w państwa stolicy,
W świętym przybytku będą zawieszzone,
Niech na ich widok zadrzą hołdownicy,
Zczernią je wieki, zaginą ich szczątki,
Lecz nic nie zgładzi dnia tego pamiątki”.*

*Julian Ursyn Niemcewicz
ze „Śpiewów Historycznych”
Bitwa pod Grunwaldem z Krzyżakami*

Po zwycięskiej bitwie pod Grunwaldem, która miała miejsce dnia 15 lipca 1410 roku, Władysław Jagiełło wyjechał na Litwę. Swojemu wojsku zalecił stawić się za rok, dnia 11 listopada w Niepołomicach. Król odpoczywał na Litwie, następnie pojechał na Białoruś, skąd Dnieprem popłynął do Kijowa. Orszak królewski, z Kijowa przez Lwów, jesienią 1411 roku, w dzień św. Marcina, przybył do Niepołomic. Tutaj król bawił piętnaście dni. 25 listopada pod Wężową Górą dokonał przeglądu zwycięskiego wojska przed tryumfalnym wkroczeniem do Krakowa. Król szedł pieszo, otoczony licznym gronem duchownych i rycerzy niosących przed nim rozwinięte chorągwie zdobyte w wielkiej bitwie pod Grunwaldem. Jeszcze w dniu św. Katarzyny przybył do Kazimierza a stąd udał się na Skałkę, aby odwiedzić grób św. Stanisława.

Wybór Niepołomic jako miejsca spotkania przed wkroczeniem zwycięskich wojsk do Krakowa nie był

przypadkowy. Niepołomice leżały blisko Krakowa. Kiedy Jagiełło rezydował w Małopolsce, zamieszkiwał w zamku niepołomickim. Tam odbywały się coroczne spotkania króla i jego rady, a także wielkie polowania w Puszczy Niepołomickiej, która przypominała mu jego rodzinne litewskie bory.

Od 1411 roku Wężowa Góra stała się symbolem Grunwaldzkiego zwycięstwa. W 1902 roku usypano tu dwumetrowej wysokości kopczyk, zwieńczony krzyżem, dla uczczenia dzieci z Wrześni, przesładowanych przez Prusaków. Z biegiem lat kopczyk uległ zniszczeniu. Nadchodząca rocznica bitwy pod Grunwaldem nasunęła prezesowi niepołomickiego „Sokoła” – M. Reichenbergowi oraz druhowi W. Kowalskiemu pomysł usypania nowego okazałego Kopca Grunwaldzkiego. W lutym 1910 roku na zamku niepołomickim odbyło się posiedzenie komitetu obywatelskiego, który uzyskał zezwolenie od władz na sypanie kopca. Dnia 3 marca 1910 roku, w niedzielę po nieszporach, druh W. Kowalski wykreślił obwód podstawy oraz zatknął 6-metrową żerdź, która miała wyznaczać wysokość kopca. Prace nad sypaniem odbywały się w każdą niedzielę za specjalną zgodą miejscowego proboszcza. Pracującym przygrywała orkiestra Ochotniczej Straży Pożarnej, a organizatorami pracy byli członkowie komitetu oraz gniazda „Sokoła”. Fundusz organizatorów, dzięki miejscowej ludności, gminie oraz Kasom Pożyczkowym wynosił 300 koron. Wieść o rozpoczęciu sypania kopca spowodowała społeczny oddźwięk nie tylko w Galicji. W następnym posiedzeniu komitetu dnia 27 maja 1910 roku wzięli udział przedstawiciele „Straży Polskiej” z Krakowa, którzy zadeklarowali pomoc. Z uwagi na inicjatywę włączenia się do sypania kopca Ślązaków, Amerykanów polskiego pochodzenia oraz społeczności różnych regionów Polski, uchwalono aby powiększyć go do średnicy 30 metrów i wysokości 14 metrów.

Główne uroczystości obchodów pięćsetnej rocznicy bitwy pod Grunwaldem miały odbyć się w Krakowie w dniach 15, 16 i 17 lipca 1910 roku Przygotowywano święto, jakiego Kraków jeszcze nie widział. Głównym punktem uroczystości miało być odsłonięcie na Placu Matejki Pomnika Grunwaldzkiego, autorstwa młodego rzeźbiarza Antoniego Wiwulskiego. Sponsorem pomnika był okryty międzynarodową sławą polski muzyk Ignacy Paderewski.

W czasie obchodów krakowskich „Straż Polska” urządziła kilka tłumnych wycieczek do Niepołomic, popularyzując akcję sypania kopca. Po uroczystościach wycieczki takie urządziło także T.S.L. (Towarzystwo Szkół



Fot. 1. Uroczystość sypania Kopca Grunwaldzkiego w Niepołomicach, 1910 r.

Ludowych). Zjeżdżali tam Polacy nie tylko z Galicji, ale ze wszystkich zakątków Polski, jak również z zagranicy. Przez pięć lat od pamiętnych uroczystości Grunwaldzkich do 1915 roku, sypanie kopca stało się symbolem jedności podzielonego zaborami narodu. W roku 1914 kopiec zwiedził Książę Adam Stefan Sapieha – arcybiskup Krakowa. W tymże roku ze Stanów Zjednoczonych przybyła delegacja Polonii, przywożąc 500 woreczków z ziemią pobraną z mogił Polaków zmarłych w USA. Jeszcze w roku 1920 na kopcu złożony został woreczek ziemi, który przywiózł Książę Lubecki z pielgrzymki do Ziemi Świętej, organizowanej przez „Krakowskie Towarzystwo Kulturalne” i „Straż Polską”. Wiadomości te można było odczytać w „Pamiętkowej księdze sypania kopca w Niepołomicach”. Ta duża księga, oprawiona w skórę, oprócz przytoczonej nazwy ma wytłoczony herb Polski i Litwy. W księdze znajduje się tysiące wpisów i podpisów, wiersze patriotyczne i rysunki. Są zapiski Polaków z Wilna, Lwowa, Tarnopola, Warszawy i Poznania oraz informacje o przywiezionej na kopiec ziemi ze słynnych pól bitewnych. Nie zabrakło także ziemi przywiezionej z pola grunwaldzkiego. W księdze znajduje się wzruszający wpis trzech górników, którzy piechotą, taczkami z Zabrze, przywieźli w workach ziemię na Kopiec Grunwaldzki. Szli z Zabrze, pchając taczki w stronę Mikołowa, tutaj przekroczyli granicę pod Brzezinką i udali się przez Jaworzno, Chrzanów, Krzeszowice do Krakowa. Blisko stukilometrową trasę przebyli w ciągu czterech dni, wszędzie entuzjastycznie witani. W Krakowie dotarli pod gmach „Sokoła”, skąd w asyście cyklistów oraz członków „Sokoła” wyruszyli do Niepołomic. W Wyciążu czekała

na nich niepołomiczka orkiestra, wraz z którą udali się wysypać dowiezioną trzema taczkami ziemię na niemały już Kopiec Grunwaldzki.

Dla Ślązaków obchody grunwaldzkie w Krakowie miały wielkie znaczenie. Z ziemi śląskiej do Krakowa przyjechała kilkusetosobowa grupa kobiet z Piekar i Brzezin, ubrana w regionalne stroje. Dla wielu, kontakt z Krakowem był bodźcem do podjęcia studiów na Uniwersytecie Jagiellońskim. Przykładem tego jest wybitny Ślązak – Józef Piernikarczyk z Wieszowej, który pod silnym wrażeniem krakowskiej uroczystości podjął zamiar i ukończył studia na Uniwersytecie Jagiellońskim.

Należy przypuszczać, że trzej górnicy demonstracyjnie wiozący ziemię z Zabrze, przez pruski Górny Śląsk oraz austriacką Galicję, byli na uroczystości w Krakowie i na Kopcu Grunwaldzkim. Wtedy prawdopodobnie wpadli na pomysł przywiezienia zabrzańskiej ziemi taczkami. Ziemię na niepołomiczki kopiec zsypani dnia 8 października 1910 roku, czyli już kilka miesięcy po uroczystości. Kim byli...? Z dostępnej autorowi literatury dowiadujemy się, że nazwiska ich brzmiały: „Maks Czyżewski, J. Hohensee oraz Kaz. Lubojański”. Niektóre źródła mówią, że byli studentami pochodzącymi z Górnego Śląska, inne, że górnikami z Zabrze. Może sprawę wyjaśniłby ich wpis do „Pamiętkowej księgi sypania kopca w Niepołomicach”?

Po wybuchu II wojny światowej, naczelnik niepołomiczkiego „Sokoła”, dh Franciszek Ziemia, postanowił ukryć przed Niemcami „Pamiętkową księgę (...)”. Zakopał ją na swoim podwórzu. Zaraz po wojnie zmarł na zawał serca i nie wtajemniczył nawet najbliższych w miejsce ukrycia „skarbu”. Po kilku latach Franciszek Setner, mąż Heleny Ziemianki, kopiąc dół do gaszenia wapna wykopał skrzynię, w której była ukryta książka. Pomimo to, że książka była owinięta w papę i znajdowała się w skrzynce, uległa poważnemu uszkodzeniu. W takim stanie przez długie lata była w posiadaniu Heleny Setnerowej. Właścicielka pamiątki jeszcze przed śmiercią, przed 1999 rokiem przekazała „Pamiętkową księgę (...)” do Muzeum Narodowego w Krakowie.

Niepołomiczki Kopiec jest jedynym w Polsce, usypanym na cześć *victorii* grunwaldzkiej. W 1915 roku, po ukończeniu prac, jego szczyt zwieńczył obelisk z napisem: „Grunwald 1410–1910.” W 1960 roku położono tu nową tablicę o treści: 1410–1960 w 550 rocznicę / bitwy pod Grunwaldem /. Niezbyt szczęśliwy jest napis na tablicy umieszczonej w 1992 roku, który bardziej upamiętnia Towarzystwo Gimnastyczne „Sokół” niż zwycięstwo grunwaldzkie.

mgr inż. Tadeusz Loster

Fotografia 1 ze zbiorów autora
Fotografie 2-6 pochodzą ze zbioru Stowarzyszenia
Miłośników Ziemi Niepołomiczkiej

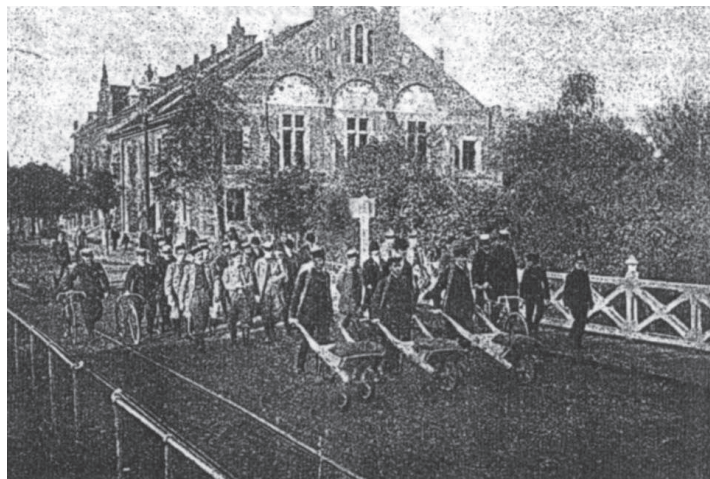
Literatura:

1. Przegląd Sokoli nr 3 – „Sokół” w Niepołomicach 1902-1944, Kraków 1991 r.
2. Urbańczyk A.: *Pomnik Grunwaldzki w Krakowie*, Kraków 1974 r.
3. Zinkow J.: *Wokół Niepołomic i Puszczy Niepołomiczkiej, Kopiec Grunwaldzki*.
4. Bartoszewicz K.: *Księga pamiątkowa obchodu pięćsetnej rocznicy zwycięstwa pod Grunwaldem*. Kraków 1911 r.
5. Niemcewicz J. U.: *Śpiewy Historyczne*, Petersburg 1859 r.
6. Wikipedia, hasło: taczka

HISTORIA I WSPÓŁCZESNOŚĆ GÓRNICTWA



Fot. 2. Trzej młodzi ludzie z taczkami z ziemią przywiezioną z Zabrze

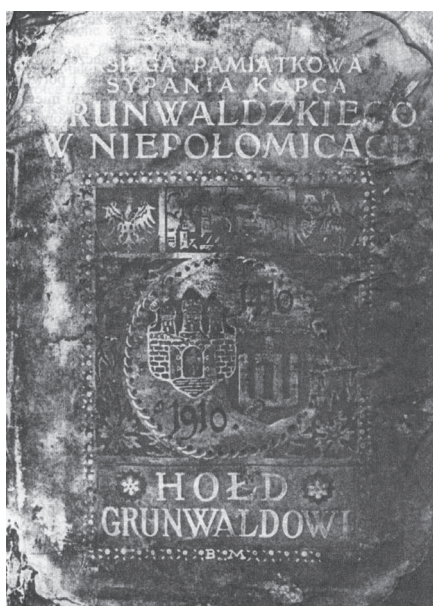


Fot. 3. Czyżewski, Hohensee i Lubojański z oddziałem „Sokoła” krakowskiego w drodze na Kopiec Grunwaldzki



Fot. 4. Sypanie Kopca Grunwaldzkiego w Niepołomicach, pocztówka 1910 r.

Z Zabrze taczkami na Kopiec Grunwaldzki



Fot. 5. Okładka pamiątkowej „Księgi sypania Kopca Grunwaldzkiego”



Fot. 6. Obecny widok Kopca Grunwaldzkiego w Niepołomicach (fot. Janusz Jagła)

Wyższy Urząd Górniczy
ul. Poniańskiego 31
40-055 Katowice
tel. 32 736 17 00
www.wug.gov.pl

