

ROZSTRZYGNIĘCIE KONKURSU

o nagrodę

Imienia Profesora Bolesława Krupińskiego

za

najlepszy artykuł upowszechniający doświadczenia Kopalń podziemnych w zakresie działań skutkujących poprawą bezpieczeństwa górnictwa i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż.

Komitet Redakcyjny Przeglądu Górniczego,
na podstawie analizy kompletu artykułów opublikowanych
w 2013 roku – przyznał nagrody następującym autorom:

Nagroda I

Dr inż. Jerzy Kicki*, Mgr inż. Artur Dyczko**

Akademia Górniczo-Hutnicza*, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN**

za artykuł w PG 5

,„System ewidencji, kontroli, analizy efektywności maszyn i urządzeń górniczych EKSPERT – inteligentna platforma analityczna w KGHM Polska Miedź S.A”

Nagroda II

Dr hab. inż. Andrzej Nierobisz, prof. GIG

Główny Instytut Górnictwa

za artykuł w PG 12

,„Analiza wpływu parametrów charakteryzujących górotwór i obudowę na uszkodzenie wyrobiska korytarzowego w wyniku tąpienia”

Dwie równorzędne Nagrody III

Mgr inż. Jolanta Adamik-Plutecka

KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka – za artykuł w PG 3

,„Drążenie wyrobisk przygotowawczych w warunkach dużego zagrożenia tapaniami i zagrożeń współwystępujących”

Mgr inż. Edyta Urbaniec

KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka – za artykuł w PG 4

,„Przegląd metod utrzymania stateczności wyrobisk na dużych głębokościach podczas drążenia w strefie uskoku Bzie-Czechowice w JSW S.A Kopalnia „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka ”

Komisja konkursowa nagrody imienia Profesora Bolesława Krupińskiego przeanalizowała wszystkie artykuły upowszechniające doświadczenia w zakresie działań skutkujących poprawą bezpieczeństwa górnictwa i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż zamieszczone w zeszytach Przeglądu Górniczego w roku 2013. Komisja stanęła przed trudnym zadaniem gdyż opublikowano wiele wartościowych prac z tego zakresu. Prace Komisji podzielono na dwa etapy. W pierwszym ustalono listę artykułów nominowanych do drugiego etapu. W drugim etapie wybrano prace, którym przyznano nagrody. Wykaz tych prac zamieściliśmy na pierwszej stronie zeszytu 1/2014. Poniżej podajemy pozostałe artykuły, które zostały wstępnie nominowane.

Mgr inż. Danuta Cebula, Dr inż. Marek Kalita

Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice – za artykuł w PG 1

„Pomosty robocze samojezdnych maszyn górniczych jako element zwiększający bezpieczeństwo pracy podczas wykonywania obudowy wyrobiska chodnikowego”

Dr inż. Janusz Jura, Dr hab. inż. Zygmunt Niedojadło, prof. AGH

Akademia Górnictwo-Hutnicza w Krakowie – za artykuł w PG 5

„Przemieszczenia poziome w świetle ich modelowania *a priori* i *a posteriori*”

Dr inż. Mariusz Kapusta

Akademia Górnictwo-Hutnicza w Krakowie – za artykuł w PG 1

„Porównanie wybranych metod prognozowania zagrożenia klimatycznego dla wyrobisk ścianowych w kopalniach węgla”

Dr inż. Jan Kutkowski, Dr inż. Mieczysław Lubryka, Mgr Krzysztof Zaniewski

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. – za artykuł w PG 9

„Analiza kosztów wypadków przy pracy w wybranej kopalni”

Dr inż. Piotr Sobota

Politechnika Śląska, Gliwice – za artykuł w PG 5

„Doświadczalne porównanie sprawności bębna łańcuchowego produkowanego seryjnie i o zmodyfikowanej konstrukcji w ścianowym przenośniku zgrzebowym”

Mgr Łukasz Wojtecki*, Mgr Grażyna Dzik**

Kompania Węglowa S.A Katowice*, Instytut Technik Innowacyjnych EMAG Katowice** - za artykuł w PG 12

„Charakterystyka mechanizmu ognisk wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu występujących podczas eksploatacji ścianowej pokładu 507”

Gratulujemy laureatom Nagrody – pracownikom naukowo-badawczym i praktykom górnictwa. Równocześnie apelujemy – zwłaszcza do Kadry inżynierijno-technicznej kopalń węgla kamiennego i innych kopalń – o jak najszersze przekazywanie swych doświadczeń na łamach Przeglądu Górniczego w roku 2014.

Konkurs im. Profesora Bolesława Krupińskiego trwa!

Przewodniczący Komisji Konkursowej

Prof. dr hab. inż. Andrzej Lisowski

Redaktor Naczelny

Prof. dr hab. inż. Wiesław Blaschke

Przewodniczący Rady Krajowej SITG

mgr inż. Eugeniusz Ragus

Wyróżnieni autorzy będą uhonorowani Dyplomem oraz roczną prenumeratą Przeglądu Górniczego.

PRZEGŁĄD GÓRNICZY

założono 01.10.1903 r.

MIESIĘCZNIK STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICHTWA

Nr 1 (1094)

styczeń 2014

Tom 70 (LXX)

UKD 622.333: 622.6-047.36: 622.6-047.27



Wykorzystanie przewodu promieniującego w systemie lokalizacji pojazdów w kopalniach

Application of leaky feeder in vehicle positioning system in mines

Dr inż. Antoni Wojaczek, adiunkt^{*}

Treść: Monitoring, lokalizacja czy identyfikacja (ludzi czy maszyn jako „systemu kontroli”) są obecnie coraz powszechniej wprowadzane w podziemnych zakładach górniczych. W artykule scharakteryzowano systemy identyfikacji, lokalizacji oraz monitoringu przeznaczone dla kopalń. Przedstawiono podstawowe wymagania stawiane tym systemom w kopalniach. Na przykładzie wdrażanego obecnie w kopalniach miedzi (przez firmę ENTE) systemu lokalizacji samojezdnych maszyn górniczych, przedstawiono budowę i możliwości eksploatacji takiego systemu. W kopalniach miedzi stosowana jest łączność radiowa z przewodem promieniującym (system DOTRA firmy INOVA). Torem teletransmisyjnym w systemie lokalizacji maszyn górniczych jest między innymi przewód promieniujący systemu łączności radiowej. W systemie mogą być również zastosowane radioowe punkty dostępu AP zamontowane w wybranych wyrobiskach i połączone siecią światłowodową ze stanowiskami nadzoru nad maszynami górnymi.

Abstract: Monitoring, positioning or identification (of people or machines) are more and more commonly implemented in underground mines. This paper presents systems of identification, positioning as well as monitoring provided for mines. Basic requirements for the systems to meet in mines are presented. Using the example of positioning system of self-propelled mining machines, currently implemented in copper mines (by ENTE Company), the design and operation opportunities of such system are presented. In copper mines, radio communication with leaky feeder is deployed (DOTRA system made by INOVA Co.) Leaky feeder of radio communication system is, among others, the teletransmission path of positioning system of mining machines. AP radio access points mounted in separate headings and connected by use of optical fiber networks to supervision positions over mining machines may be used in the system as well.

Słowa kluczowe:

lokalizacja pojazdu, systemy identyfikacji w kopalniach, systemy monitoringu maszyn górniczych

Key words:

vehicle positioning, identification systems in mines, mine machines monitoring systems

1. Wprowadzenie

Prawo geologiczne i górnicze zobowiązuje przedsiębiorcę do prowadzenia ewidencji osób przebywających w zakładzie górnictwym [5]. W większości kopalń funkcjonują więc systemy RCP (rejestracji czasu pracy), a dla pracowników dołowych dodatkowo sporządza się rejestraty np. pobranych lamp osobistych i aparatów tlenowych. Rejestracja grup pracowników w wybranych miejscach pracy na dole najczęściej jest dokonywana w dyspozytorii kopalnianej przez przyjęcie (od sztygara zmianowego) telefonicznego meldunku o liczbie

górników pracujących w danym rejonie. Na podstawie tych meldunków dyspozytor sporządza ogólny raport zmianowy. Raport ten często odbiega od rzeczywistego obrazu prze mieszczania się górników w czasie danej zmiany roboczej. Elementem istotnym dla bezpieczeństwa osób pracujących w wyrobiskach jest bieżąca wiedza na temat ich aktualnego miejsca przebywania, tj. lokalizacja strefowa połączona z identyfikacją osób znajdujących się w tych wybranych rejonach kopalni. Jedynym sposobem bieżącej kontroli prze mieszczania się górników w wyrobiskach jest zastosowanie radiowych systemów lokalizacji osób.

Dla dołowych maszyn górniczych (tzw. samojezdnych, napędzanych silnikiem spalinowym) nie ma dotychczas wymagań formalnych związanych z systemami monitoringu i ich lokalizacji w wyrobiskach. Próby w tym zakresie, prowadzone

^{*}) Politechnika Śląska; Wydział Górnictwa i Geologii, Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa

w kopalniach miedzi związane są z docenieniem wagi takiego systemu przede wszystkim dla:

- wyboru właściwych działań dla prawidłowego zarządzania pojazdami kołowymi, a w szczególności w przypadku konieczności prowadzenia akcji naprawczych, lub usuwania skutków zaistniałych awarii,
- wdrażania narzędzi umożliwiających stworzenie dobrze zorganizowanych oddziałów zarządzających samojezdnymi maszynami dołowymi.

2. Lokalizacja, monitoring czy identyfikacja

Pojęcia te w ostatnich latach nabierają szczególnego znaczenia, ponieważ rozwiązania techniczne dla kopalń oferuje już kilkanaście firm z naszego rynku. Lokalizacja, czy identyfikacja (ludzi, maszyn) w kopalniach najczęściej jest realizowana poprzez wykorzystanie systemów radiowych RFID (*radio frequency identification*), czyli systemów wykorzystujących fale o częstotliwościach radiowych na ostatnich odcinkach systemu teletransmisyjnego.

2.1. Lokalizacja, lokacja

Lokalizacja to w ogólnym przypadku sposób wykrywania położenia (w czasie i przestrzeni) górnika, czy pojazdu. Bardzo często jest ona bardziej zaawansowana i umożliwia także wyznaczanie kierunku poruszania się lokalizowanego obiektu [6]. Nie wszystkie systemy lokalizacji stosowane w kopalniach umożliwiają identyfikację (personalizację) lokalizowanego obiektu. Typowym, stosowanym we wszystkich kopalniach, urządzeniem jest nadajnik GLON instalowany w lampie osobistej górnika. Jest to specyficzne polskie rozwiązanie, które nie umożliwia identyfikacji lokalizowanych górników.

Wszyscy judeżdżający na dół są zobowiązani do pobierania lampy osobistej. W każdej lampie jest zainstalowany generator zasilany z akumulatora lampy osobistej górnika. Urządzenie typu GLON (Górnicy Lokacyjny Osobisty Nadajnik) wykorzystuje niemodulowane pasmo z zakresu 4100 – 5850 Hz. Tak niska częstotliwość wynika z faktu, iż propagacja fal elektromagnetycznych przez górotwór jest skutecznie możliwa tylko dla bardzo niskich częstotliwości. Zastęp ratowniczy wyposażony jest w odbiornik lokacyjny GLOP, który pozwala na pomiar odległości do nadajnika (generatora) GLON (w zakresie do 30 m). Korzystając z odbiornika urządzenia GLON potrafimy zlokalizować obiekt, lecz nie możemy go personalizować, ponieważ system tego nie umożliwia. Korzystając ze zmodyfikowanego odbiornika GLOP (np. wyłącznik WAJL firmy Elektrometal) możemy wykryć obecność nadajnika lokacyjnego, lecz nie potrafimy go zidentyfikować, ponieważ liczba kanałów częstotliwościowych nadajników GLON (8 kanałów) jest wielokrotnie mniejsza od liczby nadajników stosowanych w danej kopalni.

Dla rozwiązań technicznych, w których system GLON jest obecnie wykorzystywany (lokalizacja zasypanego górnika, monitorowanie jazdy górnika na przenośniku taśmowym) personalizacja (identyfikacja) nie ma większego znaczenia. Tego typu rozwiązanie techniczne można również określić pojęciem lokacja.

Systemy lokacyjne są coraz częściej wykorzystywane w nadzorze nad strefami ograniczonego dostępu (np. strefa przenośnika przed kruszarką, strefa przenośnika za pomostrzem do wysiadania), gdzie istotne jest stwierdzenie obecności np. nadajnika lokacyjnego (bez znajomości danych identyfikacyjnych) oraz zainicjowanie reakcji systemu bezpieczeństwa

np. wyłączenie kruszarki, wyłączenie przenośnika czy uruchomienie alarmu.

2.2. Identyfikacja

Jeśli system umożliwia również odczyt numeru identyfikacyjnego nadajnika, to dla określenia takiego rozwiązania technicznego w nazwie powinno się znaleźć słowo „**identyfikacja**”. Identyfikacja (osoby, pojazdu) jest najczęściej związana z systemami kontroli dostępu do stref ograniczonego dostępu, czyli uzyskaniem określonego poziomu pewności, że dana osoba (maszyna) jest tą, za którą się podaje. Górnik, (maszyna) przekazuje w czasie tej czynności (w strefie uwierzytelniania), „*swoją tożsamość*” do systemu [6]. Następuje proces identyfikacji. Wszystkie współcześnie instalowane w kopalniach systemy identyfikacji (osób, maszyn) posiadają również opcję lokalizacji, tzn. umożliwiają dyspozytorowi, w żądanym okresie czasu i w określonym rejonie, zlokalizowanie liczby osób (maszyn) w określonych strefach uwierzytelniania (w strefie kontroli czytnika).

W kopalniach stosowane są systemy, które umożliwiają:

- **Identyfikację strefową**, gdzie istotne jest przemieszczenie się ludzi (maszyn) pomiędzy poszczególnymi strefami. Granice stref są wyznaczone przez zabudowę bramek składających się z co najmniej dwóch czytników identyfikatorów. Taki system odczytuje numery identyfikacyjne nadajników; pozwala więc na określenie jakie nadajniki znajdują się w poszczególnych strefach. System ten realizuje także monitoring liczby ludzi, np. w strefach szczególnie niebezpiecznych.
- **Identyfikację punktową** (lokalizację dokładną) położenia ludzi czy maszyn (nadajników identyfikacyjnych). Tego rodzaju rozwiązania techniczne wymagają zastosowania systemów RTSL¹.

2.3. Monitoring

Obok pojęcia identyfikacji, czy lokalizacji spotyka się pojęcie **monitoringu**. Dla pojazdów pojęcie to może być związane (i/lub) z:

- **cykliczną kontrolą** wybranych parametrów pojazdu i ich prezentacją na lokalnej tablicy wskaźników w kabinie kierowcy lub zdalnym na monitorach (stąd pojęcie monitoringu) w punktach nadzoru technicznego nad pojazdami,
- **bieżąącym monitorowaniem**, czyli obserwacją z wykorzystaniem kamer i przedstawianiem tych obrazów na monitorach w punktach nadzoru i zarządzania ruchem pojazdów.

Potoczne określanie systemów monitoringu w kopalniach coraz częściej kojarzone jest z tym drugim określeniem słowa monitoring, ponieważ kamery są już powszechnie stosowane w większości naszych kopalń. Nie można jednak zapominać, że dla ludzi również i to pierwsze określenie (cykliczna kontrola) ma także zastosowanie w podziemnych zakładach górniczych. Dotyczy to np. systemu wspomagania akcji ratowniczych typu SWAR, który jest modyfikacją systemu GABI-98W [4]. W systemie tym oprócz kamery video, wykorzystano zespół czujników do monitorowania (cyklicznego pomiaru) parametrów atmosfery i stanu ratownika (O_2 , CH_4 , CO, CO_2 , temperatura, wilgotność, ciśnienie, temperatura ciała ratownika oraz sygnalizacja braku ruchu ratownika). Taki zespół czujników jest przyłączony do radiotelefonu ratownika i umożliwia transmisję danych z czujników (przy wykorzystaniu sygnałów DTMF) do bazy. W bazie dane z czujników są archiwizowane na komputerze.

¹ RTLS – ang. *real time locating system*

2.4. Identyfikator

W systemach identyfikacji, lokalizacji, czy lokacji górnik (pojazd) jest wyposażony w urządzenie, które potocznie, choć często niewłaściwie, nazywa się nadajnikiem. Dla wielu urządzeń (z wyjątkiem np. systemu GLON lokalizacji zasypanych górników, czy nadajników aktywnych nadających impulsowo ciągle w losowych odstępach czasu) nie jest to poprawne określenie, ponieważ większość „nadajników” (jak powszechnie się je określa w języku potocznym) zarówno:

- **odbiera**; np. ładowanie kondensatora w urządzeniach pasywnych, czy uaktywnienie elementu w strefie uwięzienia dla urządzenia semipasywnego względnie aktywnego, jak też
- **wysyła** określone sygnały radiowe (po uaktywnieniu).

Powszechnie stosowane jest również pojęcie transponder. Należy zwrócić uwagę, że transponder (aktywny, pasywny) jest bezprzewodowym elektronicznym urządzeniem teletransmisyjnym, które automatycznie odbiera sygnały, przetwarza je i „odpowiada” na sygnał przychodzący w czasie rzeczywistym z czytnika. Termin pochodzi z połączenia słów transmitter i responder. Urządzenia pasywne też „przetwarzają” sygnał umożliwiający zasilenie (uaktywnienie) transpondera, na wzmacniony, inny sygnał radiowy. Na podobnej zasadzie działają urządzenia semipasywne. Ponieważ nie zawsze jednak identyfikator jest transponderem (tzn. odpowiada na zapytanie czytnika) to określenie identyfikator jest najbardziej poprawne i powinno być stosowane dla określania tego typu urządzeń w kopalniach. Transponderami nie są np. identyfikatory radiowe typu TTAG-868FSK/L systemu identyfikacji ARGUS firmy TRANZ-TEL Kobiór, stosowane w KWK „Pniówek” i montowane w lampach górniczych. Tego typu urządzenia nie należy również określać pojęciem „czip”, czy „tag”, chociaż w niektórych publikacjach te określenia są także stosowane.

Systemy wykorzystujące transpondery są powszechnie stosowane w transporcie samochodowym, np. dla umożliwiania wjazdu samochodom uprawnionym w określone strefy oraz na płatnych drogach do automatycznego poboru opłat. Samochody wyposaża się w transpondery, (np. viaBOX), a nad drogami, w określonych miejscach stawia się bramownice z czytnikami i antenami do komunikacji z urządzeniem pokładowym pojazdu (poboru opłat). W lotnictwie cywilnym natomiast stosowane są identyfikatory, a w wojskowym, obok identyfikatorów (dla służb cywilnych), stosuje się równocześnie transpondery.

2.5. System rejestracji czasu pracy (RCP)

Ponieważ Prawo geologiczne i górnicze (oraz stosowne akty wykonawcze do tego prawa [5]) zobowiązuje przedsiębiorcę do prowadzenia ewidencji osób przebywających

w zakładzie górnictwym, to w każdej kopalni stosowane są systemy określane najczęściej jako „**systemy kontroli ruchu załogi**”, czy „**systemy rejestracji czasu pracy**” (RCP).

Systemy te są przede wszystkim dedykowane dla służb finansowo-księgowych i działów osobowych kopalni.

Systemy identyfikacji aby działały prawidłowo, nie powinny być nigdy utożsamiane z systemami „kontroli ruchu załogi”, czy systemami rejestracji „czasu efektywnej pracy dołowej”, lub przebywania w rejonach o podwyższonej temperaturze („krótszej dniówka”). Obecne uwarunkowania formalno-prawne wymuszają tego rodzaju rozgraniczenie, bo w przeciwnym wypadku system identyfikacji nie będzie działał poprawnie.

Systemy **lokalizacji czy monitoringu maszyn** powinny być powiązane zarówno ze służbami technicznymi (bieżący nadzór nad ruchem maszyn), jak i finansowo-księgowymi (wyprzedzające zamawianie części zamiennych, elementów eksploatacyjnych, czy nowych maszyn, amortyzacja itp.).

3. Możliwości wykorzystania systemów RFID w kopalniach

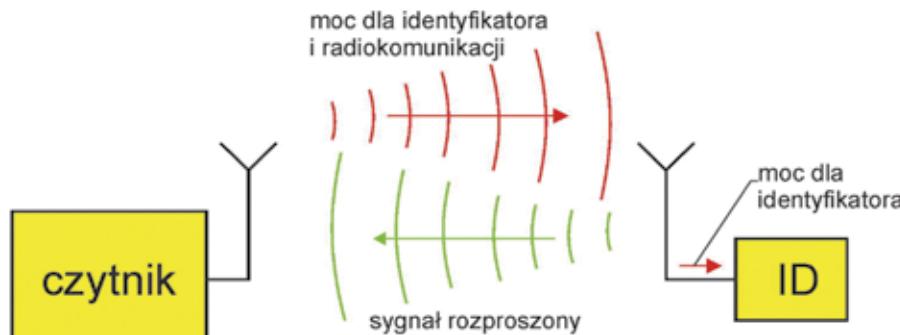
Podstawowym elementem każdego systemu lokalizacji czy identyfikacji jest identyfikator osobisty (górnika, maszyny). Istnieją trzy zasadnicze typy tych identyfikatorów [1, 3]:

pasywne niezawierające własnego źródła zasilania, lecz wymagające zasilania; elementy te uaktywniają się w momencie znalezienia się w zasięgu czytnika, w jego polu elektromagnetycznym, z którego podawane jest napięcie zasilania identyfikatora; są czasami określane jako bierne, zawierające własne źródło zasilania (np. baterię litową), względnie korzystające z integralnie związanego z identyfikatorem zewnętrznego źródła zasilania (np. akumulatora z lampą górniczą) i nadające w określonych odstępach czasu.

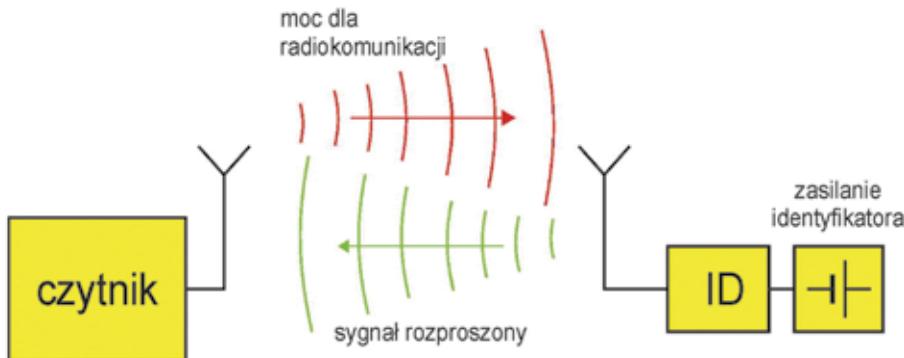
aktywne zawierające własne źródło zasilania, lecz nadające tylko w momencie znalezienia się w strefie działania czytnika i jego uaktywnienia przez czytnik.

semipasywne zawierające własne źródło zasilania, lecz nadające tylko w momencie znalezienia się w strefie działania czytnika i jego uaktywnienia przez czytnik.

Zasadę działania wyjaśniają rysunki 1, 2, 3. Z punktu widzenia kierunku transmisji sygnałów użytecznych można wyróżnić identyfikatory jednokierunkowe oraz dwukierunkowe, w których czytnik oprócz odbioru charakterystycznego kodu identyfikatora, przesyła do niego inne sygnały użyteczne (np. alarmowe, informacyjne, przywoławcze) wygenerowane w systemie. Dotychczasowe badania prowadzone nad systemami identyfikacji dla kopalń doprowadziły do wniosku, że identyfikatory pasywne nie znajdują szerszego zastosowania w wyrobiskach.

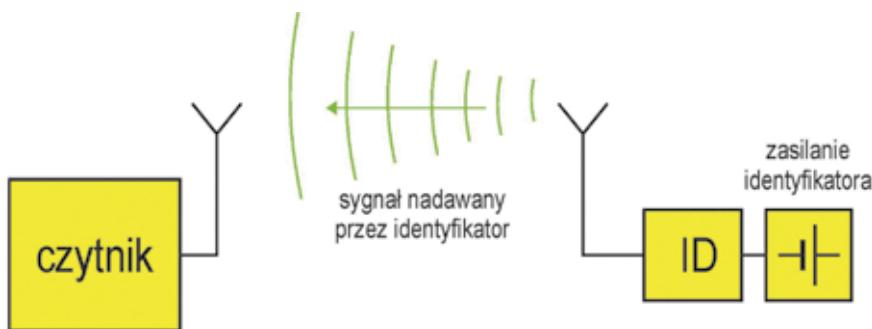


Rys. 1. Schemat blokowy systemu RFID z identyfikatorem pasywnym. ID – identyfikator
Fig. 1. Block diagram of RFID system with passive identifier. ID – identifier



Rys. 2. Schemat blokowy systemu RFID z identyfikatorem semipasywnym; czytnik uaktywnia identyfikator.

Fig. 2. Block diagram of RFID system with semi-passive identifier; the reader activates the identifier



Rys. 3. Schemat blokowy systemu RFID z identyfikatorem aktywnym; identyfikator nadaje ciągle w losowych odstępach czasu

Fig. 3. Block diagram of RFID system with active identifier; the identifier transmits continuously at random time intervals

Podstawowe wymagania stawiane kopalnianym systemom identyfikacji to [7]:

- autonomiczność zasilania, a przede wszystkim sygnalizacja zaniku zasilania (sieciowego) podstawowych urządzeń systemu oraz sygnalizacja zaniku transmisji w systemie,
- bezkolizyjność - komunikacja czytnika z danym identyfikatorem nie powinna być zakłócona przez inne identyfikatory pozostające w tym obszarze. Dotyczy to problemu obecności większej liczby identyfikatorów w zasięgu działania jednego czytnika,
- iskrobezpieczeństwo (dla kopalń metanowych) i bezpieczeństwo użytkowania - wykluczenie możliwości odpalenia zapalników elektrycznych znajdujących się w pobliżu czytników,
- duży zasięg działania - jednoznaczna identyfikacja nadajnika z odległości przynajmniej kilku metrów,
- kompatybilność elektromagnetyczna - możliwość współpracy systemu identyfikacji z istniejącymi już w kopalni systemami telekomunikacyjnymi, brak zakłócającego oddziaływanego na inne systemy telekomunikacyjne, odporność na zakłócenia elektromagnetyczne istniejące w kopalniach,
- prostota obsługi - możliwość bieżącej obsługi urządzeń przez osoby bez specjalistycznego przygotowania fachowego,
- przeźroczystość systemu - brak utrudnień w dotychczasowej technologii ruchu załogi,
- duża niezawodność - możliwość pracy w trudnych technicznych warunkach środowiskowych podziemi kopalń. Uzgadniając techniczne warunki środowiskowe podziemnych zakładów górniczych, podstawowym problemem

każdego systemu identyfikacji jest sposób transmisji informacji do centrum nadzoru na powierzchni. Uzgadniając ten parametr, można wyszczególnić [2]:

- modemowe systemy transmisyjne wykorzystujące wolne tory w telekomunikacyjnych kablach górniczych symetrycznych,
- systemy teletransmisyjne wykorzystujące przewody promieniujące ułożone w danych wyrobiskach do transmisji informacji do dyspozytorów,
- światłowodowe systemy teletransmisyjne.

4. Zasady funkcjonowania systemu

Systemy lokalizacji maszyny przemieszczającej się w czasie wykonywania swojej pracy zawsze wykorzystują techniki radiowe. Jednak w wyrobiskach korytarzowych kopalni podziemnej system teletransmisyjny w znacznej swojej części jest systemem „przewodowym”, tzn. wykorzystuje ułożone w tych wyrobiskach przewody promieniujące, kable światłowodowe, czy telekomunikacyjne kable górnicze miedziane symetryczne typu TKG [6].

Jak już wspomniano, radiowa lokalizacja pojazdu to sposób wykrywania jego bieżącego położenia. Umożliwia ona także wyznaczanie jego kierunku ruchu. Pojazd w kopalni jest również wyposażony w elementy umożliwiające jego identyfikację. Pojazd w strefie uwierzytelniania, „przekazuje swoją tożsamość” do systemu identyfikacji.

Ogólny schemat blokowy elementów wyposażenia pojazdu związanych z systemami lokalizacji, monitoringu oraz identyfikacji przedstawiono na rysunku 4.

Większość pojazdów wyposażona jest w lokalne sterowniki PLC, współpracujące poprzez magistralę danych (np CAN) z czujnikami. Czujniki mogą być również przyłączone bezpośrednio (gwiaździste) do sterownika, lub w standardzie Ethernet. Czujniki dokonują pomiaru wybranej wielkości fizycznej, ważnej z punktu widzenia prawidłowego funkcjonowania maszyny. Dla przeprowadzenia diagnostyki serwisowej każda maszyna wyposażona jest w system interfejsu (SI), do którego można przyłączyć komputer diagnostyczny z odpowiednim oprogramowaniem identyfikującym uszkodzenia, lub aktualny stan techniczny pojazdu. W każdym pojeździe jest również monitor (np. tablica rozdzielcza wskaźników), czy sterownik lokalny (MSL z rys. 4), który stanowi podstawowy komunikator dla operatora pojazdu. Czujniki zainstalowane w pojeździe stanowią źródło informacji dla **systemu monitoringu pojazdu**.

Na powierzchni systemy **lokalizacji pojazdów** wykorzystują system nawigacji satelitarnej GPS. Informacja o aktualnym położeniu pojazdu jest przesyłana automatycznie do serwera nadzoru nad pojazdami (np. służbowymi danej firmy) zwykle przez systemy telefonii komórkowej (GSM).

Identyfikacja danego pojazdu może nastąpić tylko wtedy, gdy wyposażony on będzie w identyfikator (aktywny, semi pasywny lub pasywny - TAG z rys. 4), czyli w bezprzewodowe urządzenie komunikacyjne, które automatycznie odbiera i odpowiada na sygnał przychodzący w czasie rzeczywistym z czytnika znajdującego się przed wjazdem do strefy ograniczonego dostępu.

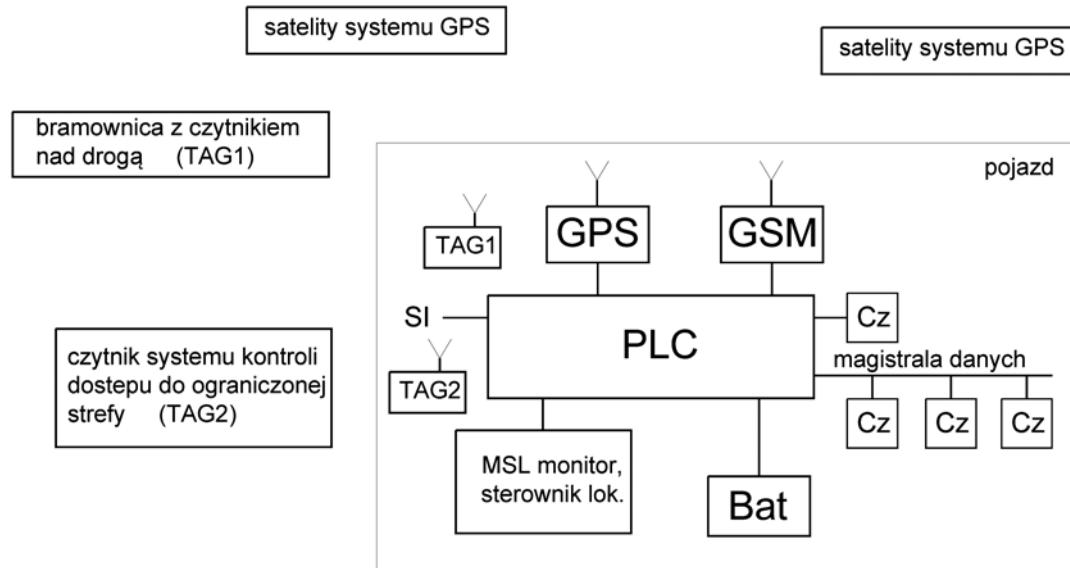
Tego typu rozwiązanie (rys. 4), chociaż są bardzo rozpowszechnione na powierzchni, nie mają jednak szerokiego zastosowania w wyrobiskach podziemnych zakładów górniczych.

5. Budowa systemu lokalizacji pojazdów w kopalniach miedzi

Technologia wydobywania rudy miedzi w polskich kopalniach wymaga stosowania wielu rodzajów maszyn samojezdnych, które związane są bezpośrednio z procesem urabiania i transportu rudy miedzi. W kopalniach stosowane są wozy wiercące, odstawcze, ładowarki, wozy do obrywki, wiercenia i zabudowy obudowy kotwowej itp. Oprócz tego stosowanych jest wiele pojazdów do transportu ludzi oraz materiałów.

Obowiązujące przepisy wymagają, by główne drogi odstawy kołowej, niezależnie od łączności ogólnokopalnianej, posiadały również systemy łączności lokalnej [5]. Systemy łączności radiowej stosuje się wszędzie tam, gdzie zachodzi potrzeba porozumiewania się z załogą przemieszczającą się w trakcie wykonywania swojej pracy. W KGHM kilka lat temu podjęto decyzję o budowie systemu łączności radiowej opartego o przewód promieniujący. System ten wykorzystuje się nie tylko jako technologiczny środek komunikacji głosowej, lecz także jako system łączności alarmowej dla operatorów maszyn. Takie rozwiązanie umożliwia dyspozycyjowi połączenie z radiotelefonami (w trybie alarmowym) z pulpitów PA systemu alarmowania STAR (skrót od określenia „system telefonii alarmowo rozmówczej”).

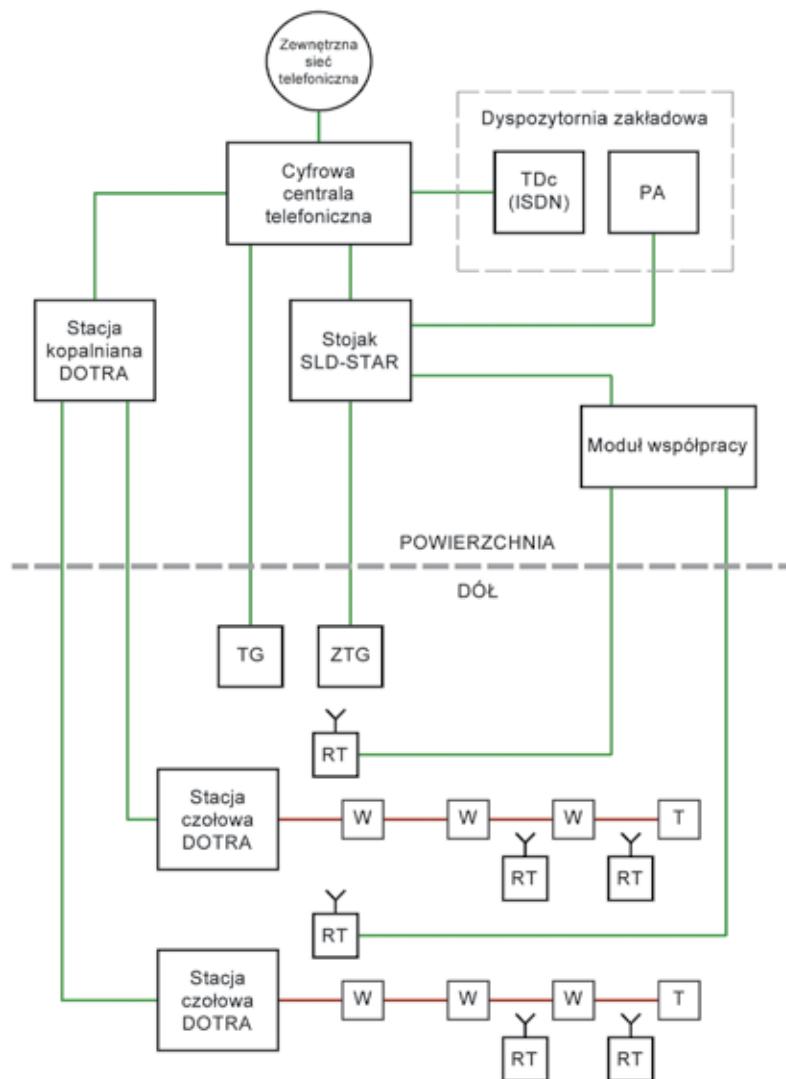
Uruchomiono tranzystorowy system łączności radiowej z pojazdami oraz osobami wyposażonymi w radiotelefony noszone RT typu DOTRA firmy INOVA, który następnie został zintegrowany z ogólnozakładowym systemem alarmowania typu STAR firmy TELVIS. W kopalniach miedzi od kilku lat funkcjonuje system STAR-DOTRA². Uproszczony schemat blokowy systemu został przedstawiony na rys. 5 [3].



Rys. 4. Elementy systemu monitoringu, lokalizacji oraz identyfikacji pojazdu; Cz – czujnik, miernik w pojazdzie, SI – system interfejsu, złącze do komputera PC, PLC – sterownik, TAG1, TAG2 – identyfikatory aktywne pojazdu, MSL – monitor, sterownik lokalny, GPS – system nawigacji satelitarnej, GSM – jeden ze standardów telefonii komórkowej

Fig. 4. Components of monitoring and positioning system as well as identification of a vehicle. Cz – sensor, a meter in the vehicle, SI – interface system to PC, PLC – controller, TAG1, TAG2 – active identifiers of a vehicle, MSL – monitor, local controller, GPS - global positioning system, GSM – one of the cellular telephony standards

² Obecnie system alarmowania typu STAR jest zastępowany systemem alarmowania typu SAT.



Rys. 5. Struktura systemu łączności i alarmowania STAR-DOTRA w kopalniach miedzi;

W – wzmacniak, T – terminator, RT – radiotelefon, PA – pulpit alarmowy dyspozytora, TDc – telefon cyfrowy dyspozytora, TG – telefon górnictwa, ZTG - telefon sygnalizator górnictwy

Fig. 5. STAR-DOTRA communication and alarm system in copper mines:

W – repeater, T – terminator, RT – radiotelephone, PA – dispatcher alarm and broadcasting desk, TDc - digital dispatcher desk, TG - underground telephone, ZTG – alarm signalling device telephone

System DOTRA jest podzielony na rejony, z których każdy jest obsługiwany przez jedną stację czołową. W każdym rejonie w pobliżu stacji czołowej zainstalowany jest dodatkowy radiotelefon RT połączony (przewodowo), poprzez moduł współpracy, ze stojakiem systemu STAR. Radiotelefon ten umożliwia nawiązanie połączenia pomiędzy systemem STAR i abonentami systemu DOTRA.

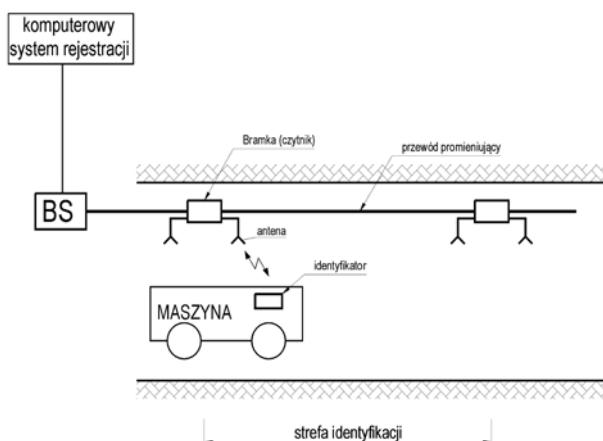
W stałych punktach kopalni zainstalowane są telefony sygnalizatory typu ZGT systemu Alarmowania STAR, lub telefony górnicze TG systemu łączności ogólnozakładowej. Dyspozytor posiada więc dwa niezależne pulpity łączności: telefonicznej TDc (cyfrowy telefon systemowy centrali ogólnozakładowej) oraz alarmowej (pulpit PA) z systemu alarmowania STAR. System łączności radiowej z przewodem promieniującym typu DOTRA został równocześnie połączony

z centralą łączności telefonicznej ogólnozakładowej dla umożliwienia nawiązywania połączeń pomiędzy radiotelefonami i telefonami stacjonarnymi w kopalni.

Uwzględniając istniejącą w tych kopalniach dobrze rozbudowaną infrastrukturę teletransmisyjną przeznaczoną w szczególności dla maszyn samojezdnych, firma ENTE z Gliwic rozpoczęła prace nad wdrożeniem (początkowo w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice”, a następnie również i w O/ZG „Rudna”) systemu lokalizacji maszyn, w którym elementem systemu teletransmisyjnego jest przewód promieniujący systemu STAR-DOTRA.

System lokalizacji pojazdów, w tym przypadku, można było zrealizować dwoma sposobami:

- „Nieruchomych bramek” (czytników identyfikatorów), które są przyłączone do przewodu promieniującego wyko-



Rys. 6. Ilustracja lokalizacji maszyny dla nieruchomych bramek

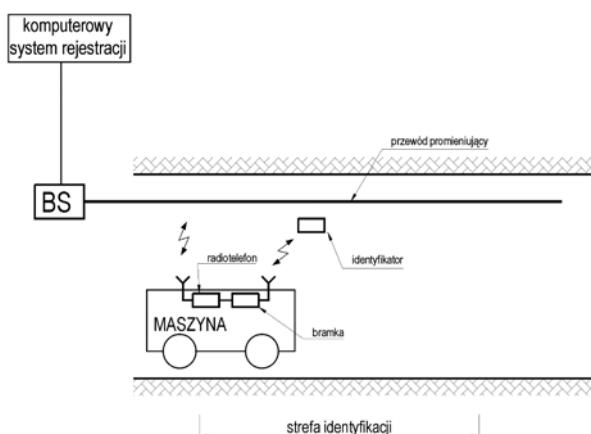
Fig. 6. Presentation of machine position in case of immobile gate

rzystywanego do transmisji sygnału z systemu lokalizacji do stacji czołowej i dalej na powierzchnię; pojazdy wyposażone są w identyfikatory aktywne przyporządkowane poszczególnym pojazdom (rys. 6).

– „Nieruchomych identyfikatorów”, które instalowane są na ociosie pod stropem w wyznaczonych stałych miejscach (najczęściej na skrzyżowaniach); bramka jest instalowana w lokalizowanym pojeździe; transmisja z bramki jest realizowana poprzez radiomodem do czołowej stacji bazowej (BS) i dalej do komputerowego systemu rejestracji na powierzchnię (rys. 7) [4].

System lokalizacji maszyn górniczych o firmowej nazwie SzLeM (skrót od określenia *System Lokalizacji Maszyn*) wykorzystuje zasadę lokalizacji z rysunku 7 (nieruchome identyfikatory, ruchomy czytnik identyfikatorów). Pod względem funkcjonalnym system ten posiada swoją analogię do struktury przedstawionej na rysunku 4, w którym:

– GPS to czytnik sygnału radiowego (863,3 MHz) generowanego przez nieruchome identyfikatory aktywne (z własną baterią litową); identyfikatory są przytwierdzone do stropu w stałych określonych punktach wyrobisk; czytnik (typu i-PORT IV) zainstalowany w pojeździe rejestruje sygnały radiowe z identyfikatorów,



Rys. 7. Ilustracja lokalizacji maszyny dla ruchomych bramek

– GSM to analogia do modemu radiowego - jest to urządzenie typu SATELLINE-3AS (414,85 MHz częstotliwość „góra” 424,85 MHz częstotliwość w „dół”) zainstalowane w pojeździe, przeznaczone do transmisji informacji (z wykorzystaniem systemu DOTRA) odebranej z identyfikatora.

– Sterownik PLC z rys. 4 to jednostka centralna produkowana przez firmę ENTE o firmowej nazwie **AWIA Locator** gromadzącą dane i posiadającą interfejsy do współpracy z magistralą CAN pojazdu, interfejsami RS, USB (do komunikacji lokalnej z systemem), modelem radiowym itp.

W ZG „Polkowice-Sieroszowice” systemem tym objęto 44 maszyny samojezdne, a w ZG „Rudna” 20 maszyn z jednego oddziału. Poprzez możliwość lokalizacji maszyn można osiągnąć poprawę organizacji pracy w oddziale górnictwa, a co się z tym wiąże – wzrost wydajności pracy.

Zaprojektowany przez firmę ENTE system umożliwia lokalizację maszyn w rejonie poprzez odczytywanie radiowych identyfikatorów, umieszczonego pod stropem wyrobiska, które są punktami odniesienia (źródłami sygnału radiowego) dla systemu lokalizacji. Widok identyfikatora przedstawiono na rys. 8. Zalogowanie się w systemie lokalizacji urządzenia radiowego znajdującego się w konkretnej maszynie to równocześnie proces identyfikacji pojazdu.

Dane rejestrowane w jednostce centralnej systemu zainstalowanej w maszynie (urządzenie AWIA Locator z interfejsami radiowymi, czytnikiem i-PORT, modelem radiowym SATELLINE-3AS i zasilaczem napięcia gwarantowanego buforowanym baterią akumulatorów) są przesyłane (w systemie DOTRA) do serwera komunikacyjnego. Dodatkową funkcjonalnością tego systemu jest ograniczona możliwość monitorowania maszyny. Wybrane informacje (parametry technologiczne maszyny), w określonych punktach wyrobisk (gdzie zlokalizowano punkty dostępowe sieci Wi-Fi komputerowej) siecią światłowodową mogą być przesłane do stanowisk nadzoru nad pojazdami Wi-Fi. Punkty dostępowe mogą być uruchomione w obrębie stałych punktów tankowania. Rejestrowane przez komputer lokalny maszyny jej parametry techniczne są udostępniane systemowi SzLeM poprzez magistralę CAN.

Obok stacji czołowych DOTRA ustawiony jest stojak urządzeń stacyjnych systemu SzLeM, w którym jest serwer systemu lokalizacji i modemy radiowe współpracujące ze stacją czołową DOTRA. Serwer systemu lokalizacji sekwenncyjne komunikuje się (poprzez modem radiowy) z daną maszyną znajdująca się w obszarze monitorowanego oddziału i przesyła te dane do punktów nadzoru nad transportem kołowy oraz na powierzchnię.



Rys. 8. Identyfikator systemu lokalizacji maszyn firmy ENTE Gliwice

Fig. 8. Machines positioning system identifier made by ENTE Company Gliwice

6. Podsumowanie

Sprawnie funkcjonujący i wydajny system teletransmisyjny jest podstawowym czynnikiem, który decyduje nie tylko o wyborze danego systemu telekomunikacyjnego, ale przede wszystkim o jego rozwoju i docelowych możliwościach technicznych innych systemów, które będą funkcjonowały w danej kopalni. System lokalizacji maszyn samojezdnych z powodzeniem może wykorzystywać przewody promieniujące jako linie teletransmisyjne. Jednak gdy interesuje nas nie tylko lokalizacja maszyny, lecz także jej monitoring, to system teletransmisyjny oparty o miedziany przewód promieniujący (z nieszczelnym opłotem) przy większej liczbie (kilkudziesięciu) monitorowanych maszyn może nie być systemem wystarczająco wydajnym. Monitoring maszyn wymaga jednak szybszego medium teletransmisyjnego. Wiąże się to z koniecznością wykorzystania sieci światłowodowych w kopalniach.

Autor dziękuje firmie ENTE Gliwice za udostępnienie fotografii identyfikatora systemu SzLeM (rys. 8) zastosowanego w kopalniach miedzi.

Literatura

1. Finkenzeller K.: RFID Handbook. Fundamentals and Applications in Contactless Smart Cards and Identification. Second Edition. John Wiley & Sons Ltd.
2. Laliberte. P.: Summary Study of Underground Communications Technologies. Report CANMET-MMSL. May 2009.
3. Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy. Wydawnictwo Politechniki Śl., Gliwice 2011.
4. Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Systemy radiokomunikacji z kablem promieniującym. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2010.
5. RMG 2002. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz.U. z 2002 r. Nr 139 poz. 1169.
6. Wojaczek A., Miśkiewicz K.: Wybrane problemy lokalizacji maszyn i ludzi w kopalniach podziemnych. Monografia pt. Systemy telekomunikacyjne, monitoring i wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż. Monografia pod redakcją Artura Dyczko i Antoniego Wojaczka. Wydawnictwo Fundacji dla AGH. Kraków 2011.
7. Wojaczek A.: System identyfikacji osób w procesie wydobywczym typowej kopalni. MiAG. 1999, nr 8-9.

NACZELNY REDAKTOR

w zeszycie 1-2/2010 Przeglądu Górnictwa, zwrócił się do kadr górniczych z zachętą do publikowania artykułów ukierunkowanych na wywołanie

POLEMIKI – DYSKUSJI.

Trudnych problemów, które czekają na rzetelną, merytoryczną wymianę poglądów – jest wiele! Od niej – w znaczącej mierze – zależy skuteczność praktyki i nauki górniczej w działaniach na rzecz bezpieczeństwa górnictwa oraz postępu technicznego i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż.

Od naszego wysiłku w poszukiwaniu najlepszych rozwiązań – zależy przyszłość polskiego górnictwa!!!



Propozycje zastosowania czujników samozasilających się w przemyśle wydobywczym

Proposals of application of self-energizing sensors in the mining industry

Dr inż. Dariusz Jasiulek^{*)}

Treść: W artykule przedstawiono perspektywę zastosowania czujników samozasilających się, wykorzystujących energię drgań lub energię cieplną do monitorowania wybranych parametrów maszyn górniczych. Obecnie, szczególnie w zakresie monitorowania maszyn i inteligentnych budynków, coraz częściej stosowane są czujniki z „auto-zasilaniem”. Sensory do zasilania swoich struktur wykorzystują zjawiska fizyczne, takie jak: przepływ ciepła, energię drgań lub światła (ang. *energy harvesting* – pozyskiwanie energii). Analiza takich rozwiązań wykazała, że istnieją możliwości zastosowania tej technologii w systemach automatyki oraz diagnostyki maszyn i urządzeń górniczych. W artykule przedstawiono perspektywy wdrożenia systemu czujników samozasilających w odniesieniu do maszyn stosowanych w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

Abstract: This paper presents the prospects of application of self-energizing sensors which use the point or thermal energy to monitor selected parameters of mining machines. Currently, more and more mainly in monitoring of machines and Building Management Systems (intelligent buildings) there are self-energizing sensors applied. The sensors use the following physical phenomena to reinforce their structures: flow of heat, point or light energy. Analysis of such solutions shows there are possibilities to apply this technology in automation systems and diagnostics of machines and mining equipment. This paper presents the prospect of implementation of self-energizing sensor systems in relation to the machines used in areas prone to methane and/or coal dust explosion.

Słowa kluczowe:

czujnik samozasilający, zbieranie energii, mechatronika, układ sterowania, ATEX - dyrektywa (*Atmosfera wybuchowa*)

Key words:

self-energizing sensor, energy harvesting, mechatronics, control system, ATEX (*ATmosphere EXplosible*)

1. Wprowadzenie

Rozwój systemów monitorowania oraz automatyzacji maszyn i urządzeń górniczych wymusza opracowywanie i wdrażanie inteligentnych rozwiązań. W przypadku pracy urządzeń w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, wymagane jest stosowanie specjalnych konstrukcji, zgodnych z wymaganiami dyrektywy ATEX. Obecnie, coraz popularniejsze stają się rozproszone systemy sterowania, bazujące na sieciach przemysłowych (np. zbudowanych w oparciu o magistralę CAN), które umożliwiają ograniczenie liczby przewodów [1]. W praktyce konieczne jest jednak prowadzenie przewodu sieciowego oraz zasilającego (często w jednym kablu). Stosowane są również czujniki, które komunikują się za pomocą sieci bezprzewodowej, wymagają jednak również prowadzenia przewodu zasilającego (opcjonalnie zasilane są baterijnie).

W układach monitorowania maszyn i intelligentnych budynków coraz popularniejsze stają się czujniki z „auto-zasilaniem”, wykorzystujące energię generowaną podczas zjawisk fizycznych, takich jak przepływ ciepła, drgania,

czy generowanie światła, zasilającej czujniki (ang. *energy harvesting* – pozyskiwanie energii). Przeprowadzona analiza stosowanych rozwiązań wykazała, że istnieją możliwości ich zastosowania w systemach automatyki i diagnostyki maszyn i urządzeń dla górnictwa.

2. Dostępne źródła energii

W podziemiach zakładów górniczych nie ma możliwości stosowania zasilania pochodzącego z najpopularniejszych źródeł energii odnawialnej – ogniw fotowoltaicznych oraz turbin wiatrowych. Przeprowadzona analiza wskazuje, że energia, którą można wykorzystać, związana jest przede wszystkim z pracującymi maszynami oraz górotworem. Możliwe jest również wykorzystanie przepływu powietrza, ale na niewielką skalę.

Dostępne w podziemiach zakładów górniczych źródła energii można podzielić w następujący sposób:

- źródła energii mechanicznej – ruch ciał stałych:
 - drgania maszyn,
 - ruch obrotowy,
 - energia hamowania,
 - ruch człowieka,

^{*)} Instytut Techniki Górniczej KOMAG

- źródła energii termalnej:
 - nagrzewnie komponentów maszyn i urządzeń (energia strat),
 - temperatura ciała człowieka,
 - temperatura górotworu,
- źródła energii pochodzącej z promieniowania elektromagnetycznego:
 - pracujące maszyny,
 - przewody zasilające,
- źródła energii pochodzącej z przepływu powietrza.

Przystępując do sporządzenia przedstawionego podziału uwzględniono możliwości techniczne pozyskania i przetwarzania energii. Najbardziej rozwinięte są obecnie rozwiązania z zakresu przetwarzania energii drgań oraz energii termalnej.

3. Metody pozyskiwania energii elektrycznej

Przeprowadzona analiza literaturowa [4, 17] oraz analiza w zakresie dostępnych rozwiązań [9, 13, 14, 15, 16] – nie przeznaczanych do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego, wskazała na możliwości budowy systemu czujników samozaśilających się. W zakresie pozyskiwania energii z drgań mechanicznych przeanalizowano rozwiązania przetworników elektromagnetycznych oraz piezoelektrycznych, jako potencjalnych źródeł zasilania czujników wchodzących w skład systemu [9, 12, 13, 14, 15, 16]. Przeanalizowano również rozwiązania z zakresu przetworników termoelektrycznych oraz fotowoltaicznych [11].

3.1. Metoda elektromagnetyczna

Metoda wykorzystuje prawo Faradaya mówiące o tym, że w przewodniku umieszczonym w zmiennym polu magnetycznym indukuje się siła elektromotoryczna. Zmienne pole magnetyczne wytwarzane jest najczęściej przez poruszające się magnesy, natomiast rolę przewodnika pełnią odpowiednio zbudowane układy cewek. Firma Tremont Electric przedstawiła sposób zastosowania przetwornika elektromagnetycznego w formie przenośnej ładowarki nPower® PEG (rys. 1a) [15], która może być wykorzystana jako ładowarka podczas marszu (podczas minimalnego ruchu wytwarza sygnał o mocy 1mW).



Rys. 1. Przetwornik elektromagnetyczny a) nPower® PEG [15], b) latarka [16]

Fig. 1. a) nPower® PEG [15], b) electromagnetic flashlight [16]

Kolejnym zastosowaniem przetwornika elektromagnetycznego są latarki elektromagnetyczne [16] (Electromagnetic Flashlight rys. 1b), niewymagające stosowania zasilania baterijnego. Generowana energia elektryczna jest gromadzona w kondensatorze. Wadą urządzenia jest potrzeba gwałtownego potrząsania latarką przez przynajmniej 2 minuty w celu na-

dowania kondensatorów. Zgromadzona energia wystarcza na kilka minut świecenia.

3.2. Metoda piezoelektryczna

Metoda wykorzystuje zjawisko polegające na wytwarzaniu, pod wpływem naprężeń mechanicznych, ładunków elektrycznych na powierzchni materiału piezoelektrycznego. Element piezoelektryczny jest umieszczany w urządzeniu w taki sposób, aby zapewnić maksymalne wykorzystanie energii zjawisk mechanicznych wstępujących w urządzeniu [4, 17].

3.3. Metoda elektrostatyczna

Konwersja energii kinetycznej drgań w energię elektryczną następuje za pomocą zmiennego kondensatora spolaryzowanego działaniem elektretów (dielektryk, w którym w sposób trwały utrzymuje się polaryzacja dipolowa lub stan naładowania elektrycznego). Elektret wytwarza zewnętrzne pole elektryczne i w tym sensie jest elektrostatycznym odpowiednikiem magnesu trwałego.

3.4. Metoda magnetostrykcji

Bazuje na zjawisku powstawania odkształceń w ferromagnetykach pod wpływem pola magnetycznego. Zjawiskiem odwrotnym jest efekt Villariego. Zmiana rozmiarów pod wpływem pola magnetycznego może mieć charakter liniowy lub objętościowy [8].

3.5. Metoda fotoelektryczna

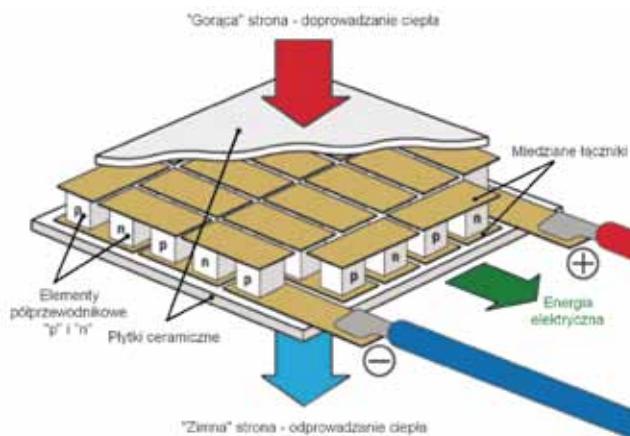
Przetworniki fotoelektryczne przetwarzają energię promieniowania słonecznego w energię elektryczną, w wyniku zjawiska fotowoltaicznego, które polega na przemieszczeniu na złączu p-n nośników ładunków elektrycznych pomiędzy pasmami energetycznymi, pod wpływem fotonów. Przesunięcie się ładunków powoduje powstanie różnicy potencjałów, a tym samym napięcia elektrycznego. Przetworniki te znajdują zastosowanie w ogniwach fotowoltaicznych. Wykorzystuje się je do budowy baterii słonecznych. Składają się one z połączonych szeregowo ogniw w liczbie, która pozwala generować prąd o użytkowym natężeniu.

3.6. Metoda termoelektryczna

Rekuperacja energii cieplnej bazuje na zjawisku rekuperacji polegającym na odzyskiwaniu energii cieplnej [2, 11]. Do przetworzenia np. energii cieplnej na elektryczną wykorzystuje się termogenerator - urządzenie, które produkuje energię elektryczną na skutek różnicy temperatur i wywołanego tą różnicą przepływu strumienia energii cieplnej. Można wyróżnić dwa główne typy termogeneratorów – oparte o efekt Seebecka (Ogniwo Peltiera) – rys. 2. oraz wykorzystujące zjawisko zachodzące w silniku Stirlinga.

Ogniwa Peltiera bazują na zjawisku termoelektrycznym Seebecka (efekt Seebecka), polegającym na powstawaniu siły elektromotorycznej (zwanej też siłą termoelektryczną) w obwodzie złożonym z dwóch różnych materiałów, których styki mają różne temperatury [11]. Jest ono wynikiem zależności kontaktowej różnicy potencjałów między materiałami od temperatury. Napięcie kontaktowe powstaje wskutek dyfuzji przez powierzchnię kontaktu elektronów, od jednego materiału do drugiego [11].

Współczesne ogniwo Peltiera to dwie cienkie płytki z termoprzewodzącego materiału izolacyjnego (ceramika tlenków glinu), pomiędzy którymi umieszczono szeregowy stos ele-



Rys. 2. Budowa i zasada działania ogniwa Peltiera [2, 11]
 Fig. 2. Structure and principle of operation of Peltier thermoelectric device [2, 11]

mentarnych półprzewodników, naprzemiennie typu "p" i "n" (rys. 2). Półprzewodniki, w formie „słupków”, wykonanych z tellurku bizmutu, zmieszanego odpowiednio z antymonem i selenem, połączone są szeregowo dzięki miedzianym ścieżkom na wewnętrznych powierzchniach płyt, stanowiących ceramiczną obudowę.

4. Możliwości zastosowania czujników samozasilających się

Projektowanie oraz modernizacja układów sterowania maszyn górniczych wymaga opracowania nowatorskiego sposobu prowadzenia przewodów zasilająco-sterowniczych, w odpowiedniej przestrzeni, bez ryzyka ich uszkodzenia. Sposobem na rozwiązywanie takich wymagań może być zastosowanie czujników z „auto-zasilaniem”, wykorzystujących np. energię ruchu obrotowego, drgań mechanicznych lub przepływu ciepła.

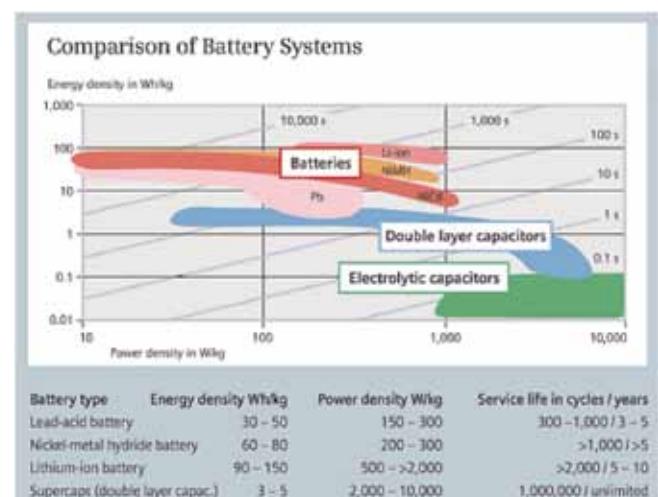
Wytwarzanie energii z [5, 6]:

- ruchu obrotowego części maszyn może być wykorzystane do określania:
- Temperatury krążników przenośnika taśmowego – energia wynikająca z obrotu krążnika służy do zasilania czujnika temperatury (prądnica wewnętrz krążnika). Czujnik taki może mieć duże znaczenie w ochronie przeciwpożarowej.
- Położenia ładowarki kombajnu ścianowego – ze względu na ograniczenia związane z prowadzaniem przewodu, można zastosować enkoder absolutny, zasilany energią powstającą w wyniku ruchu obrotowego ładowarki. Ze względu na niewielki kąt przemieszczania ładowarki oraz duży moment obrotowy wymagane będzie wykonanie przekładni multiplikującej obroty.
- Położenia wyświetlnika kombajnu chodnikowego – podobnie jak w przypadku ładowarki kombajnu ścianowego, możliwe jest zastosowanie samozasilającego się enkodera mierzącego położenie wyświetlnika (konieczna multiplikacja obrotów) [7].
- Położenia czerpaka ładowarki – podobnie jak w wymienionych przypadkach, możliwe jest zastosowanie samozasilającego się enkodera absolutnego mierzącego położenie czerpaka (konieczna multiplikacja obrotów). Dodatkowo, czujnik mógłby zostać wyposażony w układ tensometryczny lub element do pomiaru ciśnienia, służący do określania masy urobku transportowanej w czerpaku.

- Energia wynikająca z drgań mechanicznych może być wykorzystane do określania:
- Temperatury wybranych węzłów konstrukcyjnych maszyn – w przypadku maszyn możliwe jest wykorzystanie energii drgań do zasilania sensorów mierzących temperaturę. Stwarza to możliwość pomiaru temperatury w dowolnym miejscu oraz zmianę położenia czujnika w trakcie eksploatacji maszyny.
- Ciśnienia w układzie hydraulicznym - wykorzystanie energii generowanej w wyniku drgań do zasilania czujników ciśnienia.
- Drgań (wibrodiagnostyka) – możliwość budowy samozasilającego się czujnika mierzącego drgania pracującego maszyny na potrzeby układu wibrodiagnostycznego.
- Naprężenia łańcucha przenośnika zgrzebowego – możliwość zabudowy elementu przetwarzającego energię w wyniku naprężen, w specjalnie skonstruowanym ogniwie pomiarowym, wyposażonym w układ piezoelektryczny.
- Oświetlenia pozycyjnego kolejek kopalnianych (podwieszanych i spągowych).

5. Akumulacja odzyskanej energii

Obecnie dostępnych jest sporo możliwości magazynowania energii. Sposób akumulacji energii zależy od tego, jaka energia będzie potrzebna w systemie oraz czy materiały elementu magazynującego można stosować w miejscu docelowej instalacji urządzenia. Przy wykorzystywaniu urządzeń samozasilających się, ważna jest pojemność elementu magazynującego. Przy projektowaniu takich urządzeń należy rozpatrzyć czy element magazynujący będzie można wymieniać, a jeżeli tak, to po jakim czasie – choć dąży się do tego by urządzenia te nie potrzebowały wymiennych magazynów energii. Na rys. 3 przedstawiono porównanie najbardziej popularnych elementów magazynujących energię elektryczną.



Rys. 3. Porównanie dostępnych elementów magazynujących energię [3]

Fig. 3. Comparison of available components for energy storing [3]

Z upływem czasu użytkowania baterii/akumulatorów zmniejsza się ich pojemność, wiąże się to z koniecznością wymiany ich na nowe. W przypadku układów do odzysku energii, gdzie stosowane są kondensatory lub superkondensatory, ilość magazynowanej energii nie zmienia się w czasie.

6. Układ transmisji radiowej

Projektując układ samozasilający się, gdzie przepływ danych otrzymanych z czujników jest bezprzewodowy, należy dobrać odpowiednią technologię przesyłania danych, która zapewni wymaganą funkcjonalność systemu przy niskim poborze energii. Obecnie stosowane są bezprzewodowe sieci sensorowe Wireless Sensor Network (WSN). Sieci te są związane z wielu urządzeń rozlokowanych na pewnym obszarze, które wspólnie realizują zadania z zakresu komunikacji. Do WSN należą, między innymi, technologie ZigBee i Bluetooth.

Przeprowadzona została analiza porównawcza niektórych parametrów technologii ZigBee i Bluetooth, istotnych w konstrukcji czujników samozasilających się:

- w technologii ZigBee pakiety danych są mniejsze, dzięki czemu urządzenie mogą szybciej przejść do fazy pasywnej („tryb uśpienia”),
- w technologii ZigBee dołączenie nowego węzła do sieci trwa 30 ms, natomiast w Bluetooth – >3 s, typowo 20 s,
- w technologii ZigBee przejście węzła ze stanu pasywnego do aktywnego trwa 15 ms, natomiast w Bluetooth – 3 s.

Tabela 1. Porównanie dostępnych technologii bezprzewodowych pod względem transferu

Table 1. Comparison of available wireless technologies in terms of transfer

Standard technologii bezprzewodowej	Dostępny transfer
Ultra-Wide Band (UWB)	100Mbps
WLAN/Wi-Fi	1Mbps
Bluetooth	500Kbps
Zigbee	150Kbps

Z przedstawionego porównania wynika, że w przypadku czujników samozasilających, gdzie ilość danych nie jest duża, natomiast liczy się czas wykonania operacji wysłania danych (aktywacja, transfer, uśpienie), uzasadnione jest zastosowanie technologii ZigBee. W tabeli 1 przedstawiono porównanie dostępnych technologii bezprzewodowych pod względem dostępnego transferu.

7. Koncepcja systemu czujników samozasilających się

Opracowanie systemu czujników samozasilających się, dedykowanych do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego, poprzedzono prowadzeniem analizy z zakresu potrzeb rynku i możliwości technicznych wykonania projektu. Wskazano, że konieczne jest rozstrzygnięcie, między innymi, następujących kwestii [5, 6]:

- Jakie ograniczenia w zakresie stosowania proponowanego systemu wynikają z zastosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego?
 - Jakie są wymagania w zakresie częstotliwości nadawania sygnału pomiarowego przez czujnik?
 - Jakie sposoby zabudowy przetworników należy zastosować, by spełnić wymagania przepisów?
 - Jakie można zastosować sposoby montażu czujników do maszyny/urządzenia?
 - Jak rozwiązać problem transmisji radiowej w kontekście obudowy czujnika?
 - W jaki sposób dokonywać strojenia przetwornika piezoelektrycznego do wymaganych częstotliwości pracy?
 - W jaki sposób zapewnić odpowiednią różnicę temperatury po obu stronach przetwornika termoelektrycznego?
- Koncepcja systemu czujników samozasilających się zakła-

da instalację dowolnej liczby czujników bezprzewodowych na konstrukcji maszyny/urządzenia, przesyłających komunikaty drogą radiową do odbiornika. W przypadku stacjonarnego układu monitorowania, odbiornik może być instalowany na stałe i być podłączony do kopalnianej sieci telekomunikacyjnej. W przypadku mobilnego systemu monitorowania odbiornikiem, można zastosować np. palmtop z radiowym modułem komunikacyjnym.

Zastosowanie systemu czujników samozasilających się umożliwia opracowanie innowacyjnego układu monitoringu wybranych parametrów pracy maszyny lub urządzenia.

System przeznaczony będzie do zastosowania w kopalniach, w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

W trakcie projektowania systemu czujników samozasilających się, jednym z problemów jest pobór mocy elementów układu elektronicznego. W celu ograniczania poboru mocy stosowane są następujące strategie:

Strategia redukcji poboru mocy przez czujniki:

- włączanie zasilania czujnika tylko wtedy, gdy ma nastąpić próbkowanie,
- włączanie zasilania układu kondycjonowania sygnału tylko wtedy, gdy jest wykonywane próbkowanie przez czujnik,
- próbkowanie przez czujnik tylko w przypadku zdarzenia, zmniejszanie częstotliwości próbkowania przez czujnik do minimum wymaganego przez aplikację,
- wykorzystywanie stanu czuwania elektroniki (*standby*),
- używanie szybkiego przetwornika AC/DC do zmniejszania czasu działania elektroniki i czujnika,

Strategia redukcji poboru mocy przez elementy nadajnika radiowego:

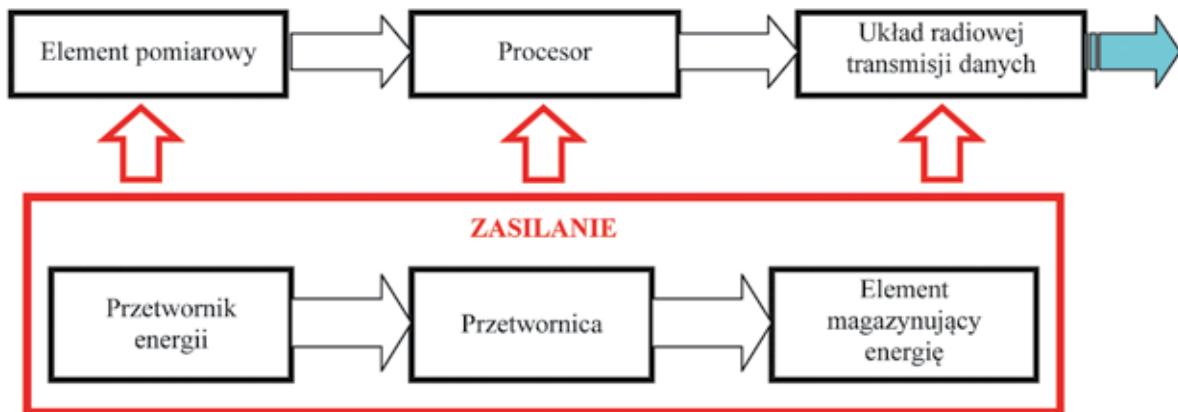
- zmniejszanie liczby danych przesyłanych przez stosowanie kompresji danych lub redukcji danych,
- zmniejszanie cyklu nadajnika i częstotliwości transmisji danych,
- wdrażanie ścisłego zarządzania energią – stosowanie trybów zmniejszania poboru mocy i „usypiania” czujników,
- wdrażanie technologii transmisji opartych na zdarzeniu – transmisja danych z czujnika tylko w przypadku zdarzenia.

8. Koncepcja czujnika bezprzewodowego zasilanego przetwornikiem piezoelektrycznym

Koncepcję czujnika bezprzewodowego, zasilanego przetwornikiem piezoelektrycznym, przedstawiono na rys. 4.

Czujnik składa się z czterech modułów:

- elementu pomiarowego – w zależności od typu czujnika może to być np. piezoelektryczny element do pomiaru drgań, sił lub ciśnienia, termopara do pomiaru temperatury, itp.
- procesora – parametr fizyczny mierzony przez czujnik jest przetwarzany z postaci analogowej na postać cyfrową, co umożliwia przesłanie go drogą radiową,
- układu radiowej transmisji danych – na podstawie analizy obecnych na rynku systemów transmisji danych stwierdzono, że standardem radiowej wymiany danych, który najbardziej nadaje się do zastosowania w czujnikach bezprzewodowych, jest standard ZigBee – układ ma za zadanie przesłanie przetworzonego sygnału cyfrowego do odbiornika,
- zasilanie – w typowych czujnikach bezprzewodowych stosowane jest zasilanie akumulatorowe, a w ramach opracowanej koncepcji zaproponowano alternatywne (bazujące na przetwornikach piezoelektrycznych) źródło zasilania wszystkich podzespołów czujnika.



Rys. 4. Schemat czujnika bezprzewodowego [5, 6]

Fig. 4. Scheme of wireless sensor [5, 6]

Zasilanie czujnika, w przypadku aplikacji *energy harvesting*, składa się z trzech podstawowych modułów:

- przetwornika energii (**piezoelektryczny**, indukcyjny, ogniwo Peltiera, fotowoltaiczny),
- przetwornicy dedykowanej do aplikacji *energy harvesting*,
- elementu magazynującego energię (superkondensator, akumulator).

8.1. Dobór i badania przetwornika piezoelektrycznego

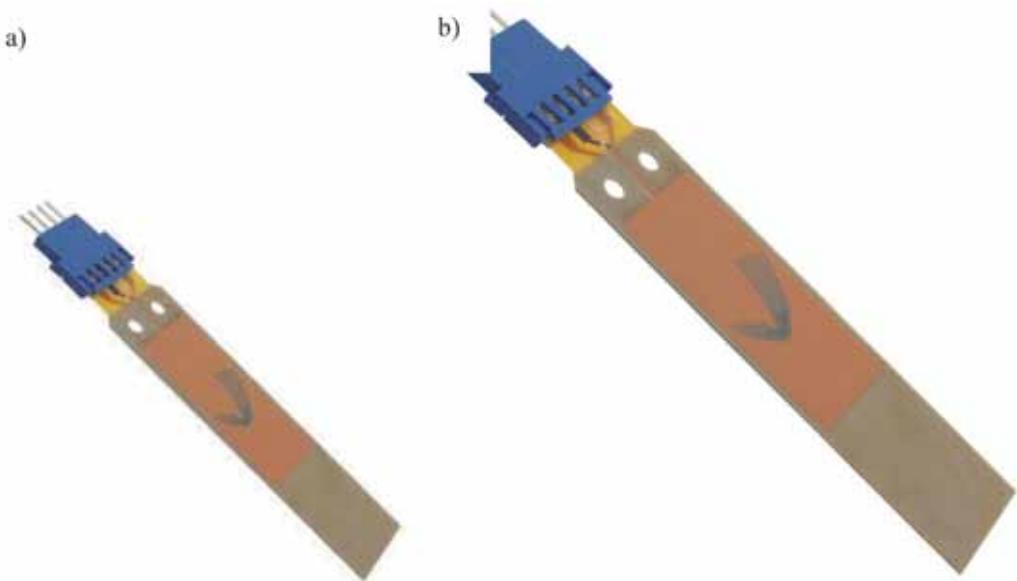
W ramach prac koncepcyjnych wytypowano przetworniki piezoelektryczne, mogące znaleźć zastosowanie w konstrukcjach układów zasilania czujników bezprzewodowych. Przetworniki wybrane na podstawie dokonanego przeglądu literaturowego oraz doświadczeń specjalistów Zakładu Systemów Mechatronicznych ITG KOMAG [5, 6, 10].

Do badań wybrano przetwornik **V21BL-ND** (produkcji firmy MIDE, rys. 5). Przetwornik ten charakteryzuje się wąskim zakresem częstotliwości rezonansowej i jest dostrajany do konkretnej częstotliwości rezonansowej poprzez dodanie masy sejsmicznej na końcu listka. Napięcie generowane przez przetwornik zmienia się, w zależności od częstotliwości

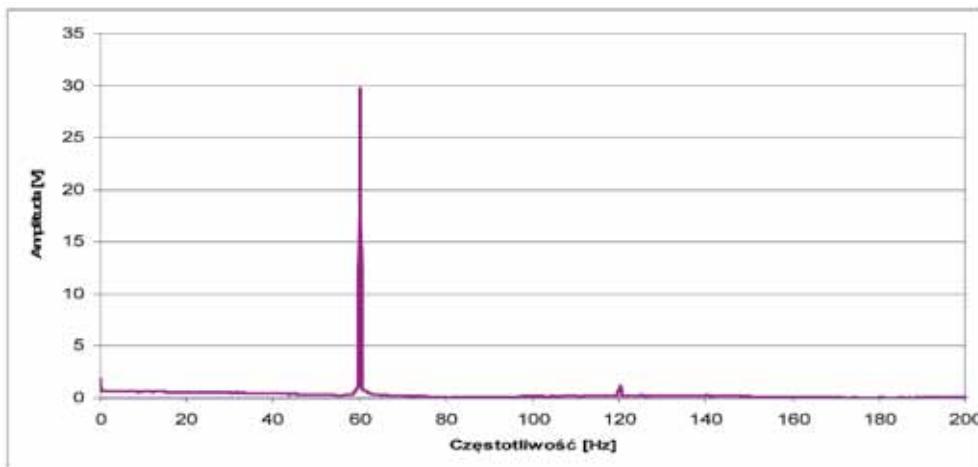
pracy oraz wychylenia przetwornika. W karcie katalogowej przetwornika zdefiniowano masę jaką należy obciążzyć przetwornik oraz amplitudę wychylenia, aby osiągnąć określone napięcie wyjściowe.

Przetwornik piezoelektryczny V21BL-ND został zabudowany na silniku spalinowym. Przetwornik obciążono masą 2g. W pierwszej fazie wykonano badania porównawcze sygnału generowanego przez przetwornik oraz czujnika drgań formy TROLEX. Przetwornik drgał z częstotliwością 60 Hz.

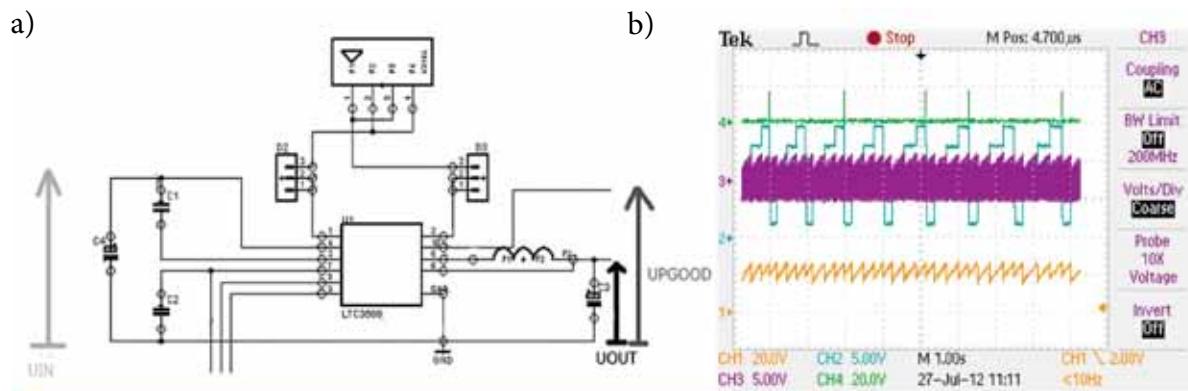
Opracowany został układ pomiarowy (rys. 7a), którego zadaniem była rejestracja parametrów pracy układu zarządzania energią. W trakcie badań rejestrowane parametry generowane przez przetwornik piezoelektryczny, napięcie wejściowe U_{IN} , napięcie wyjściowe U_{OUT} oraz napięcie robocze U_{PGOOD} , docelowo zasilające komponenty elektroniczne czujnika. Przykładowy przebieg zarejestrowany w trakcie badań przedstawiono na rys. 7b. Pomiaru wykonane w realnych warunkach wytwarzania energii elektrycznej z wykorzystaniem drgań generowanych przez silnik spalinowy wykazały, poprzez symulowanie średniego obciążenia, że jest możliwe zasilenie mikrokontrolera wyposażonego w układ radiowy ZigBee, działający z wypełnieniem 1%.



Rys. 5. Przetwornik piezoelektryczny V21BL-ND [10]
Fig. 5. Capacity activated transducer V21BL-ND [10]



Rys. 6. Wyniki analizy FFT sygnału generowanego przez przetwornik piezoelektryczny [5]
Fig. 6. Results of analysis of FFT signal generated by capacity activated transducer [5]



Rys. 7. a) Schemat układu pomiarowego, b) przebiegi napięć zarejestrowane w trakcie badania (kanal Ch1 – napięcie U_{IN} , kanał Ch2 – Napięcie U_{OUT} , kanał Ch3 – napięcie generowane przez przetwornik piezoelektryczny, kanał Ch4 – napięcie U_{PGOOD}) [5]

Fig. 7. a) Scheme of measurement system, b) course of voltage recorder during tests (channel Ch1 – voltage U_{IN} , channel Ch2 – voltage U_{OUT} , channel Ch3 – voltage generated by the capacity activated transducer, channel Ch4 – voltage U_{PGOOD}) [5]

Warunkiem wytwarzania wystarczającej ilości energii jest odpowiednia częstotliwość drgań wymuszających drgań przetwornika piezoelektrycznego, która powinna być maksymalnie zbliżona do częstotliwości drgań własnych przetwornika. W chwilach, kiedy wytwarzana energia jest niewystarczająca na zasilenie układu pomiarowego, niedobór energii może być uzupełniony z kondensatora wejściowego, który będzie ładowany w chwilach występowania nadmiaru energii.

9. Podsumowanie

Projektowanie inteligentnych układów sterowania maszyn górniczych wymaga rozwiązywania problemu prowadzenia przewodów zasilająco-sterowniczych w odpowiedniej przestrzeni bez ryzyka ich uszkodzenia. Sposobem na rozwiązywanie powyższego problemu może być zastosowanie czujników z „auto-zasilaniem”, wykorzystujących energię generowaną w wyniku: ruchu obrotowego, drgań mechanicznych lub przepływu ciepła.

Na rynku urządzeń *energy harvesting* pojawia się coraz więcej rozwiązań, co świadczy o silnym rozwoju tej, stosun-

kowo nowej, branży. Rozwój ten jest możliwy przede wszystkim dzięki wprowadzaniu na rynek układów elektronicznych o niskim zapotrzebowaniu na energię. W przypadku górnictwa podziemnego, a co się z tym wiąże, stref zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego nie ma możliwości zastosowania powszechnie stosowanych rozwiązań, muszą one zostać odpowiednio dostosowane.

W artykule przedstawiono wyniki analiz oraz wstępnych badań ukierunkowanych na możliwości zastosowania czujników samozaśilających się w odniesieniu do maszyn i urządzeń pracujących w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

Literatura

1. Bartoszek S., Jagoda J., Jura J.: System diagnostyczny ładowarki boczne wysypującej bazujący na iskrobezpieczonej magistrali CAN. Szybkobieżne Pojazdy Gąsienicowe (32) nr 1, Ośrodek Badawczo – Rozwojowy Urządzeń Mechanicznych OBRUM sp. z o.o., Gliwice 2013.
2. Chuchnowski W., Tokarczyk J., Stankiewicz K., Woszczyński M.: Method for modelling temperature distribution in exhaust system of diesel engine

- in the light of mine systems of heat recuperation, Journal of KONES Powertrain and Transport, Vol. 18, Institute of Aviation. No. 2 2011, s.101-108.
3. Dierks E. C.: Energy harvesting for engineering educators, The University of Texas at Austin[4] Hui Shena, Jinhao Qiu, Marco Balsi: Vibration damping as a result of piezoelectric energy harvesting. Sensors and Actuators A 169 (2011) 178– 186
 4. Hui Shena, Jinhao Qiu, Marco Balsi: Vibration damping as a result of piezoelectric energy harvesting. Sensors and Actuators A 169 (2011) 178– 186
 5. Jasulek D. i in.: Alternatywne źródło zasilania czujników stosowanych w górnictwie. ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały niepublikowane).
 6. Jasulek D., Jura J., Jagoda J.: Możliwości zastosowania czujników samozasilających się przeznaczonych do pracy w podziemiach kopalń. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa. 2013. Nr 8(519). (str. 73-80).
 7. Jasulek D., Świdler J.: Mechatronic systems in mining roadheaders – examples of solutions. Pomiary Automatyka Robotyka 2013 nr 1.
 8. Jaworski B., Dietla A., Milkowska L.: Kurs fizyki. T. II: Elektryczność i magnetyzm. Warszawa: Państwowe Wydawnictwo Naukowe, 1984, s. 411-412.
9. Karta katalogowa przetwornika piezoelektrycznego Measurement Specialties LDT0-028K.
 10. Karta katalogowa przetworników piezoelektrycznych MIDE Volture.
 11. Stankiewicz K., Woszczyński M.: Metody odzyskiwania i przetwarzania energii cieplnej. Maszyny Górnictwa 2010 nr 1, s. 39-46
 12. Strona internetowa <http://www.environmentteam.com/2010/02/06/piezoelectric-tree-to-produce-electricity-from-wind-energy/>
 13. Strona internetowa <http://www.powerauditing.com/piezolaminaty/czujniki/>
 14. Strona internetowa firmy PERPETUUM <http://www.perpetuum.com>
 15. Strona internetowa firmy Power PEG <http://www.npowerpeg.com>
 16. Strona internetowa firmy NightStarCanada <http://www.nightstarcanaada.com/>
 17. Xu-rui Chen, Tong-qing Yang *, Wei Wang, Xi Yao: Vibration energy harvesting with a clamped piezoelectric circular diaphragm. Ceramics International 38S (2012) S271–S274. Available online 5 May 2011.

Zwiększajmy prenumeratę najstarszego – czołowego miesięcznika *Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa!*

Liczba zamawianych egzemplarzy określa zaangażowanie jednostki gospodarczej w procesie podnoszenia kwalifikacji swoich kadr!

Aspekty energetyczne zastosowania gazu z podziemnego zgazowania węgla

Aspects of energy use of gas from the underground coal gasification



*Dr inż. Maciej Rozpondek, doc.
w Politechnice Śląskiej*)*



*Dr inż. Jan Góral**

Treść: Scharakteryzowano wpływ metod zgazowania węgla na właściwości palne gazu z podziemnego zgazowania węgla – GPZW. Przedstawiono parametry energetyczne odpadowych gazów niskokalorycznych otrzymywanych z procesów technologicznych w odniesieniu do składu gazów z procesów zgazowania węgla i biomasy. Przeanalizowano dotychczasowe konstrukcje palników do spalania niskokalorycznych gazów palnych w aspekcie możliwości ich zastosowania w konwersji paliw z podziemnego zgazowania węgla. Zaproponowano wariantowe wykorzystanie gazu z podziemnego zgazowania węgla do opalania kotłów dwupaliwowych typu OPG lub z zastosowaniem autonomicznego podgrzewacza.

Abstract: The impact of methods of coal gasification on the properties of combustible gaseous products from the underground coal gasification process was analyzed. This paper also presents energy parameters of low-calorific waste gases from technological processes in relation to gas composition deriving from coal and biomass gasification. The current design of burners used for low-calorific gas combustion and their application during fuel conversion from underground coal gasification was analyzed. This paper suggests the optional use of gas from underground coal gasification to fire dual-fuel boilers such as OPG or the stand-alone heater.

Słowa kluczowe:

podziemne zgazowanie węgla, gazy niskokaloryczne, palniki gazowe.

Key words:

underground coal gasification, low-calorific gases, gas burners

1. Wprowadzenie

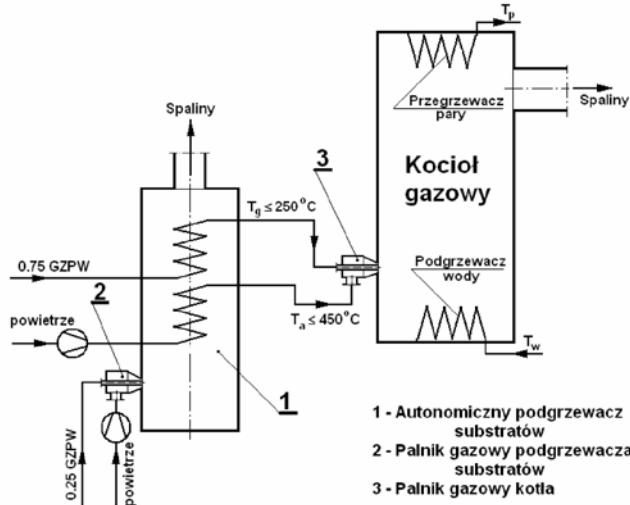
Zgazowanie podziemne jest procesem, w którym węgiel po zapłonie podlega pirolizie i zgazowaniu w przemieszczającej się strefie reakcji. Zgazowanie podziemne jest szczególnie uzasadnione w przypadku konieczności pozyskiwania węgla z pokładów głębokich, z których jego wydobycie wymaga stosowania bardzo dużych nakładów inwestycyjnych. Gaz z podziemnego zgazowania węgla – GPZW otrzymywany jest ze złoża głównie z zastosowaniem 4 metod [1]: dwóch pionowych szybów, ślepego otworu, stromych pokładów, oraz z cofającym się punktem zasilania. Na jakość wytwarzanego gazu, czyli na jego właściwości fizykochemiczne, wywierają wpływ przede wszystkim następujące parametry: strumień i skład chemiczny doprowadzanego utleniacza, strumień penetrującej wody, grubość złoża. Oznacza to, że proces

podziemnego zgazowania węgla musi przebiegać w warunkach stałej kontroli jego parametrów fizykochemicznych dla osiągnięcia stabilizacji parametrów produkowanego gazu. Zawartość wilgoci w GPZW jest odwrotnie proporcjonalna do szybkości zgazowania, natomiast jest wprost proporcjonalna do strumienia wody penetrującego zgazowywane złoże. Przy założeniu, że cały podawany strumień wody bierze udział w reakcji zgazowania i zakładając równowagę reakcji gazu wodnego można określić zależność wartości opałowej GPZW od szybkości zgazowania i strumienia wody [1]. Podziemne zgazowanie węgla prowadzone w sposób ciągły (jednofazowy) przy „semi-stabilnym” zasilaniu medium zgazowującego, umożliwia uzyskanie gazu niskokalorycznego z przeznaczeniem dla potrzeb energetycznych. Przy tzw. „dwufazowym” zgazowaniu podziemnym węgla i periodycznej zmianie utleniacza można zwiększyć zawartość wodoru w produkowanym gazie powyżej 40 % w fazie zgazowania parą wodną [2, 3]. Zawartość wody w produkowanym gazie podczas

*) Politechnika Śląska, Zespół Energetyki Procesowej – Katedra Metalurgii
Katowice

podziemnego zgazowania węgla zależy jest od strumienia wody penetrującego do zgazowywanego złoża węglowego z otaczających go formacjami geologicznymi. Podczas właściwej eksploatacji procesu zgazowania dochodzi do całkowitego odparowania wilgoci, zatem zasadniczo cała penetrująca woda pojawia się w produkowanym gazu jako para wodna lub produkt reakcji tej pary z węglem. Miejsce penetracji wody do złoża ma istotne znaczenie dla jej wpływu na skład produkowanego gazu. Jeżeli woda dopływa do strefy wysokotemperaturowej, to po odparowaniu bierze udział w reakcji zgazowania węgla. Badania wykazały, że zgazowanie powietrzem pozwala uzyskać wartość opałową produkowanego gazu suchego wynoszącą ok. $3 \div 5 \text{ MJ/m}^3$, zaś podczas zgazowania tlenem pod wysokim ciśnieniem można osiągnąć wartość opałową $W_d \approx 13 \text{ MJ/m}^3$ [4].

Priorytetem w gospodarce gazowej jest maksymalne zagospodarowanie gazów z podziemnego zgazowania, przy zapewnieniu odpowiednich parametrów paliwa. W tym celu stosuje się najczęściej dwa sposoby optymalizacji parametrów gazu: uśrednianie składu gazu w zbiornikach lub dozowanie stabilizacyjne gazu wysokokalorycznego. Gaz z podziemnego zgazowania węgla nie będzie magazynowany, co oznacza, że jego podaż i popyt muszą być na bieżąco zrównoważone. Przy zmniejszeniu podaży strumienia gazu z podziemnego zgazowania, jego strumień może być zastąpiony przez paliwa bogate, tj. gaz ziemny i gaz koksowniczy. Możliwa jest także wówczas waloryzacja wartości opałowej gazu z podziemnego zgazowania węgla. Na przydatność energetyczną paliwa można także wpływać przez podgrzanie substratów spalania, czyli zwiększenie ich entalpii fizycznej [5]. Aby zapewnić stabilność wartości cieplnej gazu z podziemnego zgazowania węgla i jednocześnie uzyskać wyższą temperaturę spalania proponuje się zastosowanie autonomicznego podgrzewania substratów, co przedstawiono na rys. 1, przed ich doprowadzeniem do kotła jako urządzenia głównego. Oszacowano, że przy podgrzaniu gazu do temperatury 300°C i powietrza do temperatury 450°C udział strumienia GZPW zasilającego autonomiczny podgrzewacz będzie wynosił ok. 25% całkowitego strumienia wykorzystanego gazu. Podgrzewanie zarówno powietrza, jak i gazu z podziemnego zgazowania węgla w jednym urządzeniu ma uzasadnienie technologiczne ze względu na zbliżone wartości strumieni masy substratów, a także ekonomiczne – polegające na zmniejszeniu kosztów, co wynika z zastosowania jednej, wspólnej instalacji.



Rys. 1. Autonomiczny podgrzewacz substratów spalania
Fig. 1. Autonomous heater of fuel substrates

W. Heiligenstaedt [6, 7] przeprowadził analizę tzw. wartości cieplnej gazu koksowniczego i gazu wielkopiecowego dla temperatury komory spalania wynoszącej 1000°C , przy założeniu temperatury podgrzania substratów odpowiednio dla procesu spalania gazu:

- koksowniczego o temperaturze otoczenia i temperatury powietrza spalania – 600°C ,
- wielkopiecowego podgrzanego do 360°C i powietrza spalania do 520°C .

Dla przyjętych założeń wartość cieplna gazu wielkopiecowego wynosi ok. 76% wartości gazu koksowniczego. Tak więc, cena jednostki energii w gaziu wielkopiecowym powinna być niższa o ok. 24%. Na bardzo zbliżonym poziomie do tak określonej wartości cieplnej gazu wielkopiecowego otrzymujemy się wskaźnik wartości cieplnej dla gazu ziemnego wysokometanowego.

Układy opalania urządzeń cieplnych powinny być projektowane z uwzględnieniem możliwości zwiększenia wartości opałowej GZPW, aby zapewnić optymalną konwersję energii chemicznej tego paliwa i bezpieczeństwo eksplotacyjne. Nawet w warunkach zmiennej podaży paliw, powinny być osiągane wymagane standardy jakościowe produktu finalnego przy spełnieniu kryteriów ekonomicznych i ekologicznych. W nowo projektowanych, względnie modernizowanych urządzeniach cieplnych, standardami energetyczno-ekologicznymi są normatywy określone w wymaganiach Najlepszych Dostępnych Technik – BAT.

2. Właściwości palne gazów z podziemnego zgazowania węgla

Wykonane przez Główny Instytut Górnictwa w ramach projektu rzeczywiste próby podziemnego zgazowania węgla w skali pilotowej w Kopalni Doświadczalnej Barbara w pokładzie 310 cechują się znacznymi zmiennościami składu chemicznego – tabela 1 [8].

Tabela 1. Skład chemiczny gazów (% obj.) z podziemnego zgazowania węgla

Table 1. Chemical composition of gases (% vol.) from underground coal gasification

Składnik	Próba nr 1	Próba nr 2	Próba nr 3
CO_2	4,03	15,99	11,34
C_2H_6	0,06	0,00	0,05
H_2	46,62	12,33	16,13
O_2	5,10	1,51	3,28
N_2	19,62	51,44	52,15
CH_4	6,95	1,18	2,03
CO	17,31	16,47	14,91
H_2S	0,30	0,18	0,12

Zgodnie z danymi zamieszczonymi w raportach:

- próba gazu nr 1 była pobrana przy stabilnym podawaniu do reaktora wyłącznie tlenu przez poprzedzający okres 3 godzin,
- próba gazu nr 2 była pobrana przy stabilnym podawaniu do reaktora tlenu i powietrza w stosunku objętościowym 1:1,
- próba gazu nr 3 była pobrana przy stabilnym podawaniu do reaktora tlenu i powietrza również w stosunku objętościowym 1:1, ale przy wartości strumienia objętości mniejszego o 25% w stosunku do próby nr 2.

Próba nr 1 charakteryzuje gaz o wysokiej wartości opałowej, który uzyskiwano w stosunkowo krótkich okresach czasu, natomiast próby nr 2 i 3 są charakterystyczne dla średniej wartości opałowej podczas całego okresu przebiegu doświadczenia – rys. 2. Należy zaznaczyć, że w wielu przypadkach prób pobierane w odstępach 30 minutowych wykazywały różnice w składach chemicznych i wartościach opałowych, wynoszące nawet kilkadesiąt procent, bez zmiany zadanych parametrów czynników zgazowywujących. Na rys. 3 przedstawiono wyniki obliczeń teoretycznych wartości granic palności gazów z prób nr 1 - 3. Dla paliw gazowych zawierających znaczne udziały gazów balastowych – N_2 i CO_2 do obliczenia górnej granicy zapłonu można także stosować wykres Jonesa i Cowarda [9, 10]. Przy obliczaniu rzeczywistych wartości granic palności, tj. z uwzględnieniem wpływu składników niepalnych, otrzymane wartości odpowiadają granicom palności wyznaczonym eksperymentalnie dla odpadowych gazów hutniczych o zbliżonych składach chemicznych.

Przy określaniu normalnej prędkości spalania GZPW należy, dla zakładanej liczby nadmiaru powietrza - $\lambda = 1,05$, uwzględnić wpływ [7, 9, 11]:

- temperatury substratów,
- składników inertnych: azotu oraz ditlenku węgla ze współczynnikiem korekcyjnym $k = 1,67 z_{CO_2}$, zwiększającym jego udział molowy.

Ponadto muszą być uwzględnione także parametry konstrukcyjno-przepłybowe palnika, takie jak:

- średnica dyszy wypływowej palnika,
- wyrównanie prędkości w strudze, czyli stosunek prędkości średniej do minimalnej,
- obciążenie (strumień energii chemicznej) palnika.

Dla gazu z podziemnego zgazowania węgla powinno się także uwzględnić zawartość składników powstałych w procesie zgazowania, a nieusuniętych w całości w trakcie jego oczyszczania. Jakość parametrów oczyszczania gazu z podziemnego zgazowania węgla ma istotny wpływ na parametry eksploatacyjne procesu spalania.

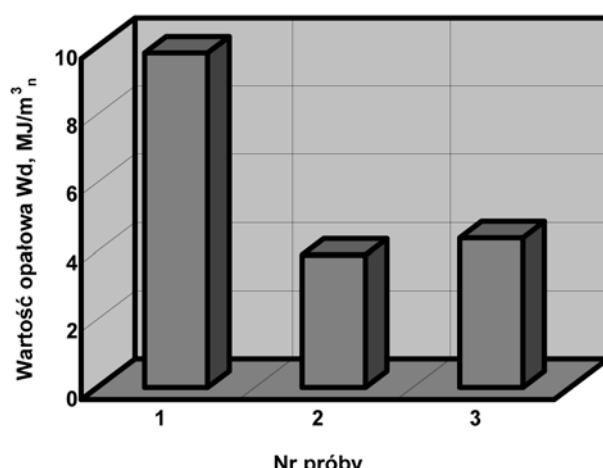
3. Charakterystyka energetyczna gazów niskokalorycznych o wartości opałowej poniżej 6000 kJ/m^3

Gazy niskokaloryczne o wartości opałowej poniżej 6 MJ/m^3 , występują głównie jako gazy odpadowe w procesach produkcyjnych przemysłu metalurgicznego

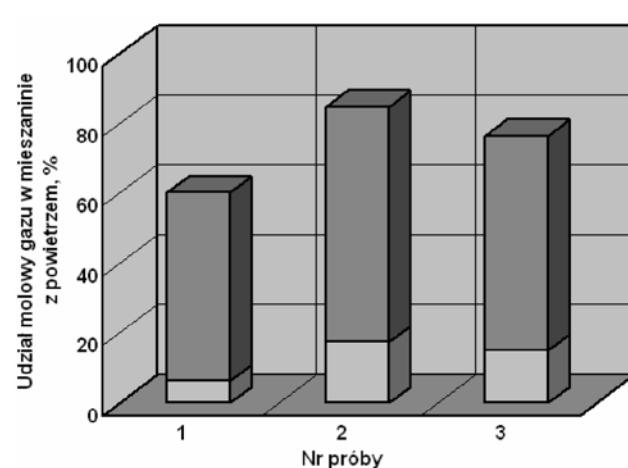
i chemicznego [5, 13]. Ze względu na ich niską wartość opałową wykorzystywane są od dziesięcioleci w miejscu ich powstawania jako źródło energii, często jako tzw. gazy mieszkankowe z dodatkiem gazów o wyższej wartości opałowej. Do grupy gazów niskokalorycznych zalicza się również gazy pochodzące ze zgazowania paliw powietrzem oraz powietrzem z dodatkiem pary wodnej [1, 13]. Znanych jest wiele technologii zgazowania węgla lub biomasy w celu produkcji gazów niskokalorycznych z przeznaczeniem lokalnym, w tym głównie dla produkcji energii elektrycznej. W tablicy 2 przedstawiono skład chemiczny gazów niskokalorycznych jako nośników energii wtórnej. Są one głównie produktami ubocznymi procesów metalurgicznych i chemicznych. Należy zwrócić uwagę na fakt, że gazy te są najczęściej stosowane do opalania kotłów zainstalowanych w zakładach metalurgicznych i chemicznych do produkcji pary technologicznej lub do napędu turbin parowych. Kilkadziesiąt lat eksploracji kotłów gazowych zasilanych gazem niskokalorycznym stanowią bezcenne doświadczenie przydatne do projektowania nowych instalacji. Jakkolwiek źródłem gazu są technologie metalurgiczne lub chemiczne, to ich wykorzystanie ma charakter typowo energetyczny. W przypadku gazów z podziemnego zgazowania węgla GPZW stwierdzono znaczną zmienność jego składu chemicznego w czasie procesu zgazowania. Wartość opałowa produkowanego gazu może zmieniać się w zakresie $\pm 50\%$ względem wartości średniej wynoszącej $W_d = 4220 \text{ kJ/m}^3$, co stwarza szczególne trudności podczas spalania tego gazu, głównie w kotłach energetycznych.

4. Ocena znanych konstrukcji palników do spalania niskokalorycznych gazów palnych.

Zrównoważone systemy energetyczne koncentrują się na doskonaleniu procesów spalania dla podniesienia sprawności energetycznej konwersji energii oraz technologii opartych na zasobach odnawialnych i systemach magazynowania energii. Dotychczas w zdecentralizowanych systemach wytwarzania ciepła (źródłach energii) wykorzystuje się głównie paliwa kopalne (węgiel kamienny, ropa naftowa i gaz ziemny). Obecnie coraz częściej stosuje się skojarzone systemy wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej, szczególnie z wykorzystaniem turbin gazowych. Zbliżony efekt energetyczny można uzyskać w wyniku współspalania paliw stałych i gazów niskokalorycznych w kotłach dwupaliwowych. Akademia Górniczo-Hutnicza i Politechnika Śląska zrealizowały



Rys. 2. Wartość opałowa gazów GPZW
Fig. 2. Calorific value of GZPW gases



Rys. 3. Granice palności gazów GZPW
Fig. 3. Flammability limits of GZPW gases

Tablica 2. Składy chemiczne (% obj.) gazów niskokalorycznych stosowanych w gospodarce
Table 2. Chemical compositions (% vol.) of low-calorific gases used in energy management

Rodzaj gazu	CH ₄	C ₂ H ₂	C ₂ H ₄	C ₂ H ₆	C ₂ -C ₄	CO	H ₂	CO ₂	N ₂	H ₂ O	H ₂ S	SO ₂	O ₂	Ar	Uwagi	
Zgazowanie biomasy	5					20	15	10	50							[10]
	0					21	14	10	55							
Gaz drzewny	5					15	15	15	50							[10]
Gaz poreakcyjny przy produkcji sadzy - jasło	0,5	0,27	0,05			10,3	14,4	6,0	67,3	0,199 kg/m ³	571 ppm	751 ppm	0,56		sadza < 2 g/m ³ [9]	
Gaz poreakcyjny przy produkcji sadzy, ZSRR	0,5±0,7					6÷7	7÷8	≈ 2	≈ 40						sadza 1,5÷2 g/m ³ [11]	
GPZW - zaw. O ₂ w pow. zgaz.	O ₂ = 21% O ₂ = 60%	1 2				12	14	16	57						ZSRR, [1]	
GPZW zaw. O ₂ = 21% obj. w pow. zgaz., USA	3,3				0,6	14,7	17,3	12,4	51,0						Hanna 2, węgiel subbitum., [12]	
GPZW Faza zgaz. GIG	para wodna tlenem	4,4 2,7		0,26		4,8	46,3	39,5	2,4		1,8	0,58			węgiel brunatny, zgazowanie periodyczne, [3]	
GPZW – periodyczne zgazow. węgla, Chiny	8				0,08	9,9	26,4	54	4,7		0,53	1,8			faza zgazowania parą wodną, [2]	
Gaz wielkopiecowy	0,6 0,3					22,7 28,7	0,6 2,7	18,8 10,2	56,6 58,1				0,7		[11] [13]	
Gaz konwertorowy						57,5	17,7	24,3					0,5		[14]	
Gaz gardzielowy	0,4 0,5					14,1 15,7	0,8 4,7	10,4 11,9	55,9 66,7	0,48-7 mg/dm ³		0,4 2,4	C _n H _m - max. 0,2% obj.,		[15]	

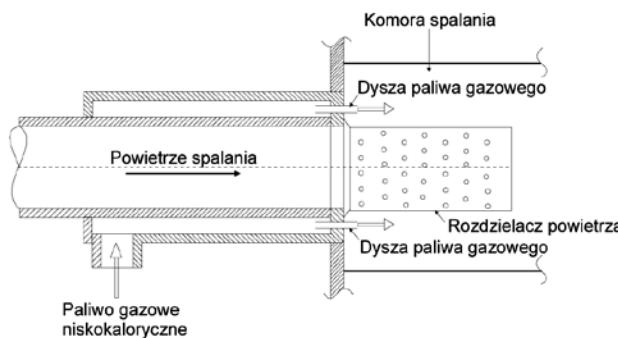
Tablica 3. Konstrukcje palników stosowane do spalania gazów niskokalorycznych
Table 3. Burner designs for low-calorific gases combustion

Typ palnika		Rodzaj paliwa gazowego	Moc nominalna	Uwagi
Enin – Be K3		Gaz z linii produkcji sadzy $W_d = 1470 - 1900 \text{ kJ/m}^3 + 2 \text{ g/m}^3 n$ sadzy	10 MW	Temperatura paliwa gazowego $T_g = 200 \div 230^\circ\text{C}$
Enin – MoCKTI		Gaz z linii produkcji sadzy $W_d = 1470 \div 1900 \text{ kJ/m}^3 + 1,5 \div 2 \text{ g/m}^3 n$ sadzy	7 ÷ 10 MW	Temperatura paliwa gazowego $T_g = 180 \div 200^\circ\text{C}$ [11]
PILLARD	typ K	Gaz wielkopiecowy $W_d = 3020 \text{ kJ/m}^3$ dla powietrza zimnego Gaz wielkopiecowy $W_d = 2700 \text{ kJ/m}^3$ dla podgrzanego powietrza	35 MW	Wsparcie paleniem bogatym niezbędne dla W_d $< 2700 \text{ kJ/m}^3$ [16]
	typ KFT	$W_d = 3000 \div 3600 \text{ kJ/m}^3$	35 MW	Wsparcie paleniem bogatym niezbędne dla $W_d < 3100 \text{ kJ/m}^3$ [16]
COSTAIR		Ze zagazowania biomasy, $W_d \approx 5400 \text{ kJ/m}^3$ Gaz drzewny, $W_d \approx 3600 \text{ kJ/m}^3$	30 ÷ 200 kW	[10]
Unigas/Unitherm A-2501-X		Gaz wielkopiecowy, $W_d \approx 3200 \text{ kJ/m}^3$	22 ÷ 25 MW	Możliwość wzmacniania gazu konwertorowym [17]
WNG-63		Gaz wielkopiecowy, $W_d \approx 3970 \text{ kJ/m}^3$	63 ÷ 160 kW	Piec do hartowania [17]
WNZ-2500		Gaz wielkopiecowy, $W_d \approx 3970 \text{ kJ/m}^3$	2 500 kW	Piec do odpuszczania [17]
KEP		Gaz z linii produkcji sadzy, $W_d = 3214 \text{ kJ/m}^3$; gaz suchy, sadza $\approx 2 \text{ g/m}^3 n$	13 MW	[18]
IM		Gaz gardzielowy z pieców szybowych $W_d = 2084 \text{ kJ/m}^3 + \text{gaz miejski } W_d = 12,371 \text{ kJ/m}^3$ lub gaz ziemny założony $W_d = 21,800 \text{ kJ/m}^3$ o udziale objętościowym $r = 0,05 \div 0,1$	130 kW	Po osiągnięciu temperatury w komorze spalania 100°C proces spalania był stabilny bez udziału gazu bogatego [15]
HAMWORTHY		Gaz wielkopiecowy	10 ÷ 100 MW	$\text{NO}_x < 140 \text{ mg/m}^3$ [19]

kompleksowy program badawczy dotyczący współspalania paliw: węgla kamiennego i gazu wielkopiecowego w kotłach energetycznych [14 - 19]. Wykonane badania modelowe i przeprowadzone na obiektach rzeczywistych umożliwiły optymalizację systemów opalania kotłów dwupaliwowych OPG-230. W kotłach tych spalany jest pył węglowy i niskokaloryczny gaz wielkopiecowy, a także gaz konwertorowy, którego udział jest relatywnie nieznaczny. Udział gazu niskokalorycznego w doprowadzonej do kotła energii chemicznej paliwa zawiera się przeważnie w granicach od ok. 40 do 60%.

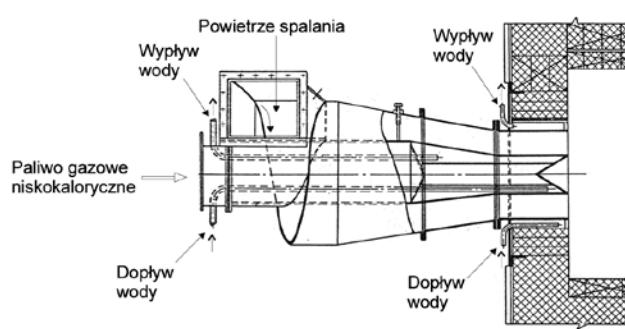
W tablicy 3 przedstawiono stosowane konstrukcje palników do spalania gazów niskokalorycznych. Wartość mocy cieplnej palników zależy głównie od parametrów energetycznych urządzeń technologicznych, w których są zainstalowane i od strumieni powstającego gazu odpadowego. Zakres mocy cieplnej zaprezentowanych palników spalających gazy niskokaloryczne zmienia się od 30 do 35 000 kW, czyli ponad 1160 razy. Przy tak dużej wartości stosunku mocy bardziej trudne jest określenie wspólnych cech konstrukcyjnych i eksploatacyjnych związanych ze sposobem zapłonu i stabilnością spalanych gazów.

Na rys. 4 przedstawiono palnik do spalania gazu niskokalorycznego powstającego przy zgazowaniu biomasy. Idea tego palnika wykorzystuje zjawisko stopniowego doprowadzenia powietrza spalania dla obniżenia emisji NO_x z komór spalania. Badania doświadczalne procesu spalania z wykorzystaniem tego palnika [13] potwierdziły założenia teoretyczne. Dotychczas stosowane moce cieplne palnika tego typu były ograniczone do ok. 300 kW, co praktycznie uniemożliwia wykorzystanie tej konstrukcji w energetyce zawodowej. Znacznie większą moc cieplną posiada palnik przedstawiony



Rys. 4. Palnik do spalania gazu niskokalorycznego COSTAIR o mocy 30-200 kW [18]

Fig. 4. Low-calorific gas burner COSTAIR with power of 30-200 kW [18]



Rys. 5. Palnik do spalania gazów niskokalorycznych Enin – MoCKTI o mocy 7-10 MW [11]

Fig. 5. Low-calorific gas burner Enin-MoCKTI with power of 7-10 MW [11]

na rys. 5 [20], w którym zastosowano bardzo silne zawirowanie powietrza spalania. Duża moc cieplna wynosząca 7 - 10 MW sprawia, że jest to konstrukcja interesująca dla energetyki w zastosowaniu do opalania kotłów przemysłowych.

5. Podsumowanie

Konstrukcje projektowanych dla potrzeb instalacji pilotowej palników do spalania gazu z podziemnego zgazowania węgla, powinny umożliwiać prawidłowe spalanie GPZW w warunkach szybkiej i bardzo dużej zmienności jego składu chemicznego oraz wynikających z tego zmian we właściwościach palnych i wartości opałowej. Szczególnie celowe jest zagospodarowanie gazu z podziemnego zgazowania węgla w kotłach dwupaliwowych. Zebrane doświadczenia eksploracyjne opalania komór paleniskowych kotłów OPG-230 pyłem węglowym i niskokalorycznym gazem wielkopiecowym w warunkach zmiennej podaży gazu wielkopiecowego, wskazują na możliwość wykorzystania GZPW, szczególnie w kotłach dwupaliwowych typu OPG. Stabilizacja parametrów gazu GPZW poprzez kontrolowane mieszanie go z wysokokalorycznym gazem sieciowym lub skierowanie do zbiornika wyrównawczego o dużej objętości, może wówczas być uzupełniana (kompensowana) lub nawet zastępowana zwiększonym udziałem pyłu węglowego jako paliwa bogatego w doprowadzanej energii chemicznej do komory paleniskowej kotła dwupaliwowego pyłowo-gazowego. Problemami, które należy rozwiązać przy spalaniu gazów z podziemnego zgazowania węgla są:

- zapewnienie czystości paliwa gazowego,
- opracowanie konstrukcji palnika działającego stabilnie w przewidywanych zakresach zmian strumienia GPZW,
- spełnienie wymogów stabilizacji ciśnienia w sieci w warunkach okresowego, najczęściej spowodowanego awarią, zatrzymania ciągu technologicznego i związanego z tym ograniczenia popytu na paliwo; kocioł dwupaliwowy jest wówczas optymalnym rozwiązaniem energetycznym,
- opracowanie alternatywnego, niezawodnego spalenia nadmiarowych ilości GZPW na tzw. świecy w przypadku niezrównoważenia popytu z podażą.

Publikacja powstała w ramach strategicznego projektu badawczego NCBiR: „Zaawansowane technologie pozyskiwania energii” – zadanie badawcze nr 5: „Opracowanie technologii pozyskiwania węgla dla wysokoefektywnej produkcji paliw i energii elektrycznej” – część tematu badawczego nr 4.2 pt. „Opracowanie modeli palników dostosowanych do spalania gazów o niskiej wartości opałowej” – symbol: PBS-6/RIE6/2010.

Literatura

1. Tomeczek J.: Zgazowanie węgla. Skrypt uczelniany, Politechnika Śląska, Gliwice 1991.
2. Lanhe Yang, Jie Liang, Li Yu: Clean coal technology-study on the pilot project experimental of underground coal gasification. Energy, 28, 14 (2003) 1445-1460.
3. Stańczyk K., Smoliński A., Kapusta K., Wiatowski M., Świdrowski J., Kotyrba A., Rogut J.: Dynamic experimental simulation of hydrogen oriented underground gasification of lignite. Fuel (Available online 11 March 2010).
4. Creedy D. P., Garner K., Holloway S., Jones N., Ren T. X.: Review of Underground Coal Gasification Technological Advancements. Report No. Coal R 211, DTI/Pub URN 01/1041. Wardell Armstrong, British Geological Survey. 2001 Nottingham University.

5. Ziębik A., Szargut J.: Podstawy gospodarki energetycznej. Skrypt uczelniany 2032, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1997.
6. Heiligenstaedt W.: Wärmetechnische Rechnungen für Industrieöfen. Düsseldorf, St. Eisen 1966.
7. Senkara T.: Obliczenia cieplne pieców grzewczych w hutnictwie. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1981.
8. Informacja służbową. GIG, Katowice, 16.07.2010, 19.07.2010, 14.09.2010.
9. Zieleniewski R., Kozakiewicz K.: Aparaty i urządzenia gazowe. Arkady, Warszawa 1981.
10. Lewis B., Elbe G.: Combustion and Explosives Research. Academic Press Inc., New York and London 1961.
11. Strugala A., Porada S.: Ćwiczenia laboratoryjne z gazownictwa, cz.1. Badanie składu i własności fizykochemicznych paliw gazowych. Skrypt uczelniany nr 1076 AGH, Kraków 1988.
12. Raport z badań składu chemicznego gazu poreakcyjnego powstającego przy produkcji sadzy. Akademia Górnictwo-Hutnicza, Kraków 2000.
13. Al-Halbouni A., Rahms H., Görner K.: An Efficient Combustion Concept for Low Calorific Gases. Gaswärme-Institut, Essen. ICREPQ'07, Sevilla. www.icrepq.com/icrepq07/213-al-halbouni.pdf
14. Michałowski M., Pawlik T., Rozpondek M., Siudek M. i inni: Raport z pracy NB-228/RM-1/84 – Badanie komory paleniskowej dla ustalenia optymalnego usytuowania palników węglowych i gazowych – Huta Katowice.
15. Michałowski M., Rozpondek M., Stojeć S.: Raport z pracy NB-282/RM-4/86 – Wykorzystanie gazów niskokalorycznych w procesach hutniczych – CBP nr 02.08 – koordynacja AGH Kraków.
16. Rozpondek M., Stojeć S., Siudek M.: Optimization of the operation and burner configuration for dual fuel power plant boilers. XII-th International Symposium on Combustion Processes. Polish Academy of Sciences - Silesian Technical University. Bielsko-Biała 16-19th September 1991- abstracts of papers- p. 27.
17. Rozpondek M., Siudek M.: Diagnostics and control of operation of the dual fuel power plant boilers. World-Wide Workshop - Brno University of Technology. District Heating Control '99. Akademia Centrum. Zlin. Brno 26-27.10.1999, s.149-152.
18. Rozpondek M., Siudek M., Skraba R.: Environmental-energetic optimization of the combustion systems for the dual fuel power plant boilers. Acta Metalurgica Slovaca nr 1/2005 - English, p.296 -301.
19. Rozpondek M., Siudek M., Skraba R.: Analiza pracy cieplnej dwupaliwowych kotłów OPG-230. XII Ogólnopolska Konferencja Naukowo-Techniczna pt.: "Gospodarka cieplna i eksploatacja pieców przemysłowych". Politechnika Częstochowska. Poraj, 29-30.09. 2005, s. 187-193.
20. Spejszer A.: Intensyfikacja procesu szigania niskokalorijnych gazów. Teoria i praktyka szigania gazu II. Izdatelstwo Niedra, Leningrad 1964.

Przypominamy!

Na łamach Przeglądu Górniczego trwa
**KONKURS O NAGRODĘ IMIENIA PROFESORA
BOLESŁAWA KRUPIŃSKIEGO**

na

najlepszy artykuł upowszechniający doświadczenia Kopalń podziemnych w zakresie działań skutujących poprawą bezpieczeństwa górnictwa i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż.

Doświadczenia, które gromadzą się w kopalniach są istotnym źródłem wiedzy i postępu. Dzielmy się swymi doświadczeniami!



Analiza awaryjności sieci wodociągowej w świetle rozkładu ciągłych deformacji powierzchni terenu w czasie

Pipelines' failure analysis in the light of space-time distribution of ground deformation



*Dr inż. hab. Ryszard Hejmanowski
prof. AGH**



*Dr inż. Agnieszka Malinowska**



*Mgr inż. Michał Szadziul**

Treść: Przewidywanie miejsc newralgicznych z punktu widzenia zagrożenia awariami wywołanymi przez deformacje powierzchni jest niezwykle utrudnione. Prognozy deformacji wykonywane są przede wszystkim dla głównych rurociągów magistralnych, a także rurociągów o specjalnym znaczeniu. Ich wyniki skłaniają często do przeskalowania nakładów na działania profilaktyczne w rurociągach. Autorzy postawili w artykule pytanie o możliwość globalnej oceny zagrożenia uszkodzeniami całej sieci w danym rejonie. Taka globalna analiza wykonywana w fazie prognozy deformacji pozwalałaby na wskazanie odcinków sieci, na których należy skoncentrować działania profilaktyczne przed i w trakcie prowadzenia projektowanej eksploatacji górniczej. Można by docelowo wdrożyć zasady oceny zagrożenia sieci pozwalające na optymalizację ryzyka inwestycyjnego.

Abstract: Pipelines network in the mining areas consist of pipes of different ages and different material structure. Before mining the technical condition of the pipelines is unknown. So prediction of the hazard of the damage caused by mining is extremely difficult. In general, protection of the pipelines is reduced to the fixing of damaged parts of the pipelines. Surface deformation prognosis are primarily done for the major pipelines and pipelines of special meaning. The results of the prognosis often tend to overestimate the prevention effort in protection of the pipelines. The authors made an attempt to answer the questions about the possibility of the global damage hazard estimation in the whole pipeline network. The aim of the global analysis is the indication of network segments which need to be protected or reinforced during mining operation. There is a chance of implementing the principles of the pipeline risk assessment in optimization of the investment risk.

Słowa kluczowe:

uszkodzenia wodociągów, dynamika ciągłych deformacji powierzchni terenu, ocena zagrożenia

Key words:

Pipelines' failure, dynamics of the ground deformation, hazard assessment

1. Wprowadzenie

Awaryjność sieci wodociągowych, gazowych i innych tego typu obiektów infrastruktury technicznej jest problemem istotnym szczególnie na terenach intensywnej, wieloletniej działalności górniczej i zróżnicowanego wieku oraz typów stosowanych rur. Od lat na terenach Górnego Śląska dyskutowane są możliwości zabezpieczania i monitorowania sieci wodociągowej [2-8]. Analizowane są przypadki większych awarii, zawsze w kontekście wieku, materiałów, stanu danego odcinka sieci wodociągowej oraz wielokrotnych wpływów eksploatacji górniczej [7, 10, 11]. Wydaje się, że problematyka ta znalazła swoje miejsce w świadomości zarówno gmin-

górniczych, jak i przedsiębiorców, z tym że jak dotąd nie ma sformułowanych ogólnych zasad oceny zagrożenia tego typu obiektów. Klasyczne podejście polegające na określeniu odporności odcinkowej rurociągu i zestawienie jej z kategorią terenu nie jest dobre, gdyż prowadzi do bądź przeinwestowania sieci (nadmiernych zabezpieczeń), bądź skazania jej na liczne awarie. Problem awaryjności sieci wodociągowych i gazowych dotyczy wszystkich zakładów prowadzących podziemną eksploatację górniczą [5].

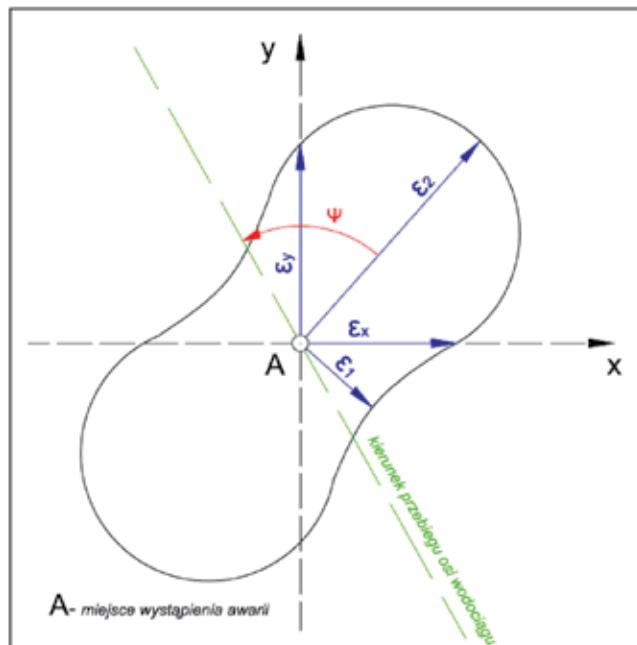
Jeśli wiadomo, że tego typu obiekty liniowe szczególnie czułe są na deformacje podłużne i skręcenia, przyjęło się wyznaczać prognozowane wartości wskaźników deformacji wzdłuż osi rurociągu, a dodatkowo czasami także kierunek odkształceń głównych. Badania kilkudziesięciu przypadków awarii z rejonów eksploatacji zawałowej wskazują jednak,

* AGH w Krakowie

że można skuteczniej prognozować zagrożenia rurociągów, bazując na ocenie wskaźników proponowanych w niniejszym artykule. Dzięki temu można by podjąć opracowanie procedury prognozowania zagrożeń rurociągów na terenach górniczych, która pozwoli na identyfikację rejonów możliwych uszkodzeń. Wdrożenie tej procedury mogłoby się przyczynić do optymalnego stosowania zabezpieczeń profilaktycznych oraz lepszej identyfikacji rejonów zagrożonych awariami celem poddania ich bieżącemu nadzorowi.

2. Metodyka badań obiektów liniowych z uwzględnieniem postulatów dotyczących czasoprzestrzennego rozkładu wskaźników deformacji

Analiza materiałów empirycznych z terenów eksploatacji zawałowej węgla kamiennego oraz rozmów z firmami zarządzającymi sieciami wodociągowymi pozwoliła na sformułowanie metodyki badań i ich realizację [9]. Zaproponowano wiele wielkości prognozowanych, które mogłyby stanowić wskaźniki świadczące o zagrożeniu. Następnie podjęto próbę oceny korelacji tych wielkości z uszkodzeniami i awariami sieci, które faktycznie wystąpiły. Dla celów analizy zgromadzono próbę przypadków uszkodzeń i awarii zarejestrowanych przez zarządcę sieci wodociągowej w rejonie eksploatacji węgla kamiennego. Zarówno sieć i jej forma oraz typy rur, jak i eksploatacja górnicza mogą być uznane za standardowe dla terenów Górnego Śląska. Analizie podlegała sieć standardowa składająca się z odcinków stalowych, PCV oraz azbestowych i żeliwnych. Nie rozgraniczono typologicznie typów rur i przyporządkowanych im uszkodzeń, przyjmując założenie o globalnej ocenie zagrożeń. Założenie to znajduje uzasadnienie, jeśli weźmie się pod uwagę częsty brak wiedzy zarządzających sieciami na temat budowy wielu historycznych odcinków, aż do czasu wystąpienia awarii i odsłonięcia uszkodzonego odcinka. Nie negując wyników dotychczasowych badań z tego zakresu stwierdzono na wstępie, że istotne znaczenie dla szkodliwego wpływu eksploatacji na ruroiągi ma czasowa zmienność wskaźników deformacji. Założenie to stanowiło podstawę przyjętej metodologii badań.



Rys. 1. Geometryczna definicja kąta ψ na tle rozkładu odkształceń głównych

Fig. 1. Main horizontal strains and angle ψ

Badania opierały się na analizie wpływu na powstanie uszkodzenia w obiekcie liniowym następujących czynników:

- czasowego rozkładu odkształcenia kierunkowego, osiowego ε_a , mm/m,
- czasowego rozkładu odkształceń głównych ε_{g1} , mm/m, ε_{g2} , mm/m w miejscu powstania awarii,
- odkształcenia maksymalnego ε_{\max} , mm/m, które wystąpiło w miejscu powstania awarii,
- kąta oddziaływań odkształceń poziomych czasowo ekstremalnych ψ , [°], definiowanego jako kąt zawarty pomiędzy osią danego obiektu liniowego a kierunkiem maksymalnych głównych odkształceń poziomych oddziałujących na ten obiekt (rys. 1). Zmienność kąta ψ była analizowana w ujęciu czasowym.

3. Analiza awaryjności sieci wodociągowej w świetle czasowego rozkładu wskaźników deformacji

Badania oparte zostały na populacji 71 awarii, które wystąpiły w sieci wodociągowej o długości 62 km, przebiegającej przez tereny poddane wpływom eksploatacji górniczej. Średnica wodociągów wahala się w granicach 40-200 mm. Materiał, z którego wykonana została sieć wodociągowa to głównie stal (około 80 % przypadków). W badanej populacji występowały również obiekty azbestowe (15%), PE (3%), żeliwne (2%). Głębokość posadowienia rur to około 1.1 metra (73%). Ciśnienie wody w sieci wynosiło od 0.38 MPa do 0.50 MPa. Grunt, w którym przebiegała analizowana sieć wodociągowa był głównie mokry (68% przypadków) lub nawodniony (28%), bardzo nawodniony (4%).

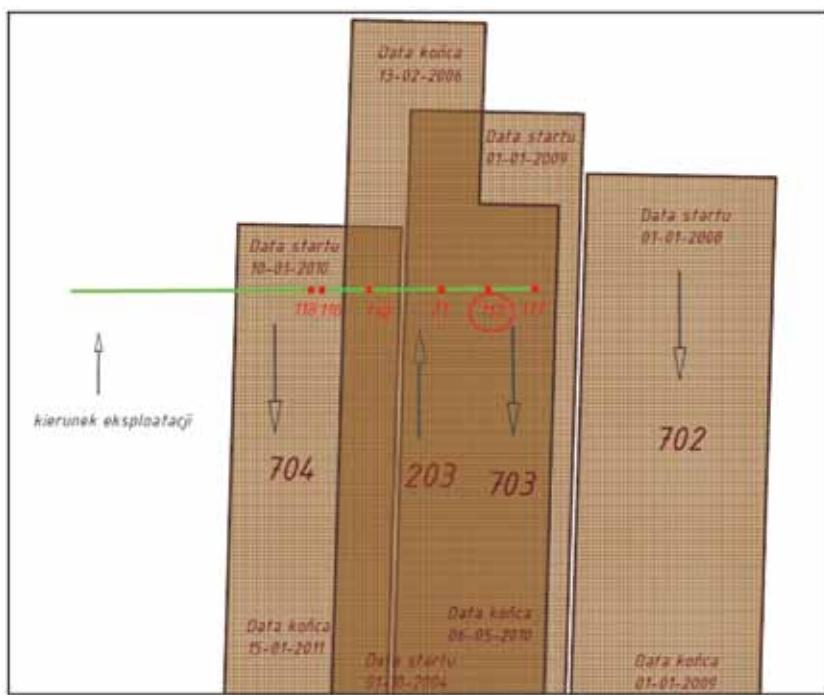
Analiza zależności pomiędzy prognozowanymi deformacjami powierzchni terenu a miejscem stwierdzenia awarii realizowana była dla trzech wariantów lokalizacji rur wodociągowych w stosunku do kierunku frontu eksploatacji: prostopadłe, diagonalne oraz równoległe. Przedstawiono dyskusję uzyskanych wyników dla dwóch podstawowych położień w stosunku do eksploatacji górniczej.

Należy jednak wyraźnie podkreślić, że przedstawione analizy dotyczą poligonu badawczego i konkretnej eksploatacji górniczej. Maksymalne wartości wskaźników deformacji zaprezentowane w badaniach są słusze dla badanej populacji. W przypadku terenów poddanych bardziej intensywnej eksploatacji wartości wskaźników deformacji mogą znacznie wzrosnąć.

3.1. Układ prostopadły

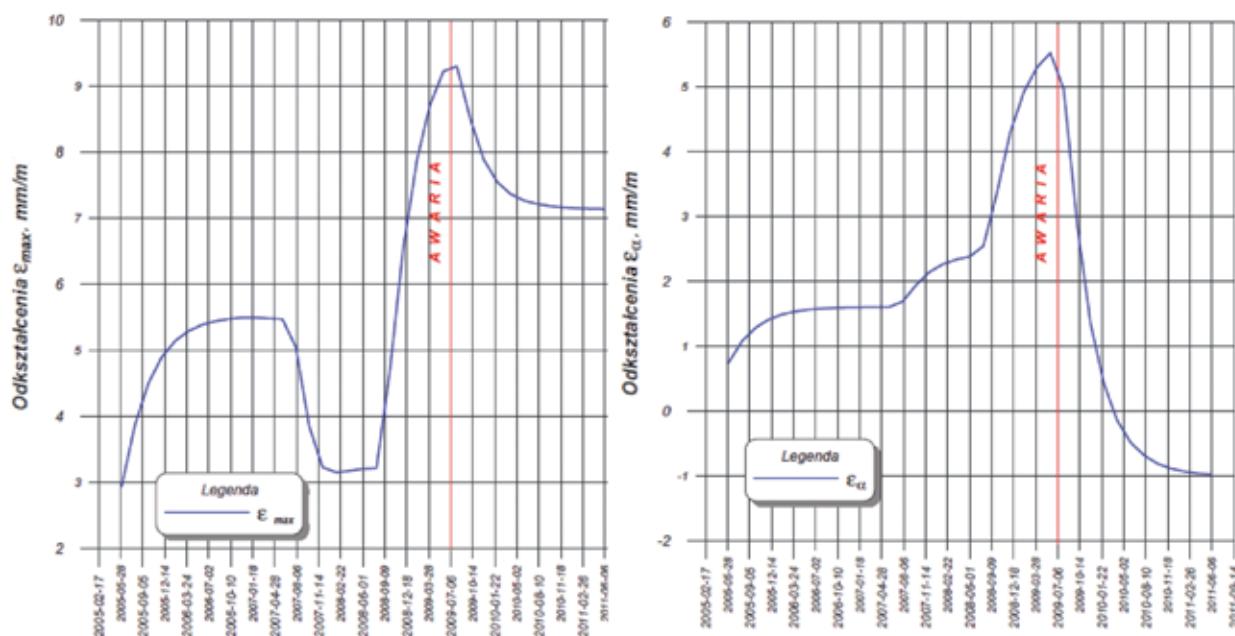
Na rysunku 2 przedstawiono układ frontów eksploatacji, która wywołała awarie sieci wodociągowej (odcinków prostopadłych do wybiegu ścian). Linią zieloną zaznaczono kierunek przykładowego rurociągu wraz z uszkodzeniami (czerwone punkty).

Analiza prognozowanych wskaźników deformacji została przeprowadzona ilościowo i jakościowo dla wszystkich lokalizacji awarii zarejestrowanych w trakcie eksploatacji. Utworzona baza danych zawierała 29 przypadków uszkodzeń i awarii. Dla ilustracji zaprezentowano wykresy rozkładu wskaźników dla awarii nr 113 (rys. 3, 4, 5). Awaria ta, jak można sądzić po analizie rezultatów badań, została spowodowana przekroczeniem wytrzymałości wywołanym przez odkształcenie osiowe, zbieżne co do momentu wystąpienia z ekstremalnym odkształceniem głównym (rys. 3). Odkształcenia główne (ściszące) wykazywały w okresie wystąpienia awarii największy przyrost dochodzący do 3 mm/m. W żadnym innym momencie eksploatacji ta amplituda pomiędzy wartościami odkształcenia maksymalnego a minimalnego nie osiągała tak znaczących wartości (rys. 4).



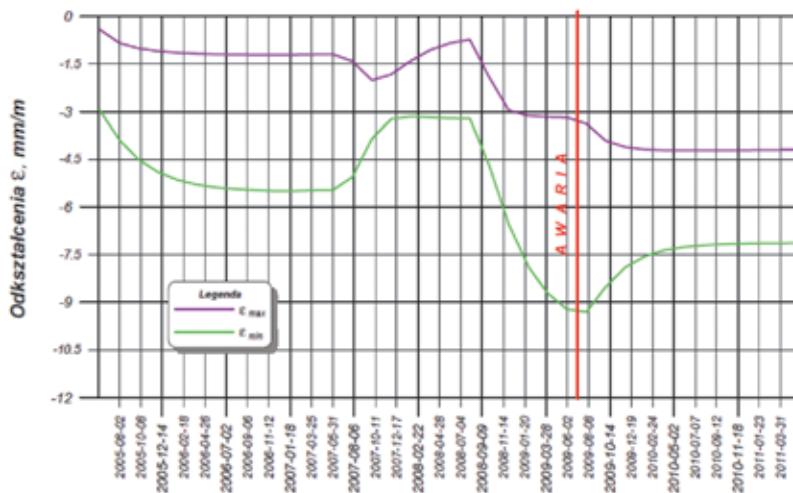
Rys. 2. Awaryjność wodociągu znajdującego się w układzie prostopadlym względem kierunku prowadzonej eksploatacji

Fig. 2. Distribution of failures in water supply pipeline vs. mining exploitation (water supply pipeline perpendicular to exploitation)

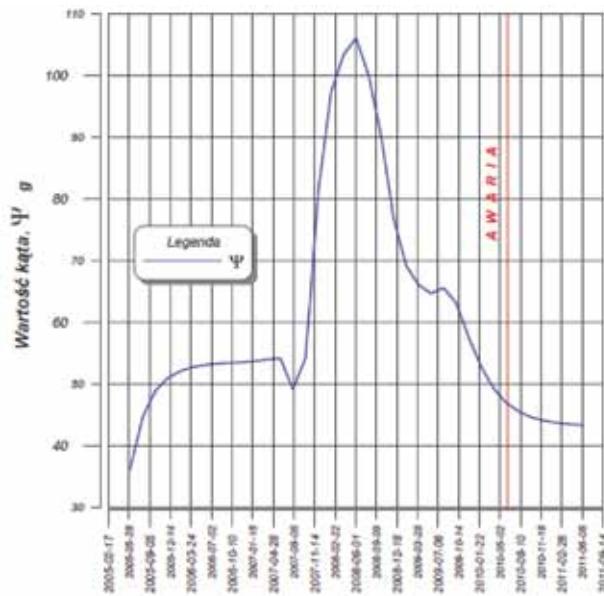


Rys. 3. Rozkład odkształceń maksymalnych a) i kierunkowych b) w czasie

Fig. 3. Distribution of the maximal horizontal strain a) and directional horizontal strain b) over time



Rys. 4. Rozkład odkształceń głównych w czasie
Fig. 4. Distribution of the major horizontal strain over time



Rys. 5. Zmiany kąta ψ w czasie
Fig. 5. Distribution of the angle ψ over time

Można zauważyć, że wskaźnik kątowy wykazywał w momencie wystąpienia awarii wartości minimalne, biorąc pod uwagę zakres wartości, które przyjmował w okresie przedmiotowej eksploatacji (rys. 5).

W całej populacji analizowanych awarii w kontekście eksploatacji frontem prostopadłym można dokonać oceny liczności wystąpień awarii w zależności od danego wskaźnika deformacji. Biorąc pod uwagę odkształcenia główne (rys. 6), można mówić o istotnej zależności liczby występujących awarii od wartości bezwzględnych odkształceń głównych.

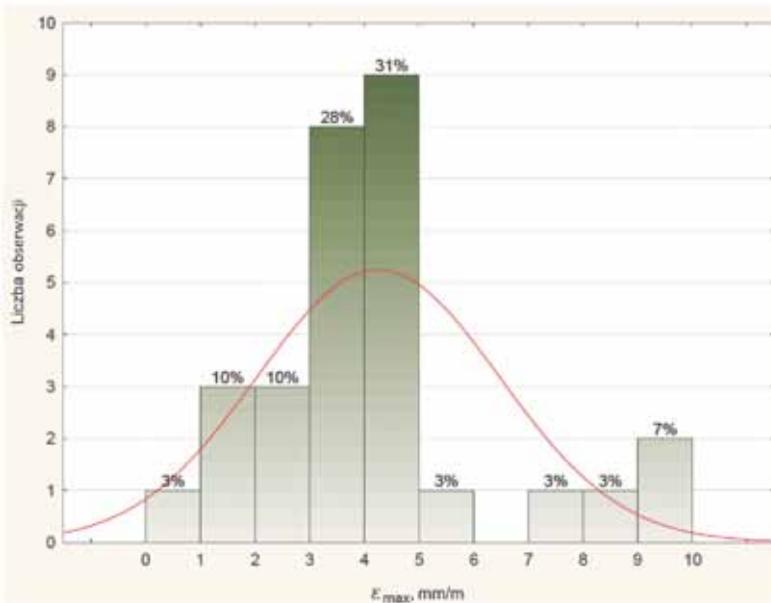
Wartości odkształceń osiowych, ale dopiero w granicach 4-6 mm/m, miały istotny wpływ na uszkodzenia rurociągów zarówno w strefie ścisakań, jak i rozciągań (rys. 7).

Wpływ kąta oddziaływań odkształceń poziomych czasowo ekstremalnych zaznaczył się w najliczniejszej liczbie awarii w rejonie wartości 40^g-80^g (rys. 8).

3.2. Awaryjność wodociągu znajdującego się w układzie równoległym względem kierunku prowadzonej eksploatacji

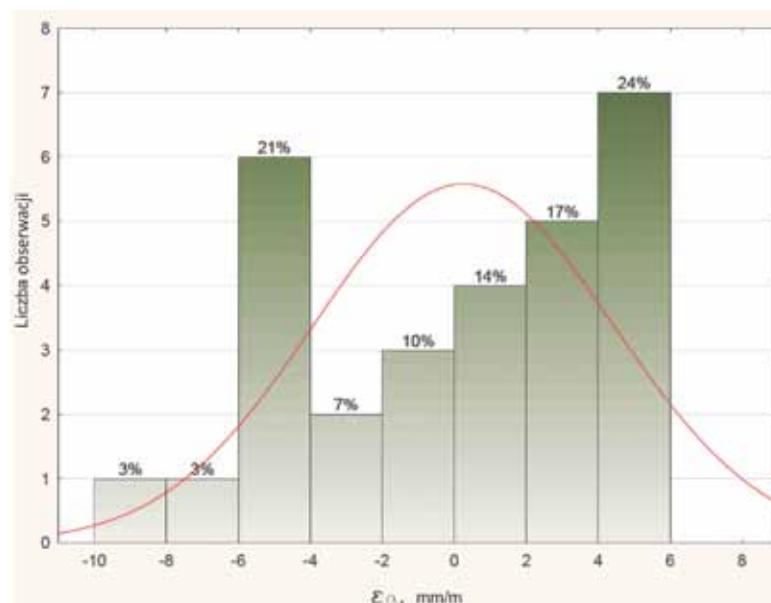
Przypadek eksploatacji górniczej o wybiegu równoległym do odcinków sieci wodociągowej, analizowano w odniesieniu do bazy 42 uszkodzeń i awarii. Przykładowy odcinek sieci na tle ścian eksploatacyjnych pokazano na rysunku 9.

Zależność czasu wystąpienia przykładowej awarii nr 81 w zależności od kształtuowania się wartości wskaźników deformacji zaprezentowano na rysunkach 10, 11, 12, 13. Analiza tego przypadku wskazuje na brak wpływu poziomych odkształceń osiowych na uszkodzenie rurociągu. Prawdopodobnie zakres kompensacji na odcinkach upodatnionych rurociągu był wystarczający do przeniesienia poziomych odkształceń ścisających w zakresie od -1 mm/m do -7 mm/m (rys. 10).



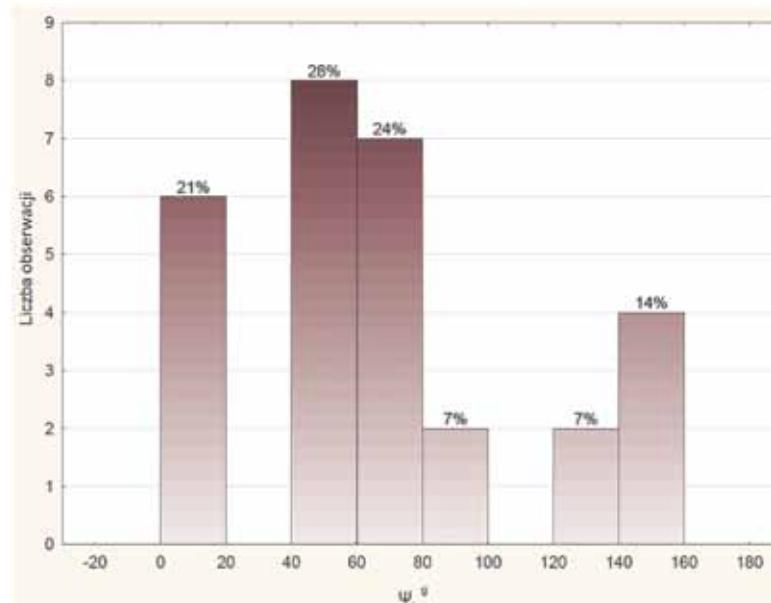
Rys. 6. Liczność awarii w zależności do wartości maksymalnych odkształceń poziomych

Fig. 6. Relation between the number of failures and the maximal horizontal strain



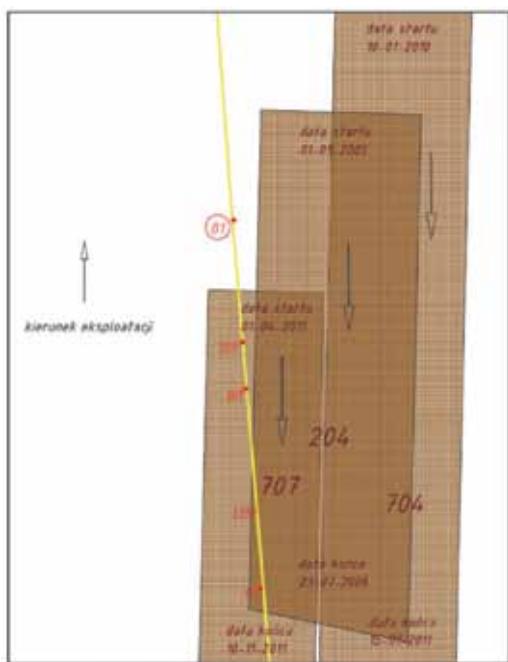
Rys. 7. Liczność awarii w zależności do wartości kierunkowych odkształceń poziomych

Fig. 7. Relation between the number of failures and the directional horizontal strain



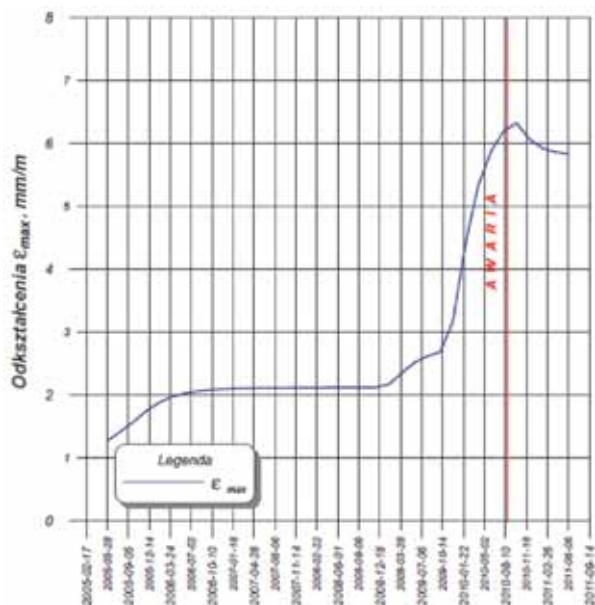
Rys. 8. Liczność awarii w zależności od kąta oddziaływanie maksymalnych odkształceń poziomych

Fig. 8. Relation between the number of failures and the angle of maximal horizontal strain



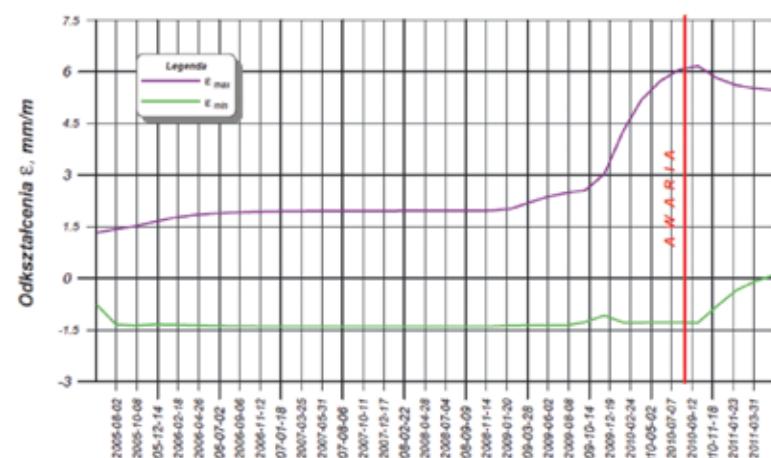
Rys. 9. Awaryjność wodociągu znajdującego się w układzie równoległym względem kierunku prowadzonej eksploatacji

Fig. 9. Pipeline failure – parallel location of the pipeline to the direction of the exploitation

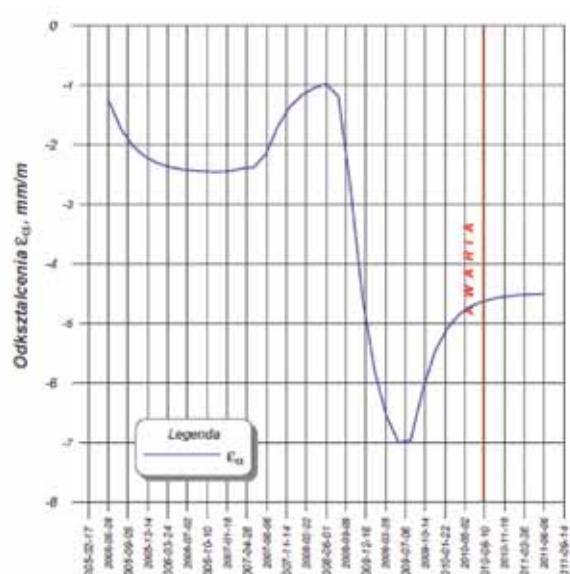


Rys. 10. Rozkład odkształceń maksymalnych a) i kierunkowych b) w czasie

Fig. 10. Distribution of the maximal horizontal strain a) and directional horizontal strain b) over time



Rys. 11. Rozkład odkształceń głównych w czasie
Fig. 11. Distribution of the major horizontal strain over time



Wyraźnie na czas wystąpienia awarii miały jednak wpływ wartości poziomych odkształceń głównych, które dochodziły do +6 mm/m (rys. 10). Zatem wytrzymałość na rozciągania badanego odcinka sieci były mniejsze niż na ściskania. Interesująco przedstawia się wpływ amplitudy ekstremalnych czasowo poziomych odkształceń głównych (rys. 11). Awaria wystąpiła w momencie oddziaływań odpowiadających maksymalnym przyrostom tych odkształceń. Podobnie jak w przypadku prostopadłego usytyowania frontu eksploatacji wskaźnik ten ma istotny wpływ na wystąpienie awarii.

Wskaźnik kątowych oddziaływań w okresie wystąpienia awarii 81 przyjął wartość w granicach 50g (rys. 12).

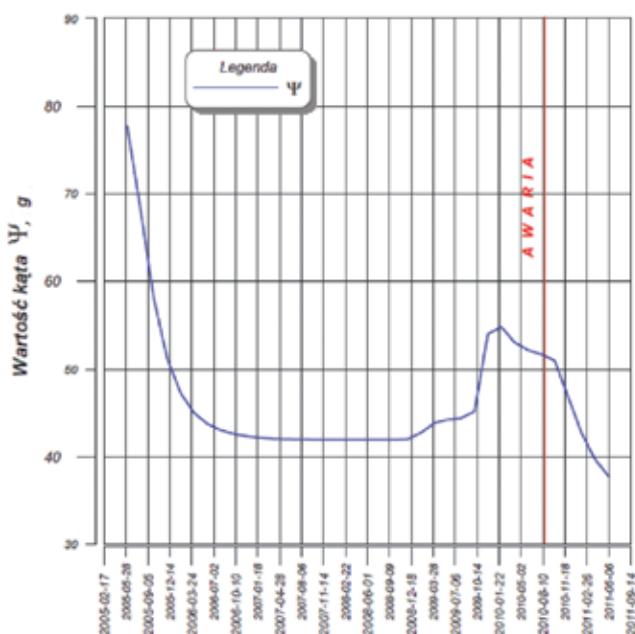
Analizy liczności występowania uszkodzeń w zależności od wartości poszczególnych, przyjętych do analizy wskaźników deformacji wskazują na mniej istotne zależności niż w przypadku frontu prostopadłego. Zależność liczby awarii sieci w układzie równoległym od bezwzględnych wartości odkształceń głównych wskazuje na istotne znaczenie tego wskaźnika powyżej wartości ok. 3 mm/m (rys. 13). Potwierdza to spostrzeżenia zanotowane dla układu prostopadłego.

Liczność przypadków awarii w stosunku do wartości odkształceń poziomych, osiowych wskazuje na istotną zależność w zakresie -3 mm/m do +4 mm/m (rys. 14). Wyraźny skok liczności awarii w zakresie 0 mm/m do +1 mm/m wynika zapewne z tego, że w strefie niewielkich wartości odkształceń osiowych, odkształcenia poprzeczne przyjmują zazwyczaj wartości maksymalne, prowadząc do wzrostu naprężeń radialnych. Potwierdzeniem tej tezy może być wykres zależności liczności występowania awarii w zależności od wskaźnika kątowego (rys. 15). Istotne liczby awarii występują w tym przypadku przy kątach od 0° do ok. 120°.

5. Podsumowanie

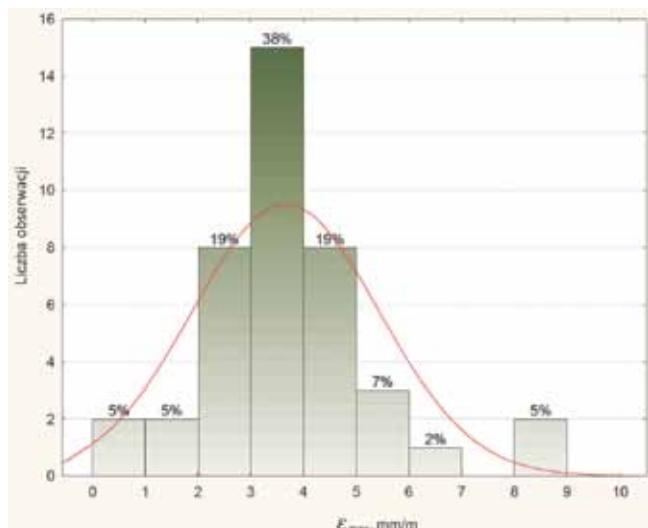
Zaprezentowane wyniki badań bazują na analizie uszkodzeń i awarii sieci wodociągowej zlokalizowanej na terenie górnictwym jednej z górnośląskich kopalń węgla kamiennego.

Wykres kształtuowania się kąta Ψ w czasie



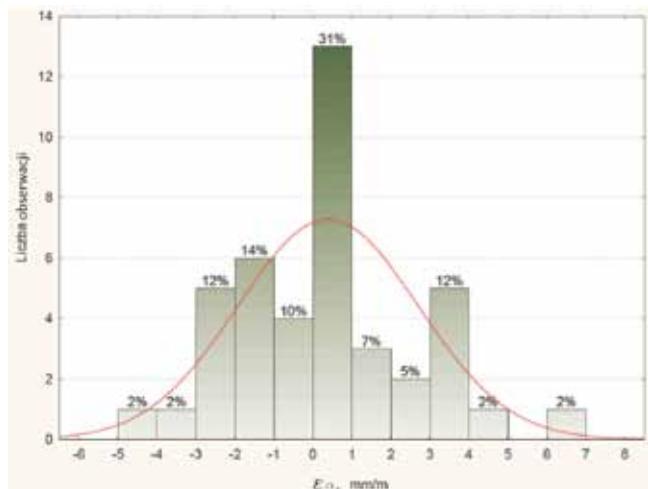
Rys. 12. Zmiany kąta Ψ w czasie

Fig. 12. Distribution of the angle Ψ over time



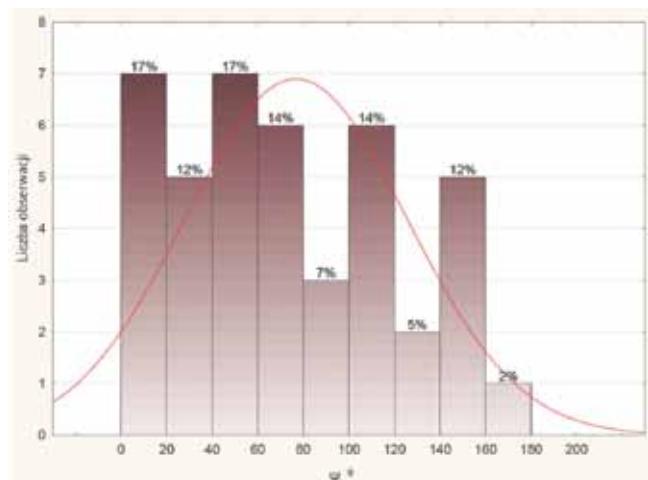
Rys. 13. Liczność awarii w zależności do wartości maksymalnych odkształceń poziomych

Fig. 13. Relation between the number of failures and the maximal horizontal strain



Rys. 14. Liczność awarii w zależności do wartości kierunkowych odkształceń poziomych

Fig. 14. Relation between the number of failures and the directional horizontal strain



Rys. 15. Liczność awarii w zależności od kąta oddziaływanie maksymalnych odkształceń poziomych

Fig. 15. Relation between the number of failures and the angle of maximal horizontal strain

Standardowe warunki zarówno typów rur, jak i eksploatacji górniczej pozwalały na uogólnienia, które powinny odpowiadać innym rejonom na terenach górniczych kopalń węgla kamiennego na Górnym Śląsku. W artykule zaprezentowano część wyników obszerniejszej analizy statystycznej na próbce kilkudziesięciu przypadków awarii sieci.

Analizy uwzględniały zmienność w czasie oddziaływań deformacji na poszczególne odcinki sieci wodociągowej. Często zdarza się, że rurociągi poddawane są zwiększonym naprężeniom jedynie w stosunkowo krótkim okresie, na stosunkowo krótkich odcinkach. Stwierdzono, że w takich okresach występują skumulowane awarie, występujące na danym odcinku wielokrotnie. W prognozach deformacji dla sieci wodociągowych należałoby te okresy wykazywać i uwzględniać w ocenie zagrożenia.

Spośród zaproponowanych w części metodologicznej wskaźników deformacji najistotniejszą rolę można przypisać bezwzględnym wartośćom odkształceń głównych oraz przyrostom tych odkształceń. Wydaje się bowiem, że uszkodzenie występuje często wówczas, gdy naprężeniu ekstremalnym (dla danej eksploatacji) w jednym kierunku towarzyszą odkształcenia ekstremalne w kierunkach prostodatkach. Cytowane w artykule przypadki awarii stanowią potwierdzenie tego faktu.

Wskaźnik kątowy przy największych awariach wskazywał na istotną przewagę wpływu naprężeń osiowych na rury, jednak analizy liczności wskazały na występowanie awarii w pełnym zakresie zmienności kąta, od kierunku 0° do ponad 80°. Może to świadczyć o istotnym wpływie skrećeń na licznosć występujących awarii. Ten aspekt podlega obecnie badaniom, po zakończeniu których możliwe będzie uogólnienie metodyki oceny zagrożenia sieci wodociągowych (i innych) na terenach górniczych.

Należy podkreślić, że celem prezentowanych badań było przeanalizowanie możliwości prowadzenia globalnej oceny zagrożenia sieci wodociągowych na etapie prognozy deformacji ciągłych, w oparciu o wyselekcjonowane wskaźniki deformacji. Wydaje się, że przytoczone rezultaty badań w dużej mierze potwierdziły takie możliwości.

Afiliacja

Niniejsze badania zostały sfinansowane przez Narodowe Centrum Badań, nr grantu 2011/01/D/ST10/06958.

Literatura

1. Figiel W.: Aspekty geotechniczne badań doświadczalnych na terenach górniczych dla wyznaczenia współczynnika tarcia rurociągu i gruntu. Geotechnika i budownictwo specjalne: Wydawnictwo KGBiG AGH, 2006, p. 227–236.
2. Kalisz P.: Probabilistyczna analiza wpływu eksploatacji górniczej na rurociąg „Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, S. Górnictwo” 2005, vol. 270, p. 109-118.
3. Kalisz P.: Wpływ eksploatacji górniczej na studzienki kanalizacyjne z tworzyw sztucznych. „Przegląd Górniczy” 2005, nr 7.
4. Kalisz P.: Wpływ eksploatacji górniczej na niezawodność przewodów wodociągowych. „Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, S. Górnictwo” 2007, vol. 278, p. 191-200.
5. Kowalski A., Kwiatek J.: Ochrona powierzchni i obiektów budowlanych na terenach górniczych. „Przegląd Górniczy” 1995, nr 4.
6. Kwiatek J., Mokrosz R.: Sieci gazowe na terenach górniczych. WUG, 1996, vol. 3.
7. Mendec J., Kliszczewicz B., Witychowska M.: Ochrona powierzchni i obiektów budowlanych przed szkodami górniczymi. Zasady ochrony sieci wodociągowej i kanalizacyjnej przed wpływami podziemnej eksploatacji górniczej. Wyd. GiG, Katowice 1997.
8. Mokrosz R.: Wpływ deformacji podłoża górniczego na zagłębione w nim rurociągi.
9. Szadziul M.: Analiza zagrożenia sieci wodociągowej na terenach górniczych. Praca magisterska, niepublikowana, 2013.
10. Talesnick M., Baker R.: Failure of flexible pipe with a concrete liner. „Engineering Failure Analysis” 2008, Vol. 5, No. 3, p. 247-259.
11. Zhao W., Nassar R., Hall D.: Design and reliability of pipeline rehabilitation liners. „Tunneling and Underground Space Technology” 2005, No. 20, p. 203-212.



Zastosowanie metody konduktometrycznej do rozpoznania strefy uskoku brzezińskiego w zlikwidowanym obszarze górnictwem Rozalia

Use of ground conductivity method (GCM) for the identification of Brzezinski fault zone structure in the abandoned mine Rozalia

Mgr Sławomir Siwek^{*)}

Treść: Praca przedstawia wyniki eksperymentalnych badań geofizycznych mających na celu uściślenie rozpoznania strefy dyslokacji tektonicznej w przypowierzchniowej warstwie podłoża w północnej części Górnego Śląska Zagłębia Węglowego. Do zobrazowania struktury górotworu zastosowano metodę konduktometryczną (GCM) w postaci wielopoziomowego profilowania przy zmiennym ustawieniu dipola anten. Badania przeprowadzono na poligonie testowym w Brzezinach Śląskich. Praca zawiera teoretyczny opis metody badawczej oraz analizę wyników pomiarów na poligonie.

Abstract: This paper presents the results of geophysical surveying aimed at the identification of the fault zone structure in the northern part of Upper Silesia. In order to visualize the fault plane the conductivity method (GCM) in multilayer profile mode with change of dipole orientation was used. The measurements were conducted on a test site in Brzeziny Śląskie. The paper describes theoretical principles of GCM method and the measurement's results.

Słowa kluczowe:

geofizyka, konduktometria, tektonika, obrazowanie

Key words:

geophysics, conductometry, tectonics, imaging

1. Wprowadzenie

Górnośląskie Zagłębie Węglowe, z uwagi na wielowiekową eksploatację złóż kopalń użytkowych m.in. węgla kamiennego i rud metali, cechuje się jednym z najlepszych rozpoznań tektoniki górotworu w Polsce. Pomimo bardzo dobrego rozpoznania górotworu w obrębie poszczególnych obszarów górniczych kopalń, które przedstawiane jest m.in. na mapach eksploatacji złoża, a także w tworzonych na ich podstawie opracowaniach zbiorczych, niejednokrotnie wyniesienie płaszczyzny uskoku z poziomu wyrobisk na powierzchnię terenu staje się nieprecyzyjne i nie koreluje z obserwowanymi odkształceniami powierzchni terenu (rzeźbą).

Metoda konduktometryczna (GCM) zaliczana jest do metod elektromagnetycznych działających w domenie częstotliwości (tj. zmiana częstotliwości sygnału powoduje zmianę jego głębokości penetracji) przy bliskim źródle pola [5]. Z uwagi na charakter rozkładu wytwarzanego pola elektromagnetycznego przy zastosowaniu pionowego dipola VD (cewki ułożone poziomo) metoda ta jest bardzo czuła na struktury charakteryzujące się dużym kątem zapadania i odmienną od otoczenia przewodnością elektryczną, a więc takie struktury jak uskoki lub inne stromo zapadające formy geologiczne.

Niniejsza praca przedstawia wyniki eksperymentalnych badań geofizycznych mających na celu szczegółowe rozpoznanie strefy dyslokacji tektonicznej w rejonie wychodni uskoku brzezińskiego w Brzezinach Śląskich.

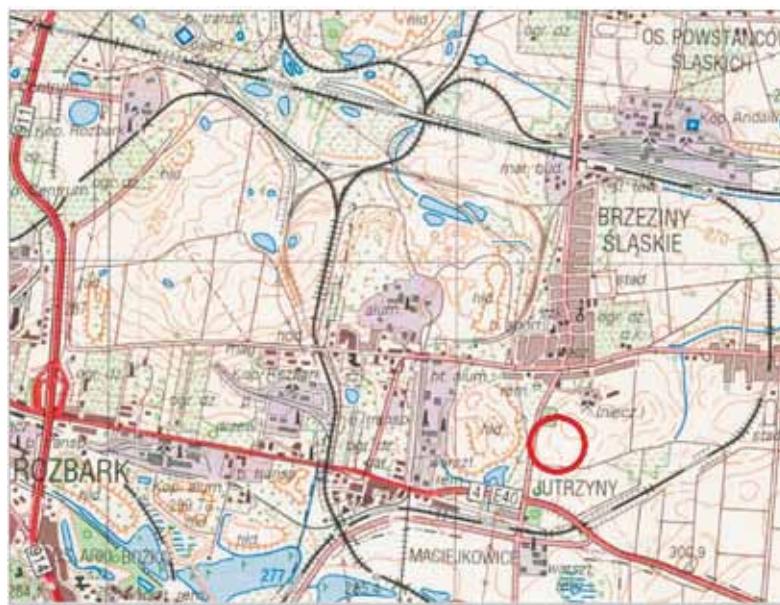
Zadaniem pomiarów było zobrazowanie struktury górotworu w rejonie wychodni uskoku przy zastosowaniu metody konduktometrycznej w wariantie profilowania wielopoziomowego z zastosowaniem zmiennego ustawienia dipoli anten (poziomego HD i pionowego VD) dla określenia i wyróżnienia w obrazie danych takich elementów jak: krawędzie strefy dyslokacji, główna płaszczyzna uskoku (o ile jej charakter na to pozwoli) oraz szczeliny i spękania przyuskokowe.

2. Opis poligonu badawczego

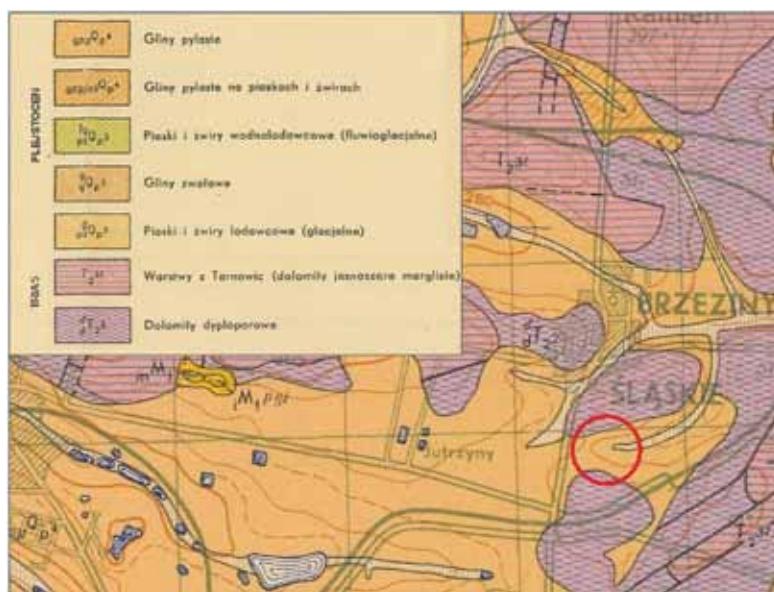
Dla potrzeb realizacji wyznaczonego zadania wybrany został teren położony w Brzezinach Śląskich na północny wschód od skrzyżowania ulic Frenzla (DK 94 Czeladź – Bytom) i Bednarza. Jego lokalizację ilustruje rysunek nr 1.

Zgodnie ze Szczegółową Mapą Geologiczną Polski (rys. 2) arkusz Bytom [2] czwartorzęd reprezentowany jest przez osady aluwialne oraz utwory pochodzenia wodnolodowcowego, które są litologicznie wykształcone jako piaski z przewarstwieniami żwirów, glin piaszczystych i pylastycznych. W spągowej części profilu geologicznego dominują utwory gliniasto-ilaste. Miąższość tych utworów, określona na podstawie danych z dokumentacji złoża ZG Rozalia wynosi 10–12m (materiały archiwalne A). Głębiej zalegające utwory triasowe o całkowitej miąższości ok. 170–180 m zbudowane są z:
– dolomitów marglistych pelitycznych, lekko porowatych, niekiedy gąbczastych (górnego wapień muszlowy) o miąższości od kilku do ok. 20 m,

^{*)} Główny Instytut Górnictwa w Katowicach



Rys. 1. Lokalizacja terenu badań na mapie poglądowej
Fig. 1. Location map of the test site

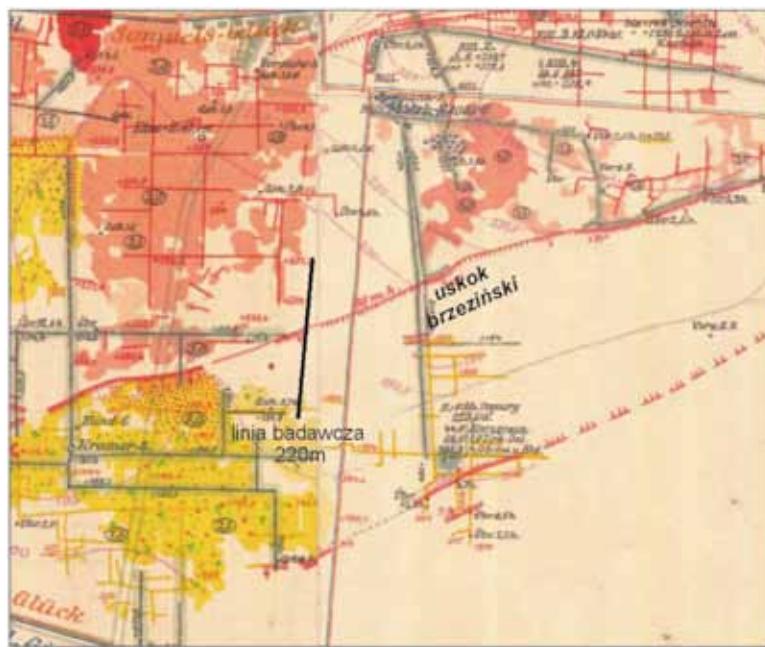


Rys. 2. Wycinek Szczegółowej Mapy Geologicznej Polski [2] z zaznaczoną lokalizacją terenu badań
Fig. 2. Section of Geological Map of Poland (Biernat 1954) with tagged location of the test site

- dolomitów porowatych i kawernistych, spękanych i zwierzałych w warstwach przypowierzchniowych (środkowy wapień muszlowy) – o miąższości od 5 do 25m,
- dolomitów kruszonośnych (dolny wapień muszlowy) – o miąższości ok. 10 m. W spągu tych dolomitów zlokalizowane jest złoże rud cynkowo-ołówkowych obejmujące rudy siarczkowe, blendę cynkową i galenę oraz rudy utlenione tzw. galmany.
- wapieni gogolińskich, tj. wapieni krystalicznych i marglistych z wkładkami wapieni zlepieńcowatych oraz wapieni cienko-płytyowych – o miąższości od 35 do 70m,
- utworów pstryego piaskowca – wapienie krystaliczne, pstry ilę oraz piaski kwarcowe, tworzące miejscami piaskowce o lepiszczu ilasto-wapiennym – o miąższości od 30 do 75m.

Poniżej utworów triasowych (od rzędnej ok. +100 m n.p.m.) występują utwory karbonu reprezentowane przez warstwy rudzkie, siodłowe, porębskie i gruszowskie.

Uskok brzeziński w dokumentacji złoża ZG Rozalia (materiały archiwalne A) określany jest jako uskok towarzyszący dla strefy równoleżnikowego uskoku północnego o łącznym zrzucie od 10 do 70 m. Z uwagi na brak nazwy własnej dla tego uskoku w materiałach archiwalnych nadano mu nazwę w nawiązaniu do miejscowości, na terenie której prowadzono prace badawcze. Zrzut uskoku brzezińskiego zgodnie z danymi archiwalnymi ZG Rozalia (materiały archiwalne A), w obrębie utworów triasowych wynosi 30 – 40m. Nabylenie płaszczyzny uskokowej zmienia się w zakresie 70° – 85°. Ponieważ dane z kopalni węgla kamiennego dotyczą głębszego podłoża (poniżej rzędnej ok. +100m n.p.m), do



Rys. 3. Lokalizacja linii badawczej na archiwalnej, niemieckiej mapie dokumentującej eksploatację rud metali z 1910 roku [1]

Fig. 3. Location of EM profile at the old German map of metal ore exploitation from 1910 (Anst, Kraatz 1912)

określenia przebiegu uskoku na powierzchni wykorzystano archiwalne mapy niemieckie z 1910 r. dokumentujące eksploatację rud w tym rejonie (rys. 3) oraz materiały z dokumentacji złoża ZGH Orzeł Biały (materiały archiwalne B).

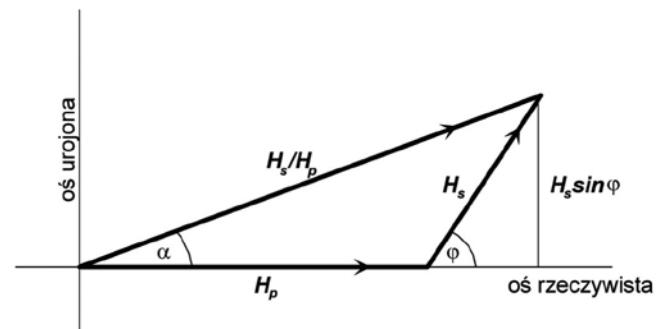
Rejon uskoku *brzezińskiego* objęty był eksploatacją zarówno w złożu rudnym, jak i węglowym. Eksploatacja rudna w miejscu wytyczenia linii badawczej prowadzona była w obu skrzydłach uskoku w lawie górnej złoża, a więc na głębokości ok. 80 – 90 p.p.t. W pierwszej kolejności wydobywano rudy siarczkowe (głównie galenę) po stronie północnej uskoku w latach 1884 – 1886 oraz blendę cynkową po południowej stronie uskoku w latach 1897 – 1901. Następnie wydobycie rud ok. 50 m na zachód prowadził w latach 1956 – 1960 Zakład Górnictwo-Hutniczy Orzeł Biały w Brzezinach Śląskich (materiały archiwalne A).

Eksplatacja węglowa w rejonie badań prowadzona była przez Zakład Górnicy Rozalia (materiały archiwalne A) w latach 1953 – 1964 w pokładach grupy 400 (412, 414, 419) i 500 (501, 510). W miejscu wytyczenia linii badawczej wydobycie pokładów węgla odbywało się tylko po północnej stronie uskoku. W południowej części, z uwagi na duże zaburzenia pokładów pomiędzy uskokiem *północnym* a *brzezińskim*, wydobycia zaniechano. Obecnie w rejonie uskoku *brzezińskiego* nie jest prowadzona eksploatacja górnicza.

3. Metodyka badań

W metodzie konduktometrycznej wykorzystywany jest inducyjny sposób wytworzenia pola elektrycznego w ośrodku gruntowym. Poprzez przepływ prądu o określonej częstotliwości przez cewkę nadawczą w ośrodku geologicznym emitowane jest, zgodnie z zasadą Lorentza, pierwotne pole magnetyczne H_p . Pole to powoduje wytworzenie w podłożu, na strukturach przewodzących, wtórnego pola magnetycznego H_s o tej samej częstotliwości co pole pierwotne, ale o zmienionej amplitudzie i fazie, wynikających z własności elektrycznych ośrodka. W cewce odbiorczej mierzone jest wypadkowe pole (H_s/H_p)

powstałe z nałożenia pola pierwotnego H_p i wytworzonego w podłożu pola wtórnego H_s . Graficznie różnice między polem wtórnym H_s a polem pierwotnym H_p przedstawia diagram fazowy (rys. 4).



Rys. 4. Ogólny diagram fazowy [4]

Fig. 4. General phase diagram (Parasnis 1986)

Z diagramu można wywnioskować, iż składowa urojona pola wtórnego jest taka sama jak składowa urojona pola wypadkowego. Zatem wielkość ta jest mierzona bezpośrednio. Składowa rzeczywista pola wtórnego jest natomiast obliczana na podstawie parametrów pola pierwotnego i wypadkowego [4].

W uogólnieniu pole wtórne jest złożoną funkcją rozstawu cewek d , częstotliwości pola f i przewodności elektrycznej podłoża σ . W warunkach, określanych jako „praca przy niskiej liczbie indukcji N_B ”, co oznacza, że częstotliwość pracy dla każdej odległości nadajnik – odbiornik jest wystarczająco niska, by uzyskać głębokość odczytu znacznie większą niż odległość między cewkami ($N_B \leq 1$), wtórne pole H_s jest prostą funkcją tych zmiennych, co pokazuje równanie

$$\frac{H_s}{H_p} = \frac{i \mu_0 \omega \sigma d^2}{4} = \frac{i N_B^2}{2}$$

gdzie:

- H_s – wtórne pole magnetyczne w cewce odbiorczej,
- H_p – pierwotne pole magnetyczne w cewce odbiorczej,
- ω – częstotliwość kołowa ($2\pi f$),
- μ – bezwzględna przenikalność magnetyczna ośrodka w H/m ,
- σ – przewodność elektryczna właściwa ośrodka w S/m ,
- d – odległość między cewkami nadawczą i odbiorczą w m ,
- N_B – liczba indukcyjna – to stosunek odległości między cewkami d do miąższości nadkładu δ ,
- f – częstotliwość pola w Hz ,
- $i = (-1)^{1/2}$.

Współczynnik pola wtórnego do pola pierwotnego (H_s/H_p), zgodnie z powyższym równaniem jest wprost proporcjonalny do przewodności elektrycznej, zatem jego pomiar pozwala w prosty sposób określić przewodność elektryczną badanego podłoża.

W metodzie konduktometrycznej przy niskiej liczbie indukcji ($N_B \leq 1$) całkowita odpowiedź ośrodka geologicznego do składowej urojonej jest ustawiany dla każdego cyklu pomiarów, co pozwala na bezpośredni odczyt przewodności do określonej głębokości [5]. Stabilność poziomu zera oznacza, że dla umiarkowanej przewodności gruntu urządzenie daje dokładny pomiar wielkości przewodności gruntu. Dla niskich wartości przewodności błąd zera staje się znaczący i aparatura nie rejestruje dokładnie przewodności ośrodka o wysokim oporze. Natomiast dla wysokich przewodności (rzędu setek mS/m) odpowiedź urządzenia pomiarowego staje się nieliniowa wraz z przewodnością [3].

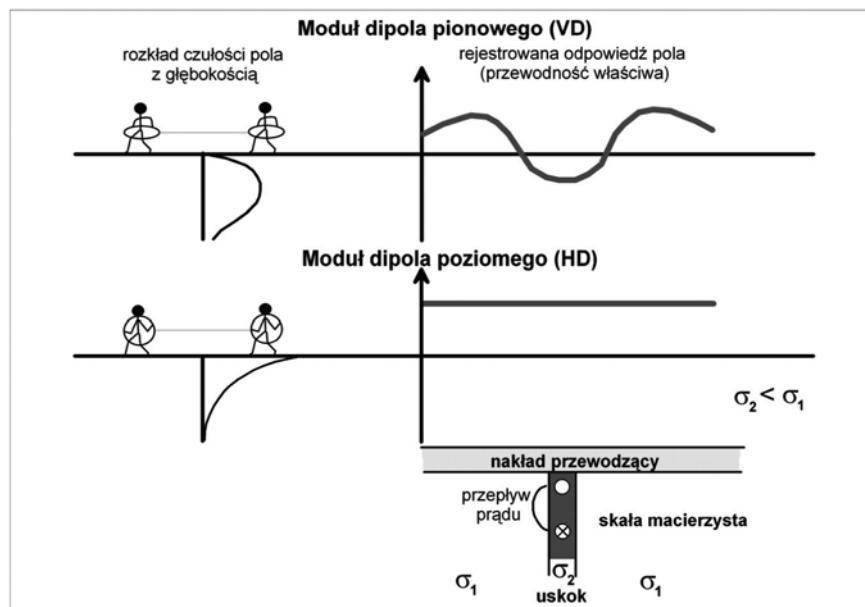
Pomiary mogą być wykonywane w sposób ciągły wzdłuż profilu (pomiar z zadawanym w czasie próbkowaniem sygnału) lub w punkcie w dowolnej siatce pomiarowej. Uzyskiwane odczyty H_s/H_p są wykreślone dla środka układu. Zasięg penetracji aparatury w przeciwnych warunkach zmienia się od kilku do 60 metrów pod poziomem terenu. Jest on ustalany odlegością

pomiędzy cewkami nadawczą i odbiorczą oraz orientacją dipola anten względem powierzchni ziemi. Konduktometr pracuje w układzie dipola pionowego VD (cewki poziomo) i poziomego HD (cewki pionowo), dając znaczące różnice odpowiedzi na różnych głębokościach, co pokazuje rys. nr 5.

Kiedy używa się dipola pionowego VD (cewki w pozycji poziomej), urządzenie jest bardziej czułe na występowanie stromo zapadających, relatywnie słabo przewodzących struktur. Struktury takie powodują anomalie z maksymalną amplitudą bezpośrednio ponad nimi. Nabylenie takiej struktury powoduje w obrazie danych odbicie asymetryczne anomali profiliu, ale nie jest to wyraźne dla kątów upadu powyżej 50° . Natomiast przy zastosowaniu dipola poziomego HD (cewki w pozycji pionowej) urządzenie nie jest czułe na takie struktury, ale daje dość dokładny pomiar przewodności w ich otoczeniu.

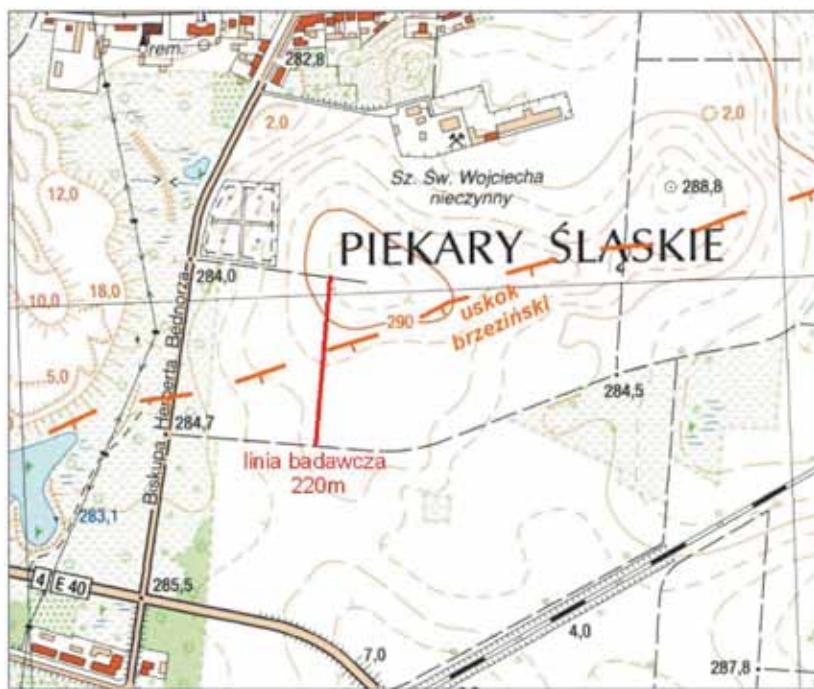
Pomiary konduktometryczne dla potrzeb realizacji pracy badawczej wykonano aparaturą konduktometryczną EM34 – 3XL produkcji kanadyjskiej firmy Geonics Ltd.

Linię badawczą zlokalizowano pomiędzy polami uprawnymi na linii S – N, równolegle do ul. Bednarza ok. 150 m na zachód od niej (rys. 6). Początek i koniec linii stanowiły przebiegające równoleżnikowo drogi polne. Północna droga w początkowej części przebiega wzdłuż południowej granicy cmentarza w Brzezinach Śląskich. Długość linii badawczej wynosi 220 m. Zgodnie z danymi z archiwalnych map górniczych uskok brzeziński powinien przecinać prawie prostopadłe linię badawczą ok. 100 – 110 mb. Wyznaczenie ponad-dwustumetrowej długości linii miało zapewnić uchwycenie całej strefy dyslokacyjnej (przyjmując, iż szerokość strefy uskokowej może zmieniać się w zakresie od 30 do 65m), nawet jeśli faktycznie uskok przebiega w innym, odsuniętym nawet o kilkanaście czy kilkudziesiąt metrów miejscu niż miejsce wyznaczone w terenie. Długości profili uległy zmianie w zależności od odległości pomiędzy cewkami nadawczą i odbiorczą. Profil dla rozstawu HD40/VD40 ma długość 180 m (od 20 do 200 mb linii badawczej). Profil dla rozstawu HD20/VD20 – 200 m od 10 do 210 mb linii i dla rozstawu HD10/VD10 – 215 m od 5 do 215 mb linii badawczej.



Rys. 5. Odpowiedź dla metody przewodności gruntu (przewodność pozorna, σ_a) po nad przewodzącą dajką. Zasięg głębokości zmienia się z orientacją cewek [3]

Fig. 5. Response of ground conductivity method (apparent conductivity, σ_a) over conductive dike. The depth penetration changes along with coil orientation (McNeill 1997)



Rys. 6. Szczegółowa lokalizacja linii badawczej z zaznaczonym archiwalnym przebiegiem uskoku brzezińskiego

Fig. 6. Location map of EM profile with the course of Brzezinski fault

Przed wykonaniem zasadniczych pomiarów konduktometrycznych przeprowadzono kalibrację aparatury w terenie. Pomiary wykonywano kolejno dla każdego rozstawnia anten i ułożenia dipoli tj. HD10, VD10, HD20, VD20, HD40 i VD40. Pozwoliło to na uzyskanie danych z 4 poziomów głębokościowych: 7,5 m (HD10), 15 m (VD10 i HD20), 30 m (VD20 i HD40) oraz 60 m (VD40). Pomiary wykonano w sposób dynamiczny, tj. poprzez ciągłe przejście wzdułż profilu przy zadany czasowym próbkowaniu sygnału na poziomie 7 ms. Pozwoliło to na pokrycie profilu na poziomie 4 odczytów na mb profilu (średnio odczyt co 25 cm). Pomiary terenowe przeprowadzone zostały we wrześniu 2012 r.

W wyniku pomiarów metodą konduktometryczną z wykorzystaniem konduktometru EM 34 – 3 XL uzyskuje się rozkład konduktywności (w mS/m) utworów geologicznych, będący wartością średnioną od powierzchni do głębokości penetracji sygnału elektromagnetycznego. Do aparatury dołączony jest geodezyjny odbiornik GPS firmy Trimble o dużej dokładności. Umożliwia to jednoczesny z pomiarem konduktywności pomiar położenia punktu i automatyczny zapis w polowym komputerze sterującym (rejestrator Allegro CX). Wyniki pomiaru w postaci krzywej zmian konduktywności wyświetlane są na bieżąco na ekranie rejestratora Allegro CX. Umożliwia to dokładną lokalizację miejsc niejednorodności ośrodków geologicznych w czasie pomiaru (rzeczywistym).

4. Analiza wyników badań

Uzyskane wyniki przeniesiono w postaci pliku z rejestratora danych Allegro CX do komputera i poddano przetwarzaniu. W efekcie wykonanych prac uzyskano zbiór danych w postaci krzywych zmian względnej przewodności elektrycznej wzdułż profilu pomiarowego dla każdego z zastosowanych rozstawni anten i ułożen dipola.

Krzywe z pomiarów przy poziomym ustawieniu dipola anten (HD) dostarczają ogólnej informacji o zmianach przewodności elektrycznej ośrodka (rys. 7). Krzywe dla wszystkich

trzech rozstawni tj. 10, 20 i 40 m mają podobny przebieg, pozwalający podzielić badany ośrodek na trzy strefy. W części południowej, od 0 do ok. 75 mb (strefa południowa) linii badawczej, rejestrowane wartości przewodności w zależności od rozstawnia zawierają się w przedziale od 35 do 50 mS/m. Od 75 mb następuje stopniowe obniżanie rejestrowanych wartości przewodności, które od ok. 160 mb profilu stabilizują się na poziomie 8 (HD10) – 17 mS/m (HD40).

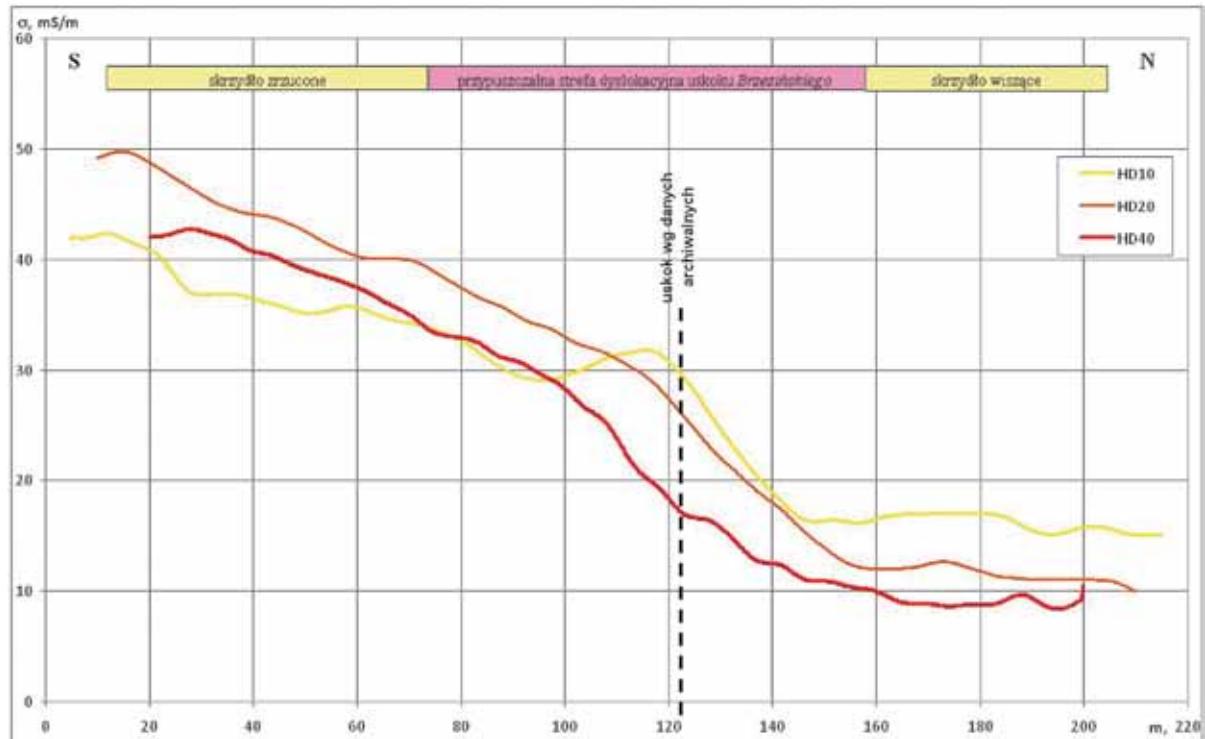
Przy rozstawie HD10 głębokość penetracji podłoża wynosi ok. 7,5 m. Krzywa ta ilustruje budowę utworów czwartorzędowych, których miąższość w rejonie badań wynosi nieco powyżej 10 m. Obserwowana różnica poziomu rejestrowanej przewodności pomiędzy strefą północną a południową może wynikać z faktu, iż w części północnej prowadzona była eksploatacja pokładów węgla, natomiast w części południowej takiej eksploatacji nie było. Towarzyszące głębokiej eksploatacji złóż węgla odkształcenia górotworu doprowadziły do silnej defragmentacji utworów zalegających wyżej, co powoduje rejestrowanie niższych wartości przewodności elektrycznej (wyższych oporów) w części północnej. Rozstawy HD20 (do ok. 15 m p.p.t) i HD40 (do ok. 30 m p.p.t) zasięgiem penetracji obejmują również utwory trzeciorzędowe. Przebieg tych krzywych, poza zmianą opisaną przy krzywej HD10, w strefie północnej i południowej wskazuje, że w głębszych partiach górotworu występują utwory o różnych parametrach przewodności. W części południowej skały trzeciorzędowe budujące podłoże powodują podniesienie przewodności elektrycznej względem wartości rejestrowanych dla rozstawnia HD10, natomiast w części północnej powodują obniżenie rejestrowanych przewodności poniżej wartości rejestrowanych dla HD10. Świadczy to o zmianie parametrów elektrycznych w skałach trzeciorzędowych wzdułż linii badawczej, a przez to może sugerować obecność uskoku w podłożu. Granice strefy południowej i północnej wyznaczają zatem obszar od ok. 75 do 160 mb linii pomiarowej (o szerokości ok. 85 m), w którym następująca zmiana przewodności elektrycznej podłoża jest efektem nałożenia czynników związanych z rozluźnieniem górotworu na krawędzi dokonanej eks-

ploatacji górniczej oraz z obecnością w tym miejscu strefy uskokowej uskoku *brzezińskiego*.

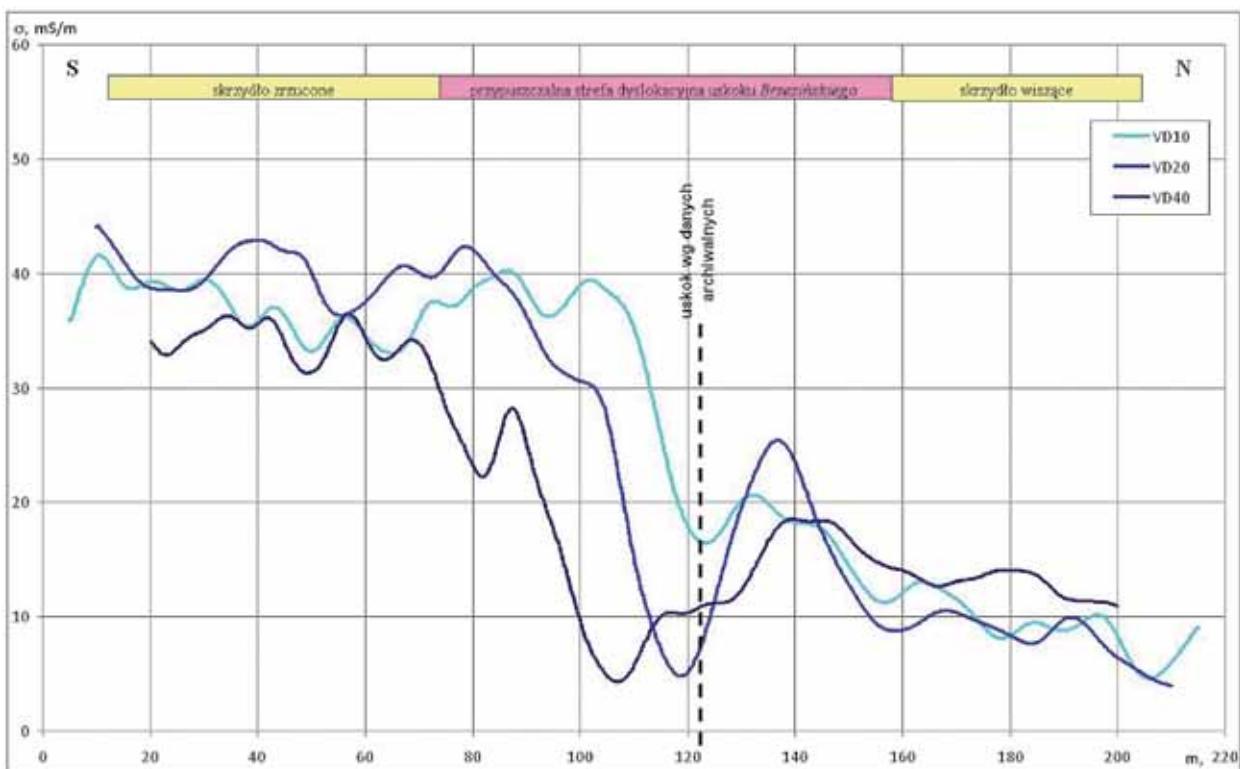
Uszczegółowienie informacji o strefie uskoku *brzezińskiego* stanowią dane z pomiarów przeprowadzonych przy pionowym (VD) ułożeniu dipola (rys. 8). Tak jak przy poziomym ułożeniu dipola anten (HD) na krzywych uzyskanych przy

pionowym dipolu anten (VD) utwory w strefie południowej (skrzydło zrzucone) charakteryzują się wyższą przewodnością niż w strefie północnej (skrzydło zawieszone) – objętej eksploatacją podkładów węgla.

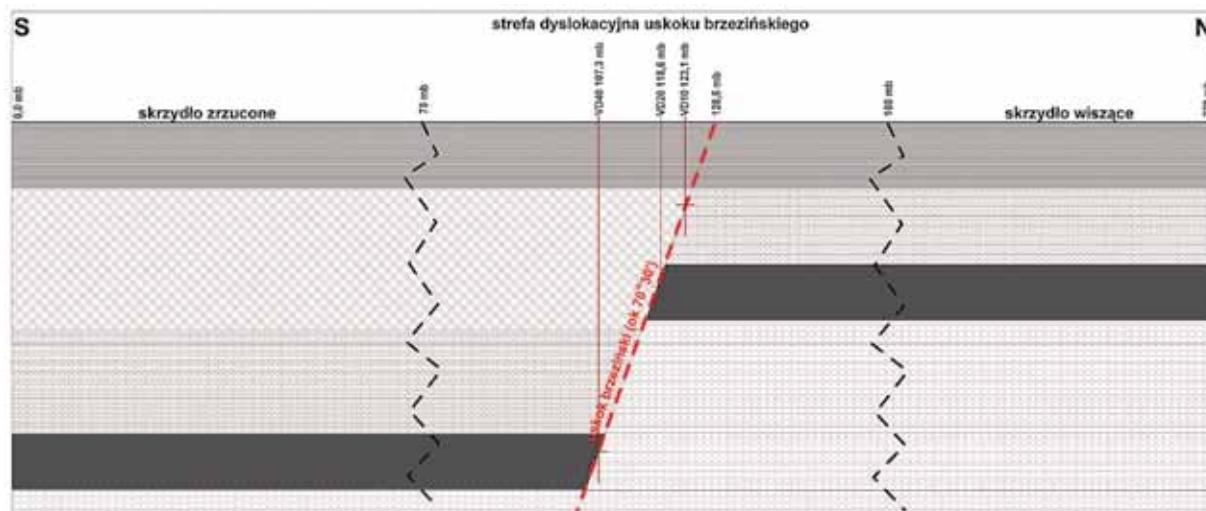
W obrębie określonej na podstawie pomiarów przy poziomym ułożeniu dipola (HD) przypuszczalnej strefy uskoku



Rys. 7. Wyniki pomiarów konduktometrycznych dla poziomego (HD) ułożenia dipola anten
Fig. 7. Results of conductivity measurements in horizontal dipole mode (HD)



Rys. 8. Wyniki pomiarów konduktometrycznych dla pionowej orientacji dipoli anten (VD)
Fig. 8. Results of conductivity measurements in vertical dipole mode (VD)



Rys. 9. Wizualizacja głównej płaszczyzny uskoku *brzezińskiego* na podstawie wyników pomiarów konduktometrycznych

Fig. 9. Visualization of the Brzeziński fault main plane obtained from conductivity measurements

brzezińskiego na każdej krzywej dla pionowego ułożenia dipola (VD) obserwowane są spadki rejestrowanych wartości przewodności elektrycznej, szczególnie dobrze widoczne na krzywej dla rozstawu VD20. Obserwowane tutaj obniżenie rejestrowanych wartości przewodności ma charakter zbliżony do przedstawionego w modelu McNeilla (rys. 5) rozkładu rejestrowanej przewodności elektrycznej ponad stromo zapadającą, relatywnie słaboprzewodzącą strukturą geologiczną. Dlatego można z dużym prawdopodobieństwem przyjąć, iż punkt minimum zarejestrowanej anomalii odpowiada osi struktury powodującej zmianę parametrów elektrycznych pomiędzy południową i północną częścią linii badawczej, a więc głównej płaszczyźnie uskoku *brzezińskiego*.

Dla każdego z rozstawów innego jest położenie miejsca o najniższej amplitudzie rejestrowanego sygnału. Dla rozstawa VD10 minimum amplitudy sygnału przypada na 123,1 mb linii badawczej i pokrywa się z przeniesioną z archiwalnych map górniczych lokalizacją uskoku. Na kolejnych krzywych minimum przesuwa się w kierunku południowym – w stronę skrzydła zrzuconego – zgodnie z kierunkiem zapadania płaszczyzny uskoku podanym na mapach. Położenie tych punktów może stanowić podstawę do oszacowania kąta zapadania uskoku *brzezińskiego* w utworach triasowych. Dla rozstawa VD20 jest to 118,6 mb linii badawczej, a dla VD40 to 107,3 mb. Odnosząc miejsca rejestracji minimalnych amplitud sygnału do głębokości penetracji każdego z rozstawów cewek uzyskuje się obraz położenia trzech punktów w dwuwymiarowej przestrzeni (rys. 9).

Połączenie tych trzech punktów wyznacza prostą o nachyleniu wynoszącym $70^{\circ}30'$. Z danych górniczych wiadomo, iż uskok *brzeziński* charakteryzuje się kątem upadu płaszczyzny w zakresie od ok. 70° do ok. 85° . Uzyskaną linię można zatem identyfikować z główną płaszczyzną uskoku *brzezińskiego*.

5. Podsumowanie

Zastosowanie metody konduktometrycznej w wariancie wielopoziomowych profilowań z zastosowaniem zmiennej ustawienia dipola anten (HD i VD) dostarczyło danych o budowie górotworu na linii badawczej w rejonie uskoku *brzezińskiego*.

Wyniki pomiarów wykonanych przy poziomej orientacji dipola anten (HD) pozwoliły na określenie przybliżonych gra-

nic przeobrażenia skał związanego z rozluźnieniem górotworu na krawędzi dokonanej eksploatacji górniczej oraz wskazującą na prawdopodobną obecność w tym miejscu strefy uskokowej. Natomiast pomiary przy pionowej orientacji dipol anten (VD) uszczególniły informację o strefie uskoku *brzezińskiego*. Na uzyskanych krzywych pomiarowych możliwe jest oznaczenie miejsc najprawdopodobniej związanych z główną płaszczyzną uskoku. Na tej podstawie określono kierunek zapadania i nachylenie płaszczyzny uskokowej uskoku *brzezińskiego* w przypowierzchniowej warstwie górotworu.

W świetle uzyskanych wyników celowe wydaje się prowadzenie dalszych prac nad geofizycznym obrazowaniem stref uskokowych w różnych warunkach geologicznych i górniczych.

Niniejsza praca została zrealizowana w ramach działalności statutowej Głównego Instytutu Górnictwa.

Literatura

1. Anst L., Kraatz L.: Karte des Oberschlesischen Erzbergbaues, arkusz nr 21A i arkusz nr 22A Dąbrówka Wielka Bytom. Skala 1:10 000. Wydział Górnictwy, Wrocław 1912.
2. Biernat S.: Szczegółowa Mapa Geologiczna Polski w skali 1:50 000, arkusz M34 – 50D Bytom. Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa 1954.
3. McNeill J.D.: The Application of Electromagnetic Techniques to Environmental Geophysics Surveys in "Ground Conductivity Meters for Environmental Site Evaluation". Geonics Limited, Mississauga, Ontario. Technical manual, 1997, p. 1 – 8.
4. Parasnis D.S.: Principles of Applied Geophysics. Chapman and Hall, London, New York 1986, p. 182 – 248.
5. Sharma P.V.: Environmental and Engineering Geophysics. Cambridge University Press 1997, p. 265 – 296.
6. Materiały archiwalne Laboratorium GIG:
- A. Materiały z dokumentacji geologicznej złoża węgla kamiennego kopalni Siemianowice dotyczące obszaru górnego ZG Rozalia (niekompletne): Mapa miejscowości utworów czwartorzędowych w skali 1:5000, mapa stropu karbonu w skali 1:5000, mapy eksploatacji pokładów 412, 414, 419, 501, 506, 510, 615, 805 i 816 w skali 1:5000.
- B. Materiały z dokumentacji geologicznej złoża rud cynku i ołowiu w obrębie ZGH Orzeł Biały (niekompletne): Mapa wyrobisk górniczych w skali 1: 5000 i 1:10 000.



Identyfikacja korelacji pomiędzy parametrami opisującymi łupek miedzonośny na przykładzie wybranego fragmentu złoża LGOM

Identification of the correlation between parameters describing the Kupferschiefer on the basis of the selected fragment of LGOM deposit

Dr inż. Katarzyna Pactwa^{}*

Treść: Artykuł stanowi przykład zastosowania metod statystyki przestrzennej do identyfikacji korelacji pomiędzy parametrami charakteryzującymi warstwę lithostratigraficzną. Badając zależność pomiędzy miąższością łupka miedzonośnego a średnią koncentracją w nim miedzi korzystano z dwóch metod: statystyki I Morana oraz analizy hot spot. Przedstawione w artykule wyniki są owocem prac wykonanych w ramach rozprawy doktorskiej [10].

Abstract: This paper is an example of spatial statistical methods application to identify the correlation between the parameters characterizing the lithostratigraphic layer. During the examination of the relationship between Kupferschiefer thickness and the average copper concentration two methods were applied: Moran's I statistics and hot spot analysis. The hereby presented results have been elaborated within the framework of a doctoral dissertation [10].

Słowa kluczowe:

autokorelacja przestrzenna, złoże rud miedzi

Key words:

spatial autocorrelation, cooper ore deposit

1. Wprowadzenie

Złoża Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego zlokalizowane są w permskich skałach osadowych. Tworzą je nagromadzenia siarczków miedzi występujące w piaskowcach, łupkach oraz węglanach. Najistotniejszą warstwą lithologiczną spośród wymienionych jest łupek, ponieważ jego poziom wyznacza położenie złoża (za wyjątkiem sytuacji gdy łupek zanika). Na zróżnicowanie miąższości osadzającego się w cechsztynie łupka miedzonośnego wpłynęło ukształtowanie dna morskiego [8]. Obok miąższości, parametrem opisującym tę warstwę jest koncentracja miedzi. Na istnienie słabej ujemnej korelacji liniowej pomiędzy ww. parametrami zwróciły uwagę Kotlarczyk i in. [6]. Ponieważ istnienie słabej korelacji na całym analizowanym obszarze nie przekreśla możliwości silniejszych lokalnych zależności, postawiono hipotezę, że istnieje związek pomiędzy miąższością warstwy łupkowej a zawartością w niej miedzi. Korzystając z materiału badawczego pochodzącego z rejonu LGOM oraz metodyki opierającej się na globalnych i lokalnych statystykach przestrzennych, przedstawiono weryfikację tego stwierdzenia. Interpretację uzyskanych wyników oparto na dostępnej wiedzy z zakresu budowy geologicznej złoża i jego mineralizacji [9].

2. Charakterystyka materiału doświadczalnego

Badano rejon kopalni Polkowice-Sieroszowice. Wyboru analizowanego obszaru dokonano w taki sposób, by można było uchwycić zmienność miąższości warstwy łupkowej. Dane pochodziły z ok. 6000 tys. profili pionowych.

Otrzymane zbiory w formacie txt. zawierały dane o koncentracji miedzi oznaczonej w poszczególnych próbkach wraz z określeniem: przynależności każdej z próbek cząstkowych do warstwy lithologicznej, interwału poboru oraz lokalizacji (współrzędne XY). Zostały one udostępnione przez Dział Geologiczny ZG Polkowice-Sieroszowice należący do KGHM Polska Miedź S.A., na drodze porozumienia zawartego pomiędzy Politechniką Wrocławską a Kopalnią Polkowice-Sieroszowice na przełomie 2008/2009 roku. Do obliczeń użyto uśrednionych wartości koncentracji miedzi, a rezultaty zaprezentowano w widoku 2D.

3. Metodyka badań i uzyskane wyniki

Badania rozpoczęto od obliczenia współczynnika korelacji liniowej pomiędzy miąższością warstwy łupkowej a średnią koncentracją w niej miedzi, który wyniósł -0,28. Ze względu na dużą liczebność próby, wynik ten należy uznać za statystycznie istotny. Taką samą wartość współczynnika korelacji dla tych samych parametrów w rejonie Polkowic podają Kotlarczyk i in. [6]. Wynik ten wskazuje na istnienie słabej zależności pomiędzy średnią koncentracją Cu w łupku a miąższością warstwy. Jest to informacja odnosząca się do całego badanego obszaru, nie uwzględnia natomiast lokalnych zmienności.

W celu zidentyfikowania obszarów, które charakteryzuje ujemna korelacja parametrów opisujących warstwę łupkową wykorzystano statystykę I Morana oraz metodę hot spot (przestrzenne autokorelacje) i porównano rezultaty uzyskanych obliczeń. Statystyki umożliwiły zlokalizowanie skupisk punktów o wysokiej i niskiej wartości średniej koncentracji miedzi w łupku oraz jego miąższości. Miejsca jednaczesnego

* Instytut Górnictwa, Politechnika Wrocławska, Wrocław

występowania wysokiej wartości jednego parametru i niskiej drugiego oceniono jako charakteryzujące się korelacją ujemną.

3.1. Przestrzenne autokorelacje

Autokorelacja przestrzenna pozwala określić stopień skorelowania wartości zmiennej w danej lokalizacji z wartością tej samej zmiennej występującej w innej lokalizacji. Konsekwencją przestrzennych zależności jest grupowanie się podobnych wartości opisywanej zmiennej. W niniejszym artykule opisywanymi zmieniami jest miąższość łupka i koncentracja w nim miedzi, a ocenę stopnia ich autokorelacji przeprowadzono w celu sprawdzenia, czy istnieje autokorelacja na całym badanym obszarze każdej ze zmiennych (autokorelacja globalna), a w przypadku jej stwierdzenia, czy istnieją lokalne skupienia o wysokich i niskich wartościach parametru (autokorelacja lokalna). Postępowano zgodnie ze schematem przedstawionym na rys. 1. Do wyznaczenia autokorelacji globalnej wykorzystano statystykę I Morana jako metodę stosowaną częściej do tego typu obliczeń [15], a w przypadku autokorelacji lokalnych, posłużyły się metodami: Morana oraz hot spot. Użycie dwóch metod miało na celu porównanie ich przydatności do opisu danych geologicznych. Wszystkie obliczenia wykonano z wykorzystaniem oprogramowania ArcGIS 9.3.

3.1.1. Statystyka I Morana

Statystyka Morana (nazwa pochodzi od nazwiska australijskiego matematyka) została zaproponowana przez Cliff'a i Ord'a jako metoda oceny autokorelacji przestrzennej [15, 16]. Oblicza się ją ze wzoru:

- w przypadku niestandardyzowanej wierszami macierzy wag W oraz oryginalnych nietransformowanych wartości obserwacji

$$I = \frac{1}{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n w_{ij}} \cdot \frac{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n w_{ij} (x_i - \bar{x})(x_j - \bar{x})}{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} = \frac{n}{S_0} \cdot \frac{z^T W z}{z^T z}, \quad (1)$$

gdzie:

- n – jest liczbą jednostek przestrzennych
- w_{ij} – oznacza element 0/1 macierzy wag W

- z – jest wektorem kolumnowym o elementach: $z_i = x_i - \bar{x}$
- x_i – oznacza wartość obserwacji w jednostce i
- $S_0 = \sum_i \sum_j w_{ij}$ – jest sumą wszystkich elementów macierzy wag

- w przypadku gdy macierz wag jest standaryzowana wierszami,

$$I_W = \frac{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n w_{ij}^* (x_i - \bar{x})(x_j - \bar{x})}{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} = \frac{z^T W^* z}{z^T z} \quad (2)$$

Przy pomiarze autokorelacji przestrzennej (podobieństwa cechy) brana jest pod uwagę jednocześnie lokalizacja obiektów i wartość cechy im przypisanej. Dla autokorelacji przestrzennej weryfikowanej przez statystykę Morana hipoteza zerowa brzmi: „obserwowane wartości zmiennej X są rozmiieszczane w sposób losowy między poszczególnymi lokalizacjami, czyli brak jest autokorelacji przestrzennej” [15]. W przypadku odrzucenia tej hipotezy, należy przypuszczać, że na badanym obszarze istnieją skupienia lub rozproszenia badanej cechy, co ma znaczenie w dalszym wnioskowaniu statystycznym i ocenie korelacji badanych parametrów.

Wartość współczynnika I Morana bliska 1 oznacza skupienie (autokorelacja dodatnia, wartości cechy/trybutu grupują się w klastry/skupienia), a gdy jego wartość jest bliska -1 wskazuje na rozproszenie (autokorelacja ujemna, wartości trybutów obiektów przemieszane przestrzennie, układy mozaikowe). Wartość współczynnika bliska零 oznacza brak autokorelacji, charakter losowy zjawiska, sąsiadujące wartości występują niezależnie od siebie. Tak przyjmuje się w praktyce. Teoretycznie w przypadku:

- autokorelacji dodatniej $I > -\frac{1}{n-1}, Z_I > 0$,
- autokorelacji ujemnej $I < -\frac{1}{n-1}, Z_I < 0$,
- braku autokorelacji $I \approx -\frac{1}{n-1}, Z_I \approx 0$.

W tab. 1 znajdują się wartości współczynnika I Morana uzyskane dla dwóch parametrów przy zmieniającej się odległości (d).



Rys. 1. Schemat blokowy operacji w celu oceny wzajemnej korelacji parametrów łupka
Fig. 1. Block diagram of the operation for the evaluation of cross-correlation of Kupferschiefer parameters

Tablica 1. Globalne statystyki I Morana**Table 1. Global I Moran statistics**

Lp.	Odległość, m	Współczynnik I Morana dla miąższości	Współczynnik I Morana dla średniej koncentracji Cu
1	30	0,75	0,39
2	40	0,72	0,37
3	50	0,69	0,34
4	60	0,66	0,31
5	70	0,64	0,29
6	80	0,62	0,27

Wartości współczynnika I Morana we wszystkich przypadkach są większe od zera, oznacza to że globalna statystyka wskazuje na występowanie autokorelacji dla obu parametrów charakteryzujących warstwę łupka: miąższości i średniej koncentracji miedzi.

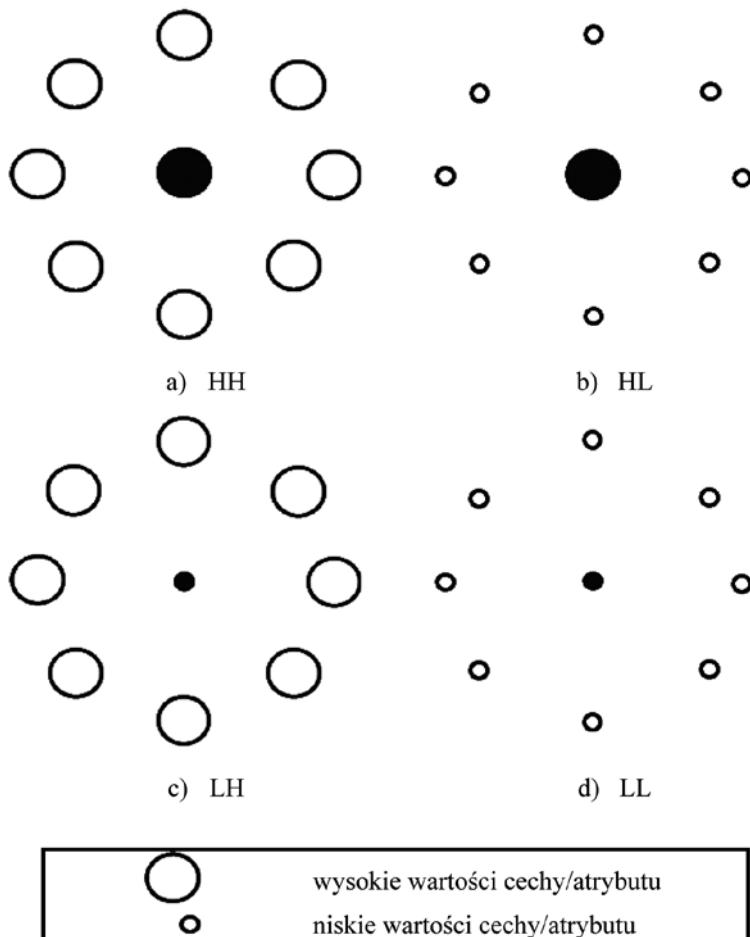
Po obliczeniu statystyk globalnych przystąpiono do obliczeń statystyki lokalnej autokorelacji przestrzennej – lokalnej statystyki Morana, zaliczanej do tzw. mierników LISA (*Local Indicators of Spatial Association*) – które przebiegają w oparciu o formułę zaproponowaną przez Anselina¹.

$$I_i = \frac{z_i}{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n z_i^2} \sum_{j=1}^n w_{ij} z_j \quad (3)$$

Oznaczenia symboli jak w równaniu 2.

Wysoka dodatnia wartość współczynnika I Morana sugeruje, że badany obszar skupia wysokie lub niskie wartości cechy. Wśród klastrów przestrzennych wyróżnić można klastry oznaczane jako high-high (wysokie wartości cechy w sąsiedztwie obiektów o wysokiej wartości cechy/trybutu rys. 2 a) oraz klastry low-low (niskie wartości w sąsiedztwie niskich wartości rys. 2 d). Nawiązując do terminologii występującej w statystice Getisa-Orda (opisanej w kolejnym punkcie), klastry low-low określić można jako chłodne punkty, a high-high jako regionalne punkty gorąca (propozycja nomenklatury „cool spots” oraz „regional hotspots” zastosowana została w pracy [17]).

Wysokie ujemne wartości statystyki Morana oznaczają, że w badanej lokalizacji występują wartości wyraźnie odbiegające od tych znajdujących się w otoczeniu. Przestrzenne odchylenia występują jako high-low (wysoka wartość w sąsiedztwie niskich rys. 2 b) oraz low-high (niska wartość w sąsiedztwie wysokich rys. 2 c).



Rys. 2. Rodzaje skupień a) i d) klastry przestrzenne b) i c) przestrzenne odchylenia (jednostka odstająca [3], rozproszenia [7], obserwacje nietypowe [4], ang. outliers), a) i b) hot spots c) i d) cool spots (w oparciu o [17])

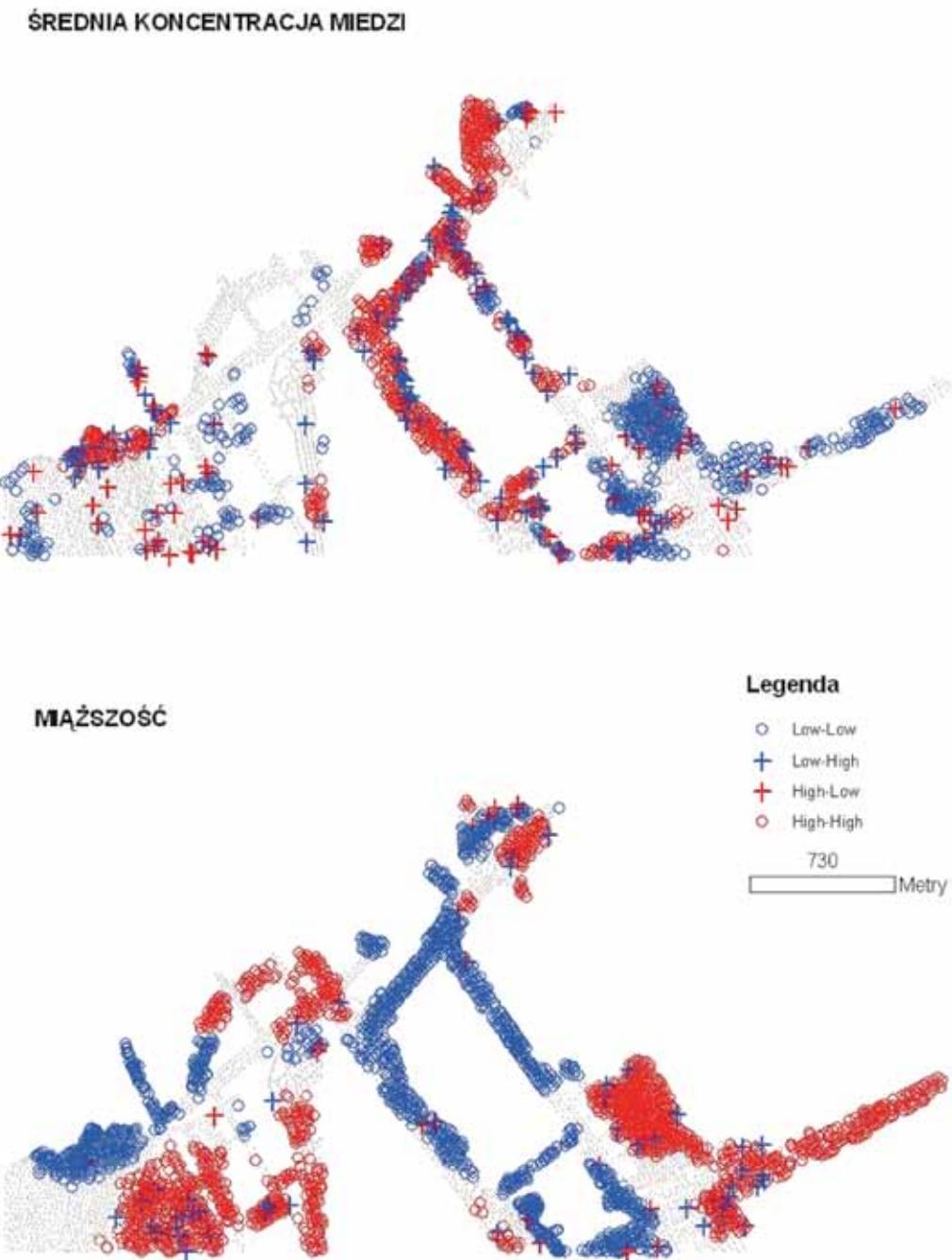
Fig. 2. Types of cluster a) and d) spatial clusters b) and c) spatial variation (an outlier [3], dispersion [7], outliers [4]) a) and b) hot spots, c) and d) cool spots (based on [17])

¹ Local Indicators of Spatial Association – LISA, Geographical Analysis, nr 27(2) - Informacja za [15] Local Indicators of Spatial Association – LISA, Geographical Analysis, nr 27(2) - Informacja za [15]

Patrząc przez pryzmat poszukiwania związku pomiędzy dwiema cechami, a mianowicie miąższością łupka a koncentracją miedzi, obserwowano czy istnieją zależności w lokalizacji klastrów oraz odchylenie przestrzennych. W przypadku korelacji ujemnej oczekiwano należałoby występowania w tej samej lokalizacji skupień wysokich wartości jednego parametru i niskich drugiego. Po przeprowadzeniu analizy przy użyciu globalnej statystyki Morana wiadomo, że taka zależność może wystąpić ze względu na istnienie autokorelacji w przypadku każdego z parametrów. Nie wiadomo jednak jak silna będzie ta relacja. Uszczegółowieniu analiz posłużyły statystyki lokalne, które przedstawiają się następująco (rys. 3).

Pierwsze spostrzeżenie dotyczy stopnia pokrycia obszaru przez miejsca określone jako klastry i przestrzenne odchylenia. Ponieważ w przypadku miąższości autokorelacja globalna jest silniejsza, to naturalną konsekwencją jest pokrycie badanego obszaru w większym stopniu przez miejsca wykazujące autokorelację, identyfikowane jako ciepłe lub chłodne. Porównując mniejsze fragmenty zbioru danych przestrzennych (rys. 4) zauważono, że:

- w kwadracie A - przypadek 1 - występowaniu klastrów high-high, towarzyszą autokorelacje typu low-high, natomiast w przypadku 2 w tej samej lokalizacji dominują klastry low-low (cool spots), odchylenia występują sporadycznie



Rys. 3. Lokalna analiza I Morana wykonana dla dwóch parametrów: miąższości oraz średniej koncentracji miedzi w warstwie łupkowej [10]

Fig. 3. Local Moran's I analysis performed for two parameters: the thickness and the average copper concentration in the layer of shale [10]

- w kwadracie B – przypadek 1 – lokalizacja klastrów low-low odpowiada częściowo klastrom high-high w przypadku 2, jednocześnie przestrzenne odchylenia high-low odpowiadają (w przybliżeniu) rozproszeniom low-high.

3.1.2. Hot Spot

Analiza hot spot (statystyka Getis-Ord G_i^*) szczegółowo opisana w pracy Getisa i Orda [2] pozwala zidentyfikować dwa rodzaje skupień: o wysokich (hot spots – gorące punkty) lub niskich (cold spots – zimne punkty) wartościach badanej zmiennej.

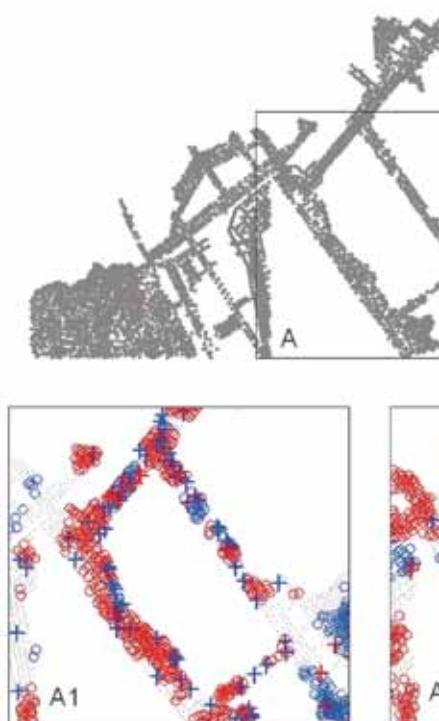
Statystyka Getisa-Orda wyrażona jest dwoma wzorami [2, 15]

$$G_i(d) = \frac{\sum_{j \neq i} w_{ij}(d)x_j}{\sum_{j \neq i} x_j} \quad (4)$$

$$G^*_i(d) = \frac{\sum_{j=1}^n w_{ij}(d)x_j}{\sum_{j=1}^n x_j} \quad (5)$$

gdzie w_{ij} jest symetryczną 1/0 (1-lokalizacja w okręgu 0-lokalizacja poza okresem o promieniu d) macierzą wag przestrzennych (Anselin 1988, cytowany w: [5]). Różnice w przytoczonych wzorach polegają na uwzględnianiu (w przypadku statystyki G_i^*) lub nie, wartości x_i obserwacji w i -tej lokalizacji w ocenie skupień podobnych wartości.

Wykonanie analiz poprzedzono dobraniem krytycznej odległości. Wartość krytycznej odległości (maksymalnego dystansu) przy spełnionym warunku posiadania sąsiadów przez każdy punkt z analizowanego zbioru wyniosła 70 m.



Rys. 4. Wizualizacja klastrów i przestrzennych rozproszeń dla wybranych fragmentów zbioru danych [10]

Fig. 4. Visualization of clusters and outliers for selected parts of the data set [10]

Wyniki autokorelacji lokalnej hot spot przedstawione na rysunku (rys 5).

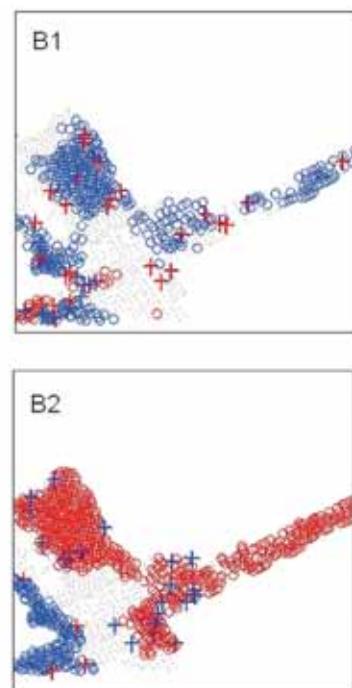
Statystyka hot spot pozwala na identyfikację skupień o wysokich (kolor czerwony na rysunku) oraz niskich (kolor niebieski) wartościach badanego parametru. Jeżeli przyjmujemy założenie, że istnieje ujemna korelacja między miąższością a średnią koncentracją miedzi, to należy przypuszczać, że wysokie wartości miąższości łupka będą skojarzone z niskimi wartościami koncentracji miedzi w tej warstwie i odwrotnie.

Na rysunku 6 widać, że w analizowanych obszarach złożowych (A i B), w miejscach występowania gorących punktów dla średniej koncentracji miedzi, wartości dla miąższości grupują się w skupienia określone mianem zimnych punktów. Istnieją również miejsca, w których dla obu atrybutów skupienia przyjmują niskie wartości statystyki G_i^* . Jest to spowodowane brakiem warstwy łupkowej w tej lokalizacji.

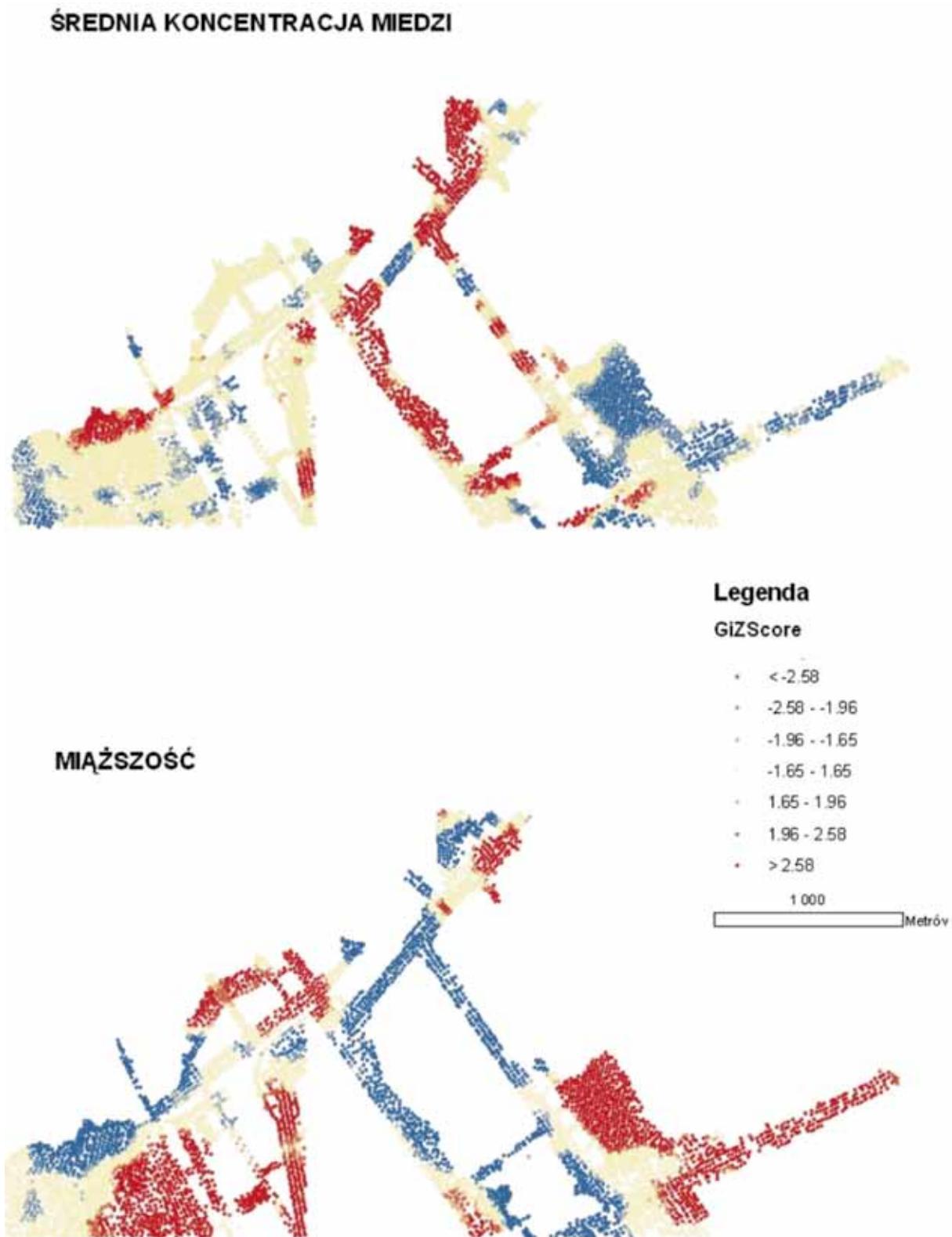
3.2. Korelacja pomiędzy miąższością łupka a koncentracją w nim miedzi - podsumowanie

Mając na celu sprecyzowanie obserwacji dotyczących lokalizacji klastrów, gdzie wysoka wartość miąższości łupka odpowiada niskiej wartości średniej koncentracji miedzi w warstwie i odwrotnie, dokonano selekcji. Reguły selekcji ustalonego następujące:

- a) wybierz punkty, dla których wartość G_z dla miąższości jest większa od 2 i jednocześnie wartość ta dla średniej koncentracji miedzi jest mniejsza od -2, jak również punkty, dla których G_z dla miąższości jest mniejsze od -2 i jednocześnie większe od 2 dla średniej koncentracji Cu (analiza hot-spot)
- b) wybierz punkty, w których dla miąższości łupka stwierdzono istnienie klastrów high-high (HH) i jednocześnie klastrów low-low (LL) dla średniej koncentracji miedzi

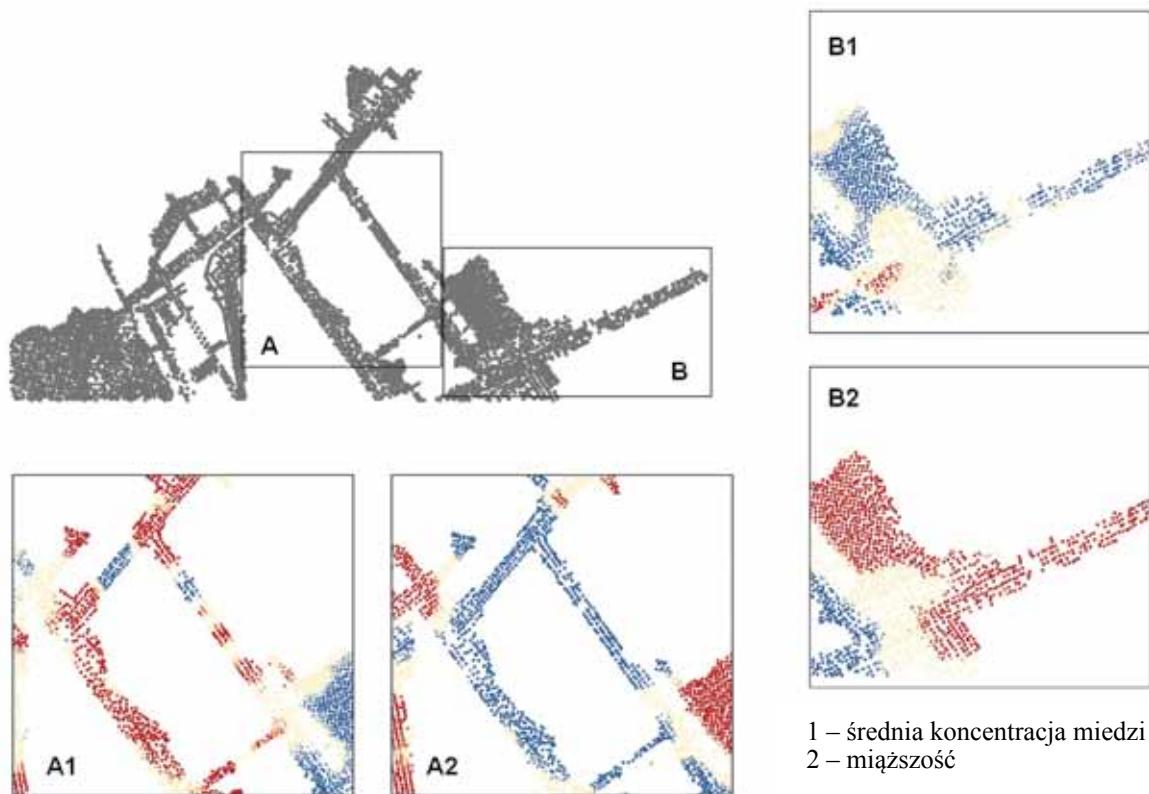


1 - średnia koncentracja miedzi
2 - miąższość



Rys. 5. Analiza G_i^* (hot spot) dla dwóch zmiennych: średnia koncentracja miedzi oraz miąższość łupka w złożu miedzi [10]

Fig. 5. G_i^* analysis (hot spot) for two variables: the average copper concentration and thickness of the shale in the bed of copper [10]



Rys. 6. Analiza Gi* - wybrane fragmenty analizowanego obszaru [10]

Fig. 6. Gi* analysis - selected parts of the study area [10]

oraz punkty, gdy wartości mającości grupują się w klastry low-low, a średniej koncentracji miedzi w klastry high-high (lokalna analiza Morana)

- c) wybierz punkty, którym przypisano istnienie przestrzennych odchyleń (zróżnicowań) o wartościach high-low (HL) dla mającości i jednocześnie low-high (LH) dla średniej koncentracji Cu oraz high-low dla średniej koncentracji i low-high dla mającości łupka.

Wyniki selekcji, według powyższych reguł, przedstawia schemat lokalizacji punktów oznaczony jako A na rys. 7. Stwierdzono występowanie punktów spełniających warunek „a” w liczbie 1720, warunek „b” w liczbie 909, warunek „c” w liczbie 4 (ogółem punktów poddanych analizom było 5621). Na podstawie pierwszej analizy stwierdzono, że ok. 30% punktów o pomierzonych wartościach parametrów i o zdefiniowanej lokalizacji XY wykazuje zależność wskazującą na istnienie korelacji pomiędzy mającością a średnią koncentracją miedzi.

Jedynie w przypadku, gdy większość punktów spełniały wymienioną zależność można jednoznacznie stwierdzić, że istnieje korelacja pomiędzy dwoma parametrami na analizowanym obszarze. W omawianym przypadku konieczna jest ocena dodatniej korelacji (wraz ze wzrostem mającości rośnie średnia koncentracja miedzi). W tym celu przeprowadzono selekcję analogiczną do poprzedniej, przy czym z wysokimi wartościami jednego parametru współwystępować musiały wysokie wartości drugiego, a z niskimi niskie wartości. Jej wyniki ilustruje rys. 7 B.

Stwierdzono występowanie punktów spełniających warunki:

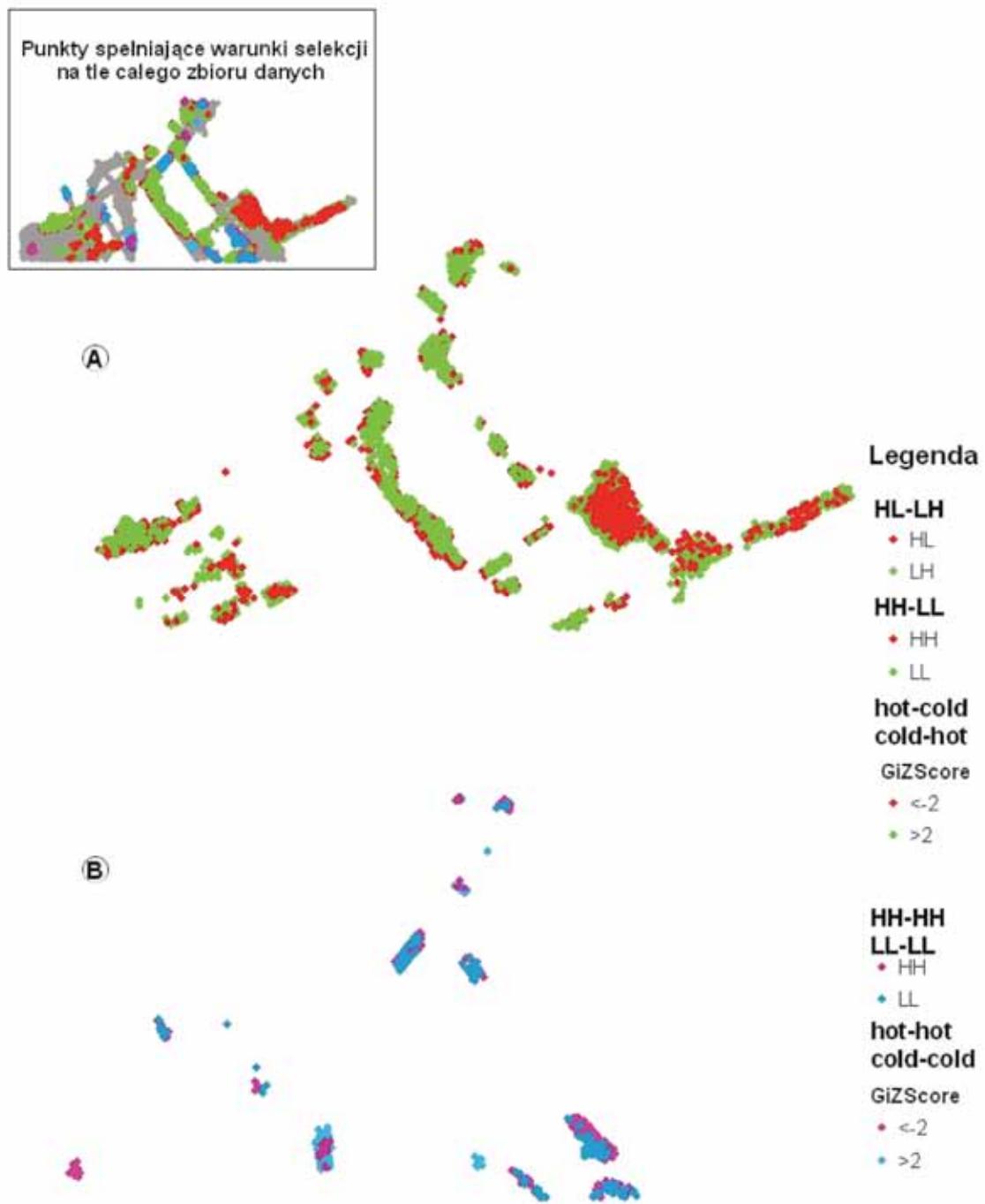
- hot-hot/cold-cold – 378 punktów
- HH-HH/LL-LL – 189 punktów
- HL-HL/LH-LH nie stwierdzono.

Liczba punktów świadczących o występowaniu korelacji ujemnej pomiędzy analizowanymi parametrami jest ponad 4,5 razy większa od liczby punktów identyfikujących korelację dodatnią w przypadku analiz hot spot, a 4,8 razy większa w przypadku analizy Morana.

4. Podsumowanie

Po przeprowadzeniu analiz przestrzennych i ocenie wyników statystyk globalnych w kontekście budowy geologicznej złoża LGOM stwierdzono, że:

- Wysoka wartość współczynnika I Morana w przypadku mającości warstwy łupkowej (0,75 dla odległości 30 m, co świadczy o autokorelacji) jest spowodowana stopniowymi zmianami wartości tego parametru (następują one w sposób ciągły), wpływa na to wydmowa budowa niżej położonych piaskowców.
- Współczynnik I Morana dla średniej koncentracji miedzi wskazuje na istnienie skupisk wartości parametru. Niższa wartość statystyki (w porównaniu ze statystykami dla mającości warstwy) sugeruje, iż parametr podlega częstszym zmianom, wpłynęło na to zapewne istnienie kilku źródeł mineralizacji złoża oraz nierównomierne rozmieszczenie struktur tektonicznych doprowadzających roztwory z podłożem [1,12]. Na tworzenie się złoża w obecnej postaci składał się szereg procesów (sedimentacja, diageneza, epigeneza), co również wpłynęło na zróżnicowanie koncentracji miedzi względem lokalizacji (m.in. [11, 12, 13, 14], przegląd poglądów w pracy [9]).
- Zidentyfikowanie obszarów przy zastosowaniu statystyk lokalnych (Morana, HOT SPOT) wykazujących ujemną korelację parametrów, można tłumaczyć:



Rys. 7. Wizualizacja rozkładu skupisk (klastrów) o wysokich (hot) i niskich (cold) wartościach [10]
 Fig. 7. Visualization of the distribution of clusters with high (hot) and low (cold) values [10]

- występowaniem spękań doprowadzających metale z podłożem w miejscach wysokiej koncentracji miedzi, co związane jest z elewacjami powstałymi wskutek wypiętrzania [12],
- teorią, iż lupek przyjmuje funkcję „ekranu” dla roztworów metalonośnych, tzn. im cieńsza warstwa łupków, tym większa w nich zawartość Cu [6], o słabej przepuszczalności łupku wspomina również Piestrzyński [13] przy omawianiu modelu genetycznego złoża rud miedzi, przypisując warstwie tej właściwości izolującą.

Jednoznaczne ustosunkowanie się do przedstawionych poglądów jest utrudnione ze względu na wielkość analizowanego obszaru. Tylko w przypadku większej liczby danych taką interpretację byłaby możliwa. Obszary, gdzie ujemna korelacja

analizowanych parametrów nie została zaobserwowana, jak również te, w obrębie których stwierdzono istnienie zależności odwrotnej skłaniają do podjęcia dalszych badań.

Literatura

1. Bogacz W.: Metalliferous deposits: Tectogenesis and mineralisation control, w: Mineral Deposits at the Beginning of the 21st Century: Proceedings of the Joint 6th Biennial SGA-SEG Meeting, red. A. Piestrzyński i in., Krakow, 26-29 August 2001, 7-13.
2. Getis A.. Ord J. K.: The analysis of spatial association by use of distance statistics, „Geographical Analysis” 1992, Vol. 24, No. 3.

-
3. *Janc K.*: Zjawisko autokorelacji przestrzennej na przykładzie statystyki I Morana oraz lokalnych wskaźników zależności przestrzennej (LISA) – wybrane zagadnienia metodyczne, w: Komornicki T., Podgórski Z. (red.), *Idee i praktyczny uniwersalizm geografii*, Dokumentacja Geograficzna, nr 33, IGiPZ PAN, Warszawa, 2006, 76-83.
 4. *Kopczewska K.*: *Ekonometria i statystyka przestrzenna z wykorzystaniem programu R CRAN*, CeDeWu, Warszawa 2011, s.161.
 5. *Kossowski T.*: Teoretyczne aspekty modelowania przestrzennego w badaniach regionalnych, w: *Praktyczne aspekty badań regionalnych -varia*, vol. III, pod. red. P. Churskiego, Biuletyn Instytutu Geografii Społeczno - Ekonomicznej i Gospodarki Przestrzennej Uniwersytetu im. Adama Mickiewicza w Poznaniu, Seria Rozwój Regionalny i Polityka Regionalna nr 12, Bogucki Wydawnictwo Naukowe, Poznań 2010.
 6. *Kotlarczyk J., Nieć M., Namysłowska-Wilczyńska B.*: Model zmienności złoża rud miedzi Lubin-Polkowice i problemy jego genezy, PAN Oddział w Krakowie, Prace Geologiczne 123, Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1981.
 7. *Longley P.A., Goodchild M.F., Maguire D.J., Rhind W (red. nauk. A. Magnuszewski).*: *GIS: teoria i praktyka*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2006, s. 519.
 8. *Oszczepalski S.*: Paleogeografia obszaru złożowego monokliny przed-sudeckiej, Monografia KGHM Polska Miedź S.A., 1996, str. 126-131.
 9. *Pactwa K.*: Geomorfologiczne i geochemiczne uwarunkowania mineralizacji złoża LGOM, „*Przegląd Górnictwy*” 2012a, nr 3, s. 158-163.
 10. *Pactwa K.*: Statystyczny opis koncentracji miedzi w złożu w wybranym rejonie LGOM, praca doktorska, Politechnika Wrocławskiego, Wrocław 2012b, s.114.
 11. *Piestrzyński A.*, Geneza złoża, w: *Monografia KGHM Polska Miedź S.A.*, 1996.
 12. *Piestrzyński A.*: Historyczny rozwój poglądów na genezę złoża rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej – dyskusja, Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego, 2007a, 423: 69-76.
 13. *Piestrzyński A.*: Geneza złoża, w: *Monografia KGHM Polska Miedź S.A.*, Lubin, 2007b, 228-244.
 14. *Speczik St.*: The Kupferschiefer mineralization of Central Europe: New aspects and major areas of future research, *Ore Geology Reviews* 9 (1995), 411-426.
 15. *Suchecki B. (red. naukowa).*: *Ekonometria przestrzenna. Metody i modele analizy danych przestrzennych*, Wydawnictwo C.H. BESK, Warszawa 2010, s. 360.
 16. *Wong D. W.S., Lee J.*: *Statistical analysis of geographic information with ArcView GIS and ArcGIS*, John Wiley & Sons, Inc., 2005.
 17. *Zhang Ch., Luo L., Xu W., Ledwith V.*: Use of local Moran's I and GIS to identify pollution hotspots of Pb in urban soils of Galway, Ireland, „*Science of the total environment*” 2008, 398, 212-221.



Zastosowanie technologii „slickwater” w zabiegach hydraulicznego szczelinowania w łupkach

Application of slickwater technology in hydraulic fracturing treatments of shale gas reservoirs

Dr inż. Marek Czupski^{*)}

Treść: W zabiegach hydraulicznego szczelinowania formacji łupkowych wykorzystywanych jest wiele rodzajów płynów szczelinujących. Najczęściej wykorzystuje się w nich ciecze o nazwie „slickwater”, dla których uzyskuje się duże efektywności wykonanych zabiegów, mierzone między innymi poprzez parametr stymulowanej objętości złoża (SRV – „Stimulation Reservoir Volume”). W artykule przedstawiono zalety użycia tego typu płynów zabiegowych, jak również pewne niedogodności związane z ich zastosowaniem. Opisano również skład chemiczny takich cieczy, oraz mechanizm transportu w nich materiałów podsadzkowych.

Abstract: The treatments of hydraulic fracturing of shale gas reservoirs uses many different types of fracturing fluids. However, most often they are slickwater liquids, very effective in the treatments. The effectiveness is measured, among the others, by the SRV (Stimulation Reservoir Volume) parameter. This paper presents the advantages and disadvantages of using this type of fluids. Also the chemical composition of those fluids and the mechanism of transport of backfill inside them was described.

Słowa kluczowe:

hydrauliczne szczelinowanie, płyny szczelinujące, technologia, formacje łupkowe

Key words:

hydraulic fracturing, fracturing fluids, technology, shale gas reservoirs

1. Wprowadzenie

W obecnym czasie na znaczeniu zyskują niekonwencjonalne złoża węglowodorów, których eksploatacja może być opłacalna ekonomicznie jedynie po wykonaniu wielu zabiegów stymulacji wydobycia. Zabiegi tego typu w łupkach przeprowadza się najczęściej z użyciem cieczy opartych na roztworach o małych stężeniach polimerów bez użycia sieciownika (w odróżnieniu od zabiegów w złożach konwencjonalnych), wykorzystując technologię o nazwie „slickwater fracturing”. Jest to zabieg, podczas którego stosuje się duże ilości wody w celu utworzenia odpowiedniej geometrii szczeliny i jej przewodności, tak aby uzyskać opłacalną ekonomicznie produkcję ze złoża o małej przepuszczalności i dużej miąższości. Nazwa technologii pochodzi stąd, że płynem szczelinującym jest tutaj woda, z bardzo małym dodatkiem środków chemicznych, w tym przede wszystkim poliakryloamidu lub naturalnego polimeru liniowego.

2. Płyny stosowane w zabiegach hydraulicznego szczelinowania formacji łupkowych

W złożach niekonwencjonalnych stosowane są różne rodzaje płynów szczelinujących, takie jak [2]: sprężony

azot [1], ciekły azot [8], gaz plynny (LPG) [16], ciekły dwutlenek węgla (CO_2) [18], piany [1], płyny szczelinujące na bazie środków powierzchniowo czynnych (VES Fluids – Viscoelastic Surfactant Fluids) [15], płyny reaktywne (SRF - Shale Reactive Fluids) [7], roztwory polimerów liniowych czy sieciowane roztwory polimerów powszechnie stosowane w złożach konwencjonalnych. Jednak w zabiegach szczelinowania w formacjach łupkowych zdecydowanie najczęściej używanymi płynami są tzw. „slickwater”. W porównaniu do konwencjonalnych sieciowanych cieczy szczelinujących „slickwater” charakteryzują się nadzwyczaj małą lepkością, dlatego też wykazują bardzo słabe właściwości nośnikowe i muszą być zataczane z dużą wydajnością nawet do $16 \text{ m}^3/\text{min}$. Natomiast mają inne ważne podczas szczelinowania formacji łupkowych zalety, do których można zaliczyć [5]:

- Potencjalnie małe uszkodzenie przepuszczalności tworzonego podczas zabiegu systemu szczelin, wynikające ze stosowania dużo mniejszych koncentracji polimerów w stosunku do konwencjonalnych płynów szczelinujących.
- Względnie niskie koszty cieczy – związane jest to z mniejszymi niż w przypadku konwencjonalnych płynów ilościami środków chemicznych niezbędnymi do ich przygotowania. Plyn ten może być również po oczyszczeniu powtórnie użyty. Na terenach, gdzie nie ma problemów z dostępem do wody całkowite koszty zabiegu z udziałem „slickwater” są zawsze mniejsze w porównaniu do zabiegu wykonanego konwencjonalną cieczą. Z kolei na obszarach o ograniczonym dostępie do wody korzyści te zmniejszają

^{*)} Instytut Nafty i Gazu o/Krosno

się i zabiegi wykorzystujące technologię „slickwater” często stają się nieopłacalne.

- Bardziej złożona geometria szczelin niż dla konwencjonalnych sieciowanych płynów szczelinujących ze względu na mniejsze lepkości płynu i większe wydajności tłoczenia. Dla niektórych łupków wykazano, że dzięki zastosowaniu technologii „slickwater” osiągnięto większe wartości stymulowanej objętości złoża (SRV - „Stimulation Reservoir Volume”) i związaną również z tym większą produkcję po zabiegach. Należy tutaj zaznaczyć, że podczas szczelinowania w formacjach łupkowych mamy do czynienia ze złożonością tworzonych szczelin lub siecią szczelin, która występuje wskutek połączenia głównych szczelin o dużej przewodności i ogromnych obszarów kontaktu utworzonych poprzez otwarcie i stabilizację naturalnych szczelin. Cipolla [3] naszkicował schematy kilku modeli szczelin i opisał w uporządkowany sposób kompleks lub system sieci szczelin (rys. 1).
- Możliwość powtórnego użycia cieczy po jej oczyszczeniu związana z tym, że „slickwater” jest dużo mniej złożonym chemicznie systemem niż płyny sieciowane, co jest szczególnie ważne na terenach z ograniczonym dostępem do wody.

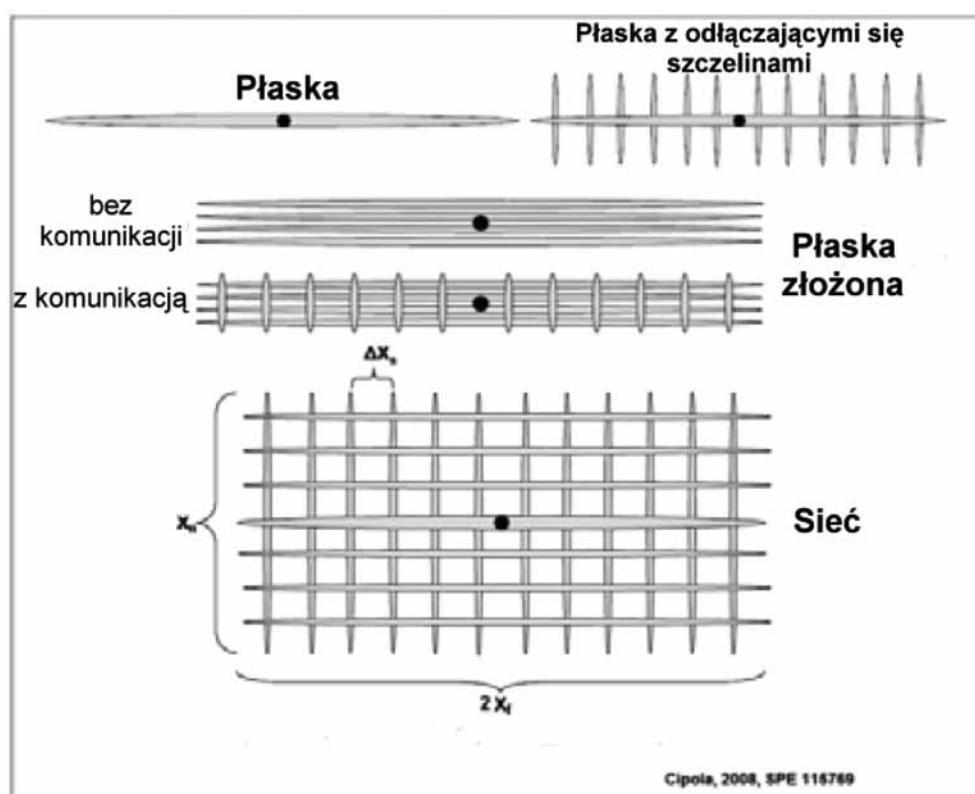
Istnieją jednak również pewne niedogodności związane ze stosowaniem tej technologii, takie jak:

- Mała zdolność do zawieszenia i transportowania materiału podsadzkowego spowodowana niską lepkością płynu. Prowadzi to nie tylko do trudności w poprzecznym ułożeniu podsadzki w szczelinie (podsadzeniu szczeliny), ale również problemów z pionowym pokryciem podsadzki w poprzek strefy produkcyjnej. Jest to szczególnie trudne, gdy stymulowane są interwały o dużej miąższości.
- Duże objętości wody (tysiące m³) używane do zabiegów przy zastosowaniu tej technologii – związane jest to

z potrzebą zatłoczenia sporej masy podsadzki przy jej małej koncentracji w płynie (średnia koncentracja podsadzki wynosi poniżej 120 kg/m³, a maksymalna nie przekracza zazwyczaj 359 kg/m³).

- Uzyskiwane są mniejsze rozwartości szczelin niż w przypadku stosowania sieciowanych cieczy szczelinujących – ze względu na niższe lepkości cieczy występują problemy z zastosowaniem w nich wyższych koncentracji i większych granulacji podsadzek.

Technologia „slickwater” może nie być więc odpowiednia dla wszystkich rodzajów formacji łupkowych, a decyzja o jej zastosowaniu zależy od: powierzchni kontaktu ze skałą łupkową, potrzeb podsadzenia systemu szczelin i osiąganych wyników produkcji. Podczas zabiegów szczelinowania przy użyciu „slickwater” może dochodzić do utworzenia szczelin, mikropęknięć, otwarcia naturalnych szczelin w łupkach, co prowadzi do utworzenia bardzo dużej powierzchni kontaktu, ale z kolei małe koncentracje podsadzki i szybka jej sedymentacja jest przyczyną powstawania szczelin o ograniczonej przewodności [11]. Zmniejszenie komplikacji związanych z transportem materiałów podsadzkowych można osiągnąć poprzez zastosowanie zabiegów hybrydowych [9]. Podczas tego typu zabiegów główną ciecz szczelinującą stanowi „slickwater”, ale tłoczone są również partie roztworu polimeru liniowego czy sieciowanego płynu. Pozwala to na np. dwukrotne zwiększenie średniej koncentracji podsadzki w zatłoczonym płynie. Oprócz tego mogą być zastosowane partie materiału podsadzkowego o większej granulacji, charakteryzujące się większą przepuszczalnością, co z kolei wpływa na zwiększenie późniejszej produkcji. Skuteczność takiej technologii potwierdzono np. na podstawie zabiegów hydraulicznego szczelinowania wykonanych na złożu gazu zamkniętego („tight sand”) Cotton Valley – Taylor Sand w południowym Teksasie [9] czy na złożu Barnett Shale [4].



Rys. 1. Teoretyczne przedstawienie systemów złożoności szczelin z uwzględnieniem głównych i drugorzędnych szczelin [3]

Fig. 1. Theoretical depiction of fracture complexity systems with major and minor fractures [3]

3. Skład płynów typu slickwater

Podczas wyboru dodatków do płynu szczelinującego należy wziąć pod uwagę [10]:

- spodziewaną wydajność i ciśnienia podczas tłoczenia płynu,
- zawartość procentową ilów w skale złożowej,
- potencjalną możliwość tworzenia się cząstek, zarówno krzemianowych, jak i organicznych,
- rozpuszczalność skały w kwasie,
- aktywność mikrobiologiczną,
- potencjalną możliwość tworzenia się osadów nieorganicznych,
- problemy z odbiorem zatłoczzonego płynu.

Dlatego w skład płynów „slickwater” mogą wchodzić różne rodzaje dodatków [10].

3.1. Środki redukujące opory przepływu

Najczęściej stosowane w tym celu dodatki są oparte na poliakryloamidach stosowanych zwykle w koncentracji od 0,25 do 1 dm³ środka na 1 m³ wody. Używane są trzy rodzaje poliakryloamidów o charakterze: anionowym, kationowym i niejonowym. Są one stabilne termicznie do 204°C i ulegają szybkiemu rozkładowi powyżej 288°C. Przy doborze środka redukującego opory przepływu należy zwrócić szczególną uwagę na jego działanie w wodzie, na bazie której jest przygotowywany, tj. w jaki sposób wpływa na niego np. jej zasolenie, stężenie jonów jedno- i dwuwartościowych, zastosowanie wody „świeżej” czy też już wcześniej użytej do zabiegu. Czasami używa się również roztworów naturalnych polimerów, takich jak guar i jego pochodne czy hydroksyetyloceluloza (HEC) w koncentracji 0,6 – 1,2 kg/m³. Środki redukujące opory przepływu pomimo zastosowania ich w bardzo małych stężeniach mogą być przyczyną uszkodzenia przepuszczalności formacji (jest to związane z dużymi ilościami płynu wtaczanymi w złożo, a więc i dużą sumaryczną ilością polimeru), dlatego mogą czasami wymagać zastosowania „łamaczy”. W tym celu stosowane są zwykle dodatki o opóźnionym działaniu, które powodują rozkład środka redukującego opory przepływu dopiero za perforacją, co zmniejsza uszkodzenie formacji i pomaga w odbiorze płynu po zakończonym zabiegu.

3.2. Środki bakteriobójcze (biocydy)

Stosowane są w celu zapobiegania rozwojowi bakterii, które mogą zmieniać właściwości fizyczne płynów np. lepkość w wyniku degradacji polimerów. Proces ten może być spowodowany również przez wolne rodniki tlenu. Dlatego potencjalnie istnieje problem kompatybilności pomiędzy zmiataczami reaktywnych form tlenu a środkami bakteriobójczymi, a także innymi dodatkami chemicznymi, takimi jak: inhibitory korozji czy inhibitory wytrącania się osadów nieorganicznych. Środki bakteriobójcze powinny charakteryzować się ponadto bezpieczeństwem ich stosowania, efektywnością ekonomiczną i łatwością operowania nimi. Wprowadzenie bakterii do złożo może stwarzać inne problemy obejmujące np. wytwarzanie kwasu (APB - bakterie produkujące kwasy), redukowanie siarczanów (SRB – bakterie redukujące siarczany) oraz produkowanie dwutlenku węgla i tlenu. Zwykle jako biocydy stosuje się czwartorzędowe związki amoniowe, aldehyd glutarowy i siarczan tetrakis-hydroksymetylofosfoniowy (THPS). Bakterie mogą być również usuwane przy zastosowaniu promieniowania UV.

3.3. Inhibitory wytrącania się osadów nieorganicznych

Podczas szczelinowania formacji łupkowych woda powoduje rozpuszczanie z nich różnych minerałów, które w odpowiednich warunkach mogą ulegać wytrącaniu. Zjawisko to niekorzystnie wpływa na przyszłą produkcję odwiertu po wykonanym zabiegu. Przyczyną tego typu problemów mogą być duże stężenia siarczanu wapnia, węglanu wapnia oraz siarczanu baru w warunkach wysokiego ciśnienia i niskiej temperatury. Sprzyja temu również użycie do szczelinowania części wody już raz użytej do zabiegu. Czasami płyn odebrane po poprzednim zabiegu musi być wielokrotnie rozcieńczony aby uzyskać pożąданie stężenia soli. Najczęściej stosowanymi inhibitorami wytrącania się osadów nieorganicznych są estry kwasów fosfonowych o charakterze anionowym. Użycie tego typu związków może być przyczyną problemów z kompatybilnością, z niektórymi dodatkami, takimi jak środki redukujące opory przepływu i stabilizatory ilów. Komplikacjom tym można zapobiec poprzez poddanie estrów kwasów fosfonowych reakcji z chlorkiem wapnia, dzięki czemu stają się one nierożpuszczalne w wodzie w warunkach powierzchniowych i w tej postaci są tłoczone do złożo razem z podsadzką, gdzie może następować ich powolne uwalnianie.

3.4. Stabilizatory mineralów ilastych

Bardzo często stosuje się w tym celu 2-procentowy roztwór KCl, na bazie którego sporządza się płyn szczelinujący, jednak jak wykazały badania laboratoryjne [14] ma to marginalny wpływ na pęcznienie ilów. Znacznie lepsze rezultaty osiągano dla 4-procentowego roztworu KCl, z tym że wtedy również znacznie rosły koszty sporządzenia płynu. Poza tym KCl ma jedynie znikomy wpływ na migrację mineralów ilastych w systemie szczelin i wypełnienia podsadzkowego. Dlatego w tym celu w skład płynów do szczelinowania skał łupkowych włącza się stabilizatory ilów oparte na polimerach. Zazwyczaj mają one mniejszą masę cząsteczkową niż środki redukujące opory przepływu, dlatego łatwiej mogą penetrować w matrycę skalną, skutecznie zapobiegając temu niekorzystnemu zjawisku, które może być przyczyną ograniczenia produkcji z odwiertu.

3.5. Środki powierzchniowo czynne

Głównym ich zadaniem podczas zabiegów w złożach łupkowych jest obniżenie napięcia powierzchniowego oraz wzrost kąta zwilżania pozwalający na obniżenie ciśnień kapilarnych. Zbyt wysokie ich wartości są przyczyną dużego nasycenia wodą w pobliżu powstałego systemu szczelin, jak i wewnątrz nich, co ma negatywny wpływ na względną przepuszczalność skał zbiornikowych i szczelin dla gazu. Powoduje to znaczne zakłócenie przepływu gazu do systemu szczelin i wewnątrz nich, a następnie do odwiertu. Wysokie nasycenie wodą jest przyczyną dłuższego czasu oczyszczania odwiertu i słabej jego wydajności. W celu zapobiegania temu zjawisku w skład płynów szczelinujących włączane są różnego rodzaju środki powierzchniowo czynne, takie jak alkohole etoksylowane. Od kilku lat z powodzeniem stosowane są na świecie mikroemulsje. Są to termodynamicznie stabilne mieszaniny środka powierzchniowo czynnego, rozpuszczalnika/ropy/współrozpuszczalnika i wody, które występują jako jedna faza, która jest optycznie przejrzysta [14]. System rozpuszczalnik / woda / środek powierzchniowo czynny tworzy wielopłaszczyznowe struktury określone jako struktury Voronoi, w których krawędzie wielościanów zbudowane są ze środka powierzchniowo czynnego, natomiast

plaszczynny zawierają ropę i wodę. Taki system powstaje, gdy mikroemulsja jest dyspergowana w płynie zabiegowym. Dzięki temu minimalizowane jest napięcie międzyfazowe pomiędzy załączanym płynem a skałą złożową, co pozwala na przezwyciężenie sił kapilarnych powodujących uwieźnięcie gazu w skale. Umożliwia to przepływ gazu przez szczelinę do odwietru. Dodatkowo mikroemulsje, tworząc miclele, mają tendencję do łączenia się z polimerem wchodząącym w skład płynu zabiegowego, tworząc odksamtałcalną barierę o małej przepuszczalności na ścianach szczeliny we wczesnej fazie penetracji płynu, co powoduje zmniejszenie dalszej inwazji płynu w formację skalną. Efektywność mikroemulsji jako dodatków do płynów szczelinujących została potwierdzona również w praktyce na złożu Barnett Shale w Teksasie [14]. Złożo to charakteryzuje się porowatością skał rzędu 3-6% (w interwale produkcyjnym) i przepuszczalnością matrycy rzędu 10^{-21}m^2 (nanodarcy). Na podstawie kilkudziesięciu szczelinowań wykonanych na tym złożu cieczami z dodatkiem konwencjonalnego SPCz lub też mikroemulsji stwierdzono, że dla tych drugich odbiór cieczy po zabiegach i wydobycie gazu było o około 50% większe niż dla tych pierwszych. Wynika to również z tego, że mikroemulsje mają dużo niższą tendencję do adsorbowania się na powierzchni skały złożowej w porównaniu do konwencjonalnych środków powierzchniowo czynnych, dzięki czemu mogą głębiej penetrować w formację razem z cieczą zabiegową [13].

3.6. Powtórne użycie wody

Innym zagadnieniem bardzo ważnym w przypadku hydraulicznego szczelinowania w łupkach jest powtórne użycie wody po wcześniejszych zabiegach, gdyż bardzo często wy-

stępują problemy z pozyskaniem dużych ilości wody z sieci komunalnej. Woda do zabiegów szczelinowania w łupkach może pochodzić z trzech głównych źródeł obejmujących:

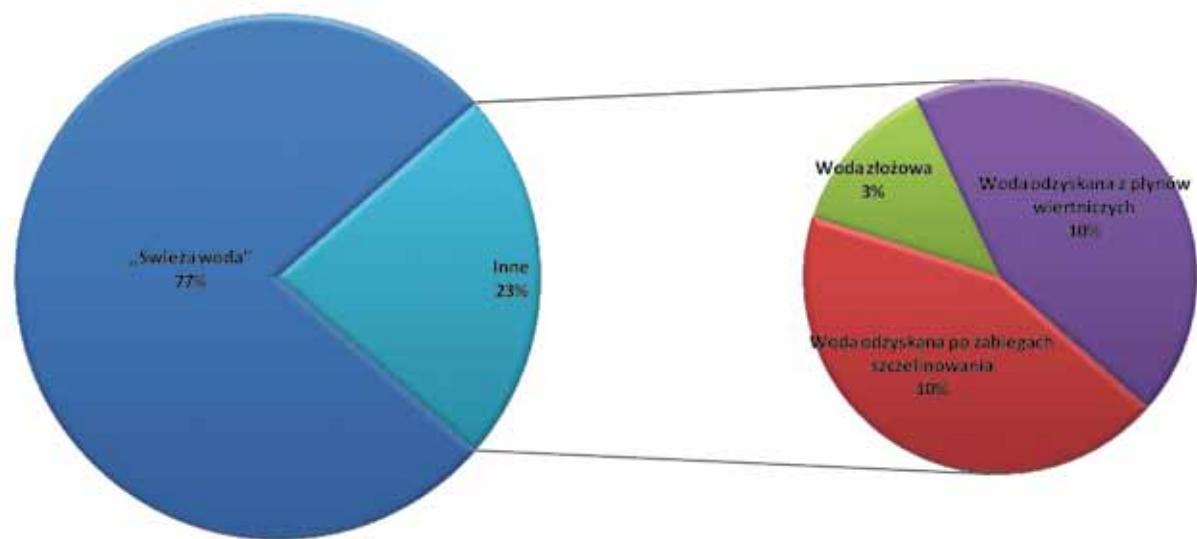
- wody powierzchniowe (strumienie, rzeki, jeziora),
- wodę z sieci komunalnej,
- wodę pochodzącą z odbioru cieczy po zabiegach, wodę złożową, wodę odzyskaną z płynów wiertniczych.

Na rysunku 2 przedstawiono udział poszczególnych źródeł wody w ogólnym jej zużyciu podczas zabiegów hydraulicznego szczelinowania na złożu Marcellus w 2010 roku [17]

Powtórne użycie wody po jej oczyszczeniu przynosi korzyści zarówno finansowe, jak i sprzyja ochronie środowiska naturalnego. Wody powierzchniowe mogą zawierać ilę, piasek/muł, żelazo, siarczany i bakterie [10]. Z kolei w skład wód złożowych i wód pochodzących z odebranych płynów zabiegowych mogą wchodzić zanieczyszczenia takie jak:

- żelazo,
- wapń,
- bar,
- stront,
- siarczany,
- organiczne ciała stałe,
- rozpuszczalne węglowodory,
- polimery i żele,
- ciała stałe, ilę, piasek, muł,
- sole, jedno- i dwuwartościowych metali,
- inhibitory wytrącania się osadów nieorganicznych i inhibitory korozji,
- bakterie.

Obecność wielu tych zanieczyszczeń może wpływać na działanie poszczególnych dodatków do płynów szczelinujących. Przykładowo środki powierzchniowo czynne



Rys. 2. Procentowe pochodzenie wody używanej do hydraulicznego szczelinowania złoża Marcellus w roku 2010 [17]
Fig. 2. Percentage of water used for hydraulic fracturing of Marcellus deposit in 2010 [17]

i stabilizatory ilów mogą ulegać adsorbcji na koloidalnych ciałach stałych. Obecność ciał stałych, pozostałości żelu i bakterii mogą powodować uszkodzenie przepuszczalności skały złożowej. Dlatego do oczyszczania odbieranego płynu pozabiegowego używa się następujących metod:

- utleniania do usuwania żelaza, bakterii i polimerów,
- flokulację ciał stałych (wytrącenie zawieszonych cząstek stałych i osadów),
- filtrację przez filtr 25 µm,
- dodanie inhibitora osadów nieorganicznych w celu utrzymania kompatybilności wody.

Wody po zabiegach w złożach łupkowych zwykle charakteryzują się dużą zawartością baru i strontu, które należy usunąć przed ponownym ich użyciem, a następnie rozcieńczyć poprzez dodanie „świeżej wody”. Od zakładanego końcowego stężenia soli w wodzie przygotowanej do sporządzenia kolejnego płynu zabiegowego zależy dobór odpowiedniego środka redukującego opory przepływu, ponieważ jedne z nich tolerują większe stężenia soli, z kolei inne mniejsze. Do wody poza tym musi być dodany środek bakteriobójczy lub musi być ona naświetlona promieniami ultrafioletowymi.

4. Transport materiałów podsadzkowych w płynach „slickwater”

Właściwości, które czynią „slickwater” efektywnymi, a więc niska lepkość, są również przyczyną słabych właściwości nośnikowych. Podczas tłoczenia materiału podsadzkowego do odwiertu i do generowanych szczelin na jego sedymentację wpływa kilka czynników. Pierwszym z nich jest osadzanie się pojedynczej cząstki, opisywane przez prawo Stokes'a, według którego prędkość sedymentacji cząstki w ciekłym medium opisywana jest następującym wzorem

$$v_s = \frac{g(\rho_p - \rho_f) d^2}{18\mu} \quad (1)$$

gdzie:

v_s – prędkość opadania cząstki, m/s

g – przyspieszenie ziemskie, m/s²

ρ_p – gęstość cząstki, kg/m³

ρ_f – gęstość płynu, kg/m³

d – średnica kulistej cząstki, m

μ – dynamiczna lepkość płynu, N·s/m²

Wzór ten jest spełniony dla: przepływu laminarnego, cząstek kulistych, homogenicznego materiału, gładkich powierzchni cząstek i dla założenia, że cząsteczki nie oddziaływują pomiędzy sobą. Z powyższego wzoru wynika, że prędkość opadania, a tym samym efektywność, z którym materiał podsadzkowy może być transportowany do szczelin, jest bezpośrednio związana z lepkością płynu (im jest ona wyższa, tym mniejsza prędkość opadania). Gdy lepkość płynu jest odpowiednio duża, tak jak w przypadku konwencjonalnych płynów sieciowanych, prędkość sedymentacji zbliża się do zera i można założyć tworzenie doskonałej zawesiny materiału podsadzkowego w płynie.

Bardzo ważna jest również różnica gęstości pomiędzy materiałem podsadzkowym a nośnikiem, im jest ona mniejsza, tym mniejsza prędkość osadzania. Dlatego przy bardzo małych lepkościach płynu, takich jak dla „slickwater” (poniżej 10 mPa*s) sposobem zmniejszenia prędkości sedymentacji jest użycie podsadzek o gęstościach zbliżonych do wody. Wpływ na osadzanie podsadzki ma także średnica jej ziaren, ponieważ dla ich większych wartości następuje szybsze opadanie materiału podsadzkowego. Jest to zależność wykładnicza, dlatego ma ona większy wpływ na sedymentację podsadzki niż np. jej gęstość. Również w przypadku małych koncentracji materiału podsadzkowego cząsteczki mogą gromadzić się,

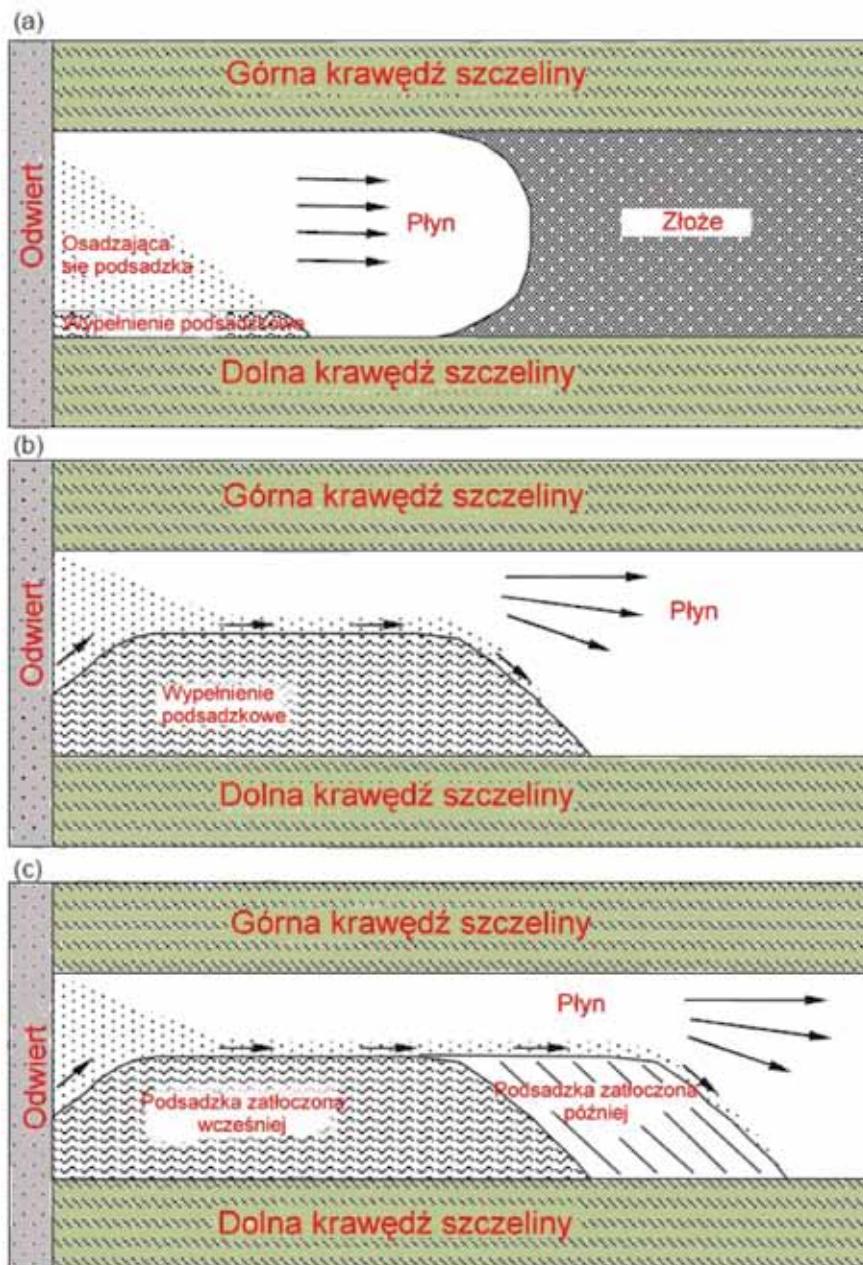
tworząc większą pozorną średnicę niż rzeczywista średnica pojedynczej cząsteczki, co przyspiesza ich opadanie. Z drugiej strony większe koncentracje podsadzki wpływają również na wzrost lepkości nośnika (płynu z zawieszoną w nim podsadzką), co z kolei opóźnia sedymentację.

Następnym ważnym parametrem kontrolującym osadzanie się materiału podsadzkowego jest szybkość tłoczenia, im wyższa, tym dłuższy czas sedymentacji. Kolejnym czynnikiem mającym wpływ na osadzanie się materiału podsadzkowego w szczelinie jest konwekcja, która jest kontrolowana poprzez różnicę gęstości (siłę wyporu) pomiędzy dwoma płynami. W przypadku gdy nośnik z podsadzką (mający większą gęstość) tłoczony jest bezpośrednio po płynie szczelinującym (pływ bez podsadzki charakteryzujący się mniejszą gęstością), to nośnik będzie miał tendencję do osiadania i wchodzenia pod lżejszy płyn, transportując podsadzkę na dół szczeliny. Dlatego podczas zabiegów unika się dużych różnic koncentracji materiału podsadzkowego w kolejnych partiach płynu, zwiększając je stopniowo, co ma wpływ na filtrację płynu i zmniejsza znaczenie konwekcji.

Kolejnym czynnikiem, który ma wpływ na transport podsadzki jest migracja. Większość płynów szczelinujących, płynąc w dół, powoduje powstanie takiego rozkładu sił na cząsteczki w nich zawieszone, że mają one tendencję do migracji i koncentrowania się w centrum kanału. Dla niskich koncentracji podsadzki może to powodować gromadzenie się nośnika o dużej koncentracji podsadzki w centrum szczeliny i powstanie jednocześnie na dnie i na szczytce szczeliny obszarów zajętych przez „czysty” płyn. Ten cięższy środek ma tendencję do opadania na dno szczeliny z większą szybkością ze względu na jego większą gęstość, związaną z obciążeniem materiałem podsadzkowym niż nośnik z bardziej rozproszoną podsadzką. Ostatecznie wpływ na osadzanie materiału podsadzkowego mają również uwarunkowania geologiczne, ponieważ badania wytworzonych szczelin wykazały, że ich ściany nie są gładkie, co zakładało do obliczeń.

Teoria osadzania się materiału podsadzkowego podczas zabiegów stymulacyjnych przy użyciu „slickwater” została opracowana już w 1958 roku przez Kerns'a. Według niej początkowo podsadzka jest transportowana przez „slickwater” dzięki dużym wydajnościom tłoczenia i warunkom przepływu burzliwego, który występuje w odwiercie. Dane eksperymentalne wykazały jednak, że podsadzka będzie wytrącała się z płynu zaraz na wejściu do szczeliny w wyniku zmniejszenia szybkości przepływu i działania siły ciężkości, tworząc tzw. „bank” w pobliżu odwiertu (rysunek 3). Podczas trwania zabiegu będzie on zwiększał swoją wysokość aż do osiągnięcia stanu równowagi, w którym cały pozostałym materiał podsadzkowy będzie bardziej efektywnie przenoszony i osadzany na tylnym końcu „bank-u”. Eksperymenty wykazały ponadto, że podsadzka wprowadzona na początku zabiegu układła się najbliżej odwiertu, z kolei podsadzka wtłoczona na końcu zabiegu będzie osadzać się na najdalszym końcu szczeliny z dala od odwiertu. To osadzanie materiału podsadzkowego w „bank'u” będzie sprzyjało również tworzeniu najwyższej możliwej koncentracji wypełnienia podsadzkowego (bed) dla rozwartości tworzonych przez „slickwater”.

Ten mechanizm układania się podsadzki ma też swoje wady, ponieważ poza główną szczeliną rozkład materiału podsadzkowego jest bardzo słaby i większość utworzonego systemu szczelin pozostaje niepodsadzona. Z kolei znaczna część produkcji złóż pochodzi z podsadzonych szczelin. W celu zmniejszenia szybkości sedymentacji stosuje się zazwyczaj materiały podsadzkowe o mniejszych rozmiarach np. 400/210 µm (40/70 mesh) czy nawet 297/105 µm (50/140 mesh) [12]. Przy mniejszych średnicach materiał podsadzki wy ulega wolniejszej sedymentacji, dlatego też większa jest



Rys. 3. Układanie podsadzki podczas zabiegu Slickwater Fracturing [16] [5]
Fig. 3. Backfilling during Slickwater Fracturing [16] [5]

również podsadzona objętość wewnętrz utworzonego systemu szczelin, skutecznie zwiększaając stymulowaną objętość złoża (SRV). Z drugiej jednak strony mniejsze średnice podsadzki redukują przewodność szczeliny, co ma niekorzystny wpływ na oczyszczenie i wydajność odwiercie po zabiegu. Ta ostatnia może być dalej poprawiona poprzez użycie podsadzek o większej średnicy charakteryzujących się większą przewodnością, które mogą być transportowane równie łatwo, jak podsadzki o mniejszej średnicy, dzięki czemu w podobny sposób następuje wzrost parametru SRV. W tym celu stosowane są np. ultralekkie materiały podsadzkowe, których gęstość względna odniesiona do wody wynosi 1,05, co pozwala im praktycznie unosić się na jej powierzchni [1]. Jest to prawie idealnie kulista podsadzka o gładkiej powierzchni. Jednak tego typu materiał podsadzkowy jest bardzo drogi i w związku z tym koszty zabiegu mogą być znacznie podwyższone. Innym sposobem poprawy przenoszenia podsadzki jest

zastosowanie tzw. modyfikatora transportu podsadzki (PTM), który jest dodatkiem do płynu „slickwater” [12]. Użycie tego środka powoduje utworzenie warstwy mikropęcherzyków dookoła każdego ziarna podsadzki. Zmienia to wyporność podsadzki, pozwalając na jej transport w sposób podobny jak w płynie o dużej lepkości czy podezas przepływu burzliwego. Modyfikacja wyporności powoduje również zmianę w metodzie transportu z „bank u”, charakterystycznego dla „slickwater” na bardziej równomierne ułożenie, zblizone do uzyskiwanych przy zastosowaniu konwencjonalnych płynów szczelinujących

5. Podsumowanie

W zabiegach szczelinowania w łupkach stosowane są najczęściej płyny „slickwater”, które, jak wskazuje ich nazwa,

charakteryzują się bardzo małą lepkością. Natomiast, w warunkach dynamicznych wykazują znaczącą lepkość pozorną i powiązaną z nią zdolność do transportowania materiału podsadzkowego. Dzięki ich właściwościom, które wpływają na obniżenie oporów przepływu, można je tłoczyć z dużymi wydajnościami przez rury na dno odwierturna. Jednak ich zdolności nośnikowe gwałtownie maleją, gdy ruch płynu zwalnia. Z kolei na dnie odwierturna pożądana jest jak największa szybkość tłoczenia w celu efektywnego przenoszenia energii w postaci ciśnienia hydraulicznego do formacji, a tym samym maksymalizowania stopnia złożoności tworzonego systemu szczelin. Każda strata ciśnienia z powodu oporów przepływu w rurach powoduje zmniejszenie szybkości tłoczenia na dnie odwierturna i wielkości ciśnienia netto (różnica pomiędzy ciśnieniem propagacji, a ciśnieniem zamknięcia szczeliny), które oddziaływało na formację złożową. Dodatkowo płyny o małej lepkości, takie jak „slickwater”, są zdolne do filtracji do naturalnych szczelin wewnętrz złoża, tworząc wewnętrznych ciśnienie i powodując ich propagację, a w związku z tym tworzona sieć szczelin obejmuje większy obszar matrycy złożowej. Wzrost ciśnienia netto podczas zabiegów wewnętrz generowanych szczelin jest siłą napędową stojącą za maksymalizacją produkcji wskutek stymulacji złoża. Dlatego podczas zabiegów hydraulicznego szczelinowania w łupkach standardową praktyką jest tłoczenie płynu w pobliżu najwyższego, możliwego do osiągnięcia ze względów bezpieczeństwa, ciśnienia zabiegowego [6].

Literatura

1. Brannon H.D., Kendrick D.E., Luckey E., Stipetich A.: Multi-Stage Fracturing of Horizontal Wells Using Ninety-Five Quality Foam Provides Improved Shale Gas Production, SPE 124 767, 2009.
2. Ciechanowska M., Matyasiuk I., Such P., Kasza P., Lubaś J.: Uwarunkowania rozwoju wydobycia gazu z polskich formacji łupkowych, Nafta-Gaz, styczeń 2013.
3. Cipolla C., Warpinski N.R., Mayerhofer M.J., Lololon E.P., Vincent M.C.: The relationship between fracture complexity, reservoir treatment and fracture treatment design, SPE 115 769, 2008.
4. Coulter G.R., Gross B.C., Benton E.G., Thompson C.L.: Barnett Shale Hybrid Fracs – One Operator’s Design, Application, and Results, SPE 102 063, 2006.
5. Czupski M., Kasza P., Wilk K.: Płyny do szczelinowania złóż niekonwencjonalnych, Nafta-Gaz, styczeń 2013.
6. Fontaine J., Johnson N., Schoen D.: Design, execution, and evaluation of a „typical” Marcellus Shale slickwater stimulation: a case history, SPE 117 772, 2008.
7. Grieser B., Wheaton B., Magness B., Blauch M., Loghry R.: Surface Reactive Fluid’s Effect on Shale, SPE 106 815, 2007.
8. Grundmann S.R., Rodvelt G.D., Dials G.A., Allen R.E.: Cryogenic Nitrogen as a Hydraulic Fracturing Fluid in the Devonian Shale, SPE 51 067, 1998.
9. Handren P., Palisch T.: Successful Hybrid Slickwater Fracture Design Evolution – An East Texas Cotton Valley Taylor Case History, SPE 110 451, 2007.
10. Kaufman P., Penny G.S., Pakinat J.: Critical Evaluations of Additives Used in Shale Slickwater Fracs, SPE 119 900, 2008.
11. King E.G.: Thirty Years of Gas Shale Fracturing: What Have We Learned?, SPE 133 456, 2010.
12. Kostenuk N., Browne D.J.: Improved Proppant Transport System for Slickwater Shale Fracturing, CSUG/SPE 137 818, 2010.
13. Pakinat J., Pinkhouse J.A., Fontaine J., Lash G.G., Penny G.S.: Investigation of Methods to Improve Utica Shale Hydraulic Fracturing in the Appalachian Basin, SPE 111 063, 2007.
14. Penny G.S., Pursley J.T., Clawson T.D.: Field Study of Completion Fluids to Enhance Gas Production in the Barnett Shale, SPE 100 434, 2006.
15. Sullivan P.F., Gadiyar B., Morales R.H., Hollicek R., Sorrells D., Lee J., Fischer D.: Optimization of a Viscoelastic Surfactant (VES) Fracturing Fluid for Application in High-Permeability Formations, SPE 98338, 2006.
16. Tudor E.H., Nevison G.W., Allen S., Pike B.: Case Study of a Novel Hydraulic Fracturing Method that Maximizes Effective Hydraulic Fracture Length, SPE 124 480, 2009.
17. Yeager B.: ECA’s Waterline Project, prezentacja na konferencji: „Examining Cutting Edge Technologies and Best Practices to Optimize Water Sourcing, Maximize Re-Use & Efficiently Manage Flowback Water in Shale Gas Production”, Canonsburg, Pennsylvania, 13-14 kwiecień 2011.
18. Yost II, Mazza A.B., Gehr J.B.: CO₂/Sand Fracturing in Devonian Shales, SPE 26 925, 1993.



Stres zawodowy pracowników zakładu przeróbki mechanicznej węgla KWK „Chwałowice” w Rybniku

Workers' occupational stress in coal dressing plant of KWK 'Chwałowice' in Rybnik

Mgr Bogdan Grajner*

Treść: W artykule został przedstawiony problem stresu zawodowego, który stanowi coraz to bardziej dostrzegalny element niekorzystnych psychospołecznych warunków pracy. Zagadnienie zostało opisane w oparciu o badania przeprowadzone wśród pracowników zakładu przeróbki mechanicznej węgla, będącego integralną częścią zakładu górnictwa. Artykuł prezentuje wybrane koncepcje stresu oraz omawia przebieg prowadzonych badań metodologicznych. Przedstawiona analiza i wyniki badań wyznaczyły wpływ stresu w miejscu pracy poprzez oddziaływanie czynników fizycznych, psychospołecznych na samopoczucie pracowników oraz ich stan zdrowia. W przedstawionych wnioskach zostały zawarte szeroko pojęte propozycje działań profilaktycznych, mające za zadanie zminimalizowanie przyczyn i źródeł stresu zawodowego, a tym samym poprawę stanu bezpieczeństwa pracy.

Abstract: This paper presents the problem of occupational stress which is becoming the visible element of disadvantageous psycho-sociological working conditions. The issue was described on the basis of the research carried out among the workers of the coal dressing plant (which is the integral part of the coal mine). The paper provides with the theoretical background to the problem of occupational stress. It also depicts the methodology of the research. The analysis and results presented show the influence of stress factors on the well-being and health of the workers. The results indicate preventive measures which are aimed at reducing the occupational stress thus improving the safety of working conditions.

Słowa kluczowe:

stres zawodowy, czynniki stresogenne, praca, zakład przeróbki mechanicznej węgla

Key words:

occupational stress, stress factors, work, coal dressing plant

1. Wprowadzenie

Większość swego czasu spędzamy w pracy, a zachodzące w zakładzie pracy częste zmiany produkcyjno-technologiczne, wynikające z nowych wyznaczonych celów i zadań oraz wyzwania konkurencyjności sprawiają, że współczesne przedsiębiorstwa stają się źródłem powstania sytuacji stresowych. Działanie systemów motywacyjnych, relacje interpersonalne ukierunkowane najczęściej na zwiększenie efektywności oraz wydajności pracy są przykładem przeżywanego stresu. Obok dobrze już rozpoznananych czynników ryzyka zawodowego, będących zagrożeniem dla zdrowia i życia, to właśnie stres w miejscu pracy stanowi nowy element niekorzystnych psychospołecznych warunków pracy.

Celem badań było poznanie opinii pracowników zakładu przeróbki mechanicznej węgla - co w ich ocenie wpływa na stres w miejscu pracy, jakie czynniki fizyczne, psychospołeczne, środowiska pracy oddziałują na samopoczucie pracowników oraz ich stan zdrowia.

Stres na stanowisku pracy nie jesteśmy w stanie zlikwidować, dlatego należy poznać jego istotę, zrozumieć mechanizmy, które nim rządzą oraz zastosować działania zaradcze,

poprzez różnego rodzaju techniki radzenia sobie ze stresem, służące jego minimalizacji w środowisku pracy.

2. Pojęcie i źródła stresu

Współcześnie, pojęcie stresu jest trudne do zdefiniowania, a doświadczamy go na co dzień, gdy przeżywamy swoje problemy, czy też gdy występuje w formie przewlekłej i intensywnej, powodując nerwice i choroby psychosomatyczne.

Za wybitnego badacza biologicznej koncepcji stresu uznaje się kanadyjskiego lekarza fizjologa Hansa Selyego, profesora Instytutu Medycyny i Chirurgii Eksperymentalnej Uniwersytetu w Montrealu, zwanego „ojcem stresu”.

Stres jest definiowany przez niego jako: „nieswoista reakcja organizmu na wszelkie stawiane mu żądania” [6]. Opisując ten biologiczny mechanizm Selye zdefiniował jego obraz somatyczny jako „ogólny zespół adaptacyjny”, który przebiega w trzech stadiach [7]. Pierwsze to stadium reakcji alarmowej, drugie odporności, zaś trzecie to wyczerpanie.

Teoria ta została przez Selyego zmodyfikowana o stresory w postaci pojęć w odniesieniu do psychologii jak dystres odpowiadający stresowi deprywacji oraz eustres definiowany jako stan całkowitego zadowolenia. W konsekwencji obecna

* KW S.A. KWK „Chwałowice”

definicja stresu Selyego to: „niespecyficzna reakcja organizmu na wszelkie wymagania, jakie mu się stawia” [7].

Pojęcie stresu przedstawione tylko poprzez koncepcję biologiczną byłoby niepełne bez omówienia koncepcji psychologicznych. Włodzimierz Oniszczenko pisze, że psychologiczne reakcje stresowe należą do bardziej złożonych i nadaje im dwa znaczenia.

Pierwsze to czynniki zewnętrzne niepozwalające na zaspakajanie potrzeb i wykonywanie zadań, powodujące zaniechanie własnej osobowości, zaś jako drugie uznaje zmiany zachodzące pod wpływem tych czynników w procesach emocjonalnych oraz motywacyjnych [4].

Za szczególnie istotną w teorii stresu psychologicznego uważa się koncepcję „transakcyjną” Richarda S. Lazarusa i Susan Folkman. Definiują oni stres psychologiczny jako „szczególny rodzaj relacji pomiędzy człowiekiem a otoczeniem, które to otoczenie człowiek ocenia jako nadwyrażające lub przekraczające jego zasoby i zagrażające jego dobrostanowi”.

Odmienią koncepcję modelu stresu w psychologii przedstawił profesor Uniwersytetu Stanowego w Kent w Ohio, Stevan E. Hobfoll, który oparł swoje założenia nie na transakcji jednostki z otoczeniem, lecz na ochronie, zachowaniu zasobów ludzkich. Wyróżnił on cztery rodzaje zasobów tj. materialne, osobiste, stanu i energii.

Szczególną rolę w pojęciu stresu zawodowego odgrywa koncepcja amerykańskiego badacza Roberta A. Karaska „wymagania - kontrola”. Poziom tych dwóch wymiarów jest predykatorem psychologicznego napięcia i aktywności. Według autora, wykonywanie pracy jest szczególnie stresowe gdy zachodzi interakcja wysokich wymagań i niskiego zakresu kontroli. Karasek wyróżnił cztery możliwości kombinacji w relacji: wysokie wymagania - niewielki zakres kontroli; wysokie wymagania - duży zakres kontroli; niskie wymagania - mały zakres kontroli i niskie wymagania - duży zakres kontroli [1].

Jak zauważa również Augustyn Bańska najczęściej do nadmiernego przeciążenia pracą ilościową i jakościową dochodzi na trzech płaszczyznach. Zaliczamy do nich sytuacje, gdy wymagania są zbyt wysokie do zdolności i możliwości jednostki względem wykształcenia, kwalifikacji, wskutek wyidealizowania własnego „ja” a rzeczywistością wykonywanej pracy oraz wówczas gdy zadania są zbyt łatwe w stosunku do oczekiwanią pracownika [2].

Praca oraz warunki w jakich jest ona wykonywana jest źródłem wielu stanów zagrożenia dla pracowników. „Warunki kryterium może spełniać zarówno rodzaj bodźca stresowego, jak i jego siła (intensywność), a także czas trwania czy też częstość występowania” [7]. Najczęściej występują dwie drogi, dwa rodzaje mechanizmów, za pośrednictwem których dochodzi do powstania uszczerbku na zdrowiu, a tym samym do wytworzenia mechanizmu stresogennego. Pierwszym z nich jest mechanizm fizykochemiczny, którego czynnik oddziałuje na narząd docelowy i wywołuje w nim patologiczne zmiany. Drugi mechanizm psychofizjologiczny to taki, który nie ma bezpośredniego związku między czynnikiem szkodliwym a organem, który ulega uszkodzeniu, lecz czynnik szkodliwy uruchamia określony patogenny mechanizm, prowadzący do zmian chorobowych [3].

3. Przebieg prowadzonych badań i ich analiza

W celu zgłębienia problemu zapytano pracowników zakładu przeróbki mechanicznej węgla jak oceniają ogólny poziom stresogenności w zakładzie i które z czynników stresogennych są szczególnie odczuwalne w miejscu pracy. Dalsze

dotarcie skierowane na relacje – jak stres w środowisku pracy wpływa na dolegliwości zdrowotne pracowników oraz czy poziom odczuwalnego stresu wpływa na ocenę stopnia zadowolenia z zakładu pracy.

W badaniach [8], które przeprowadzono, zastosowano metodę sondażu diagnostycznego [5], a jako najwłaściwszą technikę badawczą wybrano ankietę. Jako narzędzie badawcze wykorzystano „Kwestionariusz do Subiektywnej Oceny Pracy”, autorstwa B. Dudek, M. Waszkowskiej i M. Hanke - pracowników naukowych Instytutu Ochrony Pracy w Łodzi im. prof. J. Nofera” [3].

Kwestionariusz zawiera 55 stwierdzeń (zapytań) w formie kafeterii pytania zamkniętego, określających różne cechy pracy.

Przy 48 zapytaniach znajduje się pięć cyfr od 1 do 5 oznaczających stopień w jakim dana cecha przeszkadza w pracy, denerwuje, stanowi źródło irytacji i stresu. W przypadku dwóch zapytań dotyczących uciążliwości fizycznych warunków pracy zostały one rozbudowane o rodzaje tych warunków w postaci podpunktów, które oceniane są w skali od 1 do 5.

W celu oszacowania ogólnego poczucia stresu badanej grupy respondentów dokonano obliczenia sumy punktów uzyskanych w kwestionariuszach, a następnie wyniki zostały przekształcone w pozycję na skali stenowej określającą poziom stresogenności jako wysoki, średni i niski.

Dla określenia ważności czynnika, który jest szczególnie stresogenny przeprowadzono obliczenia, wyznaczając zmienne zależne stanowiące 10 stresorów, do których jako wskaźniki pogrupowano pytania kwestionariusza ankiety z podziałem na płeć respondentów. Po podsumowaniu, punkty zostały porównane z określonymi wartościami w tabeli norm, zaś średnia wyników stanowi ranking ich pozycji.

W badaniach uczestniczyła grupa 67 pracowników powierzchni z oddziałów Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla. Wśród badanych największą grupę stanowili mężczyźni w przedziale wiekowym od 46 lat do 55 lat, tj. 54,34%, oraz kobiety w tym samym przedziale wiekowym – 42,86%. Grupą mniej liczną były osoby w wieku 33–45 lat (kobiety – 33,33%, mężczyźni – 26,09%). Następne grupy to osoby w przedziale wieku powyżej 56 roku życia oraz w wieku do 25 lat.

Większość z grupy ankietowanej to osoby o stażu pracy od 11 do 20 lat, gdzie mężczyźni to 80,43%, a kobiety 76,20%. Drugą grupę stanowią osoby ze stażem do 10 lat, z czego kobiety to 19,04%, a mężczyźni 15,22%. Pośród badanej grupy przeważającą część stanowią osoby z wykształceniem zawodowym: kobiety 71,43%, mężczyźni 60,87%. Posiadanie wykształcenia średniego deklarowało 32,60% mężczyzn i 28,57% kobiet.

Tylko wśród mężczyzn odnotowano niewielki procent pracowników z wykształceniem wyższym (2,18%) oraz podstawowym (4,35%).

Analiza badań przedstawiona w tablicy 1 wskazuje, że pracownicy zpmw ocenili ogólny poziom stresogenności jako wysoki (79,11%). Zarówno w grupie kobiet (76,19%), jak i mężczyzn (80,44%) praca, którą wykonują jest zbliżona pod względem odczuwalnego stresu jako wysoce stresującą.

Tablica 1. Poziom stresogenności pracy

Table 1. Level of occupational stress

Poziom stresogenności	Kobiety		Mężczyźni		Razem	
	liczba	%	liczba	%	liczba	%
wysoki	16	76,19	37	80,44	53	79,11
średni	5	23,81	8	17,39	13	19,40
niski	-	-	1	2,17	1	1,49
Ogółem	21	100,00	46	100,00	67	100,00

Źródło: badania własne

Zgodnie z przedstawionymi wynikami w tablicy nr 2, dotyczącej czynników stresogennych, należy stwierdzić, że pomiędzy średnimi poszczególnych stresorów istnieją znaczne różnice w zakresie ich odczuwania, pośród badanej grupy pracowników.

Do wysoce stresogennych czynników należą uciążliwości fizyczne ($x=3,95$) i nieprzyjemne warunki pracy ($x=3,92$). Na miejscu trzecim odnotowano poczucie zagrożenia ($x=2,77$), które pojawia się na skutek wypadków przy pracy i sytuacji zaistnienia zagrożenia życia.

Ważne dla ankietowanych są sytuacje stresowe powodowane brakiem nagród w pracy ($x=2,27$), które odczuwane są przez pracowników w postaci braku prestiżu, sprawiedliwego traktowania przez przełożonych. Następne to czynniki powodujące poczucie niepewności wywołane organizacją pracy ($x=2,14$), ich źródło najczęściej powstaje w nieuzasadnionym pośpiechu, godzeniu przeciwstawnych interesów kierownictwa firmy i częstej rywalizacji ze współpracownikami. Brak kontroli ($x=2,05$) – ten czynnik stresu pojawia się rzadko, najczęściej w stałej gotowości do szybkiego reagowania oraz przy pracy monotonnej z koncentracją uwagi na zadaniach produkcyjnych.

Grupę czynników znacznie mniej stresujących otwiera odpowiedzialność ($x=1,85$), która jednak powstaje wraz z odpowiedzialnością materialną i finansową pracownika za powierzone mienie i sankcjami karnymi grożącymi za błędy na stanowisku pracy. Poczucie psychicznego obciążenia pracą ($x=1,84$) to czynnik stresogenny powodujący przenoszenie problemów zaistniałych w pracy na stosunki rodzinne.

Do czynników stresogennych występujących sporadycznie wśród badanej grupy należą kontakty społeczne ($x=1,64$), ukazujące relacje pomiędzy pracownikami i zachodzącymi zmianami na stanowiskach pracy oraz zamkający ranking problem braku wsparcia ($x=1,44$), który charakteryzuje się brakiem okazywania wzajemnej pomocy współpracownikom w czynnościach zawodowych.

Wykonując prace w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla mamy do czynienia ze stresorami, wywierającymi wpływ na stan zdrowia pracowników. Ich codzienne oddziaływanie powoduje poczucie niepokoju, niepewności, napięcia psychiczne prowadzące do różnego rodzaju zaburzeń, a w konsekwencji do rozwoju chorób. Przeprowadzone badania wskazują, że pracownicy zakładu przeróbki mechanicznej węgla, którzy należą do grupy o wysokim poziomie stresu, jako najczęstszą dolegliwość zdrowotną, wymieniają chorobę niedokrwieniową serca (84,4%), zaś jako drugą wskazują na

chorobę wrzodową żołądka lub dwunastnicy (82,4%). Trzecie miejsce pod względem zachorowalności należy do nadciśnienia tętniczego (75%). Nieco niżej zostały sklasyfikowane choroby psychosomatyczne – nerwice oraz stany depresyjne.

Badając stopień zadowolenia z zakładu pracy, rodzaju wykonywanej pracy i stosunków międzyludzkich osoby charakteryzujące się wysokim poziomem stresu ocenili je jako średni (89,0%), a tylko dwie osoby ocenili poziom zadowolenia jako wysoki.

W zakresie analizy całej badanej grupy, niezależnie od określonego ogólnego poziomu stresu, znaczna większość oceniła stopień zadowolenia jako średni.

4. Podsumowanie i wnioski

Przedstawiona problematyka stresu w oparciu o zgromadzoną literaturę i przeprowadzone badania empiryczne pozwala stwierdzić, że stres jest jednym z głównych problemów wpływających na funkcjonowanie określonych grup zawodowych, a tym samym zakładu pracy.

Jak wskazują wyniki badań, pracownicy zakładu przeróbki mechanicznej węgla ocenili ogólny poziom stresogenności jako wysoki, przy czym większy procent badanych mężczyzn niż kobiet oceniło go jako zbyt wysoki. Można wnioskować, że pierwszym krokiem dla pracodawcy w takiej sytuacji jest kompleksowe badanie zjawiska na wszystkich stanowiskach pracy. Następnym – podjęcie i wdrożenie działań profilaktycznych oraz redukcja stresu przez zastosowanie odpowiedniego programu.

Działania te powinny być ciągłe i zaplanowane, co umożliwia wprowadzenie systemu zarządzania stresem w przedsiębiorstwie.

System ten należy poddawać kontrolom poprzez audyt zewnętrzny, będący rękojmią obiektywizmu podjętych działań.

W rankingu czynników stresogennych czynniki uciążliwości fizycznej zajęły pierwsze miejsce, oddziałując na około 76% badanych. Do najbardziej stresujących czynników należy hałas. Na tych stanowiskach gdzie występuje, należy ustalić przyczyny oraz informować pracowników o jego poziomie. Kolejne kroki to wdrożenie programu działań naprawczych, polegających na zmianach technicznych i organizacyjnych, w szczególności ograniczania czasu ekspozycji pracowników na hałas.

Do najczęściej wymienianych przez załogę chorób wywołanych odczuwalnym stresem należy niedokrwienność

Tablica 2. Czynniki stresogenne
Table 2. Stress factors

Nr twierdzenia	Nazwa czynnika	Kobiet x	Mężczyzn x	Średnia wyników x	Ranking pozycji
	Poczucie psychicznego obciążenia pracą	1,76	1,92	1,84	8
	Brak nagród w pracy	2,19	2,36	2,27	4
	Poczucie niepewności wywołane organizacją pracy	2,02	2,26	2,14	5
	Kontakty społeczne	1,60	1,69	1,64	9
	Poczucie zagrożenia	2,73	2,81	2,77	3
	Uciążliwości fizyczne	3,99	3,92	3,95	1
	Nieprzyjemne warunki pracy	3,96	3,88	3,92	2
	Brak kontroli	2,09	2,02	2,05	6
	Brak wsparcia	1,34	1,54	1,44	10
	Odpowiedzialność	1,81	1,89	1,85	7

x -średnia wyników

Źródło: badania własne

serca. Służby bhp wraz z lekarzem medycyny pracy winny podjąć działania edukacyjne ukierunkowane na promowanie zdrowego, aktywnego stylu życia oraz wprowadzenia specjalistycznych badań lekarskich.

W przeprowadzonych badaniach dotyczących zależności pomiędzy stopniem zadowolenia z zakładu pracy a odczuwanym stresem, niezależnie od jego poziomu, nie wykazano wzajemnej współzależności. Zarówno pracownicy narażeni na niski poziom stresu, jak i ci, którzy pracują na stanowiskach cechujących się wysokim poziomem stresu, zgodnie ocenili stopień zadowolenia z zakładu jako średni.

Dokonując podsumowania, należy stwierdzić, że zjawisko stresu zawodowego wśród pracowników zakładu przeróbki mechanicznej węgla winno spowodować podjęcie działań chroniących pracownika przed jego negatywnymi konsekwencjami. Zapobieganie stresowi i jego usuwanie wymaga wprowadzenia stosownych rozwiązań programowych, których celem będzie zwiększenie umiejętności kadry kierowniczej w zakresie zarządzania zespołami ludzkimi. Zarządzanie to należy dostosować do psychospołecznych warunków pracy. Uzyskać to można poprzez usprawnienie organizacji pracy, właściwego podziału obowiązków i doboru pracowników do zadań. Szczególnie ważnym jest zapewnienie pomocy pracownikom doświadczającym negatywnych skutków stresu.

Priorytetowym działaniem pozostaje poprawa fizycznych warunków pracy, w szczególności ograniczenie emisji hałasu. Istotnym jest, aby zjawisko stresu było przedmiotem prowadzonych szkoleń, gdzie pracownicy uzyskają informację o źródłach stresu i właściwych umiejętnościach radzenia sobie ze stresem. Warunkiem skuteczności działań zmniejszających stres w pracy jest udział w nich wszystkich zainteresowanych stron, tj. pracodawcy, pracowników oraz organizacji służby

bezpieczeństwa i higieny pracy wraz z lekarzem medycyny pracy i psychologiem pracy.

Konsekwentny wysiłek na rzecz ograniczania poziomu stresu zawodowego będzie przynosić wymierne korzyści w postaci poprawy stanu zdrowia pracowników, mniejszej liczby wypadków, skutkując wzrostem bezpieczeństwa pracy oraz efektywności i jakości.

W tym miejscu pragnę złożyć szczególne podziękowania Dyrektorowi Kopalni „Chwałowice”, Panu mgr. inż. Markowi Budzińskiemu za życzliwość i umożliwienie przeprowadzenia badań ankietowych wśród załogi zakładu przeróbczego.

Literatura

1. Bartkowiak G.: Człowiek w pracy. Od stresu do sukcesu w organizacji. Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2009.
2. Bańska A.: Psychologia pracy. Wydawnictwo Germi, Poznań 1996.
3. Dudek B., Waszkowska M., Hanke W.: Ochrona zdrowia pracowników przed skutkami stresu zawodowego. Wydawnictwo Instytutu Medycyny Pracy im. prof. J. Nofera, Łódź 2004.
4. Oniszczenko W.: Stres, to brzmi groźnie. Wydawnictwo Żak, Warszawa 1998.
5. Pilch T., Bauman T.: Zasady badań pedagogicznych, Wydawnictwo Akademickie Żak, Warszawa 2001.
6. Saley H.: Stres określany, Państwowy Instytut Wydawniczy, Warszawa 1977.
7. Terelak J. F.: Człowiek i stres, Oficyna Wydawnicza Branta, Bydgoszcz 2008.
8. Zaczynski W.: Praca badawcza nauczyciela, Wydawnictwo Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1995.

Apparatus for fine coal separating water cleaning, and thickening from coal washing waters

Urządzenie do odzysku drobnych cząstek węgla i czystej wody oraz zagięszczania zawiesin odpadów z wód popłóczkowych węgla



Prof. Jozef Szymański, Ph.D., P.Eng. *)



Prof. Stefan Płaneta, Ph.D., P.Eng. **)



Prof. Raymond Sogna Suglo, Ph.D., P.Eng. ***)



Prof. Derek Apel, Ph.D., P.Eng. *)

Abstract: Modern coal preparation plants dispose large quantities of dilute coal tailings what entails socio-economic and environmental problems. By introducing oil and flocculant to these tailings, clean coal and water are recovered, and the amount of solid tailings material to be disposed is reduced. Light oil is used as an agglomeration liquid, and flocculant as a clarification and densification reagent (for rapid settlement). Slurry treated with light oil and flocculant forms three consecutive phases: coal particle micro-agglomerates, clarified water and inorganic material which settles at the bottom. This paper presents a process designed to recover clean coal and washing water by use of oil and flocculant. The results in this work show that up to 60% of the fine coal can be removed from the tailings. This indicates that the proposed method is effective in separating coal from dilute tailings. This process is effectively achieved by simultaneous coal agglomeration, water clarifying, and refuse thickening in one step. In all the experiments conducted, the ash content of coal slimes were drastically reduced which shows the effectiveness of this method.

Treść: W nowoczesnych zakładach przeróbki węgla powstają duże ilości rozcieńczonych drobnych odpadów węgla, które stanowią ekonomiczne i środowiskowe problemy. Wprowadzając olej i flokulanta do zawiesiny w takich odpadach, odzyskuje się czysty węgiel i wodę, przez to ilość materiału do unieszkodliwiania jest zmniejszona. Lekki olej jest stosowany jako płyn do aglomeracji i flokulant jako odczynnik do klarowania oraz zagęszczania nieorganicznego materiału (do szybkiej sedymentacji). W wyniku potraktowania zawiesiny olejem i flokulantem otrzymano trzy kolejne fazy: na górze cząstki węgla „mikro-aglomeraty z olejem”, następnie sklarowana woda i oddzielony nieorganiczny materiał na dnie. Na podstawie przeprowadzonych badań laboratoryjnych, przedstawiono koncepcję mającą na celu przemysłowe odzyskanie czystego węgla i wody za pomocą oleju i flokulanta. Wyniki badań zostały przedstawione i omówione, a następnie przedyskutowano i zaproponowano ich zastosowanie na dużą skalę.

*) University of Alberta, Alberta, Canada, **)Laval University, Quebec, Canada, ***)Botswana International University of Science and Technology, Gaborone, Botswana

Key words:

coal separation, light oil, flocculant, slurry, cleaning plant

Słowa kluczowe:

separacja węgla, lekki olej, flokulant, rozcieńczone odpady, zakład oczyszczania

1. Introduction

Modern coal preparation plants have capacities in excess of 1000 tonnes of coal per hour. A preparation plant with a throughput of 1000 tonnes per hour of raw feed may produce more than 1350 cubic meters per hour of tailings in the form of dilute slurry. Large quantities of water is recycled through a cleaning plant, and the economics dictate that as much of it as possible should be conserved. In addition, depending on the efficiency of the cleaning plant the tailings may contain significant amounts of clean coal, which could possibly be recovered.

The most economical method of recovering clarified water for recirculation is by the use of a clarifier or a thickener. The tailings are treated with a flocculant, which is commonly a high molecular weight polyacrylamide, which causes the fine particles to flocculate into large floes which settle rapidly. This provides a clear supernatant water overflowing the rim of the thickener (or clarifier) for reuse in the plant. The thickened ultra-fine tailings, which can contain appreciable quantities of coal, are difficult and expensive to treat by conventional technology, so they are usually discharged into tailings lagoons. These lagoons not only present environmental problems, but also can represent substantial coal reserves. In many coal preparation plants, the tonnage of discarded coal in the tailings dams exceeds the tonnage of saleable coal. This is because the proportion of fine material below 0.5 mm has increased. This occurs for two reasons. Firstly, modern coal mining techniques have become increasingly mechanized, so preparation plants are producing ever-increasing amounts of fines in waste slurries. Secondly, the quality of mined coal is becoming of poorer and poorer over the years. Poor quality coal usually means that ash and sulphur are very finely disseminated within coal organic matter, and it must be ground to fines to liberate the impurities before upgrading. These fine sizes are not only difficult and costly to clean, but are the, principal cause of problems in tailings disposal.

A variety of complicated circuits are installed at most modern coal preparation plants for the joint purpose of recovering coal fines, and minimizing the sludge disposal problem [1, 2, 3].

This paper is aimed at improving both the existing fine coal cleaning and water clarification systems, making them more cost effective, and at the same time, removing most of the fine coal particles from the processed tailings. It is hoped that the proposed apparatus will reduce operating costs of existing coal preparation plants and lower the capital expenditures for ultra-fine circuits at such plants.

2. Experimental methods and materials

The coal slimes were used to prepare slurries with 4% solids by weight. Most experiments were carried out on the small scale, and the usual mixtures contained 4 grams coal and 96 grams tap water. The slurry was conditioned for 5 minutes. The oil used predominantly in this experiment was paraffin oil (Saybolt Viscosity 125/135 sec), and an anionic flocculant, AnE10, in powder form, was used at a concentration of 200 parts per million. The oil and flocculant were then

added in varying amounts and the slurry was conditioned for a further 60 seconds. In some of the experiments, the slurry, oil and flocculant were mixed for longer periods. However, it was found that the floccs were destroyed to points where the flocculant was no longer effective. With the mixing completed, the slurry was poured as quickly as possible into a separating calibrated cylinder for observation. Readings were taken at the 15, 30, 60, 120, 300, 600 and 900 second marks during the observation period. The readings taken were the heights of the bottom reject bed and the floating clean coal layer. After 15 minutes, the floats and rejects were separated into aluminium pans, the clean water in between the floats and rejects was removed with the rejects. The floats were filtered using a Buchner funnel to remove the majority of the oil in the float. This was necessary because it was difficult to remove the oil from the coal by drying it in an oven, and the coal had to be dried in order that accurate ash analysis could be performed. The aluminium pans were put in an oven to dry overnight (over temperature 100 QC). The dried floats and sinks were then broken up (if they had dried into large cake lumps). These samples were pulverized and homogenized thoroughly so that uniform samples were available for the ash analysis. The ash content was determined using a Fisher Coal Analyser set at 750 °C.

3. Results

Before performing experiments using both oil and flocculant, some tests were done using oil only. This was done to demonstrate that without the flocculant, water clarification is extremely difficult. In most cases, the water did not achieve much clarity until large volumes of oil were employed. In almost all cases, some fine coal particles remained in suspension indicating the need for the presence of flocculant.

Experiment #1

Experiment #1 involved the analysis on coal floatation slimes from Prince mine. The coal slimes were received in dry form, ground to -60 mesh. The feed of the Prince Mine slimes was determined to contain 44.40% ash. The volumes of oil were 15, 20, and 30 mls, and the flocculant volumes were 1, 2 and 3 ml. These volumes were used in several combinations. The results of the ash analysis are summarized in Table 1.

Table 1. Results of experiment #1

Tabela 1. Wyniki eksperymentu #1

Volume of oil ml	Volume of flocculant, ml	Percent ash in float, %	Percent reduction in ash content, %
15	1	24.62	44.55
20	1	17.06	61.58
20	2	25.46	42.66
20	3	19.67	55.70
30	1	19.67	55.70
30	2	23.03	48.13

The results indicate that the ash content was reduced by amounts ranging from 42.66% (with 20 ml of oil and 2 ml of flocculant) to 55.70% (when 20 ml of oil and 1 ml of flocculant

was added). A general trend that appeared was that the more flocculant added, the higher the ash content in the float. This resulted from no selective flocculation.

Experiment # 2

Experiment #2 involved the analysis on coal floatation slimes from Minto coal slimes, New Brunswick. The coal slimes were received in dry form, ground to -100 mesh. The feed had 20.44% ash. It was found that an optimal amount of flocculant to use was 2 ml, so this was held constant while the volume of oil was varied. The results of the experiments are presented in Table 2.

Table 2. Results of experiment #2
Tabela 2. Wyniki eksperymentu #2

Volume of oil ml	Volume of flocculant, ml	Percent ash in float, %	Percent reduction in ash content, %
5	2	11.11	45.65
10	2	12.62	38.26
15	2	9.77	52.20
20	2	6.97	65.90
25	2	9.9	51.57

Here, the results indicate that the reduction in ash content ranged from 38.26% (when 10 ml of oil and 2 ml of flocculant were added) to 65.90% (when 25 ml of oil and 2 ml of flocculant were added). The results tend to suggest that the larger the amount of oil used, the higher the reduction in ash content. However, it appears that the effect of unused amount of oil levels off after 20 ml as shown in Figures 1 and 2.

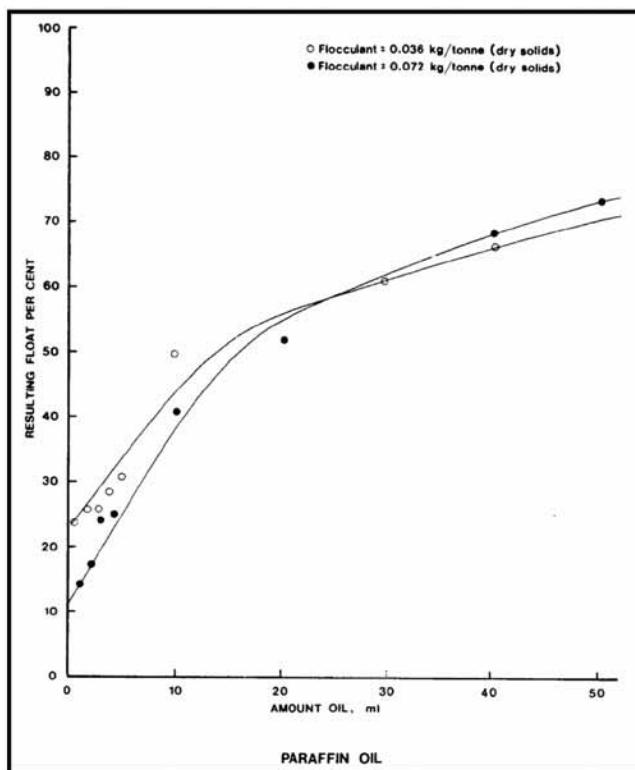


Fig. 1. Effect of the flocculant dosage on the resulting float percent

Rys. 1. Wpływ dozowania flokulanta na procentowy uzysk węgla z odpadów

4. Apparatus

The object of this investigation is to achieve the combination of fine saleable coal recovery, water clarifying, and refuse thickening into one step. This will result in the agglomerated coal fines, solids-free water, and the mineral matters bed [4].

The following is a concept of the apparatus for a practical application of the described process. In this device, the three operations - agglomeration, clarification, and thickening occur simultaneously. This means that the fines in suspension migrate to either the clean coal layer or the sludge bed, leaving in between them water which is substantially solids-free (clarification process).

Figure 3 is a schematic, sectional side view, and plan view of a proposed apparatus for fine coal separating, water clarification, and refuse thickening from coal washing waters. The feed (a suspension of fine coal and other material) is mixed with the flocculant and oil, and enters the tank (18) near the bottom. A very deep feed well (3) introduces material in the form of slurry below the level of the sludge bed where it is deflected horizontally into the sludge bed by means of a baffle plates (9). Light oil, as an agglomeration liquid, and having a specific gravity of less than 1 g/cm³, is pumped from the drum (14) and first passes through an emulsification stage, a homogenizer (16) and is then injected into the apparatus feed port (3).

The mineral matter suspended in water is treated with flocculant (0.04 kg/ton of dry solids) which passes through an oil homogenizer (16) to a cleaner/clarifier/thickener from a flocculant dosing system comprising of mixing tanks (10 and 11), a main tank (12), and flocculant dosing pump (13). The fine tailings and water are fed into the cleaner/clarifier/thickener's tank (18) where the solids are classified. The fine coal particles are agglomerated by a bridging liquid (light hydrocarbon oil) in the form of micro-agglomerates. The coal particle agglomerates float off and continuously overflow the periphery of the tank into the launders (5). The hydrophilic gouges incapable of forming agglomerates are flocculated, and rapid settlement takes place. These particles gravitate to the

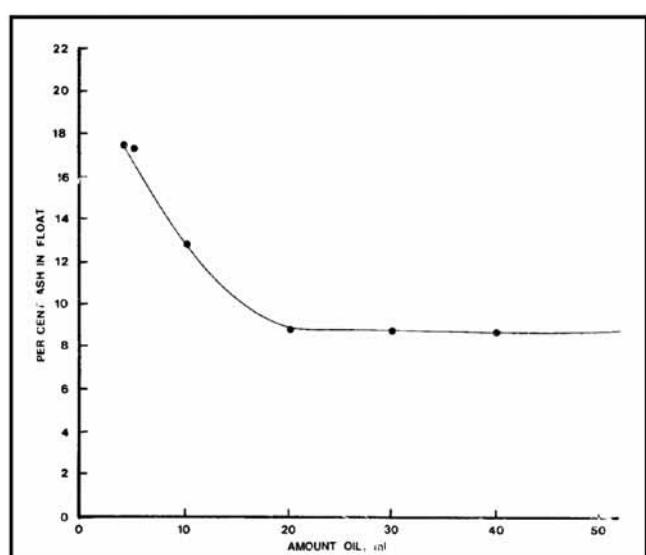


Fig. 2. Effect of the amount of paraffin oil on the ash percent in float

Rys. 2. Wpływ ilości oleju lekkiego (parafinowego) na procentową zawartość popiołu w odzyskanych zagłomerowanych cząsteczkach węgla

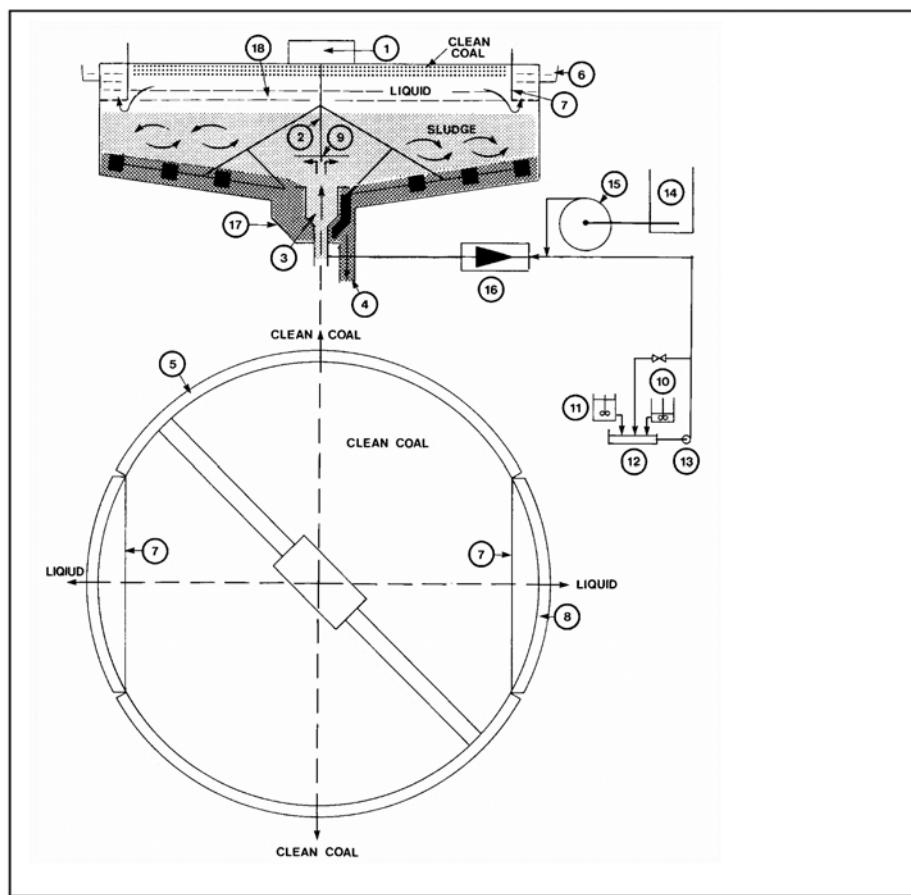


Fig. 3. Concept of apparatus for fine coal recovering, water clarifying and refuse thickening from coal washing waters

Rys. 3. Koncepcja urządzenia do odzysku drobnych cząstek węgla i czystej wody oraz zagęszczania zawiesin odpadów z wód popłóczkowych węgla

bottom of the tank (18), and are raked into the centre where they are removed for dewatering.

A motorized rake (2) with drive unit (1), and incorporating rotating scrapers, sweeps the sediment into the conical section (17) for underflow off-take. The sludge is continuously removed through the conical shaped central outlet (17) in the bottom where it is pumped to the dewatering unit. The clarified water overflows continuously from the tank (18) through the baffle plates (7) (weirs) into launders (6) which surround part of tank's (18) circumference.

5. Conclusions

In conclusion, using light oil as an agglomeration liquid and flocculant as a clarification and densification reagent, clean coal and water are recovered, and the amount of solid tailings material to be disposed in tailings pond is reduced. The results in this work show that up to 60% of fine coal can be removed from the tailings. This indicates that the proposed method is effective in separating coal from dilute tailings. This

process is effectively achieved by simultaneous coal agglomeration, water clarifying, and refuse thickening in one step. In recovering the clean coal from the tailings, valuable water is recovered, and problems associated with the tailings lagoon are drastically reduced. In all the experiments conducted, the ash content of the coal slimes were drastically reduced, which shows the effectiveness of the method.

References

1. Leonard, J. W., Mitchell, D. R.: Coal Preparation, The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., New York, 1968.
2. Capes, C.: Agglomeration in Coal Preparation, Proceedings Twelfth Biannual Conference, The Institute for Briquetting and Agglomeration, Vancouver, BC, Vol. 12, Aug. 1971.
3. Polasek, P.: Water clarification, South African Patent Document E8712; 090562H, 76 01327, 12 Jan. 1977, pp. 37.
4. Choung, J., Szymanski, J., Xu, Z.: Process for treating fine coal particles, United States Patent No.: US 6767465 B1, Jul. 27, 2004.



Niejednorodność złóż w świetle badań geostatystycznych

Heterogeneity of mineral deposits in the light of geostatistical studies

Dr inż. Zbigniew Kokesz^{)}*

Treść: W pracy scharakteryzowano zjawisko niejednorodności złóż polegające na obszarowym zróżnicowaniu średnich wartości parametrów złożowych oraz zróżnicowaniu struktury ich zmienności opisanej za pomocą semiwariogramów. Zwrócono w nim uwagę na niestabilność struktur zmienności parametrów złożowych. Stwierdzono, że obserwowane różnice w przebiegu semiwariogramów sporządzonych dla różnych części złóż rzadko są wywołane tzw. efektem proporcjonalności, a obszarowe zróżnicowanie struktury zmienności parametrów złożowych znajduje najczęściej wyjaśnienie w budowie geologicznej złóż. Wyniki badań sugerują, że małe fragmenty złóż mogą stanowić quasi-homogeniczne rejony. Badania wskazują na potrzebę głębszego analizowania struktur zmienności złóż i uwzględniania jej wyników przy prognozowaniu jakości kopaliny i szacowania zasobów metodą krigingu.

Abstract: The results of geostatistical studies of variability structures of the Polish mineral deposits have been presented. Special attention has been paid to the heterogeneity of variability structures of deposit parameters. It has been pointed that the variability of the parameters can be marked by different types of heterogeneity. It is interesting to note that non-homogeneity most frequently finds its explanation in deposit geology. It has been emphasized that the variability structures of the parameters should be analysed more deeply. When heterogeneity is evident it should be taken into account during determination of the quality of mineral raw materials and estimation of resources/reserves by kriging.

Słowa kluczowe:

złoża kopalin, geostatystyka, niejednorodność

Key words:

mineral deposits, geostatistics, heterogeneity

1. Wprowadzenie

Poznanie niejednorodności złóż i rozmieszczenia części uznanych za jednorodne ułatwia prognozowanie cech jakościowych wydobywanej kopaliny i planowanie eksploatacji.

Niejednorodność złóż ma wpływ na efektywność stosowania geostatystycznej metody krigingu zwyczajnego w ocenie złóż. Stosowanie tej metody wymaga przyjęcia pewnych założeń odnośnie obiektu stanowiącego przedmiot oceny. Zgodnie z założeniem metody, przyjmuje się stacjonarność funkcji losowej opisującej zróżnicowanie wartości analizowanego parametru [1,16]. Zakłada się tym samym, że oczekiwana średnia jego wartość nie ulega zmianom w granicach złóż lub przynajmniej w granicach poszczególnych bloków obliczeniowych zasobów oraz, że przebieg funkcji strukturalnej parametru jest identyczny w poszczególnych jego częściach. Wyrazem tego w praktycznych zastosowaniach krigingu jest uwzględnianie w obliczeniach jedynie uśrednionych semiwariogramów skonstruowanych dla całego złóż. Skuteczne stosowanie metody krigingu w dokumentowaniu złóż zależy zatem w znacznym stopniu od wiarygodności przyjmowanych w obliczeniach założeń odnośnie struktury zmienności złóż.

W artykule scharakteryzowano zjawisko niejednorodności złóż. Zwrócono w nim uwagę na obszarowe zróżnicowanie wartości parametrów złożowych, a zwłaszcza na zróżnicowa-

nie struktury ich zmienności opisanej za pomocą semiwariogramów. Semiwariogramy są to funkcje, które przedstawiają zależności występujące między zróżnicowaniem wartości parametrów złożowych a odlegością między miejscami ich pomiarów, a zatem strukturę ich zmienności.

Niejednorodność złóż nie była dotychczas przedmiotem odrębnych badań, niemniej jednak na jej obecność zwracano już wcześniej uwagę. W celu poszerzenia zakresu informacji o obszarowym zróżnicowaniu zmienności parametrów złożowych dokonano analizy stabilności struktury zmienności wybranych złóż kopalń stałych. Wytypowane do badań złóż reprezentują różne rodzaje kopalin i typy morfogenetyczne.

Przeprowadzone badania mają aspekt poznawczy i praktyczny. Wyprowadzone wnioski dotyczą metodyki badania zmienności złóż i wykorzystania wyników tych badań przy dokumentowaniu złóż.

2. Niejednorodność i metodyka jej badania

Przez niejednorodność złóż na ogół rozumie się zróżnicowanie poszczególnych jego części ze względu na analizowany parametr, rodzaj mineralizacji, typ wykształcenia złóż. Za jednorodną uważa się tę część złóż, w której zróżnicowanie rozpatrywanej cechy jest zaniedbywalnie małe.

Wydzielenie w złóż części jednorodnych, różniących się średnimi wartościami parametrów, umożliwia najczęściej

^{*)} AGH w Krakowie, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska

analiza rozkładów. Krzywe wielomodalne często sugerują, że badane złoże jest niejednorodne z uwagi na zróżnicowanie parametru. Ocenę te można zweryfikować za pomocą analizy wariancyjnej. Na niejednorodność złoża wskazywać może obecność silnie zaznaczonego trendu w zróżnicowaniu wartości parametru złożowego. Do wydzielania bloków jednorodnych stosować można technikę krigingu blokowego [15]. Kryterium wyznaczenia granic takich powierzchni stanowi wówczas istotność różnic wartości średnich badanego parametru oszacowanych dla bloków elementarnych.

W przypadku, gdy zmienność parametru ma charakter nielosowy, można oczekiwać, że jego zróżnicowanie na niewielkich obszarach będzie dużo mniejsze niż w granicach całego złoża. W takich przypadkach małe fragmenty złoż – odpowiadające na ogół rozmiarom parcel wydzielanych do obliczeń zasobów – można najczęściej traktować za quasi-homogeniczne, z uwagi na zróżnicowanie wartości parametrów złożowych.

Niejednorodność może się także przejawiać zróżnicowaniem charakteru zmienności parametrów złożowych, a zatem różną strukturą zmienności. Za jednorodne uważa się te części złoża, dla których opracowane semiwariogramy praktycznie nie różnią się między sobą. Występowanie obszarów, na których wyliczone semiwariogramy parametru istotnie się różnią, wskazuje na niejednorodność.

Postać semiwariogramu opartą na klasycznej formule Matherona określa wzór [16]

$$\gamma(h) = \frac{1}{2n_h} \sum_{i=1}^{n_h} (z_{i+h} - z_i)^2 \quad (1)$$

gdzie:

z_{i+h}, z_i – wartości badanego parametru w punktach odległych o h ,
 n_h – liczba punktów pomiarowych odległych o h .

Niekiedy obserwowane różnice w przebiegu semiwariogramów sporządzonych dla różnych części złoża mogą być wywołane tzw. efektem proporcjonalności. Efekt ten polega na występowaniu zależności pomiędzy wariancją i średnią wartością parametru. Wyraża się to na ogół poprzez uzyskiwanie wyższych wartości semiwariogramów w bogatszych partiach złoż. Niekiedy jednak obserwuje się odwrotny efekt, polegający na występowaniu niższych wartości semiwariogramów w partiach charakteryzujących się wyższymi średnimi wartościami parametrów złożowych. W celu stwierdzenia efektu proporcjonalności wskazane jest konstruowanie i porównywanie przebiegów semiwariogramów względnych (relatywnych), obliczonych dla poszczególnych wydzielonych partii złoża, różniących się średnią wartością analizowanego parametru [3].

Postać semiwariogramu relatywnego przedstawia formuła [16]

$$\gamma_R(h) = \frac{1}{2n_h} \sum_{i=1}^{n_h} \frac{(z_{i+h} - z_i)^2}{\left(\frac{z_{i+h} + z_i}{2} \right)^2} \quad (2)$$

Brak znaczących różnic w przebiegu semiwariogramów względnych przy obserwowanych rozbieżnościach w wartościach semiwariogramów obliczonych klasyczną formułą G. Matherona wskazuje na obecność efektu proporcjonalności.

W niniejszej pracy dokonano analizy stabilności struktury zmienności złoż. Badanie homogeniczności struktury zmienności sprowadzało się głównie do oceny obszarowego zróżnicowania charakteru zmienności wybranych parametrów złożowych. W celu prześledzenia niejednorodności dokonano obliczenia semiwariogramów parametrów złożowych w mniejszych wydzielonych fragmentach badanych złoż.

Modelowanie zmienności parametrów dokonano w przestrzeni dwuwymiarowej 2D. Badaniami objęto cztery złoża różnych kopalń. Analizowano strukturę zmienności miąższości użytkowej węgla w poziomie V KWB Bełchatów, miąższości pokładu węgla 407/1 w KWK Staszic, zasobności Cu w złożu rud miedziowo-srebrowych kopalni Rudna oraz zasobności złoża siarki rodzinnej Jeziórko.

Materiał podstawowy badań stanowiły wyniki rozpoznania złoż. Ocenę zróżnicowania zmienności miąższości użytkowej węgla w poziomie V KWB Bełchatów oparto na wynikach opróbowania otworów rozpoznawczych i ścian odkrywki (próbach bruzdowych). Zmienność pokładu węgla 407/1 w KWK Staszic analizowano w oparciu o dane pochodzące z otworów wiertniczych i wyrobisk górniczych. Podstawę charakterystyki zmienności zasobności Cu w złożu rud miedziowo-srebrowym kopalni Rudna stanowiły dane pochodzące z opróbowania wyrobisk górniczych. Do oceny struktury zmienności złoża siarki wykorzystano dane z otworów eksploatacyjnych.

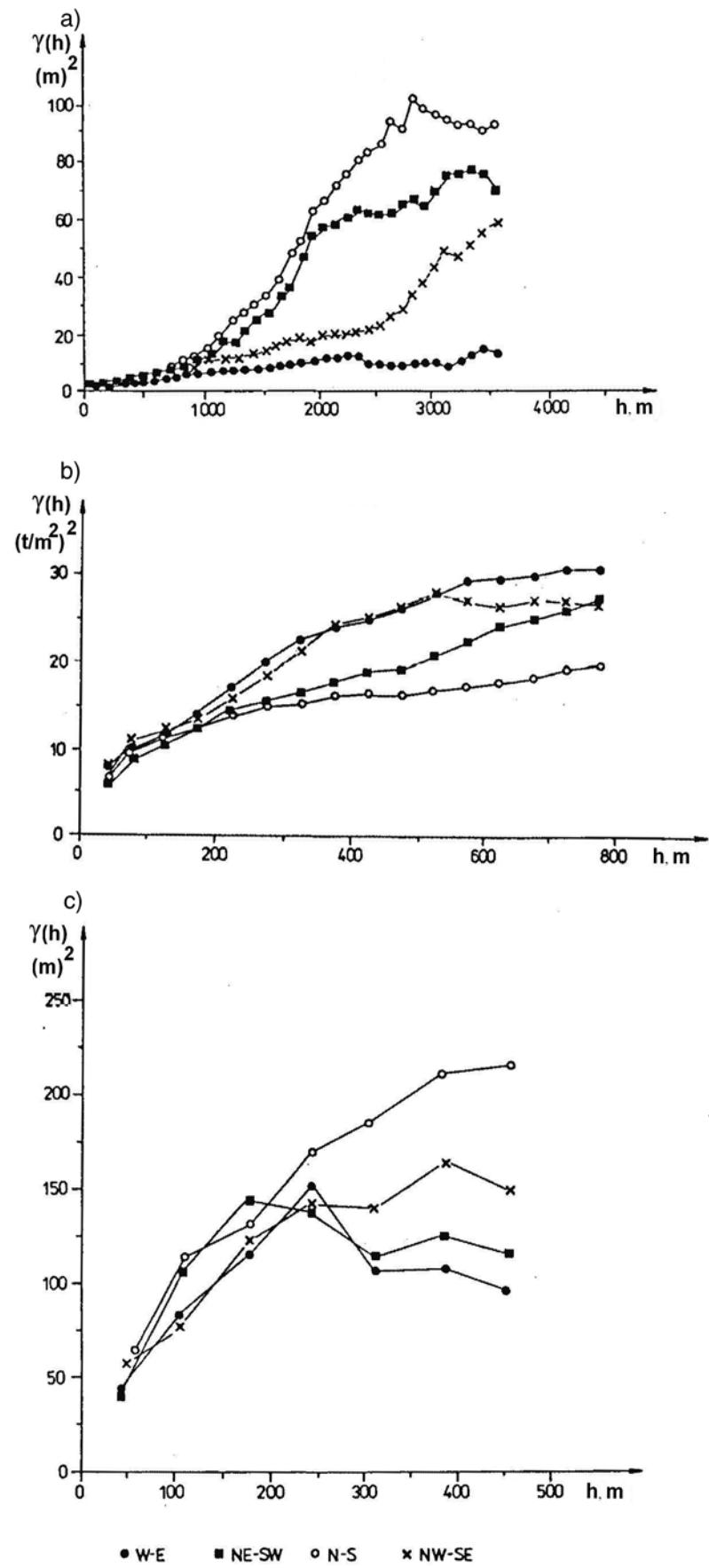
3. Charakterystyka niejednorodności

Jak wynika z dotychczas prowadzonych badań geostatystycznych, na większych obszarach często obserwuje się zróżnicowanie średnich wartości parametrów złożowych. Najczęściej obecność wyraźnego trendu zaznacza się dopiero na obszarach przekraczających znacznie rozmiary ocenianych parcel zasobowych. Wyniki badań złoż rud miedziowo-srebrowych [14, 15], siarki rodzinnej [5] oraz węgla kamiennego [4, 6] dowodzą, że quasi-jednorodne partie mogą mieć różne rozmiary. W złożach rud miedziowo-srebrowych minimalne powierzchnie takich pól osiągają najczęściej 2 ha. Na innych badanych złożach są one często większe.

Zróżnicowanie poszczególnych części złoża ze względu na analizowany parametr stanowi utrudnienie w efektywnym stosowaniu krigingu zwyczajnego do obliczania zasobów złoża lub konstrukcji map izolinii parametrów. W przypadku złoż rozpoznanych rzadką siecią otworów, obszarowe zróżnicowanie średnich wartości parametrów złożowych może istotnie wpływać na dokładność interpolacji, a zarazem na wiarygodność sporządzanych map izoliniowych parametrów. Jako przykład służby mogą wyniki analizy dokładności interpolacji zawartości siarki i popiołu w wybranych pokładach KWK Murcki [20].

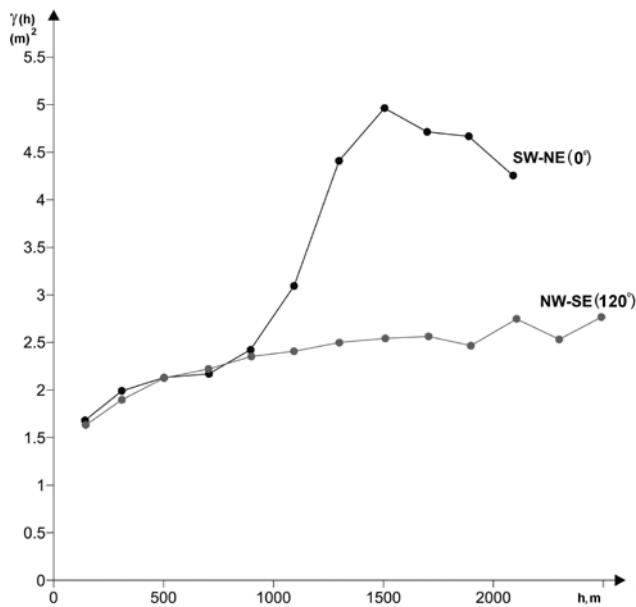
Obszarowe zróżnicowanie średnich wartości parametrów złożowych może wyrażać się w anizotropii. W takich przypadkach kierunkowe zróżnicowanie zmienności najczęściej zaznacza się dopiero na większych odległościach (rys. 1). Wykresy semiwariogramów charakteryzują się wówczas zbliżonym przebiegiem do pewnych odległości, które wyznaczają rozmiary quasi-izotropowych parti złoża. W partiach tych złoże jednocześnie charakteryzuje się większą jednorodnością. Niejednokrotnie obserwowało, że kierunki największej zmienności pokrywają się z kierunkami występowania rejonów różniących się istotnie średnimi wartościami parametrów złożowych. Przyczyną takiej niejednorodności może być na przykład ubożenie złoża w pobliżu jego granic. Złoże charakteryzuje się wówczas w tych strefach znacznie niższymi parametrami niż na pozostałym obszarze. Często niejednorodność i anizotropia znajdują wyraz w obecności trendu („dryftu”) w zróżnicowaniu wartości parametrów złożowych.

Na rys. 2 przedstawiono wyniki badania zróżnicowania zmienności miąższości warstwy złożowej kruszywa naturalnego w dolinie górnej Odry w rejonie Raciborza. Przebieg semiwariogramów wskazuje, że zmienność miąższości na małych odległościach ma charakter izotropowy, a kierunkowe zróżnicowanie zmienności parametru ujawnia się dopiero na odległościach ponad 750 m w kierunku SW – NE (30°).



Rys. 1. Semiwariogramy ukazujące występowanie anizotropii zmienności parametrów złożowych na większych obszarach [9]
a) miąższość pokładu węgla 510 w KWK Kazimierz-Juliusz, b) zasobność złoża siarki rodzimej Jeziorko (pole eksploatacyjne IX), c) miąższość złoża kopaliny skaleniowej Karpniki

Fig. 1. Directional semi-variograms presenting anisotropy on sizable areas [9]
a) seam thickness no. 510 in the Kazimierz-Juliusz coal mine, b) sulphur accumulation for the Jeziorko deposit (IX mining field), c) thickness of the Karpniki feldspar deposit



Rys. 2. Semiwariogramy kierunkowe miąższości warstwy kruszywa naturalnego w dolinie Odry (obszar badań obejmuje złoża: Lubomia III, Nieboczowy III oraz fragment złoża Racibórz II – zbiornik) [9]

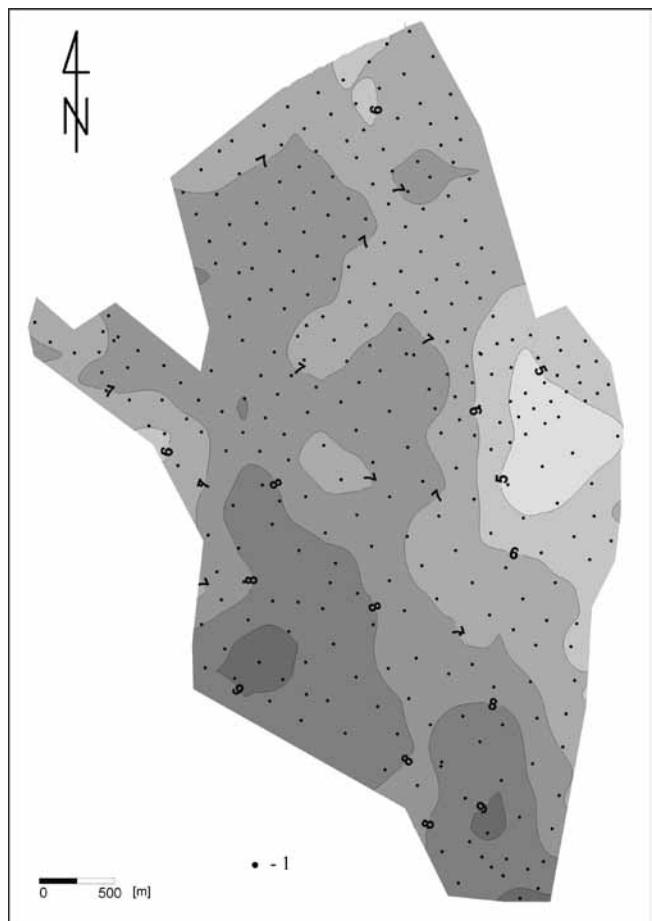
Fig. 2. Directional semi-variograms of thickness of natural aggregate in Odra valley (studied area includes: Lubomia III and Nieboczowy III deposits, part of Racibórz II deposit – zbiornik) [9]

Obserwowana na semiwariogramach anizotropia znajduje wyjaśnienie w niejednorodności złoża. Na mapie izolinowej parametru obserwuje się występowanie na kierunku SW - NE stref o zróżnicowanej miąższości, których szerokość wynosi przeciętnie 750 m (rys. 3). Miąższość kopaliny wyraźnie maleje w kierunku NE, w miarę oddalania się od koryta rzeki. Przyczyny obserwowanej anizotropii należałoby upatrywać w zróżnicowanych warunkach akumulacji materiału okruchowego w zależności od odległości od koryta rzeki.

Niejednorodność nie musi się ujawniać w postaci kierunkowego zróżnicowania zmienności parametrów złożowych. Według M.B. Raca [19] zarówno środowisko niejednorodne, jak i jednorodne może być izo-, jak i anizotropowe. Relacje między tymi pojęciami umieszcza tab. 1.

W przypadku losowego charakteru zmienności obszarowe, skokowe zmiany wartości parametrów złożowych mogą powodować, że obserwowane semiwariogramy parametrów mają z początku przebieg równoległy do osi odciętych, a po przekroczeniu pewnej wartości h raptownie rosną, po czym ponownie stabilizują się wokół prostej równoległej do osi wartości argumentu h (rys. 4). Tego typu przebieg mają semiwariogramy zawartości popiołu i kaloryczności w pokładzie 349 oraz zawartości siarki w pokładzie 510 w KWK Kazimierz-Juliusz [6]. Widoczny na semiwariogramach obraz zróżnicowania parametrów jakościowych węgla znajduje odzwierciedlenie na mapach opróbowania złoża. Na mapach tych można prześledzić występowanie rejonów różniących się jakością węgla (rys. 4). Rozmiary tych stref odpowiadają odległościom, przy których następuje raptowny wzrost wartości semiwariogramów.

Na rys. 5 przedstawiono rozmieszczenie analizowanych partii złoż wraz z liczebnością zbiorów danych oraz wykresy semiwariogramów skonstruowanych dla wydzielonych rejonów. Wyniki przeprowadzonych badań wskazują, że przyjęcie założenia odnośnie stabilności struktury zmienności parametrów w granicach całego złoża bywa często zbyt du-



Rys. 3. Mapa izolinii miąższości warstwy kruszywa naturalnego w dolinie Odry sporządzona metodą krigingu zwykłego (obszar badań obejmuje złoża: Lubomia III, Nieboczowy III oraz fragment złoża Racibórz II – zbiornik) [9]
1 – otwory wiertnicze

Fig. 3. Contour map of thickness of natural aggregate in Odra valley obtained by ordinary kriging (studied area includes: Lubomia III and Nieboczowy III deposits, part of Racibórz II deposit – zbiornik) [9]
1 – boreholes

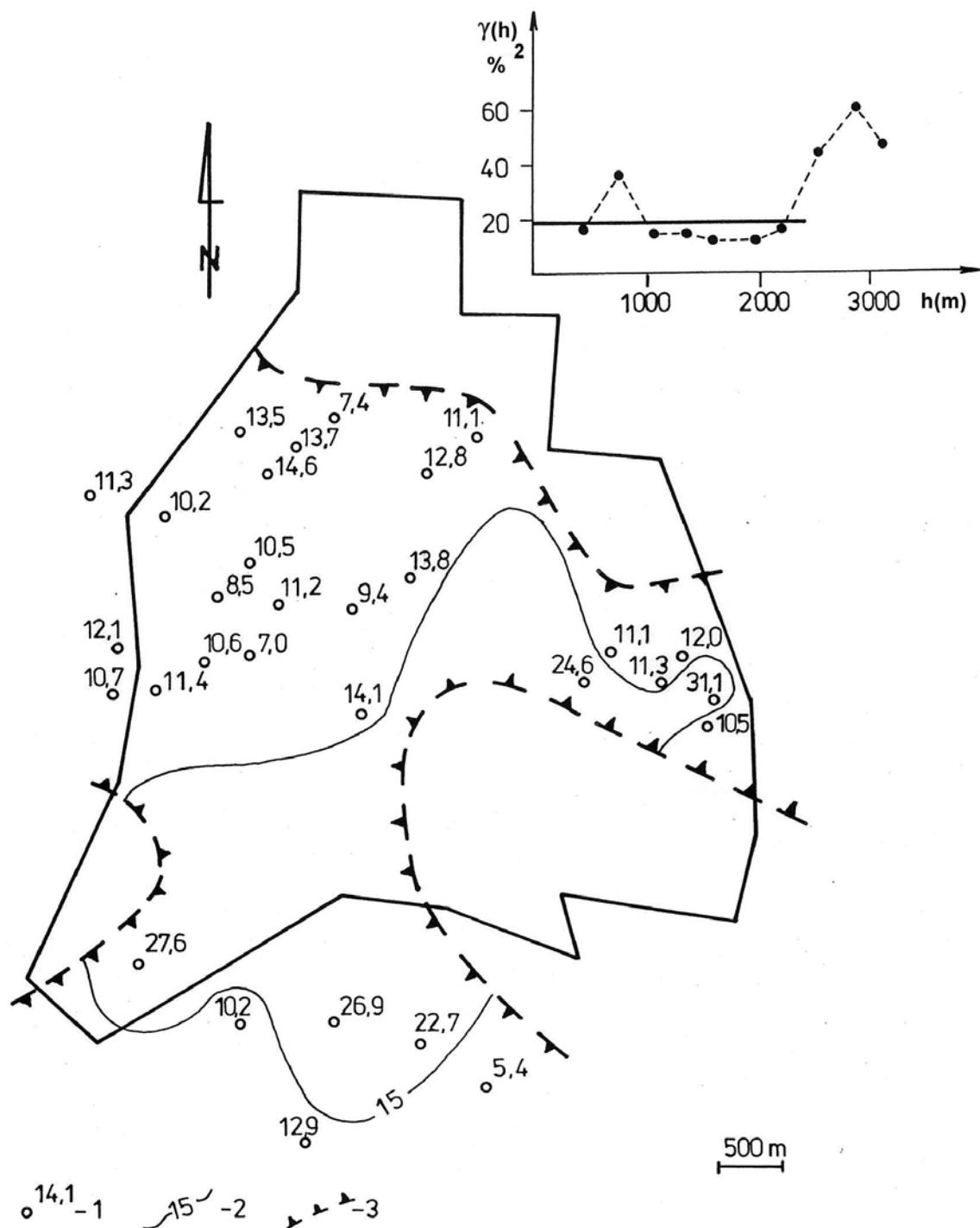
żym uproszczeniem. Zwracają uwagę dość wyraźne różnice w przebiegu wykresów semiwariogramów skonstruowanych dla poszczególnych rejonów. Świadczy to o obszarowym zróżnicowaniu struktury zmienności badanych parametrów złożowych. Zwracano na to już dawno uwagę [np. 10, 11, 18].

Obszarowe zróżnicowanie zmienności parametrów złożowych obserwowano w śląsko-krakowskich złożach rud cynku i ołowiu. Według Muchy [12] zróżnicowanie zawartości zarówno Zn jak i Pb w tych złożach cechuje duże podobieństwo

Tablica 1. Charakterystyka obiektów geologicznych wg M.B. Raca [19]

Table 1. Characteristics of geological objects acc. to M.B. Rac [19]

Środowisko	Jednorodne	Niejednorodne
Izotropowe	Cechy złoża nie zależą od kierunku badania i położenia punktów obserwacji	Cechy złoża zależą od położenia punktów obserwacji, lecz nie zależą od kierunku badania
Anizotropowe	Cechy złoża zależą od kierunku badania, lecz nie zależą od położenia punktów obserwacji	Cechy złoża zależą od kierunku badania i położenia punktów obserwacji

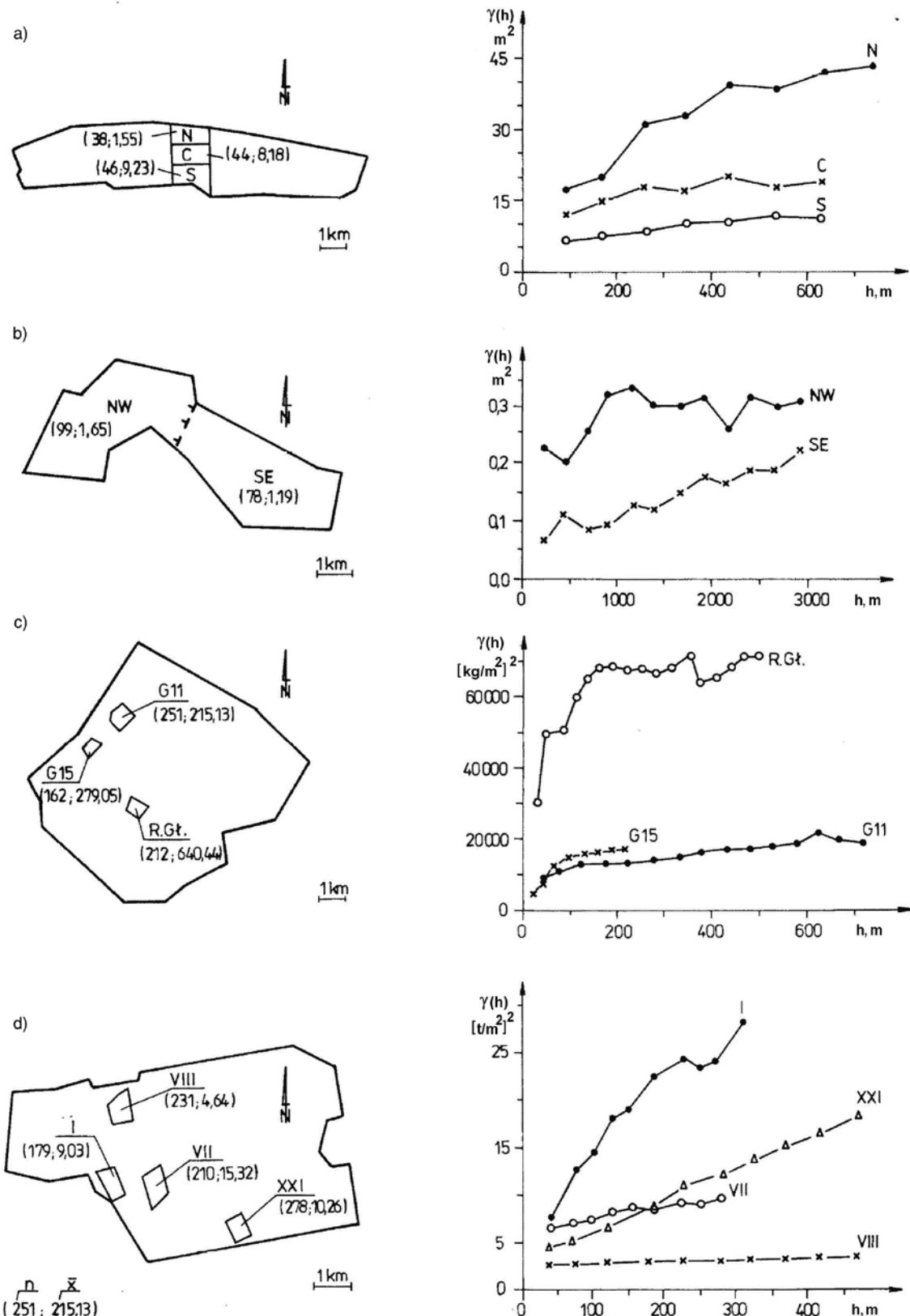


Rys. 4. Mapa zawartości popiołu w węglu - pokład 349 w KWK Kazimierz-Juliusz [4]

1 – otwór wiertniczy wraz z pomiarem zawartości popiołu, 2 – izolinia zawartości popiołu rozgraniczająca populacje, 3 – wychodnia pokładu

Fig. 4. Map of ash content in coal – seam no. 349 in Kazimierz-Juliusz hard coal mine [4]

1 – borehole and ash content measurement, 2 – isoline dividing two populations, 3 – outcrop of the seam



Rys. 5. Przykłady obszarowego zróżnicowania semivariogramów parametrów złożowych

a) miąższość użyteczna węgla w poziomie V KWB Belchatów, b) miąższość pokładu węgla, 407/1 w KWK Staszic, c) zasobność Cu w złożu rud miedzio-srebrowych kopalni Rudna, d) zasobność złoża siarki rodzimej Jeziórko; N, NW, G15, VII – wydzielone części złoża, n – liczba danych, \bar{x} – średnia arytmetyczna wartość parametru

Fig. 5. Examples of semi-variograms differentiation within deposits

a) useful thickness of lignite for V level at Belchatów opencast mine, b) thickness of seam no. 407/1 in Staszic hard coal mine, c) Cu accumulation for copper-silver ore deposit of Rudna mine, d) native sulphur accumulation for Jeziórko deposit; N, NW, G15, VII – studied parts of the deposits; n – number of data, \bar{x} – arithmetic mean values of the parameters

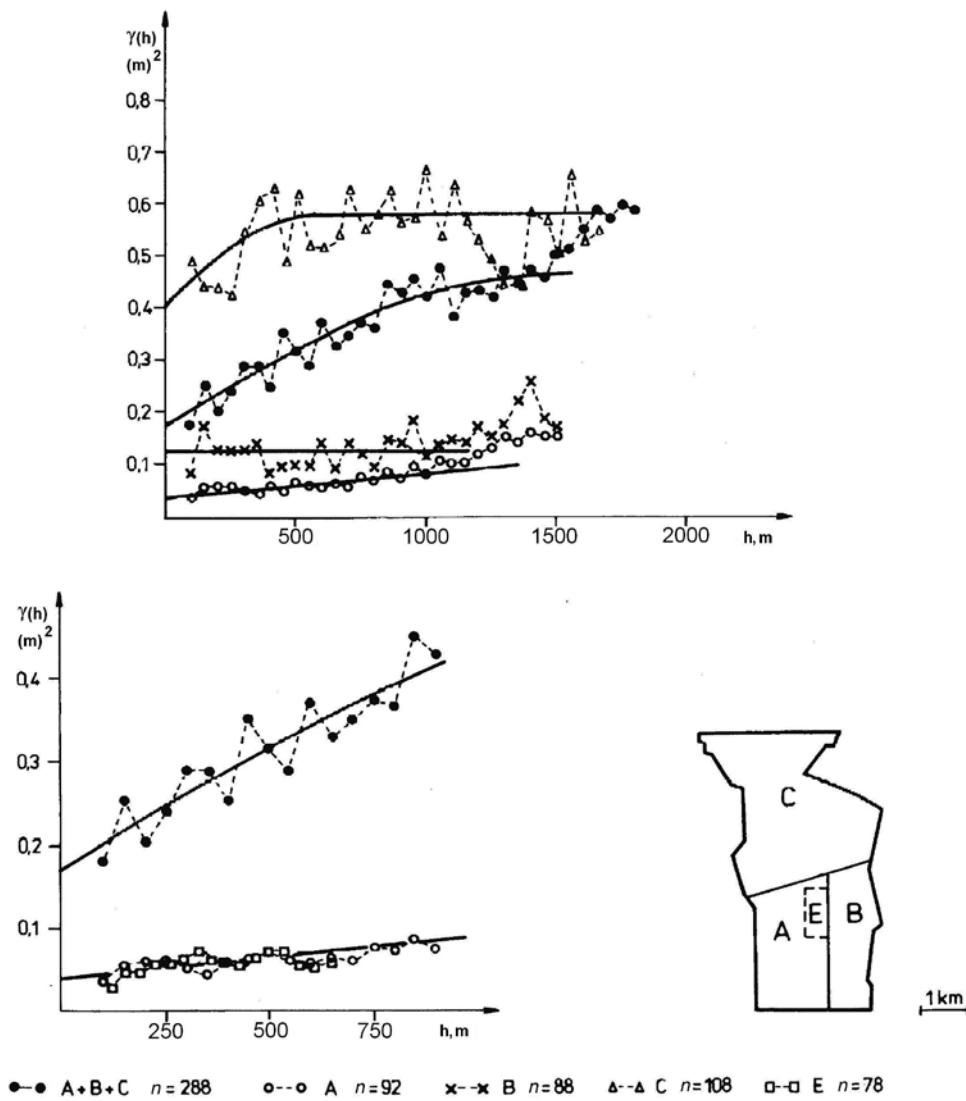
struktur zmienności wyrażające się identycznym sferycznym typem modelu semiwariogramu. Zróżnicowanie wartości parametrów modeli sferycznych opisujących zmienność metali w odmiennie wykształconych częściach złóż, charakteryzujących się innym typem form skupień kruszczów, wyklucza jednak możliwość określenia jednolitego geostatystycznego modelu zmienności.

Obszarowe zróżnicowanie zmienności parametrów złóżowych rejestrowano również w złóżach węgla kamiennego [6, 7, 8, 10] i brunatnego [17]. W złóżach węgla kamiennego zaznacza się nie tylko zróżnicowanie struktury zmienności miąższości pokładów, ale także zmienność parametrów jakościowych węgla. Obserwuje się obszarowe zróżnicowanie semiwariogramów opisujących zmienność tych parametrów w obrębie pojedynczych pokładów na obszarze całego GZW, a także w granicach pojedynczych kopalń [6, 7, 8]. Wyraża się to odmienną postacią geostatystycznych modeli zmienności lub różną wielkością parametrów opisujących jej model.

Wyniki badań pokładu 418 w KWK Bielszowice sugerowały, że małe fragmenty pokładów mogą stanowić quasi-homogeniczne rejony z uwagi na zmienność parametrów

złożowych [6]. Do podobnych wniosków prowadzi również analiza struktury zmienności miąższości pokładu węgla 510 w KWK Kazimierz-Juliusz [4].

Na rys. 6 przedstawiono wyniki analizy zmienności pokładu 418 w KWK Bielszowice. W celu prześledzenia obszarowych zmian zmienności miąższości dokonano podziału pokładu na 3 parcele, oznaczając je umownie A,B,C. Dodatkowo w obrębie parceli A wydzielono do badań mniejszy fragment pokładu, oznaczając go symbolem E. Zwraca uwagę fakt, że semiwariogramy miąższości pokładu wyliczone dla całego obszaru górnictwa kopalni i wydzielonych fragmentów złóż A, B i C zdecydowanie się różnią. Świadczy to o obszarowym zróżnicowaniu struktury zmienności parametru na większych obszarach. Największą zmienność wykazuje pokład w rejonie C, w którym występują liczne strefy wycieńienia i rozmyć pokładu. Semiwariogram obliczony dla tego rejonu charakteryzuje się wyższymi wartościami i ukazuje dużą zmienność lokalną. Zbliżony przebieg semiwariogramów skonstruowanych dla rejonu D i E wskazuje na jednorodny, względnie quasi-jednorodny charakter zmienności miąższości pokładu w mniejszych jego parcelach.



Rys. 6. Semiwariogramy miąższości pokładu 418 w wydzielonych parcelach w KWK Bielszowice [6]
A, B, C, E – wyróżnione części pokładu, n – liczba danych

Fig. 6. Sami-variograms of thickness of the seam no. 418 for selected parts in Bielszowice hard coal mine [6]
A, B, C, E - studied parts of the seam, n - number of data

W złożach wielopokładowych zróżnicowanie charakteru zmienności dotyczy poszczególnych pokładów, co wyraża się zindywiduálizowaniem ich struktury zmienności. Przykładem są złoża węgla kamiennego (rys. 7) [6, 10, 21]. Obserwuje się przy tym pewne zależności modelu zmienności miąższości pokładów, wartości opałowej, zawartości popiołu oraz zawartości siarki w węglu od pozycji litostratygraficznej pokładu [6, 7, 8].

Jak wynika z przeprowadzonych badań, obserwowane zróżnicowanie struktury zmienności najczęściej nie znajduje uzasadnienia w efekcie proporcjonalności. Semiwariogramy względne (relatywne) wyliczane dla poszczególnych fragmentów złóż mogą nadal różnić się przebiegiem. Świadczą o tym dane przedstawione na rys. 8. Zwraca uwagę zróżnicowanie semiwariogramów względnych badanych parametrów złóżowych. Jedynie wykresy semiwariogramów miąższości pokładu węgla 407/1 w KWK Staszic sugerują występowanie zależności pomiędzy wariancją i średnią wartością parametru.

Również w śląsko-krakowskich złożach cynku i ołowiu obserwuje się obszarowe zróżnicowanie względnych semiwariogramów zawartości metali. Zastosowanie tych semiwariogramów prowadzi co prawda do znacznego zbliżenia wartości parametrów geostatystycznych, ale ich zróżnicowanie pozostało nadal zbyt duże, aby można było skonstruować jeden wspólny model dla całych złóż [12].

Obszarowe zróżnicowanie struktury zmienności parametrów złóżowych znajduje często wyjaśnienie w budowie złóż. Na geologiczne uwarunkowania obserwowanych struktur zmienności parametrów złóżowych zwracano już wcześniej uwagę [np. 6, 13, 18]. Częstą przyczyną niejednorodności miąższości i zasobności jednostkowej jest zmienne wykształcenie serii złóżowej.

W złożach siarki rodzimej do czynników determinujących strukturę zmienności parametrów należy zaliczyć obecność gipsów, płonnych wapieni oraz ilów w serii chemicznej. Również urozmaicona morfologia stropu lub spągu złóż może prowadzić do niestabilności struktury zmienności parametrów złóżowych. Obszarowe zróżnicowanie struktury zmienności zawartości składników użytecznych znajduje dodatkowo uzasadnienie w występowaniu w złóżach odmiennych typów mineralizacji.

Do czynników determinujących strukturę zmienności miąższości pokładów węgla należy zaliczyć rozmycia erozyjne oraz zmiany facjalne [6, 18]. W pokładach, w których obserwuje się liczne rozmycia i wyklinowania zaznacza się większy udział składnika losowego w obserwowanej zmienności parametru. Częściej stwierdza się modele losowe semiwariogramów. Również obecność przerostów wpływa na strukturę zmienności miąższości pokładów węgla. Także tektonika ciągła może determinować strukturę ich zmienności. Przykładowo występowanie quasi-homogenicznych partii w pokładzie 510 w KWK Kazimierz-Juliusz należałoby po części wiązać z elementami głównych struktur tektoniki ciągłej. Jak wynika z przeprowadzonych badań największe zróżnicowanie miąższości występuje na sklonie niecki kazimierzowskiej i w strefach antyklinalnych, najmniejsze natomiast w strefie osiowej niecki [4].

Występowanie substancji mineralnej rozproszonej w węglu, a także przerostów skał płonnych ma wpływ na obserwowaną strukturę zmienności parametrów jakościowych pokładów węgla (rys. 9) [7, 8, 18]. W publikacji [18] podany jest model zależności semiwariogramu od budowy pokładu. Strukturę zmienności wartości opałowej, zawartości popiołu oraz siarki może determinować również wyklinowywanie się i rozszczepianie pokładów, którym najczęściej towarzyszy wzrost substancji nieorganicznych w węglu.

Niejednokrotnie ustalenie związków pomiędzy obserwowanymi na semiwariogramach strukturami zmienności parametrów a budową geologiczną złoża bywa utrudnione lub wręcz niemożliwe, przede wszystkim z uwagi na niedostateczny stopień rozpoznania struktur zmienności. Wynika to na ogół ze stosunkowo malej liczby obserwacji, rzadkiej sieci rozpoznawczej lub skrajnie nieregularnego rozmieszczenia punktów pomiarowych. Reprezentatywność semiwariogramów zależy w znacznym stopniu od dokładności z jaką złoże zostało rozpoznane. Uzasadnia to dokonywanie interpretacji geologicznej semiwariogramów skonstruowanych dla złóż dostatecznie rozpoznanych. Na obserwowaną strukturę zmienności parametru ma również wpływ skala obserwacji. Należy mieć na uwadze, że zwiększając rozmiary badanego fragmentu złoża, uwzględniając coraz to nowe elementy jego budowy, rzutujące na ogólną zmienność parametrów złóżowych. Dla potrzeb analizy stabilności struktury zmienności wybrane do badań fragmenty złóż powinny mieć zblizone wymiary.

5. Podsumowanie

Jak wynika z dawnych przeprowadzonych badań, na większych obszarach często obserwuje się zróżnicowanie średnich wartości parametrów złóżowych. Małe fragmenty złóż – odpowiadające na ogół rozmiarom parcel wydzielanych do obliczeń zasobów – można jednak najczęściej traktować za quasi-homogeniczne z uwagi na zróżnicowanie wartości parametrów złóżowych, co z kolei upoważnia do stosowania w nich ocenie metody krigingu zwyczajnego.

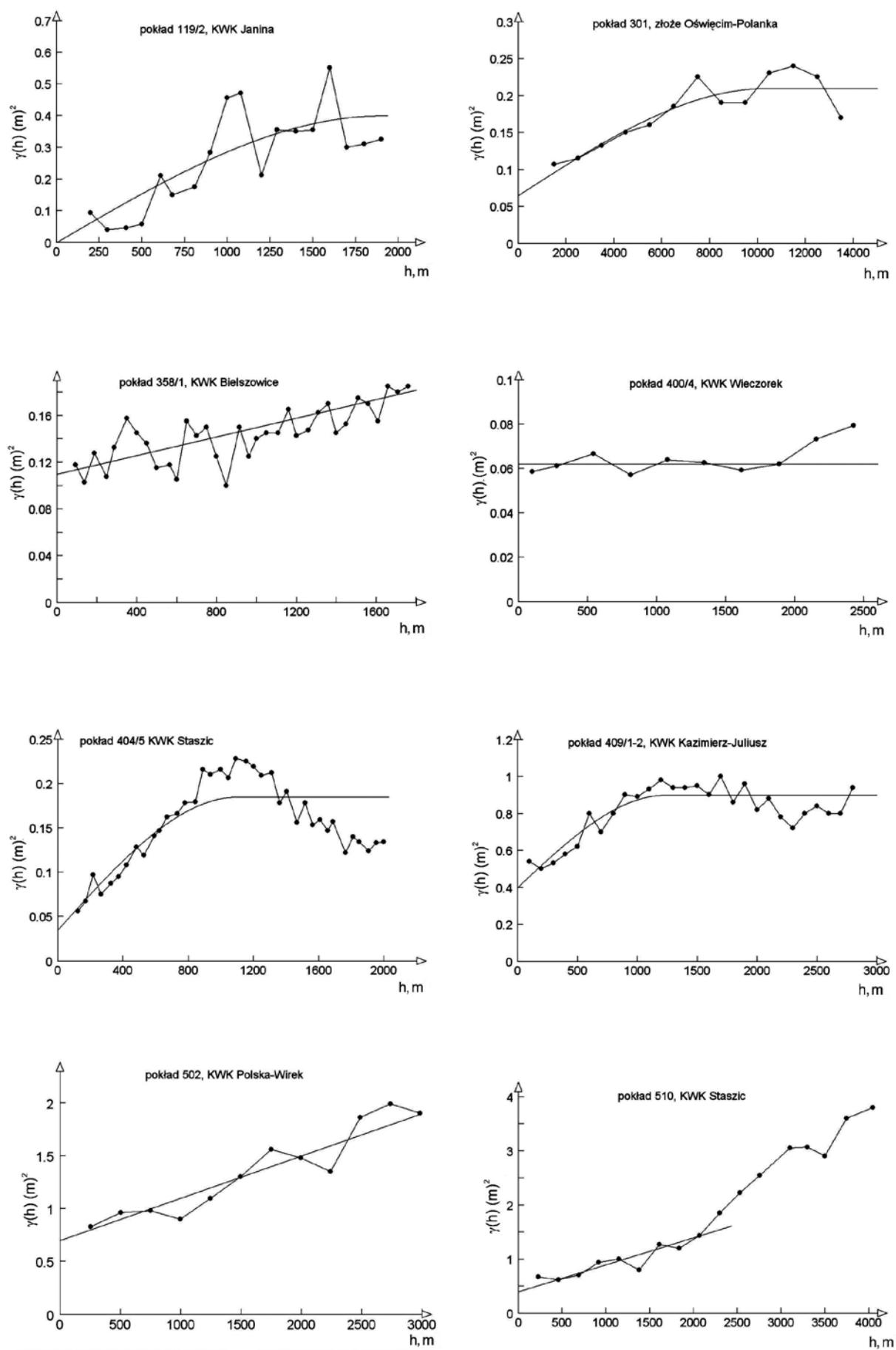
Obszarowe zróżnicowanie średnich wartości parametrów złóżowych może prowadzić do anizotropii zmienności. W takich przypadkach kierunkowe zróżnicowanie zmienności najczęściej zaznacza się dopiero na większych odległościach.

Zwraca uwagę niestabilność struktur zmienności złóż. Uzyskane wyniki potwierdzają spostrzeżenia poczynione na etapie wcześniejszej prowadzonych badań, co do małej homogeniczności struktur zmienności złóż. Zróżnicowanie struktury zmienności daje się obserwować w złóżach jednego typu, a nawet w obrębie pojedynczych złóż. Wyraża się to bądź odmienną postacią geostatystycznego modelu zmienności (np. pokładów węgla kamiennego) bądź różną wielkością parametrów opisujących model (np. w złóżach rud Zn-Pb, złóżach rud Cu-Ag). Zróżnicowanie to dotyczyć może poszczególnych pól, pięter, poziomów kopalnianych, a także poszczególnych pokładów w przypadku złóż wielopokładowych.

Najczęściej obserwowane zróżnicowanie geostatystycznych modeli opisujących zmienność parametrów w różnych partiach złoża nie pozwala na ustalenie jednolitego modelu zmienności.

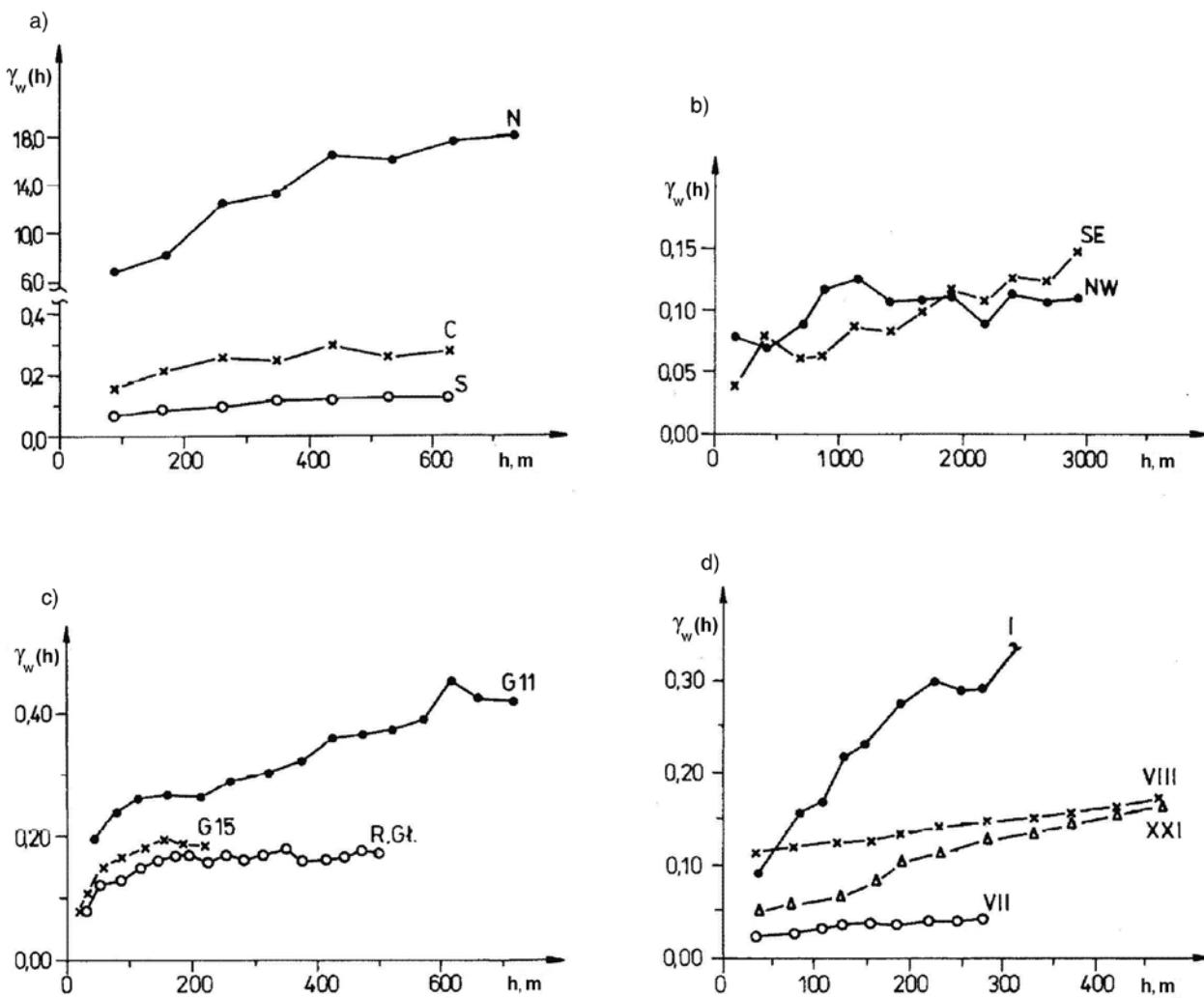
Wyniki badań sugerowałyby jednak, że małe fragmenty złóż mogą stanowić quasi-homogeniczne rejony z uwagi na zmienność parametrów złóżowych.

Dotychczasowa praktyka wskazuje na potrzebę głębszego analizowania struktury zmienności parametrów złóżowych w nawiązaniu do budowy geologicznej złoża i zróżnicowania ich cech charakteryzujących rodzaj i jakość kopalin (np. form mineralizacji). Analiza wyników rozpoznania złóż powinna obejmować również ocenę jego jednorodności. Wykrycie niejednorodności złoża niejednokrotnie umożliwia analizę rozkładów parametrów złóżowych. Opracowanie statystyczne wyników rozpoznania winno zatem poprzedzać modelowanie struktury zmienności złoża. Podział złoża na części jednorodne powinien być jednak oparty na kryteriach geologicznych. Jak wynika bowiem z dotychczasowych badań, obserwowane obszarowe zróżnicowanie parametrów złóżowych oraz struktury ich zmienności, często znajduje odzwierciedlenie w budowie



Rys. 7. Semivariogramy miąższości wybranych pokładów węgla w GZW [6]

Fig. 7. Sami-variograms of thicknesses of selected seams in Upper Silesian Coal Basin [6]



Rys. 8. Badanie efektu proporcjonalności przy pomocy semiariogramów względnych

a) miąższość użyteczna węgla w poziomie V KWB Belchatów, b) miąższość pokładu węgla 407/1 w KWK Staszic, c) zasobność Cu w złożu rud miedzio-srebrowych kopalni Rudna, d) zasobność złoża siarki rodzimej Jeziórko; N, NW, G15, VII – wydzielone części złoża przedstawione na rys. 5.

Fig. 8. Study of a proportional effect with relative semi-variograms

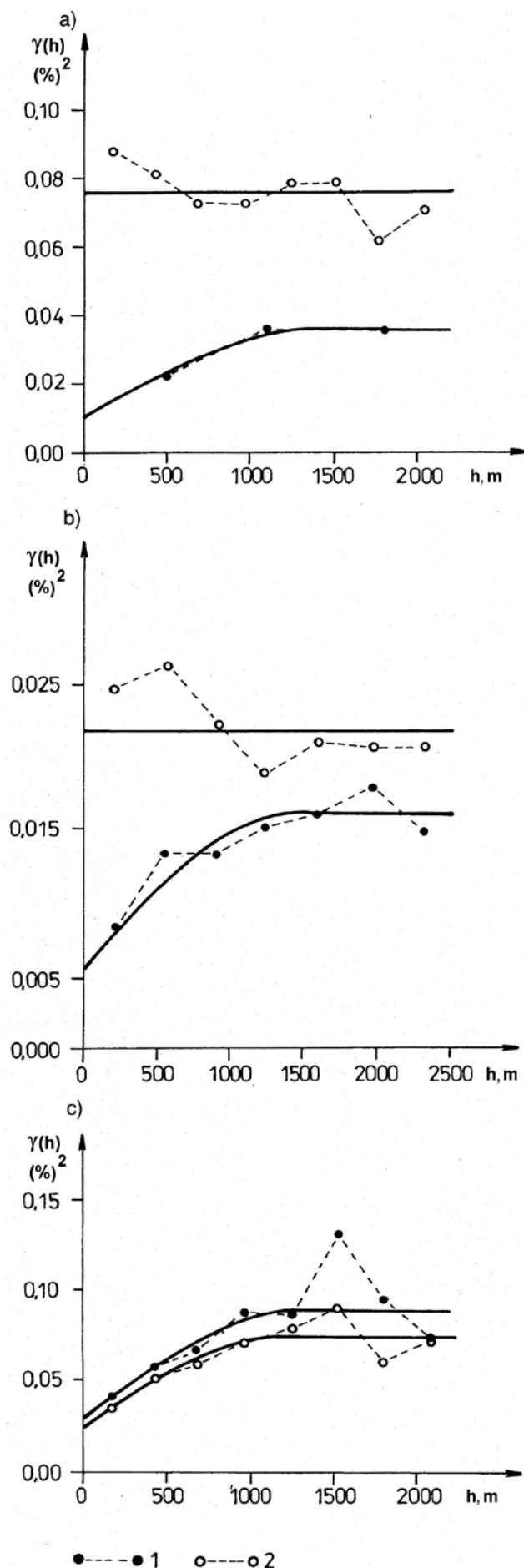
a) useful thickness of lignite for V level at Belchatów opencast mine, b) thickness of seam no. 407/1 in Staszic hard coal mine, c) Cu accumulation for copper-silver ore deposit of Rudna mine, d) native sulphur accumulation for Jeziórko deposit; N, NW, G15, VII – studied parts of the deposits; n – number of data, \bar{x} – arithmetic mean values of the parameters

złoża. Znajomość procesów geologicznych, budowy złoża i jego genezy winna ułatwiać właściwą interpretację obszarowego zróżnicowania zmienności parametrów złożowych. Pomocne w tym względzie mogą być mapy izolinii parametrów złoża, a także mapy trendów.

Szczególnie atrakcyjną do badania niejednorodności złoż wydaje się być ocena krzyżowa (*cross validation*). Znajduje ona zastosowanie do ustalania optymalnych modeli semiariogramów opisujących zmienność badanych parametrów złoża [2]. Procedura ta stwarza możliwość analizowania efektywności interpolacji wartości parametrów złożowych przy różnych modelach ich zmienności. Porównanie wyników estymacji opartej na modelach semiariogramów skonstruowanych dla całego złoża i wydzielonych rejonów umożliwia weryfikację stopnia jednorodności struktury zmienności badanego obiektu złożowego.

Badanie niejednorodności złoża wymaga dysponowania dostateczną liczbą obserwacji, a zatem najczęściej jest ono możliwe w przypadku dokumentowania dużych złoż, złoż rozpoznanych w wyższych kategoriach poznania lub podanych już eksploatacji. Jeśli złoże rozpoznane zostało niewielką liczbą wyrobisk, zbadanie niejednorodności napotyka na znaczne trudności, a wynik oceny na ogół obarczony jest znacznym błędem.

Dysponowanie niedostateczną liczbą danych skłania często do przyjmowania założeń odnośnie jednorodności w skali całego złoża. Przyjęcie takich założeń znajduje najczęściej uzasadnienie przy dokumentowaniu złoż w niższych kategoriach rozpoznania, z uwagi na obowiązujące w stosunku do nich nieco niższe wymagania co do dokładności poznania poszczególnych parametrów złożowych.



Rys. 9. Wpływ przerostów na obserwowaną strukturę zmienności miąższości pokładów węgla [6]
 a) pokład 349, KWK Wesola, rejon W; b) pokład 349, KWK Wesola, rejon E; c) pokład 404/1, KWK Wieczorek; d) pokład 358/1, KWK Sośnica
 1 – semiwariogram miąższości pokładu wraz z przerostami, 2 – semiwariogram miąższości pokładu bez przerostów

Fig. 9. Influence of the dirty partings (intercalations) on the observed variability structure of thicknesses of hard coal seams [6]
 a) seam no. 349, region W- Wesola hard coal mine,
 b) seam no. 349, region E- Wesola hard coal mine,
 c) seam no. 404/1, Wieczorek hard coal mine,
 d) seam no. 358/1, Sośnica hard coal mine
 1 – semi-variogram of the thickness of the coal seam (excluding intercalations), 2 – semi-variogram of the thickness of the coal seam with intercalations

Niejednorodność winna być uwzględniana przy dokumentowaniu zasobów i ocenie jakości kopaliny, a także przy projektowaniu sposobu zagospodarowania i eksploatacji złoża.

W przypadku stwierdzenia wyraźnego obszarowego zróżnicowania zmienności wskazane jest prowadzenie estymacji krigingiem zwyczajnym, oddzielnie w partiach uznanych za jednorodne, w oparciu o ustalone dla nich modele semiwariogramów parametrów złoża. Jeżeli występuje efekt proporcjonalności, uzasadnione jest prowadzenie estymacji procedurą krigingu w oparciu o ustalony dla całego złoża semiwariogram względny parametru. W przypadku obecności wyraźnego trendu („dryftu”) w zmienności parametru, wskazane jest korzystanie z zalecanej dla warunków niestacjonarnych techniki krigingu uniwersalnego. Powinno to prowadzić do podwyższenia efektywności prognozowania jakości kopaliny i szacowania zasobów.

Literatura

1. Armstrong M.: Basic Linear Geostatistics. Springer, Berlin 1998.
2. Clark I.: The art of cross validation in geostatistical application. Proceedings, 19th APCOM Symposium, Penn State 1986.
3. Cressie N.: When are relative variograms useful in Geostatistics. Mathematical Geology, 1985, 17, 7: 693-702.
4. Kokesz Z.: Struktura zmienności parametrów wybranych pokładów węgla z KWK Kazimierz – Juliusz. „Gospodarka Surowcami Mineralnymi” 1990, 5, t. 6, z.1: 97 – 105.
5. Kokesz Z.: Geostatistical reserves estimation for native sulphur deposits mined by underground melting. Sience de la Terre, ser. Inf., 1991, nr 31, Nancy: 223-238.
6. Kokesz Z.: Geostatystyczna charakterystyka pokładów węgla w Górnogórskim Zagłębiu Węglowym. „Górnictwo Odkrywkowe” 2006, nr 1-2: 66-75.
7. Kokesz Z.: Geostatystyczna charakterystyka zmienności zawartości popiołu i wartości opałowej węgla w wybranych pokładach Górnogórskiego Zagłębia Węglowego. „Przegląd Górniczy” 2010, nr 11, 103-110.
8. Kokesz Z.: Geostatystyczna analiza zmienności zawartości siarki w wybranych pokładach węgla GZW. „Gospodarka Surowcami Mineralnymi” 2010, t.26, z.3, 95-110.
9. Kokesz Z.: Badania anizotropii zmienności złoż z wykorzystaniem metod geostatystycznych. „Przegląd Górniczy” 2013, nr 12.
10. Kokesz Z., Mucha J.: Dotychczasowe doświadczenia w zastosowaniu metod geostatystycznych w geologii górniczej w Polsce. Materiały Seminarium nt. Metody matematyczne i technika komputerowa w górnictwie, Szklarska Poręba, wyd. GIG, 1987, t. 3: 45-55.

-
11. *Mucha J.*: Bariery i ograniczenia geostatystycznej oceny parametrów złożowych. „*Zeszyty Naukowe AGH, Geologia*” 2001, nr 6, t.27, z. 2-4: 641-658.
 12. *Mucha J.*: Struktura zmienności zawartości Zn i Pb w śląsko – krakowskich złóżach rud Zn-Pb; *Studia, Rozprawy, Monografie*, 2002, nr 108, IGSMiE PAN, Kraków.
 13. *Mucha J., Szuwarzynski M.*: Geological aspects of geostatistical modelling of the Polish Zn-Pb deposits. *Science de la Terre, ser. Inf.*, 1994, nr 32, Nancy: 317-330.
 14. *Namysłowska – Wilczyńska B.*: Application of kriging to the determination of homogenous blocks of Cu ore deposits. *Science de la Terre, ser. Inf.*, 1988, nr 27, Nancy: 279-290.
 15. *Namysłowska – Wilczyńska B.*: Zmienność złóż rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej w świetle badań geostatystycznych. „*Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej*”, s. *Monografie*” 1993, nr 21.
 16. *Namysłowska – Wilczyńska B.*: Geostatystyka – Teoria i zastosowania. Wyd. Politechniki Wrocławskiej, 2006.
 17. *Naworyta W.*: Analiza zmienności parametrów złożowych węgla brunatnego pod kątem sterowania jakością strumienia urobku. „*Gospodarka Surowcami Mineralnymi*” 2008, t. 24, z. 2/4, 97 – 109.
 18. *Nieć M., Mucha J., Kokesz Z.*: Geological background for geostatistical models. *Science de la Terre, ser. Inf.*, 1988, nr 27, Nancy: 263-278.
 19. *Rac M. B.*: Nieodnorodność gornych porod i ich fizycznych swoistw. Moskwa 1968.
 20. *Wasilewska-Błaszczyk M., Mucha J.*: Dokładność interpolacji zawartości siarki i popiołu w wybranych pokładach węgla kamiennego GZW. „*Gospodarka Surowcami Mineralnymi*” 2005, t. 21, z.1, 7 – 21.
 21. *Wasilewska-Błaszczyk M., Mucha J.*: Dokładność szacowania średnich wartości parametrów złożowych pokładów węgla kamiennego w blokach obliczeniowych metodą krigingu zwyczajnego. „*Przegląd Górnictwy*” 2006, nr 11, 10-17.

Jerzy Malara (1928 – 2013)

Już od 11 maja 1928 roku w Sosnowcu.

Ojciec Józef był uczestnikiem III Powstania Śląskiego, weteranem wojny polsko-bolszewickiej (był ciężko ranny). Matka Stefania, z domu Opara, pochodziła z rodziny górniczej z Czeladzi.

W okresie międzywojennym rodzina mieszkała w Katowicach. Tam Jerzy rozpoczął naukę w szkole powszechnej im. Bartosza Głowackiego, którą to przerwał wybuch II wojny światowej. Rodzina została wysiedlona z Katowic i przeniosła się do Warszawy, gdzie w innej rzeczywistości Jerzy ukończył szkołę powszechną, a w tajnym gimnazjum zaliczył dwie klasy.

Po zajęciu przez Niemców Starego Miasta, w trakcie Powstania Warszawskiego, został wywieziony do obozu pracy w Schleusingen w Turyngii, gdzie pracował jako robotnik w zakładach zbrojeniowych.

W kwietniu 1945 roku, po wyzwoleniu przez wojska amerykańskie, został umieszczony w obozie dla obco-krajowców w Eisenach, a potem w Coburgu (Bawaria). Tam uczęszczał do polskiego gimnazjum (im. I. Paderewskiego), i zdał małą maturę.

W 1946 roku wraca do Polski i w Katowicach w 1947 roku kończy liceum egzaminem maturalnym.

W tymże roku podejmuje pracę w Instytucie Naukowo-Badawczym Przemysłu Węglowego w Katowicach (obecnie Główny Instytut Górnictwa) jako laborant w Dziale Wzbogacania i Petrografia Węgla. W krótkim czasie rozpoczyna studia na Wydziale Górnictwym AGH, uzyskując w 1952 roku dyplom inżyniera górnictwa. Nakazem pracy wraca do GIG-u, gdzie zatrudniono go jako asystenta w Zakładzie Górnictwym.

Następnie zostaje przeniesiony do Kopalni „Jowisz” w Wojkowicach Śląskich, w której pełni kolejne funkcje do nadsztygara, będąc równocześnie kierownikiem kopalnianej stacji ratownictwa górnictwa.

W 1955 roku zostaje przeniesiony do Dąbrowskiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego na stanowisko inspektora wentylacji. A w 1956 był powołany na stanowisko naczelnego inżyniera w Kopalni „Generał Zawadzki”, a w 1958 roku zostaje dyrektorem tej kopalni. W tym czasie uzupełnia studia na Wydziale Górnictwym AGH, uzyskując dyplom magistra inżyniera górnictwa.

W latach 1969 – 1974 pracuje w Wyższym Urzędzie Górnictwym na stanowisku Wiceprezesa. Następnie zostaje przeniesiony do Ministerstwa Górnictwa i Energetyki, gdzie powołano go na stanowisko Generalnego Dyrektora. W latach 1978 – 1986 pełni funkcję Wiceministra (Podsekretarza Stanu). W 1986 roku zostaje powołany na Prezesa Wyższego Urzędu Górnictwa, pełniąc tę funkcję do przejścia na emeryturę w czerwcu 1989 roku.

Był członkiem Stowarzyszenia Wychowanków Akademii Górnictwo-Hutniczej.



Dwukrotnie (1975 – 1981 i 1983 – 1991) był Prezesem Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa. Został Honorowym Prezesem SITG. Zostaje przewodniczącym Sądu Koleżeńskiego oraz przewodniczącym Komisji Wyróżnień i Odznaczeń.

W latach 1975 – 2005 był redaktorem naczelnym „Przeglądu Górniczego”. Od 2009 roku wchodził w skład Rady Programowej, a następnie Rady Naukowej „Przeglądu Górniczego”, pełniąc funkcję sekretarza tych organów.

Przez wiele lat był członkiem Komitetu Organizacyjnego Światowego Kongresu Górniczego, pełnił też funkcję przewodniczącego Polskiego Narodowego Komitetu Organizacyjnego tej międzynarodowej organizacji, został też Honorowym Członkiem Komitetu Organizacyjnego SKG.

Współpracuje z organizacjami górniczymi za granicą. Zostaje Honorowym Członkiem Stowarzyszenia Inżynierów Indii. Otrzymał odznaczenia i wyróżnienia zagraniczne – radzieckie, węgierskie, czechosłowackie i jugosławiańskie.

Posiada liczne odznaczenia krajowe: Krzyż Komandorski (1998), Krzyż Kawalerski i Oficerski Orderu Odrodzenia Polski; Brązowy i Złoty Krzyż Zasługi; Order Sztabu Pracy I i II klasy; Medal Zasłużonego Górnika PRL; Medal Zasłużonego dla Zdrowia Narodu.

Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa uhonorowało Jerzego Malarę odznaczeniami: Zasłużony Działacz SITG, Złotą i Srebrną Odznaką Zasłużony dla Stowarzyszenia, Laurem Zasług. Posiadał też Złotą i Srebrną Odznakę Naczelnego Organizacji Technicznej.

Jerzy Malara jest autorem i współautorem wielu artykułów publikowanych na łamach czasopism technicznych oraz referatów prezentowanych na sympozjach krajowych i zagranicznych. W ostatnich latach przeprowadził krytyczną analizę okresu restrukturyzacji górnictwa na tle historii międzywojennej i powojennej przemysłu węglowego. Opublikował w Czasopiśmie Technicznym obszerny artykuł „Restrukturyzacja czy likwidacja polskiego przemysłu węglowego” (nr 140 z 2009 r.). Na ten temat pisał też w czasopiśmie Stowarzyszenia Wychowanków AGH – „Vivat Akademia”. Na łamach „Wspólnych Spraw”, czasopisma SITG, opublikował analizę – „Ocena aktualnej sytuacji i perspektywy krajowego górnictwa węglowego”, a w roku 2013 dwuczęściowy esej „Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego – mity i fakty”, a także analizę „Wpływ eksportu węgla na wyniki ekonomiczne przemysłu węglowego”.

Jerzy Malara był w latach 2011 – 2012 publicystą „Nowego Kuriera – Polish Canadian Independent Courier” (Toronto – Kanada) zamieszczając w nim swoje felietony.

Całe życie kierował się dewizą Stanisława Staszica: „BYĆ NARODOWI UŻYTECZNYM”. Życiowymi autorytetami byli właśnie Stanisław Staszic oraz Bolesław Krupiński. Jego pasją była filatelistyka, wędkowanie i majsterkowanie.

Jerzy Malara zmarł w Katowicach 15 listopada 2013 roku. Jest pochowany na cmentarzu przy ul. Sienkiewicza.

Wskazówki dla Autorów współpracujących z „Przeglądem Górnictwem”

Przegląd Górnictwy (The Polish Mining Review) jest czasopismem naukowo-technicznym, merytorycznie obejmującym całokształt zagadnień związanych z górnictwem kopalń stałych i jest organem Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa.

Przegląd Górnictwy w zakresie problematyki górnictwnej, jest bezpośrednim kontynuatorem Przeglądu Górnictwo-Hutniczego założonego w dniu 1.10.1903 r.

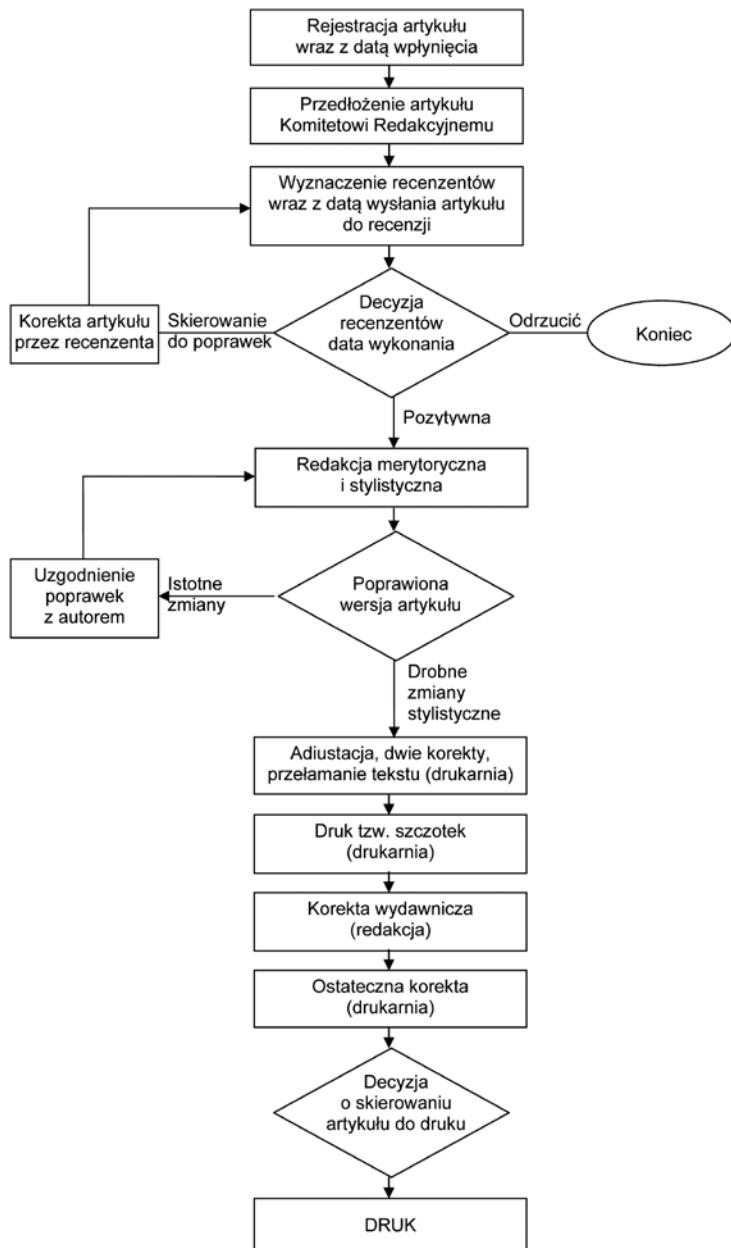
Miesięcznik Przegląd Górnictwy znajduje się w wykazie, Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego, wybranych czasopism punktowanych. Zgodnie z najnowszymi zmianami MNiSzW (załącznik do komunikatu MNiSzW z dnia 17 grudnia 2013 r.) za umieszczone w PG publikacje naukowe uzyskuje się 6 punktów.

Przegląd Górnictwy podlega ocenie przez Zespół ekspertów afiliowanych przy Komitecie Ewaluacji Jednostek Naukowych, w tym celu Redakcja wypełnia, w terminach ustalonych przez MNiSzW, generator ankiety aplikacyjnej czasopisma naukowego. Nowa ankieta – kreator czasopisma Przegląd Górnictwy, w systemie PBN/New journal questionnaire submitted to the Polish Scholarly Bibliography, została złożona 12 lipca 2013 r.

Redakcja – Komitet Redakcyjny i Rada Naukowa – przestrzega zasad opracowanych przez MNiSzW przyjmowania i przygotowania do druku zgłaszanych do publikacji artykułów – szczegółowa procedura pokazana jest w niniejszej informacji dla Autorów.

I. Schemat cyklu wydawniczego w Przeglądzie Górnictwym.

Wydawca Przeglądu Górnictwego (ZG SITG) opracował instrukcję wydawniczą obowiązującą od roku 2011 do 2015. Obowiązuje ona Redakcję PG i jest także informacją dla Autorów.



II Zgłaszanie artykułów do druku.

Redakcja prosi Autorów zgłoszających artykuły do druku w Przeglądzie Górnictwym o przestrzeganie poniższych zaleceń. Przyspieszy to istotnie datę opublikowania artykułu.

1. Treść artykułów i sposób ich ujęcia powinny odpowiadać poziomowi i profilowi tematycznemu publikacji w „PG”.
2. Nadsyłane artykuły powinny stanowić zamkniętą tematycznie całość i ujmować w zasadzie tylko jedno zagadnienie czy też przegląd stanu i perspektyw jakiegoś działu nauki, techniki, czy (lub) technologii górnictwnej.

3. Każdy artykuł należy rozpocząć krótkim wprowadzeniem i zakończyć wnioskami lub podsumowaniem. Podać należy obowiązkowo słowa kluczowe.
4. Na końcu artykułu na oddzielnej karcie zatytułowanej Literatura, należy obowiązkowo podać ponumerowany wykaz literatury. Należy zamieścić tytuły artykułów związanych z prezentowaną tematyką publikowanych w Przeglądzie Górnictwym. Wykaz artykułów, wraz ze streszczeniami, znajduje się na stronie internetowej PG pod adresem www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html
5. Objętość artykułów powinna mieścić się w granicach 12–14 stron maszynopisu; jedynie wyjątkowo objętość ta może być większa, jeżeli redaktor działowy uzna to za konieczne ze względu na celowość ujęcia w jednorazowej publikacji tematycznej całości zagadnienia, a naczelnego redaktora wyrazi na to zgodę.
6. Do każdego artykułu należy obowiązkowo dołączyć streszczenie objętości około 20 wierszy. Streszczenia tłumaczone są na języki: angielski, rosyjski, niemiecki i francuski. Należy je tak przygotować, aby obcojęzyczni czytelnicy abstraktów mieli jasną informację co do treści artykułu. W streszczeniu można powołać się na wykresy, tabele, wzory. Zaleca się dołączenie tłumaczenia w języku angielskim. Mile widziane będą tłumaczenia streszczeń na inne języki.
7. Tytuły artykułów, tytuły tablic, podpisy pod rysunkami, fotografiami i innymi ilustracjami oraz słowa kluczowe obowiązkowo należy podać w językach polskim i angielskim.
8. Do artykułów należy dołączyć fotografię Autora (Autorów) formatu 4 × 5 cm barwną lub czarno-białą (ze względu na naukowy charakter Wydawnictwa wymaga się zdjęcia w odpowiednim ubiorze). Nie będą publikowane artykuły gdy nie będzie kompletu zdjęć autorów. Zdjęcia należy podpisać tytułami, imionami i nazwiskami. Przy każdym nazwisku gwiazdkami należy podać afiliację autorów, której pełny tekst zamieszczony zostanie u dołu pierwszej kolumny tekstu. Zaleca się podawanie adresów e-mailowych, które ułatwiają kontakt czytelników z autorem (autorami). Adresy te umieszczone będą pod nazwiskami autorów.
9. Tekst należy przygotować w edycji komputerowej, stosując jeden z edytorów tekstu: (Word 97, Word XP) z oznaczeniem wersji edytora tekstu i rysunków. Do maszynopisu należy dołączyć płytę CD z plikiem tekstowym i rysunkami. Kompletny artykuł należy także przesyłać pocztą elektroniczną na adres zgsekreteriat@sitg.pl. Wersję poprawioną jeżeli będzie taki wymóg recenzentów, wraz z płytą CD należy przesyłać pocztą na adres: Redakcja Przegląd Górnicy, ul. Powstańców 25, 40-952 Katowice lub dostarczyć osobie.
10. Warunkiem opublikowania artykułu jest uzyskanie dwóch pozytywnych recenzji. Recenzentów wyznacza Komitet Redakcyjny.
11. Autorzy obowiązkowo składają oświadczenie, że praca nie była i nie będzie w tej samej postaci publikowana w innym czasopiśmie, a także oświadczenia o przenoszeniu autorskich praw majątkowych i niewystępowaniu przypadków „ghostwriting” i „guest authorship”. Formularze oświadczeń są w niniejszej informacji oraz do pobrania na stronie internetowej PG.
12. W przypadku konieczności wykorzystania w innych czasopismach wykresów, tablic, rysunków, fotografii, schematów itp., zamieszczonych w artykule opublikowanym w Przeglądzie Górnictwym, autorzy zobowiązują się zwrócić do Redakcji PG o wyrażenie na to zgody. Cytowane w innych czasopismach materiały opublikowane w PG należy zaopatrzyć w informację (Przegląd Górnicy, rok, nr zeszytu, strona, nr np. fot.).
13. W artykułach nadsiłanych do PG należy stosować jednostki systemu SI (System International).
14. Autor wydrukowanego artykułu otrzymuje bezpłatnie jeden egzemplarz czasopisma. Nie dotyczy to recenzentów (opiniadowców). Redakcja nie przewiduje honorariów autorskich.
15. W związku z bardzo dużą ilością artykułów zgłoszanych do druku w PG Redakcja zastrzega sobie prawo publikowania w pierwszej kolejności prac autorów, których afiliowana przez nich jednostka prenumeruje Przegląd Górnicy.

III Zasady recenzowania artykułów.

Procedura recenzowania artykułów do druku w Przeglądzie Górnictwym jest zgodna z kryteriami i trybem czasopism naukowych podanymi w załączniku Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. Podstawowe zasady recenzowania publikacji podano poniżej oraz udostępniono na stronie internetowej Przeglądu Górniczego.

1. Do oceny każdej publikacji powołuje się co najmniej dwóch Recenzentów spoza jednostki naukowej afiliowanej przez Autora (Autorów) publikacji.
2. W przypadku publikacji w języku obcym, co najmniej jeden z Recenzentów jest afiliowany w instytucji zagranicznej mającej siedzibę w innym państwie niż państwo pochodzenia Autora publikacji.
3. Autor lub Autorzy publikacji i Recenzenci nie znają swoich tożsamości (tzw. „double-blind review proces”); w innych rozwiązaniach Recenzent musi podpisać deklarację o niewystępowaniu konfliktu interesów, przy czym za konflikt interesów uważa się zachodzące między Recenzentem a Autorem bezpośrednie relacje osobiste (pokrewieństwo do drugiego stopnia, związki prawne, związek małżeński), relacje podległości zawodowej lub bezpośrednią współpracą naukową w ciągu ostatnich dwóch lat poprzedzających rok przygotowania recenzji.
4. Większość (co najmniej 75 %) Recenzentów zgłoszonych publikacji stanowią Recenzenci zewnętrzni, czyli osoby nie będące członkami Rady Naukowej Przeglądu Górniczego, niezatrudnione w redakcji Przeglądu Górniczego lub w podmiocie, w którym afiliowany jest redaktor naczelnego Przeglądu Górniczego.
5. Nazwiska Recenzentów poszczególnych publikacji lub numerów wydań Przeglądu Górniczego nie są ujawniane; raz w roku Przegląd Górnicy podaje do publicznej wiadomości listę współpracujących Recenzentów; lista publikowana jest w zeszycie 12/danego roku i na stronie internetowej PG.
6. Kryteria kwalifikowania lub odrzucenia publikacji i formularz recenzji są podane do publicznej wiadomości na stronie internetowej Przeglądu Górniczego oraz zamieszczone poniżej.
7. Recenzja ma formę pisemną i zawiera jednoznaczny wniosek Recenzenta dotyczący dopuszczenia artykułu do publikacji lub jego odrzucenia.
8. Artykuły informacyjne, reklamowe, teksty polemic i dyskusji nie wymagają recenzji.

IV Formularz recenzji.

Redakcja Przeglądu Górniczego przygotowała formularz recenzji maszynopisu przesłanego do opublikowania w Przeglądzie Górnictwym. Formularz ten wypełniają powołani przez kolegium redakcyjne Recenzenci. Formularz zawiera odpowiedzi na podane następujące pytania.

1. Kategoria rękopisu/artykułu naukowy/ przeglądowy/ opis doświadczeń/.....
2. Zakres / uniwersalny/ lokalny/ ściśle lokalny/.....
3. Czy tytuł jest zwięzły i właściwy w stosunku do treści – (tak, nie).....
4. Czy tekst jest uporządkowany i napisany w sposób jasny – (tak, nie).....
5. Czy jasno określone są główne argumenty – (tak, nie).....
6. Czy wyniki są oryginalne – (tak, nie).....
7. Czy wnioski są logiczne i uzasadnione – (tak, nie).....
8. Czy dane są dokumentowane – (tabularycznie lub graficznie) – (tak, nie).....
9. Czy rysunki i tablice są właściwe i czytelne – (tak, nie).....
10. Czy rysunki i tablice zawierają podpisy również w języku angielskim – (tak, nie).....
11. Czy streszczenie wystarczająco informuje o treści artykułu – (tak, nie).....
12. Czy objętość artykułu jest właściwa – czy wymaga drobnych/ znaczących zmian.....
13. Czy literatura jest – (optimalna/ częściowo niepotrzebna/ występują pewne braki).....
14. Czy artykuł można opublikować – (w obecnej formie/z poprawkami/po całkowitym przeredagowaniu).....
15. Czy artykuł należy odrzucić – (tak, nie).....

Recenzent przekazuje sporządzoną na formularzu recenzję do redakcji Przeglądu Górnego. Każda odpowiedź „nie” (za wyjątkiem pkt. 10, 11) wymaga uzasadnienia lub zalecenia dołączonego do recenzji (na odwrocie formularza). Sekretarz redakcji kieruje recenzję zawierającą uwagi krytyczne do Autora (zgłaszającego artykuł do druku).

Autor powinien w ciągu jednego miesiąca dokonać wymaganych poprawek. Autor może nie zgodzić się z uwagami Recenzenta – w takim przypadku przygotowuje pisemną odpowiedź na recenzję. Jeżeli Recenzent stwierdzi konieczność, po wprowadzeniu poprawek przez autora lub nie zgodzeniu się z uwagami powtórnej recenzji, sekretarz redakcji kieruje ponownie artykuł do Recenzenta. Nie ustosunkowanie się do propozycji Recenzenta lub brak odpowiedzi na uwagę przez Autora po miesiącu uważa się automatycznie – bez powiadomienia Autora za rezygnację z publikacji.

W przypadku recenzji negatywnej (odrzucenie artykułu) Kolegium Redakcyjne podejmuje decyzję o odrzuceniu pracy lub może skierować artykuł do kolejnego Recenzenta.

Uwaga. Formularz recenzji jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html

V. Procedura zabezpieczająca przed zjawiskiem ghostwriting i guest authorship.

Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego żąda wdrożenia procedury ujawniania wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji. W Komunikacie z dnia 4.10.2012 roku podano, że ocena czasopisma zależeć będzie od wprowadzenia tzw. zapory ghostwriting.

„Rzetelność w nauce stanowi jeden z jej jakościowych fundamentów. Czytelnicy powinni mieć pewność, iż Autorzy publikacji w sposób przejrzysty, rzetelny i uczciwy prezentują rezultaty swojej pracy, niezależnie od tego czy są jej bezpośrednimi autorami, czy też korzystali z pomocy wyspecjalizowanego podmiotu (osoby fizycznej lub prawnej).

Dowodem etycznej postawy pracownika naukowego oraz najwyższych standardów redakcyjnych powinna być jawność informacji o podmiotach przyczyniających się do powstania publikacji (wkład merytoryczny, rzeczowy, finansowy ect.), co jest przejawem nie tylko dobrych obyczajów, ale także społecznej odpowiedzialności”.

Redakcja Przeglądu Górnego wprowadza więc odpowiednie procedury aby przeciwdziałać przypadkom:

- ghostwriting – z przypadkiem tym mamy do czynienia wówczas, gdy ktoś wniosł istotny wkład w powstanie publikacji, bez ujawnienia swojego udziału jako jeden z Autorów lub bez jego roli w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji,
- guest authorship (honorary authorship) – z przypadkiem takim mamy do czynienia wówczas, gdy udział Autora jest znikomy lub wogóle nie miał miejsca, a pomimo to jest autorem/współautorem publikacji.

Redakcja Przeglądu Górnego wymagać będzie od Autorów publikacji ujawnienia wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji (z podaniem ich afiliacji oraz kontrybucji tj. kto jest autorem koncepcji, założeń, metod, protokołu itp. wykorzystywanych przy przygotowaniu publikacji); przy czym główną odpowiedzialność ponosi Autor zgłaszający manuskrypt i podpisujący stosowne oświadczenie.

Osoba wnosząca istotny wkład w powstanie publikacji, a nie będąca współautorem, powinna być wymieniona w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji.

Redakcja powinna uzyskać informację o źródłach finansowania publikacji, wkładzie instytucji naukowo-badawczych, stowarzyszeń i innych podmiotów („financial disclosure”). Informacje te są jawne i powinny się znaleźć w tekście artykułu, przed spisem literatury, w „Podziękowaniach”.

Zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW redakcja będzie dokumentować wszelkie przejawy nierzetelności naukowej, zwłaszcza lamania i naruszania zasad etyki obowiązującej w nauce. Wszelkie wykryte przypadki „ghostwriting” lub „guest authorship” będą demaskowane, włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów (instytucje zatrudniające autorów, towarzystwa naukowe, stowarzyszenia edytorów naukowych itp.).

Uwaga. Formularz oświadczenia jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html.

VI. Instrukcja sposobu przygotowania maszynopisu artykułu.

- Praca powinna być napisana jednostronnie pismem maszynowym, na ponumerowanych arkuszach A-4, na stronie około 30 wierszy pisma z około 60 znakami w wierszu; margines z lewej strony powinien mieć szerokość 3÷3,5 cm, natomiast z prawej strony około 1 cm.
- W miejscu tekstu, gdzie ma być umieszczony rysunek lub tablica, należy podać na marginesie z lewej strony: Rys. 1, Rys. 2, Tabl. 1, Tabl. 2 itd.
- Wszelkie rysunki, wykresy, schematy, fotografie należyazywać w tekście rysunkami i numerować kolejnymi cyframi arabskimi; tablice i tabele także numerować kolejnymi cyframi arabskimi. Pod nimi należy podać źródło pochodzenia (np. opracowanie własne lub nazwisko i pozycja literatury z której zostało zacytowane).
- Na zacytowanie (w formie ich przedrukowania) rysunków, wykresów, schematów, tabel itp. z publikacji innych Autorów należy uzyskać zgodę redakcji czasopisma, w którym były zamieszczone i opatrzyc podpisem „Za zgodą Redakcji czasopisma”.
- Nazwy użytych liter greckich należy podawać na lewym marginesie w brzmieniu fonetycznym np. α – alfa; γ – gamma.
- Do każdej pracy powinien być dołączony na oddzielnych arkuszach spis podpisów pod rysunkami i spis tablic.
- Rysunki należy wykonać w edycji komputerowej, przestrzegając obowiązujących zasad rysunkowych. Opis rysunków powinien być wykonany pismem prostym Times o wysokości 10p. (przy założeniu, że rysunek zostanie wydrukowany w skali 1:1; maksymalna szerokość z opisem rysunku jednospal-towego wynosi 8,5 cm, a dwuszpaltowego 17,5 cm).
- Tablice powinny być wykonane na oddzielnych arkuszach formatu A4.
- Przy cytowaniu wzorów należy stosować podany schemat np.:.

$$R_m = \frac{P}{F} \quad (1) \quad \text{gdzie: } \begin{aligned} R_m &= \text{wytrzymałość na rozciąganie, MPa} \\ P &= \text{siła MN} \\ F &= \text{pole przekroju próbki, m}^2 \end{aligned}$$

Indeksy górne, dolne i wykładniki potęgowe należy pisać szczególnie dokładnie i wyraźnie.

Wzory numerować kolejno cyframi arabskimi w nawiasach okrągłych.

- Fotografie powinny być wykonane kontrastowo na papierze gładkim, blyszczącym z delikatnym, wykonanym ołówkiem, opisem zawierającym numer rysunku, nazwisko Autora (Autorów) i pierwsze tytuły opracowania, umieszczonym na odwrocie zdjęcia. Gdy zachodzi obawa odwrócenia fotografii lub rysunku, należy strzałkami zaznaczyć prawidłowe jego usytuowanie (G – góra, D – dół). Minimalne wymiary fotografii (z wyjątkiem mikroskopowych) 9×12 cm. Na fotografii mikroskopowej pożądane jest umieszczenie odcinka z okrešeniem jego rzeczywistej długości.

- Literaturę, której wykaz podaje Autor artykułu cytuje się następujący sposób:

Książki: Nazwisko i iniciały imion autora; dwukropki; tytuł pracy (pełny); kropka; Oznaczenie wydania (np. Wyd. 3); Miejsce wydania; nazwa wydawcy (np. Wydawn. Geologiczne) rok wydania; przecinek; liczba stronnic; jeżeli cytujemy fragment tekstu (np. s. 170-173).

Przykład: Broen A.: Kombajny chodnikowe. Wyd. 2. Katowice Śl. Wydawn. Techn. 1992

Czasopisma: Nazwisko i iniciały imion autora; dwukropki; tytuł artykułu; kropka; nazwa czasopisma (ew. obowiązujący skróć) rok wydania (ew. tom lub wolumin; t., vol); numer zeszytu ew. numer stronicy lub stronie (pierwszej i ostatniej).

Przykład: Winter K.: Desorbierbarer Methan gehalt und ausgasungsverhalten von Kohle. Glückauf-Forschungshefte 1975, Nr 3.

Uwaga: Wszystkie elementy opisu podajemy w języku oryginalu (poza oznaczeniem stronicy). W przypadku alfabetów cyrylicznych np. jęz. rosyjski, ukraiński, bułgarski) stosuje się transliterację – zgodnie z normą PN-70/N-01201.

Powołania się w tekście na literaturę dokonuje się wyłącznie przez podanie w nawiasie kwadratowym numeru zgodnego ze spisem literatury, np. [3]. **Nie będą przyjmowane artykuły**, w których cytowanie literatury odbywa się poprzez wymienianie w tekście nazwisk autorów i roku publikacji (sposób stosowany w niektórych czasopismach).

Oświadczenie Autorów w sprawie przeniesienia praw autorskich i majątkowych

1. Podpisani poniżej Autor/Autorzy oświadcza(ją), że napisali zgłoszony do druku w Przeglądzie Górnictwym artykuł zwany dalej „utworem” p.t:

.....
.....

2. Autorzy/Autor przenosi(szą) na Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa

Wydawca Przeglądu Górnictwa w Katowicach autorskie prawa majątkowe do utworu bez honorarium autorskiego w zakresie opublikowania w wersji papierowej i elektronicznej utworu, w miesięczniku Przegląd Górnictwy. Prawa obejmują następujące pola eksploatacyjne:

- utrwalanie i zwielokrotnianie utworu za pomocą techniki drukowanej, reprograficznej, zapisu cyfrowego, zapisu magnetycznego,
 - obrót oryginałem wydrukowanego w Przeglądzie Górnictwym utworu, egzemplarzami jego kopii, ich wynajmowanie, użyczanie, udostępnianie,
 - udostępnianie utworu w taki sposób, że każdy zainteresowany może mieć do niego dostęp w czasie i miejscu przez siebie wybranym,
3. Autor/Autorzy zapewnia(ją), że utwór jest całkowicie oryginalny i nie był do tej pory publikowany i nie zawiera żadnych zapożyczeń z innego dzieła, które mogłyby spowodować odpowiedzialność Wydawcy, oraz że prawa autorskie Autora/Współautorów do tego utworu nie są ograniczone w zakresie objętym niniejszym oświadczeniem.
 4. W przypadku gdy Autor/Autorzy włączył(l) do utworu ilustracje lub inne materiały chronione prawem autorskim, to obowiązany(ni) jest (są) do uzyskania pisemnego zezwolenia, od osoby uprawnionej, do ich wykorzystania przez Wydawcę oraz zobowiązuje(ją) się do uregulowania w własnym zakresie związanych z tym kosztów.
 5. Wydawca ma prawo dokonania koniecznych zmian utworu wynikających z opracowania redakcyjnego. Nie narusza ono praw autora w zakresie autorskich praw osobistych.
 6. Współautorzy oświadczają, że Autorem głównym (do korespondencji) jest:

..... tel. kontaktowy

Imię i Nazwisko	Adres zamieszkania (z kodem)	Afiliacja	Podpis

Katowice, dnia

OŚWIADCZENIE AUTORÓW W SPRAWIE ZAPÓR „GOSTHWRITING” I „GUEST AUTHORSHIP”

1. Tytuł artykułu do opublikowania w Przeglądzie Górnictwym

.....

2. Autor/Autorzy artykułu (podać imię i nazwisko, tytuły naukowe, email)

.....
.....
.....

Na podstawie Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. wyjaśniającego pojęcia „gosthwriting” i „guest authorship” opublikowane w Informacji dla Autorów Przeglądu Górnictwa Autorzy składają poniższe oświadczenia.

3. Oświadczenie w związku z zaporą „ghostwriting”

Autor(autorzy) oświadcza(ja), że nie zachodzi przypadek pominięcia osoby, wnoszącej istotny wkład w powstanie publikacji, w składzie autorów. Osoby pomagające w badaniach będących podstawą publikacji są wymienione w „Podziękowaniach”.

[Uwaga: jeżeli taki przypadek nie zachodzi proszę przekreślić ostatnie zdanie i parafować przez głównego Autora].

4. Oświadczenie w związku z zaporą „guest authorship”

Autor (autorzy) oświadcza(ja), że wśród współautorów nie ma osoby, której udział w przygotowaniu publikacji nie miał miejsca lub jej udział był znikomy.

5. Oświadczenie o źródłach finansowania publikacji

Autor (autorzy) oświadcza(ja), że jednostki będące źródłem finansowania publikacji „financial disclosure” oraz podmioty mające istotny wkład w przygotowanie publikacji są wymienione w „Podziękowaniach”

[Uwaga: jeżeli takie przypadki nie występują proszę przekreślić to oświadczenie i parafować przez głównego Autora].

6. Oświadczenie ujawniające wkład poszczególnych Autorów w powstanie publikacji

Autor (autorzy) oświadcza(ja) zgodnie, że ich udział procentowy w powstaniu publikacji wynosi:

– Autor główny udział %

Imię i Nazwisko

– Współautorzy:

..... udział %

Imię i Nazwisko

7. Autor (autorzy) oświadcza(ja), że powyższe informacje są zgodne z rzeczywistością oraz zdają sobie sprawę, że nieprawdziwe oświadczenia będą, zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW, „demaskowane włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów”.

Podpisy

Autor główny

Współautorzy

.....

.....

.....

.....

.....

X

Prenumerata na 2014 rok

Cena jednego egzemplarza pojedynczego 25 zł + 5% VAT
Prenumerata całoroczna 300 zł + 5% VAT

..... dnia

Zamawiający

Dokładny adres

Nr NIP

Redakcja miesięcznika
„Przegląd Górnicy”
ul. Powstańców 25
40-952 Katowice

Zamówienie

na prenumeratę (liczba egzemplarzy) miesięcznika „Przegląd Górnicy”
na 2014 rok

Kwotę zł
(słownie)

wpłacono na konto: ING Bank Śląski o/Katowice 63 1050 1214 1000 0007 0005 6898

Załączamy kopię dowodu wpłaty.

Oświadczamy, że jesteśmy płatnikami podatku VAT i upoważniamy Was do wystawienia faktur VAT bez podpisu osoby uprawnionej z naszej strony.

Zamówione egzemplarze miesięcznika proszę przesyłać na adres:

.....
.....
.....

Imię i nazwisko oraz telefon osoby kontaktowej

Pieczętka i podpis

X