

AUTOREFERAT
PRZEDSTAWIAJĄCY OPIS DOROBKU
I OSIĄGNIĘĆ NAUKOWYCH
dr inż. Janusz Makówka

1. IMIĘ I NAZWISKO

Janusz Andrzej Makówka

Urodzony 14 maja 1964 r. w Parczewie

Zamieszkały: 40-872 Katowice, ul. Zawiszy Czarnego 4/177

2. POSIADANE DYPLOMY, STOPNIE NAUKOWE – Z PODANIEM NAZWY, MIEJSCA I ROKU ICH UZYSKANIA ORAZ TYTUŁU ROZPRAWY DOKTORSKIEJ

Nazwa: tytuł doktora nauk technicznych

Dyscyplina: górnictwo i geologia inżynierska

Miejsce uzyskania: Główny Instytut Górnictwa, Plac Gwarków 1, 40-166 Katowice

Rok uzyskania: 2000

Temat rozprawy doktorskiej: „Zagrożenie tąpnięciami jako kryterium zaniechania eksploatacji części pokładu węgla kamiennego”.

Nazwa: tytuł magistra inżyniera

Dyscyplina: górnictwo i geologia

Specjalność: projektowanie i budowa kopalń

Miejsce uzyskania: Akademia Górniczo-Hutnicza, al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Rok uzyskania: 1990

3. INFORMACJA O DOTYCHCZASOWYM ZATRUDNIENIU W JEDNOSTKACH NAUKOWYCH

Od 1.08.1991 do chwili obecnej: Główny Instytut Górnictwa,
Plac Gwarków 1, 40-166 Katowice

Od 24.01.2000 r. do chwili obecnej: adiunkt

Od 1.07.1994 do 29.02.2000 r. : asystent

Od 1.08.1991 r. do 30.06.1994 r.: pracownik inżynieryjno-techniczny

4. WSKAZANIE OSIĄGNIĘCIA WYNIKAJĄCEGO Z ART. 16 UST. 2 USTAWY Z DNIA 14 MARCA 2003 R. O STOPNIACH NAUKOWYCH I TYTUŁE NAUKOWYM ORAZ O STOPNIACH I TYTUŁE W ZAKRESIE SZTUKI (Dz. U. NR 65, POZ. 595 ZE ZM.)

4.1. TYTUŁ OSIĄGNIĘCIA NAUKOWEGO

Metoda określania wartości i kierunków składowych głównych naprężenia z użyciem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał.

4.2. ZESTAWIENIE JEDNOTEMATYCZNYCH PUBLIKACJI STANOWIĄCYCH PODSTAWĘ PRACY HABILITACYJNEJ (AUTOR/AUTORZY, TYTUŁ, ROK WYDANIA, NAZWA WYDAWNICTWA)

1. **Makówka J.** 2004: Zastosowanie ukierunkowanego hydroszczelinowania skał (UHS) do określania naprężeń w górotworze. Materiały konferencji Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu, Szklarska Poręba

2. **Makówka J.** 2006: Podstawy metody określania naprężeń głównych z wykorzystaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał. Prace Naukowe GIG nr 868. Katowice
3. **Makówka J.** 2010: Interpretacja i wstępne wyniki badań nad zastosowaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał do określania naprężeń w górotworze. Kwartalnik Akademii Górniczo-Hutniczej „Górnictwo i Geologia”, zeszyt 2, rok 34. Kraków, str. 463-470
4. **Makówka J., Drzewiecki J.** 2011: Directed hydrofracturing as a method of rock burst mitigation, methane drainage and stress state determination in rock mass. Proceedings of 34 ICSMRI Conference, New Delhi, India
5. **Makówka J.** 2014: Metoda określania trójosiowego stanu naprężenia w górotworze z wykorzystaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania N-UHS. Prace Naukowe GIG nr 890. Katowice
6. **Makówka J.** 2015: Method of determining the triaxial stress state in the rock mass with directed hydrofracturing. Arch. Min. Sci., Vol. 60 (2015), No 3, p. 729–741

Udział naukowy współautora w pracy nr 4 wymienionej wśród osiągnięć naukowych został przedstawiony w załączonym oświadczeniu znajdującym się w załączniku nr 5 do Wniosku.

4.3. OMÓWIENIE CELU NAUKOWEGO WYMENIONYCH PRAC I OSIĄGNIĘTYCH WYNIKÓW WRAZ Z OMÓWIENIEM ICH WYKORZYSTANIA

4.3.1. WPROWADZENIE

W poprzednim rozdziale wymieniłem 6 prac, w tym 5 samodzielnych, które zawierają się pod wspólnym tytułem „*Metoda określania wartości i kierunków składowych głównych naprężenia z użyciem ukierunkowanego hydroszczelinowania*”. Uważam, że opracowana metoda stanowi oryginalne osiągnięcie naukowe w dyscyplinie górnictwo i geologia inżynierska w zakresie geomechaniki. Na metodę składają się następujące opracowane przeze mnie elementy:

- 1) sposób przeprowadzenia pomiaru parametrów procesu ukierunkowanego hydroszczelinowania, składający się z wymagań co do wykonania otworów wiertniczych, układu pomiarowego i sposobu przeprowadzenia ukierunkowanego hydroszczelinowania;
- 2) sposób rejestracji i interpretacji wyników badań oraz
- 3) sposób obliczania wartości i kierunków składowych głównych naprężenia na podstawie parametrów geometrycznych otworów wiertniczych i określonych w toku pomiarów i interpretacji wartości ciśnienia ponownego zamknięcia szczelin wytworzonych w wyniku hydroszczelinowania.

W pracach 1÷4 przedstawiona jest pierwsza wersja metody, zakładająca pionowy kierunek działania naprężenia głównego większego (oznaczanego jako σ_1 lub S_V , wersja z prac 5 i 6 jest uzupełniona i rozszerzona, pozwala na określanie wszystkich parametrów naprężeń głównych.

Jak to wynika ze spisu moich pozostałych publikacji zamieszczonych w załączniku 6, moim zasadniczym przedmiotem zainteresowania jest zagrożenie tąpnięciami i czynniki je determinujące. Podstawowym czynnikiem mającym wpływ na stan tego zagrożenia jest stan naprężenia w otoczeniu wyrobisk górniczych. W większości polskiej literatury przedmiotu¹²³

¹ Konopko W., Dubiński J., 2000: *Tąpnięcia. Ocena, prognoza, zwalczanie*. Wyd. Główny Instytut Górnictwa, Katowice

² Kłęczek Z., 1994: *Geomechanika górnicza*. Wydawnictwo Śląskie, Katowice.

dominuje składowa pionowa naprężenia jako podstawowy czynnik warunkujący poziom zagrożenia wystąpieniem tąpnięcia. Wynika to z jednej strony z dużej głębokości eksploatacji złóż węgla kamiennego (a także rudy miedzi), generującej naprężenie pionowe o dużej wartości (rzędu 20 MPa i większych), przekraczającej z reguły wartość wytrzymałości na ściskanie węgla, co jest warunkiem wystąpienia tąpnięcia. Z drugiej strony, brak danych dotyczących pomierzonych wartości naprężeń poziomych w Górnśląskim Zagłębiu Węglowym (w ostatnich latach dokonano pomiarów w czeskiej części GZW⁴) nie pozwolił na głębszą analizę zagadnienia. Tymczasem w niektórych przypadkach tąpnięć rejestrowanych w ostatnich 15-20 latach naprężenia poziome odegrały prawdopodobnie istotną rolę⁵. Takim przypadkiem były dwa tąpnięcia w kopalni „Rydułtowy-Anna” w partii E2, pokład 713/1-2, który przytaczam w rozdziale 4.3.4. Naprężenia poziome mają istotny wpływ na warunki utrzymania wyrobisk chodnikowych, co znajduje odzwierciedlenie w pracach podejmowanych głównie na potrzeby kopalń rud miedzi⁶, ale również kopalń węgla kamiennego⁷.

W tym kontekście potrzeba dysponowania metodą określania naprężeń w górotworze jawiła mi się jako szczególnie istotna z punktu widzenia możliwości dokonania istotnego postępu zarówno na polu bezpieczeństwa pracy pod ziemią, jaki doskonalszego projektowania wyrobisk podziemnych o większej stateczności i mniejszym koszcie wykonania i utrzymania. Metodą taką może być opracowania metoda określania naprężeń z użyciem ukierunkowanego hydroszczelinowania.

4.3.2. ZARYS FIZYCZNYCH PODSTAW ZASTOSOWANEJ METODY BADAŃ

Metoda określania wartości i kierunków składowych głównych naprężenia z użyciem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał wzięła swój początek z połączenia dwóch metod. Jedną z nich jest metoda określania naprężeń poprzez tłoczenie wody do otworu wiertniczego, który przecinają szczeliny. Stanowi ona rozwinięcie metody opartej o hydroszczelinowanie w pionowych (lub zorientowanych zgodnie z kierunkiem największego naprężenia głównego) otworach wiertniczych. Metoda wykorzystująca istniejące szczeliny, określana skrótem HTPF (ang. *hydraulic tests on pre-existing fractures*), opracowana w 1984 roku przez F.H. Cornette'a⁸, pozwala określać składową naprężenia działającą w kierunku prostopadłym do płaszczyzny szczeliny. Tłoczenie wody do takiej szczeliny i równoczesna rejestracja ciśnienia i przepływu pompowanej wody pozwala określić przy jakim ciśnieniu szczelina otwiera się a tym samym jakie naprężenie w kierunku normalnym do szczeliny panuje w danym fragmencie górotworu. Istotę metody HTPF przedstawia rysunek 1b.

³ Dubiński J., 1989: *Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górnictwymi w kopalniach węgla kamiennego*. Prace GIG. Seria dodatkowa. Katowice

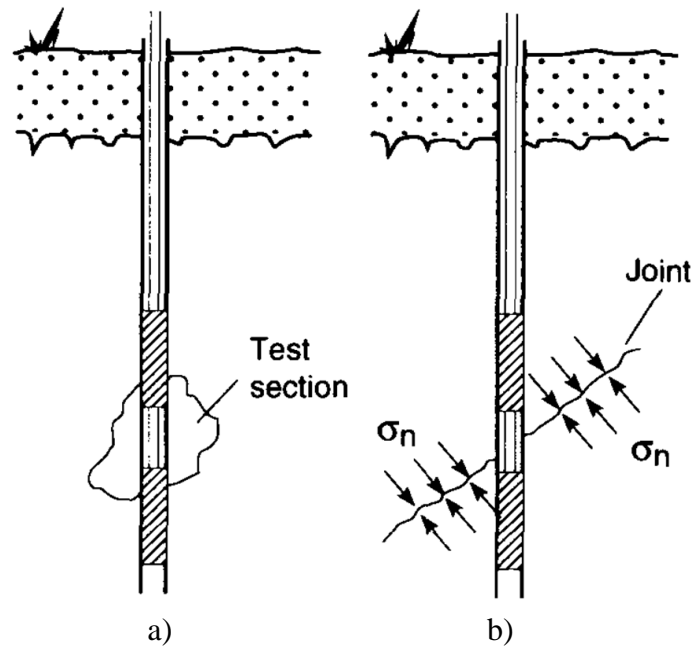
⁴ Soucek K., Koniczek P., Stas L., Waclawik P., 2013: *Experimental Approach to Measure Stress and Stress Changes in Rock ahead of Longwall Mining Faces in Czech Coal Mines*. Proceedings of Coal Operator's Conference 2013, Wollongong, Australia

⁵ Tajduś A., Flisiak M., Cała M. 2004: *Wpływ pierwotnego stanu naprężenia w górotworze na zagrożenie tąpnięciami*. Materiały XI Międzynarodowej Konferencji Naukowo-Technicznej „Tąpnięcia”, Ustroń

⁶ Butra J., Dębkowski R., Paweł D., Szpak M. 2011: *Wpływ naprężeń pierwotnych na stateczność wyrobisk górnictwowych*. Cuprum nr 1 (58)

⁷ Paweł D. 2008: *Ocena wpływu naprężeń poziomych na stateczność wyrobisk ścianowych w kopalniach węgla kamiennego*. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk

⁸ Cornette F.H., Valette B. 1984: *In situ stress determination from hydraulic injection test data*. J. Geophys. Res. 89, B13, pp.11527-11537



Rys. 1. Zasada określania naprężeń z użyciem hydroszczelinowania (a) i metodą HTPF (b)⁹

Opracowana w latach 90 w GIG¹⁰ metoda ukierunkowanego hydroszczelinowania skał (UHS) pozwala wytwarzać sztuczną szczelinę w górotworze. Najczęściej stosowana wersja tej metody pozwala wytwarzać szczelinę w płaszczyźnie prostopadłej do osi otworu. Jest stosowana szeroko w kopalniach węgla kamiennego do ochrony wyrobisk chodnikowych, wspomagania pierwszego zawału i do ograniczania zagrożenia tąpnięciami.

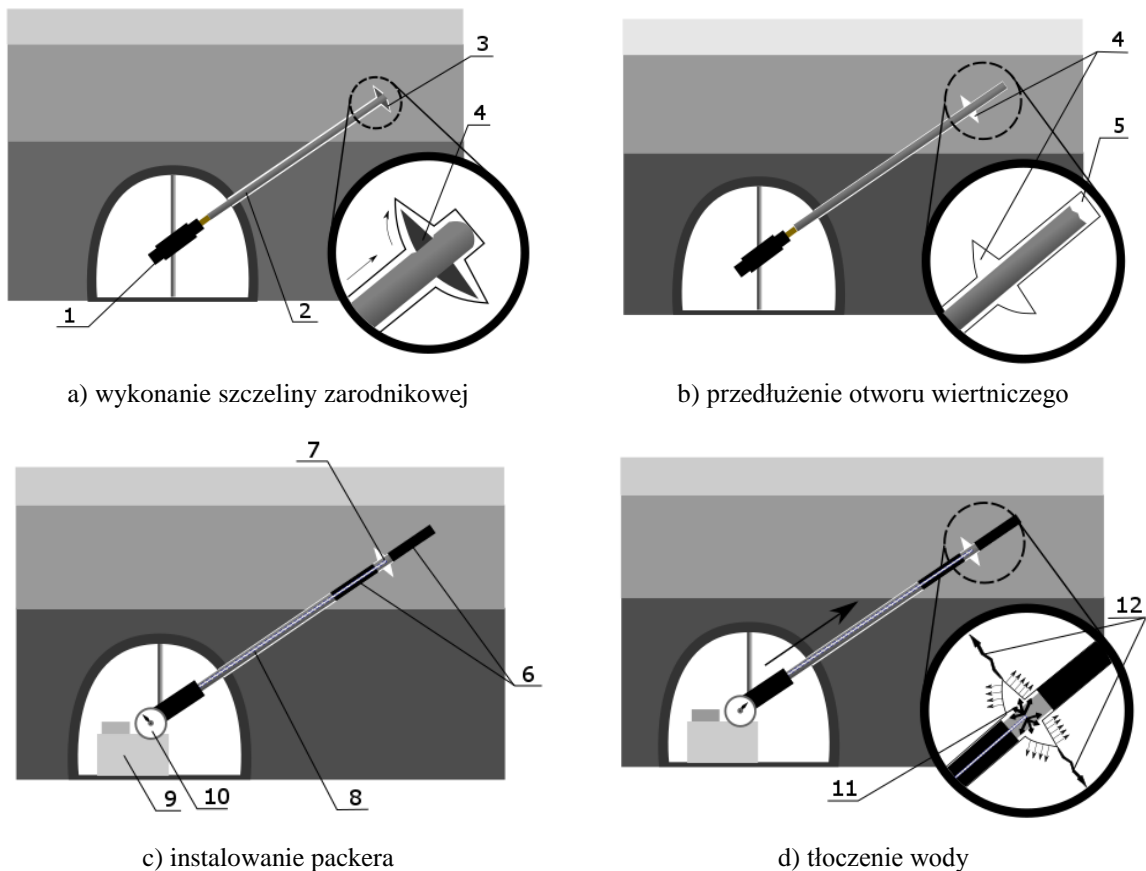
WYKONYWANIE HYDROSZCZELINOWANIA

Sposób wykonania ukierunkowanego hydraulicznego szczelinowania skał przedstawiony jest na rysunku 2. Z wyrobiska wykonywany jest otwór wiertniczy pod określonym kątem poziomym i pionowym, do głębokości, na której zaplanowano wykonanie szczelinowania. Narzędzie wiertnicze wycofuje się i w jego miejsce na żerdzi wiertniczej instaluje się narzędzie do wykonywania szczeliny zarodnikowej, czyli nacięcia na pobocznicę otworu. Narzędzie wprowadza się do dna otworu i poprzez zadanie obrotów i niewielkiego posuwu wykonuje się szczelinę zarodnikową – rys. 2a. Narzędzie to przedstawia rysunek 3. Ponownie instaluje się narzędzie wiertnicze i przedłuża otwór wiertniczy – rys. 2b. Pozwala to na wprowadzenie do otworu dwustronnej głowicy uszczelniającej (ang. *straddle packer*) – w ten sposób, by jego dwie poduszki uszczelniające znalazły się po dwóch stronach szczeliny zarodnikowej – rys. 2c. Packer jest rozpierany hydraulicznie poprzez podanie do poduszek wstępnego ciśnienia a następnie do tak uszczelnionego odcinka otworu wraz ze szczeliną zarodnikową tłoczona jest woda pod odpowiednim ciśnieniem – rys. 2d. Narastające ciśnienie wody, oddziałujące na pobocznice otworu oraz powierzchnie tworzące szczelinę zarodnikową, powoduje wytworzenie naprężenia rozciągającego w zakończeniu szczeliny zarodnikowej a następnie po przekroczeniu wytrzymałości na rozciąganie – powstaje pęknięcie, które propaguje w płaszczyźnie wyznaczonej przez płaszczyznę szczeliny zarodnikowej. Następuje to poprzez oddziaływanie ciśnienia tłocznej wody na ścianki wytwarzanej szczeliny. Propagacja wytwarzanej szczeliny następuje tak długo jak długo

⁹ Amadei B., Stephanson O. 1997: *Rock Stress and its Measurement*. Chapman & Hall.

¹⁰ Konopko W., Kabiesz J., Merta G., Makówka J., Szubert S., Zehnal J. 1997: *Ukierunkowane hydroszczelinowanie skał i możliwości jego zastosowania*. Prace Naukowe GIG Nr 824

wydatek tłoczonej wody nie zostanie zrównoważony przez ucieczki wody przez przecinane nieciągłości i ubytki z tytułu nasączenia skały.



Rys. 2. Sposób wykonania ukierunkowanego hydroszczelinowania skał UHS
 1 – wiertnica, 2 – żerdź, 3 – narzędzie do wykonywania szczelin zarodnikowych, 4 – szczelina zarodnikowa, 5 – przedłużenie otworu, 6 – packer, 7 – odcinek tłoczenia, 8 – żerdź/przewód wysokociśnieniowy, 9 – pompa, 10 – manometr, 11 – tłoczona woda, 12 – wytworzona szczelina

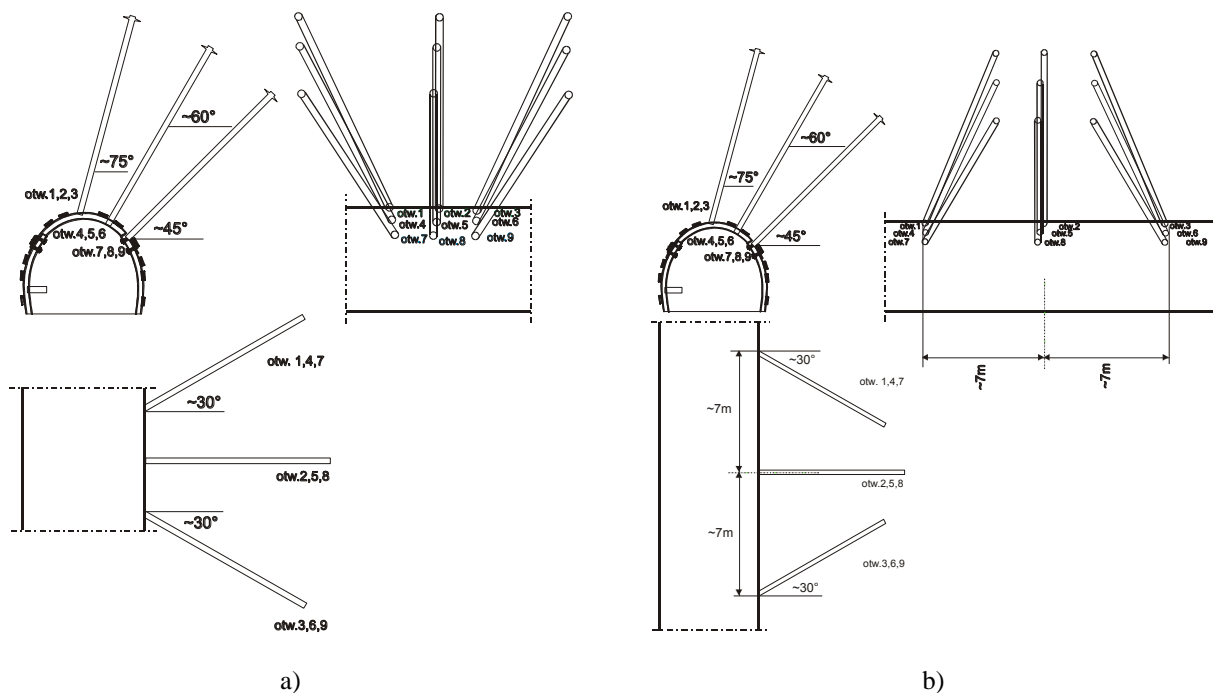


Rys. 3. Szczelina zarodnikowa i narzędzie do jej wykonywania

Metoda UHS otwiera możliwość wytwarzania szczelin (nieciągłości) w górotworze o zróżnicowanej orientacji, pozwalając na testowanie naprężenia w płaszczyznach o zróżnicowanym nachyleniu, ograniczonym jedynie technicznymi możliwościami wykonywania otworów wiertniczych.

Możliwość tą wykorzystałem opracowując pierwszą wersję metody, opisaną w pracach 1 do 5, najpełniej w pracy 2, powstałej na zakończenie projektu badawczego własnego, nr 5T12A 049 24. Do wykonywania pomiarów opracowałem dwa układy otworów

o zróżnicowanej orientacji: układ rozbieżny – rys. 4a i układ zbieżny – rys. 4b. Oba układy składają się z 9 otworów o kątach nachylenia 45, 60 i 75° i kątach azymutalnych (względem prostopadłej do ociosu) +30, 0 i -30°. Układ rozbieżny jest dogodny z praktycznego punktu widzenia, gdyż pozwala na wykonanie z jednego stanowiska wiertniczego, drugi natomiast pozwala na wykonanie pomiarów w ograniczonej objętości górotworu. W obu przypadkach zakładano długość otworów rzędu 10 m, pozwalającą na prowadzenie szczelinowania w takiej odległości od wyrobiska, w której dla typowego przekroju wyrobiska w obudowie w rozmiarze ŁP8 o szerokości 4,7m (w świetle wyrobiska) względny przyrost naprężenia jest rzędu 5%. Długość otworów może być dostosowana do wielkości wyrobiska, z którego są wykonywane. Podobnie orientacja otworów może być zmieniana stosownie do lokalnych warunków geologicznych. Faktyczne wartości kątów każdego z otworów są dokładnie mierzone po ich wykonaniu.

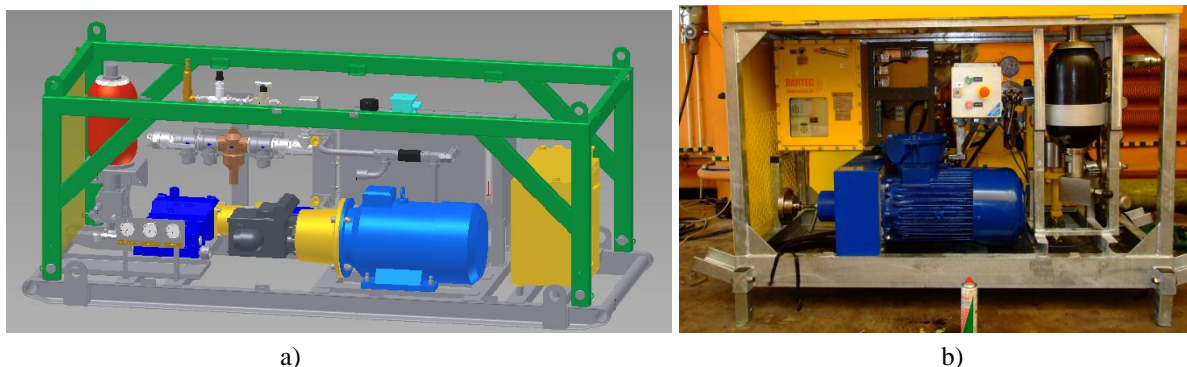


Rys. 4. Układ otworów a) rozbieżnych i b) zbieżnych

WYPOSAŻENIE I SPRZĘT POMIAROWY

Do wykonania badań oprócz sprzętu wiertniczego i wspomnianego powyżej narzędzia do wykonywania szczelin zarodnikowych wymagane jest posiadanie źródła wody pod wysokim ciśnieniem, osprzętu hydraulicznego, głowicy uszczelniającej oraz sprzętu pomiarowego.

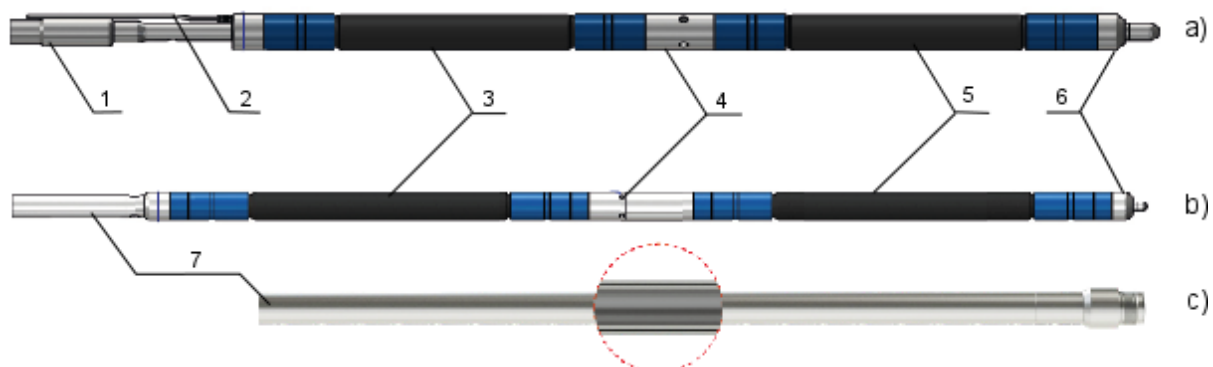
Jako źródło cieczy pod wysokim ciśnieniem w pierwszej wersji metody (prace 1-5) służyła kopalniana stacja pomp i magistrala zasilająca kompleksy obudowy zmechanizowanej w emulsję wodno-olejową, istniejąca na każdej kopalni węgla kamiennego. Rozwiązanie takie ma istotne zalety, w postaci niskiego kosztu i braku ograniczeń związanych z instalacją dodatkowych urządzeń elektrycznych i mechanicznych w ograniczonych przestrzeniach wyrobisk podziemnych. Jego wady to dostępność magistrali w ograniczonej części wyrobisk, wahania ciśnienia oraz mogące występować czasowo niewystarczające ciśnienie emulsji, szczególnie w sytuacji wykonywania hydroszczelinowania na większych głębokościach. Z tego względu w trakcie prac nad drugą wersją metody opracowano założenia i skonstruowano dedykowany mobilny agregat pompowy, przedstawiony na rysunku 5.



a) b)
Rys. 5. Mobilny agregat pompowy a) projekt i b) wykonanie

Najważniejsze cechy pompy to: możliwość płynnej regulacji ciśnienia wody w zakresie do 45 MPa i wydatku w zakresie do 12 dm³/min, dopuszczenie do pracy w warunkach niebezpieczeństwa wybuchu metanu i pyłu węglowego oraz układ tłumienia pulsacji ciśnienia wody z użyciem hydroakumulatora.

Drugim, kluczowym elementem zestawu sprzętu do badań jest głowica do hermetyzacji otworu, mająca na celu odizolowanie szczeliny zarodnikowej i umożliwienie tłoczenia wody pod odpowiednio wysokim ciśnieniem. Rysunek 6 przedstawia dwie przykładowe głowice w układzie dwustronnym (ang. *stradle packer*). Wskazane jest używanie głowic z niezależnym obwodem rozpierania, zapewniającym hermetyzację otworu podczas całego cyklu pomiarowego.



Rys. 6. Głowice do dwustronnej hydraulicznej hermetyzacji otworów (IPI, Australia)
a) wersja z niezależnymi przyłączami rozpierania i tłoczenia, b) wersja do współpracy z żerdzią dwuścienną,
c) żerdź dwuścienna
1 - przyłącze obwodu tłoczenia, 2 - przyłącze obwodu rozpierania, 3 - packer dolny, 4 - sekcja tłoczenia,
5 - packer górny, 7 – żerdź dwuścienna

W toku badań konieczne jest jednoczesne rejestrowanie zmian ciśnienia oraz przepływu wody. Dlatego trzecim, kluczowym składnikiem wyposażenia jest zestaw pomiarowy, na który składają się: przepływomierz i przynajmniej jeden czujnik ciśnienia oraz rejestrator. Rysunek 7 przedstawia przykładowy zestaw pomiarowy, składający się z laptopa pomiarowego z kartą akwizycji danych, czujnika przepływu oraz trzech czujników ciśnienia. Dodatkowe czujniki ciśnienia służą do kontroli ciśnienia rozparcia packera oraz ciśnienia na wejściu układu pomiarowego.



Rys. 7. Zestaw pomiarowy (laptop z kartą akwizycji danych, czujniki ciśnienia, przepływomierz)

PROCEDURA PRZEPROWADZENIA POMIARU

W celu prawidłowego przeprowadzenia parametrów hydroszczelinowania umożliwiających przeprowadzenie obliczeń wartości i kierunków naprężeń głównych konieczne jest przeprowadzenia następującej sekwencji czynności.

1. Określenie lokalizacji stanowiska pomiarowego

Stanowisko pomiarowe należy umiejscowić w wyrobisku chodnikowym w otoczeniu skał niespękanych i niepoddanych bezpośrednim oddziaływaniom eksploatacyjnym. Z tego względu jest niewskazana lokalizacja stanowisk pomiarowych w wyrobiskach równoległych do pola zrobów bądź w wyrobiskach eksploatacyjnych. Z podobnego powodu, w przypadku występowania lokalnych uskoków, w szczególności uskoków przecinających wyrobisko, nie jest wskazane bliskie ich sąsiedztwo. Stanowisko pomiarowe powinno być zlokalizowane tak, aby wytwarzane w procesie UHS płaszczyzny nieciągłości nie przecinały prawdopodobnej płaszczyzny uskoku w odległości mniejszej niż 10 m od otworu.

2. Sprawdzenie stanu górotworu w miejscu planowanej lokalizacji stanowiska pomiarowego

Po wstępnym określeniu lokalizacji stanowiska pomiarowego, na podstawie mapy górniczej oraz osobistej inspekcji takiego miejsca, należy wykonać pionowy testowy otwór wiertniczy o długości 10–15 m. Otwór taki należy następnie sprawdzić kamerą endoskopową w celu określenia profilu geologicznego skał nadległych i zidentyfikowania ewentualnych spękań czy nieciągłości. Korzystne wykonanie otworu nachylonego w kierunku, w którym następnie będą wykonywane otwory badawcze i wykonanie w nim podobnej inspekcji. Występowanie spękań, nieciągłości czy istotnych niejednorodności przecinanych warstw skalnych dyskwalifikuje daną lokalizację do prowadzenia dalszych badań.

3. Wykonanie otworów badawczych

Po stwierdzeniu w otworach testowych odpowiedniej jakości górotworu, na stanowisku pomiarowym należy wykonać serię otworów badawczych ze szczelinami zarodnikowymi w układzie rozbieżnym (rys. 4a) lub zbieżnym (rys. 4b). Seria taka powinna składać się

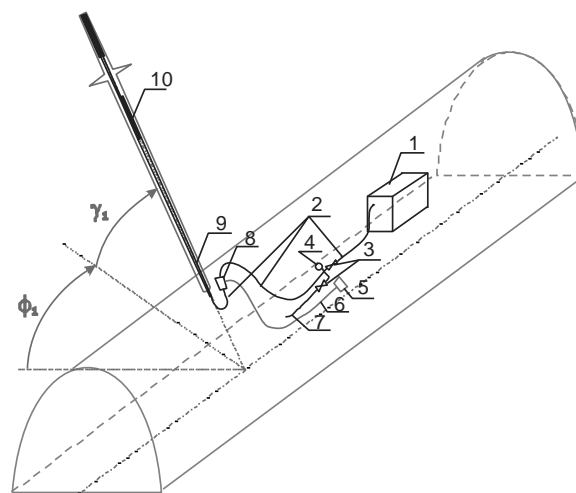
z minimum sześciu otworów. W praktyce korzystne jest wykonanie większej ich liczby. Standardowo jest zalecane wykonanie dziewięciu otworów o długości 12 m przy lokalizacji szczeliny zarodnikowej 10 m od wlotu otworu. Otwory nadmiarowe mogą być wykorzystane w przypadku natrafienia na lokalne zaburzenia w budowie górotworu, złej jakości szczelin zarodnikowych, niekorzystnego przebiegu procesu szczelinowania czy błędów w zapisie przebiegu tego procesu. Długość otworów powinna być odpowiednio zwiększona w przypadku gabarytów większych niż standardowe, spotykane w polskim górnictwie. W razie wątpliwości długość otworów należy określić na taką, by szczelina zarodnikowa znajdowała się w objętości górotworu, w której wpływ sąsiedztwa wyrobiska zmienia naprężenia maksymalnie o 5% w stosunku do stanu naturalnego.

4. Sprawdzanie otworów badawczych i określanie ich kątów odchylenia

Wykonane otwory badawcze wraz ze szczelinami zarodnikowymi powinny być sprawdzone kamerą endoskopową. Sprawdzenia wymaga jakość wykonania szczeliny zarodnikowej oraz stan otworu wiertniczego w jej sąsiedztwie w celu wykluczenia nieciągłości i ubytków w otoczeniu szczeliny w części otworu, w której zainstalowana będzie głowica uszczelniająca w celu wykluczenia jej uszkodzenia. Następnie należy wykonać pomiar kątów odchylenia poziomego i pionowego wszystkich otworów oraz dokładnej głębokości wykonania szczeliny zarodnikowej.

5. Montaż układu pomiarowego

Układ pomiarowy należy zmontować w sposób zapewniający szczelność na połączeniach oraz właściwe utwierdzenie głowicy uszczelniającej w otworze tak, aby w czasie szczelinowania nie wysunęła się z otworu. Uproszczony schemat połączeniowy przedstawiono na rysunku 8. Głowica może być wkładana do otworu za pomocą specjalnych szczelnych żerdzi lub sztywnego węża gumowego. Po włożeniu głowicy na właściwą głębokość żerdzie bądź wąż gumowy należy unieruchomić i zabezpieczyć przed wysunięciem. Do końcówki węża lub żerdzi, jak najbliżej wylotu otworu, należy podłączyć czujnik ciśnienia i czujnik przepływu. Za czujnikami, w odległości zapewniającej bezpieczeństwo na wypadek wysunięcia głowicy i żerdzi, lecz umożliwiającej obserwację otworu, należy podłączyć układ zaworów i manometrów kontrolnych. W sąsiedztwie należy usytuować rejestrator do zapisu ciśnienia i przepływu, połączonego z czujnikami. Następnie układ zaworów i manometrów należy podłączyć do agregatu pompowego.



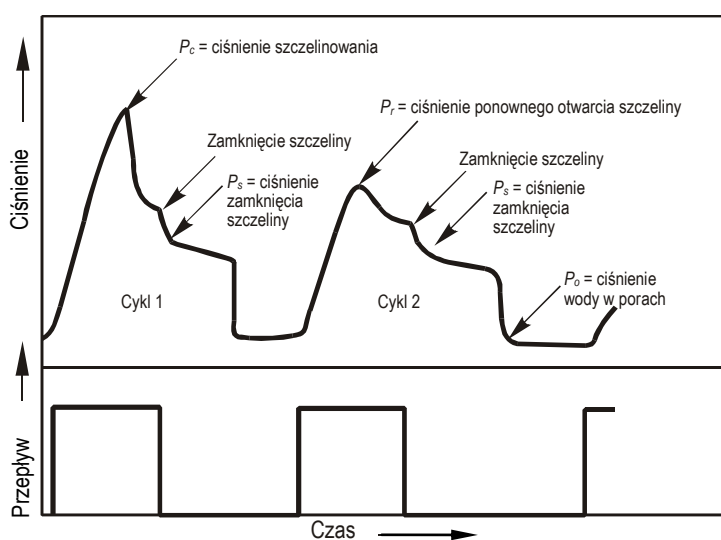
Rys. 8. Uproszczony schemat układu pomiarowego do N-UHS

1 – mobilny agregat pompowy, 2 – wężę wysokociśnieniowe, 3 – zawory, 4 – manometr, 5 – rejestrator, 6 – przewód sygnałowy, 7 – wąż odpływowy, 8 – czujniki ciśnienia i przepływu, 9 – żerdź/przewód wysokociśnieniowy, 10 – głowica uszczelniająca, γ_1 – kąt podniesienia otworu, ϕ_1 – kąt azymutalny otworu

6. Wykonanie szczelinowania

Po zmontowaniu układu pomiarowego należy wycofać osoby niezaangażowane bezpośrednio w wykonanie pomiaru na bezpieczną odległość od otworu i poza sąsiedztwo węży łączących otwór z agregatem pompowym z uwagi na ewentualne zagrożenie związane z uszkodzeniem układu hydraulicznego i możliwość narażenia na oddziaływanie cieczy pod wysokim ciśnieniem. Po napełnieniu i odpowietrzeniu układu hydraulicznego, należy włączyć rejestrator, podłączyć obwód rozpierania głowicy i podać ciśnienie rozpierania zgodnie z zaleceniami producenta (zwykle rzędu 5-10 MPa) a następnie obwód rozpierania odciąć, uniemożliwiając spadek ciśnienia w tym obwodzie. Ciśnienie w obwodzie rozpierania należy na bieżąco kontrolować. Jego spadek oznacza uszkodzenie głowicy lub innej części obwodu. W takiej sytuacji należy przerwać szczelinowanie.

Następnie należy przystąpić do właściwego szczelinowania. W tym celu należy otworzyć obwód tłoczenia i stopniowo zwiększać ciśnienie w układzie, równocześnie obserwując ciśnienie w obwodzie tłoczenia i rozpierania oraz przepływ w układzie, otwór pomiarowy oraz ociosy wyrobiska w sąsiedztwie w celu stwierdzenia ewentualnych wycieków. Podczas prawidłowego przebiegu pierwszej fazy szczelinowania, po osiągnięciu pewnego ciśnienia, zależnego od głębokości lokalizacji wyrobiska, wytrzymałości na rozciąganie skały, w której zlokalizowano otwór ze szczeliną oraz kąta nachylenia otworu, powinna wytworzyć się nieciągłość – płaszczyna rozwarstwienia, objawiająca się nagłym wzrostem przepływu i spadkiem ciśnienia. Zjawisku temu może towarzyszyć efekt akustyczny oraz po pewnym czasie wypływ cieczy z ociosu lub sąsiednich otworów. Po wytworzeniu nieciągłości należy stopniowo zmniejszać ciśnienie w układzie tłoczenia. Przy pewnym ciśnieniu nastąpi zanik przepływu, co oznacza zamknięcie wytworzonej szczeliny i tym samym koniec pierwszej fazy szczelinowania. Następnie należy przeprowadzić kilka kolejnych cykli pompowania, zwiększając ciśnienie do wystąpienia przepływu cieczy do otworu i następnie zmniejszając do jego zaniku. Odpowiada to ponownemu rozwieraniu i zamykaniu wytworzonej nieciągłości. Rejestrowane ciśnienia, w szczególności ciśnienia zamknięcia szczeliny, stanowią wraz z wartościami kątów odchylenia poziomego i pionowego otworów, dane do obliczania kierunków i wartości naprężeń głównych w górotworze. Na rysunku 9 przedstawiono uproszczony wykres zmian ciśnienia i przepływu cieczy w czasie pierwszego i drugiego cyklu pompowania.



Rys. 9. Uproszczony wykres ciśnienia i przepływu w procesie hydroszczelinowania z dwoma cyklami pompowania

Po wykonaniu szczelinowania jest wskazane dokonanie ponownego sprawdzenia otworów kamerą endoskopową. W sprzyjających okolicznościach, jeśli otwory zostaną sprawdzone natychmiast po szczelinowaniu, na podstawie obserwowanego wycieku cieczy, będzie możliwe stwierdzenie czy wytworzyła się nieciągłość.

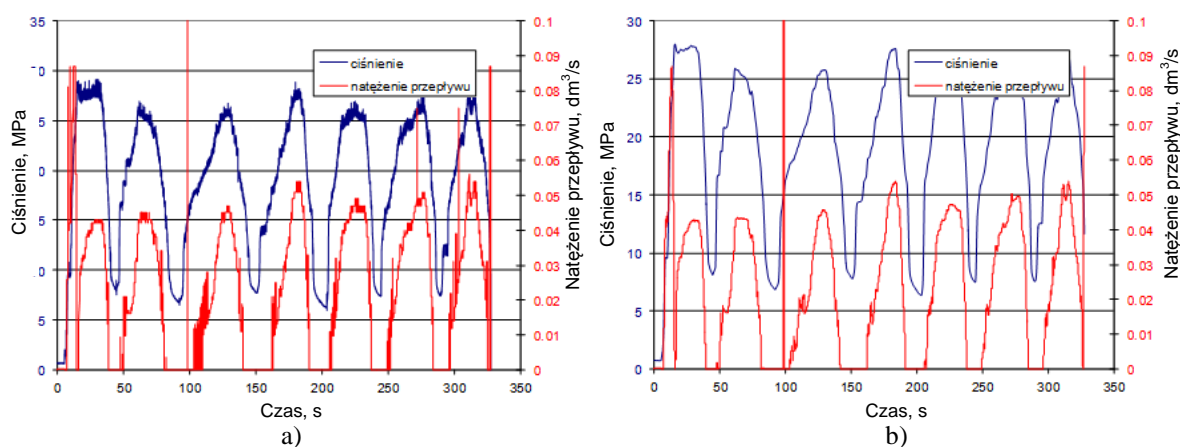
Po wykonaniu hydroszczelinowania i zarejestrowaniu zmian ciśnienia i przepływu w kilku kolejnych cyklach pompowania, należy dokonać na ich podstawie określić ciśnienia ponownego zamknięcia szczeliny poprzez interpretację zgromadzonych zapisów.

INTERPRETACJA DOKONANYCH REJESTRACJI

Interpretacja wyników hydroszczelinowania polega na odczytywaniu wartości ciśnień z wykresów w ich charakterystycznych punktach. Przykładowy wykres zapisu ciśnienia i przepływu przedstawia rysunek 10a. Ciśnienia charakterystyczne określane na podstawie rejestracji to ciśnienie szczelinowania P_c , ciśnienie zamknięcia szczeliny P_s , ciśnienie ponownego otwarcia szczeliny P_r oraz najważniejsze z punktu widzenia dalszych obliczeń ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny P_s' .

Pierwsze dwie wartości ciśnienia są możliwe do odczytania z pierwszego cyklu tłoczenia cieczy lub cyklu, w którym szczelina powstała. Kolejne dwie wartości dotyczą kolejnych cykli pompowania.

W celu udoskonalenia odczytu wartości parametrów hydroszczelinowania użyteczne jest oczyszczenie zapisów ciśnienia i wydatku przepływu z zakłóceń. Przykładowe zapisy ciśnienia i przepływu przed oczyszczeniem i po oczyszczeniu przedstawiono na rysunku 10. Zapisy przetworzono z zastosowaniem „wędrującej średniej”, to znaczy średniej z poprzedzających 50 wartości zapisu, odpowiadających okresowi jednej sekundy w zapisie, przy częstotliwości 50 Hz. Z poniższych rysunków wynika, że w znacznej części zapis jest wolny od krótkookresowych wahań, lecz w dalszym ciągu występują gwałtowne zmiany wartości chwilowych przepływu.

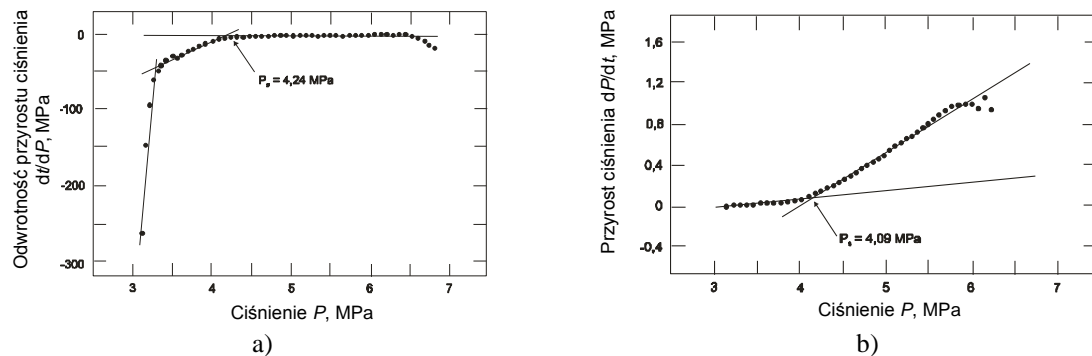


Rys. 10. Zapis zmian ciśnienia i przepływu: a – oryginalny, b – po przetworzeniu

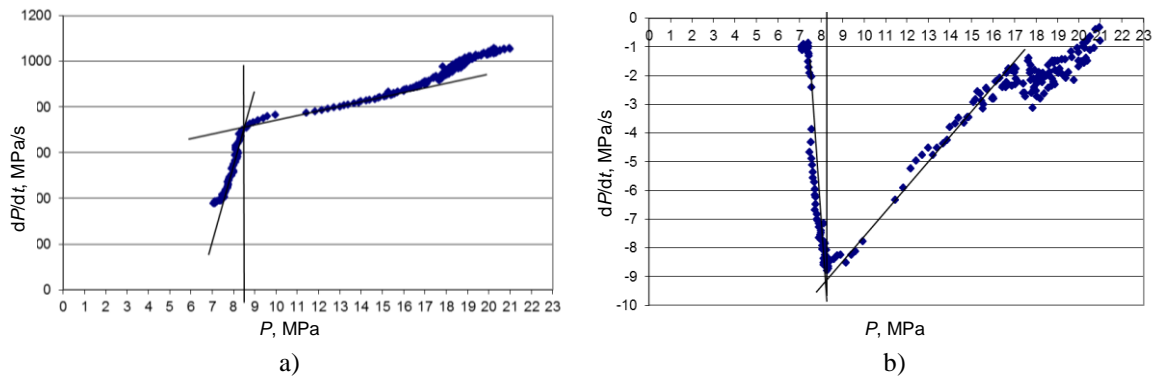
Ciśnienia charakterystyczne mogą być określane dwoma sposobami. Pierwszy z nich jest zgodny z instrukcją stosowania standardowej metody określania naprężenia *in situ* z zastosowaniem metody hydroszczelinowania¹¹ wydanej przez American Society for Testing and Materials. Polega on na wykonywaniu współbieżnych wykresów ciśnienia i prędkości przepływu cieczy zarejestrowanych w czasie szczelinowania i odczytaniu ciśnień

¹¹ Haimson, B. C. & Cornet, F. H. 2003: ISRM suggested methods for rock stress estimation-part 3: Hydraulic fracturing (HF) and/or hydraulic testing of pre-existing fractures (HTPF). International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. T. 40, nr 7–8, s. 1011–1020

charakterystycznych (rys. 10). W niektórych publikacjach (np. Ljunggrena i Nordlunda 2004¹², Zhao, Hefny'ego i Zhou 2005¹³) jest spotykana również metoda polegająca na analizie wykresów zależności przyrostów ciśnienia w jednostce czasu dP/dt w funkcji ciśnienia lub dt/dP w funkcji ciśnienia (rysunki 11 i 12).



Rys. 11. Określanie ciśnienia zamknięcia szczeliny z użyciem wykresów dP/dt i dt/dP^6



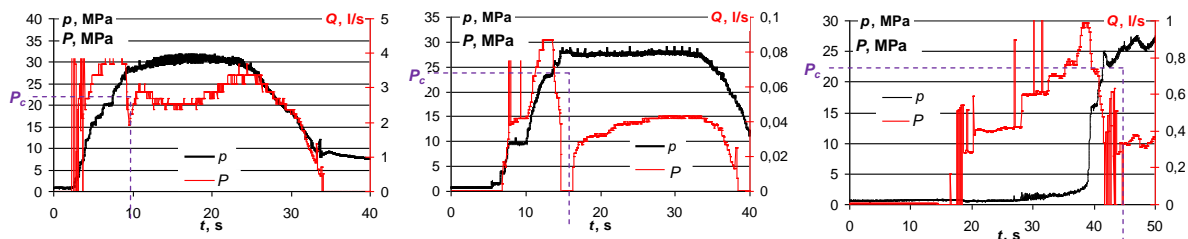
Rys. 12. Wykres $dP/dt = f(P)$ dla rzeczywistych zapisów:
a – przetworzonych, b – nieprzetworzonych

Ciśnienie szczelinowania P_c

W klasycznej metodzie hydroszczelinowania ciśnienie to jest określane jako szczytowe ciśnienie w pierwszym cyklu pompowania, po którym następuje jego spadek na skutek przepływu cieczy do szczeliny. W rzeczywistych warunkach badań prowadzonych w kopalniach węgla kamiennego często nie obserwowano takiego zjawiska. Dodatkowo na początku pierwszego cyklu szczelinowania układ pomiarowy napelniał się cieczą i wiązało się z tym występowanie fazy, w której przepływ cieczy nie powodował wytworzenia szczeliny. Po tej fazie następowało zmniejszenie prędkości przepływu lub jego całkowity zanik, a następnie nowa faza przepływu. Zmiany te nie zawsze były odzwierciedlane w zmianach ciśnienia. Trzy typowe przebiegi pierwszego cyklu pompowania przedstawiono na rysunku 13.

¹² Ljunggren C., Nordlund E., 2004. A method to determine the orientation of the horizontal in-situ stresses from hydrofracturing measurements in inclined boreholes. Lulea University of Technology

¹³ Zhao J., Hefny A., Zhou X., 2005. Hydrofracturing in situ stress measurements in Singapore granite. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences Vol. 42, issue 4, s. 577–583.



Rys. 13. Różne typy przebiegów pierwszego cyklu pompowania podczas hydroszczelinowania, P – ciśnienie, Q – przepływ, t – czas

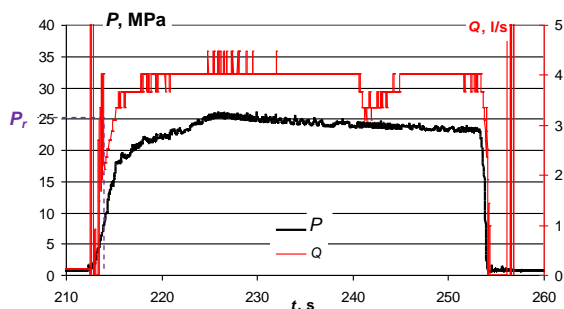
Przyjęto, że za ciśnienie szczelinowania P_c będzie uznawane ciśnienie pierwszego pikę na wykresie ciśnienia po zaniku lub spadku przepływu związanego z napełnianiem otworu.

Ciśnienie zamknięcia szczeliny P_s

Ciśnienie zamknięcia szczeliny P_s oznaczano jako ciśnienie, przy którym zanikał całkowicie przepływ w pierwszym cyklu pompowania.

Ciśnienie ponownego otwarcia szczeliny P_r'

Ciśnieniem ponownego otwarcia szczeliny P_r' przyjęto oznaczać ciśnienie, przy którym w drugim i kolejnym cyklu pompowania następował przepływ cieczy. Przykładowy wykres rozpoczęcia jednego z kolejnych cykli pompowania, w którym na początku można obserwować przepływ niestabilny, przechodzący w stabilny, pokazano na rysunku 14.

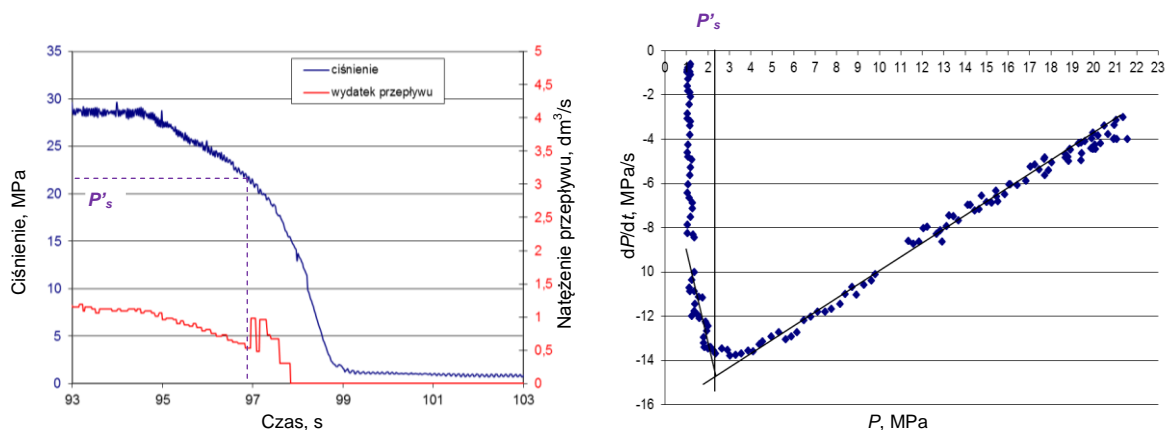


Rys. 14. Przykład przebiegu jednej z kolejnych faz szczelinowania P – ciśnienie, Q – przepływ, t – czas

Ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny P_s'

Ciśnienie ponownego zamknięcia P_s' szczeliny stanowi ciśnienie, przy którym w drugim i kolejnym cyklu pompowania zanika przepływ cieczy, w tym także przepływ niestabilny.

Podstawę właściwej analizy danych pomiarowych stanowiło stwierdzenie momentów w zapisie zmian ciśnienia i natężenia przepływu, dokonanych w przypadku danego otworu pomiarowego, w których zanikał przepływ i wykonaniu wykresu $dP/dt = f(P)$ dla danych z dwóch sekund przed i dwóch sekund po zaniku przepływu. Taki czas obserwacji pozwalał na uzyskanie czytelny zbioru danych, pozwalających na dalszą interpretację. Na uzyskanym wykresie identyfikowano prostoliniowe odcinki. Rzędna punktu przecięcia tych odcinków była identyfikowana jako wartość ciśnienia zamknięcia szczeliny P_s' . Przykładowa para wykresów została przedstawiona na rysunku 15.



Rys. 15. Para wykresów do interpretacji ciśnienia ponownego zamknięcia szczeliny
 a – wykres zmian ciśnienia i przepływu w czasie, b – wykres przyrostu ciśnienia w czasie (dP/dt) w funkcji ciśnienia

Metoda $dP/dt = f(P)$ jest używana w sytuacjach, gdy nie jest prowadzony pomiar i rejestracja przepływu lub rejestracja taka jest obciążona dużym błędem i/lub opóźnieniem związanym z usytuowaniem czujnika przepływu w instalacji z dużą bezwładnością (np. z dużą ilością węży gumowych). W sytuacji instalowania czujników blisko otworu wiertniczego nie zachodzi taka sytuacja, w związku z tym najprostszym i pozwalającym określać ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny P_s' jest określanie na podstawie wykresów zmian ciśnienia i przepływu jak na rysunku 11a. Widoczny na wykresie chwilowy wzrost przepływu jest związany z zamykaniem szczeliny, przepływem w kierunku z górotworu do układu pomiarowego, wspomniany w literaturze¹⁴, niekiedy używany do określenia ciśnienia zamknięcia szczeliny.

Jak wspomniano powyżej i jak wynika z rysunku 10, możliwe jest (i jest wskazane) wykonywanie wielu kolejnych cykli pompowania i tym samym określania parametrów procesu hydroszczelinowania, przede wszystkim ciśnienia ponownego otwarcia szczeliny P_r' oraz ciśnienia ponownego zamknięcia szczeliny P_s' . Wartości te mogą się różnić między sobą. Zagadnienie to nie doczekało się jak dotąd jednoznacznego opracowania, będzie przedstawione w dalszej części niniejszego dokumentów dotyczącego praktycznych zastosowań metody. W uproszczeniu przyjmuje się, że ciśnienia z drugiego cyklu pompowania (pierwszego po wytworzeniu szczeliny) są bardziej wiarygodne od kolejnych.

4.3.3. OBLICZANIE NAPRĘŻEŃ GŁÓWNYCH

Istotą opracowanej przeze mnie metody określania naprężeń głównych jest założenie, że ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny w procesie ukierunkowanego hydroszczelinowania jest równe składowej naprężenia działającej zgodnie z kierunkiem osi otworu wiertniczego, a zarazem prostopadle do płaszczyzny szczeliny zarodnikowej i wytworzonej z niej szczeliny w górotworze. Wykonanie dostatecznej liczby pomiarów ciśnienia zamknięcia szczeliny z otworów wiertniczych o różnej orientacji pozwala na obliczenie wartości i kierunków działania naprężeń głównych w górotworze, co jest tożsame z określeniem pełnego tensora naprężeń. Opierając się na tych założeniach opracowałem pierwszą wersję sposobu obliczania naprężeń. Jest ona opisana najpełniej w pracy nr 2. Zakłada ona działanie naprężenia głównego największego w kierunku pionowym. Oparłem ją co do podstaw na rozwiązaniu Ljunggrena i Nordlunda, opracowanego na potrzeby

¹⁴ Amadei B., Stephanson O., 1997. Rock stress and its measurement. London, Chapman and Hall, pp.162-176

hydroszczelinowania w otworach nachylonych¹⁵. Następnie opracowałem uogólnienie tej metody, umożliwiające obliczanie kierunków i wartości naprężeń niezależnie od ich orientacji. Jest to opisane w pracach 5 i 6.

Określenie orientacji naprężeń głównych w przestrzeni wymaga przyjęcia sposobu translacji arbitralnie przyjętego układu współrzędnych do układu dowolnie zorientowanego. Znane z literatury (np. Jaeger, Cook i Zimmerman¹⁶) rozwiązania podają sposób translacji polegający na obrocie o kąt zenitalny (dopelnienie do 90° kąta podniesienia) θ i kąt poziomy (azymutalny) λ .

Niech układ współrzędnych Oxyz jest układem naprężeń głównych. Niech układ współrzędnych Px'y'z' jest układem współrzędnych przekształconym w sposób pokazany na rysunku 16. W nowym układzie współrzędnych oś Pz' jest obrocona o kąt θ , oś Px' leży w płaszczyźnie OPz a oś Py' uzupełnia układ do prawoskrętnego układu współrzędnych i jej zwrot jest zgodny z kierunkiem narastania kąta λ . Składowa wersora $e_{z'}$ nowego układu współrzędnych, wyrażana za pomocą kątów θ i λ , określająca kierunek osi Pz' jest dana jako:

$$e_{z'} = (\sin \theta \cos \lambda \quad \sin \theta \sin \lambda \quad \cos \theta) \quad (1)$$

Kierunek osi Px' może być określony poprzez zastąpienie kąta θ przez $\theta + \pi/2$, co daje składową wersora

$$e_{x'} = (\cos \theta \cos \lambda \quad \cos \theta \sin \lambda \quad -\sin \theta) \quad (2)$$

Wersor osi Py' jest prostopadły do osi Oz i tworzy kąt $\lambda + \pi/2$ z osią Ox oraz kąt λ z Oy, więc

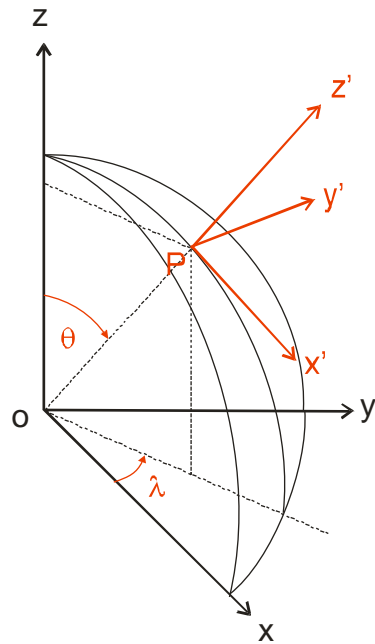
$$e_{y'} = (-\sin \lambda \quad \cos \lambda \quad 0) \quad (3)$$

Całkowity wersor nowego układu współrzędnych ma więc postać

$$e_{x'} = \begin{pmatrix} \cos \theta \cos \lambda & \cos \theta \sin \lambda & -\sin \theta \\ -\sin \lambda & \cos \lambda & 0 \\ \sin \theta \cos \lambda & \sin \theta \sin \lambda & \cos \theta \end{pmatrix} \quad (4)$$

¹⁵ Ljunggren C., Nordlund E. 1990: A method to determine the orientation of the horizontal in-situ stresses from hydrofracturing measurements in inclined boreholes. Praca doktorska C. Ljunggrena. Lulea University of Technology (niepublikowana).

¹⁶ Jaeger J., Cook N., Zimmerman R., 2007. Fundamentals of rock mechanics, 4th ed. Oxford, Blackwell Publishing, pp. 33-35



Rys. 16. Układ współrzędnych pierwotny i układ współrzędnych po przekształceniu o kąty θ i λ ⁸

Zastosowanie tego sposobu przekształcenia układu współrzędnych w warunkach przyjętego na początku układu współrzędnych wymaga zastosowania translacji odwrotnej. Niech kąty φ i γ oznaczają kąty odchylenia poziomego i podniesienia, będące w następującej relacji do kątów λ i θ – jak pokazano na rysunku 17, to relacja kątów γ , θ , ϕ i λ jest następująca:

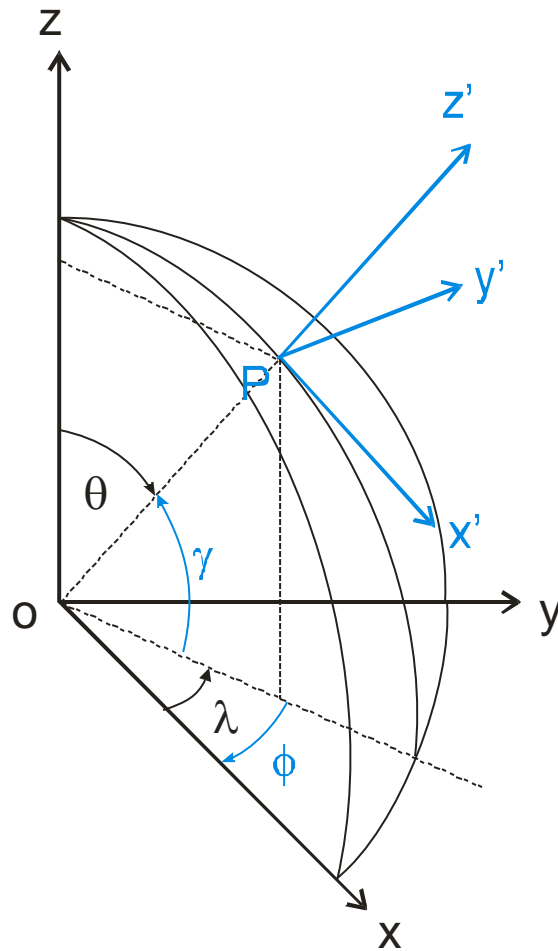
$$\gamma = \pi/2 - \theta \quad (5)$$

oraz

$$\phi = -\lambda \quad (6)$$

Oznacza to, że jeśli:

$$\begin{aligned} \sin \gamma &= \sin(\pi/2 - \theta) = \cos \theta \\ \cos \gamma &= \cos(\pi/2 - \theta) = \sin \theta \\ \sin \theta &= \sin(\pi/2 - \gamma) = \cos \gamma \\ \cos \theta &= \cos(\pi/2 - \gamma) = \sin \gamma \end{aligned} \quad (7)$$



Rys. 17. Układ współrzędnych do przekształcenia z $Px'y'z'$ do $Oxyz$

oraz

$$\begin{aligned}
 \sin \phi &= \sin(-\lambda) = -\sin \lambda \\
 \cos \phi &= \cos(-\lambda) = \cos \lambda \\
 \sin \lambda &= \sin(-\phi) = -\cos \phi \\
 \cos \lambda &= \cos(-\phi) = \sin \phi
 \end{aligned} \tag{8}$$

to podstawiając odpowiednie (5) i (6) do (4) uzyskuje się

$$f = \begin{pmatrix} \cos\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \cdot \cos(-\phi) & \cos\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \sin(-\phi) & -\sin\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \\ -\sin(-\phi) & \cos(-\phi) & 0 \\ \sin\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \cos(-\phi) & \sin\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \sin(-\phi) & \cos\left(\frac{\pi}{2} - \gamma\right) \end{pmatrix} \tag{9}$$

co po uproszczeniu, uwzględniającemu zależności (7) i (8) pozwala uzyskać wersor przekształcenia z układu $Px'y'z'$ do $Oxyz$ (jak to pokazano na rysunku 18):

$$f = \begin{pmatrix} \sin \gamma \cdot \cos \phi & -\sin \gamma \cdot \sin \phi & -\cos \gamma \\ \sin \phi & \cos \phi & 0 \\ \cos \gamma \cdot \cos \phi & -\cos \gamma \cdot \sin \phi & \sin \gamma \end{pmatrix} \quad (10)$$

Przekształcenie tensora naprężeń z układu odniesienia $Px'y'z'$ do $Oxyz$ to

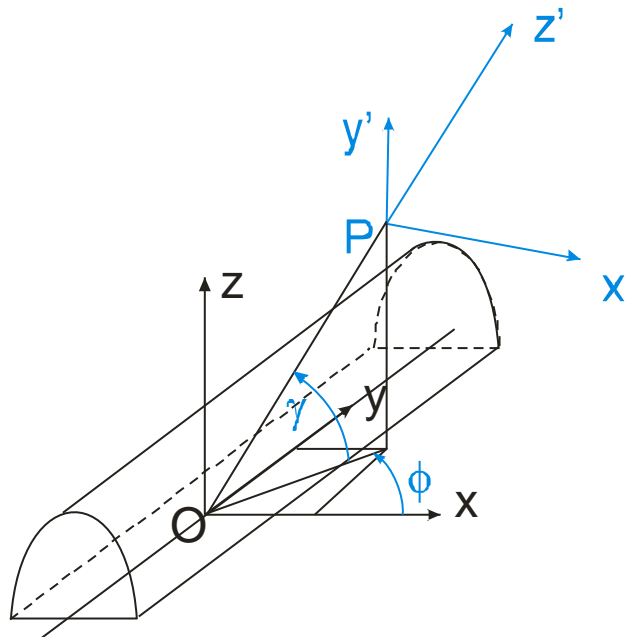
$$\sigma = f \cdot \sigma' \cdot f^T \quad (11)$$

Jeżeli założyć, że tensor naprężenia σ jest tensorem w układzie współrzędnych $Oxyz$, zaś w układzie współrzędnych $Px'y'z'$ tensor σ' taki, że

$$\sigma' = \begin{bmatrix} \sigma_1 & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_2 & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_3 \end{bmatrix} \quad (12)$$

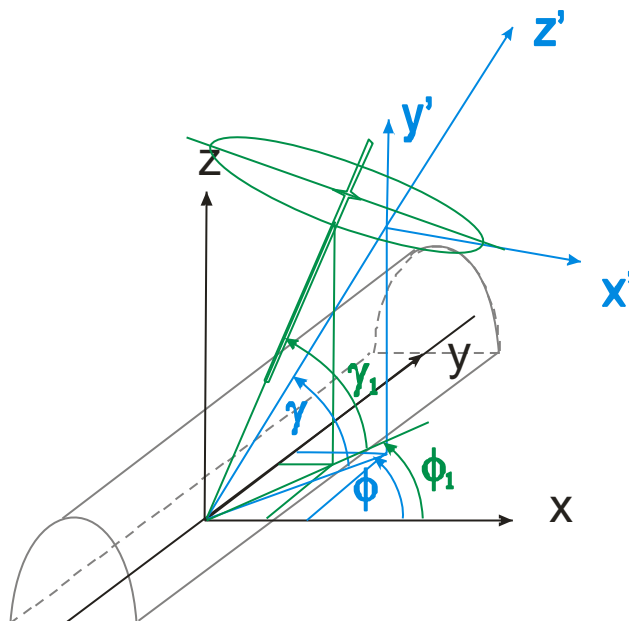
gdzie σ_1 , σ_2 i σ_3 są naprężeniami głównymi nieuporządkowanymi co do wartości, to po dokonaniu przekształcenia otrzymujemy następujące zależności składowych tensora naprężeń:

$$\begin{aligned} \sigma_{xx} &= \sin^2 \gamma (\sigma_1 \cos^2 \phi + \sigma_2 \sin^2 \phi) + \sigma_3 \cos^2 \gamma \\ \sigma_{yy} &= \sigma_1 \sin^2 \phi + \sigma_2 \cos^2 \phi \\ \sigma_{zz} &= (\sigma_1 \cos^2 \phi + \sigma_2 \sin^2 \phi) \cos^2 \gamma + \sigma_3 \sin^2 \gamma \\ \tau_{xy} &= \sin \gamma \sin \phi \cos \phi (\sigma_1 - \sigma_2) \\ \tau_{xz} &= \sin \gamma \cos \gamma (\sigma_1 \cos^2 \phi + \sigma_2 \sin^2 \phi) - \sigma_3 \sin \gamma \cos \gamma \\ \tau_{yz} &= (\sigma_1 - \sigma_2) \cos \gamma \sin \phi \cos \phi \end{aligned} \quad (13)$$



Rys. 18. Układ współrzędnych $Oxyz$ związanych z wyrobiskiem i $Px'y'z'$ zgodny z kierunkami naprężeń głównych

Analogicznie do układu współrzędnych związanych z wyrobiskiem, układ współrzędnych można związać z otworem wiertniczym, którego orientacja względem wyrobiska opisana jest kątami γ_1 i ϕ_1 – rys. 19.



Rys. 19. Orientacja otworu wiertniczego względem wyrobiska

Jeśli w górotworze z tak zdefiniowanym stanem naprężenia wykonany zostanie otwór wiertniczy a z niego w płaszczyźnie prostopadłej do osi otworu wytworzona zostanie z użyciem UHS nieciągłość, to prostopadle do tej płaszczyzny działać będzie naprężenie ściskające, które identyfikują z ciśnieniem ponownego zamknięcia wytworzonej nieciągłości

$$P^{O1} = n_x^{O1} \cdot \sigma_x + n_y^{O1} \cdot \sigma_y + n_z^{O1} \cdot \sigma_z \quad (14)$$

gdzie:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= [\sigma_{xx} \quad \tau_{xy} \quad \tau_{xz}]^T \\ \sigma_y &= [\tau_{yx} \quad \sigma_{yy} \quad \tau_{yz}]^T \\ \sigma_z &= [\tau_{zx} \quad \tau_{zy} \quad \sigma_{zz}]^T \end{aligned} \quad (15)$$

przy czym $\tau_{xy} = \tau_{yx}$, $\tau_{xz} = \tau_{zx}$, $\tau_{zy} = \tau_{yz}$, natomiast wektor wyznaczający kierunek otworu wiertniczego, określonego kątami ϕ_1 i γ_1 jest określony jako:

$$\begin{aligned} n_x^{O1} &= \cos \phi_1 \cos \gamma_1 \\ n_y^{O1} &= \cos \phi_1 \sin \gamma_1 \\ n_z^{O1} &= \sin \gamma_1 \end{aligned} \quad (16)$$

W celu określenia stanu naprężenia wyrażonego przez naprężenia główne σ_1 , σ_2 , σ_3 oraz kąty określające ich orientację względem przyjętego lokalnego układu odniesienia γ i ϕ , konieczne jest podanie pięciu niezależnie pomierzonych danych P_s^{O1} , P_s^{O2} , P_s^{O3} , P_s^{O4} , P_s^{O5}

oraz odpowiednich kątów określających orientację otworów wiertniczych, z których wykonano pomiar wymienionych ciśnień γ_n i ϕ_n :

$$\begin{aligned}
 P_s^{O1} &= n_x^{O1} \cdot \sigma_x + n_y^{O1} \cdot \sigma_y + n_z^{O1} \cdot \sigma_z \\
 P_s^{O2} &= n_x^{O2} \cdot \sigma_x + n_y^{O2} \cdot \sigma_y + n_z^{O2} \cdot \sigma_z \\
 P_s^{O3} &= n_x^{O3} \cdot \sigma_x + n_y^{O3} \cdot \sigma_y + n_z^{O3} \cdot \sigma_z \\
 P_s^{O4} &= n_x^{O4} \cdot \sigma_x + n_y^{O4} \cdot \sigma_y + n_z^{O4} \cdot \sigma_z \\
 P_s^{O5} &= n_x^{O5} \cdot \sigma_x + n_y^{O5} \cdot \sigma_y + n_z^{O5} \cdot \sigma_z
 \end{aligned} \tag{17}$$

gdzie $n_x^{O_i}, n_y^{O_i}, n_z^{O_i}$ oznaczają składowe wektorów wyznaczających kierunki kolejnych otworów o kątach γ_i i ϕ_i . Przekształcenie tensora naprężeń z przyjętego układu współrzędnych do układu współrzędnych związanych z naprężeniami głównymi jest możliwe jedną z metod znanych z mechaniki klasycznej.

W sytuacji ogólnej, gdy przekształcenie układu współrzędnych związanych z naprężeniami głównymi σ' do układu współrzędnych związanych z otworem wiertniczym związane jest z obrotem o kąty γ_1 i ϕ_1 , jest ono opisane wersorem:

$$f_1 = \begin{pmatrix} \cos \gamma_1 \cdot \cos \phi_1 & -\sin \phi_1 \cdot \sin \phi_1 & -\cos \phi_1 \\ \sin \phi_1 & \cos \phi_1 & 0 \\ \cos \gamma_1 \cdot \sin \phi_1 & -\cos \gamma_1 \cdot \cos \phi_1 & \sin \phi_1 \end{pmatrix} \tag{18}$$

Uzyskanie wzajemnej relacji pomiędzy układami współrzędnych $Px'y'z'$, związanego z naprężeniami głównymi, układem współrzędnych $Oxyz$ związanego z wyrobiskiem i układu współrzędnych związanego z otworem wiertniczym, wymagałoby dokonania kolejno dwóch przekształceń: $\sigma = f \cdot \sigma' \cdot f^T$ a następnie przekształcenia odwrotnego do $\sigma_1 = f_1 \cdot \sigma \cdot f_1^T$. Zważywszy, że tensor naprężenia σ nie jest tensorem naprężeń głównych, a więc składowe styczne nie są zerowe, wynikiem byłyby wyrażenia dużo bardziej złożone niż (13). Dla przykładu, naprężenie σ_{1zz} , działające wzdłuż osi otworu wiertniczego, ma postać:

$$\begin{aligned}
 \sigma_{1zz} &= \sin \gamma_1 \left[\sin \gamma_1 \sigma_{zz} + \cos \phi_1 \cos \gamma_1 \tau_{xz} + \cos \gamma_1 \sin \phi_1 \tau_{yz} \right] + \\
 &+ \cos \phi_1 \cos \gamma_1 \left[\sin \gamma_1 \tau_{xy} + \cos \phi_1 \cos \gamma_1 \sigma_{xx} + \cos \gamma_1 \sin \phi_1 \tau_{xz} \right] + \\
 &+ \cos \gamma_1 \sin \phi_1 \left[\sin \gamma_1 \tau_{yz} + \cos \phi_1 \cos \gamma_1 \tau_{xy} + \cos \gamma_1 \sin \phi_1 \sigma_{yy} \right]
 \end{aligned} \tag{19}$$

Rozwinięcie tej zależności z uwzględnieniem (13) uczyniłoby postać tak uzyskanego tensora naprężeń bardzo trudną do rozwiązania.

Z tego względu korzystnym jest dokonanie bezpośredniego przekształcenia tensora naprężeń głównych do układu współrzędnych związanego z otworem wiertniczym:

$$g = \begin{pmatrix} \sin(\gamma_1 - \gamma) \cdot \cos(\phi_1 - \phi) & -\sin(\phi_1 - \phi) \cdot \sin(\gamma_1 - \gamma) & \sin(\phi_1 - \phi) \\ \sin(\phi_1 - \phi) & \cos(\phi_1 - \phi) & 0 \\ \cos(\gamma_1 - \gamma) \cdot \cos(\phi_1 - \phi) & -\cos(\gamma_1 - \gamma) \cdot \sin(\phi_1 - \phi) & \sin(\gamma_1 - \gamma) \end{pmatrix} \tag{20}$$

Tensor naprężenia w układzie odniesienia związanym z otworem O1 jest równy σ^{O1} , uzyskany po przekształceniu

$$\sigma^{O1} = g \cdot \sigma' \cdot g^T \quad (21)$$

a jego składowe mają postać:

$$\begin{aligned} \sigma_{xx}^{O1} &= \sin^2(\gamma_1 - \gamma) \cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\gamma_1 - \gamma) \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2 + \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_3 \\ \sigma_{yy}^{O1} &= \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2 \\ \sigma_{zz}^{O1} &= [\cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_1 - \gamma) + \sin^2(\gamma_1 - \gamma) \sigma_3 \\ \tau_{xy}^{O1} &= \sin(\gamma_1 - \gamma) \sin(\phi_1 - \phi) \cos(\phi_1 - \phi) (\sigma_1 - \sigma_2) \\ \tau_{xz}^{O1} &= \sin(\gamma_1 - \gamma) \cos(\gamma_1 - \gamma) [\cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2] + \sin(\gamma_1 - \gamma) \sin(\phi_1 - \phi) \sigma_3 \\ \tau_{yz}^{O1} &= \cos(\gamma_1 - \gamma) \cos(\phi_1 - \phi) \sin(\phi_1 - \phi) (\sigma_1 - \sigma_2) \end{aligned} \quad (22)$$

Szczelina zarodnikowa wykonywana w procesie przygotowania ukierunkowanego hydroszczelinowania wyznacza płaszczyznę prostopadłą do osi otworu i jest prostopadła do osi Z układu współrzędnych związanych z otworem wiertniczym. Na tak wyznaczonej płaszczyźnie, po wykonaniu nieciągłości w wyniku zadania ciśnienia w odcinku otworu ze szczeliną zarodnikową, działa naprężenie σ_{zz}^{O1} , natomiast naprężenia styczne τ_{xz}^{O1} i τ_{xy}^{O1} są równe zero jako na płaszczyznach wolnych. Z tego względu uznaję za uprawnione twierdzenie, że ciśnienie P_s^{O1} zamknięcia nieciągłości, do której pompowana jest ciecz, jest równa składowej naprężenia działającego prostopadle do tej płaszczyzny, czyli naprężeniu σ_{zz}^{O1} :

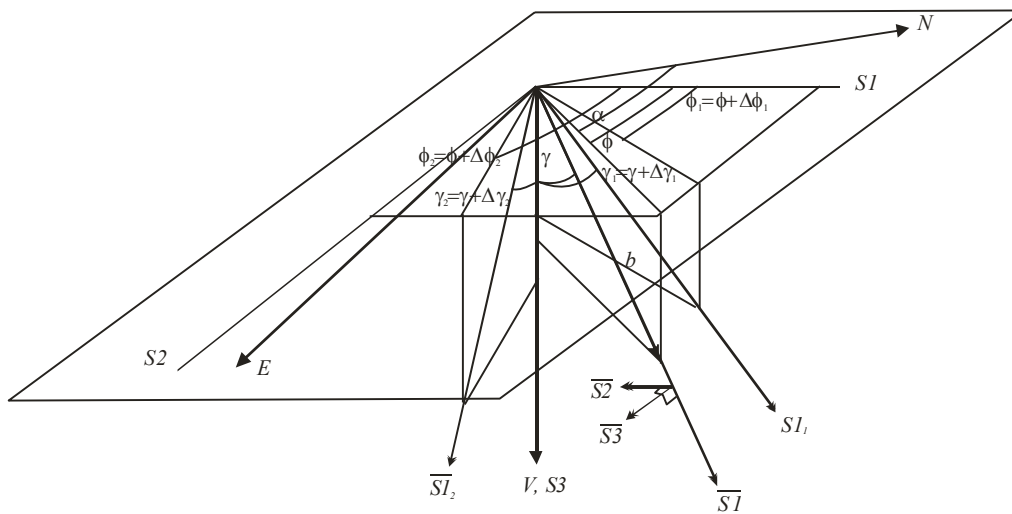
$$P_s^{O1} = [\cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_1 - \gamma) + \sin^2(\gamma_1 - \gamma) \sigma_3 \quad (23)$$

W celu określenia stanu naprężenia wyrażonego przez naprężenia główne $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ oraz kąty określające ich orientację względem przyjętego lokalnego układu odniesienia γ i ϕ , konieczne jest podanie pięciu niezależnie pomierzonych danych $P_s^{O1}, P_s^{O2}, \dots, P_s^{O5}$ oraz odpowiednich kątów określających orientację otworów wiertniczych, z których wykonano pomiar wymienionych ciśnień γ_n i ϕ_n :

$$\begin{aligned} P_s^{O1} &= [\cos^2(\phi_1 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_1 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_1 - \gamma) + \sin^2(\gamma_1 - \gamma) \sigma_3 \\ P_s^{O2} &= [\cos^2(\phi_2 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_2 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_2 - \gamma) + \sin^2(\gamma_2 - \gamma) \sigma_3 \\ P_s^{O3} &= [\cos^2(\phi_3 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_3 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_3 - \gamma) + \sin^2(\gamma_3 - \gamma) \sigma_3 \\ P_s^{O4} &= [\cos^2(\phi_4 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_4 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_4 - \gamma) + \sin^2(\gamma_4 - \gamma) \sigma_3 \\ P_s^{O5} &= [\cos^2(\phi_5 - \phi) \sigma_1 + \sin^2(\phi_5 - \phi) \sigma_2] \cos^2(\gamma_5 - \gamma) + \sin^2(\gamma_5 - \gamma) \sigma_3 \end{aligned} \quad (24)$$

W pierwszej wersji metody, opisaney w pracy nr 2, postać układu równań jest podobna. W oparciu o odmienny system odniesienia, przedstawiony na rysunku 20, założenie, że największe naprężenie główne ma kierunek pionowy i przyjęcie, że podstawowy układ współrzędnych jest związany z otworem wiertniczym nr 1, wyprowadziłem następujący układ

równań pozwalający obliczyć wartości naprężeń głównych i kierunek działania naprężenia poziomego większego:



Rys. 20. Schemat do ustalania geometrycznych parametrów otworów wiertniczych w wersji 1 metody obliczeniowej

$$\begin{cases} P_s = (S_H \cos^2 \phi + S_h \sin^2 \phi) \sin^2 \gamma + S_V \cos^2 \gamma \\ P_{s1} = (S_H \cos^2(\phi + \Delta\phi_1) + S_h \sin^2(\phi + \Delta\phi_1)) \sin^2(\gamma + \Delta\gamma_1) + S_V \cos^2(\gamma + \Delta\gamma_1) \\ P_{s2} = (S_H \cos^2(\phi + \Delta\phi_2) + S_h \sin^2(\phi + \Delta\phi_2)) \sin^2(\gamma + \Delta\gamma_2) + S_V \cos^2(\gamma + \Delta\gamma_2) \\ P_{s1} = (S_H \cos^2(\phi + \Delta\phi_3) + S_h \sin^2(\phi + \Delta\phi_3)) \sin^2(\gamma + \Delta\gamma_3) + S_V \cos^2(\gamma + \Delta\gamma_3) \end{cases} \quad (25)$$

gdzie:

ϕ, γ – odchylenie katowe poziome i pionowe jednego otworu, arbitralnie przyjętego jako układ odniesienia,

$\Delta\phi_1, \Delta\phi_2, \Delta\phi_3$ – odchylenie katowe w poziomie otworów 2, 3 i 4 względem pierwszego otworu,

$\Delta\gamma_1, \Delta\gamma_2, \Delta\gamma_3$ – odchylenie katowe w pionie otworów 2, 3 i 4 względem pierwszego otworu,

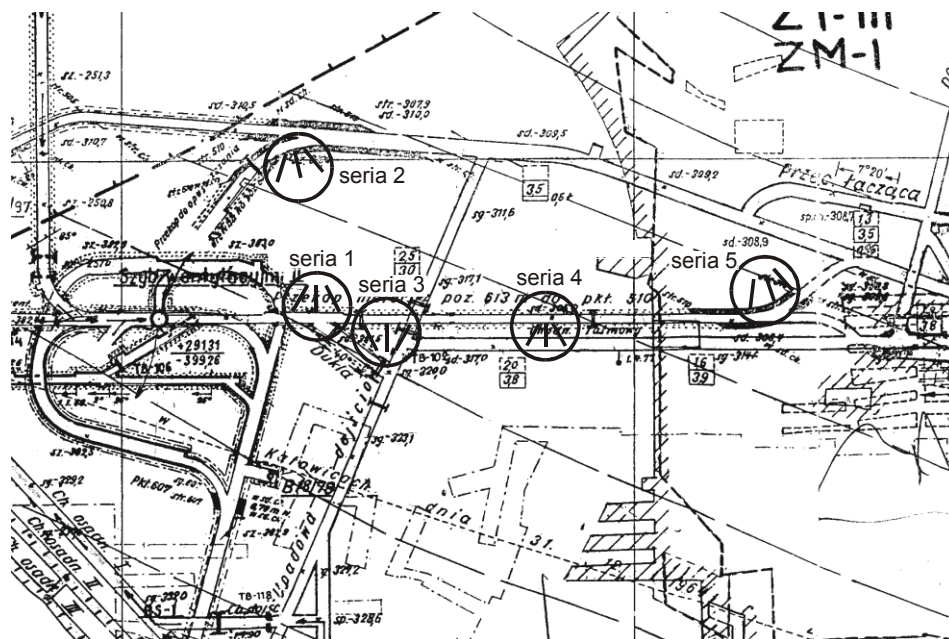
S_V – naprężenie pionowe, identyfikowane z naprężeniem głównym największym,

S_H, S_h – naprężenia większe i mniejsze poziome.

W przypadku posiadania mniejszej ilości pomiarów (na przykład w sytuacji nieudanych pomiarów, złej jakości otworów), możliwe jest przyjęcie założenia upraszczającego co do kierunku i/lub wartości jednej ze składowych stanu naprężenia. Redukuje to ilość równań w układzie (17) a także umożliwia zastosowanie łatwiejszego do obliczenia układu równań znanego z wcześniejszej wersji metody.

4.3.4. ZASTOSOWANIE WYNIKÓW BADAŃ

Jako przykład zastosowania metody przedstawiam wyniki dwóch akcji pomiarowej z użyciem opisywanej metody. Pierwsza z nich, opisana szerzej w pracy nr 2, miała miejsce w Kopalni Węgla Kamiennego „Wujek”, w rejonie szybu wentylacyjnego II na poziomie 613. W jej ramach wykonano badania na 5 stanowiskach pomiarowych (nazywanych seriami otworów) z czego na dwóch otwory badawcze wykonano w układzie rozbieżnym a trzy w układzie zbieżnym. Ich lokalizację przedstawia rysunek 21.



Rys. 21. Rejon prowadzenia pomiarów w KWK „Wujek” wraz ze stosowanymi schematami rozmieszczenia otworów

Uzyskano zbiór zapisów, z których możliwe było określenie od dwóch do sześciu wartości ciśnienia ponownego zamknięcia szczeliny. Dla zapisów tych dokonano też próby reinterpretacji ciśnienia ponownego zamknięcia z użyciem metody wykresów dP/dt w funkcji ciśnienia. Uzyskane wartości wykazywały na tyle istotne rozbieżności w stosunku do tych uzyskanych z wykresów zmian ciśnienia i przepływu w czasie, że nie były użyte do dalszych analiz. Wszystkie parametry ciśnienia charakterystyczne dla procesu hydroszczelinowania dla jednej z serii otworów wraz z kątami podniesienia i odchylenia, przedstawiono w tabelicy 1.

Tablica 1. Parametry hydroszczelinowania otworów serii 3 z reinterpretacją

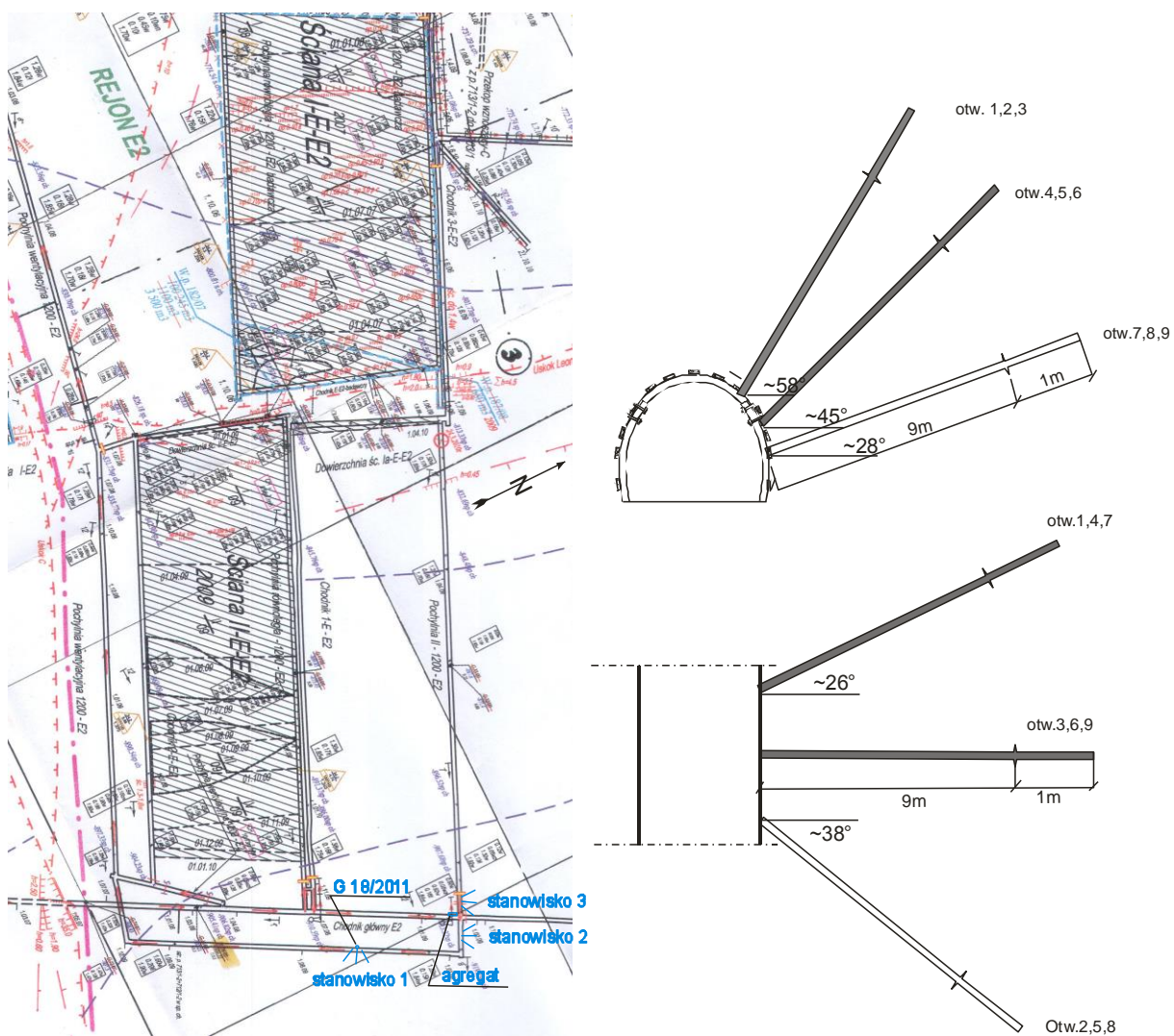
Otwór	Kąt podniesienia	Kąt odchylenia	Ciśnienie szczelinowania P_c , MPa	Ciśnienie zamknięcia szczeliny P_s , MPa	Ciśnienie ponownego otwarcia P_r , MPa	Ciśnienie ponownego zamknięcia $P_{s'}$, MPa	Reinterpretowane ciśnienie ponownego zamknięcia $P_{s'}$, MPa	Uwagi
	γ , stopnie	ϕ , stopnie						
1	77	-6	32,32	13,48	16,04	14,32	9,8	
					13,8	13,4	9,8	
					13,08	12,72	7,7	
					10,32	13,16	8,5	
					14,56	13,92	9,5	
					13,56	13,504		średnia \bar{P}
						0,05		$D(P_{s'})/\bar{P}$
2	77	9		12,52	16,88	14,52	9,0	
					16,32	11,6	8,3	
					14,08	14,72	9,5	
					16,56	14,32	8,2	
					15,96	13,79		
						0,11		średnia \bar{P}
								$D(P_{s'})/\bar{P}$
3	81	7	27,88	16,6	16,04	16,04	13,5	
					19,04	14,4	9,7	

Otwór	Kąt podniesienia	Kąt odchylenia	Cisnienie szczelnowania	Cisnienie zamknięcia szczeliny	Cisnienie ponownego otwarcia	Cisnienie ponownego zamknięcia	Reinterpretowane ciśnienie ponownego zamknięcia	Uwagi
	γ , stopnie	ϕ , stopnie	P_c , MPa	P_s , MPa	P_r , MPa	$P_{s'}$, MPa	$P_{s'}$, MPa	
					16,84	16,08	12,2	
					17,2	16,96	9,8	
					17,28	15,87		średnia \bar{P}
						0,07		$D(P_{s'})/\bar{P}$
4	61	-19	29,12	16,88	13,44	18,96	12,2	
					8,48	17,4	6,0	
					17,2	12,56	10,2	
					16,64	17,24	9,9	
					18,28	15,48		
					14,808	16,328		średnia \bar{P}
						0,15		$D(P_{s'})/\bar{P}$
5	52	0	28,2	17,08	18,72	16,8	10,3	
					17,72	17,08	9,9	
					18,08	17,04	8,8	
					16,84	16,24	8,8	
					16,28	17	8,5	
					16,96	16,64		
					17,4333	16,8		średnia \bar{P}
						0,02		$D(P_{s'})/\bar{P}$
6	66	25	21,96	16,04	13,16	7,36	9,6	
					8,28	9,6	7,7	
					10,36	12,16	9,3	
					12,68	11,24	7,7	
					11,12	10,09		średnia \bar{P}
						0,21		$D(P_{s'})/\bar{P}$
7	50	-29	28,32	19,08	15,84	20,96	17,3	
					24,44	19,88	21,6	
					23,6	10,92	9,1	
					24,4	19,12	8,8	
					23,64	19,08	9,5	
					22,384	17,992		średnia \bar{P}
						0,22		$D(P_{s'})/\bar{P}$
8	42	0		16,4	20,32	17,4	10,3	
					19,6	17,68	8,5	
					19,96	17,54		średnia \bar{P}
						0,01		$D(P_{s'})/\bar{P}$
9	50	29	27,08	12,32	13,56	13,52	10,1	
					7,4	13,36	7,0	
					7,64	11,44	7,7	
					9,96	13,52	9,7	
					9,96	12,96		
					9,704	12,96		średnia \bar{P}
						0,07		$D(P_{s'})/\bar{P}$

Dla wartości ciśnień $P_{s'}$ obliczono wartości średnie $\bar{P}_{s'}$ oraz stosunek odchylenia standardowego do wartości średniej $D(P_{s'})/\bar{P}_{s'}$. Wskaźnik ten służył do określenia powtarzalności wyników w kolejnych cyklach tłoczenia cieczy. Do obliczeń użyto wartości

Kolejnym pomiarem, wykonywanym z użyciem udoskonalonego zestawu aparatury, był pomiar prowadzony w kopalni „Rydułtowy-Anna”. Badania prowadzono w rejonie N-E2 w pokładzie 713/1-2. Stanowisko pomiarowe usytuowano w pochylni II 1200-E2, na głębokości 1180m - rys. 23. W odległości około 700m od stanowiska w latach 2009-2010 miały miejsce dwa tąpnięcia. Przebieg tąpnięć oraz zjawiska im towarzyszące skłaniały specjalistów analizujących te przypadki do poszukiwania ich przyczyn w nietypowych źródłach. Jedną z nich był prawdopodobny nietypowy i niesymetryczny stan naprężenia, mogący mieć swoje źródła w zaburzeniach sedymentacyjnych pokładu i skał otaczających oraz biegnąca w pobliżu osi niecki o przebiegu NNE-SSW. Przyczyny te skłoniły kopalnię do udzielenia zgody na przeprowadzenie badań stanu naprężenia.

Wspomniane nieregularności strukturalne sprawiły wiele trudności w prawidłowym przeprowadzeniu badań, w szczególności trudne było znalezienie odpowiednich obszarów górotworu, w których otwory wiertnicze przecinałyby jednorodny górotwór na długości minimum 2 metrów. Dodatkowo napotkano na trudności w uzyskaniu krajowych głowic uszczelniających, w wyniku czego zdecydowano o zakupie głowic dwustronnych produkcji australijskiej (rys. 6). Odpowiednie warunki do wykonania szczelinowania uzyskano w 3 otworach i w nich dokonano odpowiednich pomiarów. Schemat wykonanych otworów na stanowisku badawczym przedstawia rys. 23b. Zacieniowano otwory, z których uzyskano interpretowalne wyniki.



Rys. 23. Mapa pokładu 713/1-2 w rejonie N-E2 (a) i układ otworów na stanowisku badawczym (b)

Spośród 9 otworów wykonanych na tym stanowisku, wartości ponownego zamknięcia szczeliny P_s uzyskano w czasie pomiarów w trzech otworach: 2, 3, 4. Tablica 3 przedstawia wartości tego ciśnienia oraz kąty podniesienia i odchylenia otworów, w których dokonano pomiarów.

Tablica 3. Parametry otworów badawczych i uzyskane wyniki

Otwór	Ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny P_s	Kąt poziomego odchylenia otworu od prostopadłej do ociosu, ϕ	Kąt podniesienia otworu od poziomu γ
2	28,2 MPa	7,7°	58°
3	25,6 MPa	37,7°	58°
4	20,5 MPa	-26°	43°

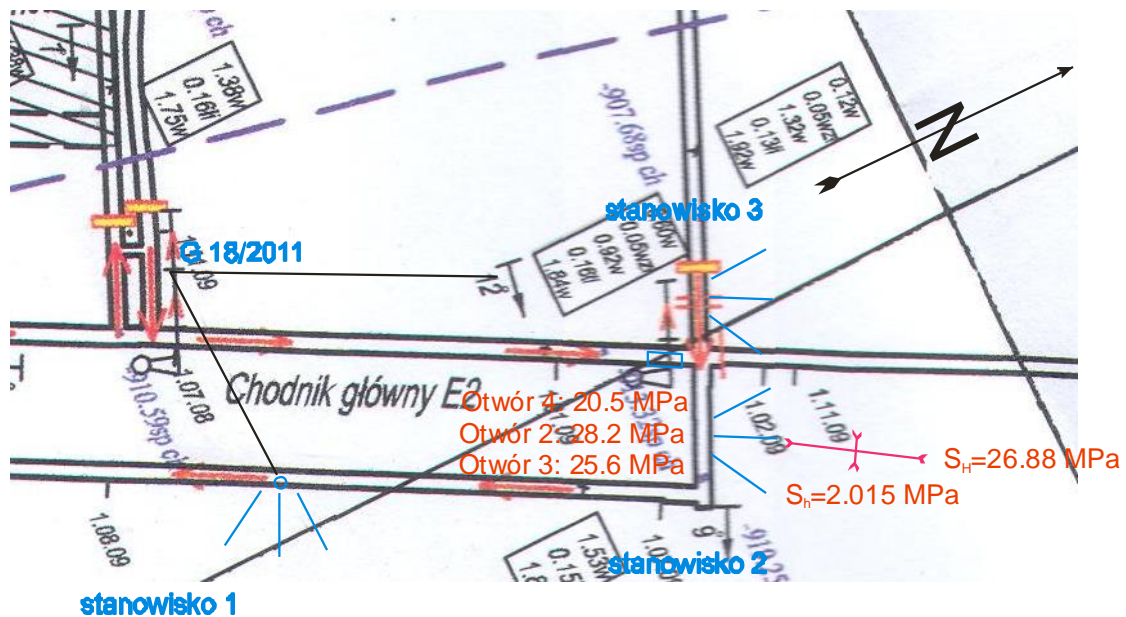
Taki zakres danych nie pozwolił na pełne określenie wartości i kierunków naprężeń głównych. Jednakże zakładając, że naprężenie główne największe działa w kierunku pionowym, oraz że jego wartość wynika jedynie z głębokości zalegania pokładu w punkcie wykonania stanowiska pomiarowego, czyli 32,1 MPa, można posłużyć się zależnością (25), uproszczoną do postaci:

$$\begin{cases} P_s = (S_H \cos^2 \phi + S_h \sin^2 \phi) \sin^2 \gamma + S_v \cos^2 \gamma \\ P_{s1} = (S_H \cos^2(\phi + \Delta\phi_1) + S_h \sin^2(\phi + \Delta\phi_1)) \sin^2(\gamma + \Delta\gamma_1) + S_v \cos^2(\gamma + \Delta\gamma_1) \\ P_{s2} = (S_H \cos^2(\phi + \Delta\phi_2) + S_h \sin^2(\phi + \Delta\phi_2)) \sin^2(\gamma + \Delta\gamma_2) + S_v \cos^2(\gamma + \Delta\gamma_2) \end{cases}$$

gdzie ϕ i γ są kątami określającymi otwór 2, P_s – ciśnienie ponownego zamknięcia szczeliny w otworze 2, zaś wartości z indeksami 1 i 2 odnoszą się do wartości dotyczących otworów 3 i 4.

Poczynione uproszczenia pozwoliły uzyskać następujące wyniki:

- wartość naprężenia poziomego większego $S_H = 26,88$ MPa,
- wartość naprężenia poziomego mniejszego $S_h = 2,015$ MPa,
- kąt odchylenia poziomego od kierunku prostopadłej do ociosu wyrobiska $\phi = 6,55^\circ$, czyli $20,3^\circ$ na wschód od kierunku północnego. Wyniki zilustrowano na rysunku 24.



Rys. 24. Wyniki określenia wartości i kierunków naprężeń w KWK „Rydutowy-Anna” i ich ilustracja

Należy zauważyć, że uzyskane i przedstawione powyżej wyniki określenia wartości i kierunków naprężeń poziomych są obarczone potencjalnym błędem wynikającym z poczynionego założenia o kierunku i wartości naprężenia głównego największego, przyjętego jako pionowe. Godna uwagi jest zgodność kierunku działania naprężenia poziomego większego z kierunkiem przebiegu pobliskiej osi niecki.

4.3.5. PODSUMOWANIE

Opracowana przeze mnie metoda, opisana w przedstawionych pracach i opisie w powyższych rozdziałach, uzupełnia zasób metod służących do określania stanu naprężenia w górotworze. Stanowi oryginalne rozwiązanie w zakresie: wykorzystania do pomiarów metody ukierunkowanego hydroszczelinowania, sposobu wykonania pomiaru parametrów UHS (zmiany ciśnienia i przepływu) i ich interpretacji oraz w zakresie metody obliczania wartości i kierunków naprężeń głównych w górotworze. Metoda jest możliwa do zastosowania w wyrobiskach podziemnych, z zastosowaniem stosunkowo prostych środków technicznych. Potencjalnie może być zastosowana przez niewyspecjalizowany personel kopalniany w zakresie wykonania hydroszczelinowania i rejestracji danych. Co istotne, w stosunku do najszerzej stosowanych metod z rodziny metody *overcoring*, nie jest zależna od zmienności modułu sztywności i jego anizotropii w warunkach górotworu zbudowanego ze skał osadowych.

5. OMÓWIENIE POZOSTAŁYCH OSIĄGNIĘĆ W PRACY NAUKOWO-BADAWCZEJ

5.1. PRACE NAD ROZWOJEM METODY UKIERUNKOWANEGO HYDROSZCZELINOWANIA I JEGO ZASTOSOWANIAM

1. **Makówka J.**, Drzewiecki J. 2011: *Directed hydraulic fracturing as a method of rock burst mitigation, methane drainage and stress state determination in rock mass*. Proceedings of 34 ICSMRI Conference, New Delhi, India, pp. 301-312
2. **Makówka J.**, Kabiesz J. 2012: *Ukierunkowane hydroszczelinowanie skał (UHS) potencjalną metodą profilaktyki tąpniowej w kopalniach rud miedzi*. Materiały II Międzynarodowego Kongresu Górnictwa Rud Miedzi, Lubin
3. Drzewiecki J., **Makówka J.** 2013: *A model of rock mass fracturing ahead of the longwall face as a consequence of intensity of exploitation*. Acta Geodyn. Geomater., Vol. 10, No. 2 (170), 137–145
4. **Makówka J.**, Myszkowski J. 2015: *Wpływ UHS na stan deformacji i naprężeń w górotworze generowanych eksploatacją rudy miedzi systemem filarowo-komorowym*. Przegląd Górniczy nr 1, str. 61-66
5. **Makówka J.**, Myszkowski J. 2015: *Wpływ UHS na zmiany energii sprężystej akumulowanej w górotworze nad polem eksploatacji rudy miedzi systemem filarowo-komorowym*. Przegląd Górniczy nr 1, str. 67-73

W ramach prac nad rozwojem i szerszym zastosowaniem metody ukierunkowanego hydroszczelinowania uczestniczyłem w badaniach nad zastosowaniem UHS jako metody profilaktyki tąpniowej w kopalniach węgla kamiennego i rud miedzi, jako metody stymulacji odmetanowania wyprzedzającego pokładów węgla kamiennego, co jest obecnie moim pierwszoplanowym polem zainteresowania.

5.2. ROZWÓJ METODY ANALIZY STANU ZAGROŻENIA TĄPANIAMI

6. **Makówka J.** 2004: *Analiza stanu deformacji i ciśnień w warstwach stropowych w rejonie o silnej aktywności sejsmicznej przejawianej w trakcie robót przygotowawczych – na przykładzie kopalni „Łazy”*. Materiały XI Konferencji Naukowo-Technicznej „Tąpania 2004”. Katowice
7. **Makówka J.**, Kabiesz J. 2005: *Prognoza miejsc i energii wstrząsów sejsmicznych – metoda i wyniki*. Materiały Konferencji „Górnictwo i Geoinżynieria 2005”, Katowice, 2005.
8. Kabiesz J., **Makówka J.** 2007: *Geomechaniczna analiza okoliczności wystąpienia wstrząsu i tąpnięcia w dniu 27.07.2006 r. w KWK „Pokój”*. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej. Wrocław
9. **Makówka J.**, Kabiesz J. 2008: *Sposób analizy przyczyn i konsekwencji występowania zagrożenia tąpnięciami na przykładzie kopalni ČSA*. Górnictwo i Geoinżynieria. Kwartalnik AGH. Zeszyt 1, Rok 32. Uczelniane Wydawnictwa Naukowe – Dydaktyczne. Kraków. ss. 191-198
10. **Makówka J.**, Kabiesz J., Przeczek A. 2008: *Způsob analýzy stavu ohrožení důlními otřesy na příkladech vybraných českých a polských dolů (Sposób analizy stanu zagrożenia tąpnięciami na przykładach wybranych kopalń czeskich i polskich)*. Sborník příspěvků přednesených na 2. Tradičním Geomechanickým a Geofyzikálním Kolokviu, Ústav Geonimy Akademie věd České republiky a Greek Gas DPB a.s. ISBN 978-80-86407-36-4, pp. 9-21 (w j. czeskim). Ostravice

11. **Makówka J.**, Kabiesz J., Dou Li-ming, 2009: *Relationship between the rock mass deformation and places of occurrence of seismological events*. Mining Science and Technology 19, pp. 558-584
12. Kabiesz J., **Makówka J.** 2009: *Empirical-analytical method for evaluating the pressure distribution in the hard coal seams*. Mining Science and Technology 19, pp. 556-562
13. Kabiesz J., **Makówka J.** 2009: *Selected elements of rock burst state assessment in case studies from the Silesian hard coal mines*. Mining Science and Technology 19, pp. 660-667
14. Pr. zb. pod red. J. Kabiesza 2010: *Metody oceny stanu zagrożenia tąpnięciami w wyrobiskach górniczych w kopalniach węgla kamiennego*. Wyd. GIG, Katowice, 2010, str. 95-112, 311-316
15. Drzewiecki J., Kabiesz J., **Makówka J.** 2010: *Metody analityczne w metodzie rozeznania górnictwa*. Prace Naukowe GIG, seria Górnictwo i Środowisko, Katowice
16. Iwaszenko S., **Makówka J.** 2017: *Computer Software Supporting Rock Stress State Assessment for Deep Coal Mines*. In: Kozielski S., Mrozek D., Kasprowski P., Małyśiak-Mrozek B., Kostrzewa D. (eds) *Beyond Databases, Architectures and Structures. Towards Efficient Solutions for Data Analysis and Knowledge Representation*. BDAS 2017. Communications in Computer and Information Science, vol 716 (2017). Springer, Cham

Uczestnicząc w pracach nad poprawą bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego w zakresie zagrożenia tąpnięciami, uczestniczyłem w opracowaniu wielu analiz z tego zakresu, jako współwykonawca i kierownik zespołów. Wynikiem były studia przypadków dla kopalń polskich i czeskich. Na potrzeby takich analiz powstała metoda połączonej analizy stanu rozkładu naprężeń pionowych i deformacji, której jestem współautorem. Na potrzeby analizy stanu naprężeń, zespół, którego byłem członkiem, opracował empiryczno-analityczną metodę określania rozkładu naprężeń, stosowaną z powodzeniem od drugiej połowy lat dziewięćdziesiątych i nadal rozwijanej. W analizach stanu deformacji byłem współinicjatorem stosowania analizy rozkładu krzywizn mocnych warstw skalnych generujących wstrząsy sejsmiczne i wprowadzającej pojęcie krzywizny krytycznej warunkującej powstanie takich wstrząsów. Było to kontynuacją tematyki podjętej w mojej pracy doktorskiej.

5.3. ANALIZY GEOMECHANICZNE ZWIĄZANE Z ZAGROŻENIEM TĄPNĘCIAMI W KOPALNIACH RUD MIEDZI

17. **Makówka J.** 2005: *Ruchy stropu nad polem X/9 a notowana tam aktywność sejsmiczna*. Materiały Piątej konferencji „Głębokie złoża 2005”. Jugowice
18. **Makówka J.**, Mróz J. 2007: *Płytowy charakter budowy i ruchów stropu w świetle badań dołowych w KGHM O/ZG Lubin*. Wiadomości Górnicze nr 9
19. **Makówka J.**, Kabiesz J. 2009: *Przemieszczenia płyt stropu podczas eksploatacji złoża rud miedzi systemem J-UG i J-UGZ*. Materiały Międzynarodowego Kongresu Górnictwa Rud Miedzi, Lubin

Rozszerzając pole zainteresowań związanych z zagrożeniem tąpnięciami, brałem udział w analizach geomechanicznych w zagrożonych tąpnięciami rejonach kopalń rud miedzi. Efektem były wymienione wyżej publikacje dotyczące ruchów stropu nad obszarami aktywnymi sejsmicznie, zawierające obserwacje co do płytowego charakteru budowy stropu i generowanej aktywności sejsmicznej. Zagadnienie to jest nadal jednym z przedmiotów mojego zainteresowania.

5.4. PRACE NAD RYZYKIEM WYSTĄPIENIA WYPADKU W ZWIĄZKU Z ZAGROŻENIEM TĄPANIAMI

20. Konopko Wł., **Makówka J.** 2000: *Ryzyko wypadków powodowanych tąpnięciami*. Cuprum – czasopismo naukowo-techniczne górnictwa rud nr 15
21. Konopko Wł., **Makówka J.** 2000: *Prawdopodobieństwo wystąpienia wypadku i ryzyko tąpnięcia*. Przegląd Górniczy 9
22. **Makówka J.**, *Analiza i weryfikacja zasad kwalifikowania złóż lub ich części do niebezpiecznych stanów zagrożeń naturalnych: Zagrożenie tąpnięciami* w: Konopko Wł. (red) 2001: *Strategia poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego*. Wyd. GIG, Katowice
23. **Makówka J.** 2002: *Górnik jako zawód podwyższonego ryzyka*. Materiały konferencji Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2002. Kraków
24. **Makówka J.**, *Kryteria zaniechania eksploatacji ze względu na poziom zagrożenia* (str. 403-429) w: Konopko Wł. (red): *Bezpieczeństwo pracy w kopalniach węgla kamiennego*. Autorstwo rozdziału 11:.. Wyd. GIG, Katowice, 2013

Kontynuując tematykę podjętą w mojej pracy doktorskiej, uczestniczyłem w pracach zmierzających do określenia korelacji między zagrożeniem tąpnięciami a ryzykiem wystąpienia wypadku w kopalniach węgla kamiennego i kopalniach rud miedzi.

5.5. NUMERYCZNE ANALIZY STANU GÓROTWORU

25. **Makówka J.** 2002: *Wpływ parametrów płaszczyzn nieciągłości na modelowane numerycznie procesy deformacyjne furty eksploatacyjnej LGOM*. Materiały XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Wrocław
26. Walaszczyk J., **Makówka J.** 2005: *Matematyczny model niszczenia struktury stropu uwarstwionego*. Kwartalnik AGH „Górnictwo i Geoinżynieria”, rok 29, zeszyt 3/1. Kraków
27. **Makówka J.** 2010: *Analiza numeryczna przestrzennego rozkładu stanu naprężenia w otoczeniu typowych układów krawędzi eksploatacji zawałowej za pomocą metody elementów odrębnych*. Przegląd Górniczy nr 6, str. 76-84

W poszukiwaniu uniwersalnych narzędzi analizy stanu górotworu od kilkunastu lat zajmuję się modelowaniem numerycznym rozkładu naprężeń i deformacji w kopalniach węgla kamiennego i rud miedzi, stosując do tego głównie metodę elementów odrębnych (programy UDEC i 3DEC).

5.6. PRACE NAD REGULACJAMI PRAWNYMI I INNE

28. Kabiesz J., Turek M., Drzewiecki J., **Makówka J.** 2008: *Ocena innowacyjności technologii eksploatacji węgla kamiennego metodą AHP*. Kwartalnik Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Wyd. PAN, Kraków
29. Kabiesz J., **Makówka J.** 2010: *Propozycje nowych rozwiązań metod oceny stanu zagrożenia tąpnięciami*. Documenta Geonica, Ostrava, str. 137-150
30. **Makówka J.**, Kabiesz J., Drzewiecki J. 2010: *Nowe czynniki charakteryzujące zagrożenie tąpnięciami w metodzie rozeznania górnictwa*. Prace Naukowe GIG, seria Górnictwo i Środowisko, Katowice
31. Barański A., Drzewiecki J., Dubiński J., Kabiesz J., Konopko Wł., Kornowski J., Kurzeja J., Lurka A., **Makówka J.**, Mutke G., Stec K. 2012: *Zasady stosowania*

metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia tąpnięciami w kopalniach węgla kamiennego. Prace GIG, Seria Instrukcje. Katowice

Uczestniczyłem w pracach nad aktualizacją regulacji dotyczących metod ograniczania zagrożenia tąpnięciami oraz oceny innowacyjności technologii eksploatacji węgla kamiennego.

5.7. PATENTY

1. W. Konopko, Kabiesz J., G. Merta, **Makówka J.**: „Sposób ochrony wyrobisk ścianowych i chodników przyścianowych przed nadmiernym ciśnieniem statycznym i/lub dynamicznym”. Patent nr 300621
2. W. Konopko, Kabiesz J., **Makówka J.**: „Urządzenie do wycinania radialnych szczelin zarodnikowych”. Patent nr 300838

6. INFORMACJA O CAŁOŚCI PUBLIKACJI

Sumaryczne zestawienie publikacji po uzyskaniu stopnia doktora

Rodzaj osiągnięcia	Samodzielnie		Współautor		Razem		Razem
	w j. polskim	w j. angielskim	w j. polskim	w j. angielskim	w j. polskim	w j. angielskim	
Monografie	2				2		2
Rozdziały w monografiach	2		2		4		4
Rozdziały w pracach zbiorowych pokonferencyjnych wydanych w formie monografii			2		2		2
Publikacje – lista JCR		1	1	2	1	3	4
Publikacje – spoza listy JCR	2		12	4	14	4	17
Publikacje w materiałach konferencyjnych	6		3	4	9	4	13
Patenty			2		2		2
Razem	12	1	22	10	32	11	43

Liczba cytowań i indeks Hirscha

Rodzaj bazy danych	Liczba publikacji	Liczba cytowań	Indeks Hirscha
Web of Science	4	3	1
Scopus	10	21	2
Google Scholar	25	47	4

7. WYKAZ KRAJOWYCH I MIĘDZYNARODOWYCH PROJEKTÓW BADAWCZYCH ORAZ WAŻNIEJSZYCH PRAC BADAWCZYCH REALIZOWANYCH W GIG

7.1. PROJEKTY MIĘDZYNARODOWE

1. 07.2010-06.2013: Inicjatywy energetyczne w zakresie niskiej emisji gazów cieplarnianych z kopalń węgla (LowCarb) - RFCS
2. 2011 – 2015: Innowacyjne technologie i koncepcje dla inteligentnej głębokiej kopalni przyszłości (I²MINE) – 7.PR
3. **01.07.2014-31.12.2017: Opracowanie ulepszonych technik drenażu metanu poprzez stymulacje pokładów węgla celem zapobiegania zagrożeniom i zwiększenia wydobywania węgla (GasDrain) – RFCS – koordynator**
4. 01.07.2015 - 31.12.2018: Monitoring, Ocena, Prewencja i Zmniejszanie Zagrożeń Tąpaniami i Wyrzutami Gazów w Kopalniach (MapROC) – RFCS

7.2. PROJEKTY KRAJOWE

1. 1999-2000: Strategia poprawy bezpieczeństwa w kopalniach węgla kamiennego, proj. bad. zamawiany nr PBZ: 17-15
2. 2003: Ocena możliwości wykorzystania wyrobisk górniczych likwidowanych kopalń węgla kamiennego na podziemne magazyny gazu i paliw płynnych
3. **03.2003 – 03.2005: Opracowanie metody określania naprężeń głównych w górotworze techniką ukierunkowanego hydroszczelinowania – główny wykonawca**
4. 07.2006 – 05.2008: Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego rud miedzi i surowców towarzyszących w Polsce (foresight)
5. 07.2006 – 06.2008: Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego (foresight)
6. 04.2004 – 02.2006: Katalog szybów kopalń węgla w GZW wraz z oceną ich środowiska pod kątem możliwości tworzenia szczytowych generatorów energii w oparciu o sprężone powietrze. Projekt badawczy własny nr 4 T12A 02526
7. 09.2011 – 08.2012: Strategiczny projekt badawczy "Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach" - zadanie badawcze nr 1: "Opracowanie nowej kategoryzacji zagrożeń naturalnych w podziemnych zakładach górniczych wraz z jej doświadczalną weryfikacją"
8. **21.04.2009 - 20.04.2012: Badania in situ trójosiowego stanu naprężenia w górotworze metodą ukierunkowanego hydroszczelinowania. N N524 4671 36 – kierownik**

7.3. PRACE STATUTOWE – JAKO KIEROWNIK

1. 1997: Ocena ryzyka występowania tąpnięcia podczas prowadzenia wyrobisk górniczych
2. 1998: Korelacja wyników analitycznych modelowań stanów deformacyjno-naprężeniowych górotworu z wynikami pomiarów in situ
3. 1999: Numeryczno-analityczne modelowanie stanów naprężeniowo-deformacyjnych stropu furty eksploatacyjnej w kopalniach LGOM
4. 2000: Optymalizacja parametrów modeli numerycznych dla prognozowania zjawisk geotechnicznych w LGOM
5. 2000: Opracowanie modeli numerycznych oraz programów obliczeniowych określania płaskiego 2D i przestrzennego 3D stanu deformacyjno-naprężeniowego w górotworze

6. 2001: Modelowanie stanów deformacyjno-naprężeniowych masywu skalnego w zastosowaniach inżynierskich. Cz.1: Dobór i określenie czynników mających istotny wpływ na przebieg procesów deformacyjno – naprężeniowych w środowisku skalnym
7. 2002: Modelowanie stanów deformacyjno-naprężeniowych masywu skalnego w zastosowaniach inżynierskich. Cz.2: Metodyka określania rzeczywistych wartości parametrów skał w masywie
8. 2003: Modelowanie stanów deformacyjno-naprężeniowych masywu skalnego w zastosowaniach inżynierskich. Cz.3: Wytyczne do modelowania numerycznego stanów deformacyjno-naprężeniowych masywu skalnego w zastosowaniach inżynierskich
9. 2007: Opracowanie nowej metody określania naprężeń głównych w górotworze na podstawie pomiarów UHS
10. 2008: Opracowanie numerycznego modelu 3D wyrobiska chodnikowego przecinającego uskoki
11. 2009: Analiza warunków występowania niesymetrycznego trójosiowego stanu naprężenia w sąsiedztwie wyrobisk górniczych. Cz. 1: Analiza rozkładu naprężenia 3D w otoczeniu wyrobiska chodnikowego i krawędzi eksploatacji oraz typowych przestrzennych wzajemnych lokalizacji wyrobisk górniczych
12. 2010: Analiza warunków występowania niesymetrycznego trójosiowego stanu naprężenia w sąsiedztwie wyrobisk górniczych. Cz. 2: Analiza porównawcza wyników pomiarów składowych głównych naprężenia i wyników obliczeń numerycznych dla wybranej rzeczywistej sytuacji górniczej
13. 2011: Analiza warunków występowania niesymetrycznego trójosiowego stanu naprężenia w sąsiedztwie wyrobisk górniczych. Cz. 3: Rozkład naprężenia w sąsiedztwie szczeliny zarodnikowej w procesie ukierunkowanego hydroszczelinowania
14. 2012: Opracowanie metody oceny i redukcji błędów w metodzie określania naprężeń z użyciem UHS
15. 2013: Analiza zmian deformacyjno-energetycznych zachodzących w górotworze na skutek stosowania ukierunkowanego szczelinowania skał. Cz. 1. Analiza zmian deformacyjno-energetycznych zachodzących w górotworze na skutek stosowania ukierunkowanego szczelinowania skał w warunkach eksploatacji prowadzonej systemem z ugięciem stropu w kopalniach LGOM
16. 2014: Analiza zmian deformacyjno-energetycznych zachodzących w górotworze na skutek stosowania ukierunkowanego szczelinowania skał. Cz. 2. Analiza zmian deformacyjno-energetycznych zachodzących w górotworze na skutek stosowania ukierunkowanego szczelinowania skał w warunkach eksploatacji prowadzonej systemem ścianowym w kopalniach LGOM
17. 2016 – 2017: Opracowanie projektu i prototypu sondy do określania naprężeń w górotworze wraz z testami laboratoryjnymi
18. 2017 – 2018: Pomiary in situ dla wyznaczania stanu naprężeń w górotworze

8. UDZIAŁ W MIĘDZYNARODOWYCH I KRAJOWYCH KONFERENCJACH NAUKOWYCH

8.1. KONFERENCJE MIĘDZYNARODOWE

1. 2008: 2nd Traditional International Geomechanic and Geophysic Colloquium: Sposób analizy stanu zagrożenia tąpnięciami na przykładach wybranych kopalń czeskich i polskich (współautor: J. Kabiesz)
2. 2010: 2nd Traditional International Colloquium on Geomechanic and Geophysic:

- Propozycje nowych rozwiązań metod oceny stanu zagrożenia tąpnięciami (współautor: J. Kabiesz)
3. 2011: 34th International Conference Of Safety In Mines Research Institutes, New Dehli, Indie: Directed hydraulic fracturing as a method of rock burst mitigation, methane drainage and stress state determination in rock mass (współautor: J. Drzewiecki)
 4. 2012: 3rd Traditional International Colloquium on Geomechanic and Geophysic: The Model Of Rock Mass Fracturing Ahead Of Longwall Face As A Consequence Of The Intensity Of Exploitation (współautor: J. Drzewiecki)
 5. 2012: II Międzynarodowy Kongres Górnictwa Rud Miedzi: Ukierunkowane hydroszczelinowanie skał (UHS) potencjalną metodą profilaktyki tąpniowej w kopalniach rud miedzi (współautor: J. Kabiesz)
 6. 2014: 5th Traditional International Colloquium on Geomechanic and Geophysic: Comparison Of Results Of Principal Stresses Determination With Results Of Numerical Calculations (współautor: J. Kabiesz)
 7. 2014: Recent Advances in Numerical Simulation of Hydraulic Fracture 2014: Directed hydraulic fracturing from underground workings – past and future of application
 8. 2016: Workshop on International Coal Burst Experience and Research Direction, Sydney, Australia. Referat: Rock burst: diagnosing and mitigating. Polish experience for Australian conditions.

8.2. KONFERENCJE KRAJOWE

1. 2004: XXVII Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej: Zastosowanie ukierunkowanego hydroszczelinowania skał (UHS) do określania naprężeń w górotworze
2. 2005: Konferencja „Głębokie Złoże”: Ruchy stropu nad polem X/9 O/ZG Lubin a notowana tam aktywność sejsmiczna
3. 2005: GZN 2005: Prognoza miejsc i energii wstrząsów sejsmicznych – metoda i wyniki (współautor: J. Kabiesz)
4. 2007: I Polski Kongres Górnictwa: Płytkowy charakter budowy i ruchów stropu w świetle badań dołowych w KGHM O/ZG „Lubin” (współautor: J. Mróz)
5. 2007: XXX Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej: Geomechaniczna analiza okoliczności wystąpienia wstrząsu i tąpnięcia w dniu 27.07.2006 r. w KWK „Pokój” (współautor: J. Kabiesz)
6. 2008: Szkoła Eksploatacji Podziemnej: Ocena innowacyjności technologii eksploatacji węgla kamiennego metodą AHP (współautorzy: J. Kabiesz, M. Turek, J. Drzewiecki)
7. 2008: XXXI Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej: Sposób analizy przyczyn i konsekwencji występowania zagrożenia tąpnięciami na przykładzie kopalni CSA (współautor: J. Kabiesz)
8. 2009: Konferencja naukowo-technicznej z okazji 50. rocznicy odkrycia złoża rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej (I Kongres Górnictwa Rud Miedzi?): Przemieszczenia płyt stropu podczas eksploatacji złoża rud miedzi systemem J-UG i J-UGZ (współautor: J. Kabiesz)
9. 2010: Górnicze Zagrożenia Naturalne 2010: Metody analityczne w metodzie rozeznania górniczego (współautorzy: J. Kabiesz, J. Drzewiecki)
10. 2010: Warsztaty Górnicze: Analiza numeryczna przestrzennego rozkładu stanu naprężeń w otoczeniu typowych układów krawędzi eksploatacji zawałowej za pomocą metody elementów odrębnych
11. 2010: Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej i Geoinżynierii: Interpretacja pomiarów i wstępne wyniki badań nad zastosowaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał do określania naprężeń w górotworze
12. 2013: Górnicze Zagrożenia Naturalne 2013: Wpływ UHS na stan deformacji i naprężeń

w górotworze generowanych eksploatacją rudy miedzi systemem filarowo-komorowym (współautor: J. Myszkowski)

13. 2013: Górnictwo i Zagrożenia Naturalne 2013: Wpływ UHS na stan deformacji i naprężeń w górotworze generowanych eksploatacją rudy miedzi systemem filarowo-komorowym Wpływ UHS na zmiany energii sprężystej akumulowanej w górotworze nad polem eksploatacji rudy miedzi systemem filarowo-komorowym (współautor: J. Myszkowski)

9. POZOSTAŁE INFORMACJE

9.1. DZIAŁALNOŚĆ POPULARYZUJĄCA NAUKĘ I OSIĄGNIĘCIA DYDAKTYCZNE ORAZ ORGANIZACYJNE

- promotor pomocniczy w przewodzie doktorskim mgr inż. Bartłomieja Jury;
- uczestnictwo w Komitetach Organizacyjnych konferencji z serii Tapania (w latach 2002 – 2004) i Górnictwo i Zagrożenia Naturalne (od roku 2005 - 2016);
- prowadzenie szkolenia dla pracowników kopalń i firm górniczych sporadycznie zjeżdżających na dół kopalni;
- wykłady podczas warsztatów WUG dot. intensywności eksploatacji.

9.2. ODBYTE STAŻE BADAWCZE I SZKOLENIOWE DO KRAJOWYCH I ZAGRANICZNYCH OŚRODKÓW NAUKOWYCH

1994-1995: Ecole Nationale Supérieure des Mines de Nancy, studia podyplomowe w ramach organizacji CESMAT – CESTEMIN zakończony pracą dyplomową i egzaminem z oceną bardzo dobrą, uprawniającymi do dyplomu Inżyniera Eksperta oraz DESS wystawionego przez Institut National Polytechnique de Lorraine

1998 – 1999: Szkoła Główna Handlowa i Główny Instytut Górnictwa: podyplomowe studia menedżerskie oparte o program MBA

9.3. CZŁONKOSTWO W ORGANIZACJACH I TOWARZYSTWACH NAUKOWYCH, ODZNACZENIA I INNE

Członkostwo

Międzynarodowe Towarzystwo Mechaniki Skał

Komisja Górnictwa Polskiej Akademii Nauk oddział Katowice – sekretarz

Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa – skarbnik oddziału Katowice

Udział w zespołach eksperckich i konkursowych

- Komisja ds. Zagrożeń Naturalnych w Kopalniach Rud Miedzi - w latach 2010-2013 jako sekretarz
- Komisja do spraw Zagrożeń w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Kopaliny inne niż Węgiel Kamienny – od roku 2016 jako sekretarz
- Opracowania wykonywane jako Rzeczoznawca WUG

Udział w konsorcjach i sieciach badawczych

- 7PR (I²MINE)
- RFCS (GasDrain, MapROC, LowCarb)
- konsorcjum dot. kategoryzacji zagrożeń naturalnych powołane przez prezesa WUG

Nagrody:

1995: Nagroda I stopnia Ministra Pracy, Płacy i Polityki Socjalnej w Konkursie Poprawy Warunków Pracy za metodę ukierunkowanego hydroszczelinowania skał.

2014: wyróżnienie w Ogólnopolskim Konkursie Poprawy Warunków Pracy Ministra Pracy i Polityki Socjalnej – jako członek zespołu autorów opracowania: „Bezpieczeństwo pracy w kopalniach węgla kamiennego” pod red. prof. Wł. Konopki

Wyróżnienia

- odznaka Zasłużony Działacz SITG,
- srebrna odznaka honorowa NOT,
- brązowy krzyż zasługi RP,
- brązowy i srebrny krzyż „Zasłużony dla górnictwa RP”.

