

INSTYTUT GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIA
POLSKIEJ AKADEMII NAUK — KRAKÓW

STUDIA, ROZPRAWY, MONOGRAFIE

197

Krzysztof Krawiec

ANALIZA WRAŻLIWOŚCI NUMERYCZNEGO
MODELU PROCESU ZAPADLIKOWEGO NA ZMIANĘ WARTOŚCI
PARAMETRÓW FIZYCZNO-MECHANICZNYCH
METODĄ ZBIORÓW LOSOWYCH W WARUNKACH
GEOLOGICZNYCH I GÓRNICZYCH NIECKI BYTOMSKIEJ

WYDAWNICTWO INSTYTUTU GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI
I ENERGIA PAN • KRAKÓW • 2015

KOMITET REDAKCYJNY

prof. dr hab. inż. Eugeniusz Mokrzycki (redaktor naczelny serii)
dr hab. inż. Lidia Gawlik (sekretarz redakcji), prof. IGSMiE PAN
dr hab. inż. Zenon Pilecki, prof. IGSMiE PAN
prof. dr hab. inż. Wojciech Suwała
dr hab. inż. Alicja Uliasz-Bocheńczyk, prof. AGH

RECENZENCI

prof. dr hab. inż. Henryk Marczak
dr hab. inż. Zenon Pilecki, prof. IGSMiE PAN

ADRES REDAKCJI

31-261 Kraków, ul. Józefa Wybickiego 7
tel. 12-632-33-00, fax 12-632-35-24

Redaktor Wydawnictwa: mgr Emilia Rydzewska
Redaktor techniczny: Beata Stankiewicz

© *Copyright by Krzysztof Krawiec*

© *Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN – Wydawnictwo*

Printed in Poland
Kraków 2015

ISSN 1895-6823
ISBN 978-83-62922-57-4

IGSMiE PAN – Wydawnictwo, Kraków 2015

Nakład 150 egz.
Objętość ark. wyd. 13,55; ark. druk. 19,00 (×8)
Druk i oprawa: Drukarnia „PATRIA”, Beata Szul, 30-741 Kraków, ul. Domagały 23

Spis treści

1. Wstęp	5
2. Cel i zakres pracy	8
3. Wybrane zagadnienia rozwoju procesu niszczenia w górotworze wokół pustek i stref rozluźnień na niewielkich głębokościach	10
3.1. Wprowadzenie	10
3.2. Zachowanie się górotworu wokół pustki na niewielkiej głębokości	12
3.3. Empiryczne modele procesu zapadliskowego	18
3.3.1. Model procesu zapadliskowego Janusza i Jarosza	18
3.3.2. Model procesu zapadliskowego Chudka i Olszowskiego	21
3.3.3. Model procesu zapadliskowego Sachsa, Skinderowicza i Zakolskiego	27
3.3.4. Model procesu zapadliskowego Goszcza	28
3.3.5. Model procesu zapadliskowego nad skrzyżowaniem wyrobisk	30
3.3.6. Model zapadliska na powierzchni terenu nad wyrobiskiem szybowym	32
3.3.7. Modele geofizyczne procesu zapadliskowego	34
3.4. Typy deformacji nieciągłych na terenie górniczym.....	39
4. Modelowanie numeryczne procesu zapadliskowego	42
4.1. Wprowadzenie	42
4.2. Symulacje numeryczne procesu zapadliskowego w stropie pustki w świetle dotychczasowych badań	43
4.3. Numeryczny model procesu zapadliskowego w warunkach geologiczno-górnich niecce bytomskiej na terenie historycznej, płytkiej eksploatacji złoża rud metali	48
5. Zastosowanie metody zbiorów losowych w symulacjach numerycznych w rozwiązywaniu zagadnień geoinżynierskich	53
5.1. Wprowadzenie	53
5.2. Podstawy teoretyczne metody zbiorów losowych.....	53
5.3. Przykłady zastosowania metody zbiorów losowych w symulacjach numerycznych w rozwiązywaniu zagadnień geoinżynierskich	56
6. Analiza wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego na zmianę wartości parametrów fizyczno-mechanicznych.....	59
6.1. Założenia sposobu rozwiązania zagadnienia.....	59
6.2. Algorytm oceny wrażliwości modelu numerycznego MRS z wykorzystaniem metody zbiorów losowych.....	61

6.2.1. Analiza istotności wejściowych parametrów fizyczno-mechanicznych	61
6.2.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego.....	65
6.2.3. Analiza prawdopodobieństwa wystąpienia wartości wielkości wynikowych dla przyjętych zestawów wartości parametrów wejściowych	67
7. Analiza wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego w warunkach geolo- giczno-górnich niecki bytomskiej.....	69
7.1. Wprowadzenie	69
7.2. Charakterystyka geologiczno-górnich rejonów badań	71
7.2.1. Położenie rejonów badań, charakterystyka ukształtowania powierzchni terenu i zagrożenie deformacjami nieciągłymi	71
7.2.2. Warunki geologiczne	74
7.2.3. Warunki górnicze	77
7.3. Wyznaczenie parametrów górotworu w rejonach badań.....	80
7.4. Metodyka badań.....	87
7.4.1. Opis sposobu przeprowadzenia obliczeń	87
7.4.2. Konstrukcja modelu numerycznego.....	87
7.4.3. Analiza wrażliwości parametrów fizyczno-mechanicznych	92
7.5. Wyniki obliczeń i ich analiza w wybranej lokalnej strefie górotworu w niecce by- tomskiej (rejon A)	95
7.5.1. Analiza istotności parametrów fizyczno-mechanicznych	95
7.5.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego.....	100
7.5.3. Analiza prawdopodobieństwa	105
7.6. Wyniki obliczeń i ich analiza dla uśrednionych parametrów górotworu w niecce by- tomskiej (rejon B)	107
7.6.1. Analiza istotności parametrów fizyczno-mechanicznych	107
7.6.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego.....	113
7.6.3. Analiza prawdopodobieństwa	117
7.7. Podsumowanie wyników analizy wrażliwości	118
Podsumowanie i wnioski	121
Literatura	125
Załącznik A – Wyznaczenie parametrów górotworu	132
Analiza wrażliwości numerycznego modelu procesu zapadliskowego na zmianę wartości para- metrów fizyczno-mechanicznych metodą zbiorów losowych w warunkach geologicznych i górniczych niecki bytomskiej – Streszczenie	136
Sensitivity analysis of a numerical model of the sinkhole formation process, showing changes in the physical-mechanical parameters value using the random set method under Bytom Basin geological and mining conditions – Abstract	138

1. Wstęp

Modelowanie numeryczne jest narzędziem, które efektywnie może być wykorzystywane do opisu i analizy rozwoju procesu niszczenia w górotworze (Tajduś i in. 2012). Jednym z istotnych czynników mających wpływ na dokładność odwzorowania przebiegu i efektów procesów niszczenia w górotworze jest przyjęcie właściwych parametrów fizyczno-mechanicznych (Hoek i in. 1995; Bieniawski 1989). Często, w ośrodku skalnym silnie naruszonym, np. eksploatacją górniczą i procesem wietrzenia, występują szerokie przedziały zmienności wartości jego parametrów, dodatkowo zniekształcone niepewnością wynikającą ze sposobu ich oznaczenia. W takim przypadku analiza wrażliwości wyników obliczeń numerycznych na zmiany wartości parametrów wejściowych ma duże znaczenie badawcze i praktyczne.

Autor monografii definiuje wrażliwość modelu numerycznego procesu zapadliskowego jako cechę związaną z prawdopodobieństwem otrzymania konkretnych wyników obliczeń w zależności od przyjętych danych wejściowych. Natomiast przez proces zapadliskowy autor przyjmuje proces fizyczno-mechaniczny niszczenia ośrodka skalnego wskutek utraty jego stateczności w sąsiedztwie pustek i stref rozluźnień, na niewielkich głębokościach do kilkudziesięciu metrów, maksymalnie 100 m, który może prowadzić do wystąpienia deformacji nieciągłych na powierzchni terenu.

W monografii autor przedstawił sposób przeprowadzenia analizy wpływu zmian wartości parametrów górotworu na wyniki obliczeń numerycznych rozwoju procesu zapadliskowego z wykorzystaniem metody zbiorów losowych. Rozwój procesu zapadliskowego związany jest z silnie zróżnicowanym stopniem spękania ośrodka, a w konsekwencji dużymi zmianami wartości parametrów wejściowych przyjmowanych do obliczeń numerycznych. Takie warunki dla bardziej złożonych modeli matematycznych ośrodka wymagają zastosowania efektywnej metody statystycznej.

Zaproponowany w pracy sposób rozwiązania zadania badawczego pozwala zminimalizować prawdopodobieństwo pominięcia niekorzystnych wartości parametrów wejściowych, a mających istotny wpływ na wyniki obliczeń efektów procesu zapadliskowego. Może to mieć duże znaczenie praktyczne dla właściwego zaprojektowania uzdatnienia podłoża budowlanego lub zabezpieczeń konstrukcyjnych obiektu budowlanego na terenie zagrożonym wystąpieniem deformacji nieciągłych. Przydatność poznawcza i praktyczna sposobu rozwiązania zadania badawczego została przedstawiona na przykładach obliczeń dla dwóch rejonów.

nów o zróżnicowanym zagrożeniu wystąpieniem zapadliska na terenie płytkiej eksploatacji złożeń rud metali w niecce bytomskiej.

Monografia składa się z ośmiu podstawowych rozdziałów. Na wstępie szerzej zdefiniowano cel i zakres pracy.

W rozdziale 3 przedstawiono zagadnienia teoretyczne dotyczące modeli rozwoju zniszczenia wokół płytko położonych pustek w górotworze oraz modele procesu zapadliskowego na podstawie studium literaturowego. Podkreślono duże znaczenie tych modeli, a zwłaszcza Janusza i Jarosza (1976) oraz Chudka i Ołaszowskiego (Chudek i in. 1980) rozwijanego dalej przez pracowników Politechniki Śląskiej (Duży i in. 2000; Pozzi i Kleta 2008; Strzałkowski 2012a, 2012b), w opisie procesów zapadliskowych w warunkach płytkiej eksploatacji złożeń rud metali i pokładów węgla na terenie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW). Większość modeli rozwoju procesu zapadliskowego jest oparta na teorii „sklepienia ciśnień” (Sałustowicz 1955). Zwrócono również uwagę na rozwój modeli geofizycznych.

W rozdziale 4 omówiono sposoby symulacji numerycznej procesów zniszczenia prowadzących do deformacji nieciągłych na powierzchni terenu na podstawie studium literaturowego. Szerzej scharakteryzowano sposób symulacji numerycznej opracowanej przez Krawca i Pileckiego (2012) wykorzystany w dalszej części pracy. Symulacja ta jest oparta na wieloletnich doświadczeniach w prowadzeniu obliczeń numerycznych i bazuje na modelu sprężysto-plastycznego zachowania się ciągłego ośrodka z kryterium wytrzymałościowym Hoeka-Browna (Hoek i Brown 1980b). Rozważany jest ośrodek uwarstwiony, w którym poszczególne warstwy są jednorodne i izotropowe. Parametry wejściowe charakteryzujące górotwór zostały wyznaczone metodą Hoeka (Hoek i in. 1995). W tym celu wykorzystano również program Roclab v. 1.0 (RockLab 2007).

W następnym, 5 rozdziale przedstawiono zagadnienia z zakresu zastosowania metody zbiorów losowych w rozwiązywaniu różnych zagadnień geoinżynierskich w świetle zebranej literatury. W części wstępnej przedstawiono podstawy teoretyczne metody zbiorów losowych. W następnej kolejności omówiono przykłady zastosowania tej metody w praktyce. Większość z nich dotyczy zagadnień tunelowania i analizy stateczności osuwisk.

W rozdziale 6 dotyczącym badań własnych autora, przedstawiono sposób rozwiązania zadania badawczego, będącego przedmiotem opracowania. Możliwie szczegółowo przedstawiono opracowany przez autora algorytm rozwiązania zadania, w formie ilustracji i opisu kolejnych etapów jego realizacji.

W kolejnym, 7 rozdziale przedstawiono dwa przykłady obliczeniowe opracowane przez autora, a dotyczące zastosowania proponowanego rozwiązania w praktyce. Oba rejonu badań położone są na terenie płytkiej, historycznej eksploatacji złożeń rud metali w niecce bytomskiej, w zróżnicowanych warunkach geologiczno-inżynierskich. Jeden z rejonów badawczych w sąsiedztwie wiaduktu WK432 autostrady A-1 obejmuje tereny silnie zagrożone wystąpieniem deformacji nieciągłych. Drugi rejon obejmuje większą powierzchnię i dotyczy terenów o zróżnicowanym zagrożeniu występowania deformacji nieciągłych od bardzo słabego do bardzo silnego. Zebrane przez autora dane, a częściowo wyznaczone jak w przypadku wskaźnika RMR (ang. *Rock Mass Rating*) (Bieniawski 1989) i wskaźnika RQD (ang.

Rock Quality Designation) (Deere i in. 1967), pochodziły z 54 otworów badawczych wykonanych dla potrzeb rozpoznania warunków geologiczno-inżynierskich autostrady A-1 (Dokumentacja 2012). Uzyskane wyniki obliczeń i ich analizę ukierunkowano pod kątem możliwości wystąpienia zapadliska na powierzchni terenu.

W ostatnim, 8 rozdziale dotyczącym podsumowania pracy zebrano najważniejsze spostrzeżenia i sformułowano wnioski końcowe, podkreślając zalety i ograniczenia przedstawionego rozwiązania zadania badawczego. W podsumowaniu rozprawy podkreślono również jego użyteczne znaczenie oraz możliwość zastosowania w innych zagadnieniach geoinżynierskich.

Autor pracy, prowadząc ćwiczenia ze studentami Wydziału Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska Akademii Górniczo-Hutniczej z zakresu modelowania procesów geodynamicznych specjalizował się w opisach numerycznych procesów niszczenia w różnych ośrodkach. Jednocześnie uczestnicząc w pracach badawczych Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi PAN w rozpoznawaniu zagrożenia wystąpieniem deformacji nieciągłych na terenach pogórnich płytkiej eksploatacji w GZW, zbierał potrzebne dane dla przeprowadzenia obliczeń weryfikujących przydatność sposobu rozwiązania zadania badawczego przedstawionego w opracowaniu.

Podczas opracowywania niniejszej monografii autor korzystał z pomocy udzielonej przez Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN oraz Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska AGH, za co składa serdeczne podziękowania kierownictwu obu jednostek naukowo-badawczych.

2. Cel i zakres pracy

Głównym celem pracy jest ocena wpływu zmian wartości parametrów fizyczno-mechanicznych modelu numerycznego na prawdopodobieństwo wystąpienia określonych wartości naprężenia pionowego i współczynnika rozporu bocznego (stosunku naprężenia poziomego do naprężenia pionowego) oraz przemieszczenia pionowego w strefie rozwoju procesu zapadliskowego w warunkach geologiczno-górnich niecki bytomskiej, na terenach płytkiej, historycznej eksploatacji górniczej, z wykorzystaniem metody zbiorów losowych.

W monografii przedstawiono sposób analizy wrażliwości modelu numerycznego na zmiany wartości parametrów wejściowych związanych z ich niepewnością wyznaczenia i ograniczoną reprezentatywnością wynikającą z metodyki oznaczenia parametrów. W tym celu zastosowano metodę zbiorów losowych do opisu prawdopodobieństwa wystąpienia wynikowych wartości wielkości obliczonych numerycznie i w efekcie oceny rozwoju procesu niszczenia w ośrodku skalnym.

Zadanie badawcze przedstawione w pracy ukierunkowane było na górotwór skłonny do rozwoju procesów niszczenia, silnie zróżnicowany pod kątem właściwości fizyczno-mechanicznych. Identyfikacja parametrów takiego górotworu jest skomplikowana. Trudnym zagadnieniem jest również wyznaczenie parametrów wejściowych do obliczeń numerycznych mających na celu możliwie wiarygodną ocenę stateczności górotworu. Autor ukazał sposób rozwiązania tego zagadnienia możliwie szczegółowo przedstawiony w rozdziale 6.

Zakres pracy obejmuje następujące główne zagadnienia:

- Studium zagadnień teoretycznych dotyczące modeli rozwoju zniszczenia wokół płytko położonych pustek w górotworze oraz modeli procesu zapadliskowego na podstawie rozeznania literatury.
- Studium sposobu numerycznego opisu procesu zapadliskowego w świetle hipotez dotyczących rozwoju zniszczenia wokół pustek położonych na niewielkich głębokościach na podstawie rozeznania literatury.
- Analiza zastosowania metody zbiorów losowych w rozwiązywaniu różnych zagadnień geoinżynierskich na podstawie rozeznania literatury.
- Opracowanie algorytmu rozwiązania zadania badawczego opisującego wpływ zmian wartości wejściowych parametrów fizyczno-mechanicznych modelu numerycznego na wyniki obliczeń z wykorzystaniem metody zbiorów losowych.

- Wykonanie analizy wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego dla dwóch przykładów rejonów zagrożonych wystąpieniem deformacji nieciągłych na powierzchni terenu w warunkach geologiczno-inżynierskich niecki bytomskiej, na terenach pogórnich płytkiej eksploatacji złoża rud metali, wraz z prezentacją wyników obliczeń i ich analizą, oraz sformułowaniem wniosków uściślających wiedzę o rozwoju procesu zapadliskowego, mających znaczenie użytkowe.

Rozwiązanie zadania badawczego związane jest ze sformułowaniem następującej tezy: w ośrodku skalnym, silnie naruszonym procesami geologicznymi i działalnością górniczą, opisanym parametrami fizyczno-mechanicznymi o dużej zmienności ich wartości, modelowanie numeryczne procesu zapadliskowego wymaga przeprowadzenia specjalnej analizy wrażliwości modelu numerycznego na zmiany wartości tych parametrów. Dlatego zastosowanie metody zbiorów losowych umożliwia uzyskanie miarodajnych wyników symulacji numerycznej oraz określenie ryzyka rozwoju procesu zapadliskowego.

3. Wybrane zagadnienia rozwoju procesu niszczenia w górotworze wokół pustek i stref rozluźnień na niewielkich głębokościach

3.1. Wprowadzenie

Zachowanie się górotworu wokół pustek i stref rozluźnień zależy od stanu naprężenia i odkształcenia, charakterystyk naprężeniowo-odkształceniowych i właściwości wytrzymałościowych górotworu (Tajduś i in. 2012). Wokół pustki występuje dwu- lub trójosiowy stan naprężenia, który może prowadzić do przekroczenia granicznych odkształceń ośrodka i w konsekwencji do rozwoju strefy zniszczenia. W efekcie zachodzi redystrybucja naprężeń oraz występują trwałe odkształcenia. Rozluźnianie fragmentów skał w stropie pustki powoduje, że pod wpływem sił grawitacji mogą one przemieszczać się do jej wnętrza. Wpływ na zawał stropu może mieć osłabienie skał w ociosach i spągu pustki. W związku z tym, w opisie rozwoju procesu zapadliskowego istotna jest analiza pola naprężenia i odkształcenia ośrodka wokół pustki. Zagadnienie dotyczące zachowania się układu pustki z otaczającym górotworem było przedmiotem prac wielu autorów (Sałustowicz 1955; Ladanyi 1967; Borecki 1980; Hoek i Brown 1980a; Brady i Brown 1985; Filcek i Kwaśniewski 1993; Kłeczek 1994; Tajduś i in. 2012).

Odkształcenia mogą być spowodowane różnego rodzaju oddziaływaniami zewnętrznymi takimi jak (Ryncarz 1993): siły masowe, obciążenie powierzchniowe, zmiany temperatury skały, zmiana stężenia substancji zawartych w skale itp. Z uwagi na to, iż skały są zazwyczaj ośrodkami trójfazowymi charakter odkształceń jest bardzo złożony. Ośrodki skalne mogą się różnić właściwościami odkształceniowymi w zależności od rodzaju oddziaływań zewnętrznych, struktury szkieletu stałego, właściwości odkształceniowych ziaren mineralnych, rodzaju i ilości zawartych w przestrzeni porowej gazów i cieczy.

W zagadnieniach modelowania procesu niszczenia w górotworze wokół pustek i stref rozluźnień zakłada się jednorodność i izotropowość ośrodka skalnego, mimo iż w małym stopniu odpowiada on tym założeniom. Ośrodek określamy jako statystycznie jednorodny, jeżeli każda jego podstawowa objętość – o rozmiarach wynikających z przyjętej skali rozważań – ma jednakowe właściwości fizyczne (Ryncarz 1993). W ośrodku jednorodnym gęstość objętościowa ma wartość stałą, natomiast w ośrodku niejednorodnym wartość gęstości objętościowej jest zmienna. Izotropowość i anizotropowość ośrodka odróżnia się

w zależności od tego czy zmiany jego parametrów fizyczno-mechanicznych mają charakter kierunkowy.

Pojęcia siły, naprężenia i odkształcenia są podstawą do właściwej i spójnej oceny odpowiedzi ośrodka skalnego na wszelkiego typu oddziaływania takie jak działalność górnicza. Wykonanie wyrobiska górniczego jest związane, z mechanicznego punktu widzenia, z wytworzeniem wtórnego pola naprężenia i odkształcenia wokół pustki.

Punktem wyjścia do rozważań na temat rozwoju pustek, a także stref rozluźnień w górotworze jest ustalenie pierwotnego stanu naprężenia i odkształcenia. Na elementarną cząstkę górotworu w kształcie sześciangu, położonego na głębokości działa w kierunku pionowym obciążenie związane z ciężarem nadkładu, wywołujące naprężenie pionowe p_z o wartości:

$$p_z = -\rho \cdot g \cdot h \quad (3.1)$$

gdzie:

- ρ – średnia gęstość objętościowa warstw nadległych,
- g – przyspieszenie ziemskie.

Ze względu na dążenie elementarnego sześciangu do rozszerzania się na boki pod wpływem naprężenia pionowego p_z , na powierzchniach pionowych powstają naprężenia poziome $p_x = p_y$. Wartość tych naprężeń można wyznaczyć z uogólnionego prawa Hooke'a:

$$E \cdot \varepsilon_x = p_x - \frac{1}{m}(p_z + p_y) \quad (3.2)$$

W przypadku $\varepsilon_x = 0$, mamy:

$$p_x = p_y = \frac{p_z}{m-1} = \frac{\nu \cdot p_z}{1-\nu} \quad (3.3)$$

gdzie:

- $m = \frac{1}{\nu}$,
- ν – współczynnik Poissona,
- E – moduł Younga.

Na niewielkich głębokościach do kilkudziesięciu metrów, liczba m waha się w granicach od 20 do 5 (Tajduś i in. 2012 za Gergowiczem 1974), i w takich warunkach naprężenie poziome zazwyczaj jest dużo mniejsze od naprężenia pionowego ($p_x \cong 5$ do 25% p_z) przybliżając stan naprężenia w górotworze do stanu jednoosiowego. Na dużych głębokościach nienaruszony ośrodek skalny zbliża się do stanu hydrostatycznego, w którym wartość naprężenia poziomego jest równa wartości naprężenia pionowego ($p_x = p_y = p_z$).

W praktyce pole naprężenia jest bardziej złożone i analizując pierwotny stan naprężenia i odkształcenia, należy często uwzględnić oddziaływanie sił tektonicznych, sił związanych z obecnością wody w górotworze lub sił powstałych w wyniku zmian termicznych.

W dalszej części pracy, przy omówieniu wybranych hipotez i teorii dotyczących rozwoju niszczenia wokół pustek i modeli procesów zapadliskowych, zachowano pierwotne oznaczenia stosowane przez autorów we wzorach i na rysunkach, dla utrzymania jednolitości opisów, stąd niektóre wielkości mogą być różnie oznaczone np. naprężenie pionowe jako p_v , p_z lub σ_v .

3.2. Zachowanie się górotworu wokół pustki na niewielkiej głębokości

Omawianie problemu zachowania się górotworu wokół pustki na niewielkiej głębokości odnosi się najczęściej do wyrobiska górniczego o różnych przekrojach. Należy podkreślić, że strefę rozluźnień można traktować jako pustkę, jeżeli w wyniku kompresji tej strefy, w tym procesu sufozji, wytworzy się brak podparcia stropu.

Wykonanie pustki w postaci wyrobiska narusza pierwotny stan równowagi w ośrodku skalnym prowadząc do wtórnego stanu równowagi z odmiennym polem naprężenia i odkształcenia. W zależności od stanu, w jakim znajduje się ośrodek skalny składowe tensora naprężenia i odkształcenia wokół wyrobiska przyjmują różne wartości.

Na stan naprężenia i odkształcenia wokół wyrobiska górniczego wpływa wiele czynników takich jak (Ryncarz 1993):

- kształt i wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska,
- głębokość,
- sposób urabiania skał,
- sposób utrzymania stropu,
- usytuowanie wyrobisk w strefie wzajemnego oddziaływania,
- budowa i właściwości fizyczno-mechaniczne ośrodka skalnego, w tym reologiczne,
- warunki hydrogeologiczne,
- ukształtowanie powierzchni terenu.

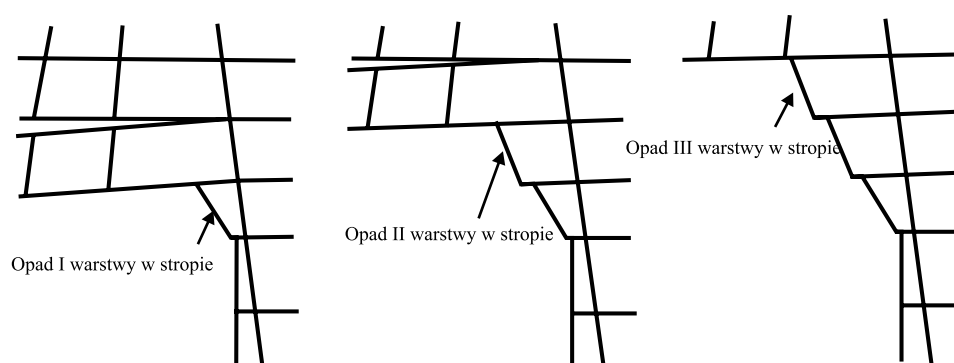
Istotny wpływ na zachowanie stateczności płytko położonych pustek mają również różnego rodzaju oddziaływania dynamiczne od np. wstrząsów górniczych czy przejeżdżających ciężkich pojazdów (Popiołek i Pilecki 2005).

Według Hoeka (2003) płytko położone wyrobisko górnicze jest bardziej narażone na zniszczenia w porównaniu do wyrobiska głęboko położonego, gdyż:

- Przypowierzchniowa część górotworu ma większą tendencję do przemieszczania się, niż część leżąca na dużych głębokościach w warunkach większego skrzepowania. Większa mobilność ośrodka wskazuje na konieczność zwrócenia szczególnej uwagi na oznaczenie wartości jego parametrów fizyczno-mechanicznych.
- Przypowierzchniowa część górotworu podlega oddziaływaniu różnego rodzaju procesów takich jak: zwietrzenie skał w tym oddziaływanie wody lub oddziaływania dynamiczne. Procesy te osłabiają połączenia mechaniczne między fragmentami skał i mają wpływ na osłabienie właściwości wytrzymałościowo-odkształceniowych górotworu.

W zagadnieniu rozwoju zniszczenia w ośrodku skalnym, w zakresie tematyki pracy, ważne są opisy pola naprężenia i przemieszczenia związane z prostokątnym oraz eliptycznym przekrojem poprzecznym wyrobisk. Pustka o przekroju prostokątnym jest najbardziej typowa dla historycznych wyrobisk na niewielkich głębokościach w warunkach pokładowego czy psuedopokładowego występowania złóż surowców mineralnych (Pilecki i Popiołek 2000). Na przykład takie pustki występują na terenach pogórnich płytkiej eksploatacji złoża rud metali w niecce bytomskiej. Natomiast eliptyczny kształt w części stropowej pustki, lub do niego podobny wynika najczęściej z wytworzenia „sklepienia ciśnień” (Sałustowicz 1955). Przykład tworzenia się sklepienia ciśnień (ang. *arching*) w typowym górotworze warstwowanym skał osadowych przedstawiono na rysunku 3.1. Według Helma i in. (2013) w takim górotworze tworzenie się „sklepienia ciśnień” jest wynikiem powstania wsporników od strony ociosów po opadzie kolejnych warstw górotworu.

Należy podkreślić, że w procesie zapadliskowym wytworzenie wtórnego „sklepienia ciśnień” może prowadzić do zatrzymania tego procesu (np. Goodman 1989; Bell 1992). Proces zapadliskowy może być ponownie uruchomiony w wyniku zmiany stanu naprężenia i odkształcenia w wyniku osłabienia właściwości wytrzymałościowych skał np. procesami wietrzenia, lub innymi czynnikami geologiczno-górnictwymi. Praktycznie, w mocniejszych skałach rozwój procesu zniszczenia w dużym stopniu zależy od sieci spękań i ich orientacji (Hoek i Brown 1980a). Niekorzystnie zorientowane spękania łatwiej prowadzą do uruchomienia ścinania wzdłuż powierzchni nieciągłości.



Rys. 3.1. Tworzenie się sklepienia ciśnień w ośrodku warstwowanym w wyniku powstania wsporników po opadzie kolejnych warstw (Helm i in. 2013)

A, B i C – kolejne fazy tworzenia się sklepienia ciśnień

Fig. 3.1. Formation of vaults pressures in the layered center as a result of creation of the brackets precipitation of subsequent layers (Helm et al. 2013)

A, B and C – stages of the formation of pressure vaults

Według Bella (1992) proces zapadliskowy w stropie pustki może zostać zatrzymany również przez samopodsadzenie pustki w wyniku wzrostu gęstości objętościowej zdeformowanego górotworu, lub przez zatrzymanie na warstwie o dużej wytrzymałości zdolnej

do utrzymania obciążenia nadkładem przy większych powierzchniach odsłoniętego stropu pustki.

W ogólności modele zachowania się ośrodka wokół pustki można podzielić na dwie grupy (Filcek i Kwaśniewski 1993):

- „sklepienia ciśnień” rozwijanej przez Sałustowicza, Protodiakonowa, Cymbariewicza i innych,
- teorii „poślizgu” skał w stropie wykorzystywanej przez Bierbaumera, Eszto, Terzagiego i innych.

Interesujące studium poglądów na zachowanie się ośrodka wokół pustki oraz zestawienia wzorów empirycznych na wysokość strefy zawалу nad pustką można znaleźć w pracy doktorskiej K. Tajdusia (2008).

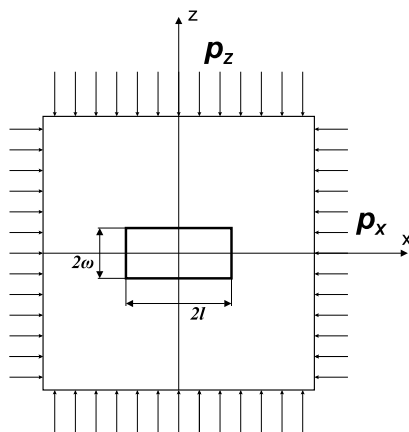
W dalszej części pracy przedstawiono dwa najważniejsze modele w kontekście omawianej problematyki, tj. zachowanie się ośrodka wokół pustki o przekroju prostokątnym oraz teorię sklepienia ciśnień podane przez Sałustowicza (1955).

Pustka o przekroju prostokątnym

Rozwiązanie sprężystego, płaskiego układu pustki z otaczającym ośrodkiem w kształcie prostokąta podali Sawin i Morgajewskij (Sałustowicz 1955).

Jeżeli w górotworze zostanie wydrążone wyrobisko prostokątne o szerokości $2l$ i wysokości $2w$ (rys. 3.2) oraz przy założeniu, że jego długość jest dużo większa od dwóch pozostałych wymiarów, to układ ten w przekroju jest układem płaskim, na który działa naprężenie pionowe p_z oraz naprężenie poziome p_x . Wielkość i rozkład naprężenia w sąsiedztwie wyrobiska zależą wyłącznie od jego kształtu, czyli stosunku szerokości do wysokości l/w oraz od naprężenia pierwotnego p_z i p_x .

Naprężenie pionowe σ_z w ociosach wyrobiska jest większe od naprężenia pierwotnego p_z i osiąga największą wartość na powierzchni ociosu równą (rys. 3.3a):



Rys. 3.2. Układ górotworu z pustką o przekroju prostokątnym

Fig. 3.2. Rock mass system with rectangular void

$$\sigma_{z \max} = p_z(1 + \alpha) - p_x \quad (3.4)$$

We wzorze (3.4) współczynnik α zależy od stosunku szerokości wyrobiska $2l$ do jego wysokości $2w$ (tab. 3.1). W praktyce zasięg obszaru o zwiększonym naprężeniu zależy od wysokości wyrobiska.

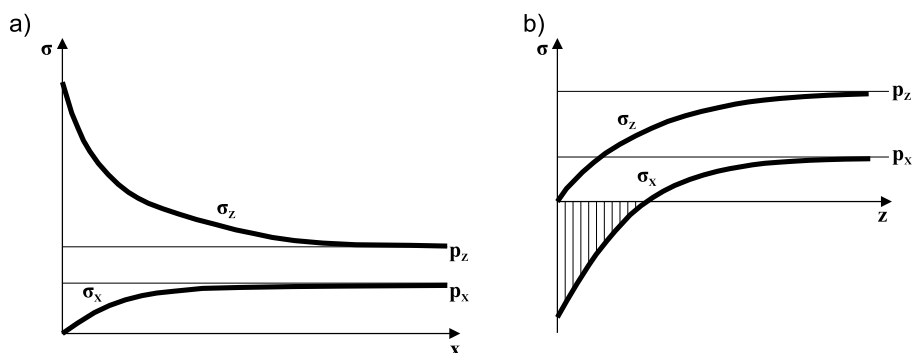
W części ociosowej w sąsiedztwie wyrobiska zachodzi spadek naprężenia pionowego (rys. 3.3b) do 0 na płaszczyźnie ociosu. Strefa o zmniejszonym naprężeniu pionowym jest ograniczona parabolą o zasięgu równym w przybliżeniu połowie szerokości wyrobiska.

W bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska naprężenie poziome jest mniejsze od naprężenia pierwotnego p_x . W stropie i ociosach jego wartość rośnie do wartości p_x w miarę oddalania się od wyrobiska (rys. 3.3a i b).

W stropie, dla odpowiednio większego l/w , naprężenie poziome jest naprężeniem rozciągającym, przy czym największą wartość osiąga w środkowym punkcie stropu:

$$\sigma_{x \max} = -p_z + (1 + \beta)p_x \quad (3.5)$$

Współczynnik β zależy podobnie jak w przypadku α od stosunku l/w (tab. 3.1).



Rys. 3.3. Rozkład naprężenia wokół wyrobiska prostokątnego
a) w stropie, b) w ociosie (Sałustowicz 1955)

Fig. 3.3. Distribution of the tension around rectangular excavation sites
a) ceiling b) side wall of the excavation (Sałustowicz 1955)

Tabela 3.1

Współczynniki α i β w zależności od stosunku szerokości wyrobiska do jego wysokości (Sałustowicz 1955)

Table 3.1

The dependence of α and β coefficients on the width-to-height ratio of the excavation (Sałustowicz 1955)

$l:w$	50:1	20:1	5:1	1:1	1:5	1:20	1:50
α	17	4	2	0,84	0,2	0,02	0,01
β	0,01	0,02	0,02	0,84	2	4	17

Teoria sklepienia ciśnień Salustowicza

W przypadku wyrobisk o dużym stosunku l/w , w stropie i spągu pojawiają się strefy z naprężeniami rozciągającymi. Ze względu na niewielką wytrzymałość ośrodków skalnych na rozciąganie struktura skał ulega zniszczeniu. Strefy, w których wartości naprężenia pierwotnego ściskającego przechodzą w naprężenie rozciągające, nazywa się strefami odprężonymi.

Dla eliptycznego przekroju wyrobiska istnieje taki stosunek l/w , przy którym naprężenie w ociosach, stropie i spągu nie przekracza wytrzymałości ośrodka skalnego. Proces polegający na dostosowaniu się kształtu i przekroju wyrobiska do wielkości naprężenia nieprzekraczającej wytrzymałości ośrodka zachodzi samoczynnie. Jeśli w przypadku wyrobiska o przekroju prostokątnym zostanie przekroczona wytrzymałość na rozciąganie w stropie i spągu, to wyrobisko będzie dążyć do osiągnięcia takiego kształtu przekroju, dla którego wytrzymałość na rozciąganie nie zostanie przekroczona. Kształt ten jest zbliżony do elipsy (rys. 3.4), w której stosunek półosi wyznacza się z warunku, że maksymalne naprężenie rozciągające w stropie jest równe wytrzymałości ośrodka skalnego na rozciąganie:

$$-p_z + \left(1 + 2\frac{a}{b}\right)p_x = R_r \quad (3.6)$$

skąd:

$$\frac{a}{b} = \frac{1}{2} \left(\frac{p_z}{p_x} - 1 + \frac{R_r}{p_x} \right) \quad (3.7)$$

Jeśli elipsę o takim stosunku osi opisujemy na przekroju wyrobiska ABCD, to pole między linią stropu wyrobiska a elipsą odpowiada strefie odprężonej. W obszarze tym spękany i oddzielony od otaczającego ośrodka materiał skalny pod wpływem swojego ciężaru opada na spąg wyrobiska tworząc tzw. zawalisko. Po odspojeniu i opadnięciu części spękanej, kształt stropu przypomina sklepienie stosowane w budownictwie, w związku z czym przyjęto nazwę „sklepienia ciśnień”. Wysokość zawalu można obliczyć za pomocą wzoru:

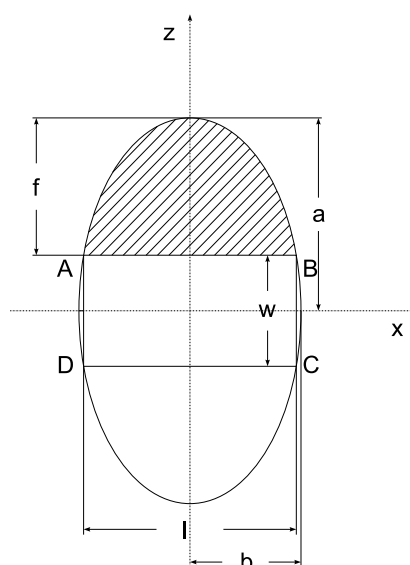
$$a = \frac{1}{2} \left(\frac{p_z}{p_x} - 1 + \frac{R_r}{p_x} \right) b \quad (3.8)$$

Jeśli w równaniu elipsy:

$$\left(\frac{x}{\frac{b}{2}} \right)^2 + \left(\frac{z}{\frac{a}{2}} \right)^2 = 1 \quad (3.9)$$

podstawi się:

$$x = \frac{l}{2}; \quad z = \frac{w}{2}$$



Rys. 3.4. Schemat strefy odprężonej w stropie wyrobiska (Sałustowicz 1955)

Fig. 3.4. The scheme of the relax zone near the ceiling of the excavation (Sałustowicz 1955)

oraz:

$$\frac{a}{b} = n$$

to oś pionowa elipsy wynosi:

$$a = \sqrt{(n \cdot l)^2 + w^2} \quad (3.10)$$

natomiast oś pozioma:

$$b = \sqrt{l^2 + \left(\frac{w}{n}\right)^2} \quad (3.11)$$

Na tej podstawie wysokość zawалу możemy scharakteryzować następująco:

- jest tym większa, im szersze jest wyrobisko,
- zależy od stosunku naprężenia poziomego do naprężenia pionowego w górotworze $\frac{p_x}{p_z}$,
- jest tym większa, im mniejsza jest wytrzymałość na rozciąganie R_p .

W przypadku wyrobiska płytko położonego, gdy naprężenie poziome jest dużo mniejsze od naprężenia pionowego oraz wytrzymałość na rozciąganie górotworu jest osłabiona np. procesem wietrzenia, wysokość zawalu jest większa i zachodzi tendencja do rozwoju procesów zapadliskowych.

3.3. Empiryczne modele procesu zapadliskowego

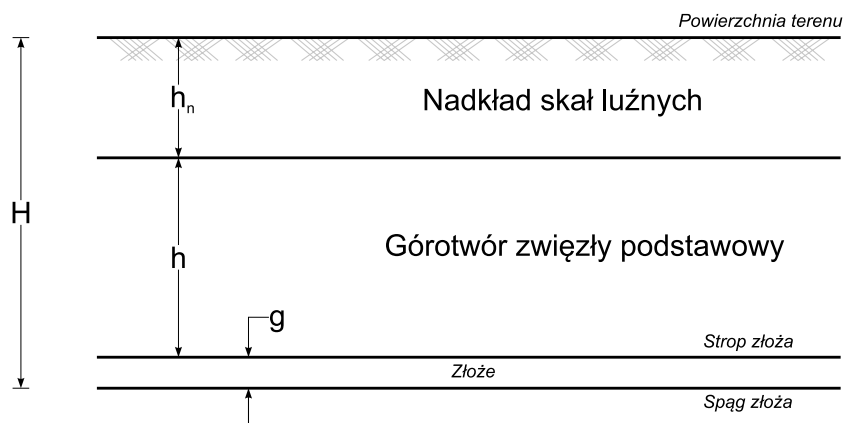
W pracy ograniczono się do modeli procesu zapadliskowego opracowanych dla warunków geologicznych i górniczych GZW, tj. warunków w których wykonano przedstawione badania. W literaturze światowej istnieje wiele takich modeli dostosowanych do lokalnych warunków geologiczno-górniczych, lecz w większości opartych na procesach niszczenia opisanych hipotezą sklepienia ciśnień (np. Attewell i Taylor 1984, Waltham 1989, Healy i Head 1984, Waltham i in. 2005, Fraldi i Guaracino 2010).

Większość omawianych modeli procesu zapadliskowego jest interesująco przedstawiona w pracach Chudka i in. (1988) oraz Popiołka i Pileckiego (2005).

3.3.1. Model procesu zapadliskowego Janusza i Jarosza

Model ten jest oparty na teorii „sklepienia ciśnień”. Nie dotyczy on powstawania deformacji typu liniowego – ich powstanie zdaniem Autorów w praktyce jest niemożliwe do przewidzenia. Model został opracowany na podstawie następujących założeń (Janusz i Jarosz 1976):

- Górnotwór nad pustką dzieli się na dwie zasadnicze warstwy (rys. 3.5):
 - górnotwór zwieszły nazywany właściwym lub zasadniczym, złożony ze skał mogących przenosić większe naprężenia,
 - nadkład złożony z materiału luźnego (sypkiego).
- Wytrzymałość skał górnotworu na rozciąganie w masywie skalnym jest bardzo mała.

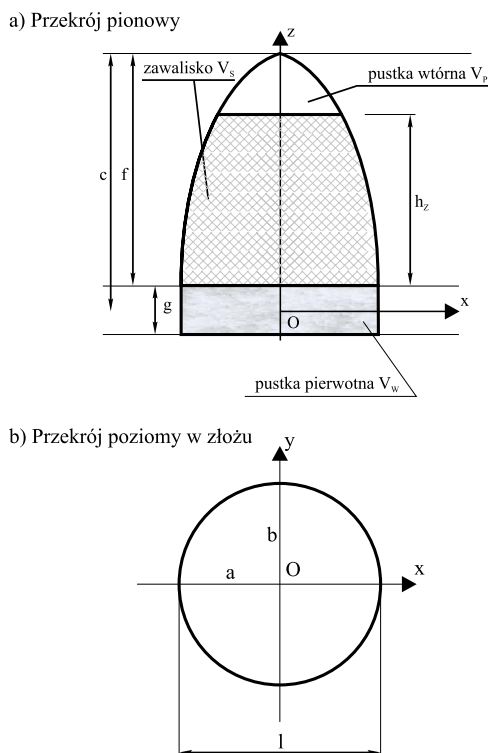


Rys. 3.5. Podział górotworu w modelu procesu zapadliskowego według Janusza i Jarosza (1976)

Fig. 3.5. The division of the rock mass in sinkhole process model according to Janusz and Jarosz (1976)

W modelu przyjmuje się, że nad pustką w górotworze wytwarza się strefa skał odprężonych w kształcie elipsy (rys. 3.6). W tej strefie materiał skalny ulega spękaniu, a następnie rozluźnieniu i opada na spąg wyrobiska, tworząc zawalisko o wysokości h_z . „Sklepienie ci-

śnień” utrzymuje skały nadległe w strefie pierwotnego naprężenia. Nad zawaliskiem tworzy się pustka wtórna. Sklepienie nad pustką ma kształt zbliżony do czaszy eliptycznej o wysokości f , osi pionowej c i półosiach poziomych a i b .



Rys. 3.6. Geometria sklepienia ciśnień nad pustką według Janusza i Jarosza (1976)

l – szerokość wyrobiska (pustki), g – wysokość wyrobiska (pustki), f – wysokość sklepienia ciśnień, a , b i c – osie czaszy eliptycznej, h_z – wysokość zawaliska

Fig. 3.6. The geometry of the pressure of the vaults above the void according to Janusz and Jarosz (1976)

l – width of excavation (void), g – height of excavation (void), f – height of the pressure of vault, a , b , c – axes of the elliptical bowl, h_z – height of the goaf

Przy założeniu, że $a = b$ elipsoida staje się elipsoidą obrotową o osi pionowej c i półosi poziomej a równej $l/2$. Stosunek osi pionowej c do półosi poziomej a jest w danych warunkach stały i wynosi:

$$n = \frac{c}{a} = 2 \frac{c}{l} \quad (3.12)$$

Wartość n zależy od właściwości skał, w których tworzy się sklepienie, a które można opisać za pomocą liczby $m = \frac{1}{\nu}$, wytrzymałością skał na rozciąganie R_r i naprężeniem pionowym na wysokości stropu pustki p_z . W zależności od właściwości i stanu górotworu zasadniczego można podać następujące wzory na wielkość n :

a) skały zwięzłe (dla $R_r > 0$):

$$n = \frac{1}{2} \left[(m-2) + (m-1) \frac{R_r}{p_z} \right] \quad (3.13)$$

b) skały o bardzo małej wytrzymałości na rozciąganie $R_r \cong 0$:

$$n = \frac{1}{2} (m-2) \quad (3.14)$$

c) skały silnie spękanne ($R_r = 0$):

$$n = m-1 \quad (3.15)$$

Najmniejszą wysokość osiąga sklepienie opisane wzorem (3.13), a największą – wzorem (3.15), co oznacza, że pustka wraz ze wzrostem spękania i rozluźniania skał w stropie przemieszcza się ku powierzchni.

W miarę wzrostu szerokości pustki wzrasta wysokość sklepienia ciśnięć. Wzrasta również wysokość zawaliska h_z i tworzą się pustki wtórne (rys. 3.7). Objętość pustki wtórnej można wyrazić wzorem wynikającym z bilansu mas skalnych:

$$V_p = V_w + V_s - kV_s \quad (3.16)$$

gdzie:

- V_p – objętość pustki wtórnej,
- V_w – objętość pustki pierwotnej (wybranego złoża, pustki istniejącej),
- V_s – objętość skał wewnątrz „sklepienia ciśnięć”,
- k – współczynnik rozluźniania skał, określany wzorem:

$$k = \frac{V_z}{V_c} \quad (3.17)$$

gdzie:

- V_c – objętość skał w caliznie przed rozluźnianiem,
- V_z – objętość skał w zawalisku.

W warunkach eksploatacji złóż rud Zn/Pb współczynnik k wynosi przeciętnie 1,25.

W miarę rozwoju strefy zawaliska skutek pozornego wzrostu objętości zajmowanej przez fragmenty skał może dojść do samopodsadzenia pustki. Wysokość zawaliska h_z osiąga w górotworze maksimum $h_{z \max}$, która ma charakter stałej dla danego górotworu. Dla przeciętnych warunków $h_{z \max}$ można określić wzorem:

$$h_{z \max} \cong g \left(\frac{6}{\pi(k-1)} + \frac{1}{4} \right) \quad (3.18)$$

W miarę dalszego wzrostu wysokości „sklepienia ciśnień” w wyniku osłabienia ośrodka skalnego, powstaje strefa spękań o wysokości h_s (rys. 3.6). Podobnie jak w przypadku zawaliska, strefa spękań osiąga wysokość maksymalną h_{smax} wynoszącą w przybliżeniu:

$$h_{s \max} \approx 1,5 h_{z \max} \quad (3.19)$$

Gdy szerokość wyrobiska l jest na tyle duża, że strefa spękań osiągnie $h_{s \max}$, dalszy wzrost l powoduje jedynie powstanie strefy ugięcia nad strefą spękań. W takim przypadku na powierzchni terenu mogą wystąpić jedynie deformacje ciągłe.

Przedstawiony model deformacji górotworu nad pustką przebiega w zależności od grubości skał zwizłych h . Można tu wyróżnić następujące przypadki:

- $h \leq h_{z \max}$ – na powierzchni terenu mogą występować zapadliska.
- $h_{z \max} < h < h_{s \max}$ – na powierzchni terenu mogą powstawać deformacje rozległe i strefy spękań, w zależności od grubości nadkładu skał luźnych h_n . Można tu wyróżnić przypadki:
 - $h_n > 30 \text{ m}$ – deformacja lokalna nie ma tendencji do przekształcania się w zapadlisko.
 - $10 \text{ m} < h_n < 30 \text{ m}$ – jest możliwe wystąpienie zapadliska.
 - $h_n < 10 \text{ m}$ – deformacja lokalna przekształci się w zapadlisko.
- $h > h_{s \max}$ – na powierzchni wystąpią tylko deformacje ciągłe.

3.3.2. Model procesu zapadliskowego Chudka i Olszowskiego

Przedstawiony model procesu zapadliskowego znany jest w literaturze jako model Chudka i Olszowskiego, i został on opublikowany w pracy Chudka i Arkuszewskiego (1980) oraz Chudka i in. (1980), a później szerzej opisany w pracach Chudka i in. (1988) oraz Chudka (2002).

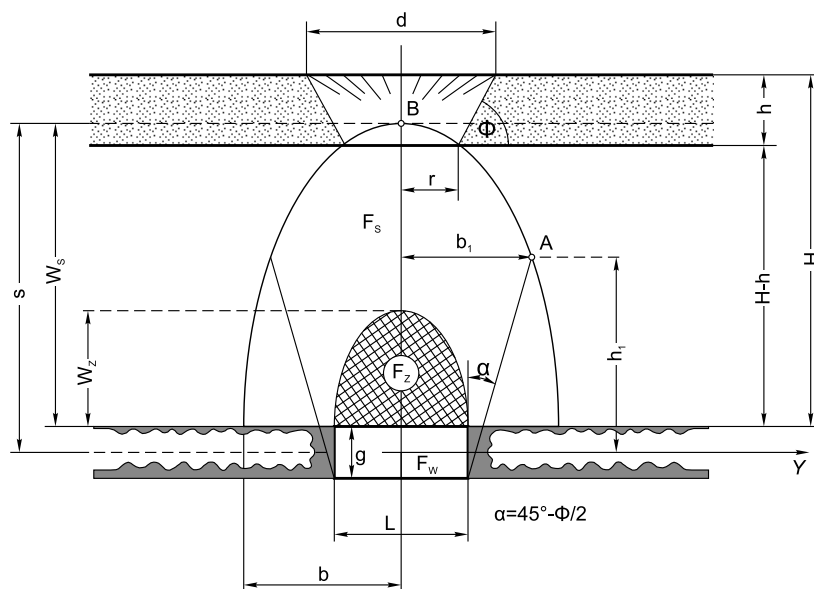
Model i jednocześnie metoda przewidywania zagrożenia zapadliskowego Chudka i Olszowskiego zostały opracowane dla warunków geologicznych i górniczych eksploatacji pokładów węgla i złoża rud metali w GZW. Jest on wynikiem wieloletnich badań i doświadczeń zebranych przy obserwacjach procesów zapadliskowych w różnych warunkach GZW przez pracowników Politechniki Śląskiej.

W modelu przyjęto następujące założenia:

- górotwór nad pustką poeksploatacyjną dzieli się na dwie strefy:
 - górotwór zwizły, nazywany podstawowym,
 - nadkład złożony z utworów luźnych (sypkich),
- górotwór podstawowy zbudowany jest ze skał jednorodnych o małej wytrzymałości na rozciąganie,
- ciężar objętościowy jest stały dla danej skały i nie zależy od wielkości naprężenia w górotworze,

— współczynnik Poissona skał w przedziale głębokości do 150 m jest stały dla danego rodzaju skały.

W trakcie rozwoju procesu zapadliskowego po samopodsadzeniu się pustki powstają nad nią dwie strefy: zawału F_Z i spękań F_S (rys. 3.8).



Rys. 3.8. Model procesu zapadliskowego według Chudka i Olaszowskiego (Chudek i in. 1980)

Fig. 3.8. Sinkhole process model according to Chudek and Olaszowski (Chudek et al. 1980)

Zgodnie z teorią „sklepienia ciśnień”, obydwie strefy są kształtu eliptycznego. Podstawowym warunkiem powstania zapadliska na powierzchni terenu jest przemieszczenie strefy spękań ku powierzchni terenu do granicy górotworu związanego z nadkładem.

Na podstawie warunku samopodsadzenia pustki w strefie sklepienia oblicza się maksymalną wysokość strefy zawału. W celu uproszczenia przyjmuje się płaski model „sklepienia ciśnień”. Warunek samopodsadzenia pustki jest następujący:

$$F_Z k = F_Z + F_W \quad (3.20)$$

gdzie:

F_Z – powierzchnia strefy zawału,

F_W – powierzchnia wyrobiska,

$$F_Z = \frac{F_W}{k+1} \quad (3.21)$$

k – współczynnik rozluźnienia skał.

Powierzchnia elipsy w analizowanym przekroju, przy założeniu samopodsadzenia się pustki, wyrażona jest wzorem:

$$F_E = 2F_Z + F_W = \frac{gL(k+1)}{k-1} \quad (3.22)$$

gdzie:

g – wysokość pustki pierwotnej.

Powierzchnia tej elipsy może być również wyrażona równaniem:

$$F_E = \pi \frac{L}{2} \left(W_Z + \frac{g}{2} \right) \quad (3.23)$$

gdzie:

L – szerokość pustki pierwotnej.

Po porównaniu prawych stron równań (3.22) i (3.23) oraz dokonaniu odpowiednich przekształceń otrzymuje się wzór na maksymalną wysokość strefy zawału W_Z :

$$W_Z = g \left(\frac{4(k+1) - \pi(k-1)}{2\pi(k-1)} \right) \quad (3.24)$$

Wielkość W_Z jest stała dla danej partii górotworu i zależy wyłącznie od współczynnika k . Dla k od 1,6 do 1,02 wysokość strefy zawału może wahać się odpowiednio od 2,25 g do 25,5 g.

Zapadlisko na powierzchni może wystąpić jeżeli zachodzi warunek:

$$W_Z \geq H - h \quad (3.25)$$

gdzie:

H – głębokość położenia pustki,

h – grubość nadkładu.

Maksymalna wysokość strefy spękań W_S wyraża się równaniem wyprowadzonym na podstawie założenia, że proces spękań związany jest z występowaniem płaszczyzn poślizgowych w ociosach pustki, w których skała podlega ścinaniu pod kątem α . Równanie to przyjmuje następującą postać:

$$W_S = \pm M \sqrt{\frac{(L + g \operatorname{tg} \alpha)^2 (M^2 \operatorname{tg}^2 \alpha + 1)}{4(1 - M^2 \operatorname{tg}^2 \alpha)}} - \frac{g}{2} \quad (3.26)$$

gdzie:

α – kąt tarcia wewnętrznego,

$$M = a/b,$$

a – oś pionowa elipsy,

b – oś pozioma elipsy.

Na podstawie powyższego wzoru można zauważyć, że wysokość strefy spękań może dochodzić do wielkości $W_{\max} = 50$ g.

W ogólnym ujęciu prawdopodobieństwo wystąpienia zapadlisk na powierzchni terenu definiuje się jako miarę wielkości powierzchni strefy spękań górotworu nad strefą zawału przenikającego do nadkładu. Wyznaczanie jednak w praktyce tak zdefiniowanego prawdopodobieństwa wystąpienia zapadlisk na powierzchni terenu jest trudne, a niejednokrotnie niemożliwe ze względu na brak danych. Ponadto dla ustalenia wielkości powierzchni strefy spękań konieczna jest znajomość równań opisujących jej zasięg w konkretnych warunkach w górotworze.

W związku z tym w metodzie Chudka i Ołaszowskiego (np. Chudek 2002) podano uproszczoną metodę opisu rozkładu prawdopodobieństwa P występowania zapadlisk na powierzchni terenu. Z doświadczeń wynika, że miarodajnym i prostym do wyznaczenia, a jednocześnie istotnym determinantem wystąpienia zapadliska, jest wskaźnik Z , wyrażony zależnością:

$$Z = \frac{H - h}{g} \quad (3.27)$$

gdzie:

H – głębokość stropu wyrobiska,

h – grubość nadkładu,

g – grubość pokładu lub wysokość pustki.

Wskaźnik Z obrazuje wielokrotność grubości pokładu lub wysokości pustki, odnoszony do grubości górotworu związłego. Dla zwiększenia praktycznego znaczenia wyników metody dąży się do przedstawienia rozkładu prawdopodobieństwa P występowania zapadlisk na powierzchni terenu od wielkości tego wskaźnika. Dokonuje się uogólnień i uproszczeń w ocenie wymiarów geometrycznych stref zawału i spękań górotworu. Przeciętna wielokrotność strefy zawału nad wyrobiskiem pozostawionym w górotworze wynosi od kilku do kilkunastu grubości pokładu lub wysokości pustki poeksploatacyjnej, najczęściej około dziesięciokrotnej wysokości pustki. Spostrzeżenie to potwierdzają również wyliczenia wykonane przy wykorzystaniu warunków samopodsadzenia (Chudek 2002). Przyjęto zatem do celów prognozowania założenia upraszczające, lecz wystarczająco miarodajne:

$$W_{z \max} \cong 10g$$

gdzie:

$W_{z \max}$ – maksymalna wysokość strefy zawału nad pustką.

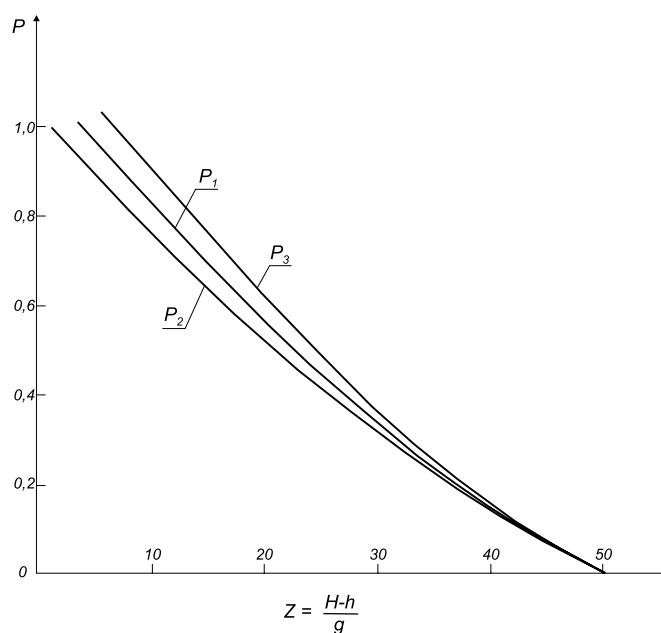
Postępując analogicznie, stwierdzono, że zasięg pionowy strefy spękań w górotworze W_s równy jest kilkudziesięciokrotnej wysokości pustki i wynosi w przybliżeniu:

$$W_s \cong (10 \div 50)g$$

W praktyce stwierdzono kilka sporadycznych przypadków, dla których wielkość ta dochodziła do przyjętej górnej granicy. Przypadki te zachodziły w warunkach istnienia rozwiniętej sieci spękań w górotworze związłym. W praktycznych obliczeniach proponuje się dla zwiększenia granic bezpieczeństwa przyjąć, że:

$$W_{s \max} \cong 50g$$

Przy tak ustalonych założeniach wyznaczono funkcję rozkładu prawdopodobieństwa P w zależności od wskaźnika bezwymiarowego Z , który przedstawiono na rysunku 3.9. Na miarodajność tej zależności wskazuje wysoki współczynnik korelacji wynoszący 0,99. Pokazane na rysunku 3.9 krzywe P_1 , P_2 i P_3 ilustrują, jak niewielki jest błąd w ocenie prawdopodobieństwa wystąpienia zapadliska przy przyjęciu innej wysokości strefy zawału.



Rys. 3.9. Prawdopodobieństwo wystąpienia zapadliska w zależności od wskaźnika Z (Chudek i Arkuszewski 1980)
(P_1 dla $W_{z \max} = 10g$; P_2 dla $W_{z \max} = 8g$; P_3 dla $W_{z \max} = 12g$)

Fig. 3.9. The probability of the sinkhole occurrence with dependence of Z indicator
(Chudek and Arkuszewski 1980)
(P_1 for $W_{z \max} = 10g$; P_2 for $W_{z \max} = 8g$; P_3 for $W_{z \max} = 12g$)

gdzie:

- h_n – miąższość nadkładu,
- Z – głębokość spągu pustki,
- a – zasięg ruchu pustki,
- R_p – promień pustki pierwotnej.

Funkcja opisująca kształt zapadliska na powierzchni terenu ma postać krzywej dzwonowej na podstawie której określono promień zapadliska R_z :

$$R_z = R_p \left\{ \left[\ln \frac{a}{z - h_n} \right] \left[\ln \frac{a}{R_p} \right]^{-1} \right\}^{\frac{1}{2}} \exp \left(\frac{\gamma t g \varphi}{2c} h_n \right) \quad (3.30)$$

gdzie:

- z – funkcja opisująca krzywą dzwonową.
- γ – ciężar objętościowy warstwy nadkładu,
- c – spójność warstwy nadkładu,
- φ – kąt tarcia wewnętrznego warstwy nadkładu.

3.3.4. Model procesu zapadliskowego Goszcza (1996)

Model procesu zapadliskowego bazuje na teorii „sklepienia ciśnień”. Zakłada on, że w wyniku powstania naprężenia rozciągającego w stropie pustki, ośrodek skalny, którego wartość wytrzymałości na rozciąganie w stanie spękanym jest bliska zeru, opada na spąg pustki. Na obwodzie powstającego w stropie sklepienia występuje równe co do wielkości naprężenie ściskające, na które ośrodek skalny nie jest wrażliwy. Ze względu na niejednorodność i anizotropowość ośrodka zahamowanie propagacji pustki przez naprężenie ściskające jest mało prawdopodobne. W wyniku procesu wietrzenia odspojone od stropu pustki fragmenty skał opadają na jej spąg powodując przemieszczanie się pustki ku powierzchni terenu do momentu jej samopodsadzenia. Do wystąpienia zapadliska dochodzi wtedy, gdy skały zalegające między pustką a powierzchnią terenu ulegają przemieszczeniu do tej pustki. Proces ten zależy od warunków lokalnych. Gęstość powstałego zawaliska jest mniejsza od gęstości skał w stanie nienaruszonym. Wskaźnik rozluźnienia można przedstawić w postaci:

$$\beta = \frac{V_2}{V_1} > 1 \quad (3.31)$$

gdzie:

- V_1 – objętość skał w stanie nienaruszonym,
- V_2 – objętość skał w zawalisku.

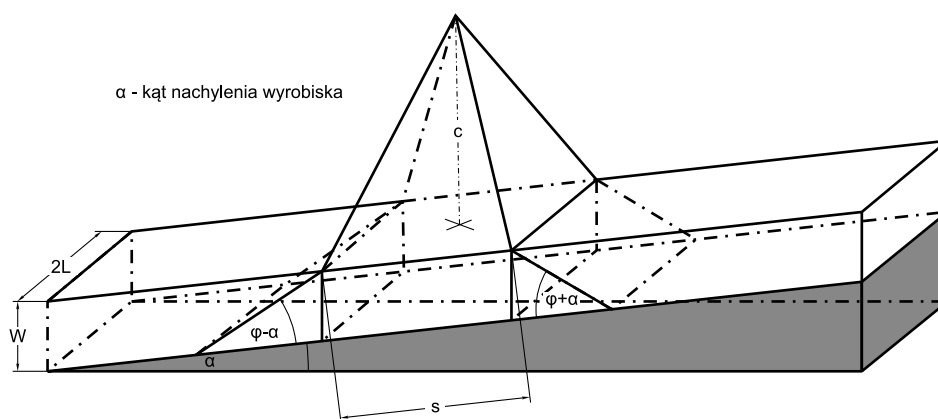
Im współczynnik β jest większy, tym większe rozluźowanie skał. Na tej podstawie sformułowano kryterium oceny zagrożenia zapadliskami, które mówi, że pustka poeksploata-

cyjna może spowodować zapadlisko na powierzchni terenu, jeżeli ilość materiału skalnego wypełniającego tę pustkę podczas przemieszczania się jej ku powierzchni nie wystarcza dla samopodsadzenia się tej pustki.

Powyższe kryterium potraktowano jako bazę dla ustalenia tzw. głębokości krytycznej występowania pustki, przy której prawdopodobieństwo wystąpienia deformacji nieciągłych powierzchni jest równe zero.

Na wysokość c , do jakiej może przemieścić się pustka wpływ mają: kąt tarcia wewnętrznego zawałiska φ , kąt nachylenia wyrobiska α (rys. 3.11). Objętość ośrodka skalnego V_1 ulegającego zawałowi aproksymowano objętością ostrosłupa o podstawie $2L \cdot s$ i wysokości c :

$$V_1 = \frac{1}{3} \cdot 2L \cdot s \cdot c \quad (3.32)$$



Rys. 3.11. Schemat do obliczania wysokości zasięgu pustki (Goszcz 1996)

Fig. 3.11. Void height coverage calculation model (Goszcz 1996)

Uwzględniając objętość V_3 , jaką mogą zająć fragmenty skał wewnątrz wyrobiska, przy obliczaniu objętości V_2 uzyskuje się warunek samopodsadzenia:

$$V_2 = V_1 \cdot \beta = V_1 + V_3 \quad (3.33)$$

Podstawiając odpowiednie wartości z wykorzystaniem prostych zależności trygonometrycznych otrzymuje się:

$$V_1 + V_3 = \frac{1}{3} 2Lsc + 2Lsw + \frac{w^2}{2} 2L[ctg(\varphi - \alpha) + ctg(\varphi + \alpha)] \quad (3.34)$$

Jeżeli przyjmie się, że $s = 2L$ oraz gdy do równania (3.33) i (3.34) wprowadzi się wartości $\beta = 1,25$ oraz $\varphi = 45^\circ$, to wysokość zasięgu pustki będzie określona równaniem:

$$c = 12w + 6 \frac{w^2}{s} \frac{1}{\cos^2 \alpha} \quad (3.35)$$

Na podstawie wzoru (3.35) wyciągnięto następujące wnioski:

- kąt nachylenia wyrobiska wpływa na wysokość c wtedy, gdy jest większy od 15° ,
- wysokość zasięgu pustki wzrasta z kwadratem wysokości wyrobiska,
- wysokość zasięgu jest tym większa, im mniejsza jest długość zawalu s .

Ze względu na wiele uproszczeń, jakie przyjęto przy uzyskaniu powyższych wzorów, obliczenia z nich wynikające należy traktować jako przybliżone, co nie zmienia faktu, iż pozwalają one ocenić wysokość zasięgu procesu zapadliskowego. Należy jednak dodać, że rzeczywista wysokość pustki wtórnej w górotworze powinna być mniejsza. Proces wietrzenia w górnej części ostrosłupa jest mniej intensywny oraz dodatkowo następuje efekt klinowania się fragmentów skał. Jeżeli ośrodek skalny nie jest zawodniony to propagacja pustki ku powierzchni terenu zostaje zatrzymana na wysokości mniejszej niż wysokość c .

3.3.5. Model procesu zapadliskowego nad skrzyżowaniem wyrobisk

Whittaker i Reddish (1989, 1993) na podstawie wielu obserwacji w warunkach eksploatacji złóż rud metodą komorowo-filarową opracowali model tworzenia się zapadliska na powierzchni terenu nad płytko położonym skrzyżowaniem wyrobisk różnego rodzaju (Popiołek i Pilecki 2005). Założenia modelu są następujące:

- proces propagacji pustki ku powierzchni ma charakter „kominowania” (ang. *chimney process*),
- strefa spękań ma kształt zbliżony do cylindrycznego,
- gęstość objętościowa skał jest jednakowa,
- zmiany modułu sprężystości objętościowej fragmentów skał w zawalisku w wyniku wzrastającego obciążenia opadających fragmentów skał są pomijalne.

W modelu istotnym zagadnieniem jest określenie średnicy propagującej pustki. Możliwe są dwie skrajne wielkości przedstawione na rysunku 3.12 – średnica pustki równa szerokości wyrobiska lub równa średnicy okręgu wpisanego w skrzyżowanie wyrobisk.

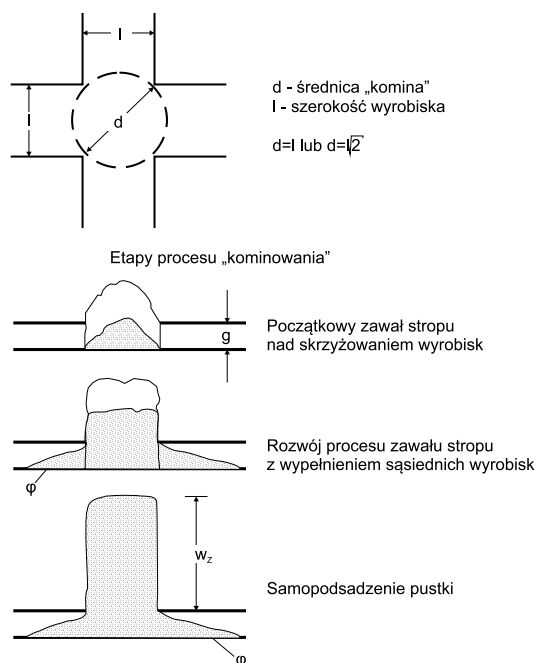
W sytuacji pokazanej na rysunku 3.12 objętość zawaliska V_c można opisać zależnością:

$$V_c = \frac{1}{4} k w_z \pi d^2 \quad (3.36)$$

gdzie:

- k – współczynnik rozluźniania skał zmienny w granicach od 1,33 do 1,5,
- w_z – wysokość sklepienia zawałowego,
- d – średnica pustki.

Objętość wolnej przestrzeni, którą może zajmować zawalisko pokazane na rysunku 3.12, jest opisana równaniem:



Rys. 3.12. Proces „kominowania” nad skrzyżowaniem wyrobisk chodnikowych (Whittaker 1985)

Fig. 3.12. Chimney process above the mining roadways crossings (Whittaker 1985)

$$V_s = 4(0,5Lg^2 \operatorname{ctg} \varphi_z) + gL^2 + \frac{1}{4}w_z\pi d^2 \quad (3.37)$$

gdzie:

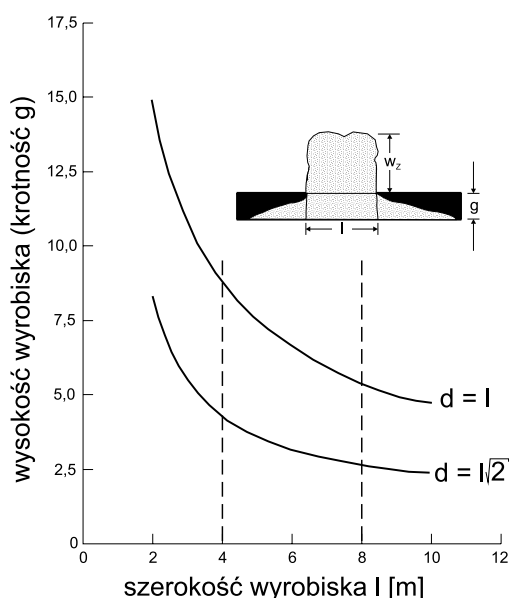
- V_s – objętość zawaliska,
- L – szerokość wyrobiska,
- g – wysokość wyrobiska,
- φ_z – kąt nachylenia zawaliska w wyrobisku.

Z równań (3.36) i (3.37) można wyznaczyć wysokość strefy zawalu w_z :

$$w_z = \frac{4(2Lg^2 \operatorname{ctg} \varphi_z + Lg^2)}{(k-1)\pi d^2} \quad (3.38)$$

Whittaker (1985) podał zależność pomiędzy wysokością strefy spękań a szerokością skrzyżowania wyrobisk dla warunków eksploatacji rud żelaza systemem komorowo-filarowym w Wielkiej Brytanii (rys. 3.13). Maksymalna wysokość strefy „kominowania” jest wyrażona poprzez wielokrotność wysokości furty eksploatacyjnej. Na przykład dla wyrobiska o szerokości 6 m strefa „kominowania” ma wysokość od 3,5 do 7-krotności

wysokości furty. Interesującym spostrzeżeniem, jakie wynika z zależności pokazanej na rysunku 3.13 jest większy wpływ na wzrost wysokości strefy „kominowania” wyrobiska o mniejszej szerokości, pomimo że prawdopodobieństwo zniszczenia stropu bezpośredniego jest mniejsze.



Rys. 3.13. Zależność wysokości strefy zawaliska od szerokości wyrobiska według Whittakera (1985)

Fig. 3.13. The dependence between height of the goaf zone and width of the excavation according to Whittaker (1985)

Autorzy modelu podkreślają znaczącą rolę warunków wodnych w rozwoju procesu „kominowania”, nieuwzględnionych w modelu. Wpływ wody powoduje, że zapadliska mogą wystąpić nad pustkami położonymi głębiej, niż 10-krotność wysokości furty eksploatacyjnej.

3.3.6. Model zapadliska na powierzchni terenu nad wyrobiskiem szybowym

W przypadku starych wyrobisk szybowych, zagrożenie zapadliskowe występuje, gdy obudowa wyrobiska szybowego lub zamknięcie jego wylotu uległy zniszczeniu, głównie na odcinku luźnego nadkładu (Popiołek i Pilecki 2005). W takich warunkach ośrodek otaczający wyrobisko szybowe może przemieścić się do jego wnętrza w dwojaki sposób – stopniowy i długotrwały lub gwałtownie. Zapadliska nad szybami zlikwidowanymi przez wypełnienie różnymi materiałami zasypowymi występują w zależności od pojawienia się pustek w tym wypełnieniu. Materiał zasypowy może ulec przemieszczeniu do wyrobisk przyszybowych. Przyczyną tego przemieszczenia może być zniszczenie tam uszczelniających lub proces sufozji w materiale zasypowym.

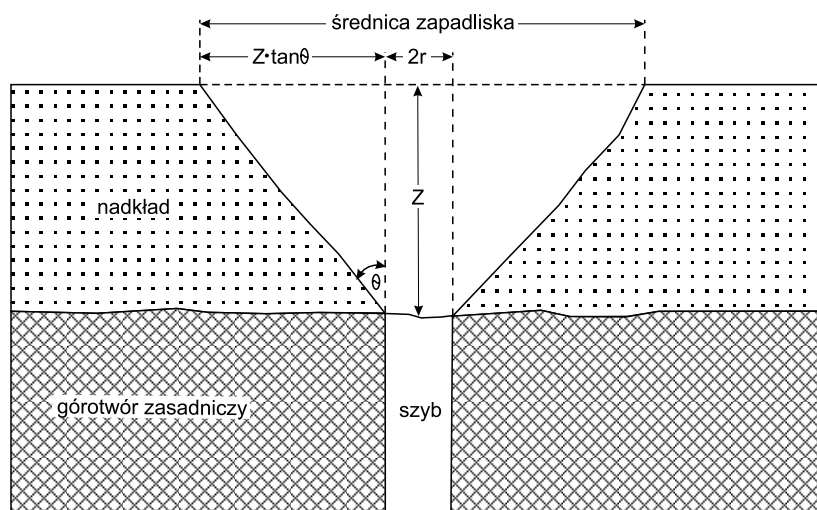
Bezpośrednią przyczyną zniszczenia obudowy szybu i otaczającego ośrodka osłabionych długotrwałym procesem korozji (wetrzenia) mogą być również różnego rodzaju obciążenia dynamiczne, związane z przejeżdżającymi ciężkimi pojazdami lub oddziaływaniem sejsmicznym.

Średnica lub podstawowe wymiary zapadliska na powierzchni terenu są w przybliżeniu równe wymiarom przekroju wylotu wyrobiska szybowego, jeżeli obudowa szybu zachowuje stateczność w części przypowierzchniowej lub ośrodek gruntowy otaczający szyb jest wystarczająco zwięzły. Jeżeli otaczający ośrodek gruntowy jest luźny, to w zależności od grubości nadkładu powyżej części obudowy przenoszącej obciążenia, średnica zapadliska może być wielokrotnie większa od średnicy szybu. Im grubsza jest warstwa luźnego nadkładu, tym większa jest średnica zapadliska. Od pewnej krytycznej grubości nadkładu obserwuje się stałą wartość średnicy zapadliska i w efekcie kształt zapadliska jest zbliżony do cylindrycznego lub dzwonu (rys. 3.14). Maksymalną średnicę zapadliska D na powierzchni terenu można wyznaczyć z zależności (Healy i Head 1984):

$$D = 2Z \tan(90^\circ - \varphi) + 2r \quad (3.39)$$

gdzie:

- Z – grubość luźnego nadkładu,
- φ – kąt tarcia wewnętrznego luźnego materiału nadkładu,
- r – promień wyrobiska szybowego.



Rys. 3.14. Wyznaczanie średnicy zapadliska w luźnym nadkładzie nad wyrobiskiem szybowym (Healy i Head 1984)

Fig. 3.14. Calculation of the sinkhole diameter occurring in loose overburden above the excavation shaft (Healy and Head 1984)

3.3.7. Modele geofizyczne procesu zapadliskowego

Szersze omówienie geofizycznych modeli procesu zapadliskowego można znaleźć w pracy Popiołka i Pileckiego (2005). Jednym z nich jest proces rozwoju pustki, wraz ze strefą spękań pod kątem możliwości rozpoznania geofizycznego przedstawiony przez Marcaka (1999) i uszczegółowiony przez Popiołka i Pileckiego (2005).

Marcak (1999), łącząc teorię „sklepienia ciśnień” i teorię procesu pęknięcia Griffitha, scharakteryzował procesy geomechaniczne dotyczące propagacji pustki. Model zbudowany jest z pustki w kształcie elipsy o wymiarach: wysokość $2c$ i szerokość $2a$ oraz otaczającej ją strefy spękań (rys. 3.15). Na podstawie teorii sprężystości naprężenia radialne na konturze pustki wynoszą (Sałustowicz 1955):

— w stropie i spągu:

$$\sigma_{\eta\eta}^s = \sigma_x^{pocz} \left(1 + 2 \frac{c}{a} \right) - \sigma_z^{pocz} \quad (3.40)$$

— w ociosach:

$$\sigma_{\eta\eta}^o = \sigma_z^{pocz} \left(1 + 2 \frac{a}{c} \right) - \sigma_x^{pocz} \quad (3.41)$$

W powyższych wzorach σ_z^{pocz} oraz σ_x^{pocz} to odpowiednio naprężenia pionowe i poziome w ośrodku skalnym. Z powyższych zależności wynika, że stosunek wysokości pustki do szerokości zależy od rozkładu naprężeń na jej granicy z ośrodkiem i w warunkach zaniku naprężeń w stropie i spągu pustki wynosi:

$$\frac{1}{2} \left(\frac{\sigma_z^{pocz}}{\sigma_x^{pocz}} - 1 \right) = \frac{c}{a} \quad (3.42)$$

Stosunek $\sigma_z^{pocz} / \sigma_x^{pocz}$ posiada dużą wartość dla pustek położonych bardzo płytko. Wynika stąd, że kształt pustki wydłuża się dla pustek znajdujących się płytko pod powierzchnią.

Decydujący wpływ na kształt naturalnie tworzących się pustek ma stan naprężenia. Ośrodek skalny ma ograniczoną wytrzymałość na rozciąganie i wokół pustki powstaje strefa spękań. Strefa ta powiększa się, aż do momentu ustalenia się nowego stanu równowagi geomechanicznej.

Należy uwzględnić wzajemne oddziaływanie pęknięć między sobą. Według teorii Griffitha długość szczeliny zwiększa się wraz z przyrostem energii układu ośrodka ze szczeliną, który wyrażony jest wzorem (Jaeger i Cook 1967):

$$dW_c = dW_{pow} - dW_{st} \quad (3.43)$$

gdzie:

- W_{pow} – energia ośrodka skalnego o długości szczeliny powiększonej o dC ,
- W_{st} – energia ośrodka skalnego z początkową długością szczeliny $2C$,
- $2C$ – początkowa długość szczeliny.

Dla $q = \partial W_c / \partial C < 0$ szczelina jest stabilna, natomiast dla $q \geq 0$ szczeliny będą się rozwijać.

Dla związku liniowo-sprężystego pomiędzy naprężeniem a odkształceniem, naprężenie krytyczne P_c , dla którego $q = 0$ wynosi:

$$P_c = \left(\frac{2ET}{\pi C} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.44)$$

gdzie:

- E – moduł Younga,
- T – sprężysta energia powierzchniowa.

Dla niesprężystych odkształceń naprężenie krytyczne osiąga wartość:

$$P_c = \left(\frac{2E(T+H)}{\pi C} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.45)$$

gdzie:

- H – niesprężysta energia powierzchniowa.

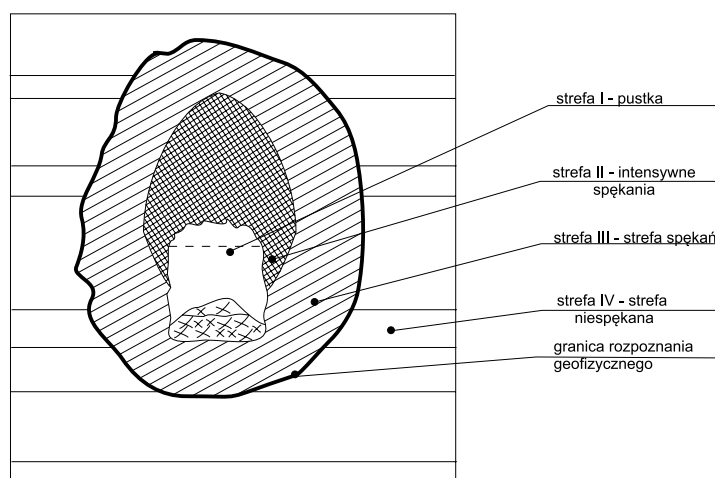
Na podstawie ostatniego wzoru można wnioskować, że rodzaj i zakres odkształceń niesprężystych może mieć istotny wpływ na wielkość i rozwój szczelin. Odkształcenia niesprężyste mogą mieć różny charakter w górotworze. Wzrost naprężeń w utworach kruchych powoduje tworzenie się całego systemu szczelin.

Inne czynniki, które wpływają na równowagę mechaniczną wokół rozpatrywanego zaburzenia i mają istotne znaczenie to oddziaływanie termodynamiczne, chemiczne itp. Uwzględnienie wzajemnego oddziaływania pęknięć między sobą w procesie ustalania stanu równowagi nie opisuje w całości tworzenia się pustki i jej wędrówki ku powierzchni terenu. Istotnym czynnikiem, który należy uwzględnić jest proces korozji naprężenia, na który składają się procesy mechaniczne i chemiczne. W szczytach mikroszczelin panuje duże naprężenie. W wyniku tego zachodzą procesy chemiczne, które zamieniają krzemionkę w słabo związły wodorotlenek krzemu. Obniża to w sposób wyraźny wytrzymałość materiału kwarcowego. Taki proces chemiczny, jak również inne procesy do niego zbliżone, występują w innych rodzajach skał z różną intensywnością, prowadząc do ich osłabienia.

W szczytach mikropęknięć ośrodek jest plastyczny, w strefie tej zachodzą procesy pełzania i zmiany ciągłości, a przy dużych wartościach naprężenia prowadzą do znaczących zmian odkształcenia. Czynnikiem odgrywającym ważną rolę w zachowaniu stateczności spękanych skał w stropie nad pustką jest proces sufozji.

Na podstawie omówionych procesów można przedstawić model pustki z otaczającą ją strefą spękań w układzie czterech stref (Marczak 1999; Pilecki i Popiołek 2005) (rys. 3.15):

- strefa pierwsza (I) – pustka z zawaliskiem, często wypełniona wodą,
- strefa druga (II) – intensywnych spękań w stropie i ociosach pustki, o gęstości spękań malejących wraz ze wzrostem odległości od granicy pustki,
- strefa trzecia (III) – mniej intensywnych spękań otaczających pustkę również w spągu, do granicy z ośrodkiem nie objętym wpływami pustki,
- strefa czwarta (IV) – ośrodka nienaruszonego wpływami propagującej pustki.



Rys. 3.15. Geofizyczny model rozwoju pustki (na podstawie Marcaka 1999)

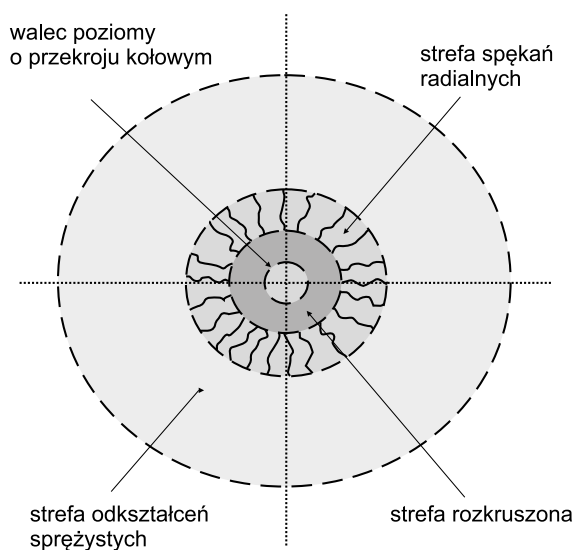
Fig. 3.15. Void geophysical development model according to Marczak (1999)

Obraz geofizyczny takiego modelu składa się z dwóch podstawowych elementów:

- centralnego – jest to pustka wraz z zawaliskiem. Obraz ten charakteryzuje się dużym kontrastem właściwości fizycznych, porównując pustkę do otaczającego ją ośrodka. Przy zachowaniu wymiarów pustki, ze wzrostem głębokości, rozpoznanie daje coraz mniej wyróżnialne anomalie w obrazie rozkładu parametrów geofizycznych;
- zewnętrznego – obejmuje strefę spękań od granicy pustki do granicy z ośrodkiem nienaruszonym wpływem pustki. Rozmiarami jest większy od centralnego. Jego właściwości zależą od intensywności spękań. W jego obszarze następuje obniżenie prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych, wzrost anizotropii tych prędkości w zależności od orientacji spękań, wzrost tłumienia fal sejsmicznych, obniżenie gęstości objętościowej ośrodka oraz zmiana stałej dielektrycznej. Obszar ten wzmacnia anomalny efekt pochodzący od pustki.

Inny model, rozważany pod kątem zmian gęstości objętościowej ośrodka otaczającego pustkę jako źródła anomalii geofizycznej przedstawił Fajkiewicz (2001). Na bazie rozwiązania Ladanyi'ego (1967) zakłada, że w warunkach quasi-statycznego rozszerzania się spękań wokół pustki, na podstawie modelu sprężysto-krucho-plastycznego jest spełnione prawo Ho-

oke'a dla ośrodka przed jego zniszczeniem (rys. 3.16). Proces niszczenia ośrodka przebiega zgodnie z kryterium Griffitha, a po zniszczeniu przechodzi w kryterium Mohra–Coulomba. Według takich założeń, proces niszczenia górotworu wokół pustki zależy również od zmian jego gęstości objętościowej. Podkreśla się, że z procesem zmian gęstości objętościowej ośrodka skalnego związane jest odkształcenie niesprężyste. Możliwe jest również wystąpienie strefy przejściowej między strefą rozkruszoną a strefą odkształcenia sprężystego (rys. 3.16).



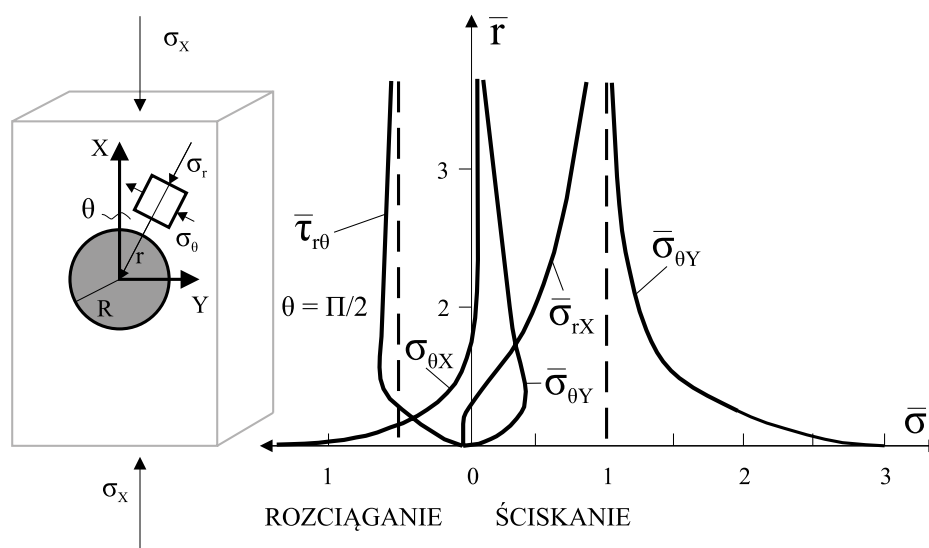
Rys. 3.16. Proces niszczenia ośrodka skalnego wokół pustki w kształcie walca poziomego dla modelu ośrodka sprężysto-krucho-plastycznego (Ladanyi 1967)

Fig. 3.16. The rock mass destruction process around void with the horizontal roll shape in the elastic-brittle-plastic rock mass model (Ladanyi 1967)

Fajkiewicz i Ostrowski (2012) przedstawiają również model pustki pod kątem charakterystyki naprężeniowej ośrodka otaczającego pustkę na bazie rozwiązania Rummela (1971). Rysunek 3.17 pokazuje pustkę sferyczną poddaną naprężeniu G . Autor zauważa, że składowa σ_{0X} oddziałująca na ośrodek skalny w stropie pustki powoduje jego rozciąganie, osiągające wartość jednej jednostki umownej, natomiast naprężenie ściskające σ_{0Y} na ociosach pustki osiąga wartość trzech jednostek.

Na powierzchni ociosu pustki występuje również naprężenie ścinające τ_{θ} powodujące pękanie ośrodka skalnego oraz wzmacnianie działania naprężenia ściskającego występujące na ociosie pustki pomimo, że osiąga niewielkie wartości rzędu 0,5 jednostki umownej.

Proces powiększania się strefy spękań w kierunku powierzchni terenu związany jest z pustkami występującymi płytko pod powierzchnią terenu. Obserwacja ta została wykorzystana do zastosowania metody mikrograwimetrycznej. Metoda ta pozwala przewidywać ruch pustek w stronę powierzchni terenu. Następuje wzmocnienie pola siły ciężkości generowanego przez wędrującą pustkę ku powierzchni terenu. Teoretycznie



$\bar{r}$ - znormalizowana odległość radialna $\bar{\tau}$ - znormalizowane napężenie ścinające
 $\bar{\sigma}$ - znormalizowana odległość radialna r, θ - współrzędne biegunowe

Rys. 3.17. Stan napężenia wokół pustki sferycznej wg Rummella (Fajklewicz i Ostrowski 2012)

Fig. 3.17. Stress state around the spherical void according to Rummel (Fajklewicz and Ostrowski 2012)

wzmocnienie to wynosi od 30% do 50% wartości anomalii siły ciężkości gradientu pionowego, którą to pustka wywołuje, natomiast w praktyce wynosi ono od 40 do 2300% (Fajklewicz 1986).

W przypadku pustek leżących płytko pod powierzchnią terenu (10–50 m) przyjmuje się, że $\sigma_v > \sigma_h$. W takich warunkach powstaje rozluźnianie ośrodka skalnego w stropie chodnika i zaciskanie w ociosach. Przypuszcza się, że strefa rozluźniania przemieszcza się ku powierzchni terenu w czasie, który jest zwykle bardzo długi. W związku z tym, wyznaczenie głębokości pustki metodą mikrograwimetryczną jest możliwe tylko i wyłącznie na podstawie przedłużenia analitycznego mierzonych wartości sił ciężkości w dół i poszukiwaniu punktu osobliwego Δg anomalii siły ciężkości i drugiej pochodnej pionowej potencjału siły ciężkości. Punkt osobliwy jest środkiem ciężkości pustki lub też związany jest z górną powierzchnią wąskiej strefy rozluźniania skał nad pustką, w procesie jej wędrówki ku powierzchni terenu (Fajklewicz 2001).

Znany jest również model geofizyczny występowania zapadlisk powiązany z metodą elektrooporową zaproponowany przez Sachsa i in. (1981). W modelu tym określono niezbędne warunki do powstania zapadliska na podstawie stosunku oporów elektrycznych: pozornego (pomierzony) ośrodka skalnego nad pustką do oporu odniesienia.

Spośród przedstawionych modeli powstawania i propagacji zapadlisk przyjęto w pracy sposób postępowania zgodny z modelami Janusza i Jarosza (1976) oraz Chudka i Olszowskiego (Chudek i in. 1980). Jedną z głównych przyczyn wyboru powyższych modeli

była znaczna ich weryfikacja potwierdzająca założenia opisane w rozdziałach 3.3.1 i 3.3.2. Model Chudka i Olszowskiego jest rozwinięciem modelu Janusza i Jarosza i powstał na podstawie analizy ok. 1800 deformacji nieciągłych z terenu Górnego Śląska, z obszarów górniczych kopalń węgla kamiennego i rud metali (Chudek, Janusz, Zych 1988). Natomiast podstawowy model Janusza i Jarosza (1976) został opracowany na podstawie wyników obserwacji i analiz ok. 120 zapadlisk powstałych na terenie Olkusko-Bolesławskiego Zagłębia Rud Cynku i Ołowiu.

3.4. Typy deformacji nieciągłych na terenie górniczym

W literaturze znanych jest wiele klasyfikacji deformacji nieciągłych związanych z procesami zapadliskowymi np. Chudka (2002) lub Popiołka i Pileckiego (2005). W rozdziale jako przykład podano klasyfikację Pileckiego (2014) opracowaną na podstawie dotychczasowych, wieloletnich doświadczeń związanych z badaniami zagrożenia deformacjami nieciągłymi na terenach płytkiej, historycznej eksploatacji rud metali w niecce bytomskiej, a tematycznie dotyczącej prac badawczych wykonanych w ramach tej pracy.

W warunkach niecki bytomskiej największe zagrożenie wystąpieniem deformacji nieciągłych stwarzają bardzo liczne szyby i szybiki. Zagrożenie powierzchni terenu jest większe dla szybów wydrążonych w skałach mocnych, natomiast najmniejsze dla szybów wykonanych na całej swej długości w utworach luźnych i słabo związanych. Te ostatnie prawdopodobnie uległy samopodsadzeniu na odcinkach niezlikwidowanych i z dużym prawdopodobieństwem należy przyjąć, że nie powinny stwarzać zagrożenia powierzchni terenu.

Zagrożenie zapadliskowe ze strony wyrobisk chodnikowych jest w dużym stopniu efektem ich niepełnej likwidacji w wyniku zastosowania wzmocnienia obudowy, co często wynikało z potrzeby profilaktyki przed wpływami eksploatacji głębiej położonych pokładów węgla. W słabo udokumentowanej części wyrobisk porudnych dokonano zabezpieczenia wytypowanych wyrobisk chodnikowych, głównie w filarach ochronnych w celu niedopuszczenia do powstania zapadlisk.

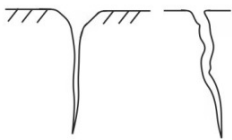
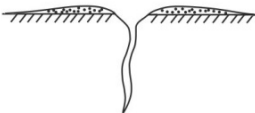
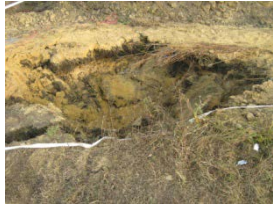
Najczęściej spotykanymi deformacjami nieciągłymi są formy nieckowe tzw. zapadliska, leje, szczeliny oraz progi (tab. 3.2). Przedstawiona w tabeli 3.2 granica wielkości między lejem a zapadliskiem stożkowym (maksymalna średnica 1,0 m) jest umowna, lecz ma istotne znaczenie praktyczne dla oddzielenia tych dwóch typów zjawisk. Należy również podkreślić, że wszystkie formy deformacji nieciągłych o charakterze powierzchniowym, ze względu na mechanizm powstania nazywane są zapadliskami.

Tabela 3.2

Typy deformacji nieciągłych występujących na terenie niecki bytomskiej (Pilecki 2014)

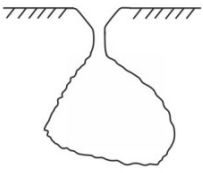
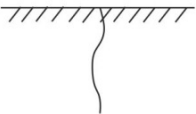
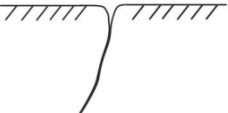
Table 3.2

Types of discontinuous deformation present on the terrain of Bytom basin (Pilecki 2014)

Rodzaj deformacji	Opis	Szkic	Fotografia
1	2	3	4
Deformacje nieciągłe powierzchniowe (DP)			
Lej (DPI)	forma zagłębienia w kształcie zbliżonym do okrągłego lub eliptycznego na powierzchni terenu, o niewielkiej maksymalnej średnicy do 1,0 i widocznym otworem chłonnym o średnicy do 50 cm		
Lej kurzawkowy (DPIk)	otwór chłonny na powierzchni terenu o niewielkiej średnicy do kilkudziesięciu centymetrów z widocznym wokół otworu materiałem kurzawkowym wyrzuconym pod ciśnieniem		
Zapadlisko stożkowe (DPzs)	forma zagłębienia terenu w kształcie zbliżonym do okrągłego lub eliptycznego i w przekroju pionowym zbliżonym do stożka, o głębokości zazwyczaj porównywalnej z maksymalną średnicą większą od 1,0 m		
Zapadlisko nieckowate (DPzn)	forma związana z zapadnięciem się powierzchni terenu w kształcie zbliżonym do okrągłego lub eliptycznego, o głębokości znacząco mniejszej od maksymalnej średnicy		
Zapadlisko pionowe (DPzp)	forma związana z zapadnięciem się powierzchni terenu w kształcie zbliżonym do okrągłego lub prostokątnego, ze ściankami zapadającymi pionowo. Występuje na ogół w miejscu szybów i szybików		

tab. 3.2 cd.

tab. 3.2 cont.

1	2	3	4
Zapadlisko w kształcie dzwonu (DPzd)	forma związana z zapadnięciem się powierzchni terenu z otworem chłonnym rozszerzającym się z głębokością. W kolejnym etapie rozwoju zapadliska, należy się liczyć z jego poszerzeniem na powierzchni terenu		
Zapadlisko nieregularne (DPzu)	forma związana z zapadnięciem się powierzchni terenu o nieregularnym kształcie		
Deformacje nieciągłe liniowe (DL)			
Pęknięcie (DLp)	formy związane z przerwaniem ciągłości powierzchni terenu o rozstępie mniejszym niż 1 cm, przy czym nie występuje przemieszczenie pionowe		
Szczelina (DLs)	formy związane z przerwaniem ciągłości powierzchni terenu o rozstępie większym niż 1 cm, przy czym nie występuje przemieszczenie pionowe		
Progi (DLu)	formy związane z przerwaniem ciągłości powierzchni terenu, na ogół z rozstępem i wyraźnie widocznym przemieszczeniem pionowym ścianek szczeliny		
Rów (DLr)	forma związana z zapadnięciem się powierzchni terenu o znacząco większej długości do szerokości		

4. Modelowanie numeryczne procesu zapadliskowego

4.1. Wprowadzenie

Rozdział 4 został opracowany na podstawie publikacji Krawca i Pileckiego (2012). Symulacje numeryczne strefy zniszczenia w stropie pustki prowadzącej do deformacji nieciągłych na powierzchni terenu zostały zapoczątkowane w latach siedemdziesiątych XX wieku (Sainsbury i in. 2011) i są stale doskonalone wraz z rozwojem metodologii obliczeń numerycznych. W ogólnym ujęciu rozwój tego rodzaju symulacji numerycznych dokonuje się z wykorzystaniem dwóch grup modeli: ośrodka ciągłego oraz ośrodka nieciągłego. Oba rodzaje modeli są w zasadzie stosowane w zależności od stopnia skomplikowania geometrii modelu oraz potrzeby wyróżnienia nieciągłości. Zastosowanie znajdują również metody hybrydowe, w których w rozbudowanym modelu ośrodka ciągłego, lokalnie wykorzystuje się model ośrodka nieciągłego.

Podstawową zaletą użycia ośrodków dyskretnych jest możliwość opisu zachowania się wyodrębnionych elementów reprezentujących bloki skalne. W ten sposób można analizować złożone przemieszczenia i naprężenia w ośrodku sfragmentaryzowanym, symulując rzeczywiste zachowanie się spękanego górotworu. Podstawowe trudności wynikają głównie z właściwego doboru parametrów nieciągłości między blokami skalnymi, jak również opisie geometrycznym siatki spękań, zwłaszcza w ujęciu 3D. Realizacja symulacji numerycznych z wykorzystaniem ośrodków ciągłych ma tę podstawową zaletę, że można analizować bardziej złożone sytuacje geomechaniczne. Właściwości spękanego ośrodka można symulować wprowadzając tzw. ekwiwalentne parametry ośrodka, charakteryzujące zachowanie ośrodka spękanego i osłabionego. Podstawową niedogodnością jest potrzeba użycia sztucznych operacji w modelu do opisu rzeczywistego zachowania się górotworu np. usunięcie materiału, stopniowe osłabienie np. przez redukcję gęstości objętościowej, modułów czy parametrów wytrzymałościowych itp.

W przypadku symulacji zachowania się modeli ośrodków ciągłych zastosowanie znajdują modele dwu- i trójwymiarowe realizowane przez programy np. FLAC 2D i FLAC 3D, Cosmos, Abaqus, ZSoil, Plaxis i inne. Natomiast zachowanie ośrodków dyskretnych można analizować w programach np. dwu- i trójwymiarowych UDEC, PFC oraz innych.

W tym rozdziale przedstawiono szerzej sposób symulacji numerycznej rozwoju strefy zniszczenia w części stropowej pustki w układzie dwuwymiarowego ośrodka ciągłego za

pomocą programu FLAC 2D v. 7.0. Skupiono się głównie na przedstawieniu metodologii symulacji numerycznej i jej fizycznej interpretacji.

Pojęcie „strefy zniszczenia” autor pracy konsekwentnie używa w odniesieniu do „sklepienia ciśnień” podanego przez Sałustowicza (1955) nazywanego również sklepieniem naprężenia. Opis rozwiązania poprzedzono szerokim studium rozwoju metodologii symulowania strefy zniszczenia w stropie pustki (wytrobiska górniczego) opracowanego w dużej części na podstawie pracy Sainsbury’ego i in. (2011).

4.2. Symulacje numeryczne procesu zapadliskowego w stropie pustki w świetle dotychczasowych badań

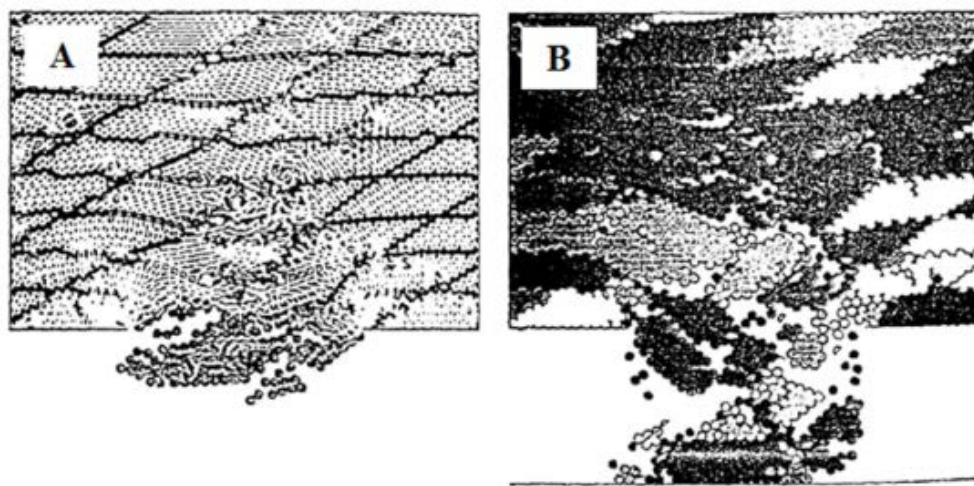
Wyniki numerycznej symulacji procesu zapadliskowego głównie zależą od takich czynników jak: metodologia symulacji rozwoju zniszczenia, geometria modelu, parametry ośrodka, konstrukcja modelu obliczeniowego, a w tym siatki obliczeniowej. Problemem symulacji strefy zniszczenia zaczęto się interesować wkrótce po wprowadzeniu obliczeń numerycznych metodą elementów skończonych (Sainsbury i in. 2011). Modelowano wówczas zachowanie się stropu w systemie eksploatacji blokowej. Pierwsze tego rodzaju dwuwymiarowe obliczenia numeryczne wykonali Palma i Agarwal (1973) dla modelu sprężystego zachowania się górotworu w kopalni rudy miedzi El Teniente w Chile. Wskazali oni na potrzebę identyfikacji systemu spękań skał w warunkach *in situ* i wpływu kierunku naprężenia głównego na planowanie korzystniejszej eksploatacji w rejonach mocniejszych i bardziej zwięzłych skał. Spękany górotwór symulowali zakładając w modelu brak wytrzymałości na rozciąganie. Oznaczało to, że rozwój zniszczenia w górotworze zachodził w warunkach wystąpienia naprężeń rozciągających w oczku siatki (Sainsbury i in. 2011). Analizy pokazały istotne znaczenie wysokości pustki i orientacji jej osi w odniesieniu do kierunku i wielkości naprężenia głównego.

Bardziej rozwiniętą metodologię zaproponowali Barla i in. (1980) symulując zniszczenie w warunkach rozciągania lub ściskania w wyniku osłabienia wybranych parametrów ośrodka. Założyli oni, że zniszczenie w stropie pustki może zachodzić nie tylko w wyniku naprężeń rozciągających, czyli w warunkach dominującego oddziaływania siły ciężkości, lecz również w wyniku naprężeń ściskających w warunkach płynięcia spowodowanego ściskaniem. Takie założenie jest możliwe dla słabszych ośrodków skalnych, niewykazujących zachowania kruchego na niewielkich głębokościach, lub ośrodków mocniejszych na dużych głębokościach. Modelowanie przeprowadzono dla warunków geologiczno-górnich kopalni rudy żelaza Grace w Pensylwanii. Proces symulacji osłabienia ośrodka był poprzedzony obserwacją rozwoju zniszczenia. Jeżeli doszło do zniszczenia materiału skalnego na skutek naprężeń rozciągających lub ściskających, obniżano wartość wytrzymałości, gęstości objętościowej i sztywności ośrodka skalnego do wartości rezydualnych.

Z kolei Rech i Lorig (1992) redukowali w modelu obliczeniowym naprężenia do zera, a wartości parametrów ośrodka skalnego zmniejszali do wartości odpowiadających parame-

trum skał rozluźnianych. Zasięg strefy zniszczenia był korelowany z postępowaniem eksploatacji. Autorzy przeprowadzili dwuwymiarową analizę numeryczną modelu ośrodka ciągłego wykorzystując program FLAC dla warunków kopalni molibdenu Henderson w Kolorado.

Dla określenia wpływu spękań ośrodka na rozwój strefy zniszczenia Lorig i in. (1995) zaproponowali algorytm symulacyjny modelu ośrodka nieciągłego z wykorzystaniem metody elementów odrębnych w programie PFC. Uzyskane wyniki były bardzo zbliżone do wyników w modelu ośrodka ciągłego (rys. 4.1).

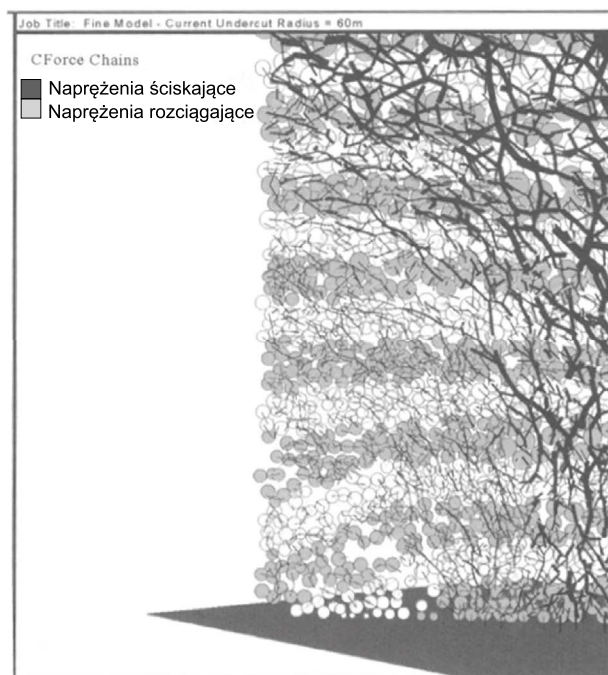


Rys. 4.1. Rozwój procesu zapadliskowego symulowany w programie PFC w początkowym A) oraz w zaawansowanym etapie rozwoju zniszczenia B) (Lorig i in. 1995)

Fig. 4.1. Development of sinkhole forming process. Simulation delivered in PFC software at initial (A) and advance (B) stages of destruction (Lorig et al. 1995)

Podobne i interesujące wyniki uzyskane metodą elementów odrębnych z uwzględnieniem wielkości i kształtu pola naprężenia rozciągającego i ściskającego przedstawił Brown (2003) (rys. 4.2). Modele opracowane metodą elementów odrębnych były silnie rozwijane, lecz ich zastosowanie jest do tej pory ograniczone ze względu na trudności w określeniu parametrów nieciągłości między blokami skalnymi.

Inne podejście zaproponowali Flores i Karzulovic (2002) zakładając, że proces niszczenia górotworu w stropie obejmuje jedynie szerokość 10% otwarcia stropu. W wyniku wprowadzenia parametrów charakterystycznych dla górotworu zniszczonego i redystrybucji naprężenia określali tzw. współczynnik propagacji pustki CPF (ang. *Cave Propagation Factor*), jako stosunek aktualnego średniego naprężenia dewiatorowego do maksymalnego naprężenia dewiatorowego utrzymującego stateczność górotworu wokół pustki. Wartość współczynnika CPF wskazywała w jakim stopniu rozwój strefy zniszczenia w stropie ma wpływ na utrzymanie stateczności wyrobiska. Autorzy posłużyli się obliczeniami metodą elementów skończonych w ośrodku ciągłym wykorzystując program Phase2. Symulacje nu-



Rys. 4.2. Rozwój strefy zniszczenia w stropie pustki (Brown 2003)

Fig. 4.2. Development of the damage zone in a ceiling of void (Brown 2003)

meryczną wykonano w warunkach geologiczno-górnich kopalni miedzi i złota Northparkes Lift I w Australii.

Natomiast Pierce i Lorig (1998) przyjęli założenie o równomiernym zmniejszaniu naprężenia przeciwdziałającego przemieszczeniu stropu pustki (symulacja działania obudowy) i oceniali rozwój zasięgu strefy zniszczeń, jednocześnie modyfikując parametry ośrodka. Zasięg strefy zniszczenia oceniali na podstawie zmian gęstości objętościowej ośrodka, naprężenia i modułów odkształcenia.

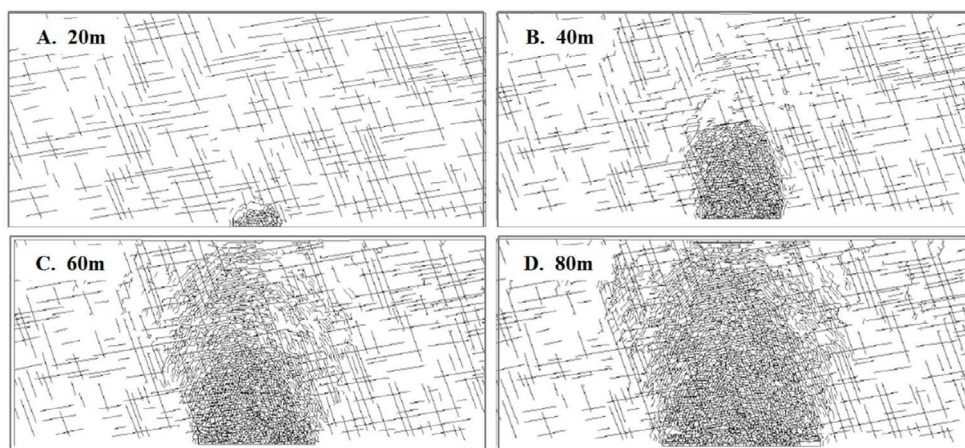
Podobne rozwiązanie zastosował Pilecki (2002) do oceny rozwoju strefy zniszczeń w utworach fliszu karpackiego dla tunelu komunikacyjnego Laliki posługując się programem FLAC 2D. Wytworzona pustka wypełniona została fikcyjnym, bardzo sztywnym materiałem podszkawkowym, w celu ograniczenia odprężenia otaczającego ośrodka. W wyniku zmniejszania modułu Younga materiału podszkawkowego analizowano możliwe warianty rozwoju strefy zniszczenia wokół pustki. Po każdorazowej stabilizacji sił w modelu w strefie zniszczenia osłabiano parametry ośrodka i zmniejszano gęstość objętościową maksymalnie do 25%. Zakładano brak wytrzymałości na rozciąganie, a moduł deformacji zmniejszano do wartości minimalnej. W ten sposób analizowano rozwój zniszczeń nie tylko w stropie, ale również w ociosach i w szczególności w narożnikach przekroju tunelu.

Cała i in. (2004) zastosowali metodę redukcji wytrzymałości na ścinanie w ocenie rozwoju zniszczenia w górotworze związanych z wykonaniem wyrobiska w pokładzie węgla

na niewielkich głębokościach. Metoda ta polegała na stopniowym zmniejszaniu wartości spójności i kąta tarcia wewnętrznego ośrodka. Ocenę zniszczenia analizowali na podstawie współczynnika stateczności zdefiniowanego jako stosunek rzeczywistych wartości parametrów wytrzymałościowych do wartości tych parametrów, dla których układ wyrobiska z otaczającym górotworem tracił stateczność. Metoda pozwoliła na opracowanie nomogramu zagrożenia wystąpieniem deformacji nieciągłych na powierzchni terenu w zależności od głębokości położenia pustki o określonym współczynniku stateczności.

Pierce i in. (2006) modelowali przy założeniu małych wartości prędkości pionowej na węzłach siatki obliczeniowej w stropie wyrobiska. W wyniku zmian gęstości objętościowej i modułu deformacji ośrodka określali zasięg strefy zniszczenia. Rozwiązanie to potwierdziło się w warunkach kopalni Northparkes Lift 2.

Vyazmensky i in. (2007) wprowadzili do modelu ośrodka ciągłego system spękań głównych. W wyniku stopniowego rozwoju rozciągania w zależności od kierunku i wielkości naprężenia głównego w modelu tworzyły się nieciągłości o różnej gęstości (rys. 4.3). Do symulacji zastosowali program ELFEN wykorzystującego metodologię hybrydową łączącą metodę elementów odrębnych i metodę elementów skończonych.



Rys. 4.3. Symulacja rozwoju zniszczenia w stropie pustki metodą hybrydową. Opisy od A do D oznaczają rosnącą chronologicznie wysokość strefy zniszczenia (Vyazmensky i in. 2007)

Fig. 4.3. Simulation of the damage development in a void ceiling delivered by hybrid method. Descriptions from A to D are showing the vertical and chronological increase of the damage zone (Vyazmensky et al. 2007)

Sainsbury i in. (2008) zastosowali model sprężysto-plastyczny z osłabieniem (FLAC 2011) wraz z wprowadzeniem systemów spękań za pomocą metody UJRM (ang. *Ubiquitous Joint Rock Mass*) umożliwiającą lokalne zastosowanie metody elementów odrębnych. Redukcję spójności i wytrzymałości na rozciąganie wprowadzali na podstawie wyników trójosiowych testów. Zmiany gęstości objętościowej nie mogły przekraczać maksymalnej wartości zależnej od porowatości skały w postaci:

$$\rho_v = \frac{\rho_{vp}}{1 + \frac{\eta}{1 - \eta}} \quad (4.1)$$

gdzie:

- ρ_v – gęstość objętościowa,
- ρ_{vp} – początkowa gęstość objętościowa,
- η – porowatość.

Zastosowali oni również metodę redukcji modułu deformacji wykorzystując nieliniową zależność Hoeka i Diederichsa (2006) dla znanego GSI (RMR lub Q) w postaci:

$$E_{rm}(MPa) = 100,00 \left(\frac{1 - D / 2}{1 + e^{((75 + 25D - GSI)/11)}} \right) \quad (4.2)$$

gdzie:

- E_{rm} – moduł deformacji górotworu,
- D – współczynnik naruszenia górotworu (Hoek i Diederichs 2006),
- GSI – wskaźnik jakości górotworu,

lub, jeżeli dodatkowo znany jest moduł materiału skalnego:

$$E_{rm} = E_i \left(0,02 + \frac{1 - D / 2}{1 + e^{((60 + 15D - GSI)/11)}} \right) \quad (4.3)$$

gdzie:

- E_i – moduł Younga materiału skalnego.

Helm i in. (2013) opisali ośrodek warstwowy modelem sprężysto-plastycznym z kryterium Mohra-Coulomba z osłabieniem. Zgodnie ze stosowaną zasadą w projektowaniu wyrobisk (Hutchinson i Diederichs 1996; Diederichs i Kaiser 1999; Swart i Handley 2005) zniszczenie w stropie wystąpiło dla krytycznej wartości odkształcenia pionowego odpowiadającego przemieszczeniu pionowemu o wartości 10% grubości warstwy w bezpośrednim stropie, mierzonego w osi stropu. Na przykład dla warstwy piaskowca o grubości 3 m występującego w bezpośrednim stropie, krytyczne przemieszczenie pionowe wynosiło 30 cm. W obliczeniach numerycznych stateczności płytkich wyrobisk po eksploatacji pokładu węgla w Anglii kryterium zniszczenia zostało zmienione w celu uzyskania większego prawdopodobieństwa zawału skał stropowych. W warunkach przeprowadzonych obliczeń wartość krytycznego odkształcenia pionowego zwiększono dziesięciokrotnie.

Szafulera (2011) w opisie numerycznym stateczności płytko położonej pustki zastosowała kryterium Kwaśniewskiego (Kwaśniewski i Takahashi 2010) zgodnie z którym odpowiadające granicy wytrzymałości, oktaedryczne odkształcenie postaciowe jest liniowo rosnącą funkcją największego odkształcenia głównego. Autorka wykonała obliczenia numeryczne

w warunkach płytkiej eksploatacji złoża rud metali w niecce bytomskiej. Odształcenia główne i oktaedryczne odształcenia postaciowe górotworu wyznaczyła opierając się na modelu sprężysto-plastycznym ośrodka ciągłego. Obliczone wartości tensora odształcenia dla każdego punktu siatki obliczeniowej pozwoliły określić wartości odształceń głównych i wartości oktaedrycznych odształceń postaciowych γ_{oct} w stropie pustki. W celu oceny stateczności pustki wyznaczono wyężenie w górotworu według wzoru:

$$w = \frac{\gamma_{oct}}{F_{\gamma_{oct}}} \quad (4.4)$$

gdzie:

$F_{\gamma_{oct}}$ – oktaedryczne odształcenie postaciowe w stanie granicznym.

Wyniki obliczeń wskazywały, że analizowane pustki nie utraciły stateczności, lecz autorka podkreśliła, że przyczyną wystąpienia deformacji nieciągłych na tym terenie były dodatkowe czynniki, w tym głęboka eksploatacja pokładów węgla.

4.3. Numeryczny model procesu zapadliskowego w warunkach geologiczno-górnictwych w niecce bytomskiej na terenie historycznej, płytkiej eksploatacji złoża rud metali

Opis numerycznego modelu procesu zapadliskowego przedstawiony w tym rozdziale opracowano na podstawie pracy Krawca i Pileckiego (2012).

W symulacji procesu zapadliskowego przyjęto, że rozwój zniszczenia w stropie pustki zachodzi wewnątrz strefy naprężenia rozciągającego w polu naprężenia pionowego dużo większego od naprężenia poziomego. Przyjęcie założenia dotyczącego dominującego pola naprężenia pionowego jest związane z silną fragmentaryzacją górotworu w wyniku płytkiej eksploatacji złoża rud metali i głębokiej eksploatacji pokładów węgla, na niewielkich głębokościach do kilkudziesięciu metrów.

Ośrodek skalny, w którym zachodzi proces zapadliskowy, jest opisany modelem sprężysto-plastycznym z kryterium wytrzymałościowym Hoeka-Browna. Parametry ośrodka są wyznaczone metodą Hoeka (Hoek i in. 1995).

W proponowanym sposobie symulacji, w odróżnieniu od rozwiązania Palmy i Agarwala (1973), elementy siatki obliczeniowej znajdujące się wewnątrz strefy rozciągania są usuwane, symulując zawał stropu. Należy przyjąć, że rozluzowane bloki skalne przemieszczają się do zawaliska i w związku z tym wymagana jest kontrola samopodsadzenia wędrującej pustki. W dłuższym okresie czasu osłabienie ośrodka w strefie „sklepienia ciśnień” może zachodzić w wyniku rozwoju procesu reologicznego przyspieszanego najczęściej procesem wietrzenia z udziałem wody. W warunkach słabych parametrów górotworu, usunięcie oczek siatki może obejmować całą strefę „sklepienia ciśnień” z naprężeniem rozciągającym i niewielkimi ściskającym.

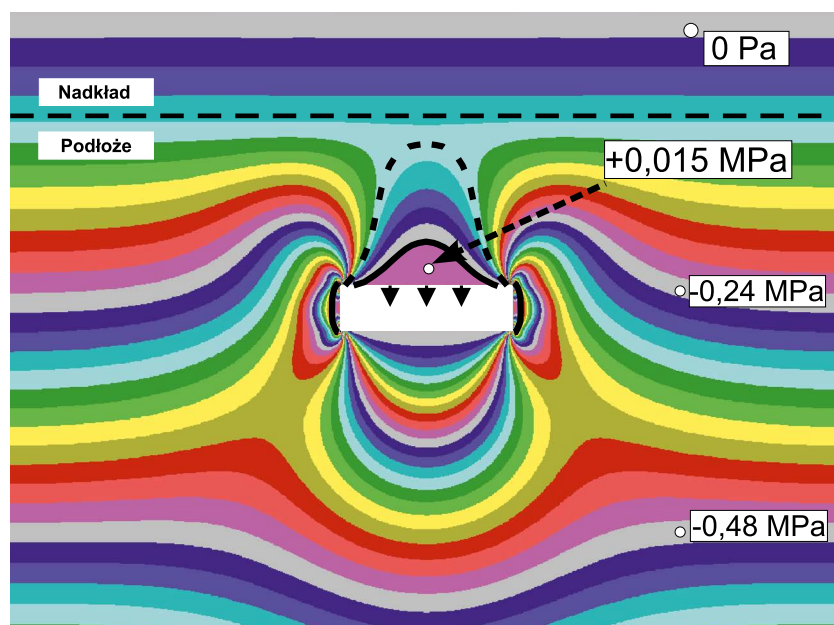
Kształt strefy zniszczenia, zależy nie tylko od geometrii pustki, lecz również parametrów górotworu – gęstości objętościowej, wytrzymałości na rozciąganie i modułów odkształcenia. Im mniej korzystne parametry, tym strefa jest szersza i bardziej wydłużona w kierunku powierzchni terenu. Przyjęto założenie, że miarą maksymalnego zasięgu strefy zniszczenia, w tym jej wysokości, jest kształt pola naprężenia pionowego określony przy przyjęciu braku wytrzymałości na rozciąganie ośrodka.

Zakładając, że decydujący wpływ na rozwój zniszczenia w stropie pustki mają naprężenia rozciągające wynikające z działania siły grawitacji, symulację przeprowadzono na podstawie analizy pola naprężenia pionowego.

Podstawowe etapy rozwoju procesu zapadliskowego można scharakteryzować następująco:

Etap I — redystrybucja naprężenia pierwotnego i rozwój strefy zniszczenia w stropie pustki

W wyniku wykonania pustki w górotworze dochodzi do redystrybucji naprężenia pierwotnego (rys. 4.4). W stropie pustki powstaje charakterystyczna strefa zniszczenia w kształcie kopuły (sklepienia ciśnień), która w zależności od geometrii pustki i sztywności skały przyjmuje różny kształt i wysokość. Wewnątrz strefy zachodzi zmiana właściwości ośrodka. Maleją wartości gęstości objętościowej, wytrzymałości na rozciąganie oraz modułu



Rys. 4.4. Redystrybucja naprężenia pierwotnego i rozwój strefy zniszczenia w stropie pustki (Krawiec i Pilecki 2012)

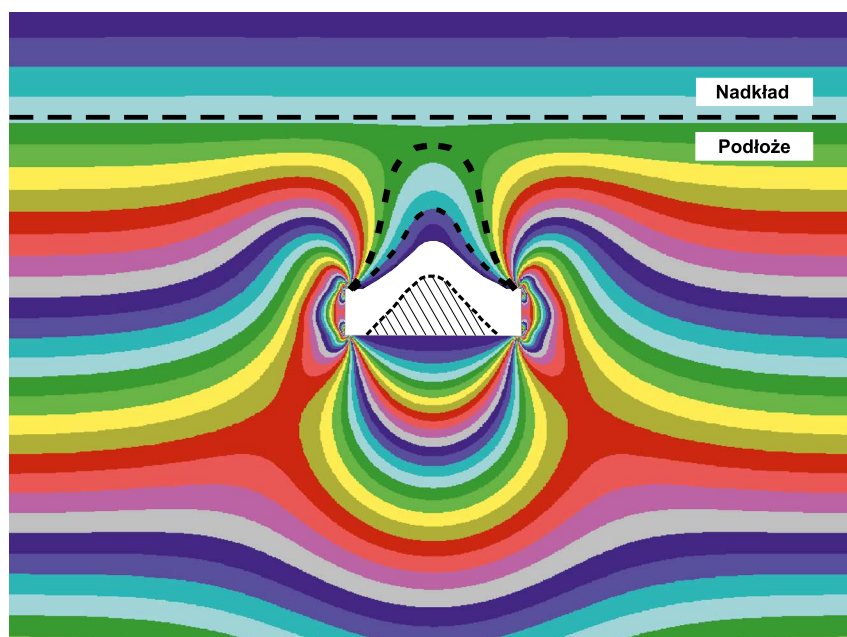
Fig. 4.4. Redistribution of the primary stress and development of the damage zone in a void (Krawiec and Pilecki 2012)

odkształcenia. W bezpośrednim stropie pojawia się naprężenie rozciągające. Kształt strefy zniszczenia odzwierciedla pole naprężenia pionowego dla ośrodka pozbawionego wytrzymałości na rozciąganie (rys. 4.4). W rzeczywistości stateczność ośrodka w stropie utrzymują siły tarcia między powierzchniami spękań oddzielającymi bloki skalne. W wyniku działania procesu wietrzenia z udziałem wody, oddziaływań dynamicznych, lub wpływami głębszej eksploatacji górniczej, siły tarcia mogą zostać osłabione.

Wokół narożników pustki występuje duża koncentracja naprężenia, która ma wpływ na kształt strefy zniszczenia. W ośrodku warstwowanym ta koncentracja ma wpływ na tworzenie się tzw. wsporników „sklepienia ciśnień”.

Etap II — zawał stropu pustki obejmującego strefę naprężenia rozciągającego oraz wytworzenie pustki wtórnej

W bezpośrednim stropie pustki w wyniku pojawienia się naprężenia rozciągającego tworzy się strefa rozluzowanych bloków skalnych wzdłuż istniejących spękań związanych z kłiżem lub innymi nieciągłościami. Jeżeli siła grawitacji będzie większa od siły tarcia między blokami, osłabionej np. procesem wietrzenia, wysunięcie się jednego z bloków może spowodować dalsze rozluzowanie ośrodka i nagły zawał pozostałych luźnych fragmentów górotworu (rys. 4.5). Bloki skalne na spągu pustki tworzą zawalisko, a w stropie zostaje wytworzona tzw. pustka wtórna. W wyniku wytworzenia pustki wtórnej w jej sąsiedztwie



Rys. 4.5. Zawał stropu pustki obejmującego strefę naprężenia rozciągającego oraz wytworzenie pustki wtórnej (Krawiec i Pilecki 2012)

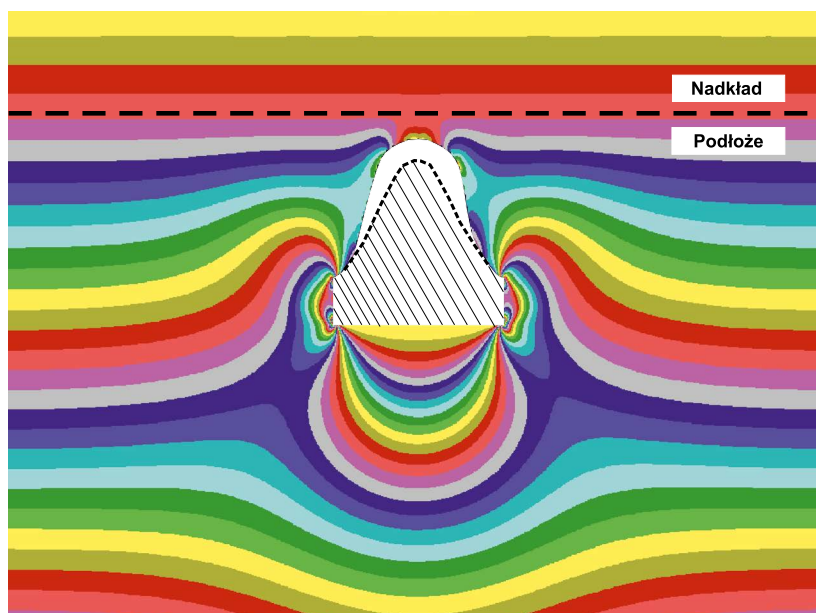
Fig. 4.5. Fall of void ceiling within the zone of tensile stress and creating of the secondary void (Krawiec and Pilecki 2012)

następuje redystrybucja naprężenia i wytworzenie nowej strefy zniszczenia w części stropowej. W rzeczywistości wymiary tej strefy zależą od geometrii pustki, dotychczasowego rozwoju strefy zniszczenia oraz budowy i właściwości górotworu.

Etap III — wtórny zawal stropu

Redystrybucja pola naprężenia powoduje wytworzenie kolejnej strefy naprężenia rozciągającego w stropie pustki wtórnej (rys. 4.6). Naprężenie to może być przyczyną wtórnego zawalu stropu. Zawal ten i jednocześnie pustka wtórna może się dodatkowo przemieścić w kierunku powierzchni terenu, jeżeli w strefie niewielkiego naprężenia ściskającego bloki skalne zostaną rozluźnione i opadną na zawalisko. Analogicznie jak w etapie II, w dłuższym okresie czasu należy się liczyć z osłabieniem ośrodka w tej strefie w wyniku wpływu np. procesu wietrzenia z udziałem wody.

Postępujący z czasem rozwój spękań, a zwłaszcza szczelin w stropie pustki, powoduje spadek wytrzymałości górotworu nawet do 20–30% wartości początkowej (Tharp 1995; Hoek 2007). Przez system powstałych szczelin często dochodzi do intensywnej i długotrwałej infiltracji wody opadowej w głąb górotworu. Zawodnienie ośrodka skalnego w istotny sposób wpływa na redukcję wytrzymałości i rozwój procesu zapadliskowego. Jednocześnie pustka wtórna zmniejsza swoją objętość, w związku ze zwiększającą się objętością zawaliska o zmniejszonej gęstości objętościowej w porównaniu do otaczającego górotworu. W przypadku podparcia stropu pustki przez zawalisko proces zapadliskowy może zostać zatrzymany przez samopodsadzenie w sposób okresowy lub trwały.

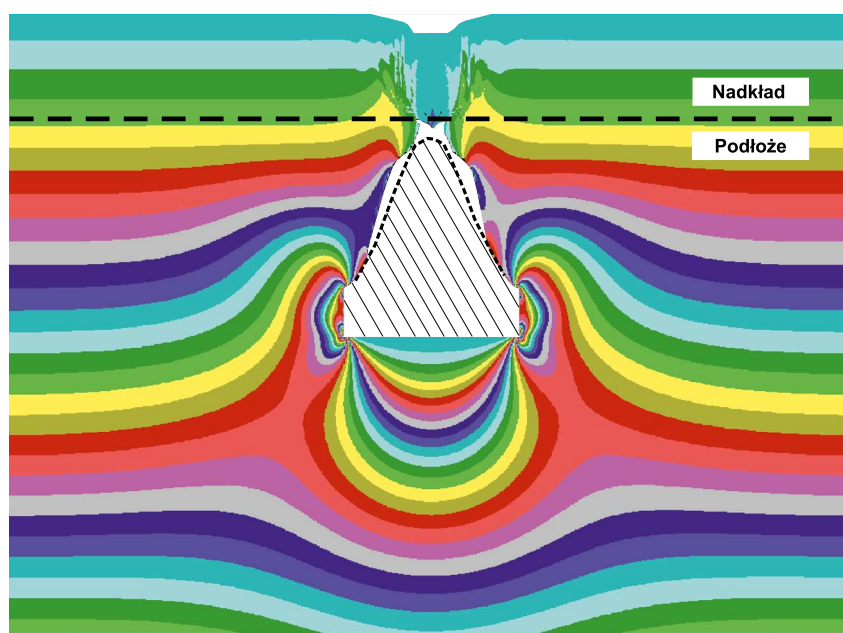


Rys. 4.6. Wtórny zawal stropu (Krawiec i Pilecki 2012)

Fig. 4.6. Secondary fall of the void ceiling (Krawiec and Pilecki 2012)

Etap IV — przemieszczenie pustki do granicy z luźnym ośrodkiem oraz wystąpienie zapadliska na powierzchni terenu

Jeżeli objętość zawaliska jest niewystarczająca do samopodsadzenia wędrującej w kierunku powierzchni terenu pustki, bardzo prawdopodobne jest wystąpienie zapadliska. W przypadku przerwania ciągłości granicy ośrodka skalnego z luźnym nadkładem przez propagującą pustkę, wystąpienie zapadliska na powierzchni terenu jest pewne, lecz w nieokreślonym czasie (rys. 4.7). Częsteczki luźnego nadkładu w wyniku procesu sufozji przemieszczają się do zawaliska. Grubość luźnego nadkładu ma wpływ na wielkość zapadliska na powierzchni terenu. Decyduje o tym głównie kąt tarcia wewnętrznego materiału nadkładu oraz objętość pustki wraz ze szczelinami w ośrodku skalnym.



Rys. 4.7. Przemieszczenie pustki do granicy z luźnym nadkładem oraz wystąpienie zapadliska na powierzchni terenu (Krawiec i Pilecki 2012)

Fig. 4.7. Displacement of void towards boarder with loose overburden and the occurrence of sinkhole on the surface (Krawiec and Pilecki 2012)

5. Zastosowanie metody zbiorów losowych w symulacjach numerycznych w rozwiązywaniu zagadnień geoinżynierskich

5.1. Wprowadzenie

Pierwsze prace dotyczące teorii zbiorów losowych pochodzą z lat siedemdziesiątych XX wieku (Kendall 1974; Matheron 1975). Teoria zbiorów losowych, w ogólnym ujęciu, może służyć do matematycznego opisu niepewności, związanej z niekompletną informacją o parametrach wejściowych. Jej podstawową zaletą jest możliwość analizy informacji o parametrach występujących w postaci przedziałów wartości, w odniesieniu do dyskretnego rozkładu prawdopodobieństwa (Tonon i in. 2000).

W obliczeniach różnego rodzaju słuszne jest rozpatrywanie każdego rodzaju niepewności danych wejściowych, które pojawiają się w trakcie ich pozyskiwania oraz oszacowanie ich wpływu na wyniki obliczeń. W efekcie zastosowanie metody zbiorów losowych umożliwia bardziej precyzyjne określenie współczynnika bezpieczeństwa i kosztów projektowanej konstrukcji budowlanej lub zachowania się ośrodka geologicznego, z czym związana jest ta praca w odniesieniu do zagrożenia wystąpieniem deformacji nieciągłych.

5.2. Podstawy teoretyczne metody zbiorów losowych

Metoda zbiorów losowych dostarcza narzędzia pozwalającego na formalne ujęcie informacji o zmiennych, w postaci zakresów ich wartości opisanych dyskretnym rozkładem prawdopodobieństwa.

Podstawy teoretyczne metody zbiorów losowych były szczegółowo opisywane w pracach wielu autorów (np. Dubois i Prade 1991; Tonon i in. 2000; Peschl 2004; Schweiger i Peschl 2007; Hall i in. 2004).

Niech X będzie niepustym zbiorem zawierającym wszystkie możliwe wartości parametru x . Dubois i Prade (1991) definiują skończony zbiór określony na zbiorze X jako parę $(\mathcal{F}, m)$, gdzie $\mathcal{F} = \{A_i : i = 1, \dots, n\}$ jest klasą podzbiorów zbioru X i m jest prawdopodobieństwem, że dany element zbioru X należy do A_i , przy czym:

$$\begin{aligned}
m: \mathcal{F} &\rightarrow [0,1]; \\
m(\emptyset) &= 0; \\
\sum_{A \in \mathcal{F}} m(A) &= 1
\end{aligned} \tag{5.1}$$

Każdy podzbiór $A \in X$, dla którego $m(A) > 0$ nazywany jest elementem ogniskowym. $\mathcal{F}$ jest rodziną elementów ogniskowych indukowanych przez podstawowe przyporządkowanie prawdopodobieństwa m . Dla każdego zbioru losowego $(\mathcal{F}, m)$ można zdefiniować funkcję przekonania (Barczak 2010) $Bel(A)$ (ang. *belief function*) i funkcję wiarygodności $Pl(A)$ (ang. *plausibility function*):

$$\begin{aligned}
\forall A \in X, Bel(A) &= \sum_{B \subseteq A} m(B) = 1 - Pl(\bar{A}) \\
\forall A \in X, Pl(A) &= \sum_{B \cap A \neq \emptyset} m(B) = 1 - Bel(\bar{A})
\end{aligned} \tag{5.2}$$

gdzie:

$\bar{A}$ – dopełnienie zbioru.

Równania te określają granice prawdopodobieństwa zbiorów danych. $Bel(A)$ można potraktować jako dolną granicę prawdopodobieństwa natomiast $Pl(A)$ jako górną granicę (Hall i in. 2004). Jeżeli $\mathcal{F}$ jest złożone tylko i wyłącznie ze zbiorów jednoelementowych, to wtedy $Bel = Pl$ i m jest podstawową miarą prawdopodobieństwa.

Jeśli jest dostępne więcej niż jedno źródło informacji o danym parametrze, metoda zbiorów losowych wymaga ich połączenia (Hall i in. 2004). W sytuacji gdy tylko jedno ze źródeł wydaje się być poprawne, lecz nie wiadomo które, stosuje się procedurę przypisywania jednakowego prawdopodobieństwa wystąpienia danych ze wszystkich źródeł. Przy założeniu, że to liczba źródeł informacji o parametrze x , to dla każdego elementu ogniskowego $A \in \mathcal{P}(X)$:

$$m(A) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n m_i(A) \tag{5.3}$$

Oprócz możliwości praktycznego połączenia teorii prawdopodobieństwa i informacji opartej na zbiorach, zbiory losowe można bezpośrednio wykorzystać w różnego rodzaju relacjach funkcyjnych (Tonon i in. 2000). Niech g będzie odwzorowaniem $X_1 \times \dots \times X_N \rightarrow Y$ a $x_1 \times \dots \times x_N$ zmiennymi, których wartości nie są całkowicie znane. Niepełna wiedza na temat $\mathbf{x} = (x_1, \dots, x_N)$, włączając w to wszystkie zależności, może być wyrażona w postaci relacji losowej $\mathfrak{R}$, którą jest zbiór losowy $(\mathcal{F}, m)$ oparty na iloczynie kartezjańskim zbiorów $X_1 \times \dots \times X_N$. Zbiór losowy $(\mathfrak{R}, \rho)$, który jest obrazem $(\mathcal{F}, m)$ przez g można przedstawić jako:

$$\mathcal{R} = \{R_j = g(A_i) \mid A_i \in \mathcal{F}\}, g(A_i) = \{g(\mathbf{x}), \mathbf{x} \in A_i\},$$

$$\rho(R_j) = \sum_{A_i: R_j = g(A_i)} m(A_i) \quad (5.4)$$

Jeśli $A_1, \dots, A_n$ są odpowiednio zbiorami na $X_1 \times \dots \times X_N$ i $x_1, \dots, x_N$ są niezależne, to połączone podstawowe prawdopodobieństwo wartości wynikowej $m(A_1 \times \dots \times A_n)$ jest dane przez:

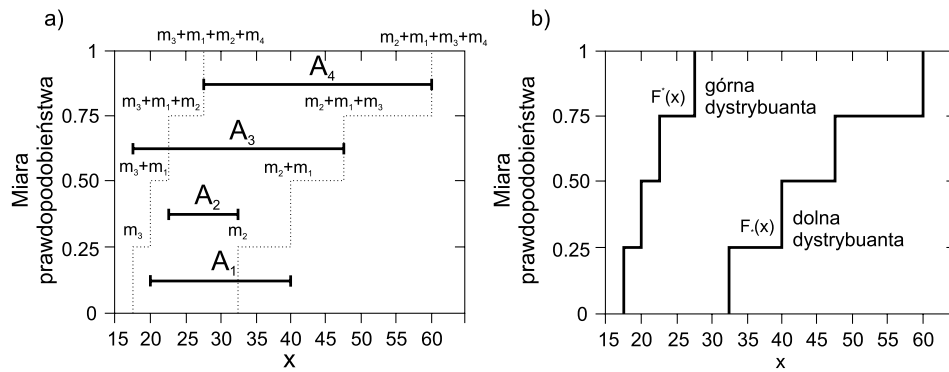
$$m(A_1 \times \dots \times A_n) = \prod_{i=1}^n m_i(A_i), A_1 \times \dots \times A_n \in \mathfrak{R} \quad (5.5)$$

Jeśli element ogniskowy jest zamkniętym przedziałem liczb rzeczywistych: $A_i = \{x \mid x \in [l_i, u_i]\}$, to funkcje dolnej i górnej granicy skumulowanego prawdopodobieństwa można otrzymać ze wzorów (Schweiger i Peschl 2005):

$$F_*(x) = \sum_{i: x \geq u_i} m(A_i)$$

$$F^*(x) = \sum_{i: x \geq l_i} m(A_i) \quad (5.6)$$

Schematyczny przykład konstrukcji zbioru losowego z różnych źródeł informacji dostarczonych w postaci przedziałów $A_1, \dots, A_4$ wraz z głównymi przyporządkowaniami prawdopodobieństw $m_1, \dots, m_4$ przedstawiono na rysunku 5.1. Aby otrzymać lewostronną obwiednię rozkładu skumulowanego prawdopodobieństwa (rys. 5.1), sortuje się dolne granice przedziałów od wartości najmniejszej do największej.

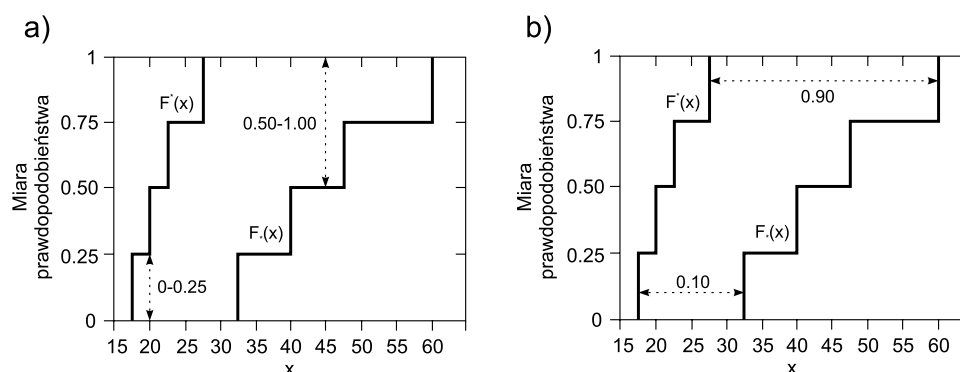


Rys. 5.1. Przykład konstrukcji zbioru losowego

Fig. 5.1. Random set construction example

Rozkład skumulowanego prawdopodobieństwa każdego przedziału jest w tym wypadku skoncentrowany na dolnych granicach tych przedziałów. Krzywa skumulowanego rozkładu

du jest stopniowana ku górze dla każdej wartości podstawowego przyporządkowania prawdopodobieństwa umieszczonej na osi poziomej. Analogicznie postępuje się w przypadku konstrukcji prawej obwiedni rozkładu skumulowanego prawdopodobieństwa. W rezultacie zbiór losowy może być interpretowany dwojako. Po pierwsze jako prawdopodobieństwo wystąpienia danej wartości, np. prawdopodobieństwo, że wartość będzie wynosiła 20 lub mniej jest pomiędzy 0 a 25% (rys. 5.2a). Po drugie jakie wartości występują na danym poziomie prawdopodobieństwa, np. 10% prawdopodobieństwo odpowiada wartościom z przedziału od 17,5 do 32,5 (rys. 5.2b).



Rys. 5.2. Interpretacja zbioru losowego

Fig. 5.2. Random set example – interpretation

5.3. Przykłady zastosowania metody zbiorów losowych w symulacjach numerycznych w rozwiązywaniu zagadnień geoinżynierskich

Przykłady zastosowania metody zbiorów losowych w symulacjach numerycznych w rozwiązywaniu zagadnień geoinżynierskich przedstawione w tym rozdziale w dużej części zebrano na podstawie pracy Peschla (2004) oraz Krawca (2014).

Peschl (2004), Pottler i in. (2009) i Nasekhian i Schweiger (2010) przedstawiają sposób modyfikacji obliczeń numerycznych metodą elementów skończonych w połączeniu z metodą zbiorów losowych – RS-FEM (ang. *Random Set Finite Element-Method*). Zaproponowaną metodykę obliczeń podzielili na 6 etapów. W pierwszym z nich dokonują wyboru programu do modelowań numerycznych wykorzystywanego w dalszych obliczeniach. Następnie przeprowadzają analizę istotności parametrów wejściowych pod kątem oceny, który z nich należy rozpatrywać jako zbiory losowe. W trzecim etapie redukują wartości parametrów pod kątem ich zmienności przestrzennej za pomocą metody zaproponowanej przez Vanmarcke’a (1983). Czwarty etap polega głównie na konstrukcji plików wejściowych do obliczeń przy użyciu metody zbiorów losowych. W etapie piątym przeprowadzają obliczenia numeryczne z wykorzystaniem programu bazującego na metodzie elementów skończonych. Ostatni etap dotyczy analizy niezawodności polegającej na porównaniu wyników obliczeń

z wartościami pomierzonymi w warunkach rzeczywistych. Metodyka ta została przybliżona przykładem analizy numerycznej stateczności tunelu komunikacyjnego w Niemczech wykonywanego według Nowej Austriackiej Metody Tunelowania (NATM). Do obliczeń numerycznych wykorzystali program PLAXIS oparty na metodzie elementów skończonych. Wśród rozpatrywanych parametrów wejściowych znalazły się: kąt tarcia wewnętrznego ϕ , spójność efektywna c , współczynnik rozporu bocznego λ , moduł sprężystości Younga górotworu otaczającego E_s i betonu natryskowego E_{sh} oraz współczynnika relaksacji R_f . W trakcie obliczeń analizowano przemieszczenia pionowe w stropie tunelu, przemieszczenia pionowe i poziome w ociosach, maksymalne momenty bezwładności obudowy tunelu oraz współczynnik bezpieczeństwa przed instalacją obudowy ostatecznej. W wyniku otrzymano rozkłady górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia analizowanych wielkości opisujących stan naprężenia i odkształcenia. Uzyskane wyniki obliczeń porównano z wartościami pomierzonymi w warunkach rzeczywistych potwierdzając ich zgodność, a w konsekwencji poprawność przyjętych założeń w zaproponowanej metodyce.

Podobne zagadnienie omówiono w pracy Sysika i Siemińskiej-Lewandowskiej (2006) na przykładzie obliczeń numerycznych stateczności tunelu kolejowego wykonanego metodą NATM (ang. *New Austrian Tunneling Method*) w utworach węglanowych. Zasymulowano poszczególne fazy budowy tunelu opierając się na danych wejściowych pochodzących z badań geotechnicznych i wyznaczonych na podstawie opinii eksperta. Do analizy przyjęto 12 parametrów charakteryzujących właściwości 3 warstw geotechnicznych oraz dodatkowo 2 parametry charakteryzujące właściwości betonu natryskowego w obudowie liniowej tunelu. Spośród wszystkich analizowanych parametrów wyznaczono 3 parametry najbardziej istotne: moduł deformacji warstwy II, moduł deformacji warstwy III oraz kąt tarcia wewnętrznego warstwy III. W wyniku obliczeń otrzymano rozkłady górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia danych wartości przemieszczenia pionowego w stropie obudowy tunelu. Wyniki obliczeń okazały się zgodne z wartościami pomierzonymi w warunkach rzeczywistych.

Inny przykład dotyczy modelowania numerycznego zachowania się głębokiego wykopu w słabym ośrodku gruntowym z zastosowaniem ściany oporowej wzmocnionej stalowymi kotwiami (Peschl 2004; Schweiger i Peschl 2005). Obliczenia miały na celu ocenę ryzyka zniszczenia obiektu budowlanego znajdującego się w bezpośrednim sąsiedztwie wykopu. Do modelowania przyjęto parametry charakteryzujące trzy warstwy geotechniczne. Informacje o parametrach pozyskano na podstawie dokumentacji z badań geotechnicznych oraz opinii eksperta. Analizowano następujące parametry: spójność ośrodka c , kąt tarcia wewnętrznego ϕ oraz moduł deformacji E_{oed} . Obliczenia przeprowadzono programem PLAXIS (Brinkgreve 2000), za pomocą którego obliczano współczynnik ugięcia fundamentów obiektu budowlanego (Brinkgreve 2000), przemieszczenia poziome w górnej części ściany oporowej oraz siły działające na kotwie stalowe. W efekcie dokonano porównania otrzymanych wyników wartości przemieszczeń oraz sił z wartościami pomierzonymi w warunkach rzeczywistych stwierdzając ich zgodność, a w konsekwencji poprawność wykonanego modelu.

Interesującą ocenę zastosowania metody zbiorów losowych w analizie stateczności zbocza przedstawili Hall i in. (2004). Zastosowanie tej metody uzasadnili potrzebą uwzględnienia niepewności w wyznaczeniu parametrów wodno-gruntowych ośrodka. Przeprowadzili oni złożone obliczenia numeryczne zakładając, że ośrodek można opisać modelem sprężysto-plastycznym z warunkiem wytrzymałościowym Coulomba-Mohra. W obliczeniach uwzględniali wpływ opadów atmosferycznych, przepływu wody i zawodnienia na zachowanie się badanego ośrodka. Analizowali 9 parametrów charakteryzujących ośrodek, pochodzących z 4 różnych źródeł informacji. W wyniku obliczeń otrzymali granice rozkładu prawdopodobieństwa wystąpienia danej wartości współczynnika bezpieczeństwa. W podsumowaniu podkreślili przydatność metody zbiorów losowych do analizy prawdopodobieństwa wystąpienia osuwiska w odniesieniu do nieprecyzyjnej informacji o parametrach wejściowych do obliczeń stateczności zbocza.

Podobne zagadnienie związane z numeryczną analizą stateczności terenów zagrożonych ruchami masowymi z zastosowaniem metody zbiorów losowych w warunkach geologiczno-inżynierskich fliszu karpackiego rozwiązywali Pilecki i inni (2014). Do obliczeń numerycznych wykorzystano program FLAC 2D bazujący na metodzie różnic skończonych. W analizie rozpatrywano trzy warstwy geotechniczne, z których każda była scharakteryzowana przez trzy parametry: spójność ośrodka c , kąt tarcia wewnętrznego ϕ oraz gęstość objętościową ρ . W efekcie obliczeń dla przyjętych wartości parametrów wejściowych otrzymano dolną i górną granicę prawdopodobieństwa dla obliczonych wartości współczynnika bezpieczeństwa osuwiska. Otrzymane wyniki porównano z wynikami obliczeń dla parametrów wejściowych będących średnimi arytmetycznymi w przedziale ich zmienności. Wyniki obliczeń uzyskane dla średnich wartości nie przewidywały utraty stateczności, natomiast wyniki obliczeń z wykorzystaniem metody zbiorów losowych wskazywały dla niektórych zbiorów parametrów wejściowych na możliwość utraty stateczności.

W pracy Shena i Abbasa (2013) przedstawiono możliwości zastosowania metody zbiorów losowych w połączeniu z obliczeniami numerycznymi bazującymi na metodzie elementów odrębnych. Obliczenia przeprowadzono dla danych osuwiska skalnego w Chinach. Analizowano parametry geotechniczne charakteryzujące bloki skalne oraz parametry charakteryzujące nieciągłości na kontakcie między blokami. Wyznaczono najbardziej istotne parametry oraz przeprowadzono obliczenia współczynników bezpieczeństwa dobierając parametry wejściowe metodą zbiorów losowych. W konsekwencji na podstawie otrzymanych wyników pokazano przydatność rozwiązania porównując wyniki obliczeń z obserwowanymi w tym rejonie procesami osuwiskowymi.

6. Analiza wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego na zmianę wartości parametrów fizyczno-mechanicznych

6.1. Założenia sposobu rozwiązania zagadnienia

Górotwór na terenie historycznej, płytkiej eksploatacji złóż rud metali w warunkach geologiczno-inżynierskich niecki bytomskiej jest silnie zróżnicowany pod kątem właściwości fizyczno-mechanicznych. Jest on silnie spękany i rozluzowany w rejonach intensywnej eksploatacji złóż rud metali do głębokości ok. 50–80 m, prowadzonej w dwóch ławach, a następnie podlegających wpływowi głębszej eksploatacji pokładów węgla (Pilecki 2014). Natomiast zachowały się strefy nienaruszonego lub słabo naruszonego górotworu, najczęściej w różnego rodzaju filarach ochronnych. Fragmenty słabo naruszonego górotworu często występują między strefami silnie zniszczonymi związanymi z wykonaniem wyrobisk i strefami tektonicznymi (Pilecki 2014). W takich warunkach oznaczenie parametrów górotworu biorących udział w różnego rodzaju obliczeniach zachowania się ośrodka jest skomplikowane (Duży 2000, 2005). Identyfikacja parametrów takiego ośrodka na podstawie tylko badań laboratoryjnych prowadzi do zawyżania jego jakości. Obecnie podstawową metodą umożliwiającą możliwie wiarygodne określenie parametrów górotworu jest metoda zaproponowana przez Hoeka (Hoek i in. 1995), bazująca na wielkościach mierzonych *in situ*, w tym spękań i zawodnienia oraz uzupełniona wytrzymałościowymi badaniami laboratoryjnymi. Metoda Hoeka wraz z uzupełnianiem danych była jeszcze modyfikowana (Hoek i in. 1998; Marinos i Hoek 2000; Marinos i Hoek 2001).

W tym kontekście w obliczeniach zachowania się górotworu w tej części, w której rozwija się proces zapadliskowy, swoje uzasadnienie znajduje użycie modelu sprężysto-plastycznego z kryterium wytrzymałościowym Hoeka-Browna (Hoek i Brown 1980b). Przyjmuje się, że kryterium Hoeka-Browna jest ukierunkowane na ocenę zachowania się ośrodków silnie spękanych, z trudnym do wyróżnienia głównym kierunkiem spękań (Hoek i Brown 1997), w odróżnieniu od kryterium Coulomba-Mohra, które dotyczy zniszczenia z wyróżnionym jego głównym kierunkiem.

Ze względu na szerokie przedziały zmienności parametrów górotworu, związane z fragmentami mniej lub silniej naruszonymi wpływami działalności górniczej i procesów wietrzenia, dobór właściwych wartości do obliczeń zachowania się ośrodka jest również

trudny. Dodatkowo mamy do czynienia z niepewnością związaną z oznaczeniem parametrów.

Przyjmowanie wartości średnich, lub skrajnych dla parametrów charakteryzujących warunki geologiczno-inżynierskie w niecce bytomskiej może prowadzić do mało wiarygodnych wyników obliczeń. W tym kontekście należy założyć, że w obliczeniach numerycznych rozwoju procesu zapadliskowego korzystniejszym jest przyjęcie parametrów wejściowych w postaci zakresów wartości parametru. Realizacja tego rodzaju zadania badawczego prowadzi do dłuższych czasowo obliczeń, wobec czego należy przyjąć założenia upraszczające.

Zdaniem autora, w tym przypadku korzystnym rozwiązaniem jest zastosowanie metody zbiorów losowych, bazującej na kombinacjach zakresów zmian wartości tzw. istotnych parametrów pochodzących z różnych źródeł informacji, specjalnie wybranych na podstawie analizy istotności. Wyniki takiej analizy przedstawiane są w postaci skumulowanego prawdopodobieństwa wystąpienia wielkości wynikowych.

W numerycznej symulacji procesu zapadliskowego, oprócz problemu zastosowania parametrów wejściowych, duże znaczenie ma sposób przeprowadzenia obliczeń. Autor bazując na doświadczeniach własnych oraz rozwiązaniach literaturowych opracował sposób szerzej opisany w pracy Krawca i Pileckiego (2012), wykorzystujący metodę różnic skończonych FDM (ang. *Finite Difference Method*). W pracy autor przeprowadził obliczenia w płaskim stanie odkształcenia w układzie quasi-trójwymiarowym, w którym poziome składowe stanu naprężenia są jednakowe. Do obliczeń użyto programu FLAC v.7.0 prod. Itasca (USA) (FLAC 2011).

Przedstawiony w monografii sposób rozwiązania zadania badawczego można również przeprowadzić w „prawdziwym” modelu trójwymiarowym. Zastosowanie konkretnego wymiaru modelu numerycznego w przedstawionych obliczeniach ma jednak znaczenie podrzędne ze względu na główny cel pracy ukierunkowany na ocenę przydatności metody zbiorów losowych w rozwiązaniu zadania badawczego. Zastosowanie modelu trójwymiarowego, w porównaniu do przedstawionego w monografii rozwiązania mogło mieć wpływ głównie na wydłużenie czasu obliczeń i w niewielkim stopniu na zmianę wartości pola naprężenia i przemieszczenia.

W ogólności modelowany ośrodek jest warstwowy zgodnie z budową geologiczną niecki bytomskiej. Warstwy w modelu są ciągłe, jednorodne i izotropowe. Osłabienie jakości skały opisane jest materiałem ekwiwalentnym o zmniejszonej wartościach parametrów sprężystych i wytrzymałościowych. Ze względu na spękania górotworu i doświadczenia wynikające z obserwacji polowych, w obliczeniach przyjęto, że górotwór jest silnie przepuszczalny, w związku z czym nie uwzględniono zawodnienia ośrodka.

W modelowanym numerycznie ośrodku, w którym rozwija się proces zapadliskowy, przyjęto następujące modele matematyczne:

- w warstwie gruntu (nadkładu) przyjęto model sprężysto-plastyczny ze zmodyfikowanym warunkiem wytrzymałościowym Coulomba-Mohra,
- w warstwie skalnej przyjęto model sprężysto-plastyczny z warunkiem wytrzymałościowym Hoeka-Browna,

- zawałisko jest modelem sprężystym,
- w pustych przestrzeniach przyjęto model zerowy (FLAC 2011).

W procesach zapadliskowych zniszczenie rozwija się w wyniku przekroczenia granicznych odkształceń. Spękane i w efekcie rozluźnione skały pod wpływem własnego ciężaru mogą się przemieszczać w kierunku pustych przestrzeni w górotworze. W takim przypadku istotną informacją o stateczności górotworu jest kształtowanie się stanu naprężenia i odkształcenia w strefie procesu zapadliskowego i w jego bezpośrednim sąsiedztwie. W związku z tym w pracy analizowano zmiany przemieszczenia pionowego oraz naprężenia pionowego i współczynnika rozporu bocznego $\lambda = \sigma_H / \sigma_v$. Użycie współczynnika λ ma tę zaletę, że korzystniej jest pokazać zmiany naprężenia poziomego ze zmianami naprężenia pionowego, tym samym współczynnik λ jest w przybliżeniu niezależny od głębokości oraz ma w zakresie sprężystego zachowania górotworu odniesienie do współczynnika Poissona ν , gdzie $\lambda = \nu / (1 - \nu)$ (Terzaghi i Richart 1952). Wyznaczanie zmian wartości współczynnika λ ma sens w ośrodkach ciągłych, takich jak modele numeryczne bazujące na rozwiązaniach równań ciągłych.

6.2. Algorytm oceny wrażliwości modelu numerycznego MRS z wykorzystaniem metody zbiorów losowych

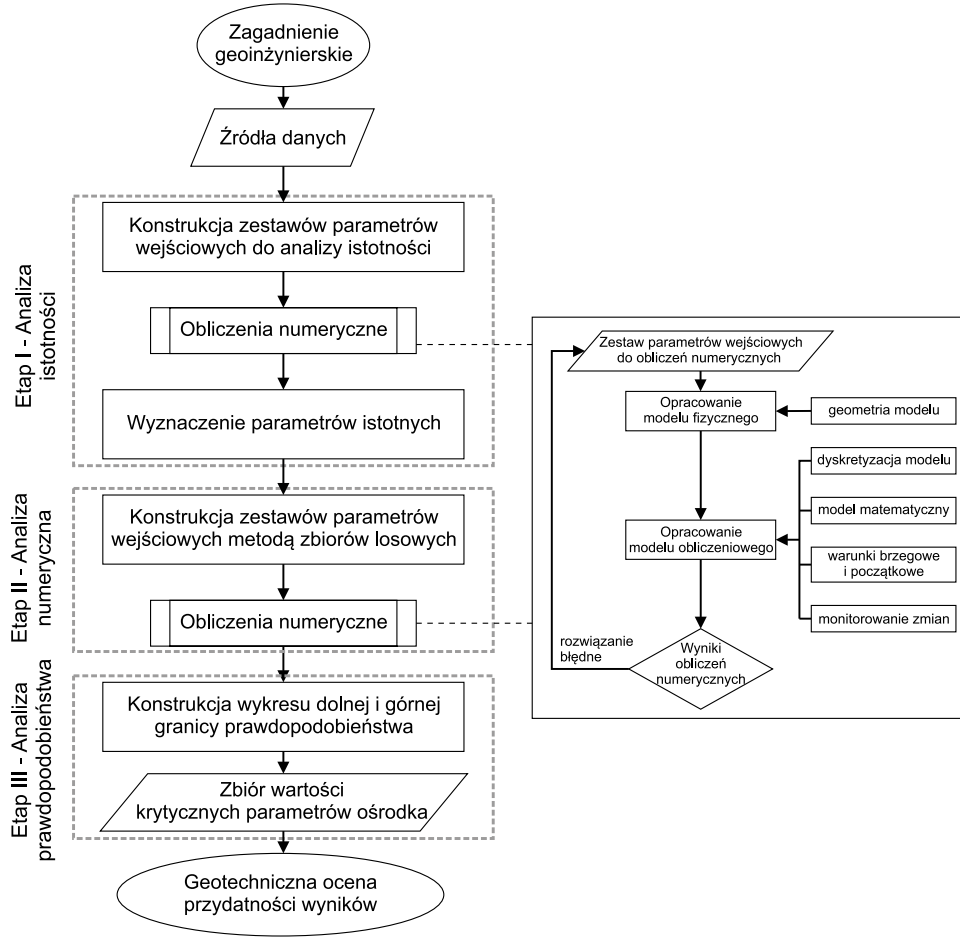
Schemat algorytmu oceny wrażliwości modelu numerycznego MRS z wykorzystaniem metody zbiorów losowych, będący schematem obliczeniowym zadania badawczego podjętego w pracy przedstawiono na rysunku 6.1. Schemat ten został skonstruowany przez autora na podstawie doświadczeń własnych związanych z symulacjami procesu zapadliskowego w różnych warunkach geologiczno-inżynierskich oraz studium literaturowego, a zwłaszcza prac Peschla (2004), Pottlera i in. (2009) i Nasekhiana i Schweigera (2010).

Schemat obliczeń, zaproponowany przez autora, realizowany jest w trzech podstawowych etapach:

- **analizy istotności** parametrów wejściowych do obliczeń,
- **analizy numerycznej** dla zestawów wartości parametrów wejściowych wyznaczonych metodą zbiorów losowych,
- **analizy prawdopodobieństwa** wystąpienia wartości wielkości wynikowych dla przyjętych zestawów wartości parametrów wejściowych.

6.2.1. Analiza istotności wejściowych parametrów fizyczno-mechanicznych

Analiza istotności polega na wyznaczeniu wejściowych parametrów fizyczno-mechanicznych, które mają największy wpływ na wyniki obliczeń. Analiza ta powoduje redukcję liczby parametrów wejściowych przyjmowanych do kolejnych etapów obliczeń. Inaczej, analiza ta pozwala zidentyfikować najbardziej istotne parametry wejściowe dla rozwiązania zagadnienia badawczego. Zakłada się, że parametry wejściowe przyjmowane do analizy są parametrami podstawowymi, co oznacza, że mają być niezależne od siebie.



Rys. 6.1. Schemat algorytmu oceny wrażliwości modelu numerycznego MRS z wykorzystaniem metody zbiorów losowych

Fig. 6.1. The algorithm model of the assessment of a numerical model MRS using the random set theory

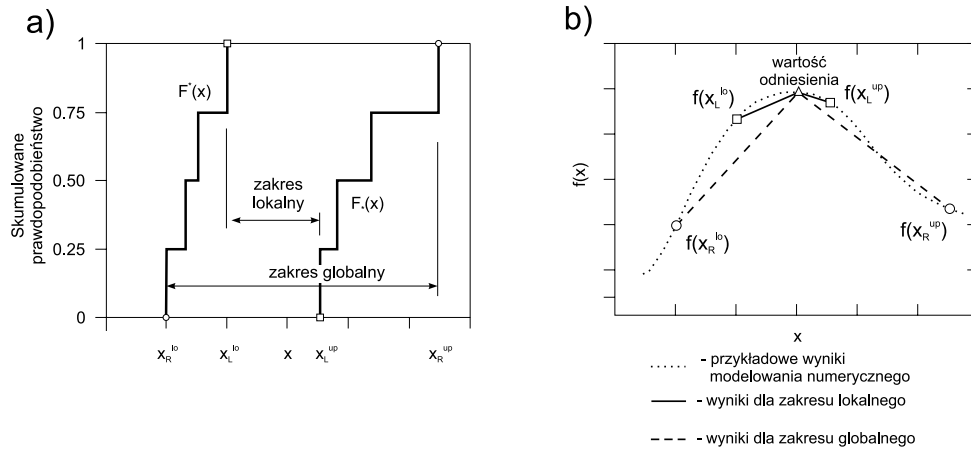
Przyjmuje się, że miarą istotności parametru wejściowego jest współczynnik istotności η_{SR} (ang. *sensitivity ratio*) zdefiniowany jako stosunek względnej zmiany wartości wielkości wynikowej do względnej zmiany wartości parametru wejściowego (np. Peschl 2004):

$$\eta_{SS} = \frac{\left[\frac{f(x_{L,R}) - f(x_m)}{f(x_m)} \right]}{\left[\frac{x_{L,R} - x_m}{x_m} \right]} \quad (6.1)$$

gdzie:

- $f(x_m)$ – wartość referencyjna wielkości wynikowej otrzymana dla wartości referencyjnej parametru wejściowego x_m ,
 $f(x_{L,R})$ – wartość wielkości wynikowej otrzymana dla lokalnej lub globalnej zmiany wartości parametru wejściowego.

Jako wartość referencyjną x_m najczęściej przyjmuje się średnią arytmetyczną globalnej zmiany wartości parametru wejściowego. Lokalna zmiana wartości parametru wejściowego dotyczy małych zmian wartości parametru i jest oznaczana jako x_L^{lo} dla najmniejszej wartości parametru i x_L^{up} dla największej wartości parametru (rys. 6.2). Podobnie jest oznaczana globalna zmiana wartości parametru wejściowego (x_R^{lo}, x_R^{up}) dotycząca całego zakresu zmienności parametru wejściowego.



Rys. 6.2. Przykład zbioru losowego z zaznaczeniem lokalnej i globalnej zmiany wartości parametru wejściowego (a) oraz przykład zmian wartości wielkości wynikowej wynikającej z lokalnej i globalnej zmiany wartości parametru wejściowego (b) (Peschl 2004)

Fig. 6.2. Example of random set, with indication on local and global changes in the value of the input parameter (a) and an example of changes in the value of earnings resulting from local and global changes in the value of the input parameter (b) (Peschl 2004)

W celu wyznaczenia współczynnika istotności dla danego parametru wymagane jest 5 realizacji obliczeniowych dla skrajnych wartości lokalnej i globalnej zmiany parametru wejściowego oraz dla wartości referencyjnej tego parametru. Jeżeli liczba wszystkich parametrów jest określona jako N to liczba wszystkich realizacji obliczeniowych L przeprowadzanych w celu wyznaczenia współczynnika istotności wynosi:

$$L = 4N + 1 \quad (6.2)$$

Peschl (2004) zaleca dodatkowo ocenę istotnych źródeł przez zastosowanie współczynnika wagowego będącego stosunkiem zakresu zmiany globalnej wartości parametru wej-

ściowego do jego wartości referencyjnej, zgodnie z procedurą podaną w normie US EPA: TRIM (1999):

$$\eta_{SS} = \eta_{SR} \cdot \frac{(\max x_R - \min x_R)}{x_m} \quad (6.3)$$

Obliczenia współczynnika istotności η_{SS} z uwzględnieniem współczynnika wagowego przeprowadza się dla każdego z parametrów wejściowych, które oznaczmy jako U, V, W, X, Y i Z , w odniesieniu do analizowanych zmian wielkości wynikowych, które z kolei oznaczamy jako $A, B, \dots, Z$. Wprowadza się pojęcie całkowitego współczynnika istotności dla danego parametru wejściowego, który jest sumą $\sum \eta_{SS,i}$ wszystkich współczynników istotności dla każdej wielkości wynikowej. W efekcie definiuje się tzw. względną istotność parametru wejściowego $\alpha(x_i)$, która posłuży do oceny istotności parametrów wejściowych:

$$\alpha(x_i) = \frac{\sum \eta_{SS,i}}{\sum_{i=1}^N \sum \eta_{SS,i}} \quad (6.4)$$

Obliczone wszystkie współczynniki istotności tworzą tzw. macierz istotności schematycznie przedstawioną w tabeli 6.1. Względną istotność $\alpha(x_i)$ dla wszystkich parametrów najkorzystniej jest zilustrować na wykresie (rys. 6.3), który umożliwi podjęcie decyzji, który parametr należy uznać za istotny. Decyzja ta podejmowana jest arbitralnie, po przyjęciu tzw. wartości granicznej współczynnika $\alpha(x_i)$. Wartość ta jest wyznaczana na podstawie oceny konkretnych wartości współczynnika $\alpha(x_i)$ dla konkretnych parametrów oraz wiarygodności źródeł informacji. W przypadku pokazanym na rysunku 6.3 wybrano parametry X, Y i Z jako istotne, mające istotny wpływ na zmiany wartości wielkości wynikowych $A, B, \dots, Z$.

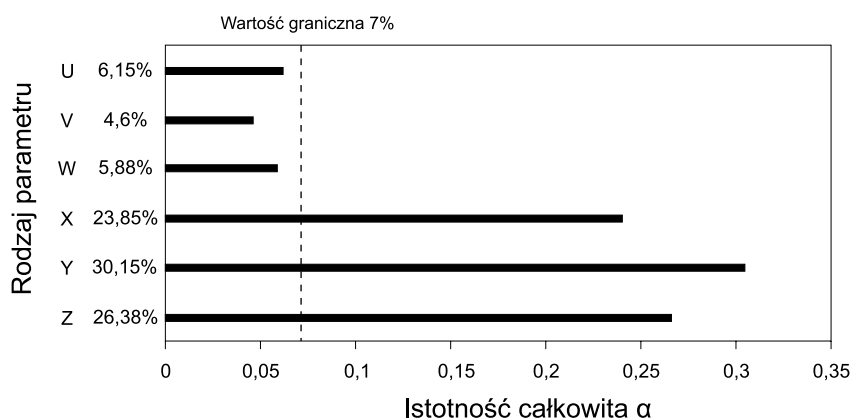
Tabela 6.1

Macierz istotności dla różnych parametrów wejściowych (Peschl 2004)

Table 6.1

Sensitivity matrix for different input parameters (Peschl 2004)

Wartość parametru wejściowego	Współczynnik istotności				Całkowity współczynnik istotności	α [%]
	A	B	$\dots$	Z		
x_1	η_{SS,A_1}	η_{SS,B_1}	$\dots$	η_{SS,Z_1}	$\sum \eta_{SS,1}$	$\alpha(x_1)$
x_2	η_{SS,A_2}	η_{SS,B_2}	$\dots$	η_{SS,Z_2}	$\sum \eta_{SS,2}$	$\alpha(x_2)$
$\vdots$	$\vdots$	$\vdots$	$\vdots$	$\vdots$	$\vdots$	$\vdots$
x_N	η_{SS,A_N}	η_{SS,B_N}	$\dots$	η_{SS,Z_N}	$\sum \eta_{SS,N}$	$\alpha(x_N)$



Rys. 6.3. Przykład wyznaczania istotnych parametrów wejściowych

Fig. 6.3. Example of determining sensitive input parameters

6.2.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego

Po wyborze istotnych parametrów wejściowych X , Y i Z należy opracować zestawy ich wartości wraz z wartościami średnimi pozostałych parametrów wejściowych, uznanych za nieistotne, i przeprowadzić analizę numeryczną dla oceny zmian wielkości wynikowych A , B , ..., Z .

W pierwszej kolejności konstruuje się kombinacje wszystkich istotnych parametrów wejściowych ze względu na różne źródła informacji o danym parametrze np. z badań polowych, laboratoryjnych lub na podstawie opinii eksperta (tab. 6.2).

Zakładając, że n oznacza liczbę źródeł informacji o parametrach, a N liczbę istotnych parametrów, liczba tych kombinacji wynosi n^N . Wówczas ogólną postać zbioru kombinacji

Tabela 6.2

Przykład zestawienia kombinacji istotnych parametrów pochodzących z dwóch źródeł informacji I i II

Table 6.2

Example of the set of combinations of sensitive input parameters from two sources of information: I and II

Numer kombinacji	Kombinacje istotnych parametrów pochodzących ze źródła I i II		
1	X(I)	Y(I)	Z(I)
2	X(II)	Y(I)	Z(I)
3	X(I)	Y(I)	Z(II)
4	X(II)	Y(I)	Z(II)
5	X(I)	Y(II)	Z(I)
6	X(II)	Y(II)	Z(I)
7	X(I)	Y(II)	Z(II)
8	X(II)	Y(II)	Z(II)

istotnych parametrów X , Y i Z dla wszystkich źródeł informacji można przedstawić w następujący sposób (Tonon i in. 2000):

$$X \times Y \times Z = \{(X_1, Y_1, Z_1)_1, (X_2, Y_1, Z_1)_1, (X_1, Y_2, Z_1)_1, \dots, (X_n, Y_n, Z_n)_{n^N}\}$$

Indeks przy parametrze oznacza numer źródła informacji, a indeks przy kombinacji jest jej kolejnym numerem.

Dla każdej kombinacji (X_i, Y_i, Z_i) , $i = 1, \dots, n$ przyjmuje się ekstremalne wartości istotnych parametrów. Na przykład dla kombinacji nr 1 z tabeli 6.2 otrzymuje się zbiór zestawów $\{(X_1^L, Y_1^L, Z_1^L)_1, (X_1^L, Y_1^L, Z_1^U)_2, \dots, (X_1^U, Y_1^U, Z_1^U)_{2^N}\}$, gdzie indeks górny L oznacza najmniejszą wartość istotnego parametru w zbiorze kombinacji nr 1, a indeks górny U oznacza największą wartość w tym zbiorze. W tabeli 6.3 przedstawiono przykład zbioru zestawów wartości dla istotnych parametrów X , Y i Z dla kombinacji nr 1 z tabeli 6.2.

Tabela 6.3

Przykład zbioru zestawów wartości dla istotnych parametrów X, Y i Z dla kombinacji nr 1 z tabeli 6.2

Table 6.3

Example of the set of values for sensitive parameters X , Y and Z from combination no 1 (table 6.2)

Numer zestawu danych wejściowych				1	2	3	4	5	6	7	8
Realizacje obliczeniowe (1–8)	prawdopodobieństwo wystąpienia	parametr	numer źródła	LLL*	LLU**	LUL	ULL	UUL	LUU	ULU	UUU
	$m(X_1)$	X	I	L	U	L	L	L	U	U	U
	$m(Y_1)$	Y	I	L	L	U	L	U	U	L	U
	$m(Z_1)$	Z	I	L	L	L	U	U	L	U	U

*L – oznacza minimalną wartość parametru.

**U – oznacza maksymalną wartość parametru.

W sumie otrzymuje się $2^N \prod_{i=1}^N n_i$ zestawów wartości istotnych parametrów, które po dodaniu wartości średnich pozostałych parametrów tworzą tzw. zestawy danych wejściowych do analizy numerycznej.

W następnej kolejności przeprowadza się analizę numeryczną zgodnie ze schematem Krawca i Pileckiego (2012) szczegółowo omówionej w rozdziale 5. Należy podkreślić potrzebę deklaracji monitorowania zmian analizowanych wielkości wynikowych w procesie zapadliskowym, którymi są naprężenia i przemieszczenia. Na podstawie danych rejestrowanych w punktach monitorowania konstruuje się wykresy zmian wartości monitorowanych wielkości wynikowych w kolejnych krokach obliczeniowych.

W trakcie obliczeń należy weryfikować sposób stabilizacji modelu oraz czy wyniki są zgodne z obserwacjami rzeczywistymi lub danymi literaturowymi. Jeżeli obliczenia zostaną nieoczekiwanie zatrzymane w wyniku niestabilności modelu lub otrzymane wyniki są nierealne, to należy zweryfikować poszczególne etapy modelowania numerycznego.

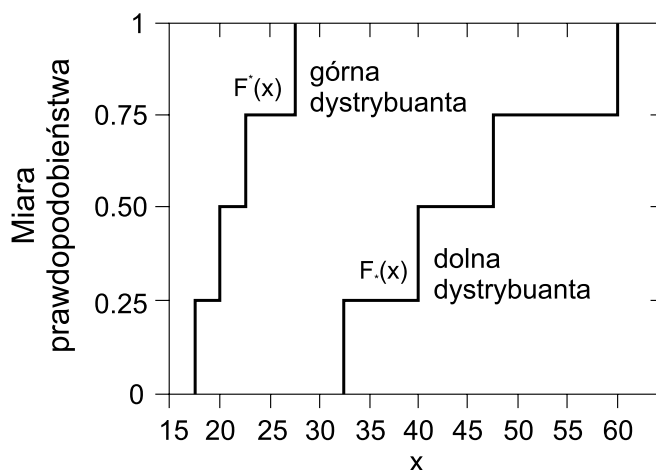
6.2.3. Analiza prawdopodobieństwa wystąpienia wartości wielkości wynikowych dla przyjętych zestawów wartości parametrów wejściowych

Prawdopodobieństwo wystąpienia obliczonej wartości wielkości wynikowej dla przyjętych parametrów oblicza się mnożąc prawdopodobieństwa wystąpienia tych parametrów przez siebie:

$$m(f(X_i, Y_i, Z_i)) = m(X_i) \cdot m(Y_i) \cdot m(Z_i) \quad (6.5)$$

W celu skonstruowania wykresu rozkładu górnego i dolnego prawdopodobieństwa wystąpienia wartości wielkości wynikowej (rys. 6.4) wykonuje się następujące operacje obliczeniowe:

- wartości wielkości wynikowej dla każdego zestawu danych wejściowych sortuje się osobno od najmniejszej do największej wartości wielkości wynikowej,
- wartości wielkości wynikowej znajdujące się wewnątrz przedziału zmienności są odrzucane – do dalszych obliczeń przyjmuje się tylko wartości ekstremalne,
- konstruuje się dwa wykresy z najmniejszymi i największymi prawdopodobieństwami w postaci skumulowanej. W efekcie otrzymuje się górną i dolną granicę rozkładu prawdopodobieństwa danej wartości wielkości wynikowej. Prawdopodobieństwo



Rys. 6.4. Wykres rozkładu dolnego i górnego prawdopodobieństwa wystąpienia wartości wielkości wynikowej (Peschl 2004)

Fig. 6.4. The chart of upper and lower probability distribution of result value size (Peschl 2004)

wystąpienia konkretnej wartości wielkości wynikowej odpowiada konkretnemu skokowi skumulowanego prawdopodobieństwa na wykresie,

- dokonuje się aproksymacji otrzymanych dyskretnych dystrybuant prawdopodobieństwa rozkładami prawdopodobieństwa w postaci ciągłej.

Otrzymane wyniki analizuje się z punktu widzenia dolnej i górnej granicy skumulowanego prawdopodobieństwa jak również porównuje się je z wynikami pomiarów *in situ*.

7. Analiza wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego w warunkach geologiczno-górnich niecki bytomskiej

7.1. Wprowadzenie

W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki analizy wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego dla danych pochodzących z dwóch rejonów badań oznaczonych dalej jako A i B. Rejony badań położone są w północno zachodniej części niecki bytomskiej, między Bytomiem a Piekarami Śląskimi:

- Rejon A (rys. 7.1) – dotyczy lokalnej strefy w górotworze w rejonie wiaduktu kolejowego WK 432 na autostradzie A-1 w miejscu wykonania otworu badawczego W18, na terenie bardzo silnie zagrożonym wystąpieniem deformacji nieciągłych ze względu na dokonaną, płytką eksploatację rud metali systemem ubierkowo-komorowym w dwóch ławach na głębokości ok. 20 i 30 m oraz nieudokumentowanej eksploatacji szybkowej do głębokości kilkunastu metrów. Teren ten dodatkowo podlegał wpływom głębokiej eksploatacji pokładów węgla.
- Rejon B (rys. 7.2) – dotyczy fragmentu górotworu w północnej części niecki bytomskiej na odcinku od rzeki Brynicy k/Piekar do lasów miechowickich k/Bytomia, objętego płytką eksploatacją do ok. 50 m. Zagrożenie wystąpieniem deformacji nieciągłych na tym terenie jest zróżnicowane od niewielkiego do bardzo dużego, głównie w zależności od sposobu dokonanej eksploatacji złóż rud metali i stopnia rozwoju procesów zapadliskowych związanych z pozostawionymi niezlikwidowanymi lub niewłaściwie zlikwidowanymi wyrobiskami. Teren ten w dużej części objęty był wpływami głębokiej eksploatacji pokładów węgla.

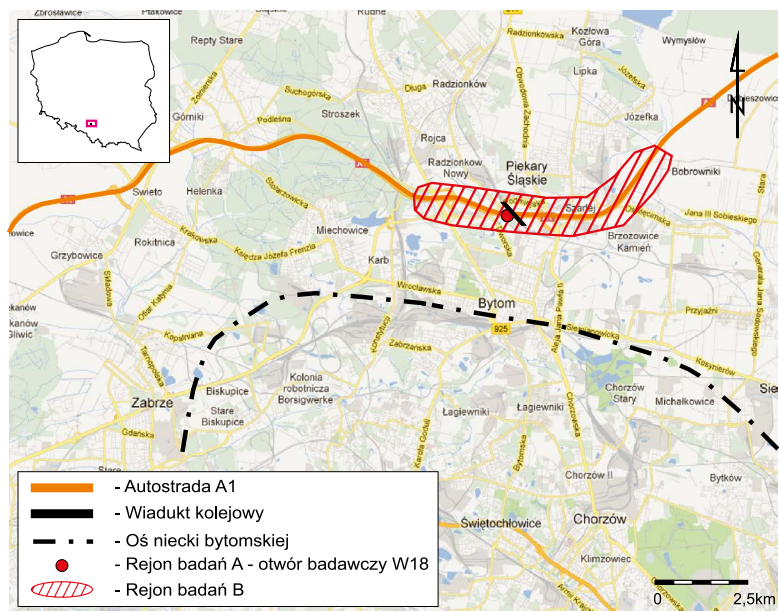
Dane geologiczno-górnice dotyczące budowy i właściwości górotworu pochodzą z dokumentacji projektowych i powykonawczych dla autostrady A-1 oddanej do użytkowania w 2012 roku (Dokumentacja 2012). Na tym terenie wykonano kilkaset otworów badawczych wraz badaniami gruntów i skał oraz liczne badania geofizyczne metodami: grawimetryczną, georadarową powierzchniową i w otworach oraz sejsmiczną.

Autor pracy część danych potrzebnych do analizy wrażliwości wyznaczył osobiście, a mianowicie wskaźnik RMR, w tym wskaźnik RQD (Deere i Deere 1988). W przypadku rejonu A wyznaczył RQD na dostępnym rdzeniu z otworu W18, przeanalizował stan spękań



Rys. 7.1. Szkic położenia rejonu badań B wraz z otworem badawczym W18 z zaznaczeniem dokonanej płytkiej eksploatacji

Fig. 7.1. Sketch of the location of research area B along with the W18 opening and indication of shallow exploitation



Rys. 7.2. Szkic położenia rejonów badań A i B w rejonie niecki bytomskiej w sąsiedztwie Bytomia i Piekary Śląskich

Fig. 7.2. Sketch of the location of research areas A and B on the terrain of bytom basin near Bytom and Piekary Śląskie

oraz zebrał próbki dla dodatkowych badań jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie R_c . W przypadku rejonu B autor zweryfikował obliczenia RQD na podstawie dostępnych fotografii rdzenia. Pozostałe dane pochodziły z kart otworów oraz dokumentacji wyników badania gruntów i skał (Dokumentacja 2012). Przeprowadził również analizę wyników badań geofizycznych oraz dostępnych map górniczych i geologicznych.

7.2. Charakterystyka geologiczno-górnicza rejonów badań

7.2.1. Położenie rejonów badań, charakterystyka ukształtowania powierzchni terenu i zagrożenie deformacjami nieciągłymi

Charakterystykę warunków geologicznych i górniczych przedstawionych w rozdziale 7.2 opracowano na podstawie dokumentacji projektowej autostrady A-1 (Dokumentacja 2012). Informacje te zostały opracowane na podstawie dokumentacji mierniczo-geologicznej byłych Zakładów Górniczo-Hutniczych „Orzeł Biały” oraz map górnosląskiego górnictwa rudnego wydanych w latach 1909–1911 przez Urząd Górniczy we Wrocławiu, informacji geologicznej z wykonanych otworów kontrolnych oraz wyników badań geofizycznych.

Z punktu widzenia geologii regionalnej niecka bytomska jest odrębną jednostką strukturalną w postaci synkliny przyjmującą kształt wygiętego łuku (Drewniak 1980). Jest położona w zachodniej części północnego obniżenia brzeżnego Górnosląskiego Zagłębia Węglowego (GZW). Rozciąga się od zachodnich wychodni pokładu 510 w obszarze dawnej kopalni „Pstrowski” w Zabrze do tzw. elewacji Grodziec w pobliżu Siemianowic Śląskich. W części centralnej oś niecki przebiega na najniższych głębokościach, a jej kierunek jest zbliżony do równoleżnikowego. W części zachodniej i wschodniej oś ulega wydzwignięciu i zmianie kierunku z równoleżnikowego na południkowy.

Obszar niecki bytomskiej podlegał ruchom tektonicznym, poczynając od faz orogenezy waryscyjskiej, poprzez orogenezę starokimeryjską, aż do trzeciorzędowych ruchów orogenezy alpejskiej. Wiele niewielkich zaburzeń osadów plejstocénskich i trzeciorzędowych, związana jest z obecnością lądolodu w okresie czwartorzędu. Powierzchnia terenu w rejonie niecki bytomskiej jest silnie przekształcona przez górnictwo i przemysł. Sieć hydrograficzna została przekształcona regulacją koryt i działalnością górniczą. Ciekim drenującym rejonu północnej części niecki bytomskiej jest rzeka Szarlejka, której źródła znajdują się w lasach na zachód od osiedla Generała Ziętka w Bytomiu. Zlewnia Szarlejki leży na obszarze eksploatacji górniczej, co skutkuje m.in. występowaniem podtopień i zmianą koryta. Tereny częściowo należą do nieużytków, na których zostały zdeponowane w sposób nieuporządkowany odpady górnicze i inne. Teren jest w sposób zróżnicowany zabudowany różnego rodzaju budynkami oraz różnego rodzaju trasami komunikacyjnymi.

Zagrożenie deformacjami nieciągłymi w niecce bytomskiej jest związane z dokonaną płytką eksploatacją do głębokości, maksymalnie 70 m w rejonach badań, złóż rud metali,

głównie rud cynku i ołowiu, a w mniejszym stopniu żelaza i wcześniej srebra. Dokonana płytka eksploatacja z pozostawieniem niezabezpieczonych wyrobisk czy wyrobisk zabezpieczonych obudową drewnianą lub murową, która może po latach ulec zniszczeniu, nadal stwarza możliwość występowania w górotworze pustek i stref rozluźnień na niewielkiej głębokości, które mogą być przyczyną uaktywnienia się procesów zapadliskowych. W niekorzystnych warunkach geologiczno-górnich procesy te mogą być przyczyną różnego rodzaju deformacji o charakterze nieciągłym. W warunkach niecki bytomskiej są to najczęściej formy nieckowe tzw. zapadliska, szczeliny oraz progi.

W rejonie niecki bytomskiej największy, bezpośredni wpływ na występowanie deformacji nieciągłych na powierzchni terenu pogórniczego ma eksploatacja dokonana w strefie przypowierzchniowej do głębokości ok. kilkudziesięciu metrów. W górotworze naruszonym eksploatacją, w którym nie prowadzi się już robót górniczych, ze wzrostem głębokości położenia pustek poeksploatacyjnych prawdopodobieństwo ujawnienia się procesu zapadliskowego na powierzchni terenu wyraźnie maleje. Świadczą o tym obserwacje występowania deformacji nieciągłych w rejonach eksploatacji złóż monoklinalnie nachylonych na skrzydłach niecki bytomskiej, z wychodniami położonymi blisko powierzchni terenu. Procesy zapadliskowe mogą być zatrzymane przez samopodsadzenie się pustek gruzowiskiem skalnym lub wodą. Głębiej położone wyrobiska, na ogół wykonane w mocniejszych, mniej zwietrzałych skałach, zachowują długotrwałą stateczność.

Odrębnym zagadnieniem jest zagrożenie zapadliskowe związane z niewłaściwie zlikwidowanymi szybami i szybkami oraz innymi wyrobiskami mającymi kontakt z powierzchnią terenu. Skutki rozwoju procesu zapadliskowego nad takimi wyrobiskami mogą być szczególnie niebezpieczne, zwłaszcza w warunkach występowania luźnego materiału w nadkładzie.

O typie deformacji i ich wymiarach decyduje zespół czynników geologiczno-górnich, zwłaszcza sposób zawodnienia ośrodka i związany z nim proces sufozji (Popiołek i Pilecki 2005). Szczególnie niebezpieczny stan powstaje wówczas, gdy istnieje kontakt hydrauliczny między luźnymi tworami nadkładu a pustką lub strefą rozluźnień w górotworze podstawowym. Proces sufozji jest częstą przyczyną reaktywacji starych pustek w górotworze. Dotyczy to także pustek częściowo lub nawet całkowicie podsadzonych materiałem drobnoziarnistym lub ilastym. Materiał ten może być transportowany w głąb górotworu wskutek przepływu wód. Wymywanie materiału ze szczelin w górotworze, może być także przyczyną aktywacji uskoków, a w efekcie tworzenia się nieciągłych deformacji na powierzchni terenu. Innym zagadnieniem, związanym z oddziaływaniem wody jest zjawisko infiltracji wód w głąb górotworu poprzez szczeliny powstałe nad eksploatacją. W ten sposób nawet stosunkowo głęboko dokonana eksploatacja może być przyczyną powstania pustki położonej wyżej od poziomu prowadzenia prac górniczych.

Aktywizacja starej pustki może także zachodzić na skutek nadmiernych obciążeń statycznych oraz różnego rodzaju obciążeń dynamicznych np. drgań sejsmicznych i parasejsmicznych. W ogólności do czynników aktywizujących proces deformacji nieciągłych w warunkach geologicznych i górniczych niecki bytomskiej należy zaliczyć:

- zmiany warunków hydrogeologicznych, związanych z infiltracją wód w głąb górotworu np. wskutek intensywnych opadów atmosferycznych, gwałtownego topnienia pokrywy śnieżnej itp.,
- osłabienie właściwości górotworu w wyniku procesu wietrzenia,
- zniszczenie obudowy lub innych zabezpieczeń starych szybów i szybków,
- przemieszczenia materiału zasypowego w niewłaściwie zlikwidowanych szybach i szybkach,
- deformacje w górotworze generowane przez głęboką eksploatację pokładów węgla,
- dynamiczne obciążanie górotworu drganiami komunikacyjnymi, wstrząsami górnictwymi itp.

Na powierzchni terenu niecki bytomskiej, na obszarze dokonanej płytkiej eksploatacji złoża rud metali, zaobserwowano liczne deformacje nieciągłe w postaci zapadlisk i szczelin (fot. od 7.1 do 7.2). Jedna z największych szczelin miała długość około 120 m, szerokość



Fot. 7.1. Widok deformacji liniowej w rejonie Bytomia

Phot. 7.1. Linear deformation view near Bytom



Fot. 7.2. Widok zapadliska w rejonie Bytomia

Phot. 7.2. The sinkhole view in the Bytom region

6–8 m i głębokość ok. 4,0 m. Stare formy zapadliskowe obserwuje się na całej powierzchni tego terenu. Interesujący opis zagrożenia deformacjami nieciągłymi znajduje się w dokumentacji ZG Orła Białego (Bratasz i in. 1990):

„Wiosną 1966 roku po roztopach wiosennych powstało w rejonie na północ od linii kolejowej PKP w Piekarach Śląskich wiele zapadlisk w formie rowów o długości od 30 do 100 m i przekroju poprzecznym 6–8 m na powierzchni terenu i około 1,0 m na głębokości około 8,0m. Poniżej widoczna była w zwięzłych dolomitach rozwarta szczelina szerokości około 1,0 m, do której stoczyły się warstwy nadkładu zbudowane z glin i piasków czwartorzędowych. Obsunięty luźny materiał nadkładu nie wystarczył na wypełnienie utworzonej szczeliny. Sumaryczna objętość zapadlisk wynosiła około 6000 m³ – taka ilość piasków i glin przemieściła się w głąb szczeliny. Obliczono, że głębokość rozwartej szczeliny musiała być większa od 29 m. W przedłużeniu powstałych rowów wystąpiły pojedyncze zapadliska w postaci głębokich lejów o wymiarach zbliżonych do poprzecznego przekroju rowów”.

7.2.2. Warunki geologiczne

Ogólna charakterystyka geologiczna niecki bytomskiej

W rejonie niecki bytomskiej objętej płytką eksploatacją rud występują utwory karbońskie, triasowe, fragmentarycznie utwory jurajskie w postaci płatów oraz czwartorzędowe. Szersze omówienie budowy geologicznej można znaleźć w dokumentacji (2012).

Utwory czwartorzędowe reprezentowane są głównie przez utwory polodowcowe i stanowią płaszcz o bardzo zmiennej miąższości od 0 m do kilkudziesięciu metrów w wymiarach erozyjnych. Utwory najmłodsze, holoceny, w postaci piasków różnoziarnistych i pylastych, piasków gliniastych, namulów, żwirów, glin i sporadycznie torfów spotykane są głównie w dolinie i pradolinie rzeki Szarlejki oraz jej dopływów, a także w postaci madów rzecznych w rejonach Radzionkowa, Seretu i w okolicach doliny Szarlejki. Miąższość utworów holoceny dochodzi do 40 m.

Utwory plejstocenu są wykształcone przeważnie w postaci glin piaszczystych, glin, piasków zailonych i piasków kwarcowych, żwirów oraz ilów. Występują one na przeważającej części terenu z wyjątkiem wzniesień, gdzie odsłaniają się utwory starsze, głównie triasowe. Miąższość ich jest różna i waha się od 1 do 50 m. Najmniejszą miąższość posiadają w rejonach wychodni dolomitów kruszonośnych i wapieni gogolińskich, w środkowej i północnej części śródmieścia miasta Piekary Śląskie. Grubość ich wynosi zaledwie 1 m, a miejscami nie występują.

Utwory jurajskie zawierają nagromadzenia rud żelaza brunatnego. Zazwyczaj ruda występuje wśród ilów i piasków i wchodzi w skład utworów krasowych. Rudy te tworzą skupienia o bardzo nieregularnych kształtach, podobnych czasem do gniazd lub soczewek o różnej wielkości. Zasadniczo utwory jurajskie odgrywają w budowie geologicznej podrzędną rolę. Można je spotkać jako gniazda żwirów kwarcowych o grubości do 10 m w bytomskiej dzielnicy Karb i w postaci piasków i ilów z żelazkiem ilastym zaliczonym do lia-

su w bytomskiej dzielnicy Rozbark, a także w dzielnicach Piekary i Szarlej (Piekary Śląskie) w postaci pojedynczych płatów.

Utwory triasowe obejmują środkową część niecki bytomskiej wraz z północnym obrzeżem. Niecka ta zapada w kierunku południowym, w taki sposób, że w południowych dzielnicach miasta w Dąbrówce Wielkiej i w Brzezinach Śląskich utwory triasowe posiadają znaczącą miąższość dochodzącą do 240 m, gdy tymczasem w kierunku północnym znajdują się wychodnie warstw triasowych. Utwory triasowe zbudowane są z następujących warstw:

- **górný wapien muszlowý** – jego miąższość wynosi od kilku do około 20 m. Są to przeważnie dolomity margliste pelityczne, lekko porowate, niekiedy gąbczaste. Skały te są spękané i wykazują podzielność płytkową, a barwa ich jest brązowa, brązowo-żółta, szarożółta i kremowa.
- **śródkowy wapien muszlowý** – ma postać dolomitów dipoporowych o miąższości od 5 do 25 m. Wykształcone są w postaci dolomitów porowatych i kawernistych, spękaných, zwietrzałych w partiach przypowierzchniowych, barwy brązowo-żółtej, żółto-rdzawej, lub brązowej oraz szaro-żółtej i różowej. Spękania i kawerny są w różnym stopniu wypełnione kalcytem, tlenkami żelaza oraz zwietrzeliną węglanową. Zawierają również przeławicenia dolomitów oolitowych. Wychodnie na powierzchni terenu podlegały intensywnym procesom erozji, dlatego nie zachowały się na całym obszarze.
- **dolny wapien muszlowý** – tworzą dolomity kruszconośne wykształcone głównie jako dolomity krystaliczne, średnio i grubokrystaliczne. Dolomity te są produktem dolomityzacji pierwotnych wapieni. Występują w sposób ciągły z wyjątkiem rejonów wymyć erozyjnych. Są one twarde, zbite i w różnym stopniu zwietrzałe. Dolomity te mają barwę szarą i szaro-brązową. Spotyka się również dolomity ziarniste na ogół lekko zwietrzałe, niekiedy kruche o barwie żółto-rdzawej i brązowo-żółtej. Dolomity barwy szarej są bardziej zwięzłe. Dolomity barwy żółto-szarej do brunatno-czerwonej, zwane w słownictwie górniczym dolomitami czerwonymi, mają wytrzymałość mniejszą od szarych i są mniej zwięzłe. Są przeważnie gruboławicowe. W spągowej części dolomitów kruszconośnych zlokalizowane jest złożé rud cynkowo-ołowiowych. Występują tu rudy siarczkowe, blenda cynkowa i galena oraz rudy siarczkowe, rudy utlenione, tzw. galmany. W spągu dolomitów kruszconośnych występuje warstwa ilu witiolowego barwy od szarej do ciemnej o zmiennej miąższości, od paru centymetrów do około 1,5 m. Jest on plastyczny i pęcznieje pod wpływem wody. Dolną granicę występowania dolomitów kruszconośnych tworzy strop wapieni gogolińskich.
- **warstwy gogolińskie** – zbudowane z wapieni krystalicznych i marglistych z wkładkami wapieni zlepieńcowatych. Rozciągają się one na całym obszarze. Miąższość ich jest różna i wynosi od 35 do 70 m. Wychodnie ich tworzą południowe skrzydło niecki bytomskiej, przebiegają wzdłuż południowej granicy Dąbrówki Wielkiej. W rejonie Piekar Śląskich oraz wzdłuż północnego biegu rzeki Brynicy warstwy te tworzą północne obrzeże niecki bytomskiej, jako wychodnie przykryte bezpośrednio utworami czwartorzędowymi. Wapienie gogolińskie są skałami podatnymi na wietrzenie. Na powierzchni tych utworów, w rejonie ich wychodni, rozwinęły się intensywnie różnej wielkości

zagłębienia erozyjne wypełnione osadami i rudami żelaza brunatnego oraz formy krasowe. W dolnej części wapieni gogolińskich występują wapienie cienkopłytowe z wkładkami marglistymi, miejscami gruboławicowe, o miąższości od 10 do 14 m. Pod warstwami dolnego wapienia muszlowego zalegają utwory pstrego piaskowca.

- **górnny pstry piaskowiec** – tworzą warstwy przynależne wiekiem do retu, o miąższości około 25 do 50 m. W górnych partiach są one rozwinięte w postaci wapieni przeważnie krystalicznych, miejscami jamistych, a w dolnych partiach w postaci marglisto-dolomitycznej, o barwie szarej lub żółtawej.
- **środkowy i dolny pstry piaskowiec** – wykrystalizowany jest w postaci pstrych ilów oraz czerwonych, żółtych i białych piasków kwarcowych, które miejscami tworzą piaskowce o lepisczu ilasto-wapiennym. Miąższość tych utworów wynosi od kilku do 25 m.

Utwory karbonu występują poniżej warstw triasowych już na głębokości 180 m, a miejscami na głębokości 60 m. Reprezentowane są przez warstwy rudzkie, o przewadze łupków piaszczystych z wkładkami piaskowców, o miąższości około 20 m, warstwy siódłowe o przewadze piaskowcowej i miąższości od 180 do 200 m oraz warstwy grupy brzeżnej, wykształcone w facji piaszczysto-ilastej z cienkimi pokładami węgla.

Tektonika

Omawiany obszar nie jest odrębnym elementem tektonicznym. Teren ten wielokrotnie podlegał ruchom podłoża i ma skomplikowaną budowę tektoniczną. Zasadniczy obraz tektoniczny północnej części GZW związany jest z fazą asturyjską orogenezy waryscyjskiej. Z fazą tą jest związane powstanie niecki bytomskiej. Pofałdowaniom waryscyjskim przypisuje się także powstanie wielu uskoków o różnych kierunkach, zrzucających partie karbonu od kilku do kilkudziesięciu metrów.

Młodsze, pokarbońskie ruchy tektoniczne występowały na opisywanym terenie między triasem a jurą. Są to ruchy związane z orogenezą starokimeryjską. Zaznaczyły się one zarówno w osadach triasowych, jak i w osadach karbońskich. W wyniku tych ruchów niecka bytomska obniżyła się do obecnego położenia.

Obszar złożowy ma dość skomplikowaną tektonikę, która zaznaczyła się tu w powstaniu struktury synklinalnej, jaką jest niecka bytomska oraz w wielu uskokuach o dwóch dominujących kierunkach. Jeden ma przebieg równoleżnikowy, a drugi południkowy. Oprócz nich istnieją jeszcze kierunki skośne.

W wyniku górotwórczych ruchów waryscyjskich uległy pofałdowaniu osady karbońskie i powstały liczne deformacje nieciągłe o kierunku zbliżonym do północno-południowego. Na tektonicznym i zerodowanym podłożu struktury waryscyjskiej sedymentowały osady triasu. Orogeniczne ruchy alpejskie spowodowały z kolei powstanie uskoków o kierunku wschód-zachód.

Zasadniczo, w wyniku ruchów głębokiego podłoża powstało wiele rowów tektonicznych i zrębów. Płaszczyzny uskokowe są strome o kącie nachylenia 70 do 85°. W rejonie Piekar Śląskich zidentyfikowano kilka uskoków o kierunku z północy na południe. Dwa prawie równo-

ległe uskoki tworzą rów tektoniczny w bytomskich dzielnicach: Śródmieście i Rozbark. Rów ten przebiega w kierunku NWW-SEE i ma szerokość około 80m, a wielkość zrzutu od 4 do 25 m. W swej zachodniej części rów ten kończy się uskokiem radzionkowskim, zrzucającym utwory triasowe i karbońskie na wschód. Zrzut uskoku radzionkowskiego wg KWK „Bobrek-Centrum” w utworach karbońskich wynosi około 240 m, a w triasie około 15 m (Bieniawski i in. 2011a). Płaszczyzna uskoku nachylona jest pod kątem 65 do 70° w kierunku zachodnim. Szczeliny uskokowe wspomnianych dyslokacji są z reguły bardzo wąskie i zablźnione.

Warunki hydrogeologiczne

W opisywanym rejonie badań wydziela się kilka pięter wodonośnych: czwartorzędowe, triasowe i karbońskie.

Czwartorzędowy poziom wodonośny związany jest głównie z dolinami rzecznyymi i utworami rzeczno-lodowcowymi. Występują tu również wody zawieszone, tworzące lokalne poziomy wodonośne. Utwory czwartorzędowe powodują zasilanie lub izolowanie niżej występujących pięter.

Triasowy poziom wodonośny występuje w utworach pstrego piaskowca, retu i wapienia muszlowego. Poziomy wodonośne wapienia muszlowego i retu zbudowane z wapieni i dolomitów występują w ośrodku szczelinowo-porowym. Miąższość utworów wodonośnych triasu wynosi od kilkunastu do ponad 150 m, a ich zwierciadło występuje na głębokości od kilkunastu do ponad 100 m. Wartość współczynnika filtracji zmienia się od 0,1 do ponad 80 m/dobę. Zwierciadło wody ma charakter napięty, a w rejonach wychodni – charakter swobodny. Zasilanie tego poziomu jest bezpośrednie w rejonach wychodni oraz pośrednie przez utwory czwartorzędowe.

Karboński poziom wodonośny zaznacza się głównie w rejonie, gdzie utwory karbonu nie zostały przykryte nadkładem skał triasowych.

W podłożu północnej części niecki bytomskiej brak jest warstwy izolacyjnej między powierzchnią terenu, a utworami podłoża podczwartorzędowego – z reguły przepuszczalnego. Na skutek prowadzenia działalności górniczej, obszary te są niezawodnione, bądź woda występuje lokalnie (tzw. woda zawieszona). Teren ten jest odwodniony przez działalność wydobywczą. Dopływ wody do kopalń w latach 1945–1993 wahał się w granicach 22–56,3 m³/min. Aktualnie, z uwagi na eksploatację pokładów węgla, wody podziemne są odprowadzane systemem chodników (między szybami Irena i Krystyn) do centralnej pompowni przy szybie „Bolko”. Ilość pompowanej wody waha się od 15–25 m³/min. Lej depresyjny wywołany pompowaniem wód obejmuje obszar wszystkich eksploatowanych niegdyś kopalń cynku i ołowiu.

7.2.3. Warunki górnicze

Początki kopalnictwa rud metali na Górnym Śląsku sięgają odległych czasów. Przypuszczalnie pierwszym historycznym dokumentem o eksploatacji rud jest bulla papieża Innocentego II z roku 1136, w którym jest wzmianka o kopalnictwie rud srebra w okolicy Bytomia.

Górnictwo rudne na terenie Górnego Śląska, a zwłaszcza w rejonie Bytomia, Piekar Śląskich i Tarnowskich Gór silnie rozwija się w okresie od XVIII wieku w wyniku zastosowania maszyny parowej oraz w wyniku opracowania technologii rafinacji cynku. W wyniku wyczerpywania się złożeń rud metali eksploatacja stopniowo zanika, aż do zlikwidowania ostatniej kopalni Orzeł Biały w roku 1989.

Pierwsze dostępne mapy eksploatacji złóż rud w niecce bytomskiej pochodzą z 1848 roku. Cennym źródłem informacji o zasięgu eksploatacji są mapy górnośląskiego górnictwa rudnego z 1911 r. (Dokumentacja 2012). Mapy te dokumentują zasięg eksploatacji złóż galeny, blendy cynkowej, galmanu i żelaziaka brunatnego.

Pierwotnie rozwinęła się eksploatacja galmanów w rejonie wychodni dolomitów kruszonośnych zarówno w skrzydle południowym, jak i północnym niecki bytomskiej. Na terenie Piekar Śląskich eksploatacja galmanów prowadzona była od roku 1859 w rejonie na wschód od drogi do Bobrownik, a od roku 1866 w rejonie dworca kolejowego Piekary Śląskie – Szarlej. Od roku 1864 datuje się eksploatacja galeny w rejonie obecnej zabudowy Miechowic oraz w rejonie ulic Kochanowskiego, Królowej Jadwigi, Reymonta i Brzezińskiej w Bytomiu, następnie eksploatacja zarówno złóż siarczkowych, jak i tlenkowych prowadzona była na całym obszarze od Miechowic do Dąbrówki Wielkiej. W roku 1935 przystąpiono do eksploatacji złóż zalegającego w filarach ochronnych, stosując podsadzkę suchą. Od roku 1955 prowadzono również eksploatację złóż naruszonego w zawałach pierwotnych wyrobisk. Od roku 1960 przy eksploatacji w filarach ochronnych, do likwidacji wyrobisk używano podsadzki piaskowej i cementowej. Złóż wybierano na głębokości od 20 m w rejonie wychodni dolomitów kruszonośnych do 100 m w osi niecki bytomskiej w okolicach Zakładu Odpompowania Bolko. Grubość wybranego złóż wahała się od 2 do 6 m sięgając miejscami do 10 m, przy czym eksploatację prowadzono warstwami. W niektórych rejonach złóż rud wybierano w dwu ławach, w dolnej oraz w górnej 10–15 m powyżej.

W latach siedemdziesiątych XX w. nastąpił stopniowy zanik eksploatacji rud w niecce bytomskiej. W roku 1975 unieruchomiono kopalnię Nowy Dwór, a w roku 1981 unieruchomiona została kopalnia Waryński istniejąca od 1857 roku. W roku 1985 unieruchomiono kopalnię Marchlewski. Od roku 1985 stopniowo likwidowana była kopalnia Orzeł Biały założona w 1869 roku. Z uwagi na wyczerpanie się złóż rud cynku i ołowiu, zakończenie eksploatacji nastąpiło 31 grudnia 1989 roku.

W licznych opracowaniach archiwalnych ZGH Orzeł Biały wskazuje się na tereny o największym zagrożeniu deformacjami nieciągłymi. Należy do nich zaliczyć tereny w rejonie Bytomia i Piekar Śląskich zlokalizowane na północ od trasy PKP Brzeziny Śląskie – Radzionków i na zachód od ulicy Bytomskiej, na zachód od szybu Drzewnego kopalni Orzeł Biały, tereny na wschód od osiedla domków jednorodzinnych w Brzezinach Śląskich przy ulicy Biskupa Herberta Bednorza, rejon na południe od szosy Brzeziny Śląskie – Dąbrówka Wielka, w rejonie kolonii Dołki, tereny rozprzestrzeniające się od osiedla Powstańców Śląskich i rzeki Brynicy w kierunku południowym do szlaku PKP Brzeziny Śląskie – Ząbkowice oraz rejon na południe od ulicy Gagarina w Dąbrówce Wielkiej.

W wyniku eksploatacji złożeń rud metali pozostały bardzo liczne szyby i szybiki, które są źródłem zagrożenia wystąpieniem deformacji nieciągłych na powierzchni terenu. Sposób likwidacji starych szybów jest słabo udokumentowany. Na mapach archiwalnych przy niektórych szybach podano, że są zlikwidowane. Szyby były zasypywane do powierzchni materiałem podsadzkowym, którym najczęściej był piasek lub lokalne grunty, bądź wykonywano pomost na nieznacznej głębokości, a następnie zasypywano przestrzeń nad pomostem. Ponadto należy zaznaczyć, że zagrożenie powierzchni terenu może być większe dla szybów wydrążonych w skałach mocnych, natomiast mniejsze dla szybów wykonanych na całej swej długości w utworach luźnych i słabo zwięzłych lub w zwietrzałych skałach. Te ostatnie przypuszczalnie uległy samopodsadzeniu na odcinkach niezlikwidowanych i należy przyjąć, że nie powinny stwarzać zagrożenia powierzchni terenu.

Zagrożenie ze strony wyrobisk chodnikowych jest efektem ich niepełnej likwidacji, co często wynikało z potrzeby wzmocnienia obudowy przed wpływami głębszej eksploatacji pokładów węgla. Część wyrobisk zabezpieczono przed zawaleniem, głównie w filarach ochronnych, w celu niedopuszczenia do powstania rozwoju procesów zapadliskowych.

W rejonach niecki bytomskiej najbardziej zagrożonych zapadliskami, eksploatację złożeń rud metali prowadzono początkowo odkrywkami lub systemem szybików z wyrobiskami poziomymi. Na większych głębokościach, od kilkudziesięciu do około 100 m, kiedy wprowadzenie maszyn górniczych umożliwiło sprawne odwadnianie i wentylację wyrobisk, eksploatację prowadzono w sposób bardziej uporządkowany – systemem komorowym i ubierkowym. Często wyrobiska nie były właściwie likwidowane lub likwidowane przez samozawalenie. Dodatkowo, w ostatnim okresie eksploatacji od początku XX w., w wielu rejonach niecki bytomskiej naruszenie górotworu było intensyfikowane głęboką eksploatacją pokładów węgla. W rejonie niecki bytomskiej głęboką eksploatację pokładów węgla kamiennego prowadziły kopalnie: Julian, Rozbark, Andaluzja, Powstańców Śląskich i Pstrowski. Obecnie po restrukturyzacji i znaczącej likwidacji eksploatację prowadzą: ZG Piekary i KWK Bobrek-Centrum.

W rejonie badań oznaczonym jako A, w sąsiedztwie wiaduktu kolejowego WK 432 na autostradzie A-1, prowadzono eksploatację złożeń rud cynku i ołowiu na głębokościach ok. 30 i ok. 40 m w tzw. ławie dolnej i górnej. Po wykonaniu wykopu pod autostradę głębokość położenia wyrobisk zmalała o około kilkanaście metrów, tym samym zagrożenie zapadliskowe znacząco wzrosło.

Roboty górnicze w tej części złożeń prowadzono w XIX wieku. W świetle informacji zamieszczonej na mapie górnictwa rudnego (arkusz E16B) (Dokumentacja 2012), grubość wybieranej warstwy po zachodniej stronie linii kolejowej wynosiła 2 m w ławie górnej, natomiast po stronie wschodniej 1,7 m w ławie dolnej. W okresie późniejszym, w tym rejonie na dużej głębokości prowadzona była intensywna eksploatacja pokładów węgla warstw rudzkich i siodłowych. Eksploatacja ta spowodowała obniżenia powierzchni terenu od 25 do 29 m. Jej efektem było dodatkowe spękanie i rozluźnianie utworów triasowych, w których dokonano eksploatacji złożeń rud metali. Warstwy te ulegały wielokrotnym deformacjom. Powstały różnego rodzaju szczeliny pionowe i ukośne oraz rozwarstwienia w całym kompleksie osadów triasowych.

7.3. Wyznaczenie parametrów górotworu w rejonach badań

W celu przeprowadzenia analizy wrażliwości modelowania numerycznego rozwoju procesu zapadliskowego według sposobu przedstawionego przez autora w rozdziale 6 należy określić zmienność przyjmowanych do obliczeń wartości parametrów górotworu w rejonach badań. Wyznaczenie podstawowych parametrów górotworu przedstawione w tym rozdziale jest oparte na metodzie Hoeka (Hoek i in. 1995), znajdującej powszechne zastosowanie w zagadnieniach geoinżynierskich (Pilecki 2002; Tajduś i in. 2012). Metoda ta bazuje na klasyfikacjach geomechanicznych oraz podstawowych badaniach laboratoryjnych związanych z wyznaczeniem jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie R_c oraz gęstości objętościowej ρ . Autor pracy posłużył się klasyfikacją RMR Bieniawskiego (1989). Obliczony wskaźnik RMR_{89} przyjęto w dalszej kolejności do obliczenia parametrów górotworu za pomocą programu RockLab v. 1.0 (Rocscience Inc. 2007).

Należy zaznaczyć, że w literaturze pojawiło się wiele modyfikacji sposobu obliczenia modułu sprężystości Younga E na podstawie wskaźnika RMR_{89} (Bieniawski i in. 2011a, 2011b). W pracy autor zastosował rozwiązanie opracowane przez Bieniawskiego (1989) i uszczegółowione przez Serafima i Pereirę (1992), szerzej przedstawione w załączniku 1, mając na uwadze opublikowany w ostatnim czasie komentarz do tej metody (Bieniawski i in. 2011b).

Wyznaczenie parametrów górotworu w rejonie A

Parametry górotworu wyznaczono dla strefy w bezpośrednim sąsiedztwie otworu W18 (rys. 7.2) w rejonie wiaduktu kolejowego WK 432 na autostradzie A-1, na terenie bardzo płytkiej eksploatacji złóż rud metali w sąsiedztwie wychodni utworów triasowych w północnej części niecki bytomskiej. Otwór badawczy W18 o średnicy 110 mm i długości 40 m, z pozyskaniem rdzenia został wykonany przez firmę Geocarbon w ramach prac związanych z uzdatnieniem podłoża (Dokumentacja 2012). W wyniku usunięcia kilkunastometrowej warstwy sytych gruntów i zwietrzliny skalnej (wykop dla drogi), otwór wiercony był bezpośrednio w mniej zwietrzałym podłożu skalnym. Autor mając dostęp do rdzenia wiertniczego z tego otworu (fot. 7.3) przeprowadził własne badania – obliczył wskaźnik RQD oraz przeanalizował stan spękań, sposób zwietrzenia i zawodnienia górotworu. Zebrane dane posłużyły do obliczenia wskaźnika RMR_{89} . Wskaźnik ten pozwolił na obliczenia pozostałych parametrów górotworu według zależności przedstawionych w załączniku 1.

W celu określenia jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie R_c , będącym jednym z parametrów klasyfikacji RMR_{89} , autor pobrał próbki dolomitu, możliwie regularnie na całej długości otworu do 40 m. Należy podkreślić, że w kompleksie dolomitu wyróżniono dwie odmiany facjalne: dolomit jasno-żółty do głębokości 10,8 m i dolomit ciemno-żółty poniżej 10,8 m do końca otworu. Natomiast na całej długości rdzenia wyraźnie zaznaczał się zróżnicowany wpływ procesu wietrzenia od bardzo silnego do średniego według klasyfikacji ISRM (1981). Oznaczenie R_c przeprowadzono na 32 próbkach dolomitu o wymiarach 4,5 x 4,5 x 9,0 cm w Laboratorium Badania Skał KWK Marcel (Raport 2011).



Fot. 7.3. Rdzeń wiertniczy otworu W18 w rejonie A

Phot. 7.3. W18 borehole core sample in A area

Wyniki zestawiono w tabeli 7.1. Wartość R_c zmieniała się w granicach od 13,6 do 59,9 MPa. Należy podkreślić, że średnie wartości R_c dla obu odmian facjalnych dolomitu były bardzo podobne, natomiast różniły się zakresem zmian wartości dla konkretnych próbek.

Tabela 7.1

Wyniki badań R_c dla dolomitu w otworze W18 (Raport 2011)

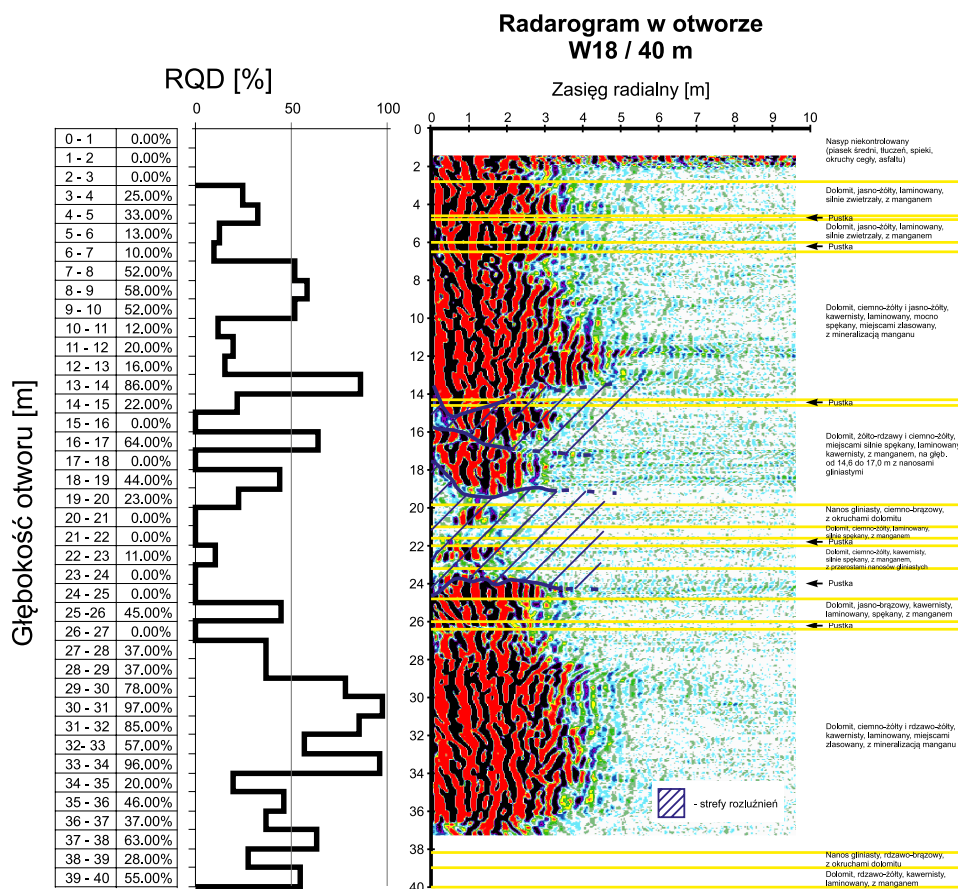
Table 7.1

Results for dolomite R_c measurement in the W18 borehole (Report 2011)

Lp.	Rodzaj skały	Głębokość pobrania [m]	R_c próbki [MPa]	Zakres wartości R_c [MPa]	Wartość średnia R_c [MPa]
1.	Dolomit jasno-żółty	0–10,8	35,1 38,0 40,5 36,5	35,1–40,5	37,8
2.	Dolomit ciemno-żółty	10,8–40	43,0 27,7 59,9 29,1 32,1 25,7 17,8 16,8 13,6 59,8 40,5 28,6 50,4 58,3 39,5 55,3 46,4 44,0 25,7 45,4	13,6–59,9	36,75

Wskaźnik RQD dla rdzenia z otworu W18 oscylował w granicach od 0 do 97%. Wartość średnia RQD wynosiła 35%. Na tej podstawie górotwór w przeważającej części otworu uznano jako bardzo słaby i słaby wg klasyfikacji Deerego i in. (1967) (zał. 1). Na rysunku 7.3 przedstawiono wykres zmian wskaźnika RQD w otworze W18 w odcinkach jednometrowych w korelacji do wyników pomiarów georadarem otworowym przeprowadzonych przy współudziale autora w ramach prac badawczych dla potrzeb uzdatnienia podłoża (Dokumentacja 2012). Obraz georadarowy wyraźnie wskazuje na położenie pustek, na odcinkach rdzenia otworu z zaniżoną wartością RQD.

Wskaźnik RQD, jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c wraz z oceną stanu spękań i zawadnienia górotworu posłużyły do obliczenia punktacji klasyfikacji ogólnej RMR₈₉ (tab.



Rys. 7.3. Wykres zmian wskaźnika RQD w odniesieniu do wyników pomiarów georadarem otworowym w otworze W18 (Dokumentacja 2012)

Fig. 7.3. RQD changes index chart with regards to the GPR measurements in the W18 borehole (Documentation 2012)

7.2). Zakres zmian punktacji RMR_{89} został wyznaczony dla warunków odpowiadających skrajnym punktacjom dla każdego z analizowanych jednometrowych odcinków rdzenia, stąd występuje różnica w odniesieniu do zakresu wartości konkretnych parametrów klasyfikacji. Punktacja ogólna RMR_{89} wskazuje na znaczące zróżnicowanie jakości górotworu od dobrej (70 pkt) do bardzo słabej (20 pkt).

W tabeli 7.3 zestawiono wszystkie parametry dla górotworu podstawowego oraz nadkładu wymagane do przeprowadzenia obliczeń dla rejonu A. Zgodnie z założeniami w rozdziale 6, parametry dla nadkładu odpowiadają modelowi ośrodka Coulomba-Mohra, a dla górotworu zasadniczego modelowi ośrodka Hoeka-Browna. Wartości parametrów nadkładu przyjęto na podstawie danych literaturowych (Popiołek i Pilecki 2005) oraz dokumentacji badawczej (2012) z rejonu sąsiadującego z rejonem A.

Tabela 7.2

Zestawienie zmian wartości parametrów klasyfikacji Bieniawskiego (1989) dla rejonu A

Table 7.2

List of classification parameters changes according to Bieniawski classification (1989) – area A

Lp.	Wielkość	Jednostka	Przedział zmienności (wartość średnia)	Punktacja RMR ₈₉
1.	Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie	MPa	13,6–59,9 (36,75)	2–7
2.	RQD	%	0–97 (48,5)	3–20
3.	Średnia odległość między nieciągłościami	m	<0,06–<0,6 (0,33)	5–10
4.	Stan płaszczyzn systemu spękań	opis	wypełnienie szczelin drobnym materiałem >5 mm, wyrównane lub lekko chropowate powierzchnie, mocno zwietrzałe ścianki szczelin	0–23
5.	Zawodnienie	opis	całkowicie sucho do wilgotnego	10–15
6.	PUNKTACJA OGÓLNA (dla odcinków jednowymiarowych)			20–70

Tabela 7.3.

Zakres zmian wartości parametrów nadkładu i górotworu zasadniczego przyjętych do obliczeń numerycznych dla rejonu A

Table 7.3

Range of changes in the parameter values of overburden and rock fundamental admitted to the numerical calculations for area A

Nazwa parametru	Wartość parametru			
	nadkład		górotwór podstawowy	
	zakres	średnia	zakres	średnia
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1750–2150	1950	2323–2709	2516
Moduł Younga E [MPa]	10–150	80	1780–40000	20900
Współczynnik Poissona ν [–]	0,3	0,3	0,25–0,3	0,275
Kąt tarcia wewnętrznego φ [°]	10–30	20	–	–
Spójność c [kPa]	10–89,5	57,75	–	–
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	–	–	13,6–59,9	36,8
Wytrzymałość na rozciąganie R_r [kPa]	0	0	0–10	5
Wskaźnik RMR [–]	–	–	20–70	45
Wskaźnik GSI [–]	–	–	15–65	40
Stała Hoeka –Browna m_i [–]	–	–	6–9	7,5
Stała Hoeka –Browna a [–]	–	–	0,561–0,502	0,532
Stała Hoeka –Browna m_b [–]	–	–	0,288–2,579	1,433
Stała Hoeka –Browna s [–]	–	–	$7,91 \cdot 10^{-5}$ –0,0205	0,0103

Wyznaczenie parametrów górotworu w rejonie B

Parametry górotworu dla rejonu B wyznaczono na podstawie analizy rdzeni z 58 otworów badawczych. Obliczenia parametrów klasyfikacji Bieniawskiego obliczono analogicznie jak dla rejonu A i zestawiono w tabeli 7.4. Punktacja ogólna RMR_{89} , zmieniająca się od 13 (bardzo słaby) do 90 (bardzo mocny) wskazuje na bardziej zróżnicowaną jakość górotworu w porównaniu do rejonu A. Należy również podkreślić, że zakres punktacji ogólnej odnosi się do konkretnych zmian tej punktacji w analizowanych odcinkach jednowymiarowych rdzenia wiertniczego.

Tabela 7.4

Zestawienie zmian wartości parametrów klasyfikacji Bieniawskiego (1989) dla rejonu B

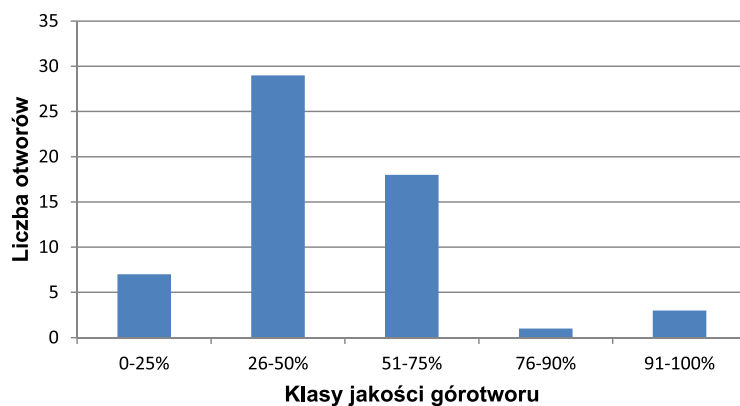
Table 7.4

List of classification parameters changes according to Bieniawski classification (1989) – area B

Lp.	Wielkość	Jednostka	Przedział zmienności (wartość średnia)	Punktacja
1.	Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c	MPa	15–127 (71)	2–12
2.	RQD	%	0–94 (47)	3–20
3.	Średnia odległość między nieciągłościami	m	< 0,06–< 2 (0,33)	5–15
4.	Stan płaszczyzn systemu spękań	opis	wypełnienie szczelin materiałem ilastym od drobnego do grubego, wyrównane powierzchnie pęknięć do lekko chropowatych, wielkość szczeliny od 0,1 do > 5 mm	0–28
5.	Zawodnienie	opis	całkowicie sucho do wypływu wody	0–15
6.	PUNKTACJA OGÓLNA			13–90

Średnia wartość punktacji RQD dla wszystkich otworów wynosiła 45% przy zerowej wartości minimalnej i wartości maksymalnej 94%. Histogram przedstawiony na rysunku 7.4 pokazuje rozkład średniej wartości wskaźnika RQD w zbiorze 58 otworów. Z wykresu wynika, że górotwór w rejonie B jest głównie słaby i w mniejszym stopniu średni według klasyfikacji Deerego i in. (1967).

Analogicznie jak dla rejonu A obliczono zmiany wartości pozostałych parametrów przyjmowanych do obliczeń numerycznych. W tabeli 7.5 zestawiono wszystkie parametry dla nadkładu oraz górotworu podstawowego wymagane do obliczeń dla rejonu B.



Rys. 7.4. Histogram rozkładu wartości średniego RQD w otworze w zbiorze 58 otworów badawczych z rejonu B w niecce bytomskiej

Fig. 7.4. Histogram of the average RQD values in a set of 58 boreholes from area B at the Bytom basin

Tabela 7.5

Zakres zmian wartości parametrów nadkładu i górotworu zasadniczego przyjętych do obliczeń numerycznych dla rejonu B

Table 7.5

Range of changes in the values of the overburden and bedrock parameters admitted to the numerical calculations for the area B

Nazwa parametru	Wartość parametru			
	zwietrzelnina (nadkład)		dolomit (górotwór podstawowy)	
	zakres	średnia	zakres	średnia
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1750–2150	1950	2528–2911	2719,5
Moduł Younga E [GPa]	0,010–0,150	80	1,19–80	40,6
Współczynnik Poissona ν [–]	0,3	0,3	0,25–0,3	0,275
Kąt tarcia wewnętrznego φ [°]	10–30	20	–	–
Spójność c [kPa]	10–89,5	57,75	–	–
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	–	–	15–127	71
Wytrzymałość na rozciąganie R_t [kPa]	0	0	0–20	10
Wskaźnik RMR [–]	–	–	13–90	51,5
Wskaźnik GSI [–]	–	–	8–85	46,5
Stała Hoeka–Brownia m_i [–]	–	–	6–9	7,5
Stała Hoeka–Brownia a [–]	–	–	0,596–0,500	0,549
Stała Hoeka–Brownia m_b [–]	–	–	0,244–5,267	2,746
Stała Hoeka–Brownia s [–]	–	–	$3,64 \cdot 10^5$ –0,189	0,0945

7.4. Metodyka badań

7.4.1. Opis sposobu przeprowadzenia obliczeń

Metodyka obliczeń jest zgodna z opisem szczegółowo przedstawionym w rozdziale 6. Na podstawie prac szerzej omówionych w rozdziale 4 przyjęto, że podstawowymi wielkościami opisującymi proces zapadliskowy są przemieszczenie pionowe, naprężenia pionowe i poziome oraz stosunek naprężenia poziomego do pionowego (współczynnik rozporu boczno- λ) nazywane dalej wielkościami wynikowymi.

W metodyce przyjmuje się, że w pierwszej kolejności przeprowadza się analizę istotności polegającą na ocenie wpływu zmian wszystkich parametrów fizyczno-mechanicznych ośrodka skalnego na zmiany naprężeń pionowych i poziomych oraz przemieszczenia pionowego w punkcie położonym pionowo nad pustką na granicy między górotworem podstawowym a nadkładem. Zmiany wartości monitorowanych wielkości w tym punkcie decydują o możliwości ujawnienia się zapadliska na powierzchni terenu. W obu przypadkach analizowanych rejonów A i B, przyjęto identyczną geometrię modelu numerycznego dla porównania wyników obliczeń, a różnice dotyczą jedynie zakresu analizowanych parametrów.

W kolejnym etapie, przyjmuje się do obliczeń tylko parametry wykazujące bardziej istotne zmiany wartości wielkości wynikowych powyżej arbitralnie ustalonej granicy nazwanej wartością progową. Wprowadza się dodatkowy zbiór parametrów wejściowych – informacje ekspertów, opisanych zakresami ich zmian. Dla parametrów zakwalifikowanych jako nieistotne w obliczeniach przyjęto wartości średnie.

Następnie przeprowadza się wariantowe obliczenia numeryczne rozwoju procesu zapadliskowego dla zakresów wartości parametrów wejściowych, zgodnie z założeniami metody zbiorów losowych. Wyniki obliczeń zilustrowano w postaci wykresów dystrybucji obliczonych wartości przemieszczenia pionowego oraz naprężenia pionowego i współczynnika λ . Wykresy te posłużyły do określenia prawdopodobieństwa wystąpienia wartości parametrów mających największy wpływ na rozwój procesu zapadliskowego.

7.4.2. Konstrukcja modelu numerycznego

Wprowadzenie

Model numeryczny skonstruowano w dwóch etapach na podstawie schematu przedstawionego w rozdziale 6 (rys. 6.1):

Etap 1 – opracowanie modelu fizycznego, w którym określono jego geometrię na podstawie danych geologicznych i górniczych oraz wprowadzono parametry modelu,

Etap 2 – opracowanie modelu obliczeniowego, w którym wprowadzono siatkę obliczeniową, określono warunki brzegowe i początkowe, wybrano model matematyczny opisujący zachowanie się ośrodka geologicznego oraz określono położenie punktów rejestracji (monitorowania) zmian wartości obliczanych wielkości.

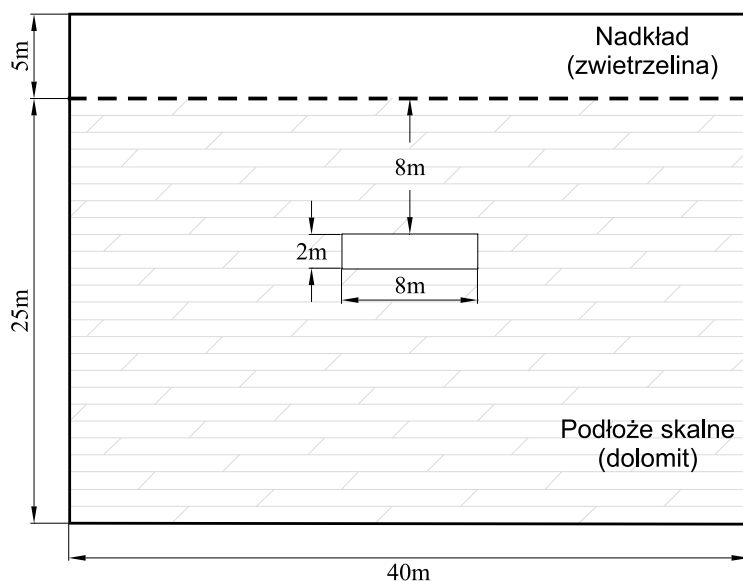
Obliczenia numeryczne zostały przeprowadzone za pomocą programu FLAC 2D v. 7.0 zgodnie z ogólnymi zasadami tego rodzaju obliczeń i metodyką szerzej opisaną np. w pracy Krawca i Pileckiego (2012) i przedstawioną w rozdziale 4. Podstawowe etapy realizacji obliczeń numerycznych polegały na:

- doprowadzeniu do równowagi sił w polu naprężenia pierwotnego,
- zasymulowaniu pustki,
- doprowadzeniu do równowagi sił w polu naprężenia wtórnego,
- obserwacji zmian naprężenia pionowego, poziomego i przemieszczenia pionowego w punkcie monitorującym położonym na granicy warstw górotworu podstawowego i nadkładu,
- wizualizacji wyników obliczeń.

Model fizyczny

Model składa się z dwóch warstw (rys. 7.5):

- luźnego nadkładu zbudowanego ze zwietrzliny dolomitowej o miąższości 5 m oraz
- podłoża skalnego (górotwór podstawowy) zbudowanego z silnie spękanych dolomitów o miąższości 25 m.



Rys. 7.5. Model fizyczny

Fig. 7.5. Physical model

W podłożu zaprojektowano prostokątną pustkę o wysokości 2 m i szerokości 8 m, której strop znajdował się na głębokości 13 m. Długość podstawy modelu wynosiła $l = 40$ m, a jego wysokość $h = 30$ m. Geometria pustki oraz ośrodka geologicznego została przyjęta na

podstawie map górniczych i danych geologicznych i geofizycznych z rejonu A i powtórzona w obliczeniach dla rejonu B, w celu porównania wyników.

Parametry ośrodka geologicznego dla potrzeb przeprowadzenia analizy istotności zestawiono w tabeli 7.6 dla rejonu A i tabeli 7.7 dla rejonu B. Parametry poszczególnych warstw ośrodka dobrano w zależności od przyjętego warunku wytrzymałościowego. Zachowanie nadkładu opisano warunkiem Coulomba–Mohra. Do obliczeń przyjęto: gęstość objętościową ρ , moduł Younga E , współczynnik Poissona ν , kąt tarcia wewnętrznego ϕ , spójność c ,

Tabela 7.6

Parametry fizyczno-mechaniczne przyjęte do obliczeń numerycznych w rejonie A

Table 7.6

Physical and mechanical parameters adopted for numerical calculation in the area A

Nazwa parametru	Nadkład	Górotwór podstawowy	
	wartości średnie	badania terenowe i laboratoryjne	metoda ekspercka
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1950	2323–2709	2400–2800
Wskaźnik RMR	–	20–70	18–75
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	–	13,6–59,9	15–80
Wytrzymałość na rozciąganie R_t [MPa]	–	0–0,01	0–0,02
Współczynnik Poissona ν [-]	0,3	0,25–0,3	0,21–0,28
Współczynnik m_i [-]	–	6–9	6–9
Spójność c [kPa]	57,75	–	–
Kąt tarcia wewnętrznego ϕ [°]	20	–	–

Tabela 7.7

Parametry fizyczno-mechaniczne przyjęte do obliczeń numerycznych w rejonie B

Table 7.7

Physical and mechanical parameters adopted for numerical calculation in the area B

Nazwa parametru	Nadkład	Górotwór podstawowy	
	wartości średnie	badania terenowe i laboratoryjne	metoda ekspercka
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1950	2323–2709	2400–2800
Wskaźnik RMR	–	20–70	18–75
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	–	13,6–59,9	15–80
Wytrzymałość na rozciąganie R_t [MPa]	–	0–0,01	0–0,02
Współczynnik Poissona ν [-]	0,3	0,25–0,3	0,21–0,28
Współczynnik m_i [-]	–	6–9	6–9
Spójność c [kPa]	57,75	–	–
Kąt tarcia wewnętrznego ϕ [°]	20	–	–

wytrzymałość na rozciąganie R_r . Zachowanie górotworu zasadniczego scharakteryzowano warunkiem wytrzymałościowym Hoeka–Browna. Wśród parametrów opisujących ten warunek oprócz gęstości objętościowej, modułu Younga, współczynnika Poissona i wytrzymałości na rozciąganie R_r , przyjęto: wskaźnik RMR, stałe materiałowe a , m_b , s oraz jednoosiową wytrzymałość na ściskanie R_c .

W przypadku górotworu zasadniczego informacje o zakresie zmian wartości parametrów poszerzono o dane pozyskane metodą ekspercką. Informacje te otrzymano od specjalistów zajmujących się zagadnieniami deformacji nieciągłych na tym terenie. Dla każdego źródła informacji przypisano jednakowe prawdopodobieństwo równe 0,5.

Model obliczeniowy

Obliczenia numeryczne przeprowadzono w płaskim stanie odkształcenia, w ośrodku sprężysto-plastycznym z warunkiem wytrzymałościowym Coulomba–Mohra dla warstwy nadkładu oraz z warunkiem Hoeka–Browna dla górotworu zasadniczego.

W modelu obliczeniowym przyjęto, że naprężenia rosną liniowo z głębokością. Pionowe naprężenie σ_V wprowadzono zgodnie ze wzorem:

$$\sigma_V = \sum_{i=1}^n \rho_i \cdot h_i \cdot g \quad (7.1)$$

gdzie:

- ρ_i – gęstość objętościowa,
- h_i – miąższość warstwy,
- n – liczba warstw.

Naprężenie poziome pierwotne σ_H wynosi:

$$\sigma_H = \lambda \cdot \sigma_V \quad (7.2)$$

gdzie:

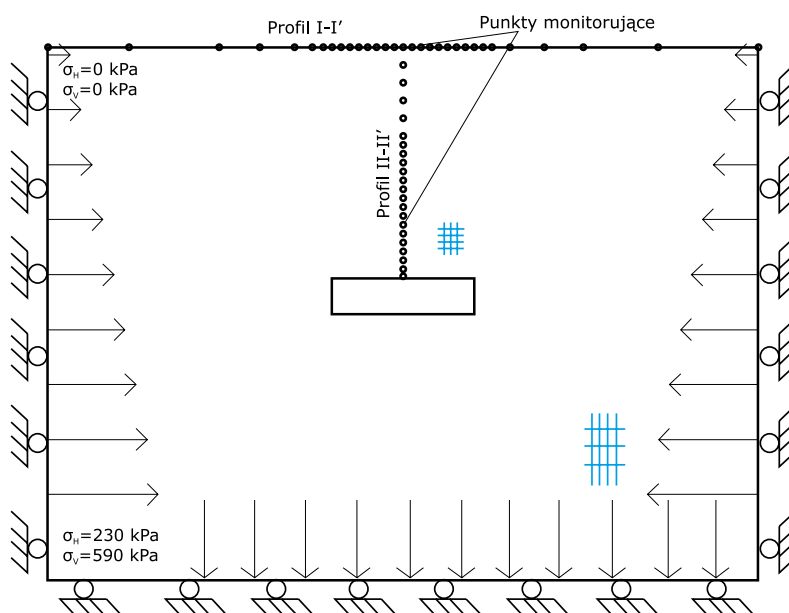
- λ – współczynnik rozporu bocznego.

Sposób skrupowania modelu zilustrowano na rysunku 7.6. Na prawej i lewej krawędzi modelu unieruchomiono przemieszczenia poziome, dopuszczając jedynie swobodny ruch w kierunku pionowym. Na dolnej krawędzi zablokowano przemieszczenia pionowe, dopuszczając ruch w kierunku poziomym. Siatka obliczeniowa została skonstruowana w taki sposób, aby osiągnąć dużą dokładność wyników w strefie rozwoju procesu zniszczenia w części stropowej pustki. W tym celu zastosowano zagęszczenie siatki obliczeniowej do wymiaru oczka 0,1 x 0,1 m. Poza tą strefą oczka miały wymiar zróżnicowany dochodzący do maksymalnych wartości 2,0 x 3,0 m w największej odległości od pustki.

Podstawowym zadaniem w trakcie konstrukcji siatki obliczeniowej jest jej dopasowanie do modelu fizycznego. Na tym etapie modelowania szczególną uwagę zwraca się na geo-

metrię oraz liczbę elementów siatki obliczeniowej, gdyż wpływają one w głównej mierze na dokładność obliczonych wartości, a jednocześnie na czas przeprowadzanych obliczeń. Największe zagęszczenie elementów stosuje się w obszarze przewidywanych, największych zmian naprężenia i odkształcenia w modelu. Pozostałe obszary modelu, w których duża dokładność nie jest wymagana, mogą być reprezentowane przez mniejszą liczbę elementów siatki.

Zmiany naprężenia i przemieszczenia rejestrowano w punktach monitorujących zlokalizowanych wzdłuż dwóch profili I-I' i II-II'. Profil I-I' zlokalizowano na powierzchni terenu, natomiast profil II-II' położony był pionowo wzdłuż osi symetrii pustki. Na profilu poziomym I-I' obserwowano zmiany przemieszczenia pionowego d_V modelu. Na profilu pionowym II-II' obserwowano zmiany naprężenia pionowego σ_V i poziomego σ_H oraz przemieszczenie pionowe d_V . Przyjęto, że naprężenia o ujemnych wartościach oznaczają naprężenie ściskające, a dodatnich naprężenie rozciągające. W przypadku przemieszczenia, ujemne wartości oznaczają przemieszczenia w kierunku rosnącej głębokości, a wartości dodatnie przemieszczenia w kierunku powierzchni terenu.



Rys. 7.6. Model obliczeniowy

Fig. 7.6. Calculation model

Przyjęto założenie o silnym spękanii górotworu, dużej przepuszczalności i w efekcie braku oddziaływania wód gruntowych na analizowanej w modelu głębokości. W przypadku braku równowagi sił w polu naprężenia wtórnego dla zestawu parametrów wejściowych charakteryzujących silnie zniszczony ośrodek skalny zastosowano następujące kryteria zakończenia obliczeń:

a) Jeżeli powierzchnia pustki wtórnej była większa lub równa od powierzchni pustki pierwotnej pomniejszonej o 25% – tzw. kryterium samopodsadzenia się pustki.

b) Jeżeli przemieszczenie pionowe jednego z węzłów osiągnęło wartość 0,1 m program zatrzymywał obliczenia – kryterium nieakceptowalnej deformacji siatki obliczeniowej.

7.4.3. Analiza wrażliwości parametrów fizyczno-mechanicznych

Zgodnie z algorytmem przedstawionym w rozdziale 6, na wstępie przeprowadzono analizę istotności, która polegała na ocenie, jak dopuszczalna zmiana parametrów miała wpływ na zmianę wartości naprężenia pionowego i poziomego oraz przemieszczenia pionowego w punkcie położonym pionowo nad pustką na granicy między górotworem podstawowym a nadkładem. Do analizy wytypowano sześć następujących parametrów:

- gęstość objętościowa ρ ,
- wskaźnik RMR,
- jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c ,
- wytrzymałość na rozciąganie R_t ,
- współczynnik Poissona ν ,
- współczynnik m_i kryterium Hoeka–Brownia.

Zebrane dane o wartościach parametrów z badań terenowych i laboratoryjnych uzupełniono danymi pozyskanymi od ekspertów. Każdemu ze źródeł informacji o parametrach przypisano jednakowe prawdopodobieństwo równe 0,5. W tabeli 7.8 dla rejonu A i 7.9 dla rejonu B przedstawiono zakresy wartości analizowanych parametrów. Zbiory losowe tych parametrów zostały zobrazowane na rysunku 7.7 dla rejonu A i 7.8 dla rejonu B. Wartości parametrów nadkładu potrzebnych do obliczeń, a nieuwzględnionych w analizie istotności, przyjęto jako średnie arytmetyczne zgodnie z tabelami 7.6 i 7.7.

Tabela 7.8

Parametry fizyczno-mechaniczne w rejonie A

Table 7.8

Physical and mechanical parameters in the area A

Rodzaj parametru	Badania terenowe i laboratoryjne	Metoda ekspercka
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	2323–2709	2400–2800
Wskaźnik RMR	20–70	18–75
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	13,6–59,9	15–80
Wytrzymałość na rozciąganie R_t [MPa]	0–0,01	0–0,02
Współczynnik Poissona ν [–]	0,25–0,3	0,21–0,28
Współczynnik m_i [–]	6–9	6–9

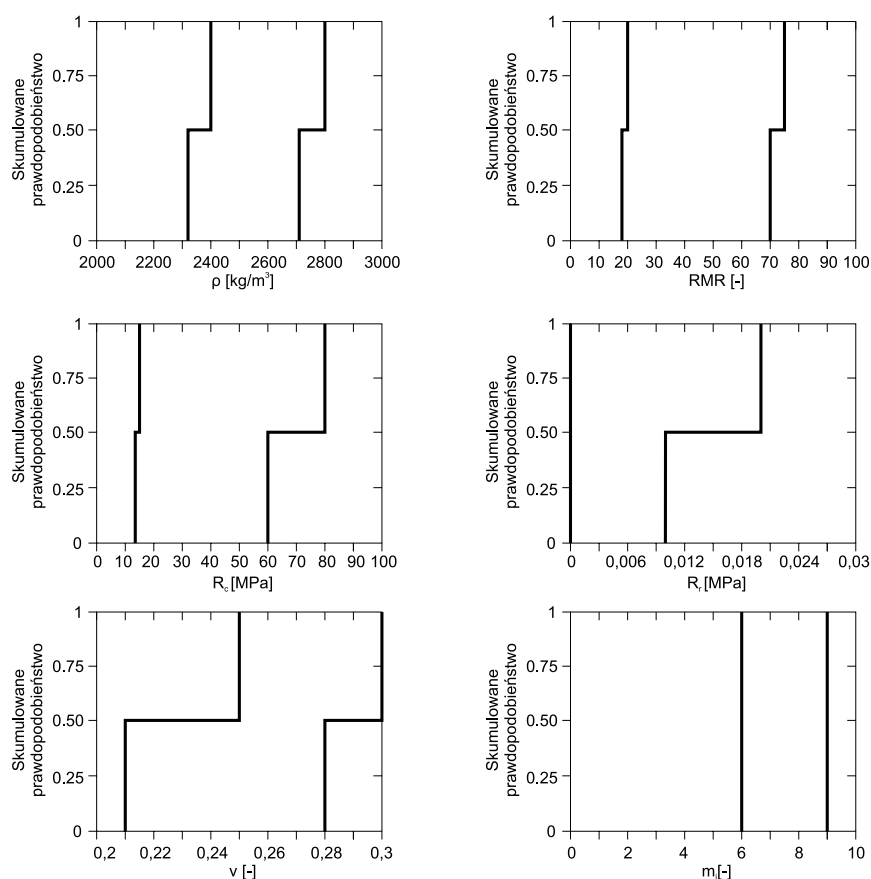
Tabela 7.9

Parametry fizyczno-mechaniczne w rejonie B

Table 7.9

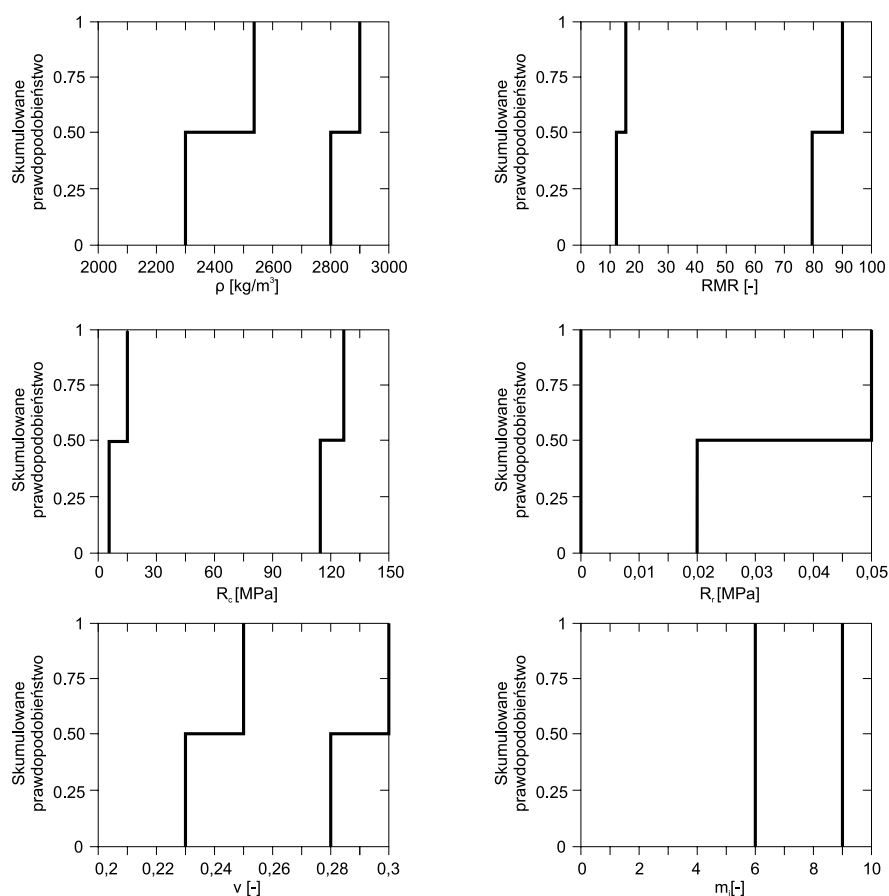
Physical and mechanical parameters in the area B

Rodzaj parametru	Badania terenowe i laboratoryjne	Metoda ekspercka
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	2528–2911	2300–2800
Wskaźnik RMR	13–90	15–80
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	15–127	5–110
Wytrzymałość na rozciąganie R_t [MPa]	0–0,02	0–0,05
Współczynnik Poissona ν [–]	0,25–0,3	0,23–0,28
Współczynnik m_f [–]	6–9	6–9



Rys. 7.7. Zbiory losowe parametrów przyjętych do analizy istotności na podstawie dwóch źródeł o jednakowym prawdopodobieństwie 0,5 w rejonie A

Fig. 7.7. The random sets of parameters adopted to sensitivity analysis based on two sources with equal probability 0.5 in the area A



Rys. 7.8. Zbiory losowe parametrów przyjętych do analizy istotności na podstawie dwóch źródeł o jednakowym prawdopodobieństwie 0,5 w rejonie B

Fig. 7.8. The random sets of parameters adopted to sensitivity analysis based on two sources with equal probability 0.5 in the B area

Parametry zostały zweryfikowane pod kątem wzajemnej niezależności i w przypadku rejonu A dla współczynnika korelacji liniowej nie przekraczały wartości 0,57, a dla współczynnika korelacji Spearmana 0,54, co świadczy o bardzo słabej korelacji. W przypadku rejonu B, z uwagi na posługiwanie się jedynie zakresami zmian wartości parametrów, takiej analizy nie można było przeprowadzić.

W celu wyznaczenia najbardziej istotnych parametrów wejściowych zastosowano kryterium progowe dla zmian większych od 5%.

Po identyfikacji istotnych parametrów przygotowano zestawy parametrów wejściowych do kolejnych obliczeń. Zestawy parametrów obliczono jako iloczyn kartezjański w zbiorze istotnych parametrów pochodzących z różnych źródeł. W obrębie każdego zbioru powtórnie analizowano kombinacje dwuelementowych zbiorów zawierających wartość minimalną i maksymalną danego parametru.

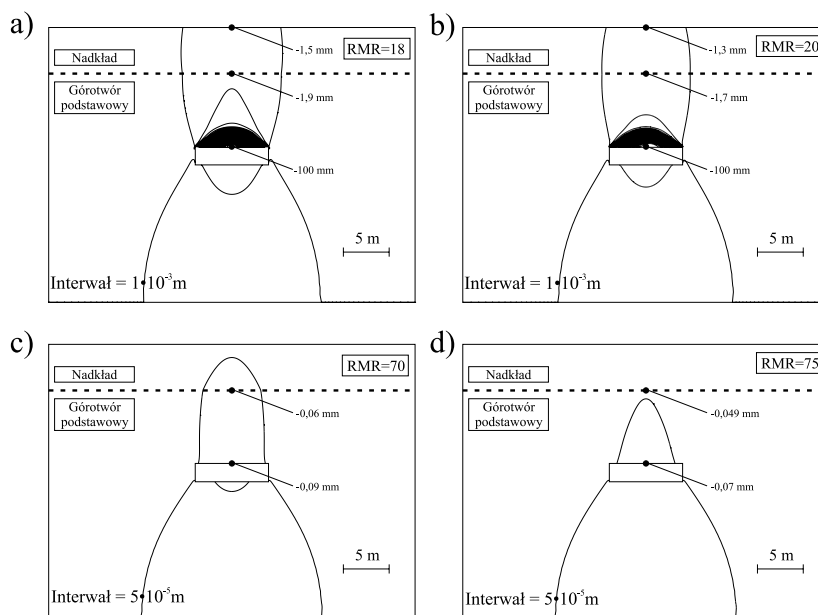
W efekcie po uwzględnieniu wartości średnich dotyczących mniej istotnych parametrów otrzymano konkretną liczbę 64 zestawów parametrów wejściowych do obliczeń numerycznych.

Jednym z warunków niezbędnych dla wystąpienia zapadliska na powierzchni terenu jest przerwanie ciągłości granicy między warstwą nadkładu i warstwą górotworu podstawowego w wyniku postępu procesu zapadliskowego ku powierzchni terenu. W związku z tym w analizie wyników obliczeń numerycznych zwracano uwagę na punkt krytyczny, położony na granicy między warstwami w osi pustki. Kolejne etapy analizy wrażliwości przeprowadzono na podstawie schematu omówionego w rozdziale 6.

7.5. Wyniki obliczeń i ich analiza w wybranej lokalnej strefie górotworu w niecce bytomskiej (rejon A)

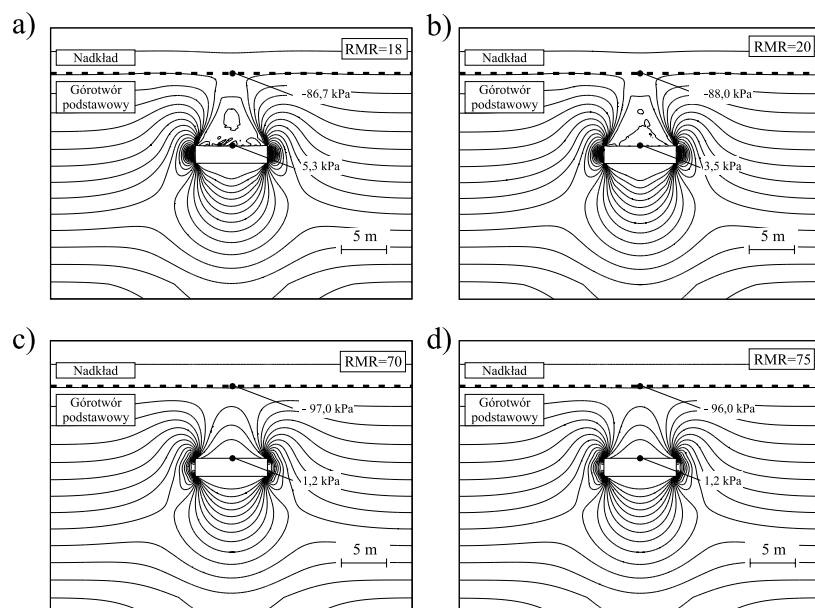
7.5.1. Analiza istotności parametrów fizyczno-mechanicznych

Analiza istotności dla sześciu parametrów wymienionych w tabeli 7.8 wymagała 25 operacji obliczeniowych zgodnie z równaniem 6.2. Na rysunkach od 7.9 do 7.11 przedstawiono



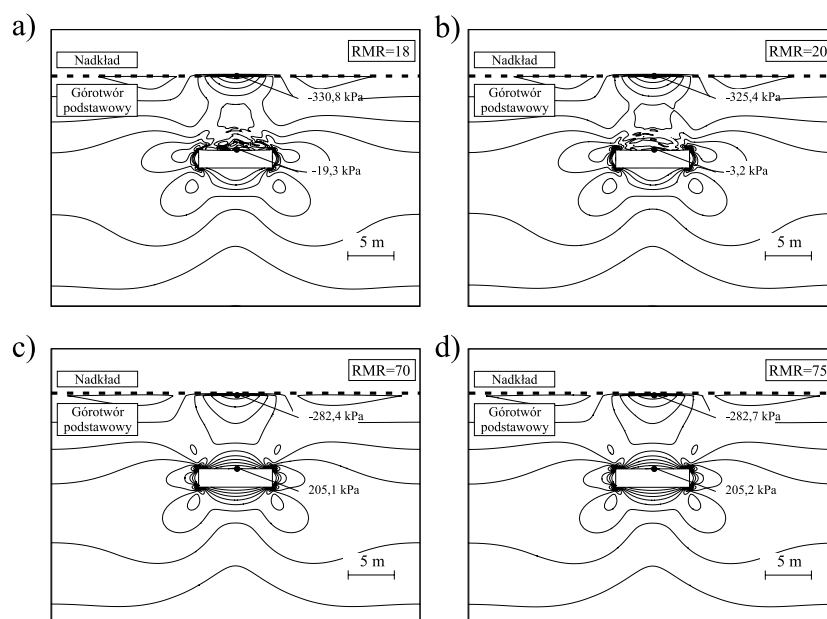
Rys. 7.9. Izolinie zmian pola przemieszczenia pionowego dla wskaźnika RMR równego: 18 (a); 20 (b); 70 (c) i 75 (d)

Fig. 7.9. The isolines of changes of the vertical displacement field for the RMR index equal to: 18 (a); 20 (b); 70 (c) and 75 (d)



Rys. 7.10. Izolinie zmian pola naprężenia pionowego dla wskaźnika RMR równego: 18 (a); 20 (b); 70 (c) i 75 (d)

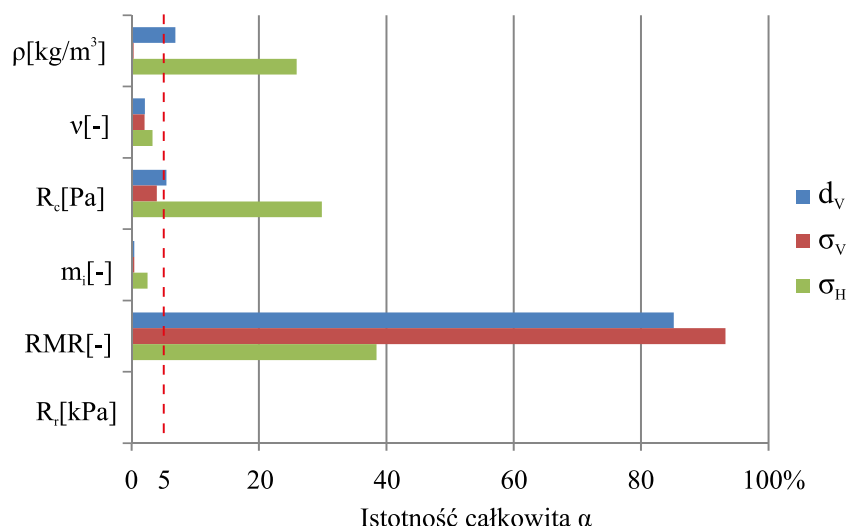
Fig. 7.10. The isolines of changes of the vertical stress field for the RMR index equal to: 18 (a); 20 (b); 70 (c) and 75 (d)



Rys. 7.11. Izolinie zmian pola naprężenia poziomego dla wskaźnika RMR równego: 18 (a); 20 (b); 70 (c) i 75 (d)

Fig. 11. The isolines of changes of the horizontal stress field for the RMR index equal to: 18 (a); 20 (b); 70 (c) and 75 (d)

przykłady izolinii zmian pola przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i poziomego w wyniku zmian wskaźnika RMR, natomiast na rysunku 7.12 przedstawiono wykres procentowych zmian wielkości wynikowych w zależności od zmian analizowanych parametrów. Na rysunkach 7.9–7.11 zaznaczono jedynie wartości przemieszczeń w wybranych, charakterystycznych punktach.



Rys. 7.12. Istotność parametrów wejściowych do obliczeń przemieszczenia pionowego d_v , naprężenia pionowego σ_v oraz naprężenia poziomego σ_H

Fig. 7.12. The sensitivity of the input parameters for the calculation of vertical displacement d_v , vertical stress σ_v and horizontal stress σ_H

Jak wynika z tej analizy największy wpływ na zmiany wyników obliczeń w punkcie położonym na granicy warstwy górotworu podstawowego i nadkładu ma wskaźnik RMR. Zmiany te wynoszą odpowiednio 85, 93 i 38,5% dla przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i poziomego. Należy zauważyć również istotne zmiany naprężenia poziomego (30%) dla przyjętego przedziału zmienności jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie R_c . W mniejszym stopniu przyjęte zmiany R_c wpływają na zmiany naprężenia pionowego (4%) i przemieszczenia pionowego (5,5%).

Kolejnym parametrem o znaczącej istotności jest gęstość objętościowa ρ . Najbardziej wrażliwą wielkością na zmiany ρ jest naprężenie poziome (26%). Istotność zmian gęstości objętościowej na zmiany przemieszczeń pionowych kształtuje się na poziomie ok. 7%. Nie zaobserwowano istotnych zmian naprężenia pionowego w punkcie na granicy warstw.

Zmiany współczynnika Poissona ν , wytrzymałości na rozciąganie R_r i współczynnika m_i wpływają w bardzo małym stopniu na zmiany wielkości wynikowych.

Przyjmując progowe kryterium istotności równe 5%, dla co najmniej jednej z wielkości wynikowych (rys. 7.12), do kolejnych obliczeń wytypowano 3 parametry: wskaźnik RMR, jednoosiową wytrzymałość na ściskanie R_c oraz gęstość objętościową ρ . Pozostałe

parametry potraktowano jako nieistotne i w dalszych obliczeniach zastąpiono je wartościami średnimi.

W tabeli 7.10 zestawiono wszystkie wartości parametrów przyjętych do kolejnych obliczeń. Parametry istotne są reprezentowane przez przedziały ich zmienności. W efekcie otrzymano 64 zestawy parametrów wejściowych do obliczeń numerycznych (tab. 7.11).

Tabela 7.10

Parametry wejściowe przyjęte do analizy numerycznej w rejonie A

Table 7.10

Input parameters adopted for the numerical analysis in the area A

Nazwa parametru	Nadkład	Górotwór podstawowy	
		badania terenowe i laboratoryjne	metoda ekspercka
Wskaźnik RMR	–	20–70	18–75
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	–	13,6–59,9	15–80
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1950	2323–2709	2400–2800
Współczynnik m_i [–]	–	7,5	
Wytrzymałość na rozciąganie R_r [MPa]	–	0,01	
Współczynnik Poissona ν [–]	0,3	0,245	
Spójność c [kPa]	57,75	–	
Kąt tarcia wewnętrznego φ [°]	20	–	

Tabela 7.11

Zestawy wartości parametrów wejściowych, przyjętych do analizy numerycznej

Table 7.11

Sets of value of the input parameters adopted for the numerical analysis

Numer zestawu	Wartość parametru					
	RMR [–]	R_c [MPa]	ρ [kg/m ³]	m_i [–]	ν [–]	R_r [MPa]
1	2	3	4	5	6	7
1	20	13,6	2323	7,5	0,245	0,01
2	20	13,6	2709	7,5	0,245	0,01
3	20	59,9	2709	7,5	0,245	0,01
4	70	59,9	2709	7,5	0,245	0,01
5	70	59,9	2323	7,5	0,245	0,01
6	70	13,6	2323	7,5	0,245	0,01
7	70	13,6	2709	7,5	0,245	0,01
8	20	59,9	2323	7,5	0,245	0,01
9	20	13,6	2400	7,5	0,245	0,01

1	2	3	4	5	6	7
10	20	13,6	2800	7,5	0,245	0,01
11	20	59,9	2800	7,5	0,245	0,01
12	70	59,9	2800	7,5	0,245	0,01
13	70	59,9	2400	7,5	0,245	0,01
14	70	13,6	2400	7,5	0,245	0,01
15	70	13,6	2800	7,5	0,245	0,01
16	20	59,9	2400	7,5	0,245	0,01
17	20	15	2400	7,5	0,245	0,01
18	20	15	2800	7,5	0,245	0,01
19	20	80	2800	7,5	0,245	0,01
20	70	80	2800	7,5	0,245	0,01
21	70	80	2400	7,5	0,245	0,01
22	70	15	2400	7,5	0,245	0,01
23	70	15	2800	7,5	0,245	0,01
24	20	80	2400	7,5	0,245	0,01
25	18	15	2400	7,5	0,245	0,01
26	18	15	2800	7,5	0,245	0,01
27	18	80	2800	7,5	0,245	0,01
28	75	80	2800	7,5	0,245	0,01
29	75	80	2400	7,5	0,245	0,01
30	75	15	2400	7,5	0,245	0,01
31	75	15	2800	7,5	0,245	0,01
32	18	80	2400	7,5	0,245	0,01
33	20	15	2323	7,5	0,245	0,01
34	20	15	2709	7,5	0,245	0,01
35	20	80	2709	7,5	0,245	0,01
36	70	80	2709	7,5	0,245	0,01
37	70	80	2323	7,5	0,245	0,01
38	70	15	2323	7,5	0,245	0,01
39	70	15	2709	7,5	0,245	0,01
40	20	80	2323	7,5	0,245	0,01
41	18	13,6	2400	7,5	0,245	0,01
42	18	13,6	2800	7,5	0,245	0,01
43	18	59,9	2800	7,5	0,245	0,01
44	75	59,9	2800	7,5	0,245	0,01

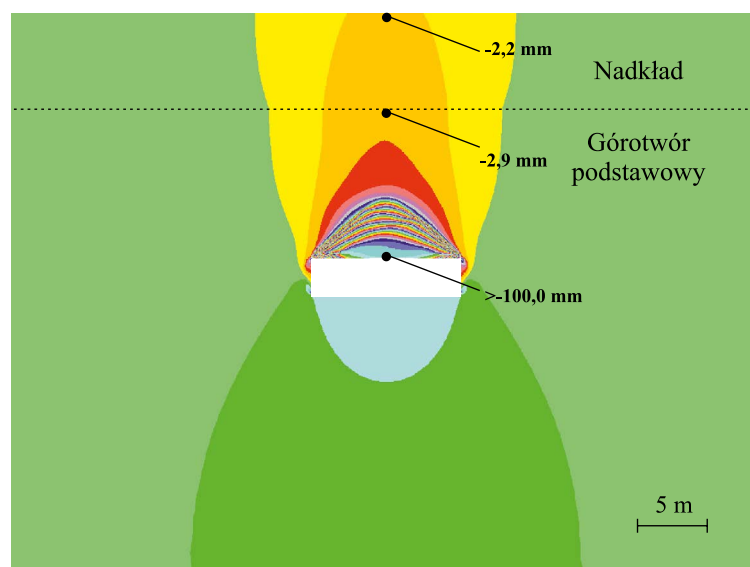
1	2	3	4	5	6	7
45	75	59,9	2400	7,5	0,245	0,01
46	75	13,6	2400	7,5	0,245	0,01
47	75	13,6	2800	7,5	0,245	0,01
48	18	80	2400	7,5	0,245	0,01
49	18	15	2323	7,5	0,245	0,01
50	18	15	2709	7,5	0,245	0,01
51	18	80	2709	7,5	0,245	0,01
52	75	80	2709	7,5	0,245	0,01
53	75	80	2323	7,5	0,245	0,01
54	75	15	2323	7,5	0,245	0,01
55	75	15	2709	7,5	0,245	0,01
56	18	80	2323	7,5	0,245	0,01
57	18	13,6	2323	7,5	0,245	0,01
58	18	13,6	2709	7,5	0,245	0,01
59	18	59,9	2709	7,5	0,245	0,01
60	75	59,9	2709	7,5	0,245	0,01
61	75	59,9	2323	7,5	0,245	0,01
62	75	13,6	2323	7,5	0,245	0,01
63	75	13,6	2709	7,5	0,245	0,01
64	18	59,9	2323	7,5	0,245	0,01

7.5.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego

W wyniku przeprowadzonych obliczeń numerycznych otrzymano 64 przekroje odpowiednio dla pola przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i poziomego oraz współczynnika rozporu bocznego. Na rysunkach od 7.13 do 7.16 przedstawiono przekroje dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 42 (tab. 7.11). Natomiast na rysunkach 7.17 i 7.18 przedstawiono wykresy zmiany wielkości wynikowych na profilach I-I' oraz II-II' (rys 7.6).

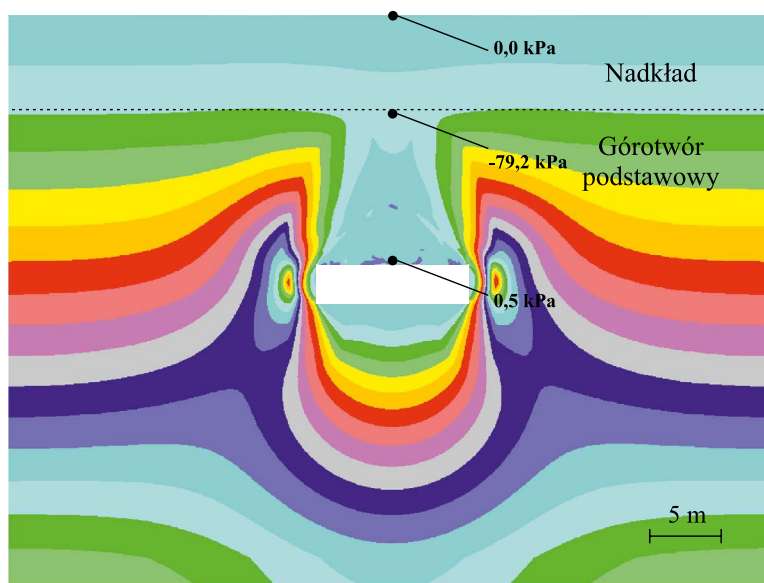
Przemieszczenia pionowe obliczone na profilu I-I' tworzą charakterystyczną nieckę osiadania nad pustką (rys. 7.17a). Wartości tych przemieszczeń są niewielkie i w najbardziej niekorzystnym przypadku dla zestawu 42 osiągają wartość $-2,2$ mm. Wpływ procesu zapadliskowego zaznacza się na powierzchni terenu (rys. 7.13), lecz nie zagraża wystąpieniem zapadliska.

Na profilu II-II' (rys. 7.17b) największe przemieszczenie pionowe na granicy nadkładu z górotworem podstawowym występuje dla zestawu parametrów nr 42 i osiąga wartość $-2,9$ mm (rys. 7.13). Największe przemieszczenie występuje w stropie bezpośrednim do



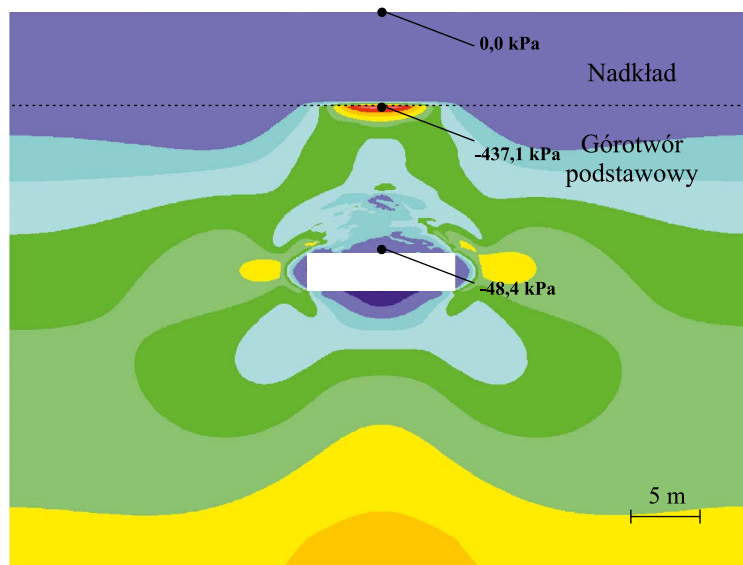
Rys. 7.13. Przekrój pola przemieszczenia pionowego (interwał 1 mm) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 42 (tab. 7.11)

Fig. 7.13. The vertical cross-section of displacement field (1 mm interval) for the most unfavorable set of input parameters No. 42 (Table 7.11)



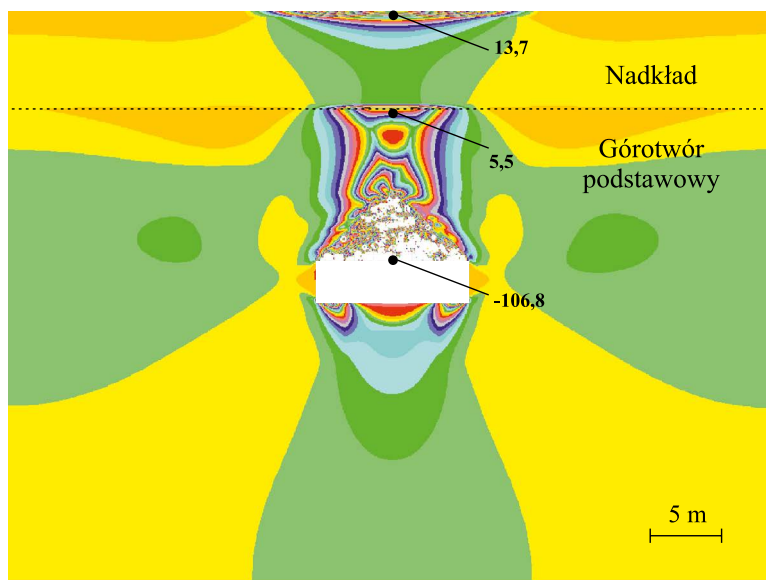
Rys. 7.14. Przekrój pola naprężenia pionowego (interwał 0,05MPa) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 42 (tab. 7.11)

Fig. 7.14. The vertical cross-section of the stress field (interval 0.05MPa) for the most unfavorable set of input parameters No. 42 (Table 7.11)



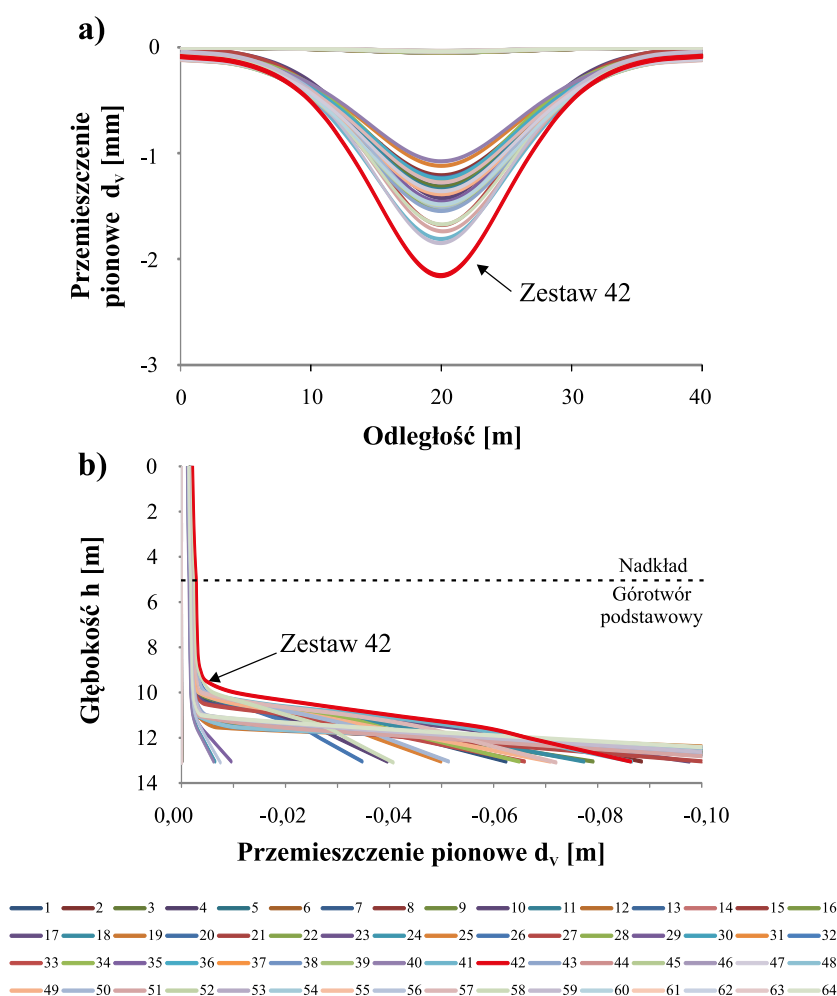
Rys. 7.15. Przekrój pola naprężenia poziomego (interwał 0,05MPa) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 42 (tab. 7.11)

Fig. 7.15. The horizontal cross-section of the stress field (interval 0.05MPa) for the most unfavorable set of input parameters No. 42 (Table 7.11)



Rys. 7.16. Izolinie zmian współczynnika rozporu bocznego (interwał 0,2) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 42 (tab. 7.11)

Fig. 7.16. The coefficient of isolines changes of lateral earth pressure (interval 0.2) for the most unfavorable set of input parameters No. 42 (Table 7.11)



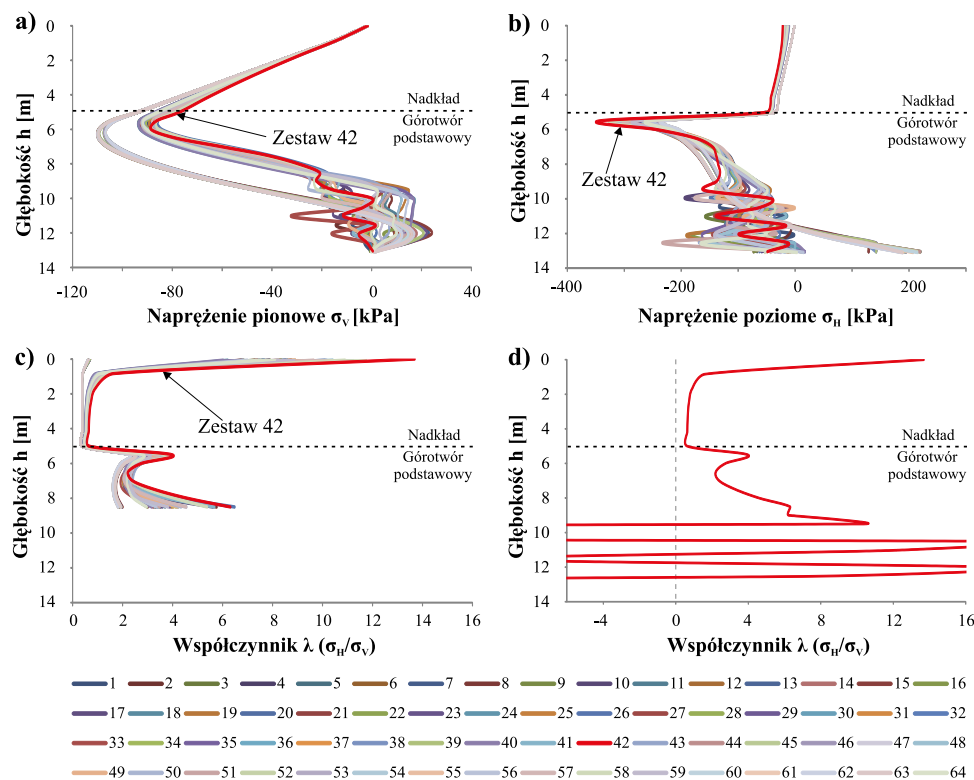
Rys. 7.17. Wykres zmian przemieszczenia pionowego na profilu I – I' a) oraz na profilu II – II' b) dla 64 zestawów parametrów wejściowych z tabeli 7.11

Fig. 7.17. The vertical displacement chart on profile I - I' a) and on profile II - II' b) for 64 sets of input parameters from Table 7.11

wysokości ok. 3,5 m nad pustką i osiąga największą wartość bezwzględną przekraczającą 10 cm (rys. 7.13). Zgodnie z przyjętym kryterium, obliczenia po osiągnięciu tej wartości były zatrzymywane gdyż dochodziło do nadmiernej deformacji siatki obliczeniowej.

Na rysunku 7.18a naprężenie pionowe wzdłuż profilu II-II' rośnie z głębokością do poziomu odpowiadającego maksymalnej wysokości „sklepienia ciśnień” utworzonego nad pustką, a głębiej maleje. W bezpośrednim stropie pustki, wewnątrz „sklepienia ciśnień”, zachodzi duża zmienność wartości naprężenia – występują naprężenia ściskające i rozciągające (rys. 7.18a). Wysokość „sklepienia ciśnień” na obrazie naprężenia pionowego jest zmienna i zależy od wartości parametrów charakteryzujących górotwór podstawowy. Dla

przyjętych zestawów parametrów maksymalna wartość ściskającego naprężenia pionowego dochodzi do -110 kPa. „Sklepienie ciśnień” dla tych parametrów osiąga wysokość ok. 7 m. Dla najsłabszych skał „sklepienie ciśnień” osiąga wysokość 7,5 m, ale nie dochodzi do granicy z nadkładem.



Rys. 7.18. Wykres zmian naprężenia pionowego a), poziomego b) i współczynnika λ dla wszystkich zestawów c) oraz dla zestawu 42 d) na profilu II-II'

Fig. 7.18. The chart of the vertical a) and horizontal b) stress changes with addition of coefficient λ and c) for a set of 42 d) on the profile II-II'

Naprężenie poziome, przedstawione na rysunku 7.18b, rośnie z głębokością do poziomu położenia „sklepienia ciśnień”, a następnie maleje podobnie jak naprężenie pionowe. Należy zaznaczyć duży wzrost naprężenia poziomego bezpośrednio poniżej granicy nadkładu z górotworem podstawowym, ze względu na ugięcie tej warstwy nad pustką i pojawienie się naprężenia ściskającego. W stropowej części warstwy górotworu podstawowego naprężenie poziome ściskające osiąga maksymalne wartości dochodzące do -350 kPa dla zestawu parametrów nr 42. W miarę zbliżania się do stropu pustki naprężenie ściskające maleje. W bezpośrednim stropie zachodzą duże zmiany wartości naprężenia i dla części zestawów parametrów pojawia się naprężenie rozciągające. Analizując anomalne zmiany naprężenia

na granicy nadkładu z górotworem podstawowym należy brać pod uwagę wartości naprężenia w oczkach siatki obliczeniowej usytuowanych w warstwie górotworu podstawowego, przylegających bezpośrednio do granicy z nadkładem. Związane jest to ze sposobem uśredniania wartości naprężenia w oczkach siatki obliczeniowej.

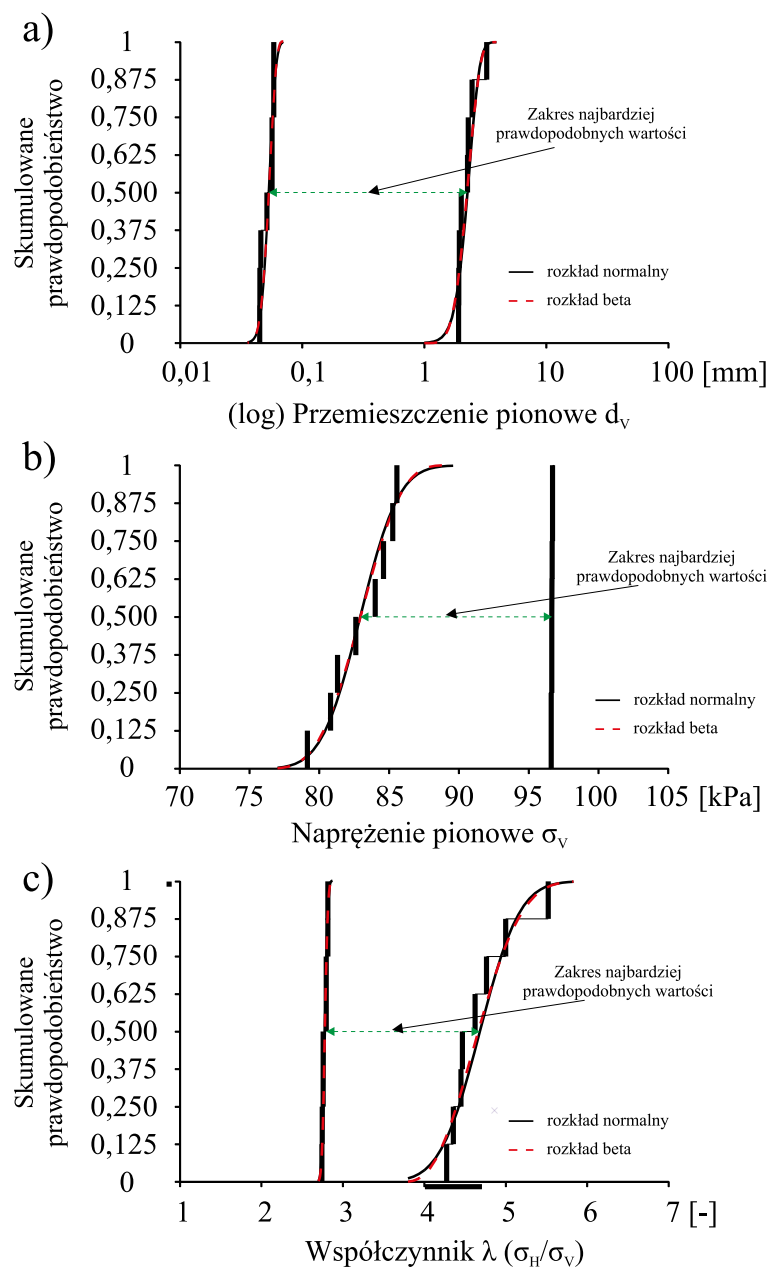
Na podstawie obliczonych wartości naprężeń pionowego i poziomego określono zmiany wartości współczynnika rozporu bocznego λ (rys 7.18c). Dla poprawy czytelności wykresu pominięto wartości współczynnika λ poniżej głębokości 8,5 m, ze względu na duże zmiany jego wartości do ok. $\pm$ kilkuset jednostek. Na rysunku 7.18d przedstawiono przykład tego rodzaju dużych zmian tylko dla zestawu parametrów nr 42. Należy stwierdzić, że zmiany współczynnika λ wyraźniej wskazują na anomalne zmiany naprężenia w profilu pionowym w porównaniu do konkretnych zmian naprężenia pionowego i poziomego. W nadkładzie, bezpośrednio poniżej powierzchni terenu, wartość współczynnika rośnie do ok. 14, gdzie w typowych sytuacjach pomiarowych powinna być mniejsza od 1. Bezpośrednio poniżej granicy nadkładu z górotworem podstawowym występuje kolejna wyraźna anomalna zmiana współczynnika λ , podobnie jak w przypadku naprężenia poziomego. Osiąga on wartość nie większą od 4. Strefa ta jest związana ze „sklepieniem ciśnień” i dużymi wartościami ściskającego naprężenia poziomego. Poniżej zachodzą duże zmiany wartości współczynnika λ charakteryzujące niestateczny stan ośrodka wewnątrz „sklepienia ciśnień”. Wartość ujemna współczynnika λ wyznaczona dla poziomego naprężenia rozciągającego i niewielkiego naprężenia pionowego ściskającego świadczy o dużym zagrożeniu zawałem skał stropowych.

W związku z korzystniejszą informatywnością zmian współczynnika λ w porównaniu do zmian naprężenia, w kolejnym etapie rozwiązania analizowano przemieszczenia pionowe, współczynnik λ oraz naprężenie pionowe.

7.5.3. Analiza prawdopodobieństwa

Wartości wielkości wynikowych w punkcie krytycznym, położonym na granicy nadkładu i górotworu podstawowego, obliczano dla zbiorów kombinacji parametrów pochodzących z różnych źródeł. Określono wartość minimalną i maksymalną naprężenia pionowego i współczynnika λ oraz przemieszczenia pionowego, a następnie wyznaczono prawdopodobieństwo przyporządkowania każdego ze zbiorów. Obliczenia przeprowadzono dla wartości bezwzględnych tych wielkości wynikowych, gdyż nie zmieniały one znaku na granicy nadkładu i górotworu podstawowego.

Zgodnie ze wzorem 6.5 prawdopodobieństwo wystąpienia danego zbioru kombinacji parametrów wynosi 0,125. Na podstawie algorytmu (rozdział 6) skonstruowano wykresy rozkładu dla górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego oraz współczynnika λ (rys. 7.19). Otrzymane wyniki wskazują na to, że można je aproksymować rozkładem normalnym rozkładem beta. Współczynnik determinacji R^2 dla obydwu aproksymacji zawierał się w przedziale od 0,89 do 0,90.



Rys. 7.19. Wykresy rozkładu górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości bezwzględnych przemieszczenia pionowego a), napężenia pionowego b) oraz współczynnika rozporu bocznego c) na granicy nadkładu i górotworu podstawowego

Fig. 7.19. The distribution chart of upper and lower boundary of probability of occurrence of specific absolute value of a vertical displacement a) of the vertical stresses b) and the coefficient of lateral earth pressure c) on the border of the overburden and the bedrock

Na rysunku 7.19a przedstawiono wykres skumulowanego prawdopodobieństwa wystąpienia obliczonych wartości przemieszczenia pionowego, uzyskanych dla rejonu badań A. Maksymalne wartości przemieszczeń pionowych, po prawej stronie wykresu, zawierają się w przedziale od 1,9 do 2,9 mm. Na przykład w przypadku przemieszczenia pionowego przedstawionego na rysunku 7.19a, prawdopodobieństwo wystąpienia wartości powyżej 3 mm dla rozkładu normalnego nie przekracza 0,009 a dla rozkładu beta – 0,007. W analizowanym przypadku przemieszczenia osiągają maksymalną wartość 2,9 mm dla zestawu parametrów wejściowych nr 42: $RMR = 18$, $\sigma_{ci} = 13,6$ MPa oraz $\rho = 2800$, który jest najbardziej niekorzystnym zestawem parametrów z analizowanego zbioru. Poprzez aproksymację otrzymanych wyników rozkładem normalnym i rozkładem beta prawdopodobieństwo nieprzekroczenia wartości 2,9 mm wynosi odpowiednio 0,980 oraz 0,984.

W ogólności, na podstawie wykresu można wyznaczyć:

- prawdopodobieństwo wystąpienia konkretnej wartości przemieszczenia pionowego – jest to istotne w przypadku projektowania np. obciążeń podłoża obiektem budowlanym;
- zakresy wartości wielkości wynikowej odpowiadające prawdopodobieństwu ich wystąpienia w warunkach pomiarowych.

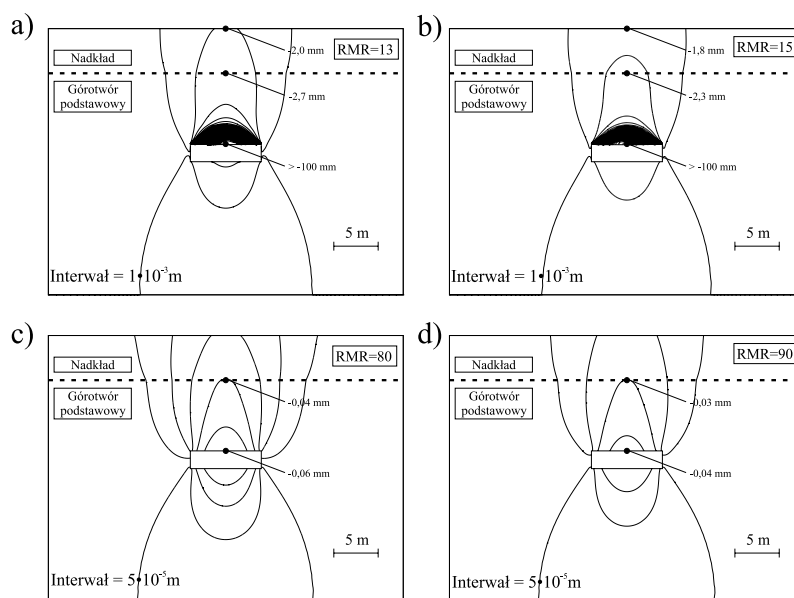
Analogiczne spostrzeżenia można sformułować dla górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości naprężenia pionowego oraz współczynnika λ (rys. 7.19b i c). W przypadku współczynnika λ najbardziej prawdopodobny zakres wartości wynosi od 2,8–4,8, a maksymalna wartość 5,52 nie zostanie przekroczona z prawdopodobieństwem 0,998.

Z definicji skumulowanego prawdopodobieństwa (Nasekhian i Schweiger 2010) najbardziej prawdopodobne wyniki obliczeń występują w miejscu największego nachylenia wykresu. Jak zilustrowano na rysunku 7.19a najbardziej prawdopodobne wartości przemieszczenia mieszczą się w przedziale od –0,05 do –2,26 mm. Takie wartości przemieszczenia pionowego nie świadczą o dalszej propagacji procesu zapadliskowego. W takich warunkach jedynie oddziaływanie dodatkowych czynników takich jak głębsza eksploatacja pokładów węgla, bardziej intensywny przepływ wody z opadów atmosferycznych lub topnienia pokrywy śniegu, czy oddziaływania dynamiczne różnego rodzaju mogą spowodować wystąpienia znaczących przemieszczeń.

7.6. Wyniki obliczeń i ich analiza dla uśrednionych parametrów górotworu w niecce bytomskiej (rejon B)

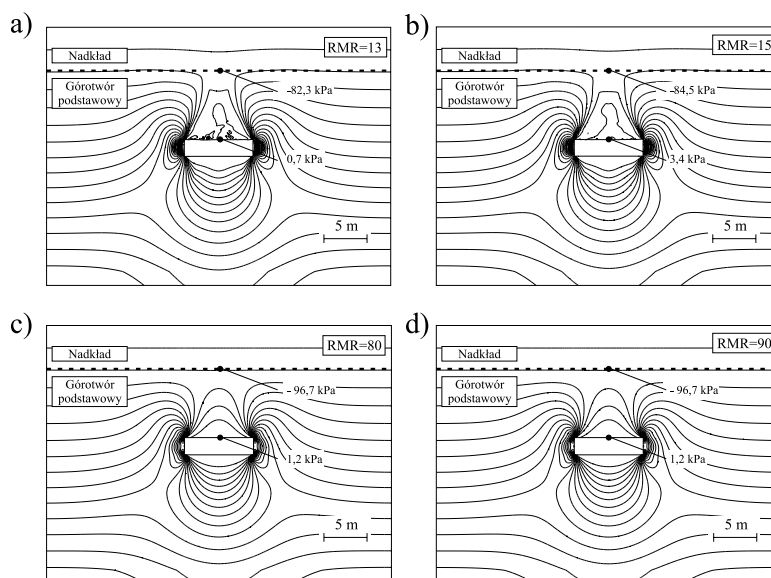
7.6.1. Analiza istotności parametrów fizyczno-mechanicznych

Analogicznie jak w przypadku rejonu badań A przeprowadzono analizę istotności dla sześciu parametrów wymienionych w tabeli 7.9. Na rysunkach 7.20–7.22 przedstawiono



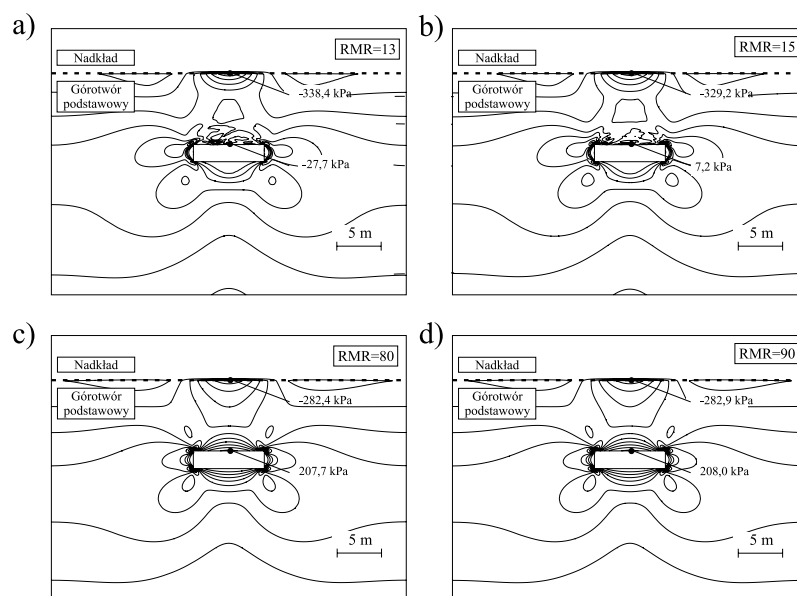
Rys. 7.20. Izolinie zmian pola przemieszczenia pionowego dla wskaźnika RMR równego: 13 (a); 15 (b); 80 (c) i 90 (d)

Fig. 7.20. Changes of isolines in vertical displacement field for the RMR index equal to: 13 (a); 15 (b); 80 (c) and 90 (d)



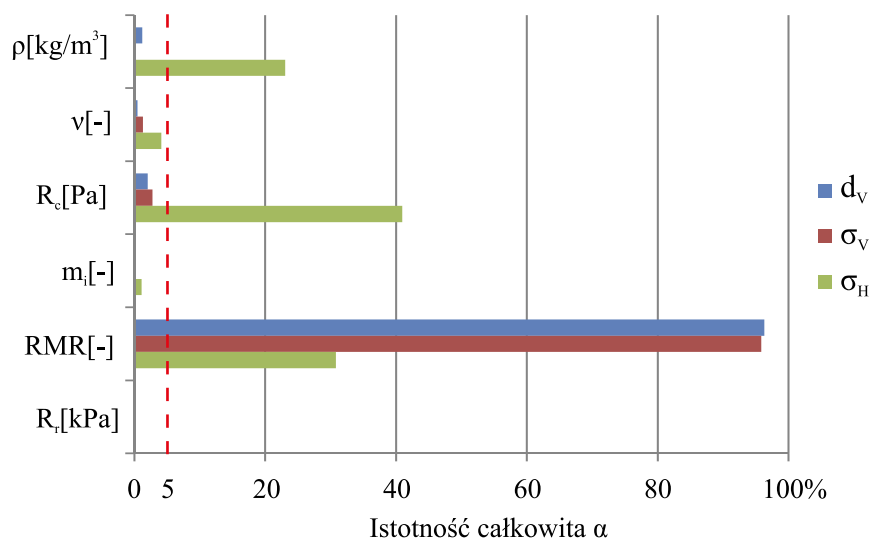
Rys. 7.21. Izolinie zmian pola naprężenia pionowego dla wskaźnika RMR równego: 13 (a); 15 (b); 80 (c) i 90 (d)

Fig. 7.21. Changes of isolines in vertical stress field for the RMR index equal to: 13 (a); 15 (b); 80 (c) and 90 (d)



Rys. 7.22. Izolinie zmian pola naprężenia poziomego dla wskaźnika RMR równego: 13 (a); 15 (b); 80 (c) i 90 (d)

Fig. 7.22. Changes of isolines in horizontal displacement field for the RMR index equal to: 13 (a); 15 (b); 80 (c) and 90 (d)



Rys. 7.23. Istotność parametrów dla wyników obliczenia przemieszczenia pionowego d_V , naprężenia pionowego σ_V oraz naprężenia poziomego σ_H

Fig. 7.23. The sensitivity of input parameters for the calculation of vertical displacement d_V , vertical stress σ_V and horizontal stress σ_H

przykłady izoliniizmian pola naprężenia pionowego i poziomego oraz przemieszczenia pionowego dla zmian wskaźnika RMR, natomiast na rysunku 7.23 przedstawiono wykres procentowych zmian wielkości wynikowych dla każdego z analizowanych parametrów.

Największy wpływ na zmiany wyników obliczeń ma wskaźnik RMR. Zmiany te wynoszą odpowiednio 96, 96 i 31% dla przemieszczenia pionowego oraz naprężenia pionowego i poziomego.

Należy podkreślić istotny wpływ zmian jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie R_c na zmiany naprężenia poziomego (41%), oraz w mniejszym stopniu naprężenia pionowego (3%) i przemieszczenia pionowego (2%).

Istotny jest również wpływ zmian gęstości objętościowej ρ na wyniki obliczeń naprężenia poziomego równy ok. 23%, a w niewielkim stopniu na wyniki obliczeń naprężenia pionowego i przemieszczenia pionowego po ok. 1%.

Zmiany współczynnika Poissona ν , wytrzymałości na rozciąganie R_t oraz współczynnika m_i wpływają w bardzo małym stopniu na zmiany wielkości wynikowych.

Przyjmując progowe kryterium istotności równe 5%, dla co najmniej jednej z wielkości wynikowych (rys. 7.23), do kolejnych obliczeń wytypowano 3 parametry: wskaźnik RMR, jednoosiową wytrzymałość na ściskanie R_c oraz gęstość objętościową ρ . Pozostałe parametry potraktowano jako nieistotne i do kolejnych obliczeń przyjęto ich wartości średniej arytmetycznej.

W tabeli 7.12 zestawiono wszystkie wartości parametrów przyjętych do kolejnych obliczeń. Parametry istotne są reprezentowane przez przedziały ich zmienności. W efekcie otrzymano 64 zestawy parametrów wejściowych do analizy numerycznej (tab. 7.13).

Tabela 7.12

Parametry wejściowe przyjęte do analizy numerycznej w rejonie B

Table. 7.12

Input parameters adopted for the numerical analysis in area B

Nazwa parametru	Nadkład	Górotwór podstawowy	
		badania terenowe i laboratoryjne	metoda ekspercka
Wskaźnik RMR	–	13–90	15–80
Jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie [MPa]	–	15–127	5–110
Gęstość objętościowa ρ [kg/m ³]	1950	2528–2911	2300–2800
Współczynnik [-]	–	7,5	
Wytrzymałość na rozciąganie [MPa]	–	0,025	
Współczynnik Poissona [-]	0,3	0,245	
Spójność c [kPa]	57,75	–	
Kąt tarcia wewnętrznego φ [°]	20	–	

Tabela 7.13

Zestawy wartości parametrów przyjętych do analizy numerycznej

Table. 7.13

Sets of the value of the input parameters adopted for the numerical analysis

Nr Zestawu	Wartość parametru					
	RMR [–]	R_c [MPa]	m_i [–]	ν [–]	ρ [kg/m ³]	R_r [MPa]
1	2	3	4	5	6	7
1	13	15	7,5	0,245	2528	0,025
2	13	127	7,5	0,245	2528	0,025
3	13	127	7,5	0,245	2911	0,025
4	90	127	7,5	0,245	2911	0,025
5	90	15	7,5	0,245	2911	0,025
6	90	15	7,5	0,245	2528	0,025
7	90	127	7,5	0,245	2528	0,025
8	13	15	7,5	0,245	2911	0,025
9	13	5	7,5	0,245	2528	0,025
10	13	110	7,5	0,245	2528	0,025
11	13	110	7,5	0,245	2911	0,025
12	90	110	7,5	0,245	2911	0,025
13	90	5	7,5	0,245	2911	0,025
14	90	5	7,5	0,245	2528	0,025
15	90	110	7,5	0,245	2528	0,025
16	13	5	7,5	0,245	2911	0,025
17	13	5	7,5	0,245	2300	0,025
18	13	110	7,5	0,245	2300	0,025
19	13	110	7,5	0,245	2800	0,025
20	90	110	7,5	0,245	2800	0,025
21	90	5	7,5	0,245	2800	0,025
22	90	5	7,5	0,245	2300	0,025
23	90	110	7,5	0,245	2300	0,025
24	13	5	7,5	0,245	2800	0,025
25	15	5	7,5	0,245	2300	0,025
26	15	110	7,5	0,245	2300	0,025
27	15	110	7,5	0,245	2800	0,025
28	80	110	7,5	0,245	2800	0,025
29	80	5	7,5	0,245	2800	0,025

1	2	3	4	5	6	7
30	80	5	7,5	0,245	2300	0,025
31	80	110	7,5	0,245	2300	0,025
32	15	5	7,5	0,245	2800	0,025
33	13	15	7,5	0,245	2300	0,025
34	13	127	7,5	0,245	2300	0,025
35	13	127	7,5	0,245	2800	0,025
36	90	127	7,5	0,245	2800	0,025
37	90	15	7,5	0,245	2800	0,025
38	90	15	7,5	0,245	2300	0,025
39	90	127	7,5	0,245	2300	0,025
40	13	15	7,5	0,245	2800	0,025
41	15	5	7,5	0,245	2528	0,025
42	15	110	7,5	0,245	2528	0,025
43	15	110	7,5	0,245	2911	0,025
44	80	110	7,5	0,245	2911	0,025
45	80	5	7,5	0,245	2911	0,025
46	80	5	7,5	0,245	2528	0,025
47	80	110	7,5	0,245	2528	0,025
48	15	5	7,5	0,245	2911	0,025
49	15	15	7,5	0,245	2300	0,025
50	15	127	7,5	0,245	2300	0,025
51	15	127	7,5	0,245	2800	0,025
52	80	127	7,5	0,245	2800	0,025
53	80	15	7,5	0,245	2800	0,025
54	80	15	7,5	0,245	2300	0,025
55	80	127	7,5	0,245	2300	0,025
56	15	15	7,5	0,245	2800	0,025
57	15	15	7,5	0,245	2528	0,025
58	15	127	7,5	0,245	2528	0,025
59	15	127	7,5	0,245	2911	0,025
60	80	127	7,5	0,245	2911	0,025
61	80	15	7,5	0,245	2911	0,025
62	80	15	7,5	0,245	2528	0,025
63	80	127	7,5	0,245	2528	0,025
64	15	15	7,5	0,245	2911	0,025

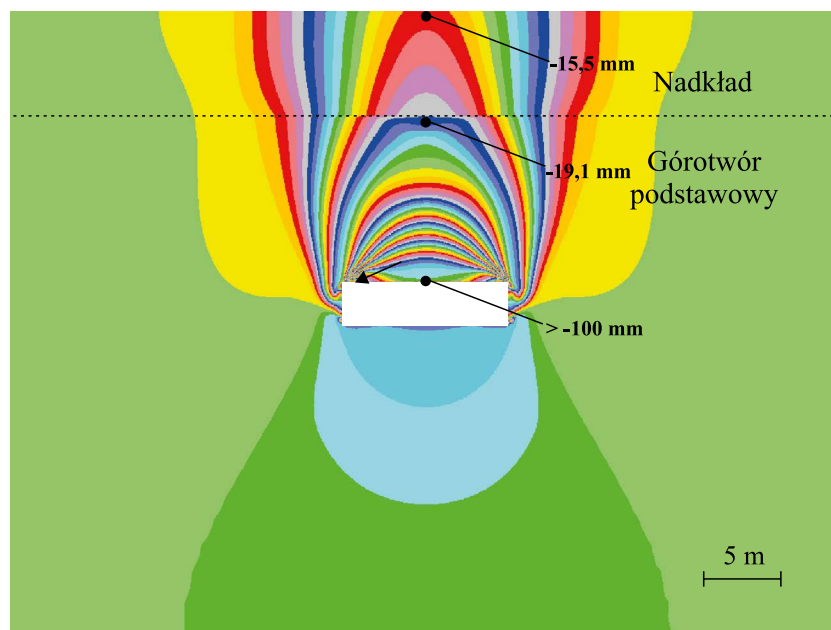
7.6.2. Analiza numeryczna procesu zapadliskowego

W wyniku przeprowadzonych obliczeń numerycznych otrzymano 64 przekroje odpowiednio dla pola przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i poziomego oraz współczynnika rozporu bocznego. Na rysunkach od 7.24 do 7.27 przedstawiono przekroje dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 16. Zmiany obserwowanych wielkości wynikowych na profilach I-I' oraz II-II' (rys. 7.6) przedstawiono na rysunkach 7.28 i 7.29.

Przemieszczenia pionowe obliczone na profilu I-I', podobnie jak w rejonie A, tworzą charakterystyczną nieckę osiadania nad pustką (rys. 7.28a). Wartości tych przemieszczeń są niewielkie i w najbardziej niekorzystnym przypadku dla zestawu 16 osiągają wartość -15 mm. Analogicznie jak dla rejonu A, wpływ procesu zapadliskowego sięga powierzchni terenu (rys. 7.24), lecz nie zagraża wystąpieniem zapadliska.

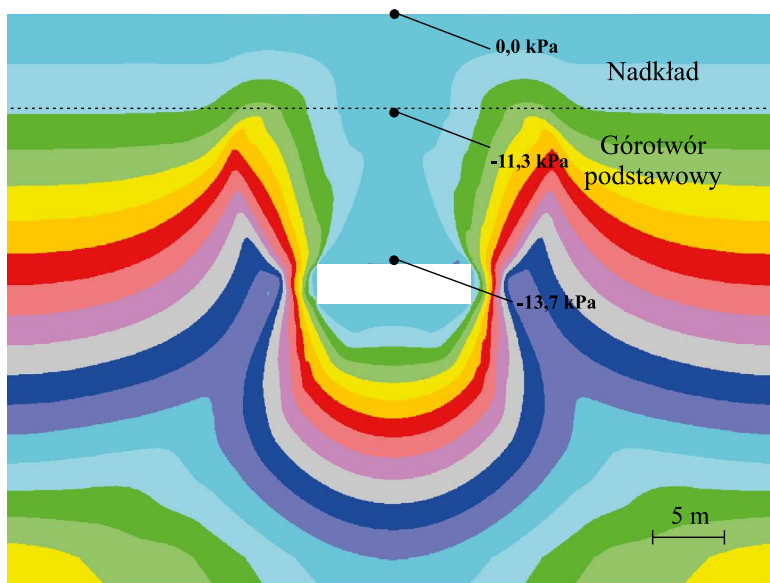
Na profilu II-II' (rys 7.28b) największe przemieszczenie pionowe na granicy nadkładu z górotworem podstawowym występuje dla zestawu parametrów nr 16 i osiąga wartość $-19,1$ mm (rys. 7.24). Największe przemieszczenie występuje w stropie bezpośrednim i osiąga największą wartość bezwzględną nie przekraczającą 10 cm (rys. 7.24).

Na rysunku 7.29a naprężenie pionowe wzdłuż profilu II-II' rośnie z głębokością do poziomu odpowiadającego maksymalnej wysokości „sklepienia ciśnień” utworzonego nad



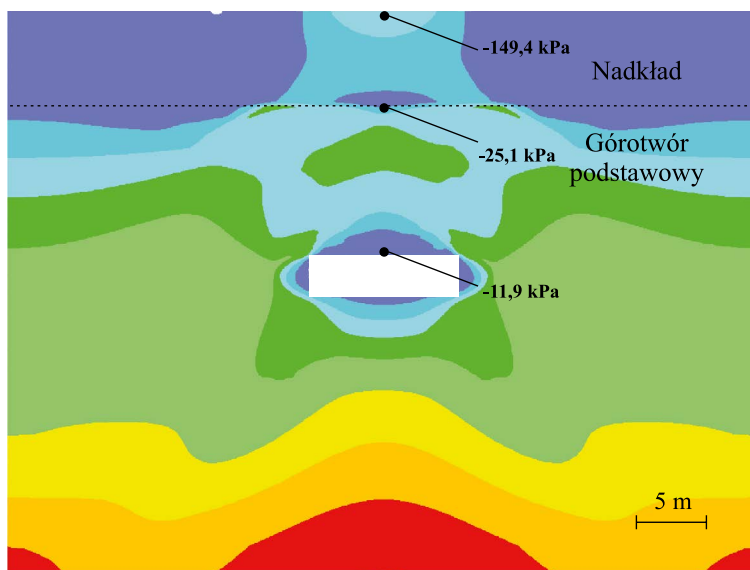
Rys. 7.24. Przekrój pola przemieszczenia pionowego z interwałem 1 mm dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 16 (tab. 7.13)

Fig. 7.24. The vertical displacement field cross-section with 1 mm interval for the most unfavorable set of input parameters No. 16 (Table 7.13)



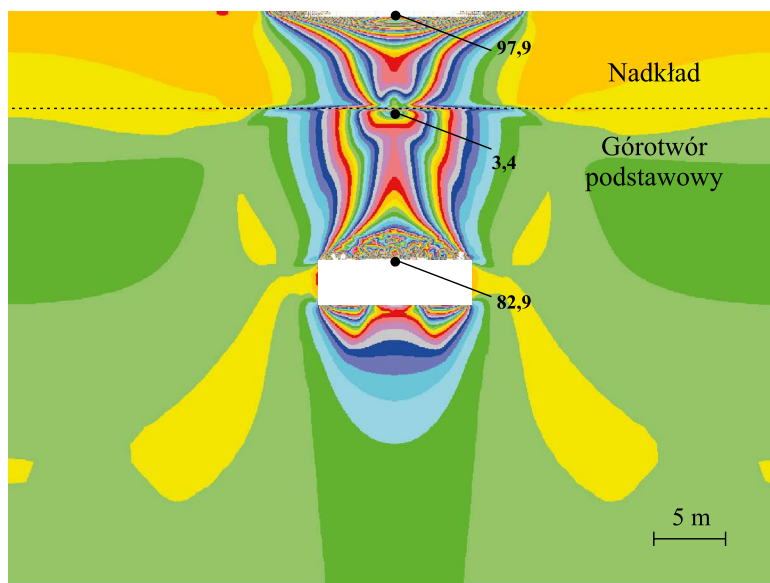
Rys. 7.25. Przekrój pola naprężenia pionowego (interwał 0,05 MPa) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 16 (tab. 7.13)

Fig. 7.25. The vertical stress field cross-section with 0.05 MPa interval for the most unfavorable set of input parameters No. 16 (Table 7.13)



Rys. 7.26. Przekrój pola naprężenia poziomego (interwał 0,05 MPa) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 16 (tab. 7.13)

Fig. 7.26. The horizontal stress field cross-section with 0.05 MPa interval for the most unfavorable set of input parameters No. 16 (Table 7.13)



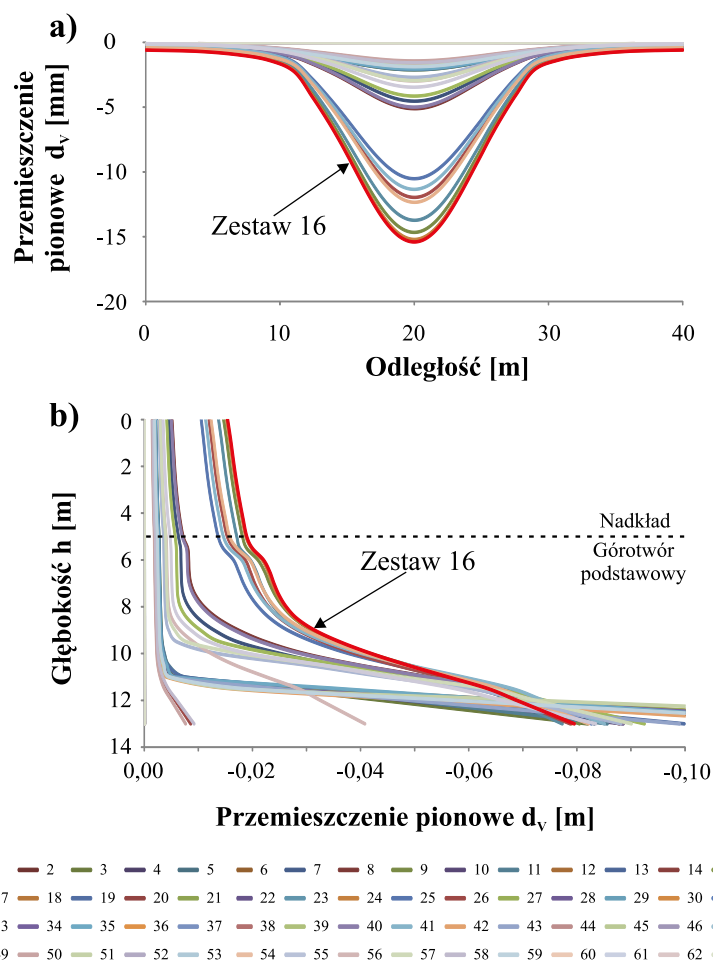
Rys. 7.27. Izolinie zmian współczynnika rozporu bocznego (interwał 0,2) dla najbardziej niekorzystnego zestawu parametrów wejściowych nr 16 (tab. 7.13)

Fig. 7.27. The isolines of changes of the coefficient of lateral earth pressure (interval 0.2) for the most unfavorable set of input parameters No. 16 (Table 7.13)

puszką, a głębiej maleje. Analogicznie jak dla rejonu A, w bezpośrednim stropie pustki, wewnątrz „sklepienia ciśnień”, zachodzi duża zmienność wartości naprężenia – występują naprężenia ściskające i rozciągające (rys. 7.29a). Wysokość „sklepienia ciśnień” na obrazie naprężenia pionowego jest zmienna i zależy od wartości parametrów charakteryzujących górotwór podstawowy. Dla przyjętych zestawów parametrów maksymalna wartość ściskającego naprężenia pionowego dochodzi do -111 kPa. „Sklepienie ciśnień” dla tych parametrów osiąga wysokość ok. 7 m.

Naprężenie poziome, przedstawione na rysunku 7.29b, rośnie z głębokością do poziomu położenia „sklepienia ciśnień”, a następnie maleje podobnie jak naprężenie pionowe. Należy podkreślić, analogicznie jak w rejonie A, duży wzrost naprężenia poziomego bezpośrednio poniżej granicy nadkładu z górotworem podstawowym, ze względu na ugięcie tej warstwy nad pustką i pojawienie się naprężenia ściskającego. W stropowej części warstwy górotworu podstawowego naprężenie poziome ściskające osiąga maksymalne wartości dochodzące do -385 kPa dla zestawu parametrów nr 64. W miarę zbliżania się do stropu pustki naprężenie ściskające maleje. W bezpośrednim stropie zachodzą duże zmiany wartości naprężenia i dla części zestawów parametrów wejściowych pojawia się naprężenie rozciągające.

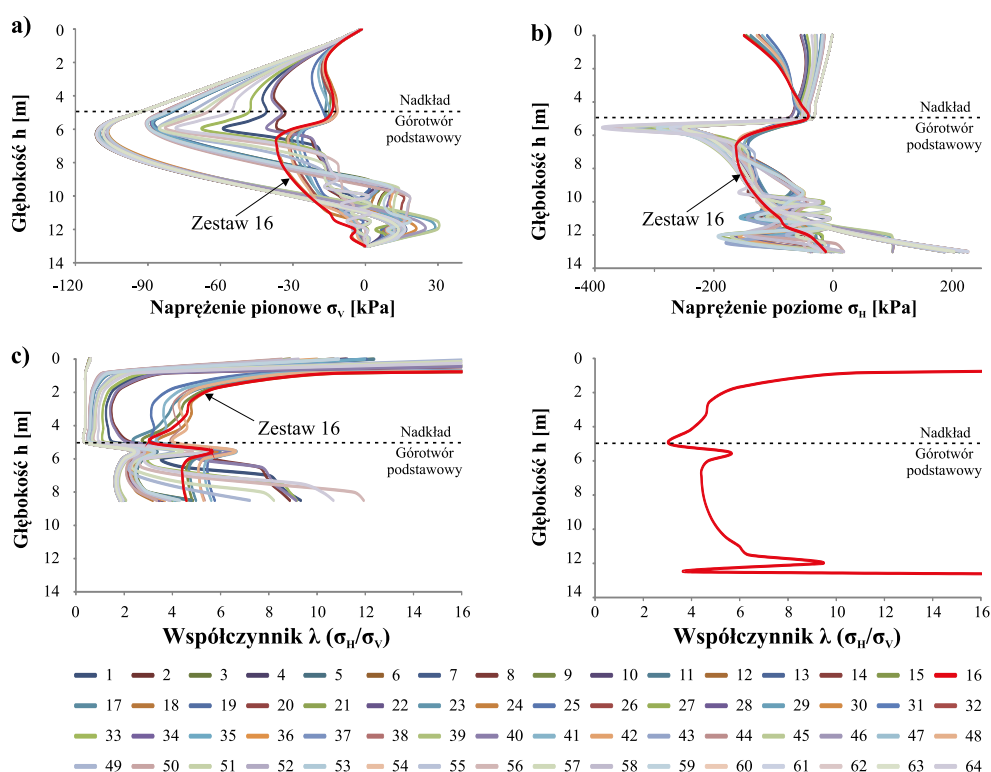
Na podstawie obliczonych wartości naprężenia pionowego i poziomego określono zmiany wartości współczynnika rozporu bocznego λ (rys 7.29c), w sposób analogiczny jak dla rejonu A. Na rysunku 7.29d przedstawiono przykład tego rodzaju dużych zmian tylko dla zestawu parametrów nr 16. W nadkładzie, bezpośrednio poniżej powierzchni terenu wartość



Rys. 7.28. Wykres zmian przemieszczenia pionowego na profilu I-I' a) i II – II' b) dla 64 zestawów parametrów wejściowych

Fig. 7.28. The vertical displacement chart on profile I - I' a) and on profile II - II' b) for 64 sets of input parameters from Table 7.13

współczynnika rośnie do ok. 98 jednostek, gdzie typowo powinna być mniejsza od 1. Bezpośrednio poniżej granicy nadkładu z górotworem podstawowym występuje kolejna wyraźna anomalia zmiany współczynnika λ , podobnie jak w przypadku naprężenia poziomego, osiągając wartość ok. 7. Strefa ta jest związana ze „sklepieniem ciśnień” i dużymi wartościami ściskającego naprężenia poziomego. Poniżej zachodzą duże zmiany wartości współczynnika λ charakteryzujące niestabilny stan ośrodka wewnątrz „sklepienia ciśnień”. Analogicznie jak dla rejonu A, wartość ujemna współczynnika λ przyjmowana dla poziomego naprężenia rozciągającego i niewielkiego naprężenia pionowego ściskającego, świadczy o większym zagrożeniu zawaleniem skał stropowych. Należy również stwierdzić, że zmiany współczynnika



Rys. 7.29. Wykres zmian napężenia pionowego a) poziomego b) i współczynnika λ dla wszystkich zestawów c) oraz dla zestawu 16 d) na profilu II-II'

Fig. 7.29. The chart the vertical a) and horizontal b) stress changes with addition of coefficient λ for all sets c) and for a set of 16 d) on the profile II-II'

λ wyraźniej wskazują na anomalne zmiany napężenia w profilu pionowym w porównaniu do konkretnych zmian napężenia pionowego i poziomego.

Analogicznie jak z przyjętą argumentacją w rejonie A, w kolejnym etapie rozwiązania analizowano przemieszczenia pionowe, współczynnik λ oraz napężenie pionowe.

7.6.3. Analiza prawdopodobieństwa

Analogicznie jak dla rejonu A, uzyskane wyniki obliczeń w punkcie krytycznym, położonym na granicy nadkładu i górotworu podstawowego, analizowano dla zbiorów kombinacji parametrów pochodzących z różnych źródeł. Określono wartość minimalną i maksymalną napężenia pionowego i współczynnika λ oraz przemieszczenia pionowego, a następnie wyznaczono prawdopodobieństwo przyporządkowania każdego ze zbiorów. Obliczenia przeprowadzono dla wartości bezwzględnych tych wielkości wynikowych, gdyż nie zmieniały one znaku na granicy nadkładu i górotworu podstawowego.

Zgodnie ze wzorem 6.5 prawdopodobieństwo wystąpienia danego zbioru kombinacji parametrów wynosi 0,125. Na podstawie algorytmu (rozdział 6) skonstruowano wykresy rozkładu dla górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego oraz współczynnika λ (rys. 7.30). Otrzymane wyniki wskazują na to, że można je aproksymować rozkładem normalnym rozkładem beta. Współczynnik determinacji R^2 dla obydwu aproksymacji zawierał się w przedziale od 0,78 do 0,89.

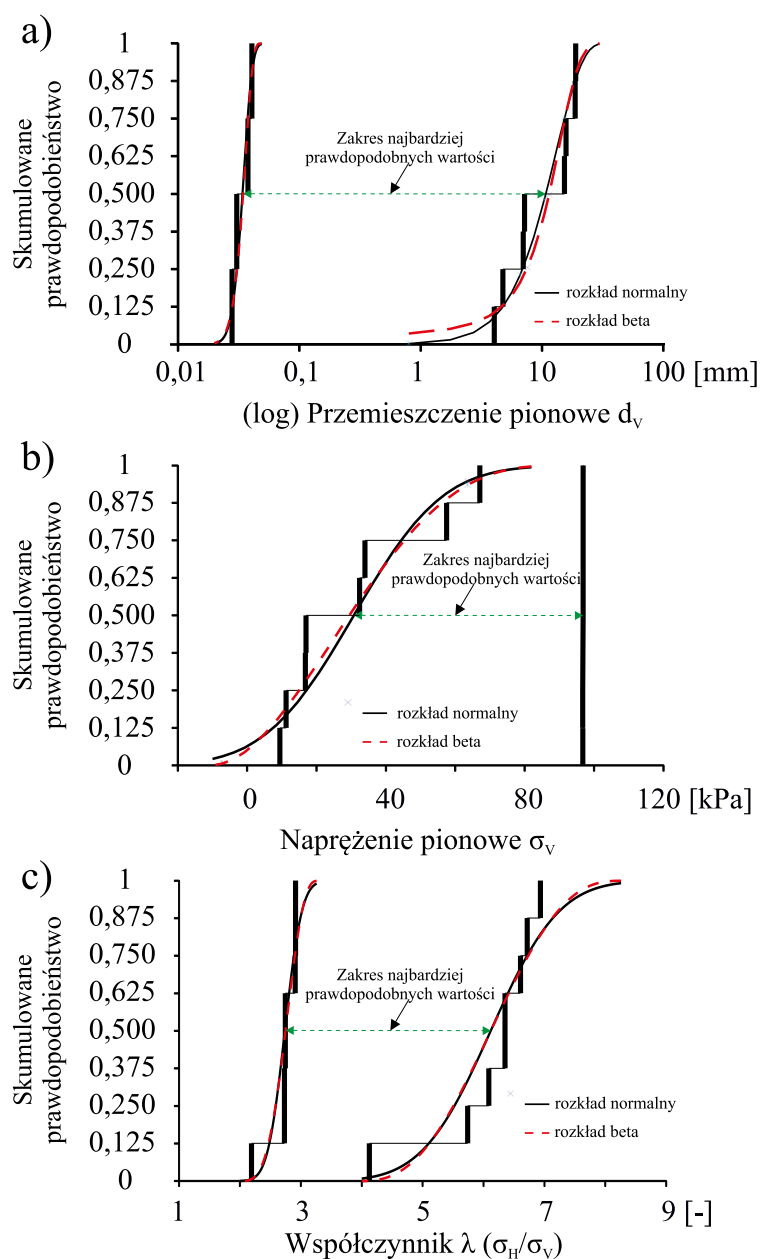
Na rysunku 7.30a przedstawiono wykres skumulowanego prawdopodobieństwa wystąpienia obliczonych wartości bezwzględnych przemieszczenia pionowego, uzyskanych dla rejonu badań B. Maksymalne wartości bezwzględne przemieszczeń pionowych, po prawej stronie wykresu, zawierają się w przedziale od 4,0 do 19,1 mm. W analizowanym przypadku przemieszczenia pionowe osiągają wartość bezwzględną 19,1 mm dla zestawu parametrów wejściowych nr 16: $RMR = 13$, $\sigma_{ci} = 5$ MPa oraz $\rho = 2911$ kg/m³, który jest najbardziej niekorzystnym zestawem parametrów z analizowanego zbioru. Wartość otrzymanego przemieszczenia maksymalnego dla analizowanego zbioru danych wejściowych nie zostanie przekroczona z prawdopodobieństwem 0,903 dla rozkładu normalnego oraz 0,886 dla rozkładu beta.

Analogiczne spostrzeżenia można sformułować dla rozkładów górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości naprężenia pionowego oraz współczynnika λ (rys. 7.30b i c). W przypadku współczynnika λ najbardziej prawdopodobny zakres wartości wynosi od 2,7 do 6,1, a maksymalna wartość 6,9 nie zostanie przekroczona z prawdopodobieństwem 0,814 dla rozkładu normalnego oraz 0,811 dla rozkładu beta.

7.7. Podsumowanie wyników analizy wrażliwości

W rejonach przeprowadzonych badań obliczone przemieszczenia pionowe tworzą na powierzchni terenu charakterystyczną nieckę osiadania nad pustką. Wartości tych przemieszczeń są niewielkie i osiągają wartość do kilkunastu milimetrów (np. rys. 7.28a). W związku z tym, należy stwierdzić, że wpływ procesu zapadliskowego sięga powierzchni terenu, lecz nie zagraża wystąpienia zapadliska.

Znacząco większe przemieszczenia pionowe obliczono na granicy nadkładu z górotworem podstawowym, osiągające wartości kilkudziesięciu milimetrów (np. 7.28b). Poniżej tej granicy obserwuje się efekt „sklepienia ciśnień” związany z naprężeniem ściskającym spowodowanymi ugięciem warstwy górotworu nad pustką. Wewnątrz „sklepienia ciśnień”, w bezpośrednim stropie pustki, zachodzi duża zmienność wartości naprężenia – występują naprężenia ściskające i rozciągające (np. rys. 7.18a). Niestateczny stan ośrodka wewnątrz „sklepienia ciśnień” charakteryzują również duże zmiany wartości współczynnika λ . Wartość ujemna współczynnika λ , przyjmowana dla poziomego naprężenia rozciągającego i niewielkiego naprężenia pionowego ściskającego, świadczy o większym zagrożeniu zawałem skał stropowych. Zmiany współczynnika λ w porównaniu do zmian naprężenia, charakteryzują się większą informatywnością ze względu na większą amplitudę zmian.



Rys. 7.30. Wykresy rozkładu wartości górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych wartości bezwzględnych przemieszczenia pionowego a) napężenia pionowego b) i współczynnika rozporu bocznego c) na granicy nadkładu i górotworu podstawowego

Fig. 7.30. The distribution of upper and lower boundary chart for probability of occurrence of specific absolute value of vertical displacement a) of vertical stresses b) and coefficient of lateral earth pressure c) on the border of the overburden and the bedrock

Wysokość „sklepienia ciśnień” jest zmienna i przy przyjętych założeniach obliczeń, zależy od wartości parametrów charakteryzujących górotwór podstawowy. Największe przemieszczenie występuje w stropie bezpośrednim pustki i osiąga wartość większą od 10 cm (np. rys. 7.13).

Uzyskane wyniki obliczeń na granicy nadkładu i górotworu podstawowego analizowano dla zestawów parametrów pochodzących z różnych źródeł. Określono wartość minimalną i maksymalną naprężenia pionowego i współczynnika λ oraz przemieszczenia pionowego, a następnie wyznaczono prawdopodobieństwo przyporządkowania każdego ze zbiorów. Najbardziej prawdopodobne wartości przemieszczenia mieszczą się w przedziale od ułamków milimetra do kilkunastu milimetrów. Takie wartości przemieszczenia pionowego nie świadczą o możliwej propagacji procesu zapadliskowego ku powierzchni terenu. Jednak oddziaływanie dodatkowych czynników takich jak głębsza eksploatacja pokładów węgla, bardziej intensywny przepływ wody z opadów atmosferycznych lub topnienia pokrywy śniegu, czy oddziaływania dynamiczne różnego rodzaju, mogą spowodować wystąpienia znaczących przemieszczeń i w efekcie ujawnienie się deformacji nieciągłej na powierzchni terenu.

W ogólności, na podstawie rozkładu górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa można wyznaczyć:

- prawdopodobieństwo wystąpienia konkretnej wartości wielkości wynikowej – jest to istotne w przypadku projektowania np. obciążeń podłoża obiektem budowlanym,
- zakresy wartości wielkości wynikowej odpowiadające prawdopodobieństwu ich wystąpienia w warunkach pomiarowych.

Obserwowana duża wrażliwość modelu numerycznego na zmiany wartości parametrów w warunkach geologiczno-inżynierskich przeprowadzonych badań oznacza, że dla ośrodka, jakim może być zdegradowany górotwór w wyniku oddziaływania procesu wietrzenia i czynników górniczych, dobór parametrów powinien być przeprowadzony z dużą starannością.

Podsumowanie i wnioski

W monografii dokonano oceny wpływu zmian wartości parametrów fizyczno-mechanicznych modelu numerycznego procesu zapadliskowego na prawdopodobieństwo wystąpienia określonych wartości przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i współczynnika rozporu bocznego (stosunku naprężenia poziomego do naprężenia pionowego) w warunkach geologiczno-górnich niecki bytomskiej, na terenach płytkiej, historycznej eksploatacji górniczej, z wykorzystaniem metody zbiorów losowych.

Autor pracy przeprowadził analizę wrażliwości modelu numerycznego procesu zapadliskowego na zmiany wartości parametrów wejściowych związanych z ich niepewnym oznaczeniem, w warunkach górotworu o silnie zróżnicowanych właściwościach fizyczno-mechanicznych. W tym celu zastosował metodę zbiorów losowych, która pozwoliła na opis prawdopodobieństwa wystąpienia wynikowych wartości wielkości obliczonych numerycznie i w efekcie wariantowej oceny rozwoju procesu zapadliskowego w ośrodku skalnym.

Badania własne zostały poprzedzone studium zagadnień teoretycznych dotyczącym:

- modeli rozwoju zniszczenia wokół płytko położonych pustek w górotworze oraz modeli procesu zapadliskowego,
- sposobu numerycznego opisu procesu zapadliskowego w świetle hipotez dotyczących rozwoju zniszczenia wokół pustek położonych na niewielkich głębokościach,
- podstaw teoretycznych i zastosowania metody zbiorów losowych w rozwiązywaniu różnych zagadnień geoinżynierskich.

W monografii autor opracował sposób rozwiązania zadania badawczego, które w pierwszym etapie polegało na wyznaczeniu parametrów wejściowych modelu numerycznego na podstawie przeprowadzonych badań *in situ* oraz opinii ekspertów, a następnie przeprowadzeniu obliczeń numerycznych mających na celu określenie, które z parametrów są najbardziej istotne w kontekście rozważanego zagadnienia badawczego (analiza istotności). W następnym etapie, bazując na metodzie zbiorów losowych, obliczył numerycznie zmiany przemieszczenia pionowego, naprężenia pionowego i współczynnika rozporu bocznego dla przyjętego modelu rozwoju procesu zapadliskowego dla różnych zestawów istotnych parametrów uzupełnionych wartościami średnimi parametrów nieistotnych (analiza numeryczna). W końcowym etapie obliczeń autor wyznaczył dolną i górną granicę dystrybucji zmian wielkości wynikowych, które aproksymował rozkładem normalnym i rozkładem beta. Otrzymane wyniki pozwoliły na określenie prawdopodobieństwa wystąpienia wartości

przemieszczenia i naprężenia w zależności od przyjętego zestawu wejściowych parametrów górotworu (analiza prawdopodobieństwa).

Opracowany sposób rozwiązania zadania badawczego został zweryfikowany dla dwóch przykładów z rejonów zagrożonych wystąpieniem deformacji nieciągłych na powierzchni terenu w warunkach geologiczno-inżynierskich niecki bytomskiej, na terenach pogórnich płytkiej eksploatacji złoża rud metali. W efekcie autor pracy pokazał, że w ośrodku skalnym, silnie naruszonym procesami geologicznymi i działalnością górnictwem, opisanym parametrami fizyczno-mechanicznymi o dużej zmienności ich wartości, modelowanie numeryczne procesu zapadliskowego z zastosowaniem metody zbiorów losowych umożliwia uzyskanie miarodajnych wyników oraz określenie ryzyka rozwoju procesu zapadliskowego.

Oprócz zalet opracowanego sposobu rozwiązania problemu badawczego należy podkreślić jego ograniczenia. W symulacji numerycznej występują różnego rodzaju błędy związane z konstrukcją modelu np. doboru siatki obliczeniowej, geometrii modelu lub modelu matematycznego. Natomiast istotnym problemem jest określenie warunków, w których następuje zniszczenie ośrodka, np. zawał skał. Najlepszym sposobem ustalenia warunków krytycznych dla wystąpienia zapadliska jest porównanie wyników obliczeń modelowych z zachowaniem się takiego ośrodka w rzeczywistości. W odniesieniu do proponowanego przez autora sposobu obliczeń, ograniczeniem jest niewątpliwie pracochłonność i czasochłonność metody, gdyż często wymaga ona opracowania kilkuset wariantów obliczeniowych. Niewielki błąd występuje również przy przyjęciu w zestawach parametrów wejściowych wartości średniej arytmetycznej dla tzw. parametrów nieistotnych. Jest to związane z arbitralnym opisem zagadnienia, ze względu na ustalany przez obliczającego tzw. próg istotności – w pracy przyjęto go dla 5%.

Na podstawie przeprowadzonych badań można sformułować następujące wnioski:

- Empiryczny model Janusza i Jarosza (1976) rozwoju zapadliska, uwzględniający hipotezę „sklepienia ciśnień”, oparty na wynikach obserwacji i analiz zapadlisk powstałych w GZW jest przydatny do symulacji numerycznej procesu zapadliskowego na terenach eksploatacji rud cynku i ołowiu w niecce bytomskiej.
- W modelowaniu numerycznym procesu zapadliskowego w stropie pustki, wymagane jest założenie o rozwoju zniszczenia w wyniku usunięcia części ośrodka poddanej naprężeniu rozciągającemu. W ten sposób uwzględnia się oddziaływanie w czasie procesu wietrzenia, zwłaszcza z udziałem wody, lub wpływu czynników górniczych np. głębszej eksploatacji pokładów węgla.
- W warunkach silnie zniszczonego ośrodka skalnego, w numerycznym opisie procesu zapadliskowego przydatne jest kryterium wytrzymałościowe Hoeka-Browna, związane z procedurą wyznaczania parametrów górotworu.
- Opracowany sposób symulacji numerycznej procesu zapadliskowego ma zastosowanie w warunkach geologicznych i górniczych niecki bytomskiej na niewielkiej głębokości, w warunkach górotworu przepuszczalnego.
- Naprężenia i przemieszczenia są podstawowymi elementami analizy wyników obliczeń numerycznych dotyczących różnych procesów fizyczno-mechanicznych zachodzących

w ośrodku geologicznym. Istotny wpływ na zmiany tych wielkości ma dobór parametrów fizyczno-mechanicznych wykorzystywanych w modelu numerycznym. Na dokładność oznaczenia tych parametrów może mieć wpływ wiele czynników takich jak: czasoprzestrzenna zmienność parametrów lub metody ich wyznaczenia. Dla potrzeb oceny zmiany naprężenia i przemieszczenia w wyniku możliwych odchyłeń wartości parametrów wejściowych należy przeprowadzić tzw. analizę wrażliwości modelu.

- W warunkach geologiczno-inżynierskich przeprowadzonych badań, przyjmując progo-
we kryterium istotności równe 5%, związane z przekroczeniem go dla co najmniej
jednej z wielkości wynikowych, do analizy numerycznej wytypowano 3 parametry:
wskaźnik RMR, jednoosiową wytrzymałość na ściskanie R_c oraz gęstość objętościo-
wą ρ . Pozostałe parametry okazały się nieistotne i dlatego przyjęto ich wartości w po-
staci średniej arytmetycznej.
- Uzyskane wyniki obliczeń przemieszczenia pionowego na granicy nadkładu i gó-
rotworu podstawowego mieszczą się w przedziale od ułamków milimetra do kil-
kunastu milimetrów. Obliczone wartości przemieszczenia pionowego nie świadczą
o dalszej propagacji procesu zapadliskowego ku powierzchni terenu. Jednak oddzia-
ływanie dodatkowych czynników takich jak głębsza eksploatacja pokładów węgla,
bardziej intensywny przepływ wody z opadów atmosferycznych lub topnienia pokry-
wy śniegu, czy oddziaływania dynamiczne różnego rodzaju, mogą spowodować wy-
stąpienia znaczących przemieszczeń i w efekcie ujawnienia się deformacji nieciągłej
na powierzchni terenu.
- Metoda zbiorów losowych w ogólnym ujęciu może służyć do matematycznego opisu
niepewności, związanej z niekompletną i niepełną informacją o parametrach wejścio-
wych do obliczeń numerycznych. Daje ona możliwość analizy parametrów występu-
jących w postaci przedziałów wartości.
- W ogólności, na podstawie rozkładu górnej i dolnej granicy prawdopodobieństwa
można wyznaczyć prawdopodobieństwo wystąpienia konkretnej wartości wielkości
wynikowej (jest to istotne w przypadku projektowania np. obciążeń podłoża obiek-
tem budowlanym) oraz zakresy wartości wielkości wynikowej odpowiadające praw-
dopodobieństwu ich wystąpienia w warunkach pomiarowych.
- Obserwowana duża wrażliwość modelu numerycznego dla zmian wartości parame-
trów w warunkach geologiczno-inżynierskich przeprowadzonych badań oznacza, że
dla ośrodka, jakim może być zdegradowany górotwór w wyniku oddziaływania pro-
cesu wietrzenia i eksploatacji górniczej, dobór parametrów powinien być przeprowa-
dzony z dużą starannością.
- Przedstawione rozwiązanie ma znaczenie poznawcze, gdyż uściśla wiedzę o rozwo-
ju procesu zapadliskowego oraz ma istotne znaczenie aplikacyjne w projektowaniu
zabudowy na terenach pogórnich zagrożonych występowaniem deformacji nie-
ciągłych.
- Dalsze badania związane z rozwiązaniem przedstawionym w monografii należałoby
ukierunkować na weryfikację wyników symulacji numerycznych w innych warun-

kach geologiczno-inżynierskich i górniczych. Interesującym zagadnieniem badawczym byłoby zastosowanie zaproponowanego algorytmu z wykorzystaniem innych metod numerycznych np. metody elementów skończonych.

Literatura

- Attewell P.B., Taylor R.K. (Eds.) 1984 – Ground Movements and Their Effects on Structures. Blackie & Son Ltd, London.
- Barczak A., 2010 – Formalizacja subiektywnej niepewności. Mat. Konf. Nauk. VII Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna pt.: Logistyka, systemy transportowe, bezpieczeństwo w transporcie – LOGITRANS 2010, Szczyrk, 16–18 kwietnia 2010, s. 487–496.
- Barla G., Boshkow S., Pariseau W., 1980 – Numerical modeling of block caving at the Grace Mine. Proc. of Symp. on Geomechanics Applications in Underground Hardrock Mining, Turyn, s. 241–256.
- Bell F.G., 1992 – Ground Subsidence: A General Review, COMA: Construction Over Mined Areas. South African Institution of Civil Engineers, Pretoria, South Africa, s. 1–23.
- Bieniawski Z.T., 1978 – Determining rock mass deformability: experience from case – histories. Int. J. Rock Mech. Min. Sc. And Geomech. Abstr., nr 15, s. 237–247.
- Bieniawski Z.T., 1989 – Engineering Rock Mass Classifications: a Complete Manual. John Wiley and Sons, New York, USA.
- Bieniawski Z.T., 1992 – Design Methodology in Rock Engineering: Theory Education and Practice. A A Balkema (Elsevier), Rotterdam.
- Bieniawski Z.T., Cała M., Małkowski P., 2011a – Błędy w stosowaniu klasyfikacji masywów skalnych – fakty i mity. Część I. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 2/2011, s. 45–55.
- Bieniawski Z.T., Cała M., Małkowski P., 2011b – Błędy w stosowaniu klasyfikacji masywów skalnych – fakty i mity. Część II. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 3/2011, s. 49–61.
- Borecki M., 1980 – Mechanika budowli podziemnych. Skrypt Politechniki Śląskiej nr 904. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
- Brady B.H.G., Brown E.T., 1985 – Rock mechanics for underground mining. Wyd. Chapman & Hall, London, UK.
- Brinkgreve R.B.J. 2000 – PLAXIS, Finite element code for soil and rock analyses, Users manual. Rotterdam, Balkema.
- Brown E.T., 2003 – Block caving geomechanics, JKMR Monograph Series in Mining and Mineral Processing 3, University of Queensland, Brisbane.
- Cała M., Jarczyk M., Postawa J., 2004 – Numeryczna analiza możliwości utraty stateczności wyrobisk zlokalizowanych na niewielkiej głębokości. Górnictwo i Geoinżynieria 28, z. 4/1, s. 69–78.
- Chudek M., Arkuszewski J., 1980 – Metoda prognozowania deformacji w postaci zapadlisk. Przegląd Górniczy 6(682), s. 275–282.

- Chudek M., Arkuszewski J., Olaszowski W., 1980 – Deformacje nieciągłe w obszarach górniczych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, z. 610, Gliwice, s. 1–120.
- Chudek M., 2002 – Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wyd. Politechniki Śl., Gliwice.
- Chudek M., Janusz W., Zych J., 1988 – Studium dotyczące stanu rozpoznania tworzenia się i prognozowania deformacji nieciągłych pod wpływem podziemnej eksploatacji złóż. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej 141, Gliwice, s. 1–155.
- Deere D.U., Hendron A.J., Patton F.D., Cording E.J., 1967 – Design of surface and near surface construction in rock. Proc. 8th US Symp. on Rock Mech., New York, s. 237–302.
- Deere D.U., Deere D.W., 1988 – The rock quality designation (RQD) index in practice. Rock classification systems for engineering purposes. Kirkclade L. ed., ASTM Special Publication 984, s. 91–101.
- Diederichs M.S., Kaiser P.K., 1999 – Stability of large excavations in laminated hard rock masses: the voussoir analogue revisited. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 36, s. 97–117.
- Dokumentacja pod kier. T. Bratasza 1990 – Problematyka ochrony powierzchni terenu miasta Piekary Śląskie w związku z likwidacją kopalni rud cynku i ołowiu „Orzeł Biały”. Zakład Projektowania i Obsługi Inwestycyjnej „BUPRO”, Katowice (niepublikowane).
- Dokumentacja powykonawcza autostrady A-1 na odcinku od węzła Pyrzowice (bez węzła) do węzła Piekary Śl. (od km 475+327 do km 490+427). Generalna Dyrekcja Dróg Krajowych i Autostrad Oddział w Katowicach, Katowice 2012.
- Drewniak R., 1980 – Karbońska niecka bytomska – jej kształt i regionalny zasięg. Wiadomości Górnicze nr 8–9, s. 225–229.
- Dubois D., Prade H., 1991 – Random sets and fuzzy interval analysis. Fuzzy Sets and Systems 1991, 42, s. 87–101.
- Duży S., 2000 – Prognozowanie własności skał w otoczeniu projektowanego wyrobiska na podstawie wyników badań w punktach rozproszonych. Budownictwo Górnicze i Tunelowe 4/2000, s. 13–17.
- Duży S., 2005 – Ocena bezpieczeństwa konstrukcji wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego z uwzględnieniem zmienności warunków naturalnych i górniczych. Mat. Konf. pt.: Warsztaty Górnicze 2005, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, s. 243–256.
- Duży S., Kleta H., Plewa F., 2000 – Zagrożenie powierzchni ze strony starych zrobów w obszarze likwidowanej kopalni. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, z. 246, Gliwice, s. 109–118.
- Fajkiewicz Z., 1986 – Origin of the anomalies of gravity and its vertical gradient over cavities in brittle rock. Geophysical prospecting vol. 34, nr 6, s. 1233–1254.
- Fajkiewicz Z., 2001 – Znaczenie badań geofizycznych w procesie przywracania wartości użytkowych terenom naruszonym dokonaną eksploatacją górniczą. Mat. Konf. pt.: Warsztaty Górnicze 2001, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, s. 115–131.
- Fajkiewicz Z., Ostrowski C., 2012 – Badania grawimetryczne terenów naruszonych eksploatacją górniczą. Mat. Konf. pt.: Warsztaty Górnicze 2012, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, s. 45–86.
- Filcek H., Kwaśniewski M., 1993 – Fundamentals of mine roadway support design: Rock – support interaction analysis. In Comprehensive Rock Engineering, Hudson J.A. ed., Vol. 2 Analysis and Design Methods, Fairhurst Ch. ed., Pergamon Press, Oxford, s. 671–699.

- FLAC v. 7.0 2011 – FLAC Fast Lagrangian Analysis of Continua Theory and Background, Itasca Consulting Group, Minneapolis, USA.
- Flores H., Karzulovic A., 2002 – Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining. Report to International Caving Study II. Brisbane: JKMRC, (niepublikowane).
- Fraldi M., Guarracino F., 2010 – Analytical solutions for collapse mechanisms in tunnels with arbitrary cross sections. *Int. J. Solids Struct.* 47 (2), s. 216–223.
- Gergowicz Z., 1974 – Geotechnika górnicza. Wydawnictwo PWR, Wrocław.
- Goodman R.E., 1989 – Introduction to Rock Mechanics 2nd ed. Wiley, New York.
- Goszcz A., 1996 – Powstawanie zapadlisk i innych deformacji nieciągłych powierzchni na obszarach płytkiej eksploatacji górnictwa. *Mat. Konf. pt.: Szkoła Eksploatacji Podziemnej '96*. Wyd. CP-PGSMiE PAN, s. 119–137.
- Hall J.W., Rubio E., Anderson M.J., 2004 – Random sets of probability measures in slope hydrology and stability analysis. *ZAMM: J. Appl. Math. Mech.*, 84(10–11), s. 710–20.
- Healy P.R., Head J.M., 1984 – Construction over abandoned mine workings. Construction Information and Research Association. CIRIA Special Publication No. 32.
- Helm P.R., Davie C.T., Glendinning S., 2013 – Numerical modeling of shallow abandoned mine working subsidence affecting transport infrastructure. *Eng. Geol.* 154, s. 6–19.
- Hoek E., 2003 – Numerical Modelling for Shallow Tunnels in Weak Rock. <http://www.rockscience.com/assets/files/uploads/8392.pdf> (mat. elektroniczne).
- Hoek E., 2007 – Practical rock engineering, <http://www.rockscience.com> (mat. elektroniczne).
- Hoek E., Brown E.T., 1980a – Underground excavations in rock. *Inst. of Min. and Metall.*, London.
- Hoek E., Brown E.T., 1980b – Empirical strength criterion for rock masses. *J. Geotech. Eng. Div., ASCE* 106(GT9), s. 1013–1035.
- Hoek E., Kaiser P.K., Bawden W.F., 1995 – Support of underground excavation in hard rock. Balkema, Rotterdam.
- Hoek E., Brown E.T., 1997 – Practical estimates of rock mass strength. *Int. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts* 34 (8), s. 1165–1186.
- Hoek E., Marinos P., Benissi M., 1998 – Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation. *Bull. Eng. Geol. Env.* 57(2), s. 151–160.
- Hoek E., Diederichs M.S., 2006 – Empirical estimation of rock mass modulus. *Int. J. of Rock Mech. & Mining Sci.* 43, s. 203–215.
- Hutchinson D.J., Diederichs M.S., 1996 – Cablebolting in Underground Mines. Bitech Publishers Ltd, Vancouver.
- ISRM 1981 – Basic geotechnical description of rock masses. *J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* vol. 18, s. 85–110.
- Janusz W., Jarosz A., 1976 – Nieciągłe deformacje powierzchni terenu wywołane płytką podziemną eksploatacją górnictwa. *Mat. Konf. Nauk.-Techn. pt.: Budownictwo na terenach o dużych deformacjach*, Katowice.
- Jaeger C., Cook G.W., 1967 – Fundamentals of rock mechanics. Chapman and Hall, Londyn.
- Kendall D.G. 1974 – Foundations of a theory of random sets. In *stochastic Geometry* eds. E. F. Harding; D. G. Kendall, Wiley, New York.
- Kłeczek Z., 1994 – Geomechanika Górnictwa. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.

- Krawiec K., Pilecki Z., 2012 – Numeryczna symulacja procesu zapadliskowego w warunkach geologicznych i górniczych niecki bytomskiej na terenie pogórnym płytkiej eksploatacji złóż rud metali. *Technika Poszukiwań Geologicznych. Geotermia, Zrównoważony Rozwój*, z. 1(249), s. 47–60.
- Krawiec K., 2014 – Zastosowanie metody zbiorów losowych w modelowaniach numerycznych w geoinżynierii. *Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN* 86, s. 181–188.
- Kwaśniewski M., Takahashi M., 2010 – Strain-based failure criteria for rocks: State of the art and recent advances. *Proc. of the European Rock Mechanics Symposium EUROROCK 2010*, Lausanne, June 15–18, 2010, Leiden, CRC Press/Balkema, s. 45–56.
- Ladanyi B., 1967 – Expansion of cavities in brittle media. *Int. J. of Rock Mech. and Mining Sci.* 4, s. 301–238.
- Lorig L., Board M., Potyondy D., Coetee M., 1995 – Numerical modeling of caving using continuum and micro-mechanical models. *Proc. of CAMI'95 Canadian Conference on Computer Applications in the Mining Industry*, Montreal, Quebec, Canada, October 22–25, s. 416–424.
- Marcak H., 1999 – Powstawanie zapadlisk i innych form deformacji nieciągłych powierzchni spowodowanych występowaniem pustek. *Mat. Konf. pt.: Warsztaty Górnicze 1999*, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, s. 71–84.
- Marinos P., Hoek E., 2000 – GSI – A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. *Proc. GeoEng2000 Conference*, Melbourne, s. 1422–1442.
- Marinos P., Hoek E., 2001 – Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. *Bulletin of the Engineering Geology & the Environment (IAEG)*, 60, s. 85–92.
- Matheron G., 1975 – *Random Sets and Integral Geometry*. Wiley New York.
- Nasekhian A., Schweiger H.F., 2010 – Random set finite element method application to tunneling. M. Beer, R.L. Muhanna, R.L. Mullen eds., *Proc. of the 4th international workshop on reliable engineering computing (REC2010), robust design – coping with hazards, risk and uncertainty*. Research Publishing, Singapore, s. 369–385.
- Palma R., Agarwal R., 1973 – A study of the cavability of primary ore at the El Teniente Mine. *Technical Report from Colombia University*, New York, (niepublikowane).
- Peschl G.M., 2004 – Reliability analysis in geotechnics with the random set finite element method. PhD thesis. Graz: Graz University of Technology, (niepublikowane).
- Pierce M., Lorig L., 1998 – *FLAC3D Analysis of Cavability of the Northparkes E26 Lift 2 Orebody*. Itasca Consulting Group, Inc., Report to Northparkes Mines, Parkes, NSW, Australia, November 1998 (niepublikowane).
- Pierce M., Young P., Reyes-Montes J., Pettitt W., 2006 – Six Monthly Technical Report, Caving Mechanics, Sub-Project No. 4.2: Research and Methodology Improvement and Sub-Project 4.3, Case Study Application. Itasca Consulting Group, Inc., Report to Mass Mining Technology Project, 2004–2007, ICG06-2292-1-Tasks 2-3-14 (niepublikowane).
- Pilecki Z., 2002 – Wyznaczanie parametrów górotworu na podstawie klasyfikacji geotechnicznych. Wyd. Drukrol, Kraków.
- Pilecki Z., 2010 – Identyfikacja etapów modelowania numerycznego w zastosowaniach geoinżynierskich. *Mat. Konf. Nauk. XIV Warsztaty Górnicze*, Hucisko, 16–18 czerwca 2010 (mat. elektroniczne).
- Pilecki Z., 2014 – Uzdatnianie podłoża autostrady A-1 na terenach pogórnym płytkiej eksploatacji rud metali. *Studia, Rozprawy, Monografie* 184, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

- Pilecki Z., Popiołek E., 2000 – Wpływ eksploatacji rud na zagrożenie powierzchni deformacjami nieciągłymi i jego badanie za pomocą metod geofizycznych. *Studia, Rozprawy, Monografie* 84, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Pilecki Z., Stanisław J., Krawiec K., Woźniak H., Pilecka E., 2014 – Numeryczna analiza stateczności skarp i zboczy z wykorzystaniem metody zbiorów losowych. *Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN* 86, s. 5–17.
- Popiołek E., Pilecki Z., 2005 – Ocena przydatności do zabudowy terenów zagrożonych deformacjami nieciągłymi za pomocą metod geofizycznych. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Pottler R., Marcher T., Nasekhian A., Schweiger H.F., 2009 – Stability analysis of tunnels – an approach using random set theory. *Proc. ITA-AITES World Tunnel Congress: Safe Tunnelling for the City and Environment*, Budapeszt, Węgry, 23–25 maja 2009, s. 1–11.
- Pozzi M., Kleata H., 2008 – Geomechaniczne problemy zabudowy terenów po górnictwie rudnym na przykładzie rejonu Tarnowskich Gór. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo*, z. 285, Gliwice, s. 219–231.
- PN-G-05020 1997 – Obudowa sklepiona. Zasady projektowania i obliczeń statycznych.
- Rech W., Lorig L., 1992 – Predictive numerical stress analysis of panel caving at the Henderson Mine. *Proc. of MASSMIN'92, SAIMM, Johannesburg*, s. 55–62.
- Raport 2011 – Wyniki badań laboratoryjnych jednoosiowej wytrzymałości R_c dla próbek dolomitu. Laboratorium Badania Skał KWK Marcel, Radlin (niepublikowane).
- RockLab 2007 – Rock mass strength analysis using the Hoek-Brown failure criterion, User's Guide, Rocscience Inc., Toronto, Ontario, Canada (mat. elektroniczne).
- Rummel F., 1971 – Uniaxial compression tests on right angular rock specimens with central holes. *Proc. of the Int. Symp. on Rock Mechanics, Nancy*, 4–6th October, 1971, vol. 2, s. 90–100.
- Ryncarz T., 1993 – *Zarys fizyki górotworu*, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
- Sachs J., Skinderowicz B., Zakolski R., 1974 – Prognozowanie rodzaju i wielkości deformacji nieciągłych powierzchni na terenach płytkiej eksploatacji górniczej. *Mat. Konf. Nauk.-Techn. pt.: Wybrane zagadnienia budownictwa na terenach górniczych*. Katowice–Jaszowiec.
- Sachs J., 1981 – Zastosowanie metod geofizycznych w rozpoznawaniu zagrożeń powierzchni na terenach płytkiej eksploatacji. *Ochrona Terenów Górniczych*, nr 56.
- Sainsbury B.L., Pierce M., Mas Ivars D., 2008 – Simulation of rock mass strength anisotropy and scale effects using a Ubiquitous Joint Rock Mass (UJRM) model. *Proc. of the 1st Int. FLAC/DEM Symp. on Numerical Modeling*, August 25–27, 2008, Minneapolis, USA, s. 241–250.
- Sainsbury B.L., Sainsbury D.P., Pierce M.E., 2011 – A historical review of the development of numerical cave. *Proc. of the 2nd Int. FLAC/DEM Symp. on Numerical Modeling*, February 14–16, 2011, Melbourne, Australia, s. 1–14.
- Saüstowicz A., 1955 – *Mechanika Górotworu*. Wyd. Górniczno-Hutnicze, Katowice.
- Schweiger H.F., Peschl G.M., 2005 – Reliability analysis in geotechnics with the random set finite element method. *Computers and Geotechnics* 32, s. 422–435.
- Schweiger H.F., Peschl G.M., 2007 – Basic Concepts and Applications of Random Sets in Geotechnical Engineering. *Book Series CISM International Centre for Mechanical Sciences*, Griffiths D.V., Fenton G. A. eds., Vol. 491, s. 113–126.
- Serafim J.L., Pereira J.P., 1983 – Consideration of the geomechanical classification of Bieniawski. *Proc. Int. Symp. on Eng. Geology and Underg. Constr.*, Lisbon, vol. 1(II), s. 33–44.

- Shen H., Abbas S.M., 2013 – Rock slope reliability analysis based on distinct element method and random set theory. *Int. J. of Rock Mech. and Mining Sci.*, 61: s. 15–22. doi: 10.1016/j.ijrmms.2013.02.003 (mat. elektroniczne).
- Strzałkowski P., 2012a – Zagrożenie dla powierzchni wynikające z dawnej, płytkiej eksploatacji górniczej. *Górnictwo i Geologia* t. 7, z. 1, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, s. 163–178.
- Strzałkowski P., 2012b – Wpływ płytkiej eksploatacji górniczej na zagrożenie powierzchni terenu deformacjami nieciągłymi. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo*, z. 246, Gliwice, s. 339–347.
- Swart A.H., Handley M.F., 2005 – The design of stable stope spans for shallow mining operations. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy* 105, s. 275–286.
- Sysik P., Siemińska-Lewandowska A. 2006 – Zastosowanie metody zbiorów losowych do obliczeń tunelu budowanego nową metodą austriacką (NATM). *Górnictwo i Geoinżynieria*, rok 29, nr 3/1, s. 1–5.
- Szafulera K., 2011 – Wpływ eksploatacji górniczej na stateczność płytkich wyrobisk porudnych i występowanie deformacji nieciągłych. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii, Gliwice (niepublikowane).
- Tajduś A., Cała M., Tajduś K., 2012 – Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projektowanie i budowa tuneli. Wydawnictwa AGH, Kraków.
- Tajduś K., 2008 – Określenie wartości parametrów odkształceniowych górotworu uwarstwionego w rejonie wpływów eksploatacji górniczej. Praca doktorska. AGH, Kraków (niepublikowane).
- Terzaghi K., Richart F.E., 1952 – Stresses in rock about cavities. *Geotechnique* 3, s. 57–90.
- Tharp T.M., 1995 – Design against collapse of karst caverns. In *Karst Geohazards: Engineering and Environmental Problems in Karst Terrain*, Beck B. F. (ed.), Balkema, Rotterdam, s. 397–406.
- Tonon F., Bernardi A., Mammio A., 2000 – Determination of parameters in rock engineering by means of Random Set Theory. *Reliability Engineering and System Safety* 70(2000), s. 241–261, doi:10.1016/S0951-8320(00)00058-2 (mat. elektroniczne).
- U. S. EPA: TRIM, 1999 – TRIM Total Risk Integrated Methodology. TRIM FATE Technical Support Document Volume I: Description of Module. EPA/43/D-99/002A, Office of Air Quality Planning and Standards (niepublikowane).
- Vanmarcke E.H., 1983 – *Statistical Reasoning with Imprecise Probabilities*. Chapman and Hall, Londyn.
- Vyazmensky A., Elmo D., Stead D., Rance J., 2007 – Combined finite-discrete element modeling of surface subsidence associated with block caving mining. *Proc. of 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symp.*, May 27–31, 2007, Vancouver, Canada, s. 467–475.
- Waltham A.C., 1989 – *Ground Subsidence*. Blackie & Son Ltd, London.
- Waltham T., Bell F., Culshaw M., 2005 – *Sinkholes and Subsidence. Karst and Cavernous Rocks in Engineering and Construction*. Springer, Chichester, UK.
- Whittaker B.N., Reddish D.J., 1989 – *Subsidence: occurrence, prediction and control*. Elsevier, Amsterdam.
- Whittaker B.N., Reddish D.J., 1993 – *Subsidence behavior of rock structure. Comprehensive rock engineering – principles, practice and projects*, Hudson J. A. (ed.), Pergamon Press, Oxford, New York.

- Whittaker B.N., 1985 – Surface subsidence aspects of room and pillar mining. Mining Dept. Magazine 37, Univ. of Nottingham, s. 59–67.
- Wickham G.E., Tiedeman H.R., Sinner E.H., 1972 – Support determination based on geologic predictions. Proc. Conf. on North American rapid excav. Tunneling., Lane K.S., Garfield L.A. eds., New York, s. 43–64.

Załącznik A – Wyznaczenie parametrów górotworu

Wyznaczanie podstawowych parametrów górotworu

Wyznaczając parametry geotechniczne górotworu, należy mieć na uwadze to, że:

- wiele parametrów zależy od takich czynników jak naprężenie, zawodnienie, temperatura itp.,
- metodyka powinna uwzględniać statystycznie istotną liczbę pomiarów,
- wielkości wyznaczanych parametrów powinny być porównane z danymi z badań archiwalnych i z danymi literaturowymi pozyskanymi w podobnych warunkach,
- należy korelować oznaczenia parametrów wykonane różnymi metodami,
- parametry należy interpretować w przedziale wartości, w którym były wyznaczane.

Procedura przedstawiona w tabeli A.1 pozwala wyznaczyć parametry górotworu dla obliczeń zachowania się górotworu z użyciem warunków wytrzymałościowych Coulomba-Mohra i Hoeka-Browna. Sposób obliczeń parametrów wykorzystuje rozwiązanie przedstawione przez Hoeka i Browna (1980) zmodyfikowane w okresie kilkunastu lat (Hoek i Brown 1997). Procedura uwzględnia polskie doświadczenia ujęte w normach i wynikające z badań własnych.

Użycie warunku wytrzymałościowego Hoeka-Browna w obliczeniach zachowania się górotworu wokół obiektu wymaga wyznaczenia trzech parametrów:

- jednoosiowej wytrzymałości na ściskanie materiału skalnego R_c ,
- stałej m_i ,
- punktacji GSI skorelowanej z punktacją RMR i Q .

W przypadku warunku wytrzymałościowego Coulomba-Mohra należy wyznaczyć:

- jednoosiową wytrzymałość na ściskanie górotworu R_c ,
- spójność c i kąt tarcia wewnętrzznego φ górotworu.

Równocześnie w obliczeniach modelowych wymagana jest znajomość gęstości objętościowej górotworu, współczynnika Poissona, modułu sprężystości lub deformacji, składowej pionowej stanu naprężenia oraz współczynnika rozporu bocznego.

Tabela A.1

Procedura obliczenia parametrów górotworu (na podstawie Pileckiego 2002)

Table A.1

Procedure of determining rock mass parameters (based on Pilecki 2002)

Parametr	Procedura
GSI, RMR, Q	punktacja z badań polowych i laboratoryjnych
m_i	z badań laboratoryjnych lub z tablicy 4.5 w pracy Hoeka i in. (1995)
a	$a = 0,5$ dla $GSI > 25$ lub $a = 0,65 - GSI/200$ dla $GSI \leq 25$ (Hoek i in. 1995) lub oszacowanie z tablicy 4.4. w pracy Hoeka i in. (1995)
s	$s = \exp [(GSI-100)/9]$ dla $GSI > 25$ lub $s = 0$ dla $GSI \leq 25$ (Hoek i in. 1995) lub oszacowanie z tablicy 4.4 w pracy Hoeka i in. (1995)
ν	tablica 4.4. (Hoek i in. 1995) z uwzględnieniem badań archiwalnych
E_M (moduł deformacji)	– test dylatometryczny lub – $E_M(\text{GPa}) = 2 \text{ RMR} - 100$, dla $\text{RMR} \geq 58$ (Bieniawski 1978) $E_M(\text{GPa}) = 10 \frac{(\text{RMR} - 10)}{40}$, dla $\text{RMR} < 58$ (Serafim, Pereira 1980) lub – $E_M = E_s/k_1$; k_1 – współczynnik z tablicy 2 normy PN-G-05020, E_s – moduł Younga materiału skalnego
γ	– PN-G-05020, lub – Hoek i Brown (1980a) str. 268, z uwzględnieniem badań archiwalnych
σ_v	$\sigma_v = \gamma h$, pomiar <i>in situ</i>
λ	$\lambda = \nu / (1 - \nu)$
σ_h	$\sigma_h = \lambda \sigma_v$, lub zależność Hoeka-Browna (dla większych głębokości), lub pomiar <i>in situ</i>

System oceny jakości górotworu RMR (tab. A.3) jest oparty na sześciu podstawowych parametrach. Oprócz RQD (tab. A.2) oraz R_c parametrami tymi są: średnia odległość między nieciągłościami I_b , ocena stanu płaszczyzn nieciągłości, ocena stopnia zawodnienia górotworu, ocena położenia płaszczyzn nieciągłości.

Tabela A.2

Klasyfikacja jakości górotworu według wskaźnika RQD (Deere i in. 1967)

Table A.2

Classification of the rock mass quality according to the RQD index (Deere et al. 1967)

Stopień skali	Przedział zmienności RQD [%]	Jakość górotworu
I	0–25	bardzo słaby
II	26–50	słaby
III	51–75	średni
IV	76–90	dobry
V	91–100	bardzo dobry

Moduł Younga E_M dla górotworu jest obliczany z następujących zależności:

$$E_M \text{ (GPa)} = 2 \text{ RMR} - 100, \text{ dla } \text{RMR} \geq 58 \text{ (Bieniawski 1978)} \quad (\text{A.1})$$

$$E_M \text{ (GPa)} = 10 \frac{(\text{RMR} - 10)}{40}, \text{ dla } \text{RMR} \leq 58 \text{ (Serafin i Pereira 1980)} \quad (\text{A.2})$$

W celu wyznaczenia stałych materiałowych a , m_b oraz s skorzystano z zależności pomiędzy wskaźnikiem jakości górotworu GSI a punktacją RMR:

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5 \text{ (Hoek i in. 1995)} \quad (\text{A.3})$$

Tabela A.3

Geotechniczna klasyfikacja właściwości górotworu RMR (Bieniawski 1989)

Table A.3

Geotechnical classification of the rock mass parameters – RMR (Bieniawski 1989)

A. Parametry klasyfikacji i ich punktacja								
Parametr		Zakres wartości						
Wytrzymałość materiału skalnego	Wskaźnik obciążenia punktowego [MPa]	> 10	4–10	2–4	1–2	dla tak niskich wartości preferowana jest jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie		
	wytrzymałość R_c [MPa]	> 250	100–250	50–100	25–50	5–25	1–5	< 1
Punktacja		15	12	7	4	2	1	0
Test RQD		91–100%	76–90%	51–75%	26–50%	$\leq 25\%$		
Punktacja		20	17	13	8	3		
Średnia odległość między nieciągłościami		> 2 m	0,6–2 m	200–600 mm	60–200 mm	< 60 mm		
Punktacja		20	15	10	8	5		
Stan płaszczyzn spękań (patrz E)		bardzo chropowata powierzchnia nieciągła, brak szczelin, niezwiętrzała powierzchnia skały	lekko chropowata powierzchnia < 1 mm, nieznacznie zwiętrzałe powierzchnie	lekko chropowata powierzchnia < 1 mm, mocno zwiętrzałe ścianki	wyrównane powierzchnie lub wypełnienie szczelin materiałem skalnym < 5 mm, szczeliny od 1–5 mm, ciągłe powierzchnie	wypełnienie szczelin drobnym materiałem > 5 mm oddzielenia > 5 mm ciągłe powierzchnie		

Punktacja		30	25	20	10	0
Woda gruntowa	dopływ wzdłuż 10 m tunelu/ wytrobiska [l/m]	brak dopływu lub	< 10 lub	10–25 lub	25–125 lub	> 125 lub
	ciśnienie wody / naprężenie główne	0 lub	< 0,1 lub	0,1–0,2 lub	0,2–0,5 lub	> 0,5 lub
	ogólne warunki	całkowicie sucho	wilgotno	mokro	kapanie	wypływ wody
Punktacja		15	10	7	4	0
B. Poprawka na położenie płaszczyzn spękań						
Kierunek rozciągłości i upadu		B. korzystne	Korzystne	Akceptowalne	Niekorzystne	Bardzo niekorzystne
Punktacja	wytrobiska korytarz.	0	–2	–5	–10	–12
	fundamenty	0	–2	–7	–15	–25
	skarpy/zbocza	0	–2	–25	–50	–60
C. Klasy górotworu określone na podstawie uzyskanej łącznej punktacji						
Punktacja		100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21
Numer klasy		I	II	III	IV	V
Opis		skała bardzo dobra	skała dobra	skała średnio dobra	skała słaba	skała bardzo słaba
E. Uwarunkowanie klasyfikacji nieciągłości						
Długość nieciągłości Punktacja		< 1 m 6	1–3 m 4	3–10 m 2	10–20 m 1	> 20 m 0
Wielkość szczeliny Punktacja		brak 6	< 0,1 mm 5	0,1–1,0 mm 4	1–5 mm 1	> 5 mm 0
Chropowatość Punktacja		bardzo chropowata 6	chropowata 5	lekko chropowata 3	gładka 1	wyrównana 0
Wypełnienie Punktacja		brak 6	grube wypełnienie < 5 mm 4	grube wypełnienie > 5 mm 2	drobne wypełnienie < 5 mm 2	drobne wypełnienie > 5 mm 0
Stan zwietrzenia Punktacja		niezwietrzałe 6	lekko zwietrzałe 5	zmiennie zwietrzałe 3	silnie zwietrzałe 1	rozpadająca się struktura 0

* Niektóre uwarunkowania wzajemnie się wykluczają. Na przykład, w obecności wypełnienia szczelin chropowatość powierzchni będzie zmniejszona. W tym przypadku należy skierować się do A.4 w pracy Bieniawskiego (1989).

** Zmodyfikowane przez Wickhama i in. (1972).

Analiza wrażliwości numerycznego modelu procesu zapadliskowego na zmianę wartości parametrów fizyczno-mechanicznych metodą zbiorów losowych w warunkach geologicznych i górniczych niecki bytomskiej

Streszczenie

Głównym celem pracy doktorskiej jest ocena wpływu zmian wartości parametrów fizyczno-mechanicznych modelu numerycznego na prawdopodobieństwo wystąpienia określonych wartości naprężenia pionowego i współczynnika rozporu bocznego (stosunku naprężenia poziomego do naprężenia pionowego) oraz przemieszczenia pionowego w strefie rozwoju procesu zapadliskowego w warunkach geologiczno-górniczych niecki bytomskiej, na terenach płytkiej, historycznej eksploatacji górniczej, z wykorzystaniem metody zbiorów losowych.

W rozprawie analizowano wrażliwość modelu numerycznego na zmiany wartości parametrów wejściowych związanych z ich niepewnością wyznaczenia i ograniczoną reprezentatywnością wynikającą z metodyki oznaczenia parametrów. W tym celu zastosowano metodę zbiorów losowych do opisu prawdopodobieństwa wystąpienia wynikowych wartości wielkości obliczonych numerycznie i w efekcie oceny rozwoju procesu niszczenia w ośrodku skalnym.

Zadanie badawcze ukierunkowane jest na górotwór skłonny do rozwoju procesów niszczenia, silnie zróżnicowany pod kątem właściwości fizyczno-mechanicznych. Identyfikacja parametrów takiego górotworu jest skomplikowana. Trudnym zagadnieniem jest również wyznaczenie parametrów wejściowych do obliczeń numerycznych mających na celu możliwie wiarygodną ocenę stateczności górotworu.

Badania własne zostały poprzedzone studium zagadnień teoretycznych dotyczącym:

- modeli rozwoju zniszczenia wokół płytko położonych pustek w górotworze oraz modeli procesu zapadliskowego,
- sposobu numerycznego opisu procesu zapadliskowego w świetle hipotez dotyczących rozwoju zniszczenia wokół pustek położonych na niewielkich głębokościach,
- podstaw teoretycznych i zastosowania metody zbiorów losowych w rozwiązywaniu różnych zagadnień geoinżynierskich.

Autor zaproponował sposób rozwiązania zadania badawczego, które w pierwszym etapie polega na wyznaczeniu parametrów wejściowych modelu numerycznego na podstawie

przeprowadzonych badań *in situ* oraz opinii ekspertów, a następnie przeprowadzeniu obliczeń numerycznych mających na celu określenie, które z parametrów są najbardziej istotne w kontekście rozważanego zagadnienia badawczego.

W następnej kolejności, bazując na zaproponowanej teorii zbiorów losowych, sporządza się zestawy danych wejściowych do dalszych obliczeń. W obliczeniach numerycznych wylicza się zmiany przemieszczeń pionowych, naprężeń pionowych i współczynnika rozporu bocznego dla przyjętego modelu rozwoju procesu zapadliskowego. Otrzymane rezultaty analizuje się pod kątem dolnej i górnej dystrybuanty aproksymowanej rozkładem normalnym i rozkładem beta. Pozwala to w konsekwencji na określenie prawdopodobieństwa wystąpienia danej wartości przemieszczenia i naprężenia w zależności od przyjętego zestawu parametrów fizyczno-mechanicznych.

Opracowany sposób rozwiązania zadania badawczego został zweryfikowany dla dwóch przykładów z rejonów zagrożonych, w zróżnicowanym stopniu, wystąpieniem deformacji nieciągłych na powierzchni terenu, w warunkach geologiczno-inżynierskich niecki bytomskiej, na terenach pogórnich płytkiej eksploatacji złoża rud metali. W efekcie autor rozprawy pokazał, że w ośrodku skalnym, silnie naruszonym procesami geologicznymi i działalnością górnictwem, opisanym parametrami fizyczno-mechanicznymi o dużej zmienności ich wartości, modelowanie numeryczne procesu zapadliskowego z zastosowaniem metody zbiorów losowych umożliwia uzyskanie miarodajnych wyników symulacji numerycznej oraz określenie ryzyka rozwoju procesu zapadliskowego.

Rozwiązanie ma znaczenie poznawcze, gdyż uściśla wiedzę o rozwoju procesu zapadliskowego oraz ma istotne znaczenie aplikacyjne w projektowaniu zabudowy na terenach pogórnich zagrożonych występowaniem deformacji nieciągłych. Można je również zastosować do rozwiązywania innych zagadnień geoinżynierskich, np. analizy stateczności osuwisk, w skomplikowanych warunkach geologiczno-inżynierskich.

Sensitivity analysis of a numerical model of the sinkhole formation process, showing changes in the physical-mechanical parameters value using the random set method under Bytom Basin geological and mining conditions

Abstract

The main purpose of this doctoral dissertation is an analysis of the influence of changes in numerical model material constants affecting the probability of occurrence for values of vertical stress, the lateral pressure coefficient, and vertical displacement. The analysis was realized under the geological and mining conditions of the sinkhole formation process typical for the historical, shallow exploitation area of metal ore in the Bytom Basin.

The dissertation examines the sensitivity of the numerical model to the changes in input parameter values resulting from the uncertainties of their determination. For this purpose, the random set method was used to describe the probability of occurrence of the values of numerically calculated variables, and to assess the destruction processes in the rock mass.

The research itself is concentrated on rock mass susceptible to the development of destructive processes as characterized by strongly diversified physical-mechanical parameters. The identification of the parameters of such rock mass is complicated; the determination of input parameters for numerical calculation is difficult if attempting to obtain a reliable assessment of rock mass stability.

The essential research was preceded by a study of prior documentation concentrated on:

- models of the destruction development process around a void at a shallow depth in a rock mass, and models of the sinkhole formation process,
- the method of numerically describing the sinkhole formation process based on a hypothesis concerning development of the destruction process around a void at a shallow depth,
- theoretical basis and application of the random set method in resolving various geo-engineering issues.

This doctoral dissertation proposes a method of analytical research which relies firstly on defining the input parameters of the numerical model on the basis of in-situ studies and

expert opinions. Then, the calculations are conducted to determine which of the parameters are the most sensitive in the context of the research task.

In the next step, based on the proposed theory of the random set, the input data sets are prepared for further calculations. The numerical calculations in the presented examples focused on observation of the results of vertical displacement, vertical stresses, and the coefficient of lateral pressure in the model of the sinkhole formation process. The results were analyzed in the form of an upper and lower distribution function approximated by normal distribution and beta distribution. This made it possible to determine the probability of occurrence of values of displacement and stress according to an established set of physical-mechanical parameters.

The proposed method of problem solving was verified for two examples from areas endangered by the occurrence of discontinuity deformation on the terrain surface under the geological and mining conditions typical for the historical, shallow exploitation area of metal ore in the Bytom Basin. Given these factors, the analysis has shown that numerical modelling of the sinkhole formation process with application of the random set method provides an opportunity to obtain reliable results and a risk assessment for the sinkhole formation process.

The solution constitutes meaningful research by providing specific knowledge about the sinkhole formation process, having important practical application in designing construction work on post-mining areas endangered by the occurrence of discontinuous deformations. The solution could be applied in addressing various geoengineering topics such as slope stability analysis under complicated geological engineering conditions.

STUDIA, ROZPRAWY, MONOGRAFIE

- 1** J. Dziewański (red.):
Oddziaływanie przemysłu siarkowego na środowisko przyrodnicze województwa tarnobrzckiego
- 2** M. Księżyk:
Racjonalne gospodarowanie pierwotnymi nośnikami energii w Polsce
- 3** E. Mokrzycki:
Metoda obliczania kosztów pozyskania sortymentów handlowych węgla kamiennego
- 4** I. Soliński:
Metoda wyznaczania kosztów przyrostu pozyskania nośników energii w aspekcie zapotrzebowania gospodarki
- 5** Z. Maciejewski i in.:
Określenie potrzeb energetycznych kraju na podstawie zmieniającego się w latach prognozy wskaźnika elastyczności zużycia energii względem dochodu narodowego wytworzonego

Z. Maciejewski i in.:
Koncepcja komputerowego systemu wspomaganie decyzji w zakresie kompleksu paliwowo-energetycznego
- 6** K. Wanielista, J. Kicki:
Sterowanie wykorzystaniem zasobów naturalnych kopalin w systemie nakazowym i w warunkach gospodarki rynkowej
- 7** I. Soliński i in.:
Opracowanie metodyki ustalania kompleksowych kosztów pozyskiwania i przetwarzania krajowych surowców mineralnych
- 8** J. Dziewański (red.):
Opracowanie kompleksowej metodyki badania oddziaływania górnictwa i przetwórstwa na środowisko oraz zasad i metod rekultywacji obszarów zdegradowanych (Synteza)
- 9** J. Dziewański, U. Józefko:
Budowa geologiczna doliny środkowego Sanu między Niewistką a Dynowem
- 10** J. Sokołowska:
Metodyka poszukiwania złóż kopalin płynnych
- 11** S. Węclawik:
Kompleksowa metodyka badań ochrony surowców balneologicznych przed oddziaływaniem przemysłu
- 12** R. Ney (red.) i in.:
Zwiększenie efektywności pozyskiwania i wykorzystania surowców mineralnych
- 13** W. Suwała i in.:
Pakiet modeli gospodarki surowcami mineralnymi
- 14** W. Blaschke i in.:
Metodyka optymalizacji wykorzystania surowców mineralnych w procesach przeróbki i przetwórstwa
- 15** K. Wanielista i in.:
Zasady racjonalnej gospodarki zasobami naturalnymi złóż kopalin stałych
- 16** E. Mokrzycki, S.A. Blaschke:
Metodyka liczenia kosztów wzbogacania węgla kamiennego

E. Mokrzycki, Z. Grudziński:
Metodyka liczenia kosztów przeróbki rud cynkowo-ołowiowych
- 17** J. Dziewański (red.):
Zasady badań środowiska przyrodniczego w aspekcie jego ochrony

- 18 S. Szukalski i in.:
Przegląd metod określania wpływu czynników ogólnogospodarczych na gospodarkę paliwowo-energetyczną kraju
- 19 M. Nieć, Z. Kokesz:
Metody geostatystyczne w rozpoznawaniu i dokumentowaniu złóż oraz w ochronie środowiska
- 20 E. Mokrzycki i in.:
Skutki oddziaływania zanieczyszczeń na środowisko przyrodnicze i metody szacowania strat
- 21 Z. Pilecki:
Statystyczna analiza emisji sejsmoakustycznej dla kontroli zagrożenia tąpniętami
- 22 Praca zbiorowa pod red. E. Mokrzyckiego
Problemy kompleksowego wykorzystania surowców mineralnych
- 23 K. Wanielista:
Wartość i metoda wyceny zasobów złóż kopalin stałych
- 24 J. Waclawski, J. Kicki:
Gospodarka zasobami złóż węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w latach 1981–1990, cz. I
- 25 J. Dziewański:
Budowa geologiczna terenów i problemy geologiczno-inżynierskie zbudowanych i projektowanych stopni wodnych w dolinie Sanu
- 26 H. Gaj i in.
Model makroekonomiczny energia–ekologia–ekonomia. Podejście metodyczne
- 27 E. Pietrzyk-Sokulska:
Petrogeneza utworów skalnych okolicy Młotów w Górach Bystrzyckich
- 28 Praca zbiorowa pod red. I. Solińskiego:
Opłacalność pozyskiwania i wykorzystania wód geotermalnych w wybranych regionach Polski
- 29 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Metodyka oceny walorów środowiska przyrodniczego na przykładzie województwa tarnobrzeskiego
- 30 J. Kicki, J. Waclawski:
Gospodarka zasobami złóż węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w latach 1981–1990, cz. II
- 31 Praca zbiorowa pod red. W. Blaschke:
Koncepcja systemu cen na węgiel kamienny w warunkach przejściowych do gospodarki rynkowej
- 32 Praca zbiorowa pod red. R. Neya:
Energia odnawialna
- 33 W. Sroczyński:
Karpackie grunty pokrywowe (nieskaliste) i ich rola w budownictwie wodnym
- 34 Praca zbiorowa pod red. I. Solińskiego:
Prognozy kosztów oraz konkurencyjność odnawialnych i nieodnawialnych nośników energii w Polsce
- 35 Praca zbiorowa pod red. E. Mokrzyckiego:
Technologie czystego węgla na etapie przeróbki i przygotowania węgla do procesu użytkowania
- 36 M. Kudelko:
*Koszty ekologiczne w strukturze kosztów polskiego przemysłu węglowego
Projekt badawczy nr 0789/P1/93/05*
- 37 Praca zbiorowa pod red. W. Blaschke i E. Mokrzyckiego:
Węgiel koksowy na rynkach światowym i krajowym
- 38 W. Suwała:
Badania modelowe perspektyw górnictwa i rynku węgla kamiennego w Polsce

- 39 E. Pietrzyk-Sokulska:
Wpływ podziemnej eksploatacji i przeróbki węgla kamiennego na środowisko przyrodnicze w Polsce
- E. Panek:
Wpływ eksploatacji i spalania węgla brunatnego na środowisko przyrodnicze w Polsce
- 40 Praca zbiorowa pod red. J.J. Hycnara i E. Mokrzyckiego:
Technologie czystego węgla – odsiarczanie i demineralizacja za pomocą silnych zasad
- 41 J. Dziewański, Z. Olszamowski:
Likwidacja filtracji wody przez masyw skalny prawego przyczółka zapory Wisła-Czarne
- 42 J. Dziewański, E. Gąsiorowska, A. Mirosławska:
Zagadnienia geologiczno-inżynierskie rejonu stopnia wodnego Sromowce Wyżne na Dunajcu
- 43 Praca zbiorowa pod red. K. Ślizowskiego:
Występowanie i rozkład jodu w biosferze rzeki Wisły
- 44 S. Siewierski
Strategiczne i operacyjne modele optymalizacji, eksploatacji i przeróbki rud metali nieżelaznych
- 45 Praca zbiorowa pod red. I. Solińskiego:
Wybrane zagadnienia metodyki badań efektywności górnictwa węgla kamiennego
- 46 J. Jarosz:
Sposób wyznaczania zasięgu strefy spękań i lokalizacji odspojień w stropie wyrobisk górniczych za pomocą metody sejsmicznej
- 47 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Denudacja stoków w górnych odcinkach zlewni rzek karpackich
- 48 B. Kępińska:
Model geologiczno-geotermalny niecki podhalańskiej
- 49 K. Wanielista, S. Siewierski, J. Kicki, J. Butra:
Ekonomiczne aspekty eksploatacji zasobów złóż rud miedzi
- 50 E. Pietrzyk-Sokulska:
Zagadnienia zoologiczne eksploatacji surowców skalnych (na przykładzie województwa nowosądeckiego)
- 51 W. Suwała, M. Kudęko:
Analiza rynku paliw w Polsce w aspekcie wprowadzania instrumentów rynkowych w dziedzinie ochrony środowiska
- 52 G. Gawrońska:
Metoda szacowania strat w rolnictwie i leśnictwie spowodowanych zanieczyszczeniem atmosfery
- 53 W. Sroczyński:
Karpackie pokrywy czwartorzędowe w świetle wyników standardowych badań laboratoryjnych dla budownictwa wodnego (obiekty: Dobczyce, Krempna, Niewistka)
- 54 J. Kicki, E. J. Sobczyk:
Zasoby przemysłowe węgla kamiennego kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w latach 1981–1994
Analiza i trend zmian
- 55 J. Binder, J. Dziewański:
Budownictwo wodne a ochrona środowiska przyrodniczego
System wodny Gabczikowo na Dunaju
- 56 W. Dziurzyński:
Prognozowanie procesu przewietrzania kopalni głębinowej w warunkach pożaru podziemnego
- 57 Praca zbiorowa pod red. W. Blaschke i R. Neya:
Formuły sprzedażne węgla kamiennego zmodyfikowane do wymogów sprawozdawczości Unii Europejskiej
- 58 A. Sroka:
Dynamika eksploatacji górniczej w punktu widzenia szkód górniczych

- 59 Z. Pilecki:
Modelowanie zachowania się masywu skalnego na podstawie badań empirycznych in-situ
- 60 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Warunki geologiczno-inżynierskie podłoża Zespołu Zbiorników Wodnych Czorsztyn-Niedzica i Sromowce Wyżne im. Gabriela Narutowicza na Dunajcu
- 61 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Określenie podatności stoków i brzegów potoków na erozję na przykładzie zlewni Ropy
- 62 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Sozologiczne problemy w budownictwie wodnym
- 63 Z. Grudziński:
System cenowy w górnictwie węgla brunatnego
- 64 U. Lorenz:
Metoda oceny wartości węgla kamiennego energetycznego uwzględniająca skutki jego spalania dla środowiska przyrodniczego
- 65 P. Dobak:
Rola czynnika filtracyjnego w badaniach jednoosiowej konsolidacji gruntów
- 66 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Prognoza oddziaływania projektowanego zbiornika wodnego Krempna na środowisko przyrodnicze
- 67 J. Topolnicki:
Wyrzuty skalno-gazowe w świetle badań laboratoryjnych i modelowych
- 68 B. Uliasz-Misiak:
Technologia opróbowania poziomów wodonośnych rurowym próbnikiem złoża
- 69 M. Kudelko, W. Suwała:
Analiza wpływu wprowadzenia w Polsce opłat produktowych i depozytów na koszty funkcjonowania podmiotów gospodarczych i gospodarstw domowych oraz poziom inflacji
- 70 K. Czajka:
Geochemiczna i petrologiczna charakterystyka kontaktów złoża siarczkowego rud Zn–Pb ze skałami otaczającymi, w rejonie bytomskim
- 71 S. Stryczek, A. Gonet:
Geoinżynieria
- 72 M. Kudelko:
Model oceny funkcjonowania instrumentów zarządzania procesami redukcji emisji dwutlenku siarki w elektroenergetyce
- 73 J. Dziewański, D. Grodecki:
Przesłona przeciwfiltracyjna pod lewym skrzydłem zapory w Myczkowcach na Sanie
- 74 Praca zbiorowa pod red. R. Neya:
Energia odnawialna w ochronie środowiska
- 75 Praca zbiorowa pod red. S. Rychlickiego:
Metody wykrywania zanieczyszczeń ropopochodnych w środowisku gruntowo-wodnym
- 76 Praca zbiorowa pod red. W. Bujakowskiego:
Wybrane problemy wykorzystania geotermii – I
- 77 W. Blaschke:
System cen energetycznego węgla kamiennego
- 78 E.J. Sobczyk:
Wpływ zmian modelu gospodarczego na gospodarkę zasobami złóż węgla kamiennego w górnośląskim zagłębiu węglowym
- 79 E. Panek:
Metale śladowe w glebach i wybranych gatunkach roślin obszaru polskiej części Karpat

- 80 A. Ułasz-Bocheńczyk:
Wpływ wybranych dodatków mineralnych na właściwości mieszanin uszczelniających i wypełniających stosowanych w górnictwie podziemnym
- 81 E. Pietrzyk-Sokulska, E. Panek:
Podstawy strategii ekorozwoju w aspekcie zmian administracyjnych kraju – wybrane elementy
- 82 U. Lorenz:
Parytet importowy węgla kamiennego energetycznego
- 83 J. Dziewański, J. Dudek, Z. Olszamowski:
Nowa przesłona przeciwfiltracyjna w podłożu lewego skrzydła i przyczółka zapory Wisła–Czarne
- 84 Z. Pilecki, E. Popiołek:
Wpływ eksploatacji rud na zagrożenie powierzchni deformacjami nieciągłymi i jego badanie za pomocą metod geofizycznych
- 85 J. Darski, J. Kicki, E.J. Sobczyk:
Raport o stanie gospodarki zasobami złóż węgla kamiennego
- 86 J. Kwaśniewski:
Zastosowanie wybranych metod analizy sygnałów niestacjonarnych w diagnozowaniu lin i rur stalowych
- 87 E. Mokrzycki:
Ceny węgla energetycznego oferowanego w latach 1990–1999 w portach głównych eksporterów
- 88 L. Pająk:
Model numeryczny rozwoju strefy przemarzania gruntu w warunkach eksploatacji energii cieplnej
- 89 J. Butra:
Metoda doboru systemu eksploatacji złóż rud miedzi w polach o jednorodnej charakterystyce geologicznej
- 90 Praca zbiorowa pod red. S. Plewy:
Rozpoznanie pola cieplnego ziemi w obszarze Górnoląskiego Zagłębia Węglowego dla potrzeb górnictwa i ciepłownictwa
- 91 Praca zbiorowa pod red. J. Dziewańskiego:
Tematyka prac naukowo-badawczych realizowanych w Instytucie Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN w XV-letnim okresie
- 92 Praca zbiorowa pod red. W. Neya:
Wybrane problemy wykorzystania geotermii – II
- 93 B. Kępińska:
Warunki hydrotermalne i termiczne podhalańskiego systemu geotermalnego w rejonie otworu Biały Dunajec PAN-1
- 94 E. Mokrzycki:
Ceny węgla koksowego oferowanego w latach 1990–1999 w portach głównych eksporterów
- 95 W. Suwała, M. Kudęko, J. Kamiński:
Rynek węgla kamiennego w Polsce
- 96 J. Dziewański, Z. Pilecki, W. Sroczyński:
Zagadnienia badań geologiczno-inżynierskich w projektowaniu tuneli komunikacyjnych w utworach fliszu karpackiego – na przykładzie tunelu w Lalikach
- 97 W. Dziurzyński, T. Pałka:
Komputerowy system monitoringu zagrożenia pożarowego i wyznaczania dróg ucieczkowych w warunkach pożaru w kopalni podziemnej
- 98 E. Pietrzyk-Sokulska:
Waloryzacja obszarów występowania i eksploatacji złóż zwięzłych surowców skalnych na przykładzie Beskidów Zachodnich
- 99 W. Sroczyński, A.K. Wota:
Prognozowanie oddziaływania karpackich zbiorników wodnych na środowisko geologiczne i powierzchnię ziemi

- 100** U. Ozga-Blaschke:
Parytet importowy węgla koksowego
- 101** P. Czaja:
Analiza nośności segmentowej obudowy szybów upodatnionej materiałem nieliniowo sprężystym
- 102** J. Dziewański, J. Starowicz:
Zastosowanie kruszywa z miejscowych złóż materiałów budowlanych do betonów hydrotechnicznych (na przykładzie zapory w Solinie)
- 103** A. Wójcik:
Otrzymywanie pochodnych poliwinylkarbazolu o właściwościach elektroluminescencyjnych
- 104** M. Giergiel:
Komputerowe wspomaganie w projektowaniu maszyn wibracyjnych
- 105** P. Batko:
Wpływ właściwości strzelniczych materiału wybuchowego na efekt sejsmiczny strzelania
- 106** L. Gawlik, I. Grzybek
Szacowanie emisji metanu w polskich zagłębach (system węgla kamiennego)
- 107** M. Wójcik
Awaryjne hamowanie górniczych wyciągów szybowych urządzeniami ciernymi – teoria, badania i aplikacje przemysłowe
- 108** J. Mucha
Struktura zmienności zawartości [Zn] i [Pb] w śląsko-krakowskich złożach rud Zn-Pb
- 109** J. Dziewański, Z. Pilecki
Ocena warunków geologiczno-inżynierskich na terenie powierzchniowych ruchów masowych na przykładzie osuwiska w Zgłobicach
- 110** Praca zbiorowa pod redakcją E. Pietrzyk-Sokulskiej:
Uwarunkowania przyrodniczo-kulturowe funkcjonowania turystyki zrównoważonej w Beskidach Zachodnich
- 111** W. Suwała, M. Kudętko, J. Kamiński:
Rynek węgla kamiennego w Polsce w latach 1991–2001
- 112** U. Lorenz, W. Blaschke, Z. Grudziński:
Propozycja nowej formuły sprzedaży węgla energetycznego przeznaczonego dla energetyki zawodowej
- 113** B. Kępińska, A. Łowczowska:
Wody geotermalne w lecznictwie, rekreacji i turystyce
- 114** J. Cieślak:
Metody natężeniowe w analizie elementów konstrukcyjnych
- 115** Praca zbiorowa pod redakcją W. Sroczyńskiego:
Uwarunkowania geologiczne realizacji zbiornika przeciwpowodziowego Racibórz Dolny na Odrze
- 116** Z. Blaschke, W. Blaschke:
Ocena celowości wzbogacania węgla na potrzeby energetyki w samodzielnych zakładach przerobczych
- 117** B. Kłojzy-Karczmarczyk:
Zastosowanie odpadów energetycznych w ograniczaniu transportu zanieczyszczeń ze składowisk odpadów górniczych
- 118** J. Dziewański, A.K. Wota, D. Limanówka, E. Cebulak, S. Michalik:
Katastrofalny spływ wodno-gliniasty w Muszynie w lipcu 2002 roku
- 119** U. Ozga-Blaschke:
Metoda powiązania parametrów jakościowych węgla koksowego z jego wartością użytkową
- 120** J. Dziewański, Z. Pilecki:
Problemy rozpoznania geologiczno-inżynierskiego w projektowaniu tuneli drogowych Węgierska Górka i Milówka

- 121** M. Kudelko:
Efektywna alokacja zasobów w krajowym systemie energetycznym
- 122** Praca zbiorowa pod redakcją W. Blaschke:
Funkcjonowanie górnictwa węgla kamiennego na podstawie uregulowań prawnych Unii Europejskiej w latach 1993–2002
- 123** Praca zbiorowa pod redakcją W. Blaschke:
Możliwości funkcjonowania kopalń węgla kamiennego w Polsce w świetle przepisów UE dotyczących zasad świadczenia pomocy państwa dla górnictwa w latach 2002–2010
- 124** T. Olkusiński:
Straty energii chemicznej w procesach energetycznego wykorzystania węgla kamiennego
- 125** A.P. Barbacki:
Zbiorniki wód geotermalnych niecki miechowskiej i środkowej części zapadliska przedkarpackiego
- 126** J. Sałacki:
Model złoża rud miedzi dla potrzeb projektowania i prowadzenia eksploatacji
- 127** Suwała W., Kudelko M., Kamiński J.:
The primary energy market in Poland in 1993–2002
- 128** Nieć M., Matł K., Wyrwicki R., Wiśniewski J.:
Iły turoszowskie mł kopalin towarzyszących
- 129** K. Ślizowski, J. Köhsling, L. Lankof:
Uwarunkowania podziemnego składowania odpadów niebezpiecznych w Polsce
- 130** Publikacja zbiorowa pod redakcją E. Panek:
Uwarunkowania przyrodniczo-kulturowe rozwoju turystyki zrównoważonej w Bieszczadach
- 131** E. Pietrzyk-Sokulska:
Kryteria i kierunki adaptacji terenów po eksploatacji surowców skalnych. Studium dla wybranych obszarów Polski
- 132** R. Tarkowski:
Geologiczna sekwestracja CO₂
- 133** D. Grodecki:
Zależność wodo- i cementochłonności od budowy geologicznej podłoża zapory w Myczkowcach
- 134** J. Kicki, E.J. Sobczyk:
Restrukturyzacja górnictwa w Polsce a struktura i wystarczalność zasobów węgla kamiennego
- 135** B. Kępińska:
Warunki termiczne i hydrotermalne podhalańskiego systemu geotermalnego
- 136** Praca zbiorowa pod red. B. Uliasz-Misiak:
Badania mikrobiologiczne wycieków CO₂ w rejonie Muszyny w celu opracowania metod biomonitoringu
- 137** J. Ślizowski:
Geomechaniczne podstawy projektowania komór magazynowych gazu ziemnego w złożach soli kamiennej
- 138** M. Kaliski, D. Staśko:
Bezpieczeństwo energetyczne w gospodarce paliwowej Polski
- 139** M. Kudelko, W. Suwała, J. Kamiński:
Koszty zewnętrzne w energetyce – zastosowanie w badaniach modelowych
- 140** L. Zawisza:
Hydrodynamiczne modelowanie basenów naftowych dla oceny ich perspektyw złożowych
- 141** U. Ozga-Blaschke:
Międzynarodowy rynek węgla koksowego

- 142** B. Uliasz-Misiak:
Pojemność podziemnego składowania CO₂ dla wybranych mezozoicznych poziomów wodonośnych oraz złóż węglowodorów w Polsce
- 143** Praca zbiorowa pod red. M. Kudelko:
Scenariusze rozwoju krajowego sektora węgla kamiennego do 2020 roku – foresight technologiczny
- 144** E. Pilecka:
Indukowane podziemną działalnością górniczą wysokoenergetyczne wstrząsy górotworu a lineamenty na obrazach satelitarnych
- 145** A.K. Wota:
Optymalizacja wyboru lokalizacji składowisk odpadów komunalnych z wykorzystaniem metody AHP (Analytic Hierarchy Process)
- 146** M. Filipowicz:
Experimental investigations of m-atomic and m-molecular processes in muon catalysis of nuclear fusion reactions
- 147** A. Szurlej:
Rola gazu ziemnego w bilansie paliwowo-energetycznym kraju ze szczególnym uwzględnieniem energetyki, w aspekcie wymogów ochrony środowiska
- 148** L. Gawlik:
Wpływ poziomu wydobycia węgla kamiennego na koszty jego pozyskania w kopalniach
- 149** H. Woźniak:
Osiadanie gruntów zwałowanych w świetle badań modelowych
- 150** E.J. Sobczyk:
Uciążliwość geologiczno-górnictwowych warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem
- 151** R. Skrzypczak:
Jednostki przyrodniczo-kulturowe Beskidów w aspekcie turystyki zrównoważonej
- 152** P. Saługa:
Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie
- 153** A. Uliasz-Bocheńczyk:
Mineralna sekwestracja CO₂ w wybranych odpadach
- 154** A. Malinowska:
Ocena zagrożenia uszkodzeniami obiektów budowlanych na terenach górniczych z wykorzystaniem wnioskowania rozmytego
- 155** Praca zbiorowa pod red. W. Suwały:
Analiza problemu relokacji źródeł energii elektrycznej dla polskiego systemu elektroenergetycznego i przedsiębiorstw w wyniku polityki klimatycznej UE
- 156** U. Lorenz, Z. Grudziński:
Międzynarodowe rynki węgla kamiennego energetycznego
- 157** Praca zbiorowa pod red. K. Galosa:
Waloryzacja bazy zasobowej piasków szklarskich i ocena perspektyw złożowych w świetle współczesnych wymagań przemysłu szklarskiego
- 158** B. Tomaszewska:
Transformations of soil and aquatic environment under the impact of anthropogenic factors – examples from the selected area in Skawina
- 159** M. Kopacz:
Metoda wyceny projektów inwestycyjnych w polskim górnictwie rud miedzi z wykorzystaniem symulacji stochastycznej
- 160** M. Nieć:
Kryteria geologiczne złoża (kryteria bilansowości)

- 161** K. Galos:
Wpływ składu mineralnego wybranych itów na właściwości tworzyw gresowych
- 162** T. Danek, A. Leśniak, A. Pięta:
Numerical modeling of seismic wave propagation in selected anisotropic media
- 163** E. Lewicka:
Ocena kopaliny skaleniowo-kwarcowej ze Sławniowic (Sudety Wschodnie) jako potencjalnego surowca ceramicznego
- 164** Praca zbiorowa pod redakcją R. Tarkowskiego:
Potencjalne struktury geologiczne do składowania CO₂ w utworach mezozoiku Niżu Polskiego (charakterystyka oraz ranking)
- 165** W. Suwała, J. Kamiński, P. Kaszyński, M. Kudelko:
The primary energy tendencies in Poland
- 166** L. Lankof:
Analiza odkształcalności i utraty masy zubrów brunatnych w aspekcie składowania odpadów promieniotwórczych w środkowopolskich wysadach solnych
- 167** P. Saługa:
Elastyczność decyzyjna w procesach wyceny projektów geologiczno-górnictwowych
- 168** J. Ślizowski, K. Urbańczyk, D. Wiewiórka, M. Kowalski, K. Serbin:
Stateczność wyrobisk w pokładach ewaporatów LGOM w aspekcie budowy podziemnego laboratorium badawczego
- 169** J. Kulczycka:
Ekoefektywność projektów inwestycyjnych z wykorzystaniem koncepcji cyklu życia produktu
- 170** W.M. Bajdur:
Eko-polielektrolity syntetyczne redukujące ładunki zanieczyszczeń w ściekach i wodach przemysłowych
- 171** H. Wirth:
Wieloczynnikowa wycena złóż i ich zasobów na przykładzie przemysłu metali nieżelaznych
- 172** B. Rajpolt, B. Tomaszewska:
Zanieczyszczenie środowiska gruntowo-wodnego fluorem na przykładzie Huty Aluminium w Skawinie
- 173** M. Kudelko, W. Suwała, J. Kamiński, P. Kaszyński:
Modelowanie rynków energii dla różnych systemów dystrybucji uprawnień do emisji dwutlenku węgla
- 174** T. Olkusi:
Analiza produkcji węgla kamiennego i jego wykorzystanie w wytwarzaniu energii elektrycznej w Polsce
- 175** J. Kamiński:
Siła rynkowa w krajowym sektorze wytwarzania energii elektrycznej
- 176** Praca zbiorowa pod redakcją A. Uliasz-Bocheńczyk:
Zaczyny cementowe w technologiach wiertniczych geologicznego składowania CO₂
- 177** Praca zbiorowa pod redakcją E. Lewickiej:
Innowacyjne technologie pozyskiwania najważniejszych surowców ceramicznych i szklarskich
- 178** M. Kudelko, W. Suwała, J. Kamiński, P. Kaszyński:
Handel uprawnieniami do emisji dwutlenku węgla w Unii Europejskiej
- 179** K. Stala-Szlugaj:
Polish imports of steam coal from the East (CIS) in the year 1990–2011
- 180** Z. Grudziński:
Metody oceny konkurencyjności krajowego węgla kamiennego do produkcji energii elektrycznej
- 181** D. Foszcz:
Zasady określania optymalnych rezultatów wzbogacania wieloskładnikowych rud miedzi

- 182** T. Niedoba:
Wielowymiarowe charakterystyki zmiennych losowych w opisie materiałów uziarnionych i procesów ich rozdziału
- 183** U. Lorenz, U. Ozga-Blaschke, K. Stala-Szlugaj, Z. Grudziński:
Węgiel kamienny w kraju i na świecie w latach 2005–2012
- 184** Z. Pilecki:
Uzdatnienie podłoża autostrady A-1 na terenach pogórnich płytkej eksploatacji rud metali
- 185** R. Tarkowski, L. Dziewińska, S. Marek:
The characteristics of selected potential geological structures for CO₂ underground storage in Mesozoic deposits of the Szczecin–Mogilno–Uniejów Trough
- 186** Praca zbiorowa pod redakcją E. Lewickiej:
Market analysis of selected raw materials for the ceramic and glass industries in Poland over the years 1990–2012
- 187** M. Nieć, M. Młynarczyk:
Gospodarowanie zasobami węgla kamiennego w Polsce
- 188** U. Lorenz:
Ocena oddziaływania zmian cen węgla energetycznego na rynkach międzynarodowych na krajowy rynek węgla
- 189** A. Kot-Niewiadomska:
Uwarunkowania geologiczne zagospodarowania terenu przemysłowego Zakładów Metalurgicznych „Trzebinia” w Trzebinie
- 190** B. Tomaszewska:
Ocena możliwości efektywnego wykorzystania schłodzonych wód termalnych
- 191** I. Baic:
Analiza wielokierunkowego wykorzystania depozytów mułów węglowych wraz z oceną ich oddziaływania na środowisko
- 192** M. Kudelko, J. Kamiński, P. Kaszyński, M. Malec:
Analiza wrażliwości sektora wytwarzania energii elektrycznej i ciepła
- 193** W. Bujakowski:
Geologiczne, środowiskowe i techniczne uwarunkowania projektowania i funkcjonowania zakładów geotermalnych w Polsce
- 194** T. Ratajczak, E. Hycnar, P. Bożęcki:
Kryterium mineralogiczne jako element oceny przydatności niektórych polskich surowców ilastych do budowy przesłon hydroizolacyjnych
- 195** D. Kryzia:
Wybór technologii wytwarzania energii elektrycznej w warunkach ryzyka
- 196** J. Pszonka:
Studium sedymentologiczne warstw cergowskich w jednostce dukielskiej i przeddukielskiej Karpat fliszowych

WSKAZÓWKI DLA AUTORÓW DOTYCZĄCE OPRACOWANIA I PRZYGOTOWANIA DO DRUKU PUBLIKACJI W DZIALE WYDAWNICZYM: STUDIA, ROZPRAWY, MONOGRAFIE

1. Treść merytoryczna publikacji i sposób ich ujęcia powinny odpowiadać poziomowi działu i powinny odnosić się do tytułu działu: Studia, Rozprawy, Monografie.
2. Układ publikacji powinien być przejrzysty, zwarty, a jego treść podzielona na rozdziały tworzące zamkniętą całość. Objętość publikacji nie powinna być mniejsza od 5 arkuszy wydawniczych i nie powinna przekraczać 10 arkuszy wydawniczych (ok. 120 stron).
3. Każda publikacja powinna zawierać streszczenie w języku angielskim w objętości 1,5–2 strony maszynopisu. Tabele i rysunki zawarte w publikacji powinny również zawierać podpisy w języku angielskim.

WSKAZÓWKI DLA AUTORÓW DOTYCZĄCE PRZYGOTOWANIA TEKSTU NA DYSKIECIE

Wskazówki techniczne (przygotowanie elektronicznej wersji artykułu)

Kompletny materiał do druku powinien zawierać (wersja elektroniczna):

- tekst zasadniczy,
- tytuł w języku polskim i angielskim,
- tytuły naukowe Autorów, miejsca pracy oraz adres e-mail do korespondencji,
- tabele i rysunki,
- podpisy pod tabele i rysunki w języku polskim oraz angielskim,
- streszczenia i słowa kluczowe w obu językach,
- podziękowania, jeśli występują,
- oświadczenie o źródłach finansowania (jeśli inne niż domyślne).

Autorzy spoza Polski, zgłaszający artykuł do druku w języku angielskim nie muszą przedstawiać polskiej wersji językowej – zostanie ona uzupełniona w Redakcji.

Dostarczenie elektronicznej wersji artykułu jest obowiązkowe.

Tekst powinien być zapisany w programie WORD FOR WINDOWS.

Zaleca się zastosowanie czcionki Times Roman 12 lub Arial 12.

Całkowita objętość artykułu nie powinna przekraczać 15 stron.

W trakcie wpisywania tekstu prosimy o przestrzeganie następujących zasad:

- nie dzielić ręcznie wyrazów,
- nie justować poszczególnych linii akapitu za pomocą klawisza spacji,
- nie spacjaować wyrazów (np. t y t u ł),
- nie podkreślać wyrazów, zdań (np. podkreślony).

Streszczenia w obu językach powinny zawierać co najmniej 1900 znaków ze spacjami i powinny odzwierciedlać merytoryczną zawartość artykułu.

Tytuły i podtytuły należy oddzielić od tekstu odstępem górnym i dolnym. Przy podziale tekstu na rozdziały i podrozdziały należy stosować numerację cyfrową wielorzędową:

- rozdziały – 1, 2, ...
- podrozdziały pierwszego stopnia – 1.1, 1.2, ..., 2.1, 2.2, ...
- podrozdziały drugiego stopnia – 1.1.1, 1.1.2, ..., 1.2.1, 1.2.2, ...
- podrozdziały trzeciego stopnia i ewentualnie inne tytuły pozostawia się zazwyczaj nienumerowane.

Tabele i rysunki należy umieścić w tekście po powołaniach. Zaleca się numerować je od 1 do *n* w obrębie całej publikacji.

Rysunki prosimy dostarczać również w wersji elektronicznej w osobnych plikach w formatach obsługiwanych przez program Corel DRAW 16 (np. *.CDR, *.CGM, *.TIF, *.JPG, *.PCX, *.IMG, *.XLS).

Wzory matematyczne numeruje się podając numer ujęty w nawiasy okrągłe na prawym marginesie (jeśli jest ich mało, nie wymagają numeracji). **Wszelkie symbole we wzorach** i powołaniach na nie w tekście prosimy pisać pismem pochylonym. Ważne jest, by 0 (zero) wpisane było przez klawisz cyfrowy, w celu odróżnienia go od litery O(o).

Powołania na cytowaną literaturę w tekście artykułu są obowiązkowe. W powołaniach na literaturę podajemy w nawiasie okrągłym nazwisko autora i rok wydania, np. (Rysiowa 1969) – jeden autor; (Nowakowski, Kapinos 1992) – dwóch autorów; (Kluz i in. 1972) – więcej niż dwóch autorów.

W przypadku prac zbiorowych posiadających redaktorów w nawiasie okrągłym podajemy nazwisko redaktora z adnotacją red. i rok wydania, np. (Zdun, red. 2004) – jeden redaktor; (Nowak, Kopa, red. 2003) – dwóch redaktorów; (Krus i in., red. 2000) – więcej niż dwóch redaktorów.

W przypadku prac zbiorowych nie posiadających redaktorów w nawiasie okrągłym podajemy początek tytułu i rok wydania, np. (Poradnik... 1971).

Literatura powinna być umieszczona na końcu pracy z oznaczeniem „LITERATURA”. Autor sporządza jeden wykaz literatury dla całej pracy, w której znajdują się tylko te pozycje, na które powołano się w tekście artykułu. Kolejność pozycji cytowanej literatury powinna być alfabetyczna (wg tekstów powołań).

Prawidłowy zapis bibliograficzny powinien zawierać:

- Książki jednego lub dwóch autorów:
Nazwisko i inicjały imion autora, rok wydania: Tytuł. Oznaczenie kolejności wydania (Wyd. 1, 2, ...).
Miejsce wyd., nazwa wydawcy, np.:
Rysiowa H., 1969 – Wstęp do matematyki współczesnej. Wyd. 2. Warszawa, PWN.
Rysiowa H., Nowakowski J., 1969 – Wstęp do matematyki współczesnej. Wyd. 2. Warszawa, PWN.
- Książki kilku autorów (powyżej dwóch):
Powołanie plus prawidłowy zapis bibliografii:
Rysiowa i in. 1969 – Rysiowa H., Nowakowski J., Kapinos J., 1969 – Wstęp do matematyki współczesnej. Wyd. 2. Warszawa, PWN.
- Artykuły z czasopism i innych wydawnictw ciągłych (jeden lub dwóch autorów):
Nazwisko i inicjały imion autora, rok wydania: Tytuł artykułu. Pełny tytuł czasopisma (nie skrót), numer rocznika (tomu), numer zeszytu, strony, np.:
Nowakowski J., Kapinos J., 1992 – Przemysł aluminiowy – stan obecny i tendencje zmian. Gospodarka Surowcami Mineralnymi t. 23, z. 1, s. 17–28.
- Artykuły z czasopism i innych wydawnictw ciągłych (powyżej dwóch autorów):
Powołanie plus prawidłowy zapis bibliograficzny:
Rysiowa i in. 1992 – Rysiowa H., Nowakowski J., Kapinos J., 1992 – Przemysł aluminiowy – stan obecny i tendencje zmian. Gospodarka Surowcami Mineralnymi t. 23, z. 1, s. 17–28.
- Prace zbiorowe (pod redakcją jednego lub dwóch redaktorów):
Nazwisko i inicjały imion redaktora naukowego (z zaznaczonym skrótem red.), rok wydania: Tytuł. Oznaczenie kolejności wydania. Numer tomu (części, jeżeli jest). Wydawca, miejsce wydania, liczba stron, np.:
Paszowski B., red., 1971 – Poradnik inżyniera. Elektronika. Wyd. 2, t. 1. WNT, Warszawa, s. 256.
Pasikowski T., Gdowski A., red., 1994 – Zarys krystalografii. Wyd. 1, Wydawnictwo Praca i Płaca, Wrocław, s. 145.
- Prace zbiorowe (pod redakcją więcej niż dwóch redaktorów):
Powołanie plus prawidłowy zapis bibliografii:
Jackowski i in., red. 2007 – Jackowski T., Kryza O., Pasikow R., red., 2007 – Analiza gospodarki wodnej. Wyd. 1, WNT, Warszawa, s. 55.
- Prace zbiorowe nie posiadające redaktorów:
Powołanie plus pełny zapis bibliografii: Tytuł. Oznaczenie kolejności wydania, Numer tomu (jeśli bibliografia wielotomowa). Wydawca, miejsce wydania, strony lub liczba stron, specyficzne oznaczenia, np.
Decyzja... 2003 – Decyzja nr 1230/2003/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 26 czerwca 2003 r. przyjmująca wieloletni program działania w dziedzinie energii: Inteligentna Energia – Europa (2003–2006). Dziennik Urzędowy L 176, 15/07/2003 s. 0029–0036; 32003D1230.
Program... 2007 – Program rozwoju elektroenergetyki w latach 2007–2010. Ministerstwo Gospodarki, Warszawa, s. 68.