



**Instytut Gospodarki  
Surowcami Mineralnymi  
i Energią**  
Polskiej Akademii Nauk

## ROZPRAWA DOKTORSKA

Metodyka oceny atrakcyjności złoża  
i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji

mgr inż. Jarosław Kulpa

Promotor:

prof. dr hab. inż. Eugeniusz Jacek Sobczyk

Promotor pomocniczy:

dr inż. Dominik Galica

*Serdeczne podziękowania kieruję do mojego Promotora,  
Pana Jacka Sobczyka,  
za nieocenioną pomoc, wsparcie i cenne wskazówki,  
które umożliwiły mi realizację niniejszej pracy.*

*Dziękuję również mojemu promotorowi pomocniczemu,  
Dominikowi Galicy,  
za wszelką pomoc, poświęcony czas oraz inspirujące dyskusje,  
które przyczyniły się do powstania tej pracy.*

*Szczególne podziękowania kieruję także do  
Piotra Olczaka i Michała Kopacza,  
bez których pomocy i wsparcia ta praca by nie powstała.*

*Dziękuję żonie Kindze, całej rodzinie  
i przyjaciołom za wiarę i pomoc.*

## Spis treści

1. Wprowadzenie .....	7
2. Cel i teza badawcza oraz uzasadnienie podjęcia tematu pracy .....	11
3. Ryzyko w projektach inwestycyjnych .....	13
3.1 Ryzyko.....	13
3.2 Zarządzanie ryzykiem.....	13
3.3 Ryzyko górniczych projektów inwestycyjnych.....	16
3.4 Atrakcyjność zasobów złoża .....	32
4. Cyfrowy model złoża i narzędzia do planowania i harmonogramowania produkcji.....	38
4.1 Podział modeli, etapy budowy i ich weryfikacja.....	41
4.2 Wykorzystanie modelu złoża przy planowaniu i harmonogramowaniu produkcji w kopalni węgla kamiennego .....	47
5. Metody wielokryterialne wspomaganie decyzji .....	52
5.1 Metoda hierarchiczna analizy problemów decyzyjnych AHP.....	54
5.2 Rozmyta analiza procesu hierarchicznego ( <i>Fuzzy Analytic Hierarchy Process – FAHP</i> ).....	64
6. Metodyka kwantyfikacji poziomu ryzyka podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego .....	68
6.1 Cyfrowy model geologiczny złoża i harmonogram eksploatacji .....	69
6.2 Selekcja czynników geologicznych i górniczych wpływających na koszty eksploatacji za pomocą regresji segmentowej .....	91
6.3 Analiza statystyczna danych pozyskanych z modelu złoża.....	94
7. Metodyka oceny atrakcyjności złoża .....	102
7.1 Hierarchiczny model poziomu ryzyka.....	102
7.2 Wskaźnik ryzyka eksploatacji RF .....	105
7.3 Ocena atrakcyjności złóż – analiza wyników oceny złóż testowych .....	106
7.4 Analiza wrażliwości hierarchicznego modelu oceny atrakcyjności złóż .....	115

8.	Oszacowanie ryzyka w procesie eksploatacji .....	120
8.1	Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla partii eksploatacyjnych.....	120
8.2	Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla wytypowanych złóż węgla kamiennego.....	124
9.	Analiza efektywności ekonomicznej z uwzględnieniem wskaźnika RF .....	128
9.1	Oszacowanie produkcji węgla handlowego .....	128
9.2	Oszacowanie przychodów ze sprzedaży.....	130
9.3	Nakłady inwestycyjne.....	133
9.4	Koszty operacyjne .....	137
9.5	Pozostałe aspekty techniczno-ekonomiczne w modelu oceny .....	140
9.6	Ocena efektywności ekonomicznej w metodzie NPV oraz IRR wraz z rachunkiem wyników i rachunkiem przepływów pieniężnych .....	141
9.6.1	Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni A.....	142
9.6.2	Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni D.....	146
9.7	Analiza wrażliwości .....	150
10.	Podsumowanie i wnioski .....	157
11.	Wykaz literatury.....	165
12.	Spis tabel.....	179
13.	Spis rysunków .....	181

## Wykaz skrótów użytych w pracy

AGG	Aktywa górniczo-geologiczne
AHP	(z ang. Analytic Hierarchy Process), analityczny proces hierarchiczny
AIG	(z ang. Australian Institute of Geoscientists), Australijski Instytut Geologiczny
CAGR	(z ang. Compound Annual Growth Rate), skumulowany roczny wskaźnik wzrostu
CAPEX	(z ang. CAPital EXpenditure), nakłady inwestycyjne
CAPM	(z ang. Capital Asset Pricing Model), model wyceny aktywów kapitałowych
CH4	Wskaźnik zagrożenia metanowego (metanowość)
CF	(z ang. Cash Flow), przepływ pieniędzy
C.I.	(z ang. Consistency Index), wskaźnik (indeks) zgodności (konsekwencji)
CRI	(z ang. Coke Reactivity Index), wskaźnik reakcyjności koksu
CRIRSCO	(z ang. Committee for (Mineral) Reserves International Reporting Standards), Międzynarodowa Komisja dla Standardów Wykazywania Zasobów
CSER	(z ang. Corporate Social and Environmental Responsibility), społeczna i ekologiczna odpowiedzialności biznesu
CSR	(z ang. Coke Strenght after Reactivity), wskaźnik wytrzymałości poreakcyjnej koksu
DCF	(z ang. Discounted Cash Flow), zdyskontowane przepływy pieniężne
EBIT	(z ang. Earnings Before deducting Interest and Taxes), zysk operacyjny (przed odliczeniem podatków i odsetek)
EBITDA	(z ang. Earnings Before Interest, Taxes, Depreciation and Amortization), zysk operacyjny przed potrąceniem odsetek od zaciągniętych zobowiązań, podatków, amortyzacji wartości niematerialnych i prawnych oraz amortyzacji rzeczowych aktywów trwałych.
ELECTRE	(z fr. ÉLimination Et Choix Traduisant la REalité), metody MADM oparte na relacjach przewyższania, które wyrażają preferencje decydenta
FAHP	(z ang. Fuzzy Analytic Hierarchy Process), rozmyta analiza procesu hierarchicznego
FCFF	(z ang. Free Cash Flow to Firm), wolne przepływy pieniężne do przedsiębiorstwa
FEM	(z ang. z ang. Finite Element Method), metoda elementów skończonych
FLZG	Fundusz likwidacji zakładu górniczego
GIS	(z ang. Geographic Information System), system informacji geograficznej
IRR	(z ang. Internal Rate of Return), wewnętrzna stopa zwrotu
KJC	Kategorie zasobów złoża wg standardu JORC
KKO	Koszt kapitałów obcych
KKW	Koszt kapitałów własnych
KZG	Kategorie zagrożenia wyrzutem gazów i skał
KZP	Klasy zagrożenia pyłowego
KZS	Grupy samozapalności węgla
KZT	Stopnie zagrożenia tapaniami
KZU	Wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych
KZW	Kategorie zagrożenia wodnego

JORC	(z ang. Joint Ore Reserves Committee), Wspólny Komitet ds. Zasobów Żłóż Rud
MADM	(z ang. Multi-Attribute Decision-Making Methods), metody wieloatrybutowego podejmowania decyzji
MARR	(z ang. Minimum Acceptable Rate of Return), minimalna akceptowalna stopa zwrotu
MCDA	(z ang. Multi-Criteria Decision Analysis), metody wielokryterialnej analizy decyzji
MODM	(z ang. Multi-Objective Decision-Making Methods), metody wielocelowego podejmowania decyzji
MRP	(z ang. Market Risk Premium), premia za ryzyko
NOPAT	(z ang. Net Operating Profit After Tax), zysk operacyjny netto po opodatkowaniu
NPV	(z ang. Net Present Value), wartość bieżąca netto
NPVR	(z ang. Net Present Value Ratio), wskaźnik wartości zaktualizowanej netto
PRMS	(z ang. Petroleum Resources Management System), System Zarządzania Zasobami Ropy Naftowej
PROMETHEE	(z ang. Preference Ranking Organisation METHod for Enrichment Evaluations), dyskretna metoda wspomaganie decyzji wykorzystująca relacje przewyższania
PZZ	Projekt zagospodarowania złoża
RADR	(z ang. Risk Adjusted Discount Rate method), stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka
RF	Wskaźnik ryzyka, miara atrakcyjności złoża
R.I.	(z ang. Consistency Ratio), współczynnik zgodności (konsekwencji)
Rp	Ryzyko własne projektu
SAW	(z ang. Simple Additive Weighting Method), prosta metoda ważenia addytywnego
SML	(z ang. Security Market Line) linia rynku papierów wartościowych
STEM-DPR	(z ang. Step Method for Discrete Decision Making Problems under Risk), metoda STEP wspomagająca podejmowanie decyzji dyskretnych w warunkach ryzyka
TIN	(z ang. Triangulated Irregular Network), teren opisany za pomocą nieregularnej sieci trójkątów
TOPSIS	(z ang. Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution), metoda rankingu preferencji na podstawie podobieństwa do rozwiązania idealnego
UNFC	(z ang. United Nations Framework Classification), Międzynarodowa Ramowa Klasyfikacja Zasobów ONZ
WACC	(z ang. Weighted Average Cost of Capital), średni ważony koszt kapitału
WCR	(z ang. Working Capital Requirements), zmiana zapotrzebowania na kapitał obrotowy
WIBOR	Referencyjna wysokość oprocentowania pożyczek na polskim rynku międzybankowym
VDA	(z ang. Verbal Decision Analysis), werbalna analiza decyzji
ZPMW	Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla

## 1. Wprowadzenie

Każda działalność człowieka wiąże się ze zużyciem surowców, obecnie przy coraz większym udziale surowców wtórnych (odnawialnych). Jednakże jeszcze przez wiele lat świat będzie dążył do pełnego wdrożenia idei gospodarki o obiegu zamkniętym (ang. *circular economy*). Według *The Circularity Gap Report (2023)* zużycie surowców wzrosło ponad trzykrotnie od 1970 r., a od 2000 r. prawie dwukrotnie. Bez podjęcia działań optymalizacyjnych zużycie surowców niemalże podwoi się do 2060 r. względem 2022 roku. Stwarza to ciągłą potrzebę racjonalnego wykorzystywania surowców (zasobów) naturalnych ze szczególnym uwzględnieniem surowców mineralnych (kopalin użytecznych). Rozwoju gospodarki nie można rozpatrywać w oderwaniu od efektywności wykorzystania i oddziaływania na środowisko. Jednym z najważniejszych surowców w światowej gospodarce jest stal, główny obok betonu materiał konstrukcyjny.

Większość prognoz wskazuje, że światowa konsumpcja stali będzie rosła w ciągu kilkudziesięciu najbliższych lat, a w 2050 roku połowa stali nadal będzie produkowana z rudy żelaza pomimo dużego wtórnego wykorzystania stali w formie złomu (Wu, 2022). Już obecnie istnieją pomysły i wdrażane są instalacje doświadczalne, aby stal z rudy żelaza produkować przy udziale elektryczności i wodoru, ale są to daleko nieefektywne ekonomicznie procesy, dlatego do wytworzenia stali będziemy przez wiele lat potrzebować koksu, produkowanego w procesie wysokotemperaturowego odgazowania węgla koksowego (koksującego). W 2022 roku udział węgla wykorzystywanych do produkcji koksu stanowił 14,1% całego światowego wolumenu wydobytego węgla, szacowanego na 7 900 mln Mg (*Coal 2023 Analysis and Forecast to 2026*, 2023). Komisja Europejska od 2011 roku publikuje Listę Surowców Krytycznych (*Critical Raw Materials*) dla UE. Węgiel koksowy znajduje się na tej liście od roku 2014 (*Fifth List 2023 of Critical Raw Materials for the EU*, 2023).

Surowce nieodnawialne (w tym węgle kamienne, koksujące) z racji specyfiki w połączeniu z ograniczeniem i rzadkością ich występowania powodują, że spółki wydobywcze zmuszone są do ciągłego prowadzenia działalności inwestycyjnej. Jest to działalność obciążona bardzo dużym ryzykiem, zmiennym w czasie i obecnym na niemal każdym etapie górniczego projektu inwestycyjnego, od prac poszukiwawczych przez prace udostępniające i przygotowawcze (zagospodarowanie złoża), eksploatację, aż do likwidacji kopalni i rekultywacji terenu pogórniczego (Dziworska i Nowakowska, 2012; Saługa, 2009). Należy nadmienić, że w typowej kopalni głębinowej te procesy często nachodzą na siebie i nie można, w sposób jasny, określić widocznych granic pomiędzy poszczególnymi etapami. Jest to

proces cykliczny, w którym na etapie samej eksploatacji wykonywane są prace rozpoznawcze, będące wstępem i *de facto* punktem decyzyjnym do udostępnienia kolejnej partii złoża czy pokładu węgla. Ryzyko zatem towarzyszy przedsiębiorstwu na każdym etapie górniczego projektu inwestycyjnego, przy czym niepewność w określeniu wielkości i parametrów jakościowych złoża maleje wraz postępowaniem jego rozpoznania.

Polski przemysł wydobywczy węgla kamiennego znajduje się obecnie w trudnej sytuacji, zarówno pod względem technicznym, jak i ekonomicznym (Sukiennik i in., 2021). Trudną sytuację finansową polskich spółek górniczych w dużej mierze pogarszają ich wysokie koszty funkcjonowania. Wysoki koszt pozyskania węgla i zmienność jego cen to dwa elementy determinujące efektywność polskich kopalń (Kopacz i in., 2019). Sytuację tę można poprawić poprzez usprawnienie procesów projektowania i planowania. Wiązałoby się to z dążeniem do najbardziej efektywnego ekonomicznie planowania produkcji. W tym zakresie konieczne jest planowanie wydobycia ze ścian z uwzględnieniem złożoności warunków geologiczno-górniczych i wynikających z nich konsekwencji ekonomicznych (Moore i Friederich, 2021; E. J. Sobczyk i in., 2022).

Górnictwo należy do sektorów gospodarki o wysokim poziomie ryzyka wynikającym z występowania zagrożeń naturalnych. Warunki wydobycia węgla w Polsce pogarszają się: wyczerpywane są łatwiej dostępne zasoby w czynnych kopalniach, rośnie głębokość eksploatacji, co przekłada się na wzrost wartości temperatury w wyrobiskach, wydłużają się drogi transportu załogi i materiałów, skróceniu ulega efektywny czas pracy oraz rośnie skala zagrożeń naturalnych i zawartość skały płonnej w głębiej leżących pokładach węgla (Kicki i in., 2023). Obserwowany trend wzrostu głębokości prowadzenia eksploatacji sprawia, że bezpieczeństwo pracy jest i nadal będzie kluczowym obszarem dla zrównoważonego rozwoju górnictwa. Metan towarzyszący pokładom węgla kamiennego stanowi również zasób geologiczny i przy właściwej mitygacji ryzyka może zostać wykorzystany z korzyścią ekonomiczną (Tutak i Brodny, 2019; Chećko i in., 2020; Szlązak i in., 2021). Wzrost zagrożeń naturalnych oprócz obniżenia efektywności wydobycia może także doprowadzić do powstawania u górników chorób zawodowych, zwiększających zapadalność na wiele śmiertelnych chorób (Tomášková i in., 2017; Sosnowski i Jelonek, 2023). Warto nadmienienia jest także fakt, że wiele zagrożeń naturalnych objawia się po zakończeniu eksploatacji. Oddziaływanie zamkniętych kopalń prowadzi do potencjalnie szkodliwych zmian w przepływie wód powierzchniowych i/lub podziemnych oraz do powstania zapadlisk, które mogą mieć niszczący wpływ na infrastrukturę powierzchniową (Al Heib i in., 2023).



Temat ryzyka realizacji projektów górniczych został szeroko opisany w licznych pracach naukowych (Donoghue, 2001; Cyrul, 2003a; E. J. Sobczyk, 2010; Dimitrakopoulos i Li, 2010; Ghasemi i in., 2012; Pardo-Igúzquiza i in., 2013; Özfirat i in., 2016; Sideri i in., 2020), ale postępująca cyfryzacja życia gospodarczego (tzw. czwarta rewolucja przemysłowa) stwarza nowe możliwości wykorzystania dużych zbiorów danych gromadzonych na różnych etapach rozpoznania i zagospodarowania złoża. Dane te, zagregowane w cyfrowym modelu złoża, mogą być wykorzystane do oceny jego atrakcyjności. Przez atrakcyjność złoża węgla kamiennego rozumie się ocenę dokonywaną na podstawie czynników geologicznych, ekonomicznych i technicznych (górnictwa). Wpływa na opłacalność i możliwość wydobycia węgla oraz pozwala na porównywanie poszczególnych partii oraz złóż.

Stopa dyskontowa, jest kluczowym narzędziem w analizie finansowej, służącym do oceny opłacalności projektów inwestycyjnych. W kontekście oszacowania ryzyka projektu, stopa dyskontowa pełni kilka istotnych funkcji jak: określenie wartości obecnej przyszłych przepływów pieniężnych, ocenę opłacalności inwestycji, uwzględnienie kosztu kapitału oraz odzwierciedlenie specyfiki branży i projektu. Właściwie dobrana odzwierciedla zarówno koszt kapitału, jak i ryzyko związane z projektem. Praktyka pokazuje, że jest ona dobierana często w sposób subiektywny przez taksatora jak również jako jedna stała wartość dla spółki, która realizuje wiele projektów charakteryzujących się różnym poziomem ryzyka.

Opracowywane w Polsce projekty zagospodarowania złóż na potrzeby uzyskania koncesji często nie spełniają warunków studium wykonalności (*feasibility study*) (Nieć, 2012). Jak wskazały badania (Dussud i in., 2019) tylko w 20% przebadanych projektów górniczych poziom kosztów i nakładów zamknął się w kwocie przewidzianej w studium wykonalności, z drugiej strony aż 44% przebadanych projektów przekroczyło zatwierdzony budżet o co najmniej 15% przy średnim przekroczeniu wynoszącym aż 49%.

Tak zdefiniowany problem skłania do poszukiwania lepszych metod oceny opłacalności projektów inwestycyjnych. Istotnym krokiem w tym kierunku może być stworzenie metodyki oceny ich atrakcyjności opartej o wiarygodne dane opisujące złoża. Dane pochodzące z trójwymiarowego modelu cyfrowego złoża stanowią swoisty rezerwuar takich informacji, które mogą być na bieżąco aktualizowane wraz z postępem robót poszukiwawczo-górnictwa (m.in. nowe informacje o strukturze i jakości złoża). Opracowanie metodyki oceny wpływu naturalnych i technicznych czynników ryzyka może mieć uniwersalny charakter oraz prowadzić do stworzenia praktycznych rozwiązań, np. jako asumpt do korekty stopy dyskontowej projektu inwestycyjnego. Zaproponowana metodyka ma zastosowanie w złożach, w których ryzyko jest możliwe do oszacowania, czyli w złożach już zagospodarowanych,

o znanym układzie głównych uskoku oraz stwierdzonych i skwantyfikowanych warunkach geologiczno-górnictwa (np. stopnie i kategorie zagrożeń naturalnych).

Niniejsza praca składa się z 10 rozdziałów. Rozdział pierwszy zawiera wprowadzenie w tematykę pracy. W rozdziale drugim zdefiniowano cel, tezę, zadania badawcze oraz metody stosowane w pracy. W kolejnych czterech rozdziałach dokonano przeglądu literatury i przedstawiono kluczowe zagadnienia związane z ryzykiem w górniczych projektach inwestycyjnych, klasyfikacją i oceną atrakcyjności zasobów, wykorzystaniem cyfrowego modelu złoża i narzędzi do planowania i harmonogramowania produkcji oraz hierarchiczną analizę problemów decyzyjnych AHP. W rozdziale siódmym zaprezentowano metodykę wykorzystania danych pochodzących z cyfrowego modelu złoża do kwantyfikacji ryzyka eksploatacji węgla kamiennego. Rozdział ósmy zawiera autorską metodykę przeliczenia miary atrakcyjności (wskaźnik RF) na poziom specyficznego ryzyka projektowego, co stanowi asumpt do korekty stopy dyskontowej wyrażonej za pomocą WACC. Rozdział dziewiąty zawiera wyniki analizy efektywności ekonomicznej dla dwóch wytypowanych złóż węgla kamiennego przy zastosowaniu zmiennej w czasie miary atrakcyjności (RF), oraz opracowanej na jej podstawie zmiennej w czasie stopy dyskontowej. Pracę kończą podsumowanie i wnioski dotyczące wykorzystania zdolności aplikacyjnych i poznawczego/naukowego charakteru pracy.

## 2. Cel i teza badawcza oraz uzasadnienie podjęcia tematu pracy

Decyzje inwestorów w polskim górnictwie (w większości spółek Skarbu Państwa) dotyczące budowy nowego zakładu górniczego oraz działania inwestycyjne spółek górniczych polegające na udostępnieniu nowych partii i pokładów węgla kamiennego, podejmowane są często na podstawie ogólnych informacji geologicznych (Sieniawska i Wierchowiec, 2016), co w wielu sytuacjach może prowadzić do błędnej oceny. Wynika to przede wszystkim ze sposobu dokumentowania złóż osadowych, jakimi są złoża węgla kamiennych, gdzie każdy pokład jest opracowywany oddzielnie, co niesie za sobą ryzyko związane m.in. z ich błędną korelacją. Dane o jego strukturze, jakości oraz o zagrożeniach naturalnych w nim występujących również są przetwarzane osobno a następnie są wykorzystywane w planowaniu górnictwie w oderwaniu od pełnej informacji o złożu.

Do zdefiniowania problemu badawczego autora niniejszej rozprawy skłoniły własne doświadczenia związane z poziomem wykorzystania danych geologicznych (oraz górniczych) zagregowanych w cyfrowym modelu złoża. W polskich warunkach tylko dwie spółki górnicze (stan na 2024 rok) posiadają w pełni wdrożone rozwiązania informatyczne obejmujące oprogramowanie do modelowania złóż, w tym weryfikacji i przechowywania danych geologicznych oraz planowania i harmonogramowania produkcji górniczej.

Powyższe obserwacje pozwoliły na zdefiniowanie problemu badawczego, polegającego na ocenie złoża pod kątem efektywności jego eksploatacji w podejściu holistycznym. Metodyka obejmuje analizę czynników ryzyka metodami statystycznymi, budowę modelu hierarchicznego oraz dokonanie parametryzacji atrakcyjności dla ścian, parcel, pokładów węgla, a następnie dla całego złoża. Miarą atrakcyjności będzie zagregowany wskaźnik RF, określony dla ścian, parcel i złoża, który będzie stanowił asumpt do korekty stopy dyskontowej przy ocenie projektu inwestycyjnego.

Celem rozprawy jest **opracowanie metodyki oceny atrakcyjności złoża oraz ryzyka w procesie eksploatacji w podejściu wielokryterialnym z wykorzystaniem cyfrowego modelu złoża, narzędzi do harmonogramowania produkcji oraz modelu oceny efektywności ekonomicznej.**

Sformułowano następującą tezę badawczą:

**Istnieje możliwość wykorzystania informacji o zmienności warunków geologicznych i górniczych zawartych w cyfrowym modelu złoża do oceny jego atrakcyjności i oszacowania ryzyka w procesie eksploatacji.**

W celu weryfikacji postawionej tezy został opracowany schemat postępowania, w którym wykorzystując dane geologiczne i górnicze zgromadzone w cyfrowym modelu złoża, zastosowano następujące analizy/metody:

- Fuzzy Analytic Hierarchy Process – FAHP;
- Wielowymiarowe analizy porównawcze;
- Regresję segmentową;
- Analizy ekonomiczne.

### 3. Ryzyko w projektach inwestycyjnych

#### 3.1 Ryzyko

Ryzyko jest nieodłącznym elementem niemal każdej dziedziny ludzkiej aktywności. Pojęcie to w języku potocznym towarzyszy nam zapewne od początków naszej cywilizacji. Słownik języka angielskiego Oxford English Dictionary podaje, że słowo ryzyko – *risk* (we francuskiej formie *risque*) po raz pierwsze zostało użyte w 1621 roku, choć zapewne było znane wcześniej. Już w 1901 roku jedną z pierwszych prób zdefiniowania ryzyka podjął A.H. Willet, opisując je jako zobiektywizowaną niepewność wystąpienia zdarzenia niepożądanego, przy czym zaznaczył, że ryzyko opisuje niepewność wystąpienia straty, a nie stopień prawdopodobieństwa, z jakim ta strata może wystąpić (Willet, 1901). Zdefiniowanie ryzyka jest zadaniem trudnym, wynikającym przede wszystkim z mnogości nauk, dziedzin i teorii, na bazie których jest ono określane. Potocznie można przyjąć, że ryzyko to „prawdopodobieństwo zaistnienia niepowodzenia, czy też straty”. Ta krótka definicja nie zawiera jednak informacji, z czego wynikało to niepowodzenie. Z pojęciem ryzyka nieodłącznie związana jest niepewność, która jest zjawiskiem szerszym i trudno mierzalnym (Knight, 1921; Ostrowska, 1999; Wodarski, 2009; Kicki i Stopkowicz, 2009). W opublikowanej w 1921 r. teorii niepewności mierzalnej i niemierzalnej Frank H. Knight przyjął, że niepewność mierzalna to ryzyko, a pozostała niemierzalna niepewność jest niepewnością *sensu stricto* (Knight, 1921). W tym kontekście ryzyko to zjawisko o znanym rozkładzie prawdopodobieństwa, a niepewność jest sytuacją o niepowtarzalnym charakterze. Ryzyko w takim porównaniu możemy traktować jako pochodną niepewności, możliwą do kwantyfikacji przy zastosowaniu rachunku prawdopodobieństwa. Zatem istnieją podstawy do jego identyfikacji i oszacowania przy użyciu odpowiednich metod pomiarowych, co może przełożyć się na możliwość zarządzania ryzykiem.

Istnieje wiele kategorii i podziałów ryzyka. Jednym z nich jest podział na ryzyko wewnętrzne zależne od decyzji podejmowanych przez człowieka, przedsiębiorstwo etc., oraz ryzyko zewnętrzne, na które dany podmiot nie ma wpływu. Innym kryterium podziału ryzyka może być dziedzina, której ono dotyczy; możemy tu wyróżnić np. ryzyko strategiczne, finansowe, osobowe (ludzkie), operacyjne, ubezpieczeniowe, projektowe (Kaczmarek, 2010a).

#### 3.2 Zarządzanie ryzykiem

Wraz z rozpoczęciem zainteresowania badaczy pojęciem ryzyka na początku XX w. podjęto próby stworzenia koncepcji zarządzania nim. Pierwsze podwaliny w tym zakresie

położył przemysł ubezpieczeniowy w USA, zajmujący się tym zagadnieniem od lat 20. XX w. (Cyruł, 2003b). W 1920 roku protoplasta BP, czyli *Anglo-Persian Oil Company*, powołało do istnienia pierwsze międzynarodowe towarzystwo ubezpieczeniowe *Tanker Insurance Company Ltd*, co zapoczątkowało rozwój tej gałęzi przedsiębiorstw, których największa intensywność przypada na lata 70. i 80. ubiegłego wieku. Według stanu na 2010 rok na świecie działało ponad 5000 towarzystw ubezpieczeniowych, które w wydatny sposób rozwijają zagadnienie zarządzania ryzykiem (Szylar, 2010). Międzynarodowa norma ISO 31000:2018 w rozdziale *Risk management — Guidelines* definiuje zarządzanie ryzykiem jako skoordynowane działania mające na celu kierowanie i kontrolowanie organizacji w odniesieniu do ryzyka (wyjaśnionego jako wpływ niepewności na przyjęte cele).

Proces zarządzania ryzykiem powinien być poprzedzony oceną ryzyka. Według Torriasa (1998) istnieje pięć głównych faz oceny ryzyka:

- identyfikowanie źródeł i rodzajów ryzyka;
- określenie konsekwencji związanych z podejmowaniem ryzyka;
- określenie prawdopodobieństwa wystąpienia konkretnych zdarzeń;
- określenie skłonności inwestora do podejmowania ryzyka, w celu właściwej oceny ryzyka;
- faktyczna ocena ryzyka.

Inaczej proces oceny ryzyka w projektach inwestycyjnych, głównie w perspektywie oceny ekonomicznej, określają autorzy Junkes i inni (2015). W opracowanej metodyce przedstawili oni pięć głównych kroków oceny ryzyka:

- szacowanie oczekiwanych przepływów pieniężnych dla projektu,
- określenie stopy dyskontowej (jako kosztu kapitału) do dyskontowania przepływów pieniężnych,
- obliczenie wskaźników finansowych, głównie wartości bieżącej netto (NPV *Net Present Value*) na bazie przepływów pieniężnych,
- oszacowanie kosztów projektu i porównanie go z NPV projektu,
- końcowa decyzja inwestycyjna.

Ważnym elementem zarządzania ryzykiem powinien być także jego pomiar, dla którego określa się tzw. miary ryzyka, czyli funkcje, które danej pozycji finansowej (o niepewnej wartości przyszłej) przypisują współczynnik ryzyka, wyrażony jako liczba rzeczywista. W literaturze przedmiotu miary ryzyka w dziedzinie zarządzania inwestycjami finansowymi dzieli się zazwyczaj na trzy podstawowe grupy (Raczkowski i in., 2015; Jajuga i in., 2019):

- miary wrażliwości (ang. *sensitivity measures*) odzwierciedlające wpływ rozpatrywanych czynników ryzyka na kształtowanie się stopy zwrotu z inwestycji,
- miary zmienności (ang. *volatility measures*) oddające zmiany analizowanych zmiennych lub ich stóp zwrotu,
- miary zagrożenia (ang. *downside risk measures*) opisujące możliwe niekorzystne odchylenia od oczekiwanych wartości zmiennych oraz stopy zwrotu z inwestycji.

Analiza wrażliwości określa wpływ pewnych zmiennych (czynników ryzyka) na stopę zwrotu z inwestycji. Metoda ta koncentruje się na przyczynach wystąpienia ryzyka, pomijając jego skutki. Przykładem miary wrażliwości jest współczynnik „beta” określający korelację stopy zwrotu z inwestycji w daną akcję ze stopami zwrotu z portfela rynkowego (Awerbuch, 1993).

Miary zmienności skupiają się na stopie zwrotu i opisują o ile osiągnięta efektywność różni się od wartości oczekiwanej. Wysoka zmienność (i wyrażone przez nią wysokie ryzyko) może być źródłem dużych korzyści jak również dużych strat. Do tej grupy miar należą miary bezwzględne, takie jak: wariancja, odchylenie standardowe, odchylenie przeciętne, oraz miary względne, jak np. współczynnik asymetrii (Siewiera, 2015).

Współczesna teoria ryzyka traktuje zdarzenia ekstremalne jako te, które posiadają decydujący wpływ na charakter i wielkość ryzyka. Prowadzi to do koncepcji miar zagrożenia, z których najpopularniejszą jest metoda VaR (z ang. *Value at Risk*), czyli wartości narażonej na ryzyko. Miary zagrożenia uwzględniają tylko wyniki gorsze od oczekiwanego i mogą przez to dać pełniejszy obraz potencjalnych strat, określając jednocześnie konsekwencje pesymistycznych scenariuszy lepiej i pełniej niż wcześniej opisane miary zmienności (Bülbül i Lambert, 2012).

Wyróżniamy wiele sposobów klasyfikacji procesu oceny ryzyka, które w różny sposób się uzupełniają. Jeden z nich przedstawił Kaczmarek (2010b), formułując sześć głównych faz procesu zarządzania ryzykiem (Rys. 3.1). Pierwsza z nich to identyfikacja ryzyka, gdzie następuje określenie rodzaju ryzyka, jego przyczyn i zasięgu jego występowania. Identyfikacja ryzyka polega na rozpoznaniu źródeł ryzyka specyficznego (związanych ze specyfiką działalności przedsiębiorstwa) oraz ryzyka systematycznego, generowanego przez jego otoczenie. Proces ten rozpoczyna się po ustaleniu przyczyn występowania ryzyka i polega na znalezieniu wszystkich czynników, które mogą zaburzyć lub przerwać działalność przedsiębiorstwa (Jonek-Kowalska i Turek, 2017). Kolejnym etapem jest analiza ryzyka, czyli przede wszystkim określenie „siły” zidentyfikowanych ryzyk oraz ustalenie metod analizy i narzędzi zarządzania ryzykiem.



Rys. 3.1 Graficzna ilustracja poszczególnych faz zarządzania ryzykiem (źródło: opracowanie własne na podstawie Kaczmarek, 2010a)

Trzecią fazą jest sformułowanie możliwych wariantów zarządzania ryzykiem ze szczególnym uwzględnieniem nakładów i kosztów, które należy ponieść w przypadku realizacji poszczególnych scenariuszy. Następną fazą jest ocena ryzyka, której głównym zadaniem jest pomiar faktycznego poziomu zidentyfikowanego ryzyka. Piątą fazą jest zarządzanie ryzykiem *sensu stricto*, czyli podejmowanie konkretnych decyzji i działań sformułowanych w etapie trzecim w celu mitygacji lub uniknięcia wystąpienia niechcianego zdarzenia. Ostatnim elementem procesu zarządzania ryzykiem powinny być kontrola, monitoring i ocena skutków podjętych działań. W przypadku błędnych decyzji stanowi to asumpt do weryfikacji i sformowania wariantu zarządzania ryzykiem lub w przypadku sukcesu – podstawę do kontynuowania już wypracowanych metod zarządzania ryzykiem.

### 3.3 Ryzyko górniczych projektów inwestycyjnych

Ryzyko stanowi szczególny i nieodzowny element składowy działalności górniczej. Wyjątkowość górnictwa wynika przede wszystkim z wielości źródeł ryzyka, które go dotyczą. Ze względu na pochodzenie ryzyka można tutaj wymienić: źródła (czynniki) geologiczne, górnicze, środowiskowe, społeczne, ekonomiczne, polityczne i prawne. Część tych źródeł (czynników) wynika wprost z charakterystycznej budowy geologicznej złoża, niektóre z jego lokalizacji, inne z zastosowanej techniki i technologii urabiania, a jeszcze inne np. z nastawienia społeczności lokalnej do tego typu działalności. Jednakże kwestią bezsporną jest duży udział źródeł naturalnych i technicznych, nazywanych powszechnie warunkami geologiczno-górnictwymi. Górnictwo podziemne jest w tym aspekcie dużo bardziej wrażliwe na te warunki w stosunku do innych technik wydobycia, jak górnictwo odkrywkowe i otworowe. Eksploatacja węgla kamiennego jest narażona na specyficzne ryzyko powodowane przez zagrożenia naturalne. Większość polskich kopalń charakteryzuje się trudnymi warunkami geologiczno-górnictwymi oraz występowaniem większości zagrożeń naturalnych znanych w górnictwie światowym (Turek i Michalak, 2016). Do najważniejszych czynników geologiczno-górnictwowych charakteryzujących złoża węgla kamiennych należy przyjąć (E.J. Sobczyk, 2007):



- Budowę strukturalną złoża: głębokość występowania, miąższość i ilość pokładów węgla wraz z jej zmiennością, kąt zalegania pokładów, zaburzenia tektoniczne i sedymentacyjne, litologia skał otaczających.
- Warunki hydrogeologiczne: występowanie cieków i zbiorników na powierzchni, dopływ wód do kopalni oraz ich skład fizykochemiczny, występowanie zawodnionych uskoków i niezlikwidowanych otworów wiertniczych.
- Warunki gazowe złoża: metanonośność pokładów węgla, skłonność metanu do wydzielania się do wyrobisk podziemnych (metanowość).
- Warunki geotechniczne: skłonność węgla i skał otaczających do tępań, urabialność pokładów, klasy stropu i spągu skał otaczających.
- Termiczne: temperatura pierwotna górotworu, temperatura powietrza kopalnianego, intensywność chłodzenia.
- Promieniotwórczość: produkty rozpadu radonu lub izotopów radu, promieniowanie gamma emitowane przez osady dołowe i skały górotworu.

Warunki geologiczno-górnice złóż węgla kamiennych, a dokładniej ich kompilacja, są przyczyną występowania zagrożeń naturalnych, czyli źródeł ryzyka specyficznego dla tej gałęzi przemysłu.

Ryzyko górniczych projektów inwestycyjnych wynika z eksploatacji złóż surowców naturalnych charakteryzujących się określoną niepewnością ich oszacowania, wysokiej kapitałochłonności (szczególnie w przypadku górnictwa podziemnego) oraz długiego cyklu inwestycyjnego, a także skomplikowanego technicznie i technologicznie procesu (Davis, 1998; Dziworska i Nowakowska, 2012; Junkes i in., 2015). Wielkość ryzyka w górniczych projektach inwestycyjnych jest odzwierciedleniem źródeł, rodzajów i skali niepewności na różnych etapach rozwoju górniczych projektów inwestycyjnych, począwszy od udostępnienia i zagospodarowania złoża przez produkcję górnictwem aż do likwidacji zakładu górniczego i rekultywację terenu.

Jednakże na przedsięwzięcie inwestycyjne jak i ryzyko z nim związane można spojrzeć także z węższej perspektywy, gdzie każdą ścianę w kopalni węgla kamiennego traktuje się jako osobne przedsięwzięcie inwestycyjne i wydobywcze (Smith, 1994; Kicki i Stopkowicz, 2009).

Każdy projekt inwestycyjny cechuje się unikalnym ryzykiem, którego poziom może istotnie wpłynąć na wielkość ryzyka w skali całej kopalni. Odzwierciedleniem tej osobliwości

jest premia za ryzyko własne projektu. Projekty bardziej ryzykowne winna cechować wyższa stopa zwrotu (Le Bel, 1993).

Istnieje wiele metod analizy i oceny ryzyka projektu inwestycyjnego. Najważniejsze z nich to: analiza wrażliwości, drzewa decyzyjne, analiza scenariuszy oraz szacowanie ryzyka metodami probabilistyczno-statystycznymi (Pawlak, 2012). W procesie oceny projektów inwestycyjnych można wykorzystać także macierz efektywności i ryzyka, gdzie miarą ryzyka projektu jest odchylenie standardowe i współczynnik zmienności (Butra i in., 2010).

Jednym ze sposobów na wyrażanie (uwzględnianie) ryzyka w ocenie wartości projektu inwestycyjnego jest stopa dyskontowa. Mieści ona w sobie bazowy koszt kapitału, powiększony o składnik związany ze specyficznym dla projektu dodatkowym ryzykiem związanym m.in. z ryzykiem specyficznym danej branży lub kraju (Cavender, 1992). Określenie wysokości stopy dyskontowej dla projektów finansowanych kapitałem własnym dokonywane jest na dwa sposoby, poprzez:

- subiektywną ocenę ryzyka – stopa dyskontowa dobierana zostaje indywidualnie przez doświadczonego taksatora,
- użycie konkretnego modelu, np. modelu wyceny aktywów kapitałowych (*Capital Asset Pricing Model*, CAPM) (French, 2003; Saługa, 2009).

### **Subiektywne dobieranie stopy dyskontowej**

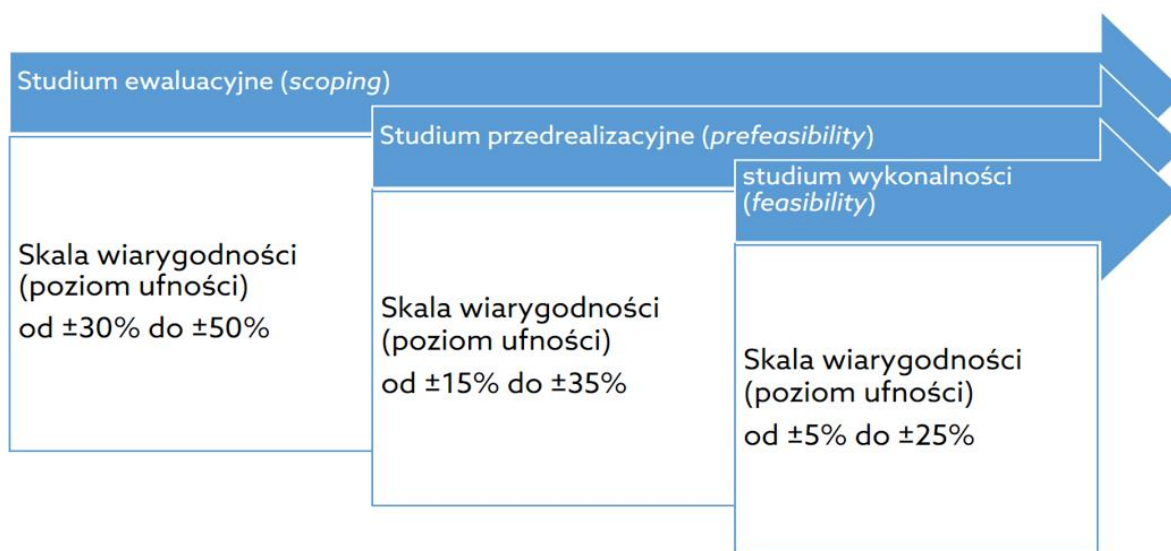
Subiektywne dobieranie stopy dyskontowej jest powszechnie krytykowane, niemniej należy podkreślić, że praktyka ta była i jest powszechnie stosowana przez przedsiębiorstwa górnicze (Cavender, 1992; Smith, 1994; Torries, 1998; Saługa, 2009). Głównym zarzutem stawianym tej praktyce jest dominująca rola oceny eksperckiej i niejednokrotnie brak obiektywnych reguł analitycznych tej oceny, co może powodować wyciągnięcie błędnych wniosków oraz w konsekwencji - podjęcie błędnych decyzji (Saługa, 2009). W polskiej praktyce górniczej w myśl rozporządzenia z 2012 r.<sup>1</sup> szczegółową ocenę ekonomiczną należy przeprowadzić przy opracowywaniu projektu zagospodarowania złoża (PZZ) będącego załącznikiem do wniosku koncesyjnego. PZZ powinien spełniać warunki stawiane przed studium wykonalności (*feasibility study*) i opierać się na rozpoznaniu zasobów w kategorii A+B<sup>2</sup>. Niemniej jednak często zasoby przemysłowe, określane w PZZ, są szacowane na

---

<sup>1</sup> Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 kwietnia 2012 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż

<sup>2</sup> błąd oszacowania średnich wartości parametrów złoża i zasobów nie może przekraczać 20%

podstawie rozpoznania w kategorii C<sub>1</sub>, a nawet C<sub>2</sub>, które to kategorie charakteryzują się błędami oszacowania wartości średnich rzędu odpowiednio  $\pm 30\%$  i  $\pm 40\%$  (Nieć, 2012). Na Rys. 3.2 przedstawiono poziomy maksymalnych, akceptowalnych błędów dla typowych opracowań dotyczących górniczych projektów inwestycyjnych.

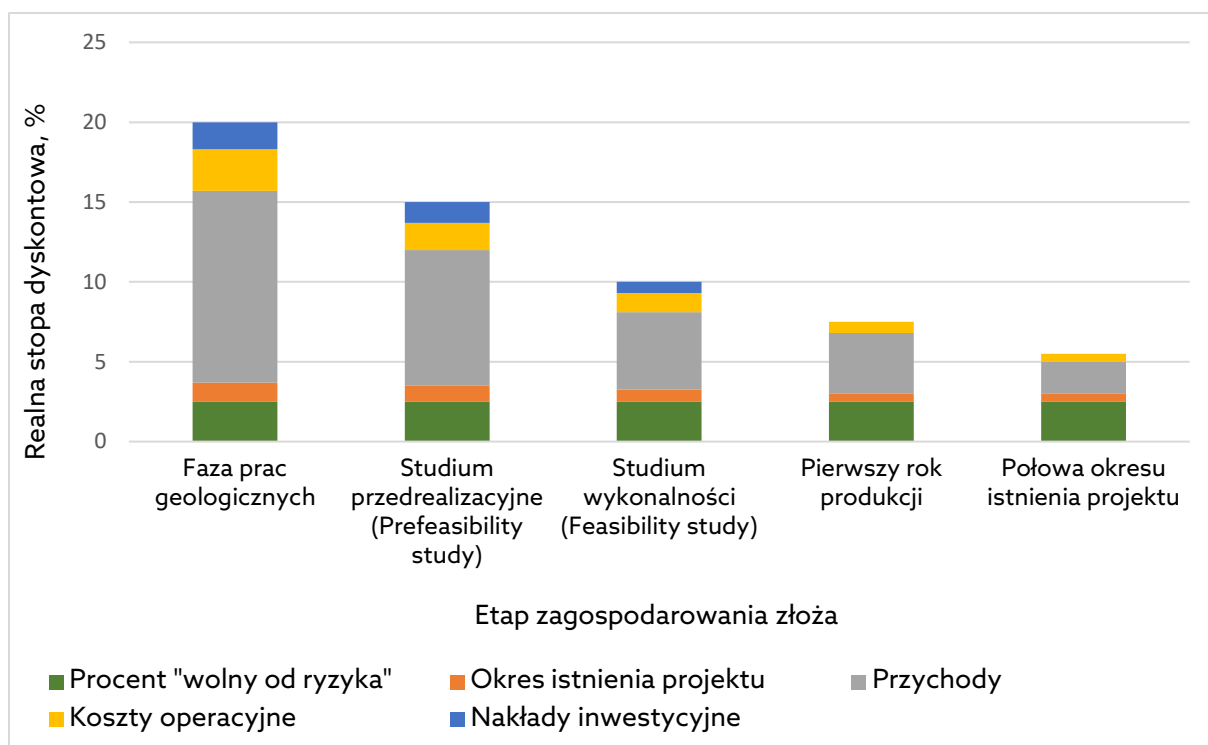


Rys. 3.2 Skala możliwych odchyłeń wartości kluczowych parametrów projektu inwestycyjnego na różnych etapach jego przygotowania (źródło: opracowanie własne na podstawie Sieniawska i Wierchowicz, 2016)

Projekty geologiczno-górnice opracowywane są, w zależności od stanu rozpoznania i zagospodarowania złoża, na różnych poziomach akceptowalnych błędów i dokładności oszacowania kluczowych zmiennych decyzyjnych. Dopuszczalny stopień odchyłeń oceny dla poszczególnych faz rozwojowych projektu jest w literaturze przedstawiony również w zależności od kraju, autora czy wielkości projektu. Dla studium ewaluacyjnego (studium możliwości) dokładność waha się od  $\pm 30\%$  do  $\pm 50\%$ , dla studium przedrealizacyjnego: od  $\pm 15\%$  do  $\pm 35\%$ , a dla studium wykonalności można oczekiwać odchyłeń w przedziale  $\pm 5\%$ - $25\%$  (Nieć, 2012). Na tej podstawie można zauważyć, że w szczególności aspekt niepewności (tj. brak dostatecznej wiedzy) na temat wartości oczekiwanych kluczowych parametrów/zmiennych geologicznych, górniczych i technicznych maleje wraz ze stopniem rozpoznania i zagospodarowania złoża, co ma przełożenie na dobór wielkości stopy dyskontowej. Według Smitha studium wykonalności (*feasibility study*) dla górniczego przedsięwzięcia inwestycyjnego winno gwarantować realistyczną ocenę opłacalności, przy ryzyku sięgającym 10% (Smith, 1994). Tak więc subiektywne dobranie stopy dyskontowej (realnej) na poziomie 10%, przy założeniu finansowania przedsięwzięcia tylko kapitałem własnym, wydaje się

poprawne przy starannie opracowanym studium wykonalności oraz odpowiedniej liczbie i jakości zgromadzonych danych (Rys. 3.3). Aczkolwiek z praktyki wiadomo, że opracowywane w Polsce projekty zagospodarowania złóż na potrzeby uzyskania koncesji często nie spełniają warunków studium wykonalności.

W latach 2008–2018 McKinsey & Company, amerykańska firma zajmująca się doradztwem w zakresie zarządzania strategicznego, przeprowadziła audyt 41 dużych projektów inwestycyjnych (o budżecie powyżej 500 mln USD) z branży górniczej, które zakończyły się w tamtym okresie (Dussud i in., 2019). Tylko 20% przebadanych projektów górniczych była zrealizowana na poziomie kosztów i nakładów przewidzianych w studium wykonalności. Kolejne 17% przeanalizowanych projektów przekroczyło budżet do 15%, czyli na poziomie założonym w studium wykonalności. Następne 44% przebadanych projektów przekroczyło zatwierdzony budżet o co najmniej 15%, przy średnim przekroczeniu wynoszącym 49%. Ostatnia grupa projektów, nazwana przez autorów korporacyjną katastrofą, stanowiły projekty, w których pierwotny budżet został przekroczony o ponad 100%, przy średnim koszcie trzy razy wyższym od wstępnego szacunku. Przytoczony raport proponuje zestaw standardów, które powinny być spełnione przy każdorazowym tworzeniu studium wykonalności, jak np. stosowanie klasyfikacji zasobów NI43-101 lub JORC Code (na bazie cyfrowego modelu złoża), określenie minimalnych rezerw finansowych na zdarzenia awaryjne i ryzyko, stosowanie mierników oceny projektów inwestycyjnych, np. NPV i IRR (Dussud i in., 2019).



Rys. 3.3 Składniki stopy dyskontowej w różnych fazach rozwoju górniczego projektu inwestycyjnego (źródło: Smith, 1994)

Standardem dla górniczych projektów inwestycyjnych, w celu minimalizacji ryzyka związanego z niepewnością rozpoznania złoża, jest realizacja fazy poszukiwawczo-rozpoznawczej równoległe z fazą koncepcyjno-studialną. Pozwala to na ciągłą aktualizację ekonomicznej celowości projektu w miarę postępu rozpoznania złoża i uszczegóławiania danych. W ramach prac koncepcyjno-studialnych analizowane są różne warianty zagospodarowania złoża, z uwzględnieniem potencjalnych czynników ryzyka. Wykonuje się zwykle trzyetapowe opracowanie techniczne – od studium ewaluacyjnego (*scoping*), poprzez studium przedrealizacyjne (*prefeasibility*), do wspomnianego wcześniej studium wykonalności (*feasibility*) (Sieniawska i Wierchowiec, 2016).

Istnieje wiele sposobów subiektywnego modyfikowania wartości stopy dyskontowej, np. jej zwiększanie dla złóż niezagospodarowanych, co wydaje się poprawnym podejściem w związku ze zwiększonym poziomem niepewności dla projektów górniczych na wczesnym etapie rozpoznania. Na podstawie zmienności wartości niezagospodarowanych zasobów i w związku z błędami oszacowania parametrów złoża można spotkać się z opracowaniami podającymi za zasadne podniesienie stopy dyskontowej nawet o 50% dla potrzeb analizy ekonomicznej przedsięwzięcia metodą zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF) (Davis, 1998).

## Szacowanie stopy dyskontowej przy pomocy koncepcji ważonego kosztu kapitału

Na gruncie oceny efektywności ekonomicznej projektów inwestycyjnych dominuje wykorzystanie koncepcji ważonego kosztu kapitałów WACC (Torries, 1998) lub stopy RADR (Celec i Pettway, 1979; Saługa, 2009), jako zagregowanych miar ryzyka, które w tym przypadku jest wpisane w stopę dyskontową modeli bazujących na dyskontowaniu przepływów pieniężnych.

Wykorzystanie obu podejść jest daleko subiektywne i ograniczone; wymaga dostosowywania do specyfiki ocenianych złożeń, przy czym te działania nie mają wyraźnie sprecyzowanej metodyki postępowania. Brakuje też odpowiedniego odniesienia do projektów referencyjnych jak i sparametryzowanych wielkości poszczególnych zmiennych decyzyjnych. Wykorzystanie WACC lub RADR wymaga także ich adaptacji do specyfiki projektu i może obniżać wiarygodność obu tych podejść w szacowaniu miar ryzyka całkowitego wycenianego złożeń (Saługa, 2009).

Dla uwzględnienia ryzyka w analizie efektywności ekonomicznej górniczego projektu inwestycyjnego, przy posługiwaniu się koncepcją średnioważonego kosztu kapitału WACC (*Weighted Average Cost of Capital*, %), konieczne staje się oszacowanie kosztu wszystkich źródeł kapitału. W ogólnym ujęciu ważony koszt kapitału WACC przedstawia się jako ważony koszt kapitału własnego i kapitału obcego. WACC wyraża zatem koszt pozyskania kapitału niezbędnego do sfinansowania zaplanowanej działalności. Można go zapisać według poniższej formuły (Michalak i Jonek-Kowalska, 2012; Mikołajewicz i Nowicki, 2016):

$$WACC = \sum_{i=1}^n w_i K_i \quad (1)$$

gdzie:

- $w_i$  – udział i-tego źródła w strukturze finansowania przedsięwzięcia;
- $K_i$  – koszt kapitału pochodzącego z i-tego źródła, %;
- $n$  – liczba źródeł kapitału w strukturze finansowania przedsięwzięcia.

W przypadku finansowania inwestycji wyłącznie kapitałem obcym, oszacowanie jego kosztu jest sprawą stosunkowo prostą; koszt ten jest zwykle ustalony w zawartych umowach kredytowych. W tym przypadku koszt długu to wewnętrzna stopa zwrotu z przepływów generowanych przez zewnętrzne źródła finansowania (kredyty bankowe). Wartość ta może być zmienna w czasie, spowodowana m.in. aktualizacją stóp procentowych w kredytach

o zmiennym oprocentowaniu (aczkolwiek sama zmienność może dotyczyć wszystkich źródeł finansowania). W WACC najczęściej uwzględnia się koszt długu po opodatkowaniu, co uzyskuje się przez przemnożenie kosztu długu przed opodatkowaniem przez  $(1 - T)$ , gdzie  $T$  to efektywna stopa podatku dochodowego (Mikołajewicz i Nowicki, 2016).

### **Ocena kosztu kapitałów własnych przy pomocy modelu wyceny aktywów kapitałowych**

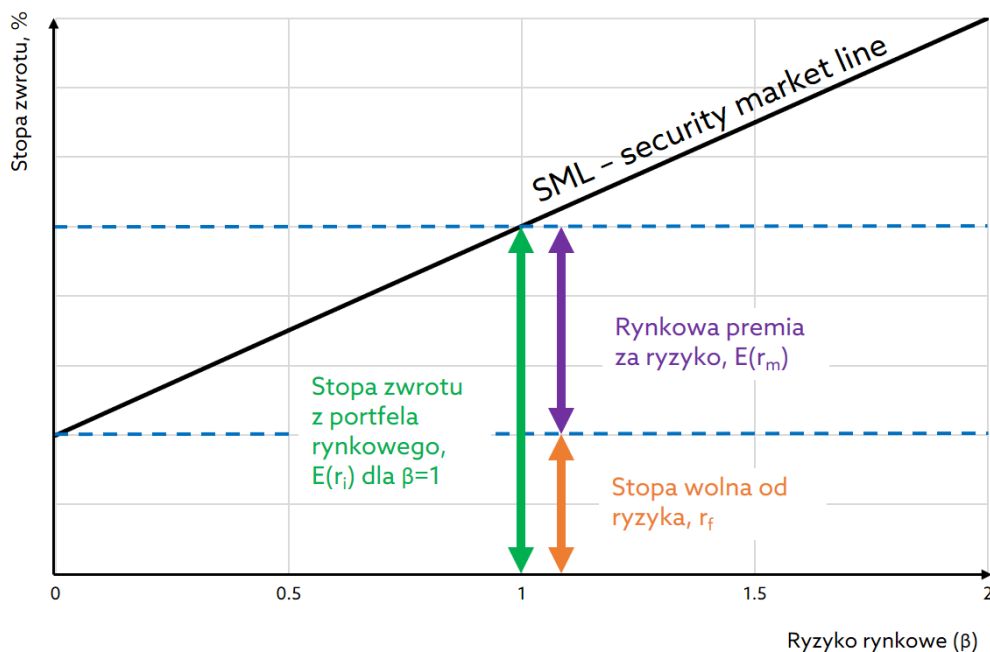
W przypadku finansowania przedsięwzięcia wyłącznie kapitałem własnym jednym ze sposobów oszacowania ryzyka jest dobór odpowiedniej stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka (*Risk Adjusted Discount Rate*, RADR), która oddaje całkowitą wartość ryzyka nieujętego w przepływach pieniężnych (Runge, 1998). Przy zastosowaniu modelu WACC w jego strukturze pozostaje tylko komponent związany z kosztem kapitałów własnych. Koszt ten jest najczęściej szacowany z wykorzystaniem modelu wyceny aktywów kapitałowych (*Capital Asset Pricing Model*, CAPM) (Kasolik, 2016). Zastosowanie modelu CAPM jest preferowane także przy oszacowaniu kosztu kapitału własnego, będącego jednym ze źródeł finansowania danej inwestycji wraz z kapitałem obcym (Saługa, 2017). Stopę RADR można także przedstawić jako sumę kosztu kapitału własnego oraz premii za ryzyko w konkretnym projekcie inwestycyjnym (Butra i in., 2009).

Model CAPM jest szeroko akceptowanym narzędziem szacowania kosztów kapitałów własnych, ujmowanym następnie w stopie dyskontowej, stosowanej dla aktualizacji przepływów pieniężnych dla przedsiębiorstwa. Jest modelem równowagi wyceniającym skalę ryzyka systematycznego (zewnętrznego), opierającym się na założeniu, że istnieje związek pomiędzy wariancją stopy zwrotu realizowaną przez kapitał własny przedsiębiorstwa a oczekiwaną stopą zwrotu z szerokiego rynku (Wolski, 2008). Związek ten przedstawia równanie (2). Wykres tego równania nazywany jest linią rynku papierów wartościowych (*Security Market Line*, SML – Rys. 3.4):

$$E(r_i) = r_f + (E(r_m) - r_f)\beta_i \quad (2)$$

gdzie:

- $E(r_i)$  – oczekiwana stopa zwrotu z  $i$ -tego portfela, %;
- $r_f$  – stopa zwrotu z instrumentu wolnego od ryzyka (m.in. długoterminowe obligacje), %;
- $E(r_m)$  – oczekiwana stopa zwrotu z portfela rynkowego, %;
- $\beta_i$  – współczynnik beta dla portfela  $i$ .



Rys. 3.4 Graficzna ilustracja modelu wyceny aktywów kapitałowych  
(źródło: opracowanie własne na podstawie Wolski, 2008)

Na spodziewaną stopę zwrotu z posiadanego portfela składa się stopa zwrotu wolna od ryzyka oraz premia ( $E(r_m) - r_f$ ) za ryzyko specyficzne, związane z tym aktywem. Współczynnik  $\beta_i$  można wyrazić jako iloraz kowariancji stopy zwrotu  $i$ -tego portfela i portfela rynkowego oraz wariancji stopy zwrotu portfela rynkowego:

$$\beta_i = \frac{\text{cov}(r_i, r_m)}{\sigma^2(r_m)} \quad (3)$$

Współczynnik  $\beta$  jest miarą stopnia kowariancji: niska kowariancja z rynkiem oznacza niską elastyczność kosztu kapitału i wysoką cenę giełdową aktywów. Współczynnik  $\beta$  równy 1 oznacza, że zmienność stopy zwrotu z danego instrumentu jest równa zmienności stóp zwrotu portfela rynkowego. Wartość współczynnika  $\beta$  większa od 1 wskazuje na większą zmienność, natomiast wartość  $\beta$  mniejsza od 1 na mniejszą zmienność  $i$ -tego portfela w stosunku do portfela rynkowego (Saługa, 2009; Kasolik, 2016). Współczynnik  $\beta$  obrazuje w praktyce zmienność stóp zwrotu akcji danego przedsiębiorstwa na tle zmienności stóp zwrotów walorów wchodzących w skład portfela rynkowego.

Należy jeszcze nadmienić, że ocena ekonomiczna inwestycji ma charakter prognostyczny, podczas gdy parametry modelu CAPM opierają się na danych z przeszłości. Współczynnik  $\beta$  jest określany na bazie regresji historycznych stóp zwrotu, natomiast prognozowana jego wielkość powinna odzwierciedlać zakładaną wartość. Stąd też o wartości tego współczynnika często arbitralnie musi zdecydować doświadczony taksator. Uśredniony



i ważony współczynnik  $\beta$  (VL  $\beta$ )<sup>3</sup> dla sektora górnictwa kamiennego w USA w latach 2001-2007 kształtował się na poziomie od 0,76 do 1,7 (Saługa, 2009); w 2020 roku było to 1,05 a w 2022 roku współczynnik ten osiągnął wartość 0,82 (Damodaran, 2022).

Kolejnym istotnym elementem modelu CAPM jest stopa zwrotu z portfela rynkowego ( $r_m$ ) określana na podstawie danych historycznych zmienności stóp procentowych walorów wchodzących w skład indeksów giełdowych (tzw. szeroki rynek), wyrażana jako komponent premii za ryzyko (*Market Risk Premium* – MRP obok samej stopy wolnej od ryzyka  $r_f$ , według formuły:  $(E(r_m) - r_f)$ ). Ze względu na trudność jej wiarygodnego wyznaczenia, wartość premii bywa również szacowana na podstawie rekomendacji analityków i naukowców. Powszechnie sugerowane poziomy tej premii dla gospodarek rozwijających się zawierają się w przedziale 6,5% - 8,5% (Michalak i Jonek-Kowalska, 2012; Damodaran, 2022).

Przedstawiony model wyceny aktywów kapitałowych nie zawsze może być stosowany, przede wszystkim ze względu na to, że służy do oszacowania poziomu kosztu kapitału własnego wyłącznie dla spółek notowanych na giełdzie. Model CAPM wymaga także spełnienia określonych założeń; przede wszystkim stopy zwrotu muszą się charakteryzować rozkładem normalnym, a analizowany rynek finansowy musi wykazywać się stabilnością (Michalak i Jonek-Kowalska, 2012).

Tak oszacowany według CAPM koszt kapitału własnego przy kalkulacji stopy dyskontowej jest wykorzystywany w procesach oceny efektywności ekonomicznej dla różnych projektów inwestycyjnych. W polskich warunkach po okresie przekształceń restrukturyzacyjnych (i zarazem konsolidacji sektora) mamy do czynienia z kilkoma dużymi spółkami węglowymi posiadającymi kopalnie, które mogą być traktowane jako osobne projekty inwestycyjne o różnym stopniu zagospodarowania, rozpoznania złoża i poziomie ryzyka (Turek, 2017). Ryzyko tych działalności znacząco odbiega od jednego oszacowanego globalnie ryzyka dla danego przedsiębiorstwa. W myśl teorii o degresywnej stopie dyskontowej ryzyko na wstępnym etapie znacząco odbiega (*in plus* w nomenklaturze stopy dyskontowej) od ryzyka w trakcie prowadzenia działalności wydobywczej aż do praktycznej eliminacji ryzyka na etapie likwidacji zakładu górniczego (Saługa, 2017).

Model CAPM pomimo wielu głosów krytycznych i ograniczeń stosowalności, wciąż stanowi podstawę szacowania kosztu kapitału własnego również przez duże spółki górnicze (Saługa, 2017). W odpowiedzi na krytyczne głosy wobec modelu CAPM, bazującego na premii

---

<sup>3</sup> VL  $\beta$  obliczane są z analizy regresji tygodniowych zmian ceny akcji oraz zmian indeksu giełdowego w okresie ostatnich 5 lat.

za ryzyko systematyczne, Fama i French w 1992 roku zaproponowali swoją wersję modelu, gdzie oprócz premii za ryzyko rynkowe uwzględnili również premię z tytułu wielkości przedsiębiorstwa (opisującą efekt wielkości) oraz wskaźnik zależności wartości księgowej od wartości rynkowej (oddający ryzyko finansowe przedsiębiorstwa) (Turek i Michalak, 2017).

### **Wycena projektów inwestycyjnych**

Wycena projektu inwestycyjnego polega na ustaleniu wartości danego projektu inwestycyjnego, wyrażonej najczęściej w jednostkach pieniężnych. Trzema powszechnie przyjętymi podejściami przeprowadzania wyceny aktywów górniczo-geologicznych (AGG) są (POLVAL, 2021):

1) podejście dochodowe – które postrzega wartość AGG poprzez ich zdolność do generowania korzyści ekonomicznych; obejmuje ono wszystkie metody, które pozwalają na analizę potencjału AGG do generowania oczekiwanych, wolnych przepływów pieniężnych w skończonym przedziale czasowym – okresie istnienia projektu geologiczno-górniczego,

2) podejście porównawcze – jako źródło wartości AGG traktuje wartości rynkowe podobnych obiektów,

3) podejście kosztowe – rozumie wartość poprzez wielkość kosztów, jakie należałoby ponieść, aby odtworzyć (metoda odtworzeniowa) lub zastąpić (metoda zastąpienia) wyceniane aktywa obiektami o takiej samej funkcjonalności.

Podejście kosztowe bazuje na metodach odtworzeniowych oraz na metodach mieszanych (na podstawie wyników kilku innych metod majątkowych i dochodowych) (Paździor, 2015). W wycenie metodami dochodowymi projekt inwestycyjny (przedsiębiorstwo) jest rozważany jako zorganizowana całość, zdolna do przynoszenia właścicielom korzyści, jakimi mogą być strumienie pieniężne, zyski lub dywidendy. Najczęściej stosowanymi metodami dochodowymi wyceny przedsiębiorstw są metody (Ścisło, 2012):

- zdyskontowanych przepływów pieniężnych (z ang. *Discounted Cash Flows*);
- zdyskontowanych zysków;
- ekonomicznej wartości dodanej (z ang. *Economic Value Added*);
- skorygowanej wartości bieżącej (z ang. *Adjusted Present Value*);
- zdyskontowanych dywidend.

Wycena przedsiębiorstwa oparta na zyskach i dywidendach nie powoduje wielu problemów (jest to szacowanie jednostkowej wielkości zysku lub dywidendy z posiadanej akcji). Szacowanie przepływów pieniężnych wymaga natomiast większego zaangażowania wyceniającego. W metodzie DCF wolne przepływy pieniężne oblicza się jako różnicę między przychodami operacyjnymi a kosztami operacyjnymi, inwestycjami kapitałowymi i zmianami w kapitale obrotowym, po uwzględnieniu podatków. Prognoza wielkości i wartości sprzedaży jest zatem najważniejszym elementem prognozy wolnych przepływów pieniężnych, zatem jej opracowanie wymaga od wyceniającego dogłębnej znajomości przedsiębiorstwa i rynku jego produktów.

DCF wymaga także wiarygodnych prognoz parametrów techniczno-ekonomicznych analizowanych projektów inwestycyjnych. Mimo tych trudności to właśnie metoda zdyskontowanych przepływów pieniężnych jest najczęściej stosowaną metodą dochodową wyceny wartości projektu inwestycyjnego (Paździor, 2015).

Metoda zdyskontowanych przepływów pieniężnych polega w praktyce na oszacowaniu przyszłych przepływów pieniężnych, które będą wygenerowane przez przedsiębiorstwo oraz ich zdyskontowaniu z uwzględnieniem ryzyka przedsięwzięcia. Czynnikiem istotnym w tej metodzie jest czas pomiędzy rozpoczęciem inwestycji a momentem otrzymania pierwszych przychodów (Saługa, 2009).

Konstrukcję przepływów pieniężnych, stosowaną w procesie wyceny przedsiębiorstwa, można zapisać następującym wzorem (4):

$$FCF = EBIT \cdot (1 - T) + D \pm WCR - NI \quad (4)$$

gdzie:

FCF	– wolne przepływy pieniężne, z ang. <i>Free Cash Flow</i> , zł;
EBIT	– zysk przed odsetkami i opodatkowaniem (zysk operacyjny), z ang. <i>Earnings Before Interest and Tax</i> , zł;
T	– stopa podatku dochodowego, %;
D	– amortyzacja, zł;
WCR	– zmiana zapotrzebowania na kapitał obrotowy, z ang. <i>Working Capital Requirements</i> , zł;
NI	– nakłady inwestycyjne, zł.

Wartość rezydualną, w przypadku przedsiębiorstwa kontynuującego swoją działalność po okresie wyceny, wyznacza się zazwyczaj przy zastosowaniu modeli matematycznych (np.

renty dożywotniej<sup>4</sup> lub modelu Gordona<sup>5</sup>). W przypadku gdy działalność przedsiębiorstwa nie będzie kontynuowana, wartość tę wyznacza się z modelu wartości likwidacyjnej, polegającym na wycenie majątku przedsiębiorstwa, przeważnie dużo niższej niż wartość księgowa poszczególnych aktywów (Zarzecki, 1999).

Podstawowymi wskaźnikami oceny projektu inwestycyjnego w analizie DCF jest wartość zaktualizowana netto (NPV) oraz wewnętrzna stopa zwrotu (IRR, *Internal Rate of Return*). NPV jest wskaźnikiem wartości projektu, uwzględniającym zmianę wartości pieniądza w czasie, natomiast IRR jest wskaźnikiem efektywności zaangażowanego kapitału.

### **Wartość zaktualizowana netto (NPV)**

Metoda NPV jest ciągle jedną z najbardziej popularnych dochodowych metod wyceny, stosowaną również w ewaluacji górniczych projektów inwestycyjnych (Franco-Sepulveda i in., 2017; Graham i Harvey, 2001). NPV przedstawia wartość przedsięwzięcia przy zastosowanej stopie dyskontowej oraz przy szeregu innych założeń odnośnie do przepływów pieniężnych (Kopacz, 2017). Według formuły (5) wartość zaktualizowana netto równa się sumie wartości bieżących (zaktualizowanych) przyszłych przepływów pieniężnych (Jajuga K. i Jajuga T., 2006).

$$NPV = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+d)^t} \quad (5)$$

gdzie:

- CF<sub>t</sub> – przepływy pieniężne w roku t, zł;
- d – stopa dyskontowa, %;
- t – kolejne lata eksploatacji;
- n – całkowita liczba lat wymaganych dla ukończenia realizacji planowanej według koncesji eksploatacji.

W przypadku gdy nakłady inwestycyjne występują tylko w początkowym roku realizacji inwestycji (tzw. roku zerowym), powyższa formuła przyjmuje postać:

---

<sup>4</sup> Metodyka związana z rentą wieczystą jest stosowana w wybranych modelach dyskontowych bazujących na dywidendach, gdy zakłada się wzrost przepływów pieniężnych przy stałej stopie wzrostu.

<sup>5</sup> Model zakłada wyznaczenie kosztu kapitału własnego przy pomocy szacowania przewidywanych wartości przyszłych dywidend.

$$NPV = \left[ \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+d)^t} \right] - I_0 \quad (6)$$

gdzie:

$I_0$  – inwestycje początkowe [zł].

Specyfiką metody NPV jest to, że im przepływy pieniężne są bardziej odległe w trakcie trwania projektu, tym mniejszy jest ich wpływ na wartość bieżącą projektu (wartość czynnika dyskontującego staje się coraz mniejsza wraz ze zwiększaniem się czasu trwania inwestycji). Jeżeli  $NPV < 0$ , to projekt należy odrzucić, jeżeli natomiast  $NPV > 0$ , wówczas projekt można realizować. W przypadku gdy wskaźnik NPV jest bliski 0 lub nieznacznie większy od 0 (w porównaniu np. z poziomem nakładów inwestycyjnych), podjęcie decyzji o rozpoczęciu danego przedsięwzięcia należy oprzeć na wynikach innych metod wyceny (np. opcji rzeczowych) lub też innych informacji i mierników efektywności ekonomicznej (Wieprow, 2013).

Jedną z głównych zalet metody NPV jest uwzględnienie wartości pieniądza w czasie, która to wartość jest bardziej realistyczna niż np. w metodzie prostego okresu zwrotu. Wartość bieżąca netto uwzględnia również ryzyko i niepewność przyszłych przepływów pieniężnych, stosując stopę dyskontową odzwierciedlającą wymagany zwrot i zmienność inwestycji. NPV może również pomóc w porównaniu różnych projektów lub inwestycji o różnej wielkości, czasie trwania i przepływach pieniężnych, przedstawiając ten o najwyższej wartości w ujęciu bieżącym (Saługa, 2009; Wieprow, 2013).

Jeżeli chodzi o wady tej metody, to należy wskazać, że wymaga ona utrzymania wielu założeń i szacunków, które mogą nie być wiarygodne i dokładne. Trzeba m.in. przewidzieć przyszłe przepływy pieniężne projektu inwestycyjnego, w zależności od różnych czynników, takich jak: warunki rynkowe, popyt, konkurencja, koszty, regulacje krajowe i zagraniczne. Należy także wybrać odpowiednią stopę dyskontową, trudną do oszacowania lub zmienną w czasie. Kolejną wadą NPV jest to, że nie może uchwycić strategicznych lub jakościowych aspektów projektu, takich jak jego wpływ na markę, lojalność klientów czy zmieniającą się w czasie świadomość klientów (np. świadomość wpływu inwestycji na środowisko) (Kopacz, 2017; Y. Wang, 2021). Metoda ta nie uwzględnia też elastyczności decyzyjnej związanej z ewolucją projektu, która stanowi podstawową kategorię wartości w metodzie opcji rzeczowych (Copeland i Antikarov, 2001).

Dla porównywania przedsięwzięć inwestycyjnych ze względu na różną wartość nakładów inwestycyjnych oraz ich projekcję w czasie (różne skale zaangażowania środków

pieniężnych) (Felis, 2016) często stosuje się wskaźnik wartości zaktualizowanej netto (NPVR, z ang. *Net Present Value Ratio*). NPVR jest również utożsamiany ze zwrotem z inwestycji z uwzględnieniem ryzyka tego projektu. Matematyczną postać tego wskaźnika przedstawia poniższa formuła (Jajuga K. i Jajuga T., 2006).

$$NPVR(r, N) = \frac{NPV(r)}{NI(r)} \quad (7)$$

gdzie:

- $NPVR(r, t)$  – zwrot z inwestycji uwzględniający ryzyko w okresie N;
- $NPV(r)$  – wartość zaktualizowana netto osiągnięta przy stopie dyskontowej (r), zł;
- $NI(r)$  – całkowite zdyskontowane nakłady inwestycyjne, zł.

### Wewnętrzna stopa zwrotu

W sytuacjach gdy  $NPV=0$  (lub jest nieznacznie większy od 0), rozwiązaniem problemu może być zastosowanie wewnętrznej stopy zwrotu (IRR, znanej również jako DCFROR – *Discounted Cash Flow Rate of Return*). Wewnętrzna stopa zwrotu informuje o tym, jakiego zwrotu inwestor może oczekiwać z zainwestowanej złotówki. IRR można zdefiniować jako stopę, która wyrównuje wielkość inwestycji początkowych (rozumianych jako nakłady inwestycyjne w „okresie zerowym” oraz wymagany płynnościowo kapitał obrotowy netto) z wartością bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych. Im wyższa jest wewnętrzna stopa zwrotu, tym większy jest zwrot z zainwestowanego kapitału. Wobec powyższego wewnętrzną stopę zwrotu definiuje się jako wartość stopy dyskontowej, przy której NPV jest równa zero. Związek pomiędzy NPV a IRR przedstawia równanie nr 8 (Jajuga K. i Jajuga T., 2006; Kopacz, 2017):

$$NPV = 0 = \left[ \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1 + IRR)^t} \right] - I_0 \quad (8)$$

gdzie:

- $CF_t$  – przepływy pieniężne w roku t, zł;
- $I_0$  – inwestycje początkowe, zł;
- IRR – wewnętrzna stopa zwrotu, %;
- n – całkowita liczba lat wymaganych dla ukończenia realizacji planowanej według koncesji eksploatacji.

Różnica pomiędzy stopą dyskontową (stopą procentową) a IRR polega na tym, że ta pierwsza dobierana jest przez inwestora, natomiast IRR wynika z charakterystyki przepływów

pieniężnych (czyli ma „wewnętrzny” charakter). Z perspektywy decydenta inwestycja powinna być realizowana, jeśli IRR jest większa od tzw. minimalnej akceptowalnej stopy zwrotu (MARR, z ang. *Minimum Acceptable Rate of Return*), którą inwestor jest skłonny zaakceptować przed rozpoczęciem projektu, biorąc pod uwagę jego ryzyko (Reniers i in., 2016). W sytuacji gdy IRR jest większa lub równa stopie dyskontowej, zakładamy, że projekt generuje przepływy zdolne pokryć nakłady i koszty operacyjne w całym okresie realizacji projektu inwestycyjnego.

Wadą IRR jest to, iż nie jest ona addytywna. Różnych projektów nie można rozpatrywać osobno, a następnie oceniać łącznie ich zdyskontowaną wartość. Dla przykładu w projektach wydobywczych o niekonwencjonalnych strumieniach pieniężnych netto, gdy ujemne przepływy pieniężne netto pojawiają się na początku inwestycji oraz w fazie likwidacji, można uzyskać kilka wartości wewnętrznych stóp zwrotu, przy czym żadna z nich nie będzie miała ekonomicznej interpretacji. Po raz pierwszy tego rodzaju pułapkę opisali Lorie i Savage (Lorie i Savage, 1955; Osborne, 2010). Inną wadą IRR jest to, że nie uwzględnia wielkości projektu i faworyzuje mniejsze projekty o wyższej stopie zwrotu, ale mniejszych zwrotach wyrażonych w jednostkach pieniężnych, pomijając przy tym projekty o większej wartości (Y. Wang, 2021).

Jednakże dobór stopy dyskontowej powinien być adekwatny do poziomu ryzyka projektu inwestycyjnego, realizowanego w konkretnych warunkach otoczenia rynkowego i/lub do preferencji inwestorów. Należy także dopilnować, aby ten sam składnik ryzyka był uwzględniony jednokrotnie w modelu wyceny (przeciwdziałanie zjawisku podwójnego liczenia) (Kopacz, 2015).

W literaturze spotykamy także inne wskaźniki mogące stanowić alternatywę dla IRR. Jednym z nich jest stopa procentowa CAGR (z ang. *Compound Annual Growth Rate*), zwana także skumulowanym rocznym wskaźnikiem wzrostu. Jest to wskaźnik uśrednionego wzrostu w badanym okresie, przy założeniu, że roczne wzrosty są dodawane do wartości bazowej na początku następnego okresu. Przy jej pomocy można oszacować roczną stopę procentową, gwarantującą osiągnięcie na koniec okresu analizy skumulowanej wartości wolnych przepływów pieniężnych na zakładanym poziomie. Wzór na CAGR zaprezentowano poniżej (Szablewski i in., 2008).

$$CAGR(t) = \left[ \frac{sFCFv}{sFCFb} \right]^{\left(\frac{1}{t}\right)} - 1 \quad (9)$$

gdzie:

- $sFCFv$  – skumulowane przepływy pieniężne v-tego scenariusza, zł;
- $sFCFb$  – skumulowane przepływy pieniężne scenariusza odniesienia (stan wyjściowy) b, zł;
- $t$  – okres istnienia analizowanego projektu inwestycyjnego, lata.

### 3.4 Atrakcyjność zasobów złoża

Przez klasyfikację rozumiemy głównie podział badanego zjawiska lub obiektu na grupy, klasy, według przyjętych i określonych zasad. Zasoby złóż surowców mineralnych nie stanowią w tym aspekcie żadnego wyjątku i są obiektem klasyfikacji dla potrzeb ich przemysłowego zastosowania. Klasyfikacja zasobów złóż stanowi jedną z podstawowych sposobów ich szacowania, w skład którego wchodzi także obliczanie wolumenu kopaliny użytecznej w złożu, gdzie przez złożo rozumiemy naturalne nagromadzenie składnika użytecznego w przestrzeni trójwymiarowej (górotworze) (Nieć, 2012).

Problemem klasyfikacji zasobów dla potrzeb oceny atrakcyjności ich eksploatacji zaczęto zajmować się na przełomie XIX i XX wieku. Waga tego zjawiska została szybko dostrzeżona przez duże spółki wydobywcze oraz rządy państwowe, co znalazło odzwierciedlenie we wprowadzonych i ciągle aktualizowanych aktach prawnych w większości państw na świecie (Nieć, 2016). Klasyfikacje zasobów surowców mineralnych możemy podzielić na dwie główne grupy (Nieć, 2012), gdzie kryteria stanowią:

- dokładność rozpoznania (geologicznego i geofizycznego) złoża, przy czym należy tutaj rozdzielić kwestię rodzaju i jakości kopaliny użytecznej oraz stopnia rozpoznania, wynikającego głównie z zagęszczenia i wiarygodności prowadzonych prac poszukiwawczo-dokumentacyjnych,
- ocena przydatności ekonomicznej i możliwości eksploatacji złoża w określonych warunkach techniczno-ekonomicznych.

Szacowanie zasobów, czyli jak wcześniej wspomniano ich klasyfikacja i kwantyfikacja w formie sporządzanych dokumentacji, planów i raportów, jest wymagane dla rozwiązania wielu problemów, takich jak: kreowanie polityki surowcowej państwa, określania opłat eksploatacyjnych i stawek koncesyjnych, analiz środowiskowych, zwiększania kapitału własnego spółek górniczych i upubliczniania przez agendy rządowe danych o zasobach (np. polski Bilans Zasobów Kopaliny). Informacje o rodzaju i jakości kopaliny użytecznej stanowią



przede wszystkim wewnętrzną wiedzę zarządczą dla przedsiębiorstw górniczych jak również, z perspektywy aktywów przedsiębiorstwa, są to podstawowe dane dla podmiotów finansujących górnicze projekty inwestycyjne (Saługa i in., 2018).

Ocena zasobów złóż surowców mineralnych dla potrzeb określenia zasadności i opłacalności ich eksploatacji oprócz szacowania, standaryzacji i kategoryzacji, jak to ma miejsce w różnych klasyfikacjach zasobów, wymaga także szerszego spojrzenia np. w kontekście ochrony środowiska, uwarunkowań społeczno-prawnych, kwestii zagrożeń naturalnych związanych z wybranym sposobem eksploatacji. W literaturze przedmiotu można znaleźć pojęcie atrakcyjności odnoszące się do niemal wszystkich etapów górniczych projektów inwestycyjnych. Dla poszukiwania i dokumentowania zasobów spółki wydobywcze koncentrują swoje inwestycje poszukiwawcze w krajach, które oferują najbardziej atrakcyjne możliwości inwestycyjne. Stwarza to swoistą pętlę sprzężenia zwrotnego w danym kraju w kierunku dalszej działalności poszukiwawczej. Możemy tutaj zatem mówić o tzw. atrakcyjności inwestycyjnej już na pierwszych etapach inwestycji (O'Regan i Moles, 2004). Według ankiet przeprowadzonych przez Fraser Institute respondenci z Kolumbii Brytyjskiej (prowincja Kanady) byli pytani o to, w jaki sposób przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnych wpływ mają czynniki polityczne w porównaniu z potencjałem zasobowym. Wpływ względów politycznych padał w prawie 40% odpowiedzi, podczas gdy wpływ potencjału zasobowego w 60% pozostałych. W tej samej ankiecie zapytano o konkretne czynniki natury politycznej najbardziej zniechęcające do inwestycji i uzyskano następujące odpowiedzi (Wilson i in., 2013):

- Niepewność dotycząca roszczeń gruntowych.
- Niepewność co do obszarów, które mogą być chronione w przyszłości jako dzikie tereny, parki lub stanowiska archeologiczne.
- Niepewność dotycząca przepisów ochrony środowiska (m.in. brak stabilności przepisów, spójność i terminowość procesu regulacyjnego).
- Powielanie przepisów i ich niespójności (wynikające przede wszystkim z federalnego podziału prawa w Kanadzie).

Problem atrakcyjności inwestycyjnej jest szeroko znany i został opisany oraz przeanalizowany na wiele sposobów m.in. przy zastosowaniu systemów GIS, przy pomocy których stworzono narzędzie – interaktywną mapę z obszarami (jednostki terytorialne), ocenionymi w kontekście atrakcyjności danego rejonu dla potencjalnych inwestorów

(Shaykheeva i in., 2016). Istnieje wiele dobrze opisanych ogólnych podejść do opisu atrakcyjności inwestycyjnej regionów z perspektywy całej gospodarki. Jedno z nich dzieli ją na pięć głównych wskaźników: potencjał rynkowy, zdolności finansowe, potencjał pracowniczy, jakość i dostępność infrastruktury oraz poziom regionalnego ryzyka inwestycyjnego. Wszystkie te wskaźniki dzielą się na kolejne subwskaźniki, które przedstawiono w Tab. 3.1.

*Tab. 3.1 Podział wskaźników do oceny atrakcyjności inwestycyjnej regionu  
(źródło: opracowanie własne na podstawie Vershinina i in., 2015)*

Wskaźniki	Potencjał rynkowy	Zdolności finansowe	Potencjał pracowniczy	Jakość i dostępność infrastruktury	Poziom regionalnego ryzyka inwestycyjnego
Subwskaźniki	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Produkt regionalny brutto</li> <li>• Całkowita populacja regionu</li> <li>• Liczba przedsiębiorstw na koniec roku</li> <li>• Produkcja w budownictwie</li> <li>• Wielkość inwestycji w środki trwałe</li> <li>• Wskaźnik produkcji przemysłowej</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Produkt regionalny brutto na mieszkańca</li> <li>• Średnie miesięczne nominalne wynagrodzenie</li> <li>• Obroty w handlu detalicznym</li> <li>• Nakłady na badania i rozwój</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Ludność w wieku produkcyjnym</li> <li>• Odsetek osób z wykształceniem wyższym</li> <li>• Liczba pracowników zaangażowanych w badania i rozwój</li> <li>• Wskaźnik zatrudnienia</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Udział ogólnodostępnych dróg o utwardzonej nawierzchni w całkowitej długości dróg publicznych</li> <li>• Dostępność (zasięg) telefonii komórkowej</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Populacja o dochodach poniżej minimum egzystencji</li> <li>• Liczba zarejestrowanych przestępstw na 1000 mieszkańców</li> <li>• Emisje zanieczyszczeń do atmosfery</li> <li>• Odprowadzanie zanieczyszczonych ścieków do wód powierzchniowych</li> </ul>

Inne podejście do określenia regionalnej atrakcyjności inwestycyjnej bierze pod uwagę 9 głównych grup czynników, takich jak: dostępność transportowa, zasoby pracy, infrastruktura społeczna, poziom rozwoju gospodarczego, chłonność rynku, infrastruktura gospodarcza, stan środowiska, poziom bezpieczeństwa powszechnego oraz aktywność regionów wobec inwestorów (Kalinowski i in., 2007).

Kolejne podejście do atrakcyjności inwestycyjnej, tym razem z perspektywy górnictwa, to próba określenia wskaźnika atrakcyjności jako powiązanie czynników ekonomicznych, administracyjno-prawnych, złożowo-technicznych i społeczno-środowiskowych. Podejście to szczególnie akcentuje czynniki złożowo-techniczne jako najbardziej wpływające na atrakcyjność inwestycyjną, postulując jednocześnie uzależnienie opłat eksploatacyjnych od uciążliwości warunków złożowych i etapu życia kopalni.

Od 1997 r. Instytut Frasera<sup>6</sup> co roku przeprowadza ankietę wśród pracowników firm wydobywczych i poszukiwawczych, aby ocenić, w jaki sposób czynniki, takie jak podatki czy regulacje, wpływają na rozwój inwestycji w rozpoznanie nowych złóż kopalin (Kulczycka i in., 2017). Ankieta ta jest publikowana co roku, a jej wyniki są dostępne dla szerokiego grona odbiorców na całym świecie. Ostatnia ankieta, która uwzględniała Polskę, dotyczyła 2018 roku i wzięło w niej udział prawie 300 respondentów reprezentujących spółki wydobywcze, poszukiwawcze i firmy kooperujące. Wynikiem ankiety jest m.in. wskaźnik atrakcyjności inwestycyjnej (z ang. *Investment Attractiveness Index*), który powstaje na bazie oceny 15 aspektów (Stedman i Green, 2019):

1. Niepewność dotycząca stosowania, interpretacji lub egzekwowania istniejących przepisów prawa;
2. Niepewność dotycząca regulacji środowiskowych;
3. Powielanie przepisów prawa oraz ich niespójności;
4. Przejrzystość, terminowość przepisów prawa;
5. Konstrukcja systemu podatkowego;
6. Niepewność dotycząca roszczeń do gruntów;
7. Niepewność co do tego, jakie obszary będą chronione jako cenne przyrodniczo, parki, stanowiska archeologiczne itp.;
8. Dostęp do dróg, dostępność energii elektrycznej itp.;
9. Porozumienia społeczno-gospodarcze/warunki rozwoju społeczności;
10. Bariery handlowe;
11. Stabilność polityczna;
12. Prawo pracy;
13. Jakość bazy danych geologicznych;
14. Poziom bezpieczeństwa;
15. Dostępność siły roboczej i wykształcenie pracowników.

Dla każdego z 15 czynników poproszono respondentów o wybranie jednej z pięciu odpowiedzi, które najlepiej ją opisują: (1) zachęca do inwestowania, (2) nie działa odstrasżająco, (3) jest łagodnym czynnikiem odstrasżającym od inwestowania, (4) stanowi silny czynnik odstrasżający od inwestowania oraz (5) wyklucza inwestycję. Polska w tym rankingu zajęła 38. miejsce wśród 83 państw i regionów (USA, Kanada i Australia były podzielone na mniejsze jednostki administracyjne). Najlepiej zostały ocenione: dostęp do infrastruktury (nr 8), poziom bezpieczeństwa (nr 14) oraz dostępność i kwalifikacje pracowników (nr 15). Na drugim biegunie znalazły się: niepewność dotycząca stosowania,

---

<sup>6</sup> Kanadyjski think tank z siedzibą w Vancouver, powszechnie znany m.in. z rankingu Economic Freedom Index

interpretacji lub egzekwowania istniejących przepisów (nr 1), powielanie i niespójność przepisów prawa (nr 3) oraz system podatkowy (nr 5).

W stosunku do innych grup czynników w ostatnich latach można zaobserwować, że coraz większego znaczenia nabiera grupa czynników społeczno-ekologicznych. Wynika to przede wszystkim z faktu, że w procesie podejmowania decyzji inwestycyjnych coraz więcej uwagi poświęca się społecznej i ekologicznej odpowiedzialności biznesu (CSR lub CSER), traktowanej już jako norma prowadzenia biznesu. Końcem 2022 r. w Dzienniku Urzędowym UE została opublikowana dyrektywa w sprawie sprawozdawczości przedsiębiorstw w zakresie zrównoważonego rozwoju (tzw. CSRD z ang. *Corporate Sustainability Reporting Directive*). Zgodnie z nią wszystkie duże jednostki oraz małe i średnie spółki giełdowe będą przedstawiać w swoim sprawozdaniu z działalności informacje niefinansowe w obszarze ESG (z ang. *Environmental, Social, Corporate Governance*) dotyczące kwestii środowiskowych, społecznych oraz ładu korporacyjnego.

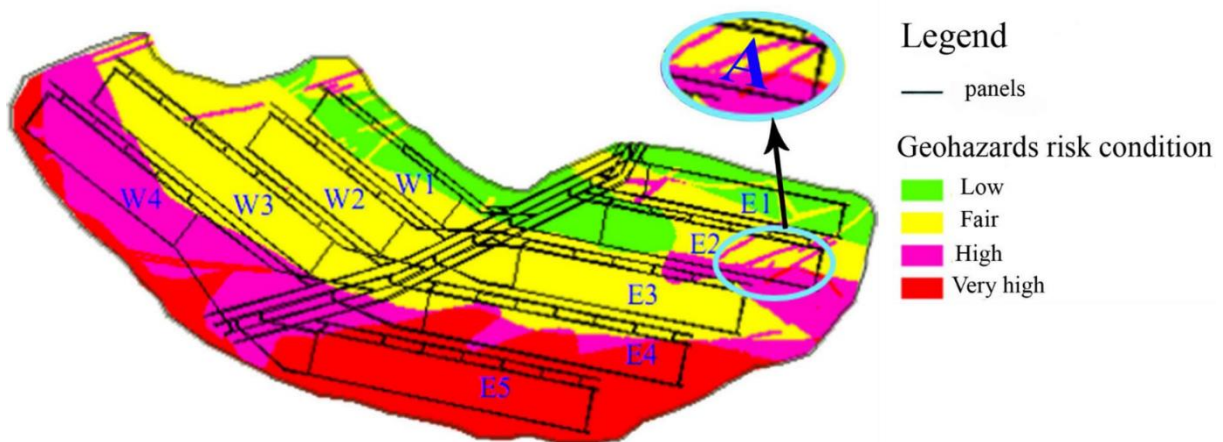
Od 2025 obowiązkiem przygotowania takiego raportu za rok 2024 zostaną objęte wszystkie duże przedsiębiorstwa i spółki będące jednostkami zainteresowania publicznego (w tym także kopalnie), które zatrudniają co najmniej 500 osób, a ich roczne przychody przekraczają 170 mln zł. W następnych latach obowiązek będzie rozszerzany na coraz to mniejsze przedsiębiorstwa - małe i średnie spółki giełdowe złożą po raz pierwszy raporty za rok obrotowy 2026 (*Dyrektywa o sprawozdawczości przedsiębiorstw w zakresie zrównoważonego rozwoju już opublikowana, 2022*).

Górnictwo jako szczególny rodzaj działalności gospodarczej wyróżnia się silnym oddziaływaniem na środowisko i wysokimi wymaganiami dotyczącymi kadry pracowniczej. Tym samym ta grupa czynników coraz bardziej wpływa zarówno na atrakcyjność inwestycyjną, jak i na ryzyko inwestycyjne, a w konsekwencji na decyzję o rozpoczęciu inwestycji (Alexandrov i Iablonev, 2020).

W literaturze częściej spotykane są prace traktujące na temat oceny ryzyka eksploatacji zasobów złoża, co można traktować jako odwrotność ich atrakcyjności, w myśl zasady, że im mniejszym ryzykiem charakteryzuje się dane złożo (lub jego część) tym większa jest atrakcyjność tych zasobów. Jednym z takich podejść charakteryzują się prace E.J. Sobczyka, w których wszelkie parametry charakteryzujące złożo i mające wpływ na ograniczenia procesu wydobywania określono jako uciążliwość procesu eksploatacji. W pracach tych analizowany był wpływ tychże warunków na koszty prowadzenia eksploatacji oraz wyniki produkcyjne kopalń podziemnych (E. J. Sobczyk, 2008; W. Sobczyk i in., 2014; E. J. Sobczyk i Kopacz, 2018b; E. J. Sobczyk, 2022).

Analizy na temat kwantyfikacji niepewności wystąpienia uskoków w ścianie wydobywczej prowadzili Dimitrakopoulos i Li (2010) za pomocą wykorzystania symulacji stochastycznych. Zaproponowana przez autorów kwantyfikacja pozwoliła na porównanie poszczególnych ścian w różnych pokładach węgla i partiach wydobywczych. Do tematu prognozowania uskoków w pokładzie węgla wykorzystano symulacje geostatystyczne (Ashgari i Madani Esfahani, 2013). Na podstawie mapy błędów (niepewności) przewidywań i prawdopodobieństw, przekroczenia wartości krytycznych analizowanych parametrów, opracowano mapę prawdopodobieństwa wystąpienia uskoków, którą wykorzystano przy klasyfikacji ryzyka (atrakcyjności) zasobów złoża. Metody wielowymiarowych analiz geostatystycznych przy ocenie niepewności i ryzyka m.in. przy planowanej eksploatacji boksytu wykorzystywali także inni autorzy (Kloeckner i in., 2021). Przy ocenie i kwantyfikacji ryzyka stosowane są inne metody, jak np. wykorzystanie macierzy ryzyka do oceny stateczności zboczy w australijskiej kopalni węgla (McQuillan i in., 2018), zastosowanie drzew decyzyjnych do oceny i zarządzania ryzykiem wystąpienia obwałów i zawałów w podziemnych kopalniach węgla kamiennego (Duzgun i Einstein, 2004).

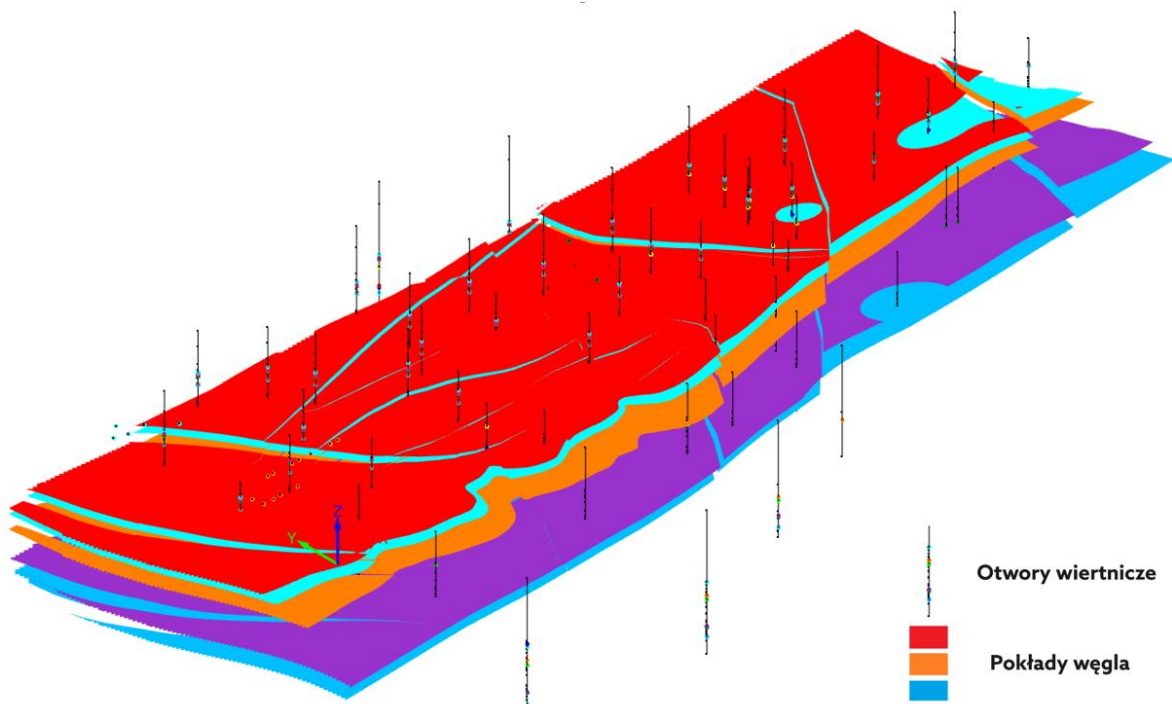
Jeszcze inne podejście do oceny atrakcyjności (ryzyka) zasobów węgla kamiennego zaproponowali Vaziri i in. (2018), którzy w swojej pracy skorzystali z kilku metod badawczych. Jako czynniki ryzyka zostały wybrane zostały: metanonośność pokładu, wskaźnik zuskokowania, wytrzymałość skał stropowych na ściskanie oraz klasyfikacja skał stropowych. Na podstawie metod geostatystycznych przygotowano mapy wystąpień poszczególnych zagrożeń naturalnych. Następnie za pomocą macierzy interakcji zważono poszczególne kryteria i przypisano im wagi. Tak przygotowane wagi poszczególnych czynników ryzyka zsumowano i stworzono w środowisku GIS mapy ryzyka eksploatacji ( Rys. 3.5).



Rys. 3.5 Mapa ryzyka (atrakcyjności) pokładu węgla (źródło: Vaziri i in., 2018)

#### 4. Cyfrowy model złoża i narzędzia do planowania i harmonogramowania produkcji

Pojęcie modelu jest szeroko znane i stosowane w literaturze technicznej. Istnieje przy tym wiele jego interpretacji. W znaczeniu modelu matematycznego można uznać, że jest to odzwierciedlenie rzeczywistego systemu (zjawiska) poprzez opisanie go formułami matematycznymi, w stopniu wystarczającym do jego zastosowania dla rozwiązania konkretnego problemu decyzyjnego (Kamiński i in., 2018). Szczególnym przykładem modelu matematycznego jest cyfrowy model złoża, czyli komputerowa prezentacja złoża kopaliny (Rys. 4.1) przedstawiająca wybrane jego aspekty, jak np. geometrię, lokalizację, zmienność przestrzenną parametrów jakościowych (Kowalczyk i in., 2016). Cechą charakterystyczną modeli (w tym cyfrowych modeli złóż) jest uproszczenie wszystkich rzeczywistych elementów i relacji występujących w badanym obiekcie lub procesie. W przypadku modeli złóż węgla kamiennego ma to miejsce m.in. przy pominięciu modelowania uskoków o bardzo małych zrzutach, albo też przy nieprzywiązywaniu wagi do obszarów (partii, parceli, pokładów) już wybranych lub nieopłacalnych do eksploatacji.



Rys. 4.1 Wizualizacja wielopokładowego złoża węgla kamiennego  
(źródło: opracowanie własne)

Modelowanie przestrzenne złóż kopalin za pomocą przedstawiania ich jako litografii znane jest już od XVI w., jednak w późniejszych wiekach odbywało się to przy użyciu nakładanych na siebie map poszczególnych poziomów kopalń. Stan ten trwał do II poł. XIX w., kiedy zaczęły się kształtować zręby kartografii geologicznej opisującej budowę złóż i ich cechy jakościowe. W latach 30. XX w. w Związku Radzieckim wraz z rozwojem geometrii wykresłej i rzutów cechowanych stosowanych do przedstawienia złoża w przestrzeni, a później map izoliniowych opisujących jego zmienność, powstał nowy zespół metod zwany „geometryzacją złóż”, który był rozwijany, popularyzowany i stanowił przedmiot nauczania w całym bloku państw komunistycznych. W tym samym czasie w krajach anglosaskich wykształciły się metody kartowania geologicznego złóż, głównie na podstawie geologicznego profilowania wyrobisk, zatem możemy tutaj mówić o kartograficznym modelowaniu złóż. Na model ten składały się mapy poziome, mapy pokładowe, przekroje geologiczne i diagramy blokowe (Sermet i in., 2017).

Przełom w budowie modeli matematycznych opisujących złoża kopalin nastąpił w latach 60. XX w., kiedy to Georges Matheron opracował metodę statystycznej optymalizacji szacowania zasobów i jakości złóż. Zauważył on, że rozkład przestrzenny badanej cechy fizycznej nie ma charakteru losowego, a jest rezultatem szeregu powiązanych ze sobą procesów fizycznych wynikających z praw fizyki (w przypadku złóż - specyficznych warunków ich tworzenia) i mają one charakter deterministyczny (Matheron, 1962). Wykorzystując w procesie estymacji przestrzenne skorelowanie danych i istnienie w ich rozkładzie struktur przestrzennych, do ich opisu zastosowano model geostatystyczny, łączący losowość z istnieniem wewnętrznych charakterystycznych dla danego parametru struktur. Dane posiadające taki charakter określane są mianem zmiennych zregionalizowanych (*regionalized variables*) (Urbański, 2008). Dla przedstawienia liniowej zależności średniego zróżnicowania danego parametru od średniej odległości pomiędzy punktami danych zastosowano semiwariogram, który prezentuje, w jaki sposób wraz ze wzrostem odległości pomiędzy dwoma punktami pomiarowymi maleje korelacja pomiędzy ich wartościami. Zastosowanie semiwariogramu przez Matherona było zainspirowane pracami południowoafrykańskiego inżyniera górnictwa i profesora *University of the Witwatersrand* Danie G. Krige, który prowadził badania nad optymalizacją oceny jakości złóż złota w Południowej Afryce. Od jego nazwiska krigingiem nazwano podstawową metodę estymacji geostatystycznej. Metody geostatystyczne są powszechnie stosowane w światowym górnictwie węglowym m.in. do modelowania parametrów jakościowych w wielopokładowych złożach węgla kamiennego (Sideri i in., 2020), szacowania zasobów węgla (Tercan i in., 2013; Unver, 2018), czy też

planowania produkcji pod kątem zmienności parametrów jakościowych kopaliny (Pavlidis i in., 2015).

Pierwsze zastosowanie metod geostatystycznych w geologii górniczej w Polsce notuje się w II poł. lat 70. XX wieku i była to praca poświęcona opisowi zmienności zawartości składnika użytecznego w złożu rud Zn–Pb „Bolesław” (Mucha i Wasilewska, 2010). Polskie prace przy zastosowaniu geostatystyki dla oceny złóż węgla kamiennego powstawały w latach 80. XX wieku (Peroń, 1984; Mucha i Kokesz, 1986). W kolejnych latach metody geostatystyczne stosowano do modelowania m.in. parametrów jakościowych węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (Kokesz, 2014), porównywaniu dokładności różnych typów interpolacji (Mucha i Wasilewska, 2005), analizy parametrów ilościowych i jakościowych składnika użytecznego (węgla) w odpadach pogórnich na składowiskach (Naworyta, 2015). Do tej pory jednak metody geostatystyczne wykorzystywane są w Polsce najczęściej w pracach naukowych w instytutach badawczych i akademickich, natomiast w znacznie mniejszym stopniu stosowane są w zakładach górniczych (Naworyta i in., 2015). Wynika to ze skomplikowanych podstaw teoretycznych geostatystyki oraz braku znajomości odpowiedniego oprogramowania komputerowego (Jurek i in., 2013). Na niewielkie wykorzystanie tychże metod ma również wpływ mała ilość danych i ich rozproszenie szczególnie w przypadku pokładów słabo rozpoznanych.

Równolegle do rozwoju i komputeryzacji metod geostatystycznych rozwijały się narzędzia do modelowania złóż oraz planowania i harmonogramowania produkcji górniczej. Do postępu w tej dziedzinie w dużej mierze doprowadziła cyfryzacja i informatyzacja spółek górniczych, przejawiająca się m.in. w digitalizacji materiałów geologicznych jak mapy górnicze czy karty otworów poszukiwawczych (Galica, 2023). Spółką, która wiodła w Polsce prym w tej dziedzinie na początku XX w., była LW Bogdanka SA, charakteryzująca się uporządkowanym działaniem i organizacją oraz relatywnie prostą budową geologiczną złoża (niewielkie nachylenia pokładów i nieliczne zaburzenia tektoniczne). W ramach przeprowadzonego wtedy wdrożenia opracowano cyfrowe mapy górnicze, model złoża z elementami danych hydrogeologicznych i geotechnicznych oraz narzędzie do planowania i harmonogramowania produkcji, również dla potrzeb gospodarki materiałowej kopalni (Dyczko i Kłos, 2008; Praski i Wachelka, 2008; Siata, 2008). W kolejnych latach obserwowano prace mające na celu digitalizację danych mierniczych i geologicznych dotyczące kopalń Kompanii Węglowej (Poniewiera, 2010) oraz innych podmiotów operujących na złożach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (m.in. Tauron Wydobycie SA, Jastrzębska Spółka Węglowa SA i PG Silesia). Aktualnie (2024 r.) tylko dwie spółki górnicze (LW Bogdanka SA



i JSW SA) posiadają w pełni wdrożone rozwiązania informatyczne, obejmujące oprogramowanie do modelowania złóż (w tym rozwiązania bazodanowe do weryfikacji i przechowywania danych geologicznych) oraz planowania i harmonogramowania produkcji górniczej. Cyfrowy model złoża to przede wszystkim narzędzie pracy geologa interpretującego i dokumentującego budowę geologiczną złoża. Łatwe i szybko generujące się wizualizacje przestrzenne złoża ukazują go w innym świetle i pomagają lepiej zrozumieć często skomplikowaną i złożoną budowę złoża (Kowalczyk i in., 2016; Sosnowski, 2020). Z drugiej strony skomplikowane narzędzia informatyczne nie mogą być użytkowane bez specjalistycznej wiedzy oraz doświadczenia, bez których mogą generować wyniki i wnioski, które mogą przełożyć się na błędną ocenę efektu ekonomicznego danego projektu górniczego (Naworyta, 2017).

#### 4.1 Podział modeli, etapy budowy i ich weryfikacja

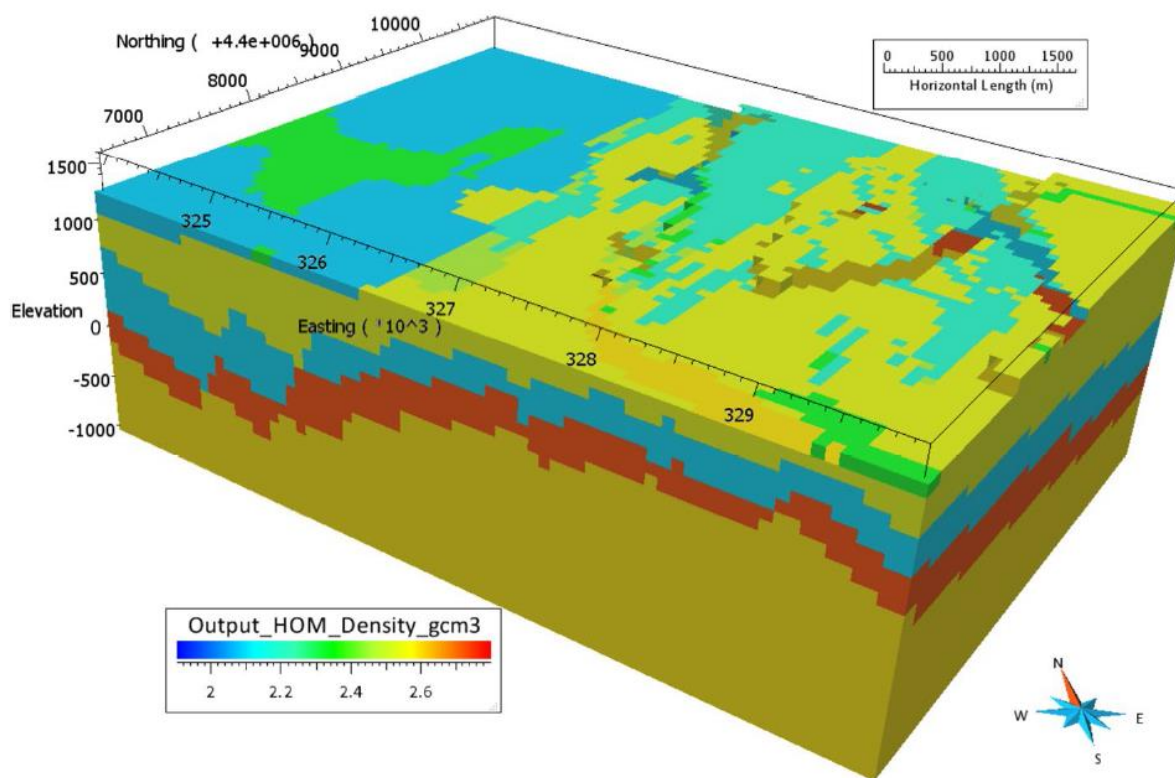
Istnieje wiele podziałów modeli w literaturze technicznej, według różnych kryteriów. Jedną z nich jest klasyfikacja, która dzieli je na (Krupa, 2008):

- Modele analityczne – w których najważniejsza jest analityczna zależność między poszczególnymi zmiennymi opisującymi model.
- Modele numeryczne – gdzie do odwzorowania zależności między zmiennymi konieczne jest zastosowanie metod numerycznych.
- Modele deterministyczne – w których relacje między elementami muszą być jednoznacznie określone.
- Modele stochastyczne (probabilistyczne) – relacje między obiektami modelu mają charakter losowy.
- Modele statyczne – parametry opisujące model nie zależą od czasu.
- Modele dynamiczne – parametry opisujące model zależą od czasu.

W przypadku cyfrowych modeli złóż istnieją kolejne podziały charakterystyczne dla tej grupy modeli. Pierwszą z nich jest podział na modele jawne (*explicit*) i niejawne (*implicit*). Tradycyjne metody modelowania przestrzennego (*explicit modelling*) wykorzystują zbiór trójkątów do zdefiniowania złożonej powierzchni. W tej metodzie wymagana jest czasochłonna digitalizacja danych (niezależna dla każdej powierzchni), a wszystkie zmiany w modelu wymagają powtórnych przeliczeń. Model jest w związku z tym aktualizowany cyklicznie (brak możliwości automatycznej aktualizacji po uzyskaniu nowych danych). Ponadto wymagane

w tej metodzie są dodatkowe interpretacje, jak wyznaczenie granic geologicznych i lokalnych trendów zalegania (np. zmiana biegu warstw), co stanowi o unikalności i zależności interpretacji od wiedzy i doświadczenia geologa górniczego (Cowan i in., 2003; Kępiński, 2015; Galica, 2023). Istotą metody *implicit modeling* jest przypisanie modelowanej przestrzeni funkcji matematycznej. Funkcja ta jest aproksymowana na podstawie interpolacji przestrzennej danych pochodzących z otworów wiertniczych. Powierzchnie geologiczne interpolowane są metodami triangulacji z interpolacją liniową, najbliższego sąsiada, odwrotnych odległości do potęgi, interpolacji liniowej, interpolacji wielomianowej, radialnych funkcji bazowych, prostego krigingu, krigingu indykatorem, uniwersalnego krigingu etc. Modelowanie niejawnie pozwala na szybkie i zautomatyzowane tworzenie powierzchni, takich jak np. uskoki, albo też skomplikowanych deformacji, jak fałdy o złożonej geometrii (Cowan i in., 2003; Kępiński, 2015; J. Wang i in., 2018).

Kolejny podział cyfrowych modeli złóż jest zorientowany według charakteru jego budowy. Mamy tu do czynienia z dwoma głównymi grupami: dwuwymiarowymi **modelami siatkowymi** (gridowymi, węzłowymi, matrycowymi) oraz trójwymiarowymi **modelami blokowymi**. W modelach siatkowych zmienna zależna  $Z$  jest funkcją położenia, określanego przez współrzędne płaskie ( $X$  i  $Y$ ). W porównaniu do modeli blokowych dla jednego zestawu koordynatów  $X, Y$  model siatkowy może przyjąć tylko jedną wartość, co wyklucza go do stosowania w modelowaniu fałdów, płaszczowin bądź skomplikowanych struktur przestrzennych, jak wysady i żyły. Modele siatkowe znalazły jednak szerokie zastosowanie przy modelowaniu złóż pokładowych (bądź pseudopokładowych), a także powierzchni topograficznych (terenu, stropu bądź spągu charakterystycznych warstw) albo poziomów wodonośnych. Wartości w modelu gridowym są interpolowane do regularnych siatek przy użyciu danych (niejednokrotnie nieregularnych) pochodzących z obserwacji geologicznych. Cechy strukturalne złoża, takie jak miąższość, wynikają z prostych obliczeń lub funkcji logicznych, przez co model zajmuje mniej przestrzeni na dysku, a jego aktualizacja przebiega szybciej. W porównaniu z modelem blokowym generowanie map izoliniowych, lub też obliczanie zasobów kopaliny użytecznej także przebiega sprawniej (Erdem i Güyagüler, 2011). Zastosowanie modeli blokowych jest bardziej odpowiednie do modelowania intruzji, złóż gniazdowych i nieregularnych, a także złóż osadowych o dużej miąższości. Tak jak wcześniej wspomniano, dla jednego punktu o współrzędnych  $X, Y$  może być przypisane wiele wartości zmiennej  $Z$ , tworząc tym samym strukturę bloków zalegających jeden na drugim (Rys. 4.2).



Rys. 4.2 Model blokowy rozkładu gęstości dla obszaru geotermalnego Brady, Nevada, USA  
(źródło: Witter i in., 2016)

W modelu blokowym obszar modelowania zostaje podzielony na elementarne jednostki (bloki), których wielkość zależy przede wszystkim od geometrii złoża (jego wymiarów), celów modelowania (np. czy dane z modelu są wykorzystywane dla celów planowania operacyjnego, czy też strategicznego) oraz stopnia rozproszenia i liczby dostępnych danych wejściowych. W zadanych blokach wykonywana jest interpolacja wartości za pomocą powszechnie stosowanych metod, takich jak interpolacja liniowa, interpolacja wielomianowa, różne odmiany krigingu. Dodatkowo dla każdego punktu możliwe jest przypisanie wielu wartości, co ma duże znaczenie praktyczne przy modelowaniu złóż polimetalicznych (m.in. złoża porfirowe miedzi) (Erdem i Güyagüler, 2011). W polskich warunkach modele blokowe z powodzeniem były stosowane do modelowania przerostów pokładów węgla (Dyczko i in., 2016), budowy geologicznej złoża rud miedzi „Głogów Głęboki Przemysłowy” (Twardowski i in., 2018) i określenia zasobów metanu w pokładach węgla na przykładzie złoża w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (Chećko i in., 2020). Modele blokowe mogą mieć także praktyczne (bazodanowe) zastosowanie przy planowaniu i optymalizacji eksploatacji (Pavlidis i in., 2015; Minnecker i in., 2019).

Jeszcze inną płaszczyzną podziału cyfrowych modeli złóż jest typ danych, jakie zostają wykorzystane w modelach. Wyróżniamy tutaj modele **strukturalne** (opisujące budowę fizyczną złoża) oraz modele **jakości** (obrazujące zmienność parametrów jakościowych złoża w przestrzeni). W przypadku trójwymiarowych modeli blokowych informacje na temat struktury i jakości złoża są *de facto* modelowane jednocześnie. Inaczej sprawa się ma w modelach siatkowych (gridowych), gdzie informacje na temat budowy fizycznej i zmienności parametrów jakościowych są interpolowane osobno, przy czym model strukturalny pełni rolę nadrzędną. Strukturalny model siatkowy składa się ze zbioru powierzchni (siatek, gridów) oddzielających modelowane jednostki strukturalne złoża (np. pokłady węgla), przy czym jednostki te są osobliwie (unikalnie, oryginalnie) zidentyfikowane, mają nadane reguły dotyczące ciągłości i trendów zalegania. Jednostki elementarne mogą być grupowane w większe złożone konglomeraty (np. pokłady rozszczepiające się) ze ściśle zdefiniowanymi regułami, a także w większe jednostki stratygraficzne, jak np. okresy geochronologiczne, ogniwa litostratygraficzne (grupy pokładów karbonu produktywnego). Danymi wejściowymi do zamodelowania poszczególnych jednostek strukturalnych są informacje (strop i spąg warstwy, opis litologiczny etc.) pozyskane z otworów geologicznych, obserwacji dołowych (otwory wiercone z wyrobisk dołowych i ich profilowania) lub chmury punktów pochodzących np. ze skaningu laserowego. Strukturalny model siatkowy zawiera również informację na temat zaburzeń tektonicznych (uskoki) lub sedymentacyjnych (przerosty, wymycia etc.). Dodatkowo model strukturalny z powodu swojego jawnego i deterministycznego charakteru wymaga w wielu sytuacjach dodatkowych danych interpretacyjnych pochodzących od doświadczonego geologa tworzącego model szczególnie w obszarach o słabszym rozpoznaniu. W praktyce również wykonuje się trójwymiarowe modele powierzchni geologicznych (np. spąg pokładu) za pomocą transformacji płaskiej mapy cyfrowej w powierzchnię TIN<sup>7</sup> (Biegun i Krawczyk, 2016). Modele poszczególnych pokładów są wykonywane niezależnie od siebie i nie przenoszą między sobą np. trendów zalegania.

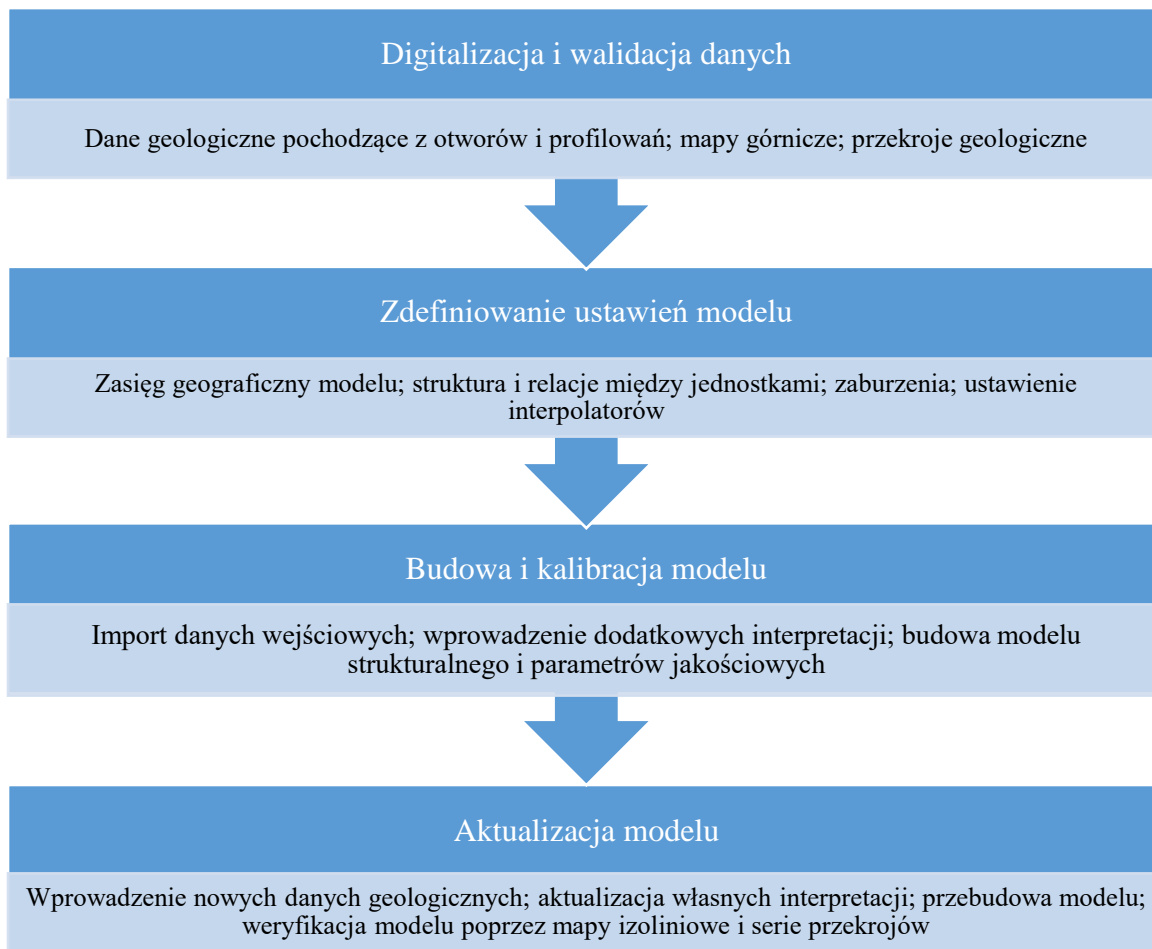
Model jakości (parametrów jakościowych) powstaje w wyniku estymacji punktowych stwierdzeń parametrów jakościowych złoża przy użyciu powszechnie stosowanych metod interpolacyjnych, również na podstawie danych pochodzących z analizy geostatystycznej (Poniewiera i Sokoła-Szewioła, 2019). Danymi wejściowymi do modelu jakości są wyniki analizy próbek pobranych z rdzenia wiertniczego (otwory poszukiwawcze) oraz profilowań (opróbowań) złoża *in situ* z wyrobisk górniczych. Cechą charakterystyczną siatkowych modeli

---

<sup>7</sup> forma zapisu numerycznego modelu terenu, w którym teren jest opisany za pomocą nieregularnej sieci trójkątów przylegających do jego powierzchni.

jakości jest estymacja rozkładu wartości parametrów jakościowych niezależnie w każdej jednostce strukturalnej (nawet w ramach złożonych konglomeratów, jakimi są np. pokłady rozszczepiające się). Parametry jakościowe złoża, ich wartość oraz dokładność oszacowania, mają również szczególne znaczenie w wycenie złóż węgla kamiennych, parametry te są składnikami formuł sprzedażowych, na podstawie których określone są przychody zakładów górniczych (Kopacz i in., 2019). Poza typowymi parametrami jakościowymi dla danej kopaliny model daje możliwość zdigitalizowania i estymacji innych danych o charakterze ciągłym, jak np. metanonośność pokładów węgla, lub danych o charakterze dyskretnym, jak granice kategorii zagrożeń naturalnych i poligonów obliczeniowych dla klasyfikacji zasobów etc.

Pierwszym etapem poprzedzającym budowę cyfrowego modelu złoża jest przygotowanie i uporządkowanie danych geologicznych według schematu wymaganego dla danych wejściowych. Na tym etapie zazwyczaj tworzona jest geologiczna baza danych wraz z przygotowaniem słowników walidacyjnych dla różnych typów standaryzowanych danych (dane geodezyjne, litologiczne i parametry jakościowe). Poprawne stworzenie (a w kolejnych etapach aktualizacja) geologicznej bazy danych stanowi bardzo ważną część procesu tworzenia modelu złoża, ponieważ od jakości danych zależy wiarygodność modelu złoża (Borowicz i in., 2014; Dyczko, Dunst i in., 2014). Oprócz danych pochodzących z otworów i profilowań jako dane wejściowe do cyfrowego modelu złoża należy zaliczyć (Dyczko, 2023a): linie stwierdzonych i prawdopodobnych uskoków, osie synklin (antyklin), granice zaburzeń sedymentacyjnych, przypuszczalne linie rozszczepienia (zrostów) pokładów, wyklinowania, wychodnie.



*Rys. 4.3 Główne etapy budowy i aktualizacji cyfrowego modelu złoża  
(źródło: opracowanie własne na podstawie Galica, 2023)*

Kolejnym etapem budowy cyfrowego modelu złoża jest zdefiniowanie wszystkich ustawień modelu według przyjętego modelu koncepcyjnego. Model ten przeważnie wynika z dotychczasowej wiedzy geologicznej i jest zgodny z aktualną dokumentacją geologiczną. Na tą fazę składają się przede wszystkim (Tercan i in., 2013):

- określenie geograficznego zasięgu modelowania,
- nadanie kodów (nazw) wszystkim jednostkom strukturalnym i piętom stratygraficznym w modelu wraz określeniem relacji ich łączących,
- wprowadzenie zaburzeń tektonicznych – uskoków wraz z informacją o ich charakterze, zrzucie i nachyleniu,
- określenie granic erozyjnych (wychodnie i podwychodnie) oraz sedymentacyjnych,
- zdefiniowanie interpolatorów zastosowanych do modelowania poszczególnych zmiennych.

Na etapie zasadniczej budowy cyfrowego modelu złoża następuje import danych wejściowych oraz wprowadzenie dodatkowej interpretacji dotyczącej m.in. lokalnych trendów zalegania i uzupełnienie danych w obszarach o niskim stopniu rozpoznania. Kolejnym etapem jest rekalkulacja modelu (strukturalnego lub jakości) według przyjętych założeń i dostarczonych danych wejściowych. Dla potrzeb weryfikacji efektu modelowania generuje się mapy izoliniowe poszczególnych parametrów wraz z serią przekrojów oraz mapami zasięgu wyklinowań, rozszczepień i wychodni. W przypadku niezadowalającego, według dokumentującego geologa, aktualnego stanu modelu w porównaniu z modelem koncepcyjnym konieczne są:

- analiza poprawności i interpretacja danych geologicznych,
- sprawdzenie założonych metod modelowania wraz z wprowadzoną dodatkową interpretacją geologiczną,
- weryfikacja i ewentualna korekta danych wejściowych i założeń,
- powtórzenie procesu modelowania.

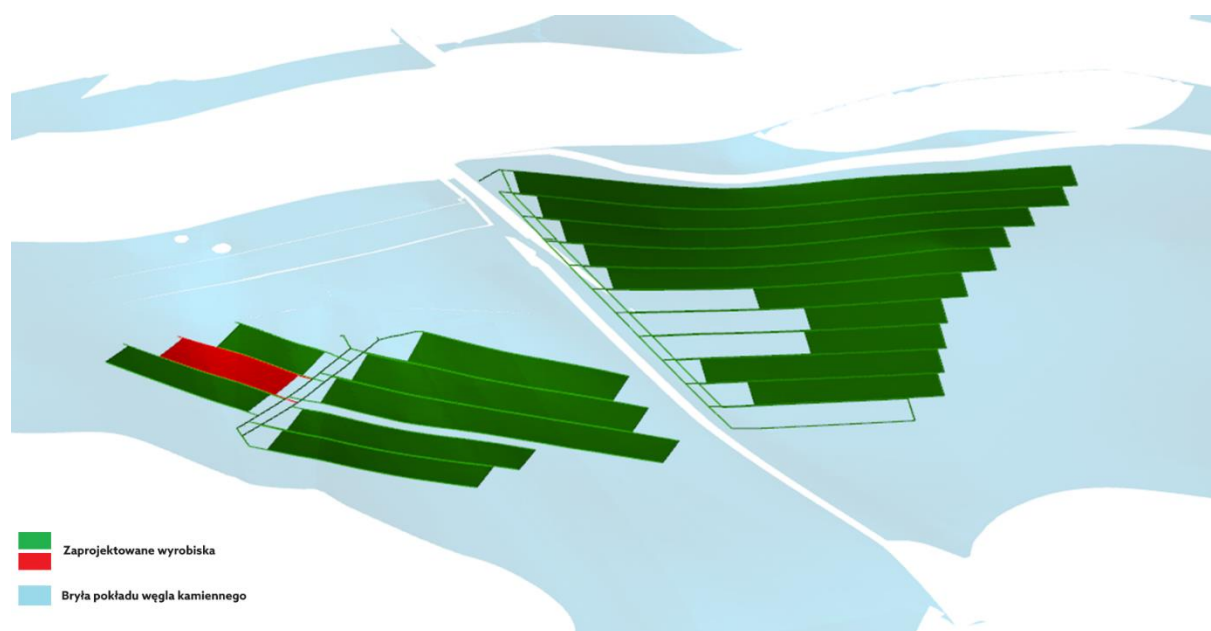
Ostatnim etapem, przedstawionym na Rys. 4.3, jest aktualizacja modelu, która w dużej mierze jest powtórzeniem wszystkich poprzednich kroków. Odpowiednio zbudowana i zaprojektowana geologiczna baza danych wraz ze słownikami walidacyjnymi oraz odpowiednio wdrożone procedury aktualizacji i weryfikacji modelu są wymagane dla poprawnego funkcjonowania narzędzia geologa górniczego, jakim jest cyfrowy model złoża (Dyczko, Dunst, i in., 2014).

#### 4.2 Wykorzystanie modelu złoża przy planowaniu i harmonogramowaniu produkcji w kopalni węgla kamiennego

Budowa cyfrowego modelu złoża to już nie tylko sposób jego wizualizacji, a przede wszystkim baza danych geologicznych i górniczych dla potrzeb planowania i symulacji wydobywania. Cyfrowy model złoża to odpowiednie narzędzie do weryfikacji danych lub wskazania potencjalnych obszarów złoża do dodatkowego rozpoznania (m.in. poprzez otwory badawcze wiercone z powierzchni albo z wyrobisk dołowych). Model geologiczny stanowi także podstawę do planowania eksploatacji górniczej (tworzenie różnych wariantów eksploatacji).

Na podstawie opracowanego cyfrowego modelu złoża oraz materiałów i koncepcji dotyczących planowanej eksploatacji przygotowany zostaje trójwymiarowy model

planowanych wyrobisk wraz z harmonogramem robót górniczych, który dla potrzeb analizy ekonomicznej może być sporządzony w kilku wariantach. W przypadku eksploatacji węgla systemem ścianowym na ich kształt wpływ ma wiele warunków, w tym: charakterystyka zalegania złoża, zaburzenia tektoniczne, zagrożenia naturalne wprowadzające szereg ograniczeń dla przyszłej eksploatacji (Dyczko, Dunst, i in., 2014). Z cyfrowego modelu złoża wyodrębnia się powierzchnie spągu i stropu modelowanych pokładów węgla, na które następnie rzutuje się przygotowane wcześniej osie i kontury projektowanych wyrobisk. W przypadku wyrobisk ścianowych (Rys. 4.4) kontury rzutowane są do powierzchni strukturalnych pokładu, które decydują o rzędnej wyrobiska oraz wysokości furty eksploatacyjnej. Wyrobiska przygotowawcze (drażone w pokładzie) tworzone są na podstawie położenia spągu pokładu oraz założonego przekroju poprzecznego wyłomu wyrobiska.

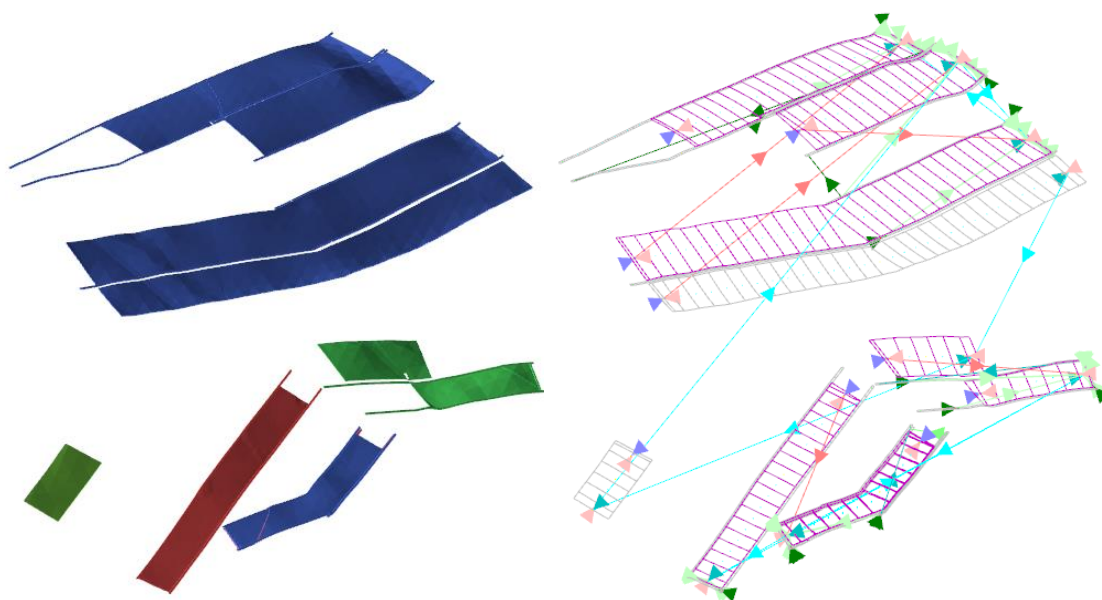


*Rys. 4.4 Wizualizacja zaprojektowanej eksploatacji w złożu pokładowym węgla kamiennego  
(źródło: opracowanie własne)*

Wyrobiska udostępniające (kamiennie) projektowane są w przestrzeni 3D poprzez wprowadzenie kierunku, długości oraz nachylenia wyrobiska (Kijanka i in., 2016). Technicznie opracowanie trójwymiarowego projektu robót górniczych rozpoczyna się od utworzenia osi (linii centralnych) oraz konturów planowanych wyrobisk poprzez utworzenie ich w przestrzeni dwuwymiarowej i opisanie zestawem atrybutów dla potrzeb dalszego ich przetwarzania oraz tworzenia na ich podstawie harmonogramu. Wśród atrybutów wydzielić można przede wszystkim te związane z ogólną charakterystyką planowanych wyrobisk oraz te, które wprowadzone zostały dla potrzeb planowania eksploatacji. Na podstawie przygotowanych osi



i konturów wyrobisk oraz powierzchni furt utworzone zostają bryły planowanych wyrobisk oraz powiązane z nimi zadania harmonogramu. Dla lepszego oddania zmienności parametrów jakościowych w obrębie wyrobisk (przygotowawczych i eksploatacyjnych) zadania z nich utworzone mogą zostać ograniczone (podzielone) pod względem wybiegu/długości. Po utworzeniu brył i zadań, dla potrzeb sporządzenia harmonogramu produkcji, między zadaniami definiowane są zależności (Rys. 4.5). Przede wszystkim są to: zależności wewnętrzne (łącznie wyrobiska w kierunku ich drążenia), zależności dla ścian (łącznie poszczególne odcinki ścian z zadanym postępowaniem), zależności w „oczku” ściany (łącznie między sobą wyrobiska korytarzowe wykonywane wyłącznie dla danej ściany) oraz zależności kolejności eksploatacji (determinujące kolejność wybierania ścian).

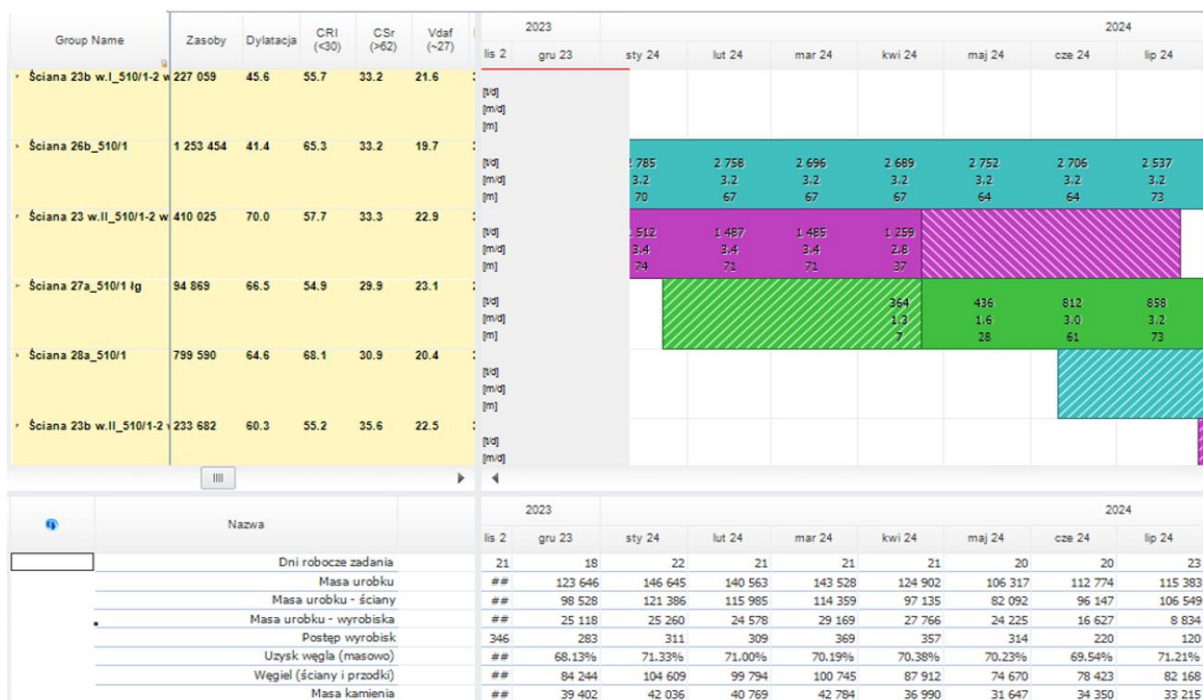


*Rys. 4.5 Bryły zadań (po lewej) oraz schemat zależności (po prawej) między nimi  
(źródło: opracowanie własne)*

Ostatnim etapem tworzenia projektu jest wykonanie interogacji (odpytania) zadań (brył wyrobisk) względem cyfrowego modelu geologicznego złoża. Z modelu złoża zostają zaimportowane (przypisane): długości, powierzchnie oraz objętości zadań; objętości pokładu i kamienia w bryle; udział zanieczyszczenia (przerostu) w bryle oraz parametry jakościowe węgla w pokładzie.

Podstawowym celem wykonania cyfrowego harmonogramu produkcji jest przygotowanie pełnego, bazującego na danych pochodzących z cyfrowego modelu złoża, harmonogramu produkcji wraz z szeregiem wykresów i raportów (Rys. 4.6), wspomagających późniejsze planowanie produkcji (Dyczko, Galica, i in., 2014). Harmonogram określa

sekwencję wykonywania wyrobisk oraz zasoby produkcyjne (maszyny, kompleksy) i ludzkie (oddziały) zaangażowane w działania górnicze dla realizacji zdefiniowanego celu. Proces strategicznego planowania i harmonogramowania produkcji ma wpływ na opracowywanie pozostałych elementów strategii przedsiębiorstwa górniczego (Kijanka i in., 2017). Głównymi przedmiotami harmonogramu strategicznego są: wolumen produkcji, kolejność wykonywania wyrobisk oraz zdefiniowane ograniczenia produkcyjne. Przy harmonogramach krótkoterminowych (np. operacyjnych) większą uwagę przykładana się do zagospodarowania zasobów produkcyjnych i zarządzania gospodarką materiałową.



Rys. 4.6 Przykładowy fragment harmonogramu robót ścianowych  
(źródło: opracowanie własne)

W opracowywanym harmonogramie zadania mają przypisane wartości, przechowywane jako pola produkcyjne, m.in.: masa węgla, masa kamienia, jakości węgla w bryle; kubaturę wyrobisk; typ i rozstaw obudowy; planowany postęp; różnego rodzaju ograniczenia oraz parametry jakościowe kopaliny użytecznej. Dodatkowo każde zadanie może posiadać również zestaw atrybutów zapisanych w polach niestandardowych, m.in. dane o nazwie, lokalizacji wyrobiska, typie węgla w zadaniu, ręcznie przyjętą datę startu. Do wszystkich zadań przypisuje się zasoby (maszyny i oddziały), które będą odpowiedzialne za ich wykonanie.

Tak skonstruowany, przeliczony i sprawdzony cyfrowy harmonogram produkcji jest źródłem szeregu wykresów (m.in. diagram Gantta) i raportów, których wyniki mogą obejmować:

- wydobywanie czystego węgla ze złoża, Mg;
- wydobywanie urobku (dla potrzeb oszacowania udziału odpadów), Mg;
- postępy: wybieg ścian i długości poszczególnych wyrobisk korytarzowych, m;
- parametry jakościowe węgla zarówno ze ścian, jak i z wyrobisk przygotowawczych;
- inne quasi-parametry jakościowe, które można zaimplementować w analizie atrakcyjności górniczego projektu inwestycyjnego.

## 5. Metody wielokryterialne wspomaganie decyzji

Problem decyzji inwestycyjnej (czy też jej wariantu) pozostaje ciągle najczęściej spotykanym problemem w funkcjonowaniu przedsiębiorstw przemysłowych. Dotyczy to również branży górniczej. Ze względu na charakter tej gałęzi przemysłu podjęcie konkretnej decyzji niesie za sobą daleko idące skutki, w tym przede wszystkim skutki ekonomiczne, które mogą stanowić o opłacalności konkretnego projektu inwestycyjnego. W dobie gospodarki centralnie planowanej podejmowane decyzje były często przypadkowe i bazowały na intuicji lub były podparte osiągnięciem celów politycznych, ekonomicznych lub społecznych. Dla zrozumienia problemu i uniknięcia przypadkowości wyboru opracowano naukową dziedzinę badań operacyjnych, znaną jako metody wielokryterialnego podejmowania decyzji – *Multiple Criteria Decision Making* (MCDM), określaną także jako metody wielokryterialnej analizy decyzji (*Multi-Criteria Decision Analysis* – MCDA) (E. J. Sobczyk i in., 2011). Zapoczątkowanie nowoczesnej dyscypliny podejmowania decyzji opartej na wielu kryteriach miało miejsce we wczesnych latach sześćdziesiątych XX wieku. Akronim ten pomógł spopularyzować Stanley Zionts w swoim artykule z 1979 r. „MCDM - jeśli nie liczba rzymska, to co?” (*MCDM – If not a Roman Numeral, then What?*) (Zionts, 1979). Metody MCDM możemy podzielić na dwie główne grupy (E. J. Sobczyk i in., 2011):

- metody wieloatrybutowego podejmowania decyzji (wielokryterialne metody dyskretne), MADM (*Multi-Attribute Decision-Making Methods*) z niewielką liczbą ustalonych wariantów decyzyjnych, gdzie ich wybór wykonany jest na podstawie ustalonych, niekoniecznie kwantyfikowalnych kryteriów,
- metody wielocelowego podejmowania decyzji, MODM (*Multi-Objective Decision-Making Methods*) – badające problemy decyzyjne, w których zbiór wszystkich decyzji jest zbiorem ciągłym, o nieskończonej liczbie potencjalnych wariantów rozwiązania.

Wśród metod wieloatrybutowego podejmowania decyzji (MADM) także możemy dokonać ich podziału. Jeden z nich przedstawił Trzaskalik (2014), dzieląc je na:

- Metody addytywne (przy wykorzystaniu addytywnych funkcji liniowych), takie jak SAW (ang. *Simple Additive Weighting Method*), F-SAW (ang. *Fuzzy Simple Additive Weighing Method*), SMART (ang. *Simple Multi-Attribute Ranking Technique*), SMARTER (ang. *Simple Multi-Attribute Ranking Technique Exploiting Ranks*), MACBETH (ang. *Measuring Attractiveness by a Categorical Based Evaluation TechNique*).

- Metody analitycznej hierarchizacji, takie jak AHP (ang. *Analytical Hierarchy Process*), ANP (ang. *Analytic Network Process*).
- Metody werbalne, wykorzystywane do analizy problemów nieustrukturyzowanych, w których występują przede wszystkim parametry jakościowe bez obiektywnego modelu agregacji. W tych metodach problem decyzyjny rozwiązuje się poprzez oceny werbalne bez używania operacji ilościowych.
- Metody ELECTRE (fr. *ELimination Et Choix Traduisant la REalia*), w których podstawą jest porównywanie każdego wariantu z wszystkimi pozostałymi. Są to metody oparte na relacjach przewyższania, które wyrażają preferencje decydenta (Broniewicz i Dziurdzikowska, 2017).
- Metody PROMETHEE (ang. *Preference Ranking Organisation METHod for Enrichment Evaluations*), w których pod uwagę brane są różnice między ocenami wariantów dla wszystkich kryteriów. Wielkość różnicy pomiędzy ocenami wpływa na to, który wariant jest preferowany przez decydenta.
- Metody wykorzystujące punkty referencyjne, takie jak TOPSIS (ang. *Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution*), gdzie analizowane warianty decyzyjne porównywane są z hipotetycznymi rozwiązaniami referencyjnymi (idealnym i nieidealnym, będącym najgorszym odniesieniem). Inną metodą w tej grupie jest BIPOLAR, gdzie porównanie wariantów decyzyjnych przeprowadzane jest z wykorzystaniem podanego przez decydenta dwubiegunowego układu referencyjnego (metoda zbliżona do metodyki wykorzystywanej w ELECTRE).
- Metody interaktywne w warunkach ryzyka, gdzie decydent wyraża preferencje przez sformułowanie opinii na temat danego wariantu decyzji. Metody te charakteryzuje proces iteracyjny, dążący do opracowania satysfakcjonującego rozwiązania.

Metody wielocelowego podejmowania decyzji (MODM) wykorzystywane są przede wszystkim do rozwiązywania problemów optymalizacyjnych. Główną różnicą w stosunku do MADM jest nieskończona liczba rozwiązań problemu decyzyjnego, która opiera się na wyznaczeniu funkcji celu, a nie konkretnych wariantów (atrybutów), jak to ma miejsce w metodach MADM. Metody wielocelowego podejmowania decyzji pozwalają na znalezienie najlepszego rozwiązania problemu decyzyjnego przy braku zdefiniowanych alternatyw, ale z dobrze znanymi ograniczeniami (Taherdoost i Madanchian, 2023).

## 5.1 Metoda hierarchiczna analizy problemów decyzyjnych AHP

Metoda AHP (*The Analytic Hierarchy Process*) jest jedną z najpopularniejszych metod wieloatrybutowego podejmowania decyzji służącą do rozwiązywania zadań decyzyjnych. Została opracowana przez profesora uniwersytetu w Pittsburghu T.L. Saaty'ego pod koniec lat siedemdziesiątych XX w. Obecnie metoda AHP znajduje coraz szersze zastosowanie w takich dziedzinach nauki, jak w naukach ekonomicznych, a także w sektorze finansowym (Adamus i Łasak, 2010), inżynierii środowiska (Biedrawa i W. Sobczyk, 2010; W. Sobczyk i in., 2014), w górnictwie (E. J. Sobczyk, 2008; Bascetin, 2009; E. J. Sobczyk i in., 2020, 2022), marketingu (Wind i Saaty, 1980; Davies, 2001), energetyce (Pohekar i Ramachandran, 2004), medycynie (Liberatore i Nydick, 2008), w polityce i administracji, oraz w realizacji zadań praktycznych (T. L. Saaty, 1980, 2004; Adamus i Grzęda, 2005).

Metoda wielokryterialna AHP (także w wariacie rozmytym FAHP) została użyta m.in. do wyboru dostawców materiałów budowlanych (Plebankiewicz i Kubek, 2014), rozwiązywania problemów w dziedzinie zarządzania transportem miejskim (Kruszyński, 2014), czy też do uszeregowania jednostek podziału administracyjnego pod względem wykorzystania technologii informatycznych w przedsiębiorstwach (Becker, 2012). Metoda AHP znajduje także swoje zastosowanie przy m.in. wspomaganie podejmowania decyzji w dynamicznie zmiennym środowisku funkcjonowania korporacji międzynarodowych (Gawlik, 2012) oraz ocenie efektywności restrukturyzacji polskiego sektora hutniczego (Gajdzik i Gawlik, 2017).

AHP jest najczęściej stosowaną metodą MCDM do rozwiązywania problemów decyzyjnych w górnictwie i przeróbce mechanicznej surowców mineralnych (Sitorus i in., 2019). Wieloatrybutowe metody podejmowania decyzji (w tym również metody AHP) znajdują swoje zastosowanie np. w analizie SWOT dotyczącej gospodarki odpadami wydobywczymi (kopalnia rud żelaza w Iranie) (Shahba i in., 2017). Metoda hierarchicznej analizy problemów decyzyjnych była wykorzystywana w pracach dotyczących wyboru systemu eksploatacji złóż (Balt, 2015), a także do oceny wariantów zagospodarowania złoża węgla kamiennego przy eksploatacji podziemnej systemem ścianowym (Abdalla i in., 2013).

Prace dotyczące polskiego sektora wydobywczego przy użyciu metody AHP obejmowały m.in. ocenę wpływu eksploatacji złóż żwirowo-piaskowych na środowisko przyrodnicze (W. Sobczyk i in., 2014), ocenę uciążliwości warunków geologiczno-górnicznych eksploatacji węgla kamiennego (E. J. Sobczyk i Kopacz, 2018), ocenę innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa kamiennego (Kozioł i in., 2011), a także

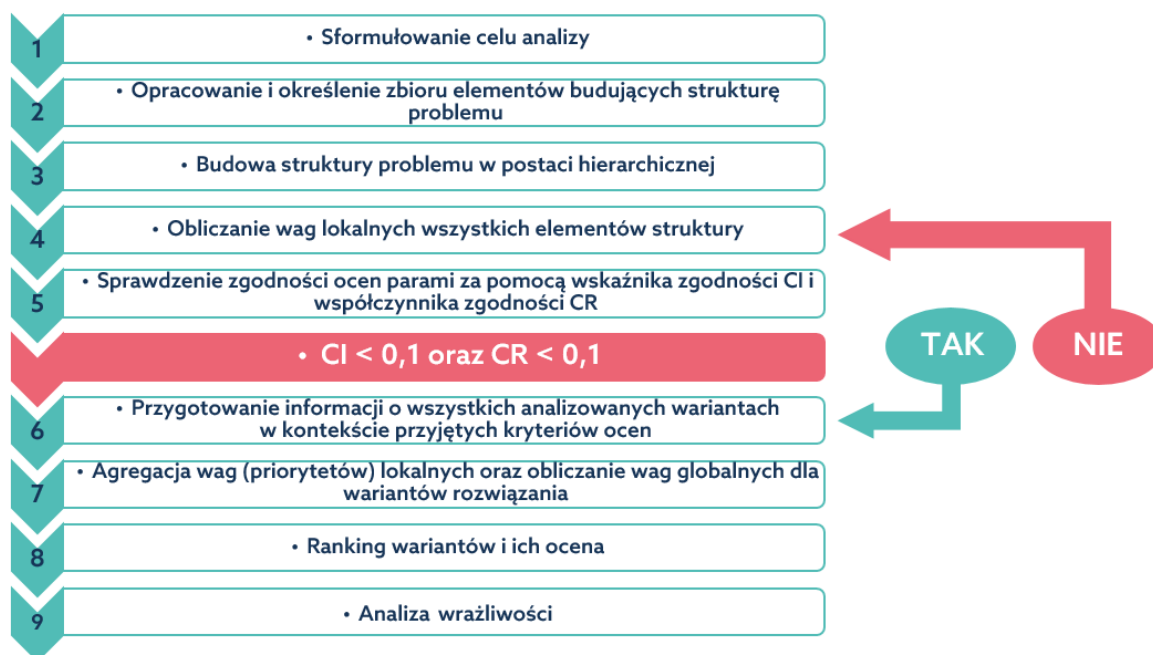
opracowanie rankingu projektów inwestycyjnych dotyczących węgla kamiennego (Sojda i Wolny, 2014). Metodę AHP wykorzystano również w opracowaniu narzędzia wspomagania decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego, pozwalając na wyłonienie najbardziej atrakcyjnego scenariusza eksploatacji (Galica, 2023).

Do analizy czynników ryzyka w górnictwie węgla kamiennego, jak np. zagrożenie wodne (Zhao i in., 2023), redukcja emisji pyłów, ograniczenie zużycia energii (Xu i in., 2023), ograniczenie wypadków w pracy (Hannani i in., 2023), uciążliwość warunków geologiczno-górnicznych (E. J. Sobczyk i Kopacz, 2018b), wykorzystuje się m.in. metody wielokryterialnego podejmowania decyzji oraz sieci neuronowe (Zhang i in., 2022).

Metoda Fuzzy Analytic Hierarchy Process (Fuzzy AHP) to rozszerzenie klasycznej metody AHP stosowanej do wspomagania decyzji wielokryterialnych, które uwzględnia niepewność i subiektywność ocen. W górnictwie Fuzzy AHP znajduje szerokie zastosowanie, pomagając w podejmowaniu skomplikowanych decyzji, które często muszą uwzględniać różnorodne i niepewne dane. W górnictwie, podobnie jak w przypadku tradycyjnej metody AHP, jest szeroko stosowana m.in. w zakresie oceny jakości wód powierzchniowych dla studium wykonalności wydobycia piasku i żwiru (Al Mamun i in., 2019), wyborze metody rozcięcia złoża polimetalicznego (Balusa i Gorai, 2019) a także oceny ryzyka środowiskowego, społecznego i zarządczego dla planowanego wydobycia fosforytów (Paat i in., 2024). W związku z powyższym do opracowania metodyki oceny atrakcyjności złoża węgla kamiennego wykorzystano metodę Fuzzy AHP.

Model rozwiązywania zadania (problemu decyzyjnego) przedstawiony w ujęciu hierarchicznym, charakterystycznym dla metody AHP, umożliwia dokonywanie oceny diagnostycznej lub porównawczej rozważanych obiektów, łącząc w sobie pewne koncepcje z dziedziny matematyki i psychologii. Jest to szczególnie zauważalne w sytuacjach, kiedy kryteria mają charakter jakościowy, a oceny są subiektywne i wynikają z wiedzy i doświadczenia ekspertów (Becker, 2012). AHP upraszcza dokonywanie wyborów w przypadku wielokryterialnych problemów decyzyjnych poprzez ich redukcję do wykonywanej przez ekspertów serii porównań parami na każdym poziomie struktury hierarchicznej. W efekcie pozwala to na kwantyfikację i przełożenie subiektywnych preferencji decydentów na liczbowe miary ważności analizowanych elementów. Metodyka rozwiązywania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP przebiega w kilku etapach, które przedstawiono na Rys. 5.1. Podstawowymi zasadami działania metody AHP jest więc (1) dekompozycja problemu, (2) ocena ekspercka przez porównania, a na końcu (3) hierarchiczna synteza priorytetów. AHP bazuje na czterech założeniach, po pierwsze jest to założenie odwrotności

ocen, po drugie założenie jednorodności w obrębie danego poziomu hierarchii (należy pamiętać o grupowaniu porównywanych elementów o małych względnych różnicach). Trzecie założenie mówi, że wartości elementów na wyższym poziomie hierarchii nie zależą od wartości elementów położonych poziom niżej (Adamus i Łasak, 2010). Po czwarte oczekuje się, że wszystkie alternatywy i kryteria są reprezentowane w hierarchii i zakłada się, że struktura hierarchiczna jest kompletna (Gasiea, 2010).



Rys. 5.1 Kolejność rozwiązania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP

(źródło: opracowanie własne na podstawie E.J. Sobczyk, 2022)

Dla przeprowadzenia analizy problemu decyzyjnego z zastosowaniem metody AHP należy przedsięwziąć następujące kroki (Downarowicz i in., 2000):

- Opracowanie problemu wielokryterialnego w postaci hierarchicznej.
- Definiowanie preferencji decydenta oraz obliczanie znormalizowanych ocen ważności elementów hierarchii.
- Sprawdzenie spójności ocen w macierzach porównań parami.
- Wyznaczenie wag globalnych dla poszczególnych wariantów rozwiązania – ranking wariantów.

#### **Etap 1.** Opracowanie problemu wielokryterialnego w postaci hierarchicznej

Na pierwszym etapie analizowany problem decyzyjny przedstawiany jest w postaci wielopoziomowej struktury hierarchicznej. Etap ten stanowi najważniejszy i jednocześnie najtrudniejszy element w procesie rozwiązywania problemu, ponieważ wymaga bardzo dobrej



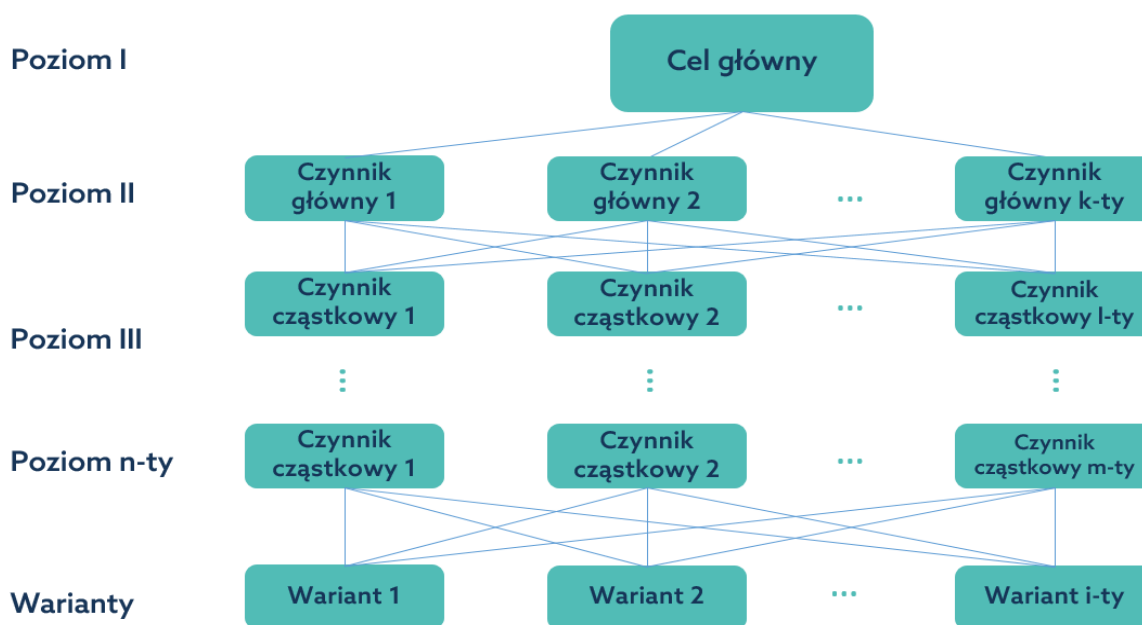
znajomości problemu decyzyjnego oraz budowy struktury danych od poprawności, których zależy wartość i jakość oceny (Wota, 2008).

Przy tworzeniu struktury hierarchicznej konstruowane są poziomy uporządkowane w kierunku od celu głównego, poprzez rozważane czynniki składowe problemu (kryteria decyzyjne), aż do znajdujących się na samym dole hierarchii wariantów decyzyjnych. Liczba poziomów pośrednich (kryteriów decyzyjnych) zależy w dużej mierze od złożoności problemu oraz przyjętego przez eksperta modelu problemu decyzyjnego (Downarowicz i in., 2000).

Przy budowie struktury hierarchicznej należy przestrzegać następujących zasad:

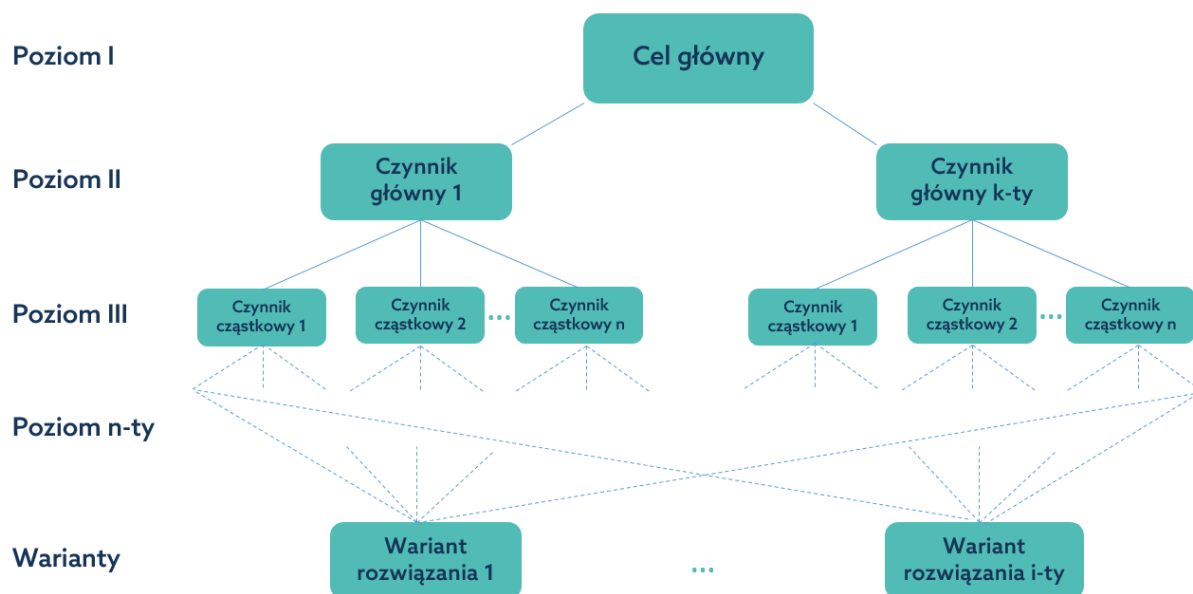
- na każdym poziomie hierarchii wszystkie elementy są porównywalne z innymi elementami (założenie homogeniczności poziomu),
- liczba wszystkich poziomów hierarchii nie powinna przekraczać 7 ( Miller, 1956<sup>8</sup>),
- zalecana liczba od 5 do 7 elementów składowych na każdym poziomie hierarchii.

Na Rys. 5.2 przedstawiono schemat struktury hierarchicznej pełnej, w której każdy element poziomu niższego ma związek (jest porównywany) z elementem poziomu wyższego. Z kolei na Rys. 5.3 zobrazowano najczęściej stosowaną formę struktury hierarchicznej, tzw. hierarchię niepełną, gdzie nie każdy element niższego poziomu musi być porównywany z elementem poziomu wyższego.



Rys. 5.2 Schemat struktury hierarchicznej pełnej  
(źródło: opracowanie własne na podstawie Saaty, 1980)

<sup>8</sup> Przy ustalaniu skali ocen oparto się na badaniach psychologicznych, które dowiodły, że człowiek może porównać jednocześnie nie więcej niż  $7 \pm 2$  obiektów.



Rys. 5.3 Schemat struktury hierarchicznej niepełnej  
(źródło: opracowanie własne na podstawie Saaty, 1980)

**Etap 2.** Definiowanie preferencji decydenta oraz obliczanie znormalizowanych ocen ważności elementów hierarchii.

Etap ten polega na obliczeniu wag czynników na kolejnych poziomach od celu głównego (poziom I) do n-rzędu (wariantów rozwiązania). W tym celu ocenia się parami elementy na każdym poziomie struktury hierarchicznej, określając w ten sposób przewagę jednego elementu nad drugim w odniesieniu do elementów położonych na poziomie powyżej. Porównań parami elementów dokonują eksperci na podstawie dziewięciostopniowej skali ocen opracowanej przez Saaty'ego (1977) (Tab. 5.2). Skala tych ocen, będąca podstawą wyznaczenia priorytetów (wag), opiera się na następujących założeniach (Wota, 2008):

- powinna wyrażać różnice w opiniach ekspertów oraz dopuszczać umiarkowaną niepewność, która jednocześnie nie zmienia wartości skali ocen;
- wyniki modelu nie powinny zmieniać się znacząco przy niewielkich zmianach w wartości skali ocen;
- skala ocen powinna spełniać równanie funkcjonalne:

$$f(x) \cdot f(x^{-1}) = 1 \quad (10)$$

Ocenę dominacji elementów (cech) składowych poprzez porównanie ich parami  $a_{ij}$  zapisuje się w macierzy  $A$  o wymiarze  $(n \times n)$ , w której wykonuje się  $n(n-1)/2$  porównań,

ponieważ na przekątnej macierzy n-elementów znajduje się n-jedynek, a połowa opinii to odwrotności. Zakłada się, że elementy  $a_{ij}$  macierzy są ocenami ekspertów przyjętych na podstawie skali ocen. Wskaźnik dominacji czynnika (kryterium)  $K_i$  nad  $K_j$  wyrażony jest liczbą  $a_{ij}$  spełniającą równanie:

$$a_{ij} = \frac{w_i}{w_j} \quad (11)$$

albo:

$$a_{ij} \cdot \frac{w_j}{w_i} = 1 \quad (12)$$

gdzie:

$w_i$  – ranga bezwzględna kryterium  $K_i$ ,

$w_j$  – ranga bezwzględna kryterium  $K_j$ ,

przy czym  $a_{ij} \in \{1,2,3, \dots, 9\}$

Z zależności tych wynika, że rangę kryterium  $K_i$  czyli  $w_i$  można określić jako średnią z iloczynów ( $a_{i1} \cdot w_1, a_{i2} \cdot w_2, \dots, a_{in} \cdot w_n$ ), powyższa zależność przyjmuje formę:

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot w_j = n \cdot w_i \quad (13)$$

Postać macierzowa tego równania jest następująca:

$$Aw = \begin{bmatrix} \frac{w_1}{w_1} & \frac{w_1}{w_2} & \dots & \frac{w_1}{w_n} \\ \frac{w_2}{w_1} & \frac{w_2}{w_2} & \dots & \frac{w_2}{w_n} \\ \frac{w_3}{w_1} & \frac{w_3}{w_2} & \dots & \frac{w_3}{w_n} \\ \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ \frac{w_n}{w_1} & \frac{w_n}{w_2} & \dots & \frac{w_n}{w_n} \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} w_1 \\ w_2 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = n \cdot \begin{bmatrix} w_1 \\ w_2 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = n \cdot w \quad (14)$$

Ze względu na to, że i-ty wiersz macierzy porównań jest odwrotnością i-tej kolumny, otrzymujemy:

$$Aw = nw \text{ czyli } |A - nI| \cdot w = 0 \quad (15)$$

gdzie:

- $A$  – macierz kwadratowa,
- $w$  – wektor wag,
- $n$  – wymiar macierzy,
- $I$  – macierz jednostkowa.

Równanie to ma zerowe rozwiązanie wtedy, gdy  $n$  jest wartością własną macierzy  $A$ , a  $w$  jest wektorem własnym związanym z tą wartością. Ze względu na specyficzną budowę macierzy  $A$  (odwrotność elementów przeciwległych względem przekątnej macierzy) jest to jedyna różna od zera wartość własna. Uwzględniając powyższe założenia otrzymujemy:

$$A \cdot w = \lambda_{max} \cdot w \quad (16)$$

gdzie:

- $\lambda_{max}$  – maksymalna wartość własna macierzy (z ang. *principal eigenvalue*).

Uzyskanie dokładnych wyników dla każdej  $\lambda_{max}$  i wektora własnego  $w$  wymaga wykonania szeregu skomplikowanych obliczeń dla każdej macierzy, dlatego też w literaturze dotyczącej metody AHP zaproponowane są uproszczone metody, za pomocą których uzyskuje się zbliżone i satysfakcjonujące wyniki (E.J. Sobczyk, 2022). Jednym z tych sposobów wyznaczania wektora własnego  $w=(w_i, \dots, w_n)$  jest zastosowanie średnich geometrycznych liczonych dla każdego wiersza macierzy ze wzoru (Saaty i in., 1991):

$$w_i = \frac{r_i}{\sum_{i=1}^n r_i} \quad (17)$$

gdzie:

- $r_i$  – średnia geometryczna,
- $n$  – wymiar macierzy.

Zatem określenie wartości własnej macierzy  $\lambda$  odbywa się poprzez zastosowanie wzoru:

$$\lambda_i = \frac{\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot w_j}{w_i} \quad (18)$$

Maksymalną wartość własną macierzy  $\lambda_{max}$  można obliczyć ze wzoru:

$$\lambda_{max} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \lambda_i \quad (19)$$

### **Etap 3.** Sprawdzenie spójności ocen w macierzach porównań parami

Przy dokonywaniu ocen parami, decydenci nie są w stanie ustrzec się błędów. Jeżeli wartość własna macierzy  $\lambda_{max}=n$  (gdzie  $n$  jest wymiarem macierzy), to macierz  $A$  jest w pełni zgodna, a wyniki analiz mogą być wykorzystywane do dalszych badań. W przypadku jednak gdy wartość własna macierzy  $\lambda_{max}>n$ , jest to dowód na występowanie wewnętrznych sprzeczności. W procesie analizy metodą AHP można dopuścić występowanie błędów tylko w pewnych niewielkich granicach. Do obliczenia wartości popełnianych błędów wykorzystuje się procedurę złożoną z trzech kroków:

- (1) Obliczenie wskaźnika (indeksu) zgodności (konsekwencji) – C.I. (*Consistency Index*):

$$C. I. = \frac{\lambda_{max} - n}{n - 1} \leq 0,1 \quad (20)$$

gdzie:

- $n$  – wymiar macierzy,  
 $\lambda_{max}$  – maksymalna wartość własna macierzy.

- (2) Wyznaczenie współczynnika zgodności (konsekwencji) – C.R. (*Consistency Ratio*):

$$C. R. = \frac{C. I.}{R. I.} \leq 0,1 \quad (21)$$

gdzie:

- $R. I.$  – *Random Index* jest wskaźnikiem losowym, który jest wartością średnią C.I. dla kilkuset tysięcy losowo wygenerowanych macierzy porównań (Tab. 5.1), w zależności od wymiaru macierzy  $n$ .

*Tab. 5.1. Wartość współczynnika zmienności w zależności od wymiaru macierzy*

(źródło: Saaty, 1990)

<b>n</b>	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>R.I.</b>	0,00	0,52	0,89	1,11	1,25	1,35	1,40	1,45	1,49	1,52	1,54

- (3) W przypadku gdy współczynnik zgodności C.R. jest większy od wskazanej przez Saaty'ego wartości krytycznej wynoszącej 0,1, należy wycenę w danej macierzy

powtórzyć. Natomiast w przypadku kiedy wartość  $\lambda_{\max}$  jest bliższa  $n$  lub C.R. mniejszy lub równy zero, można stwierdzić, że porównania w tej macierzy zostały wykonane we właściwy sposób. W przypadku niewielkiej liczby porównywanych elementów stosuje się bardziej restrykcyjne granice dla współczynnika C.R.

**Etap 4.** Wyznaczenie wag globalnych dla poszczególnych wariantów rozwiązania - ranking wariantów

W 4. etapie algorytmu znormalizowane wagi wariantów (a także znajdujących się na wyższych poziomach subkryteria i kryteria) agreguje się za pomocą addytywnej funkcji użyteczności, syntetyzującej priorytety elementów z poszczególnych poziomów (Kruszyński, 2014). Wektory własne macierzy porównań parami po znormalizowaniu określają względną ważność elementów decyzyjnych na każdym poziomie struktury hierarchicznej. Stanowią one lokalne wartości tych elementów (wyrażające udział danego elementu w elemencie znajdującym się poziom wyżej) i stanowią podstawę do obliczenia priorytetów globalnych (Adamus i Łasak, 2010). Globalny wektor priorytetów dla wariantów decyzyjnych otrzymywany jest w wyniku mnożenia macierzy, gdzie poszczególnymi kolumnami są wektory priorytetów kolejnych poziomów struktury. Po wyznaczeniu wszystkich priorytetów cząstkowych na poszczególnych poziomach hierarchii rozwiązaniem zadania jest wektor globalny obliczony według wzoru Wota (2008):

$$C[l, k]^T = \prod_{i=2}^k B_i = B_k \cdot B_{k-1} \cdot \dots \cdot B_2 \quad (22)$$

gdzie:

- $C[l, k]$  – wektor globalny wag przypisanych elementom poziomu hierarchicznego  $k$  (warianty decyzyjne) względem celu (poziomu pierwszego),
- $B_i$  – macierz poziomu  $i$ , której kolumny są wektorami wag tego poziomu względem poziomu  $i-1$ .

Rozwiązaniem metody AHP jest ranking, czyli uszeregowanie wariantów od najlepszego do najgorszego, zgodnie z obliczonymi składowymi wektora globalnego, od największej do najmniejszej. Jako kolejny etap metody AHP określa się analizę wrażliwości, która ma na celu sprawdzenie stabilności modelu AHP oraz ustalenie, które kryterium lub subkryterium może spowodować zmianę w rankingu końcowym. Analiza wrażliwości pozwala sprawdzić, który element macierzy ma największy wpływ na wartość współczynnika C.R., czyli który wpływa na przekroczenie wartości krytycznej.

Do głównych zalet metody AHP można zaliczyć (Downarowicz i in., 2000; Wota, 2008; Becker, 2012; Subramanian i Ramanathan, 2012; Abdalla i in., 2013; Gawlik, 2017):

- uwzględnienie specyfiki psychologicznych procesów wartościowania, mających przede wszystkim charakter relacyjny i hierarchiczny,
- w przeciwieństwie do innych technik wspomagających podejmowanie decyzji, metoda AHP wymaga mniej danych i skraca czas procesu decyzyjnego poprzez prostotę, z jaką można przedstawić strukturę problemu i przeprowadzić jego analizę,
- możliwość uwzględniania dużej liczby czynników różnego typu, np. środowiskowych, społecznych, technicznych, organizacyjnych, politycznych,
- wykorzystanie kryteriów opisanych jakościowo, związanych z kontekstem sytuacyjnym, stanowiących zdecydowaną większość przypadków,
- zdolność do uwzględniania subiektywnych opinii decydentów; ta funkcja uczyniła ją szczególnie atrakcyjną w połączeniu z innymi metodami, które są zwykle opracowywane w celu radzenia sobie z obiektywnymi danymi,
- bezpośrednią i efektywną drogę włączania do modeli nowych danych i dodatkowych opinii ekspertów (elastyczność rewizji założeń),
- możliwość generowania twórczych rozwiązań oraz weryfikację zgodności ocen ekspertów,
- łatwość wdrożenia, bez ponoszenia dużych nakładów i czasu, wykorzystując przy tym opracowane już materiały i inne źródła danych.

Zasadniczymi ograniczeniami metody AHP i trudnościami w jej stosowaniu są (Downarowicz i in., 2000; Kwiesielewicz, 2002; de Steiguer i in., 2003; Prusak i Stefanów, 2011; Balt, 2015; Stypka i Flaga-Maryańczyk, 2016; Gawlik, 2019):

- ograniczona z praktycznych względów do kilku ( $7\pm 2$ ) liczba porównywalnych elementów na tym samym poziomie struktury hierarchicznej,
- wstępna redukcja, wykluczająca nieistotne lub kolidujące ze sobą kryteria (co jest często zaniebdywaną koniecznością przy budowaniu zestawów kryteriów AHP),
- szybko wzrastająca liczba wymaganych macierzy, co sprawia, że proces ten jest zaporowy w przypadku dużych problemów,

- trudność w uzyskaniu zgodnych (spójnych) wyników, nawet przy niewielkiej liczbie porównywanych elementów (czynników i wariantów),
- trudność ze zbudowaniem hierarchii kryteriów, szczególnie w sytuacji, gdy oceniający posiadają rozbieżne kryteria oceny, metodyka wymaga bardzo dokładnego przygotowania ocenianych wariantów pod względem jednorodności opisu, ponadto elementy umieszczone wyżej w hierarchii nie wchodzi w interakcje i bezpośrednio nie wpływają na elementy znajdujące się na niższych poziomach,
- zalecenie (nie bezwzględna konieczność) współpracy zewnętrznego konsultanta, który powinien być także „organizatorem” procesu decyzyjnego, wytypowani eksperci powinni charakteryzować się specjalistyczną wiedzą w zakresie analizowanego przedmiotu, popartą doświadczeniem i znajomością metodyki AHP,
- brak teoretycznych podstaw konstruowania hierarchii, co może prowadzić do przypadku identycznych sytuacji decyzyjnych i konstruowania dla nich różnych hierarchii, a w konsekwencji różnych rozwiązań,
- wystąpienie odwrócenia rangi (zjawisko, w wyniku którego względne priorytety elementów mogą się zmienić w przypadku dodania lub usunięcia niektórych nowych elementów) - zmiana porządku wcześniej otrzymanego uszeregowania w sensie relacji uporządkowania w zbiorze liczb rzeczywistych,
- możliwość wystąpienia rozwiązań, zależnych od kolejności operacji agregacji i wyznaczania uszeregowania (rozwiązanie otrzymane w wyniku dokonania agregacji i obliczeniu uszeregowania będzie się różniło od rozwiązania otrzymanego w wyniku odwrotnego podejścia).

## 5.2 Rozmyta analiza procesu hierarchicznego (*Fuzzy Analytic Hierarchy Process – FAHP*)

Rozwinięciem metody AHP jest metoda Fuzzy AHP, która jest połączeniem zasad metody AHP i teorii zbiorów rozmytych. FAHP umożliwia wybór optymalnego wariantu poprzez uwzględnienie nie tylko oceny ekspertów, ale także niejasność ich ocen. Stosuje się liczby rozmyte dla oceny porównań parami cech w ramach analizy AHP. To rozszerzenie metody wzbudziło duże zainteresowanie w ostatnich latach. Promentilla i in. (2015) zastosowali FAHP do porównania technologii magazynowania energii elektrycznej w systemach energii odnawialnej. Z kolei Siwiec i Pacana (2020) wykorzystali tę technikę do ilościowo-jakościowej analizy emisji zanieczyszczeń z sektora energetyczno-przemysłowego.



Metodę Fuzzy AHP wykorzystano do wyboru właściwych dostawców towaru o odpowiedniej jakości, po korzystnej cenie, w należywym czasie i we właściwych ilościach (Ayhan, 2013). Rozmyte metody AHP i TOPSIS stosowane były także w badaniu poziomu rozwoju społeczno-gospodarczego regionów (Łuczak i Wysocki, 2011).

Metoda FAHP, analogicznie jak w przypadku klasycznej metody AHP, wykorzystuje opinie ekspertów do oszacowania współczynników wagowych określających ważność poszczególnych cech. Jednocześnie FAHP pozwala na eliminację tych cech, które mają najmniejsze znaczenie w zagadnieniu porządkowania liniowego obiektów (Chang, 1996). Wagi cech ustala się na podstawie rozmytych opinii ekspertów, tzw. miękkich opinii (*soft opinions*).

Wyróżnia się następujące etapy postępowania:

**Etap 1.** Modelowanie problemu w postaci struktury hierarchicznej wielokryterialnego problemu oceny obiektów.

Struktura hierarchiczna wielokryterialnego problemu oceny obiektów jest tworzona drogą rozkładu rozważanego problemu na elementy składowe: główne kryterium oceny, kryteria podrzędne, subkryteria oraz oceniane obiekty (Rys. 5.3). Kryterium główne i kryteria podrzędne oraz subkryteria opisujące badane obiekty są wzajemnie powiązane.

**Etap 2.** Określenie ważności kryteriów i cech poprzez przyporządkowanie im współczynników wagowych uzyskanych z rozmytego analitycznego procesu hierarchicznego (FAHP).

Wektory współczynników wagowych można otrzymać według następującej procedury:

(1) Porównanie parami cech w ramach kryterium oceny. Dokonuje się porównań parami ważności cech w odniesieniu do danego kryterium podrzędnego, wykorzystując do tego dziewięciostopniową skalę Saaty'ego (Tab. 5.2), wyrażoną za pomocą trójkątnych liczb rozmytych. Wyniki porównań są przedstawiane w postaci rozmytych macierzy porównań parami  $\tilde{A}$ .

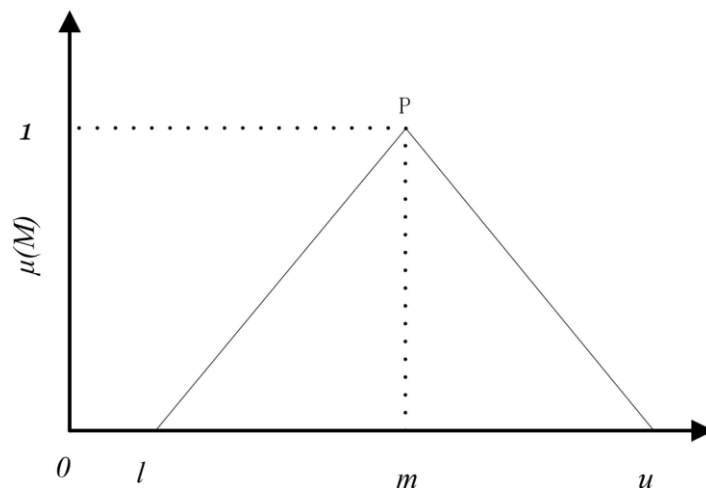
Tab. 5.2 Rozmyta dziewięciostopniowa skala preferencji między dwoma porównywanymi elementami (źródło: opracowanie własne na podstawie Saaty, 1987)

Opis rozmytej dziewięciostopniowej skali preferencji	Klasyczna skala Saaty'ego	Skala rozmyta bazująca na trójkątnych liczbach rozmytych	Odwrotność wartości ze skali rozmytej
Równoważność	1	(1, 1, 1)	(1, 1, 1)
Słaba lub umiarkowana przewaga	3	(1, 3, 5)	(1/5, 1/3, 1)
Mocna (silna, duża) przewaga	5	(3, 5, 7)	(1/7, 1/5, 1/3)

Bardzo mocna lub zdecydowana przewaga	7	(5, 7, 9)	(1/9, 1/7, 1/5)
Ekstremalna przewaga	9	(7, 9, 9)	(1/9, 1/9, 1/7)
Dla porównań kompromisowych pomiędzy powyższymi wartościami	2	(1, 2, 4)	(1/4, 1/2, 1)
	4	(2, 4, 6)	(1/6, 1/4, 1/2)
	6	(4, 6, 8)	(1/8, 1/6, 1/4)
	8	(6, 8, 9)	(1/9, 1/8, 1/6)

Wagi kryteriów ustalane są przez ekspertów na drodze porównań parami, podczas których subiektywne oceny służą do opisanie intensywności jednego kryterium względem drugiego. Oceny wyrażane są w postaci trójkątnych liczb rozmytych, których rozpiętość oznacza niejednoznaczność lub brak pewności danej oceny.

Trójkątna liczba rozmyta jest użytecznym sposobem rozwiązywania problemów związanych z podejmowaniem decyzji w niepewnych środowiskach. Zamiast wyraźnej liczby, trójkątna liczba rozmyta jest bardziej odpowiednia dla eksperta, którego ocena jest niejednoznaczna (wartość minimalna, wartość najbardziej prawdopodobna i wartość maksymalna) (Peng i in., 2021). Parametr  $l$  reprezentuje wartość minimalną, parametr  $m$  reprezentuje wartość najbardziej prawdopodobną, a parametr  $u$  reprezentuje wartość maksymalną (Rys. 5.4).



Rys. 5.4 Trójkątna liczba rozmyta (źródło: opracowanie własne)

Macierz porównań parami ilustruje równanie 23, gdzie  $\tilde{d}_{ij}^k$  wskazuje preferencję k-tego eksperta w zakresie i-tego kryterium w stosunku do j-tego kryterium, za pomocą rozmytych liczb trójkątnych, np.  $\tilde{d}_{12}^1 = (2,3,4)$ .

$$\tilde{A}^k = \begin{bmatrix} (1,1,1) & \tilde{d}_{12}^k & \dots & \tilde{d}_{1n}^k \\ \tilde{d}_{21}^k & (1,1,1) & \dots & \tilde{d}_{2n}^k \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ \tilde{d}_{n1}^k & \tilde{d}_{n2}^k & \dots & (1,1,1) \end{bmatrix} \quad (23)$$

gdzie:

$$\tilde{d}_{ij}^k = (l_{ij}, m_{ij}, u_{ij}) \text{ i } \tilde{d}_{ji}^k = \tilde{d}_{ij}^{k-1} = (1/u_{ij}, 1/m_{ij}, 1/l_{ij}), (i, j = 1, 2, \dots, n).$$

W przypadku wyceny kryteriów przez kilku ekspertów (K) preferencje wyceny są uśredniane i obliczane według równania 24.

$$\bar{d}_{ij} = \frac{\sum_{k=1}^K \tilde{d}_{ij}^k}{K} \quad (24)$$

(2) Obliczanie średniej geometrycznej rozmytych wartości porównawczych każdego kryterium według równania 25 (Buckley, 1985).

$$\tilde{r}_i = \prod_{j=1}^n \bar{d}_{ij}^{\frac{1}{n}}, i=1, 2, \dots, n \quad (25)$$

(3) Rozmyte wagi każdego kryterium oblicza się na podstawie równania 26, według następującej procedury:

- obliczanie sumy średniej geometrycznej rozmytych wartości porównawczych  $\tilde{r}_i$ ,
- obliczanie potęgi wektora sumowania (-1) i rosnące porządkowanie rozmytej liczby trójkątnej,
- obliczanie wagi rozmytej dla poszczególnych kryteriów ( $\tilde{w}_i$ ), mnożąc każdą wartość  $\tilde{r}_i$  przez odwrotny wektor sumowania (-1).

$$\tilde{w}_i = \tilde{r}_i \otimes (\tilde{r}_1 \oplus \tilde{r}_2 \oplus \dots \oplus \tilde{r}_n)^{-1} \quad (26)$$

(4) Przekształcenie wag rozmytych poszczególnych kryteriów ( $\tilde{w}_i$ ) w wagi końcowe za pomocą równania 27 (Chou i Chang, 2008),

$$M_i = \frac{lw_i + mw_i + uw_i}{3} \quad (27)$$

## **6. Metodyka kwantyfikacji poziomu ryzyka podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego**

Odpowiedzialne i pragmatyczne zarządzanie gospodarką złożem powinno uwzględniać w planowaniu eksploatacji wpływ istotnych czynników ryzyka. Mogą one kształtować proces eksploatacji, przy uwzględnieniu bezpieczeństwa, efektywności ekonomicznej oraz racjonalnego wykorzystania zasobów. Takie podejście do analizy jest postrzegane jako wielokryterialny problem decyzyjny.

W przypadku złoża niezagospodarowanego, które charakteryzuje się bardzo dużą niepewnością np. co do tektoniki, w literaturze spotyka się propozycje podniesienia stopy dyskontowej (będącego miarą ryzyka w ocenie efektywności projektu inwestycyjnego) o 50% co wydaje się słuszne ponieważ trudno cokolwiek na tym etapie skwantyfikować (Davis, 1998). Jednakże w przypadku złoża, dla którego możemy oszacować poziom czynników ryzyka to zaproponowana metodyka pozwoli lepiej uzasadnić dobór wielkości stopy dyskontowej.

Opracowana w rozprawie metodyka oceny atrakcyjności złoża i poziomu ryzyka podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego uwzględnia wpływ najistotniejszych czynników ryzyka, wynikających z warunków geologicznych i górniczych. W procesie badawczym zastosowano jedną z technik wielokryterialnej analizy decyzji MCDA (*Multiple Criteria Decision Analysis*) wykorzystującą rozmytą analizę procesu hierarchicznego FAHP (*Fuzzy Analytic Hierarchy Process*). Postawiono hipotezę, iż zmienność określonych czynników geologicznych i górniczych, wpływających na proces wydobywczy, bezpieczeństwo i efektywność eksploatacji, może zostać przedstawiona jako wskaźnik ryzyka w ocenie atrakcyjności oraz oszacowaniu ryzyka ujętego w stopie dyskontowej. Skwantyfikowanie tego wpływu może stanowić argument dla skorygowania ogólnego ryzyka projektu. W tym celu został opracowany następujący schemat procesu badawczego, składający się z 7. głównych etapów, które zostały zaprezentowane na Rys. 6.1.



Rys. 6.1 Etapy badawcze zaproponowanej metodyki (źródło: opracowanie własne)

Zaproponowana autorska metodyka będzie charakteryzować się skalowalnością „od szczegółu do ogółu”, tj. od ściany do złoża poprzez selekcję czynników ryzyka (skwantyfikowanych w ścianach wydobywczych), które mają istotny wpływ na poziom kosztów jednostkowych wydobycia. Tak wytypowane czynniki zostaną wykorzystane w budowie modelu hierarchicznego dla oceny atrakcyjności poszczególnych partii w złożu testowym, następnie którego wyniki po normalizacji i zważeniu za pomocą wielkości zasobów, zostaną wykorzystane do porównania wskazanych złóż węgla koksowego.

### 6.1 Cyfrowy model geologiczny złoża i harmonogram eksploatacji

Dla potrzeb kwantyfikacji ryzyka eksploatacji opracowano cyfrowy model geologiczny złoża węgla kamiennego wykorzystywanego do produkcji koksu (Rys. 6.2). W tym celu wykorzystano programy Minescape (cyfrowy model złoża) oraz Deswik (planowanie i harmonogramowanie produkcji). W dalszej kolejności sporządzono dla sześciu złóż modele strukturalne opisujące budowę fizyczną złoża oraz modele jakości kopaliny, obrazujące zmienność parametrów jakościowych złoża w przestrzeni. W składzie modeli uwzględniono następujące modele elementarne:

- 1) Model strukturalny wybranych pokładów węgla kamiennego, erozyjnego stropu karbonu, wybranych warstw nadkładu oraz powierzchni terenu.
- 2) Model jakości węgla kamiennego w modelowanych pokładach.

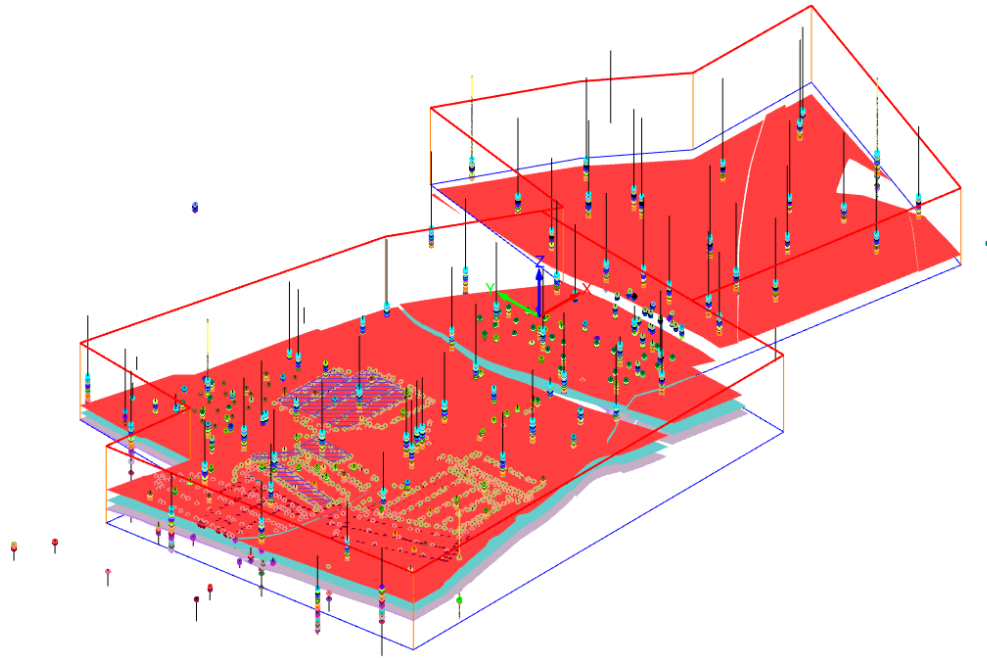
- 3) Model quasi-parametrów jakościowych do oszacowania ryzyka wynikającego z warunków górnictwo-geologicznych w złożu.

Złoża te (oznaczone od „A” do „F”), zlokalizowane są w południowej i zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i charakteryzują się dominującym udziałem węgla koksowych (typy 34.2, 35.1 oraz 35.2). Ogólną charakterystykę złóż wraz z ilością modelowanych pokładów i uskoków przedstawiono w poniższej tabeli.

*Tab. 6.1 Ogólna charakterystyka modelowanych złóż węgla kamiennego  
(źródło: opracowanie własne)*

Złoże / Kopalnia	Obszar, km <sup>2</sup>	Liczba modelowanych pokładów		Grupy pokładów	Liczba mod. uskoków	Typy węgla
		modelowane	przemysłowe			
A	17,4	39	23	300, 400, 500	76	35.1, 35.2
B	16,4	21	18	400, 500	65	35.2
C	34,4	41	18	300, 400	29	35.1
D	20,6	18	8	300, 400	49	34.2
E	38,5	48	12	300, 400, 500	59	34.2, 35.1
F	21,3	28	8	400, 500	8	34.2, 35.1

Danymi wejściowymi do zamodelowania poszczególnych jednostek strukturalnych były informacje pozyskane z otworów geologicznych (strop i spąg warstwy, opis litologiczny etc.) oraz z obserwacji dołowych (otwory wiercone z wyrobisk dołowych i ich profilowania). Strukturalny model siatkowy zawiera również informacje na temat zaburzeń tektonicznych (uskoki) i sedymentacyjnych (przerosty, wymycia etc.).



Rys. 6.2 Lokalizacja analizowanych ścian wydobywczych (kreskowanie) na tle spągu pokładu (kolor czerwony), otworów i profilowań wyrobisk (źródło: opracowanie własne)

### Model strukturalny – pokłady wybrane do modelowania

Pierwszym krokiem przy budowie modelu strukturalnego jest opracowanie schemy, która określa porządek stratygraficzny zalegających warstw wraz ze zdefiniowaniem relacji pomiędzy nimi. Następnie ustala się powierzchnie i miąższości, które mają być uwzględnione jako kolumny w tabeli Stratmodel. Kolumny powierzchni i miąższości w tabeli Stratmodel określają relacje między sąsiednimi modelowanymi jednostkami. W programie MineScape dostępnych jest siedem różnych typów opcji modelu, stanowiących kombinację różnych powierzchni i miąższości, w przypadku wytypowanych złóż wykorzystano opcję „all”, która modeluje wszystkie możliwe powierzchnie i miąższości (powierzchnie spągu i stropu pokładów, miąższość pokładów, miąższość nadkładu oraz miąższości warstw międzypokładowych).

Do modelowania w wybranych złożach wytypowane zostały pokłady elementarne (występujące jako osobne jednostki stratygraficzne) i złożone (powstające z połączenia dwóch lub więcej pokładów elementarnych), należące do piętra karbońskiego, oraz erozyjna powierzchnia stropu karbonu. Powierzchnię terenu zamodelowano na podstawie udostępnionych danych z numerycznego modelu terenu o interwale siatki 50 m.

Strop karbonu został zidentyfikowany w otworach powierzchniowych (oznaczony jako powierzchnia STROP\_C). Wykorzystano również znacznie dokładniejsze rozpoznanie rzeźby

tej powierzchni zostało jednakże dostępne w formie mapy izoliniowej. Mapa ta po przypisaniu wartości Z została wykorzystana do modelowania i utworzyła, przyjętą jako erozyjne ograniczenie występowania karbonu, powierzchnię jego stropu. Pokłady węgla ze względu na skomplikowaną sytuację tektoniczną zostały w kilku modelach podzielone na piętra geologiczne. Zestawienie modelowanych pięter geologicznych, pokładów i powierzchni dla złoża „B” przedstawiono w Tab. 6.2.

*Tab. 6.2 Zestawienie modelowanych pokładów i powierzchni w jednym z wybranych złóż węgla kamiennego - złoża B (źródło: opracowanie własne)*

Lp	Piętro	Nazwa wg modelu	Nazwa wg dokumentacji	Opis	
1		Topo_org	Powierzchnia terenu	Powierzchnia terenu	
2	NADKŁAD	STROP_C	Strop karbonu – powierzchnia erozyjna	Strop karbonu	
3	KARBON_406	D06200	406/1	Pokład elementarny	
4		D07200	407/1	Pokład elementarny	
5		D07300	407/2	Pokład elementarny	
6		D07400	407/3	Pokład elementarny	
7		D07000	407/2-3	Pokład złożony	
8		D09100	409/1	Pokład elementarny	
9		D09200	409/2	Pokład elementarny	
10		D09300	409/3	Pokład elementarny	
11		D09400	409/4	Pokład elementarny	
12		D10100	410 – górna ława	Pokład elementarny	
13		D10200	410 – dolna ława	Pokład elementarny	
14		D10000	410	Pokład złożony	
15		KARBON_412	D12100	412 ława górna	Pokład elementarny
16			D12200	412 ława dolna	Pokład elementarny
17	D12000		412	Pokład złożony	
18	D13100		413/2	Pokład elementarny	
19	D16300		416/3	Pokład elementarny	
20	KARBON_500	E02100	502/1	Pokład elementarny	
21		E05110	505/1 ława górna	Pokład elementarny	
22		E05120	505/1 ława dolna	Pokład elementarny	
23		E05100	505/1	Pokład złożony	

Spośród rekomendowanych ustawień programu Minescape wybrano te interpolatory, które najlepiej odwzorowywały powierzchnię spągu pokładu i jego miąższość. W wyniku prób



modelowania oraz analiz wyników zdecydowano się skorzystać z interpolatora FEM<sup>9</sup> 0 dla modelowania miąższości oraz trendu. W przypadku modelowania powierzchni złoża interpolator FEM 1 daje dobre rezultaty, odzwierciedlając dokładnie sposób zalegania pokładów, szczególnie po zastosowaniu w przypadku struktury fałdowej dodatkowych danych interpretacyjnych. Inny z zalecanych interpolatorów powierzchni HEIGHT 4 również daje dobre wyniki, ale ze względu na znaczne odległości między niektórymi otworami poddaje się zbyt mocno trendom lokalnym (Sosnowski i in., 2024). Zdefiniowano także warunki brzegowe dla minimalnej miąższości pokładów (interwałów) oraz przerostów, a także minimalną miąższość rozdzielania, czyli taką, kiedy pokład złożony jest traktowany jako osobne dwa interwały (pokłady elementarne). Podstawowe ustawienia modelu (m.in. ustawienia interpolatorów, minimalnej miąższości przerostów, minimalne miąższości rozdzielania pokładu złożonego) zostały przedstawione na Rys. 6.3.

	Interpolator	Stopień	Promień poszukiwań
Miąższość	FEM	0	5000
Powierzchnia	FEM	1	5000
Trend	FEM	0	2000

	Min. miąższość	Maks. miąższość
Interwał	0.2	-
Przerost	0.05	-
Min. rozdzielania	0.3	

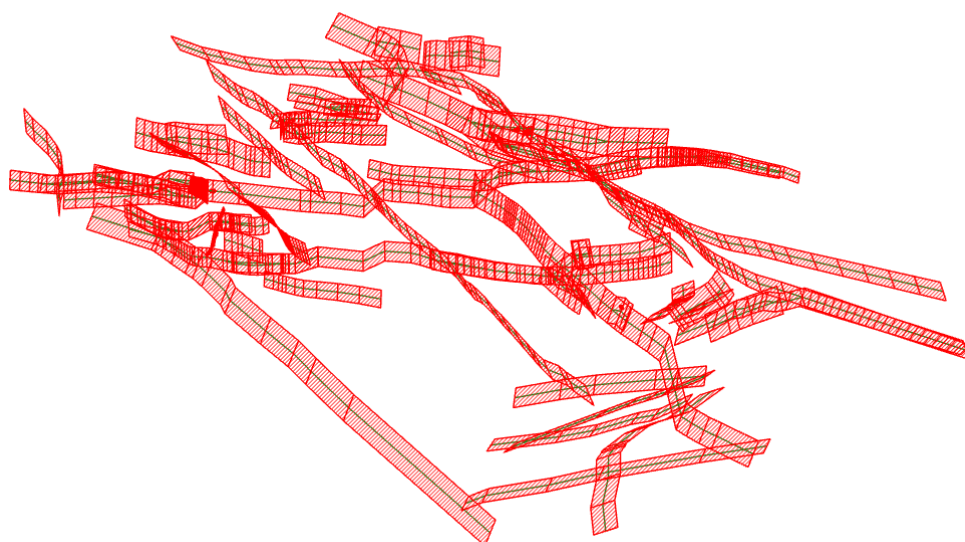
Rys. 6.3 Podstawowe ustawienia modelu (źródło: opracowanie własne)

## Modelowane deformacje

Szczegółowa interpretacja przebiegu deformacji ciągłych jest bardzo skomplikowana w przypadku nielicznych danych otworowych. Dla przykładu w modelowanym złożu „C” wzdłuż zachodniej granicy zamodelowana została antyklina, dokładnie rozpoznana w eksploatowanych wcześniej wyższych pokładach i sąsiednim złożu. W związku z tym do modelowania wykorzystano dodatkowe punkty interpretacyjne, wskazujące położenie spągu pokładu w rejonie fałdu w kolejnych pokładach.

<sup>9</sup> Interpolator oparty na metodzie elementów skończonych (z ang. *Finite Element Method*)

W modelowanych złożach powszechnie występują też deformacje nieciągłe, głównie uskoki o różnych typach (normalne, odwrócone, przesuwowe), nachyleniu lub zrzucie. W każdym ze złóż wytypowano kilka bądź kilkanaście uskoków głównych (dzielących złożę na zasadnicze partie wydobywcze) oraz wiele dodatkowych uskoków (o mniejszym zrzucie), które zostały stwierdzone w sąsiedztwie lub obrębie planowanych ścian eksploatacyjnych. Dla przykładu, w modelu złoża „A” uwzględniono łącznie 16 uskoków głównych, jednakowo modelowanych w obrębie wszystkich pięter karbońskich. Dodatkowo dla poszczególnych pięter przypisano 60 mniejszych uskoków, ograniczonych zwykle do jednej partii złoża. Na Rys. 6.4 przedstawiono powierzchnie wszystkich stosowanych w modelu złoża „A” uskoków.



Rys. 6.4 Modelowane uskoki w złożu „A” (zielone linie przecięcia płaszczyzny uskokowej oraz spągu pokładu, czerwone kreskowania – powierzchnie uskoków; źródło: opracowanie własne)

### **Model jakości kopaliny**

Model jakości (parametrów jakościowych) powstał w wyniku estymacji punktowych parametrów jakościowych złoża przy zastosowaniu metod interpolacyjnych. W modelach sześciu wytypowanych złóż zastosowano metodę średniej ważonej odległości (z ang. *Inverse Distance Interpolator*), która szacuje wartość dla każdego punktu siatki na podstawie wartości sąsiednich punktów ważonych odwrotnością ich odległości. W efekcie, czym punkt jest bardziej oddalony, tym mniejszy jest jego wpływ na interpolowaną wartość. Wagę punktów ustala się z użyciem argumentu wykładnika potęgowego.

Danymi wejściowymi do opracowanych modeli jakości były wyniki analiz chemicznych próbek pobranych z rdzeni wiertniczych oraz profilowań złoża in situ z wyrobisk górniczych. Tabela 6.3 przedstawia zestawienie modelowanych parametrów jakościowych natomiast tabela 6.4 ogólne zestawienie ilości prób, które były danymi wejściowymi do modeli.

Tab. 6.3 Zestawienie modelowanych parametrów jakościowych (źródło: opracowanie własne)

L.p.	Parametr jakościowy	Symbol	Jednostka
1	Popiół w stanie powietrzno-suchym	AA	%
2	Popiół w stanie suchym	AD	%
3	Kontrakcja	Akon	%
4	Dylatacja	Bdyl	%
5	Metanowość ściany	CH4	m <sup>3</sup> /min
6	Wskaźnik reakcyjności koksu	CRI	%
7	Wskaźnik wytrzymałości koksu	CSR	%
8	Gęstość pozorna	DA	g/cm <sup>3</sup>
9	Zawartość inertynitu	I	%
10	Zawartość liptynitu	L	%
11	Zawartość składników mineralnych	M	%
12	Zawartość fosforu	P	%
13	Wartość opałowa analityczna	QIA	kJ/kg
14	Zdolność spiekania wg Rogi	RI	-
15	Przypadkowa refleksyjność witynitu	RO	%
16	Zawartość siarki całkowitej	S	%
17	Wskaźnik wolnego wydymania	SI	-
18	Zawartość części lotnych	VF	%
19	Zawartość witynitu	VT	%
20	Wilgoć związana	WA	%
21	Typ węgla	TWN	-

Tab. 6.4 Zestawienie ilości prób wejściowych do modelu jakości kopaliny

(źródło: opracowanie własne)

Złoże / Kopalnia	Liczba prób bruzdowych	Liczba prób z otworów:	
		powierzchniowych	dołowych
A	467	13	451
B	751	0	424
C	3824	192	740
D	637	62	883
E	2600	0	715
F	850	38	251

## Typ węgla jako kombinacja czterech parametrów jakościowych

Oznaczenie typu węgla koksowego wynika z jego unikalnych właściwości fizycznych i chemicznych, które decydują o jakości i wydajności produkowanego koksu. Określany jest na podstawie polskiej normy<sup>10</sup> oraz czterech parametrów jakościowych: zawartości części lotnych, spiekalności wg Rogi, dylatacji oraz wskaźnika wolnego wydymania. Typ węgla jest wartością nienumeryczną, która w programie MineScape może być analizowana na 2 sposoby:

1. importowany jako wartość numeryczna i modelowany interpolatorem *polygon*,
2. obliczany jako powierzchnia wyrażeniowa na podstawie czterech definiujących go parametrów jakościowych.

W modelach parametrów jakościowych zdefiniowano parametr TWN, który traktowano jako numeryczny odpowiednik typu węgla. Wartości te były importowane z bazy danych, jednakże do modelowania wykorzystano drugą metodę. Za pomocą wyrażeń mxl<sup>11</sup> zdefiniowano powierzchnie typów węgla zgodnie z poniższą ilustracją.

```
1 if MISS(FLOOR('D06200')) | MISS(SURFACE('Qg_D06200_Vdar')) | SURFACE('Qg_D06200_Vdar')<=0 then
2 MISSING
3 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 26) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) & SURFACE('Qg_D06200_Sir') <= 7.5 then
4 35.22
5 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 26) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) & SURFACE('Qg_D06200_Sir') > 7.5 then
6 35.21
7 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 26 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 31) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 30) then
8 35.1
9 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 55) & SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') >= 0 then
10 34.2
11 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 55) & (SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') < 0 |
MISS(SURFACE('Qg_D06200_Bbdr'))) then
12 34.1
13 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 20) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) then
14 36
15 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 40 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 55) then
16 33
17 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 40) then
18 32.2
19 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 5 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 20) then
20 32.1
21 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 5 then
22 31
23 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 28) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') >= 5) then
24 37.1
25 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 20) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') >= 5) then
26 37.2
27 elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 28) & SURFACE('Qg_D06200_Rir') < 5 then
28 38
29 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 10 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 14 then
30 41
31 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') >= 3 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 10 then
32 42
33 elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') < 3 then
34 43
35 else
36 MISSING /* pusty
37 endif
```

Rys. 6.5 Przykładowe wyznaczenie typu węgla (numeryczna wartość) na podstawie dylatacji, zawartości części lotnych, wskaźnika wolnego wydymania oraz Indeksu Rogi  
(źródło: opracowanie własne)

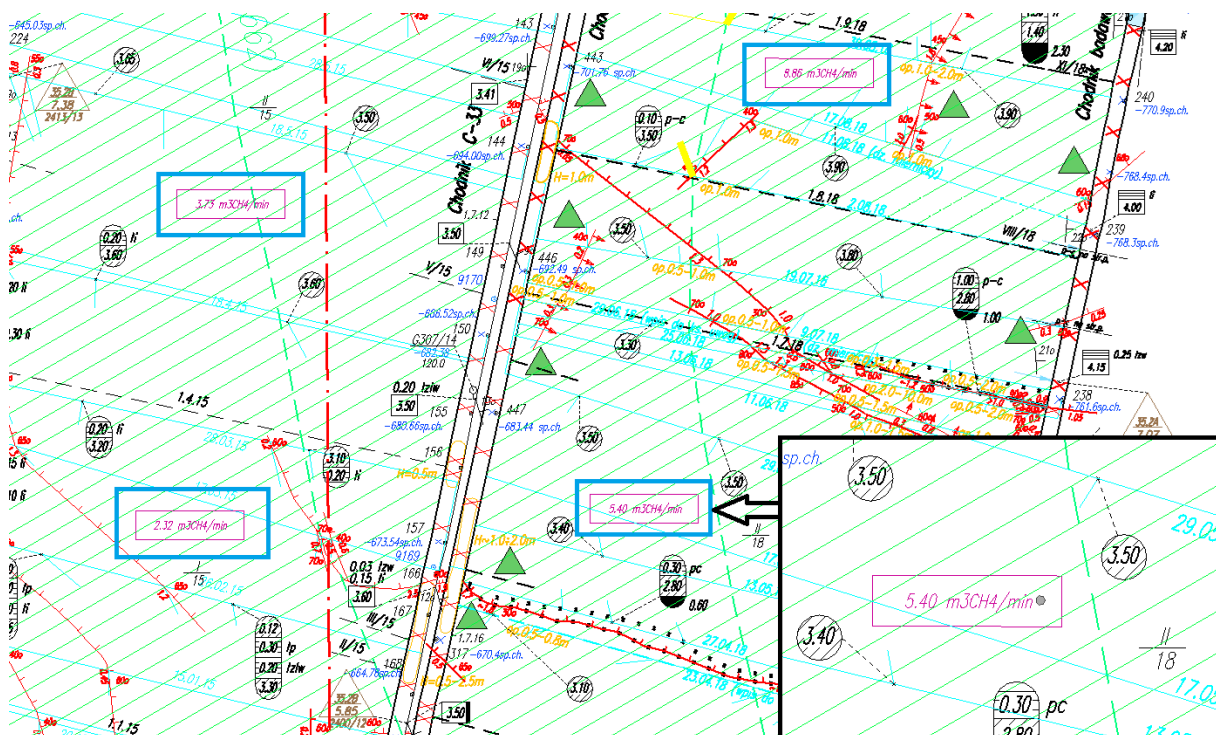
<sup>10</sup> PN-82/87002: Klasyfikacja węgla kamiennego. Typy węgla

<sup>11</sup> MineScape Expression Language

Dla potrzeb kwantyfikacji ryzyka eksploatacji zasobów węgla modele cyfrowe sześciu wybranych złóż (od „A” do „F”) rozbudowano o osiem parametrów opisujących poszczególne typy zagrożeń oraz parametry geologiczno-górniczne, które uznano za istotne dla kwantyfikacji wskaźnika atrakcyjności złoża i ryzyka – jako jego odwrotności.

## Metanowość całkowita

Pierwszym z nich jest metanowość całkowita (zmienna: „CH<sub>4</sub>”; m<sup>3</sup>/min), parametr ciągle określony na podstawie kwartalnych stwierdzeń metanowości całkowitej (obejmującej metanowość wentylacyjną oraz odmetanowanie), która jest regularnie nanoszona na mapach wyrobisk górniczych i mapach przewietrzania dla każdej części pokładu węgla wyeksploatowanej w okresie kwartalnym (Rys. 6.6). W ten sposób dla każdej ściany otrzymano dwuwymiarowy rozkład metanowości (wyrażonej w m<sup>3</sup>/min), co pozwoliło na ich porównanie i ocenę zagrożenia metanowego.



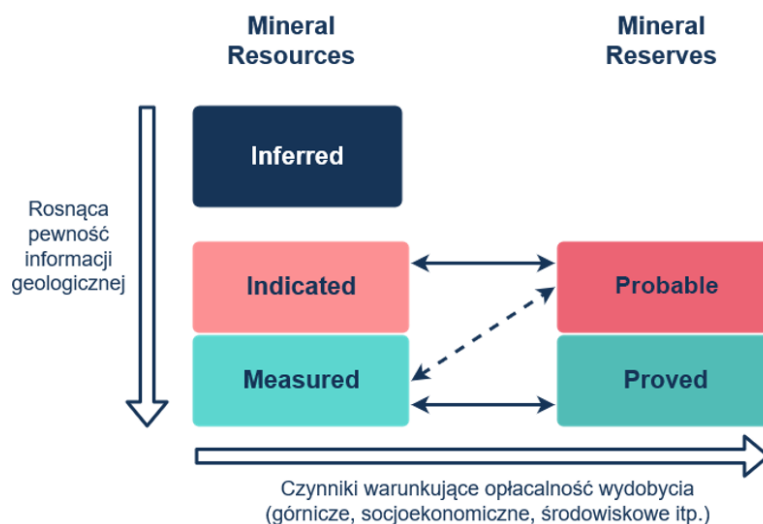
Rys. 6.6 Wartości metanowości całkowitej nanoszone kwartalnie na mapy górnicze na przykładzie złoża „A” (źródło: opracowanie własne)

## Kategoria rozpoznania wg JORC Code

Kolejnym parametrem wprowadzonym do cyfrowego modelu złoża była kategoria rozpoznania w standardzie JORC Code (zmienna: „KJC”). Cechą charakterystyczną kodeksu JORC są wymagania, jakie muszą spełniać wykorzystane, na bazie których szacowane są zasoby złoża. Następnie zasoby są oceniane pod kątem jego przyszłego wykorzystania (eksploatacji). Po opracowaniu dane te są zawarte w Raporcie Publicznym i muszą spełniać następujące warunki:

- Przejrzystości – aby odbiorca Raportu otrzymał wystarczające informacje, których prezentacja jest jasna i jednoznaczna w zrozumieniu i nie dał się wprowadzić w błąd.
- Istotności – aby Raport zawierał wszystkie istotne informacje, których inwestorzy oczekiwali, w celu dokonania uzasadnionej i wyważonej oceny dotyczącej wyników poszukiwań, zasobów geologicznych oraz zasobów eksploatacyjnych. W przypadku braku odpowiednich informacji należy przedstawić wyjaśnienie uzasadniające ich wykluczenie.
- Kompetencji – kodeks JORC wymaga, aby Raport Publiczny był oparty na pracy, za którą odpowiedzialna jest odpowiednio wykwalifikowana i doświadczona osoba (JORC Code, 2012).

JORC Code wyróżnia dwie kategorie zasobów złóż kopalin stałych: *resources* (porównywalne do polskich zasobów przemysłowych) oraz *reserves* (zasoby wydobywalne, które można odnieść do zasobów operatywnych lub wręcz wolumenu węgla handlowego). W ramach kategorii *resources* podzielono zasoby na trzy grupy w zależności od uzysku rdzenia dla badanych próbek oraz ich maksymalnego dopuszczalnego rozstawu poszczególnych wierceń w siatce (*points of observation*). Kolejno są to zasoby wymienione na Rys. 6.7: *inferred* (domniemane albo przypuszczalne), *indicated* (wykazane) oraz *measured* (zmierzone). Ostateczna klasyfikacja zostaje każdorazowo potwierdzona przez osobę kompetentną (*Competent Person - CP*).



Rys. 6.7 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code (źródło: Kicki i in., 2023)

Osoba kompetentna w myśl kodeksu JORC musi posiadać przynajmniej 5-letnie doświadczenie geologiczne (w zakresie m.in. mineralizacji rud metali i budowy złoża) oraz być członkiem AusIMM, AIG bądź innej uznanej organizacji (obecnie jest to 24 organizacji, m.in. *Geological Society of London*). JORC Code w swoich materiałach precyzuje niezbędne kwalifikacje i doświadczenie, jakimi musi odznaczać się osoba kompetentna (JORC Code, 2012).

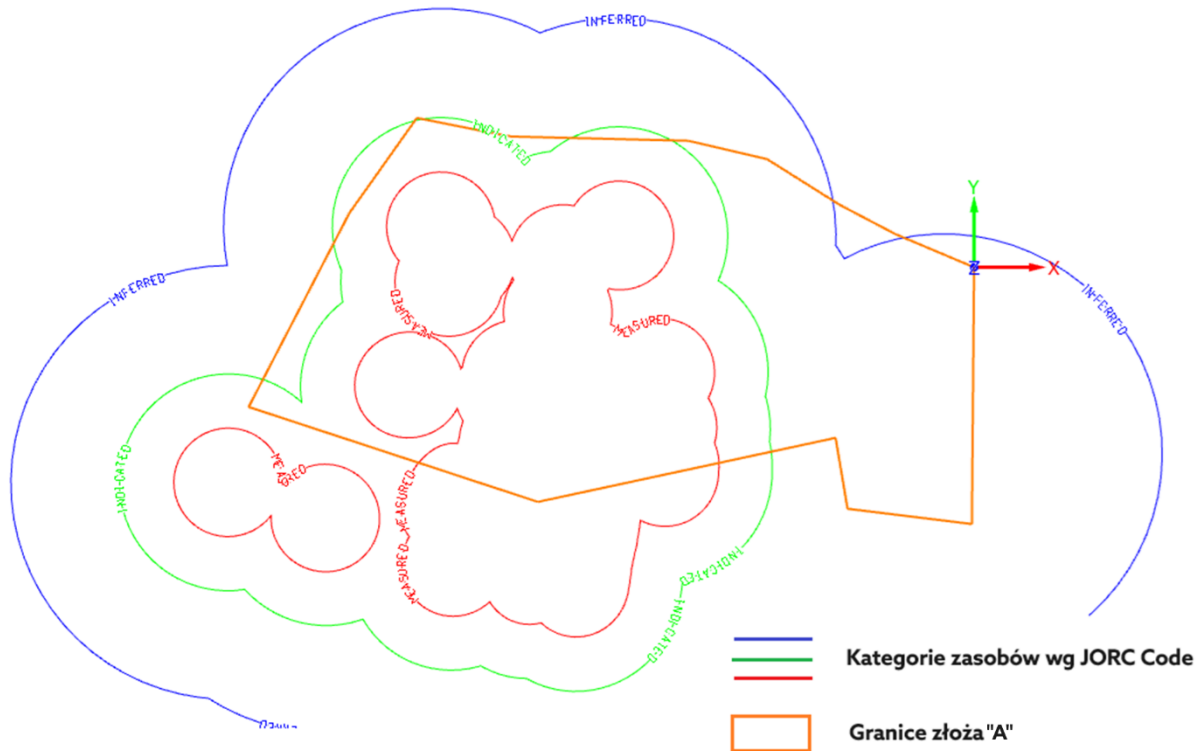
Bazując na wytycznych komitetu JORC, przy opracowaniu metodyki obliczania zasobów według tej klasyfikacji skupiono się na dwóch parametrach dotyczących geometrycznej i jakościowej oceny otrzymanych danych litologicznych. Po pierwsze wzięto pod uwagę zagęszczenie siatki wierceń poszukiwawczych, wykonanych otworów dołowych oraz stwierdzonych parametrów złoża w trakcie eksploatacji (profilowania wyrobisk górniczych). Dla przyporządkowania do danej kategorii określone zostały maksymalne promienie ekstrapolacji:

- zasoby **Measured** – 500 m
- zasoby **Indicated** – 1 km
- zasoby **Inferred** – 4 km.

Podczas wyznaczania poligonów obliczeniowych zrezygnowano z pojedynczych stwierdzeń w danej kategorii, w myśl zasady o koniecznej ciągłości stwierdzeń (JORC Code, 2012). Po drugie przeanalizowano uzysk rdzenia dla poszczególnych pokładów i stwierdzeń. Jako akceptowalny poziom wiarygodności dla danego stwierdzenia przyjęto uzysk powyżej 90%, jednakże w przypadku przeprowadzonych badań geofizycznych w otworach



poszukiwawczych próg uzysku rdzenia obniżono do 80%. Kolejnym założeniem było uznanie otworów dołowych (rdzeniowanych) oraz profilowań za spełniające wymagania uzysku rdzenia. Na poniższym rysunku przedstawiono wygenerowane w programie MineScape poligony obliczeniowe (przypisujące obszar złoża/pokładu do danej kategorii) dla oszacowania zasobów według klasyfikacji JORC w pokładzie 401/1 (D01000).



Rys. 6.8 Poligony obliczeniowe dla kategoryzacji zasobów w pokładzie 401/1 (D01000) w złożu „A” (źródło: opracowanie własne)

### Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego

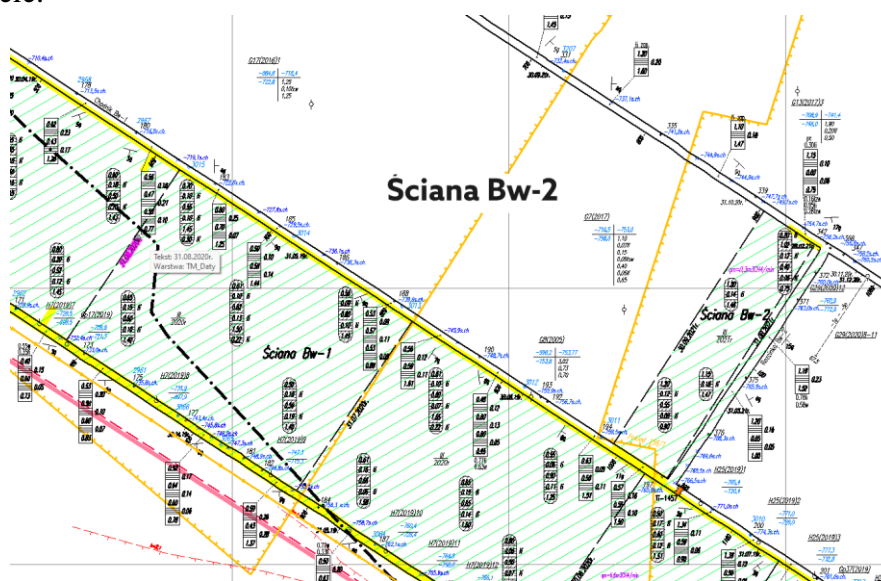
Następnym quasi-parametrem jakościowym, o który został rozbudowany model wybranych sześciu złóż węgla kamiennego, było zagrożenie wybuchem pyłu węglowego (zmienna: „KZP”). W myśl ustawy (*Obwieszczenie Ministra... 2021*), w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny ustala się dwie klasy zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Do kategorii „A” w Polsce kwalifikuje się większość pokładów KWK Bolesław Śmiały, około połowy eksploatowanych pokładów Ruchu Chwałowice oraz wszystkie pokłady w KWK Piast-Ziemowit, ZG Janina, ZG Sobieski oraz ZG Siltech. Zdecydowana większość pokładów w pozostałych kopalniach węgla kamiennego jest zaliczana do kategorii „B”.



## Wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych

Dla potrzeb opisanego uciążliwości wydobycia węgla związanego z występowaniem wewnątrz parcel eksploatacyjnych zaburzeń tektonicznych (uskoki) oraz fałdów i wycieniń pokładu zaproponowano wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych (zmienna: „KZU”). W literaturze spotykane są miary zaangażowania tektonicznego, jak wskaźnik zuskokowania, który oblicza się na podstawie wskaźnika gęstości powierzchniowej uskoków, który określa stosunek sumarycznej długości uskoków do powierzchni jednostkowej (Chudzicka, 1980). Na podstawie obliczonej gęstości powierzchniowej w jednostkowych polach oblicza się wskaźnik zuskokowania. Założeniem jest to wskaźnik odnoszący się do jednostkowych pól i nie do końca opisuje występowanie tych zaburzeń w konkretnych polach i parcelach eksploatacyjnych, które to w obszarze GZW zdefiniowane są przez uskoki regionalne, a więc poniekąd znosząc w sobie wskaźnik zuskokowania. Dla potrzeb pracy opracowano metodykę trzystopniowej skali dla zmiennej „KZU”, określanej na podstawie danych historycznych z eksploatacji poszczególnych parcel (w tym parcel wyżej- i niżejległych od analizowanej):

- $A_t$  – brak lub bardzo małe uskoki (rozpoznane parcele),
- $B_t$  – stwierdzone uskoki o dopuszczalnym zrzucie z technologicznego punktu widzenia,
- $C_t$  – uskoki o dużych zrzutach wpływających na postęp ścian oraz nierozpoznane parcele.

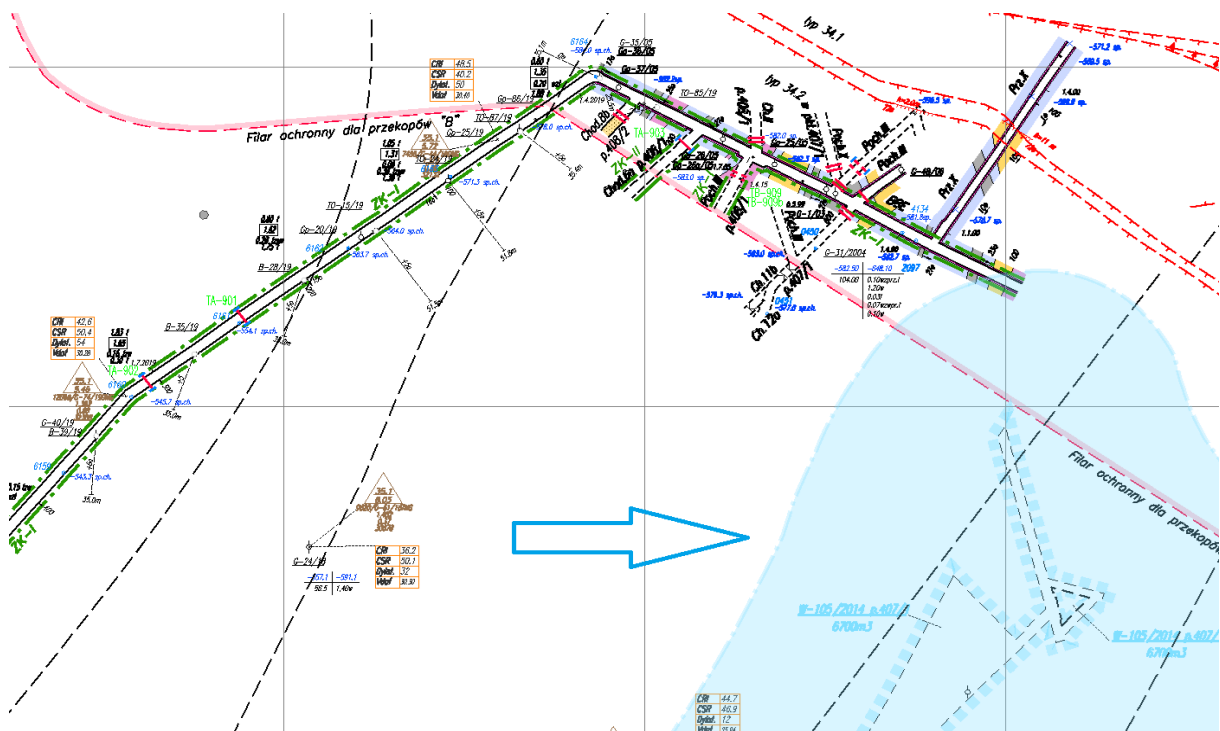


Rys. 6.9 Przykład ściany Bw-2 zaliczonej do kategorii  $A_t$  na podstawie danych historycznych oraz braku stwierdzonych uskoków w trakcie wykonywania robót przygotowawczych

(źródło: opracowanie własne)

## Zagrożenie wodne

Kolejnym zagrożeniem naturalnym, które zostało wprowadzone do modelu, jest zagrożenie wodne (zmienna: „KZW”). W myśl cytowanego wcześniej rozporządzenia („Obwieszczenie Ministra[...]”, 2021) w podziemnych zakładach górniczych wydobywających kopaliny inne niż sól ustala się trzy stopnie zagrożenia wodnego. Największe zagrożenie opisuje III stopień zagrożenia, do którego zaliczane są projektowane i istniejące wyrobiska, gdzie np. w bezpośrednim sąsiedztwie występują zbiorniki wodne pod ciśnieniem, w stosunku do spągu tych wyrobisk lub ich części, albo też np. występują uskoki wodonośne o niedostatecznie rozpoznanym zawadnieniu lub lokalizacji.



Rys. 6.10 Występowanie II kategorii zagrożenia wodnego (kolor niebieski) w obrębie projektowanych ścian w złożu „E” (źródło: opracowanie własne)

## Skłonność węgla do samozapalenia

Następnym parametrem rozbudowującym cyfrowy model złoża o czynniki ryzyka jest skłonność węgla do samozapalenia (zmienna: „KZS”). Obecnie obowiązująca metoda klasyfikacji węgla pod kątem skłonności do samozapalenia została opisana w normie PN-93/G-04558. Polega ona na prowadzeniu ciągłego pomiaru temperatury dwóch próbek węgla w strumieniu powietrza o temperaturze 510 K (237°C) i 463 K (190°C). Na jego podstawie wyznacza się dwa wskaźniki Sza – szybkość reakcji oraz A – energię aktywacji, na podstawie

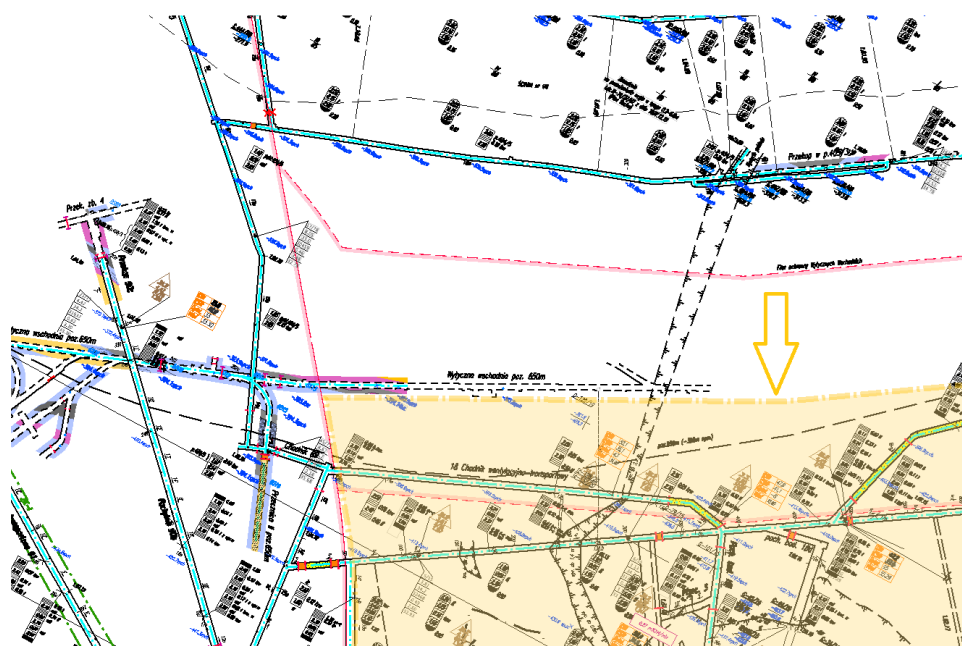
których węgiel zostaje zaliczony do jednej z pięciu grup samozapalności (Słowik, 2008), przedstawionych w Tab. 6.5.

Tab. 6.5 Podział węgla według skłonności do samozapalenia (źródło: PN-93/G-04558, 1993)

Wskaźnik samozapalności Sz <sup>a</sup> , °C/min	Energia aktywacji utleniania węgla A, kJ/mol	Grupa samozapalności	Ocena skłonności węgla do samozapalenia
Do 80	Powyżej 67	<b>I</b>	Węgiel o bardzo małej skłonności do samozapalenia
	Od 46 do 67	<b>II</b>	Węgiel o małej skłonności do samozapalenia
	Poniżej 46	<b>III</b>	Węgiel o średniej skłonności do samozapalenia
Od 80 do 100	Powyżej 42		
Od 100 do 120	Poniżej 42 lub równe	<b>IV</b>	Węgiel o dużej skłonności do samozapalenia
	Powyżej 34		
Powyżej 120	Poniżej 34 lub równe	<b>V</b>	Węgiel o bardzo dużej skłonności do samozapalenia
	Nie normalizuje się		

### Zagrożenie tapaniami

Model wybranych sześciu złóż węgla kamiennego został rozbudowany również o parametr zagrożenie tapaniami (zmienna: „KZT”). W myśl wyżej cytowanego rozporządzenia („Obwieszczenie Ministra”, 2021) w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny ustala się dwa stopnie zagrożenia tapaniami w górotworze skłonnym do tapani, w górotworze nieskłonnym do tapani nie określa się zagrożenia tapaniami. Na Rys. 6.11 przedstawiono część pokładu w złożu „F” zakwalifikowaną do I stopnia zagrożenia tapaniami (ZT-I).



Rys. 6.11 Południowo-wschodnia część pokładu w złożu „F” zakwalifikowana do I stopnia zagrożenia tapaniami (źródło: opracowanie własne)

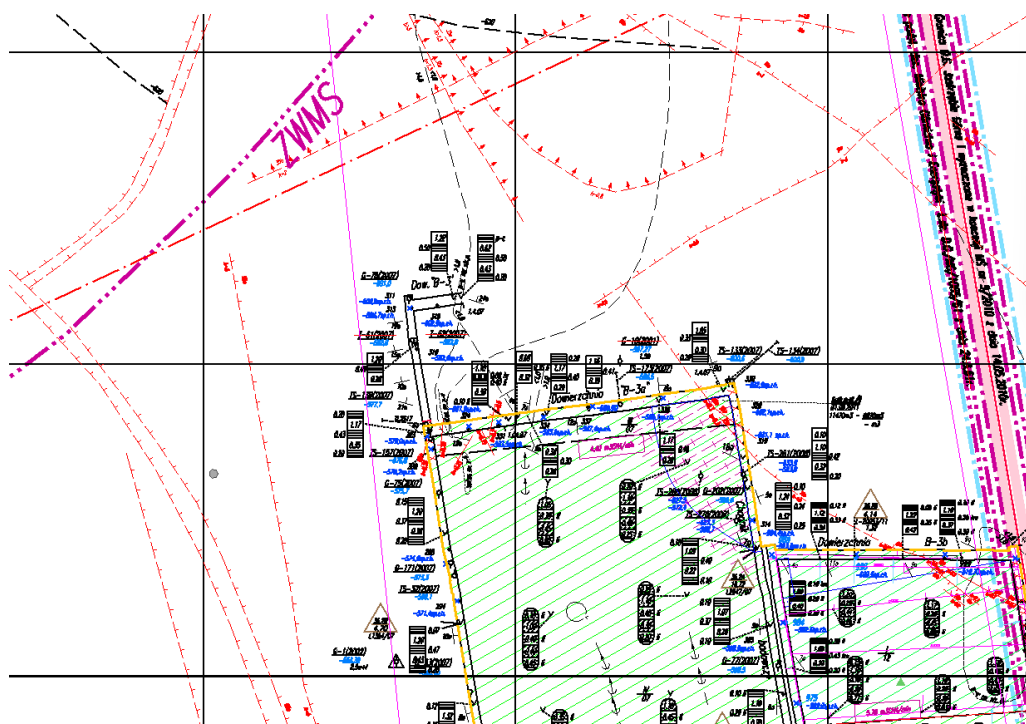
## Zagrożenie wyrzutami gazów i skał

Cyfrowy model złoża rozbudowano o parametr zagrożenie wyrzutami gazów i skał (zmienna: „KZG”). Zagrożenie to jest jednym z najbardziej niebezpiecznych zagrożeń naturalnych występujących w górnictwie podziemnym (Burtan i in., 2017). Ryzyko powstania wyrzutu gazów i skał potęguje się wraz ze wzrostem głębokości.

Ustalono dwie kategorie tego zagrożenia::

- skłonne do występowania wyrzutów metanu i skał (SWMS),
- zagrożone wyrzutami metanu i skał (ZWMS).

Do powyższych kategorii występowania wyrzutów metanu i skał zalicza się pokłady węgla kamiennego lub ich części. W myśl obecnych przepisów<sup>12</sup> w kopalniach wydobywających węgiel kamienny pokłady lub ich części podlegają zaliczeniu do jednej z trzech kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał, aczkolwiek dla potrzeb porównania z danymi historycznymi oraz jeszcze obowiązującą praktyką na kopalniach skorzystano z wcześniejszego podziału na dwie kategorie. Na Rys. 6.12 przedstawiono jedną z partii w złożu „B”, zakwalifikowana do kategorii „zagrożone wyrzutami metanu i skał” (ZWMS).



Rys. 6.12 Jedna z partii w złożu „B”, zakwalifikowana do kategorii „zagrożone wyrzutami metanu i skał” (źródło: opracowanie własne)

<sup>12</sup> Dz.U.2021.1617

Najwyższy poziom zagrożenia wyrzutowego występował do tej pory w zlikwidowanym Dolnośląskim Zagłębiu Węglowym. W latach 1894-1994 w kopalniach DZW wystąpiły 1733 wyrzuty węgla i gazu, w wyniku których zginęło 509 górników. Na obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zjawisko wyrzutów metanu i skał do tej pory nie występowało lub występowało lokalnie i jednostkowo, głównie w kopalniach JSW SA w trakcie udostępnienia pokładu węgla lub drażenia wyrobisk przygotowawczych („Zagrożenie wyrzutami gazów i skał”, 2023).

### Klasyfikacja czynników ryzyka w cyfrowym modelu złoża

Po wprowadzeniu do modelu dla poszczególnych pokładów i czynników ryzyka poligonów, obrysowujących dane kategorie i stopnie, przystąpiono do tworzenia powierzchni wyrażeniowych, którymi za pomocą funkcji logicznych przypisano wartości numeryczne dla określonych części pokładów (Rys. 6.13).

```

1 # spec: No description given.
2 SURFTYPE = SUREXP
3 SURFNAME = QP_D04500_KJCR
4 EXPRESS = "IF INPOLYGON ('14_JORC', 191786, EASTING, NORTHING) THEN\n1\nELSEIF INPOLYGON ('14_JORC', 191787, EASTING, NORTHING) THEN\n2\n
5 ELSEIF INPOLYGON ('14_JORC', 191789, EASTING, NORTHING) THEN\n3\nENDIF"
6 DISPNAME = WHITE
7 UNITCATEG = ""
8 UNIT = ""

```

Rys. 6.13 Algorytm klasyfikacji poszczególnych pokładów do danej kategorii za pomocą powierzchni wyrażeniowych (źródło: opracowanie własne)

Następnie tak przygotowane wartości numeryczne skwantyfikowano według zaproponowanych skal, dla potrzeb modelu FAHP, w zależności od charakterystyki poszczególnych zagrożeń i ich klasyfikacji. W przypadku dwóch klas zagrożenia wybuchem pyłu węglowego (KZP) do klasy A przypisano wartość 0,2, natomiast do klasy B wartość 0,8. Dla kategorii JORC (KJC) wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych (KZU) kategorii zagrożenia wodnego (KZW), kategorii zagrożenia tąpnięciami (KZT) oraz zagrożenia wyrzutami gazów i skał (KZG), skorzystano z trójstopniowej skali (Tab. 6.6), natomiast w przypadku grup skłonności węgla do samozapalenia (KZS) wykorzystano skalę pięciostopniową (Tab. 6.7).

Tab. 6.6 Trójstopniowa skala dla kwantyfikacji czynników ryzyka (źródło: opracowanie własne)

Klasa/kategoria czynnika ryzyka	Skala	Waga (KJC, KZW)	Waga (KZU, KZT, KZG)
I/Measured/NT/brak/A <sub>t</sub>	1	0,07	0,00
II/Indicated/I/SWMS/B <sub>t</sub>	2	0,29	0,25
III/Inferred/II/ZWMS/C <sub>t</sub>	3	0,64	0,75

Tab. 6.7 Pięciostopniowa skala dla kwantyfikacji skłonności węgla do samozapalenia (KZS)  
(źródło: opracowanie własne)

Grupa samozapalności	Opis	Skala	Waga
I	Węgiel o bardzo małej skłonności do samozapalenia	1	0,02
II	Węgiel o małej skłonności do samozapalenia	2	0,07
III	Węgiel o średniej skłonności do samozapalenia	3	0,16
IV	Węgiel o dużej skłonności do samozapalenia	4	0,29
V	Węgiel o bardzo dużej skłonności do samozapalenia	5	0,46

### **Opracowanie projektu i harmonogramu robót górniczych z wykorzystaniem cyfrowego modelu złoża**

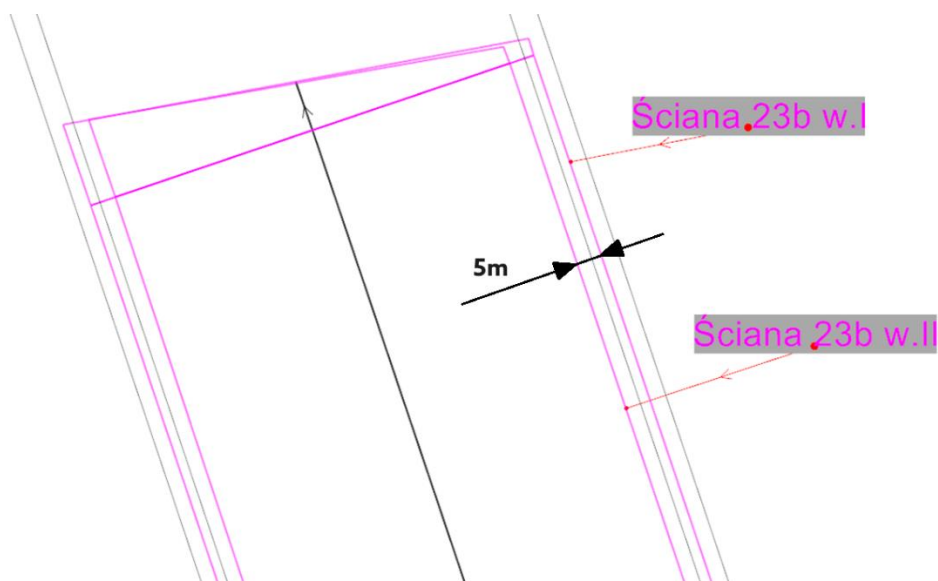
Na podstawie opracowanego cyfrowego modelu złoża oraz materiałów i koncepcji dotyczących planowanej eksploatacji przygotowano trójwymiarowy model planowanych wyrobisk wraz z harmonogramem robót górniczych dla potrzeb analizy ekonomicznej.

W przypadku eksploatacji węgla systemem ścianowym na kształt wyrobisk eksploatacyjnych wpływ ma wiele parametrów: charakterystyka zalegania złoża, zaburzenia tektoniczne, zagrożenia naturalne (E. J. Sobczyk i Kopacz, 2018a). Z cyfrowego modelu złoża wyodrębniono powierzchnie spągu i stropu modelowanych pokładów węgla, na które następnie zrzutowano przygotowane wcześniej osie i kontury projektowanych wyrobisk. W przypadku wyrobisk ścianowych kontury zrzutowano do powierzchni strukturalnych pokładu, które decydują o rzędnej wyrobiska oraz wysokości furty eksploatacyjnej. Wyrobiska przygotowawcze (drażone w pokładzie) stworzono na podstawie położenia spągu pokładu oraz założonego przekroju poprzecznego wyłomu wyrobiska.

Opracowanie trójwymiarowego projektu robót górniczych rozpoczęto od utworzenia osi (linii centralnych) oraz konturów planowanych wyrobisk. Zostały one utworzone pierwotnie w przestrzeni 2D i opisane zestawem atrybutów dla potrzeb dalszego ich przetwarzania oraz tworzenia na ich podstawie harmonogramu. Wśród atrybutów wydzielić można te związane z ogólną charakterystyką planowanych wyrobisk (Nazwa, Pokład, Poziom, Kopalnia, Ruch, Złoże, Typ obudowy), oraz te, które wprowadzone zostały dla potrzeb planowania eksploatacji (Nazwa czynności (Postęp wyrobisk lub Postęp ścian), Oczko (grupa wyrobisk dla danej ściany), Kolejność eksploatacji, Firma obca lub oddział własny, Typ finansowania). W przypadku ścian eksploatowanych na warstwy, ze względów geomechanicznych, osie

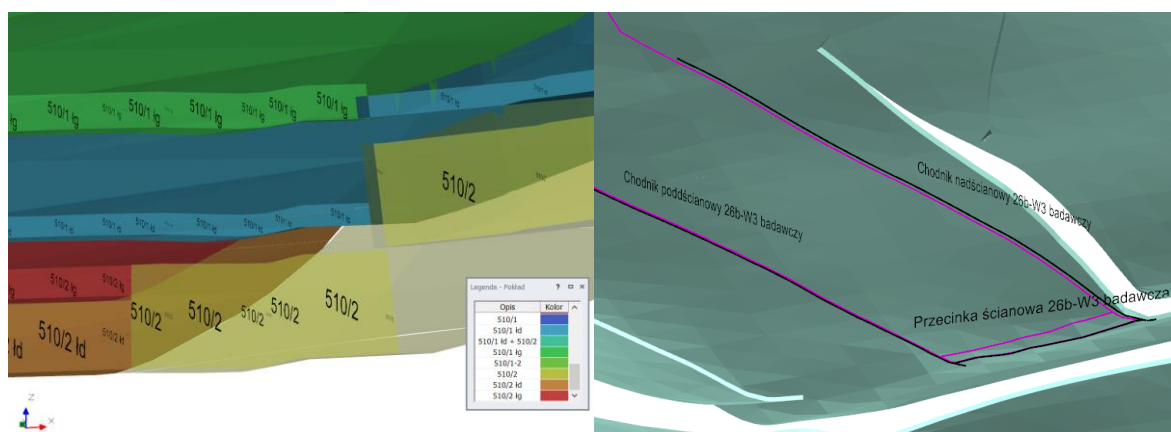


i kontury ściany eksploatowanej poniżej przesunięte zostały o 5 m w kierunku środka ściany (Rys. 6.14).



*Rys. 6.14 Odsunięcie osi i konturów ścian eksploatowanych na warstwy  
(źródło: opracowanie własne)*

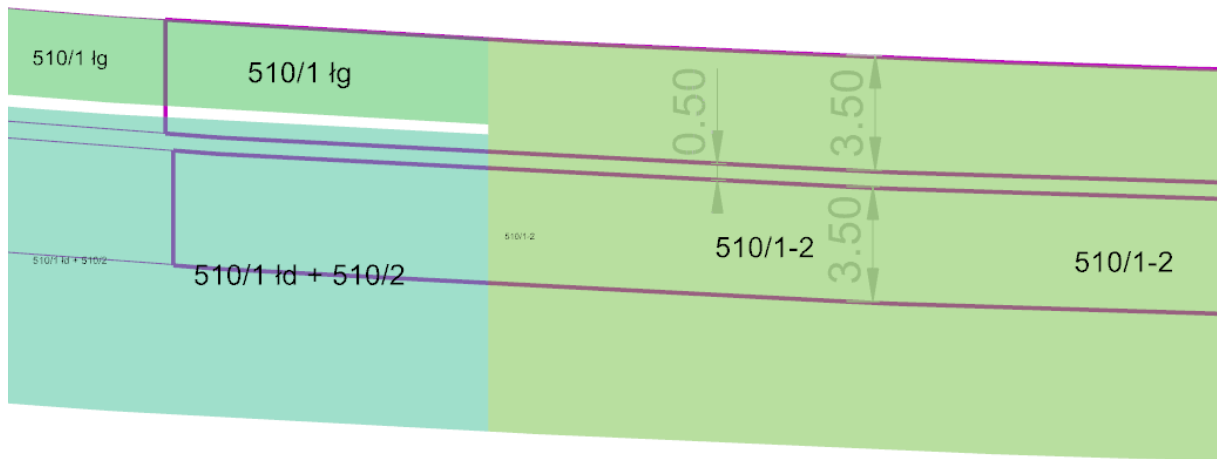
Z cyfrowego modelu złoża wyodrębniono powierzchnie spągu i stropu modelowanych pokładów węgla. Na te powierzchnie rzutowano następnie przygotowane wcześniej osie i kontury wyrobisk (Rys. 6.15).



*Rys. 6.15 Powierzchnie spągu i stropu pokładów wyodrębnione z modelu geologicznego oraz  
przykład rzutowania osi i konturów wyrobisk na powierzchnie geologiczne  
(źródło: opracowanie własne)*

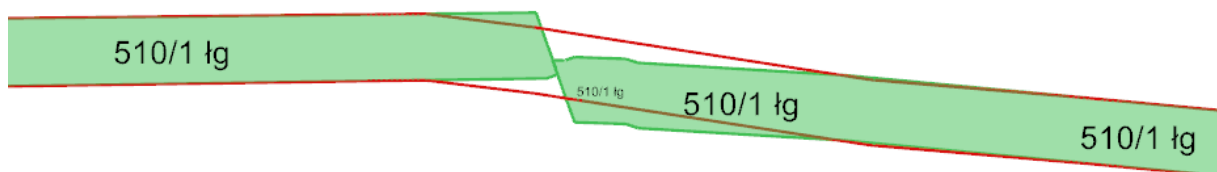
Na podstawie powierzchni geologicznych (pochodzących z cyfrowego modelu złoża) utworzone zostały powierzchnie furt eksploatacyjnych dla poszczególnych ścian. W przypadku

ścian eksploatowanych na jedną warstwę powierzchnie furt tworzone były na podstawie spągu i stropu pokładów. W przypadku warstw eksploatowanych na dwie warstwy powierzchnie rozdzielające warstwy tworzone były poprzez odsunięcie powierzchni geologicznych o zakładaną grubość eksploatowanej warstwy lub grubość pozostawionej warstwy węgla pomiędzy ścianami (Rys. 6.16).



*Rys. 6.16 Przekrój przez stworzoną furtę dla eksploatacji na warstwy  
(źródło: opracowanie własne)*

Po utworzeniu furt, w przypadku ścian przechodzących przez uskoki, przeprowadzono ich wygładzanie w obrysie planowanych ścian (Rys. 6.17). Jak widać na poniższym rysunku, w takim miejscu dochodzi do przybrania kamienia (skały płonnej) w stropie i spągu ściany. Objętości te są następnie raportowane w harmonogramie jako odpady wydobywcze.



*Rys. 6.17 Wygładzenie powierzchni furty (czerwone linie) dla ściany w miejscu przejścia  
przez uskok – przekrój wzdłuż wybiegu ściany (źródło: opracowanie własne)*

W kolejnym kroku na podstawie przygotowanych osi i konturów wyrobisk oraz powierzchni furt utworzone zostały bryły planowanych wyrobisk oraz powiązane z nimi zadania harmonogramu. Zadania wyrobisk korytarzowych stworzono na podstawie osi (linii centralnych) oraz przekrojów poprzecznych wyrobiska. Dla zobrazowania zmienności



parametrów jakościowych w obrębie wyrobisk zadania z nich utworzone zostały ograniczone pod względem długości (w przypadku wyrobisk chodnikowych) i wybiegu (dla ścian) do 50 m.

Po utworzeniu brył i zadań utworzono łączące je relacje i powiązania, takie jak:

- zależności wewnętrzne – łączące wyrobiska w kierunku ich drażenia,
- zależności dla poszczególnych ścian – łączące odcinki ścian oraz łączące zadania pochodne zbrojenia i likwidacji z zadaniami głównymi postępu ściany,
- zależności w „oczku” ściany – łączące między sobą wyrobiska korytarzowe wykonywane dla danej ściany oraz dodatkowo każde z tych wyrobisk z początkiem tej ściany,
- zależności kolejności eksploatacji – łączące ze sobą początki ścian planowanych kolejno do eksploatacji.

Ostatnim etapem tworzenia projektu było wykonanie interogacji zadań względem cyfrowego modelu geologicznego złoża. W ramach tego procesu zadania zostały uzupełnione danymi pochodzącymi z modelu a obejmującymi cechy fizyczne brył oraz cechy modelu geologicznego w obrębie tych brył. Z modelu złoża zaimportowane zostały m.in:

- długości, powierzchnie oraz objętości zadań,
- objętość pokładu w bryle oraz objętość kamienia spoza pokładu w bryle,
- udział przerostu skały płonnej w bryle,
- zdefiniowane w modelu złoża parametry jakościowe węgla w pokładzie (w tym te opisujące czynniki ryzyka).

### **Harmonogram robót górniczych**

W opracowanym harmonogramie zadania główne przechowują cechy fizyczne brył oraz parametry geologiczne pokładów, które przecinają. Dane te przechowywane są jako pola produkcyjne i są zawarte w grupach:

- Dane produkcyjne – m.in. masa czystego węgla, masa kamienia, jakości węgla w furcie;
- Geodezja – długość/wybieg, powierzchnia, długość ściany, objętość;
- Obudowa – typ obudowy, rozstaw;

- Ograniczenia postępów – ograniczenia związane z zawartością kamienia, typem obudowy, uskokami;
- Parametry jakościowe – zaczytane z modelu źródłowe wartości parametrów jakościowych pokładów;
- Planowanie – planowany postęp, kolejność eksploatacji, priorytety wyrobisk.

Dodatkowo każde zadanie posiada zestaw atrybutów klasyfikujących zadanie, zapisanych w polach niestandardowych. Zawierają one m.in. dane o nazwie, lokalizacji wyrobiska (pokład, poziom, obszar górniczy, kopalnia, ruch, gmina itp.), typ węgla w zadaniu, typ wyrobiska i obudowy, ręcznie przyjętą datę startu.

Do wszystkich zadań postępu przypisano następnie zasoby produkcyjne zdefiniowane jako oddziały, które odpowiedzialne będą za ich wykonanie. Do wyrobisk będących w trakcie wykonywania i planowanych przypisano bezpośrednio konkretne oddziały, które mogą wykonać dane wyrobisko. Do wszystkich zadań przydzielono w miarę możliwości, w pierwszej kolejności oddziały własne kopalń oraz firmy obce w przypadku braku dostępności własnej załogi. W harmonogramie zastosowano standardowy kalendarz dni roboczych od poniedziałku do piątku, z uwzględnieniem dni ustawowo wolnych od pracy. Przeciętne postępy wyrobisk przyjęte zostały zgodnie z danymi historycznymi za ostatnie 5 lat eksploatacji. Wszystkie postępy zdefiniowane zostały w metrach na dobę, a wynikowe wartości produkcji węgla wynikają z przyjętych postępów i zawartości węgla w poszczególnych zadaniach.

Wyniki obliczeń obejmują:

- wydobywanie czystego węgla ze złoża, Mg;
- wydobywanie urobku, Mg;
- parametry jakościowe węgla (w tym quasi-parametry opisujące czynniki ryzyka);
- powierzchnia ścian, m<sup>2</sup>;
- nachylenie poprzeczne i podłużne ścian, °;
- wybieg i długości ścian, m;
- głębokość eksploatacji, m p.p.t.;
- odległość od najbliższego szybu wydobywczego i materiałowo-zjazdowego, m.

## 6.2 Selekcja czynników geologicznych i górniczych wpływających na koszty eksploatacji za pomocą regresji segmentowej

Do analizy wpływu czynników ryzyka na jednostkowe koszty eksploatacji wykorzystano historyczne wyniki produkcyjne i ekonomiczne 81 ścian eksploatowanych w latach 2016-2022. W tym celu w narzędziach cyfrowych odtworzono historyczne harmonogramy biegu ścian.

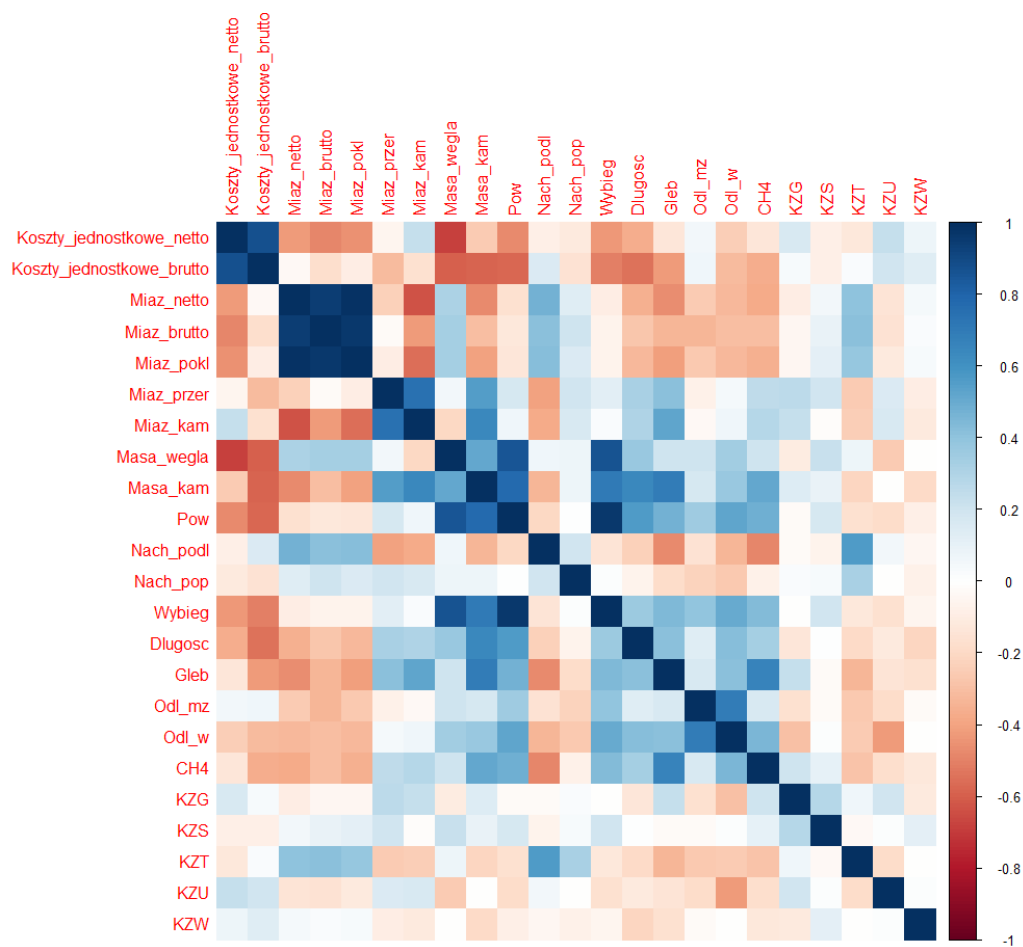
Do analizy wytypowano 47 zmiennych objaśniających, pochodzących z cyfrowego modelu złoża i przypisanych do konkretnych ścian wydobywczych. Następnie zmienne poddano testowi Shapiro-Wilka na normalność rozkładu. Hipotezą zerową testu Shapiro-Wilka badała normalność rozkładu danej zmiennej. Wartość krytyczna dla ustalonego  $\alpha = 0,05$  została odczytana z tablic kwantyli  $W(\alpha, n)$  dla testu Shapiro-Wilka (Zaiontz, 2014). Gdy wartość statystyki testowej była większa od wartości tablicowej (przy  $p \geq 0,05$ ), nie było podstaw do odrzucenia hipotezy o normalności rozkładu. Na bazie wyników tego testu, w przypadku analizowanych zmiennych tylko sześć z nich (Tab. 6.8): nachylenie poprzeczne, głębokość, zawartość popiołu, zawartość popiołu w stanie suchym, wartość opałowa oraz zawartość siarki, charakteryzuje się rozkładem normalnym, dlatego też przy badaniu autokorelacji zmiennych skorzystano z nieparametrycznego współczynnika korelacji rang Spearmana.

Tab. 6.8 Wyniki testu normalności rozkładu za pomocą testu Shapiro-Wilka

(źródło: opracowanie własne)

L.p.		1	2	3	4	5	6	7	8
Parametr		Miaz_netto	Miaz_brutto	Miaz_pokl	Miaz_przer	Miaz_kam	Obj_węgla	Masa_węgla	Masa_kam
Shapiro	W	0,92	0,87	0,93	0,91	0,93	0,85	0,85	0,93
-Wilk	p-value	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
L.p.		9	10	11	12	13	14	15	16
Parametr		Masa_urobku	Pow.	Pow_3D	Nach_podl	Nach_pop	Wybieg	Długość	Głęb.
Shapiro	W	0,93	0,96	0,96	0,88	0,98	0,93	0,86	0,98
-Wilk	p-value	0,00	0,02	0,02	0,00	0,28	0,00	0,00	0,39
L.p.		17	18	19	20	21	22	23	24
Parametr		Odl_m-z	Odl_w	DA_W	AA	AD	KON	B	CL
Shapiro	W	0,90	0,89	0,93	0,98	0,98	0,82	0,89	0,98
-Wilk	p-value	0,00	0,00	0,00	0,29	0,30	0,00	0,00	0,30
L.p.		25	26	27	28	29	30	31	32
Parametr		CRI	CSR	DA_POK	I	L	M	PA	QIA
Shapiro	W	0,92	0,95	0,93	0,87	0,95	0,9	0,96	0,98
-Wilk	p-value	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	0,17
L.p.		33	34	35	36	37	38	39	40
Parametr		RI	RO	S	SI	VF	VT	WA	CH4
Shapiro	W	0,854	0,949	0,978	0,83	0,94	0,92	0,76	0,78
-Wilk	p-value	0,00	0,00	0,17	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
L.p.		41	42	43	44	45	46	47	
Parametr		KJC	KZG	KZP	KZS	KZT	KZU	KZW	
Shapiro	W	-	0,53	-	0,73	0,67	0,73	0,09	
-Wilk	p-value	-	0,00	-	0,00	0,00	0,00	0,00	

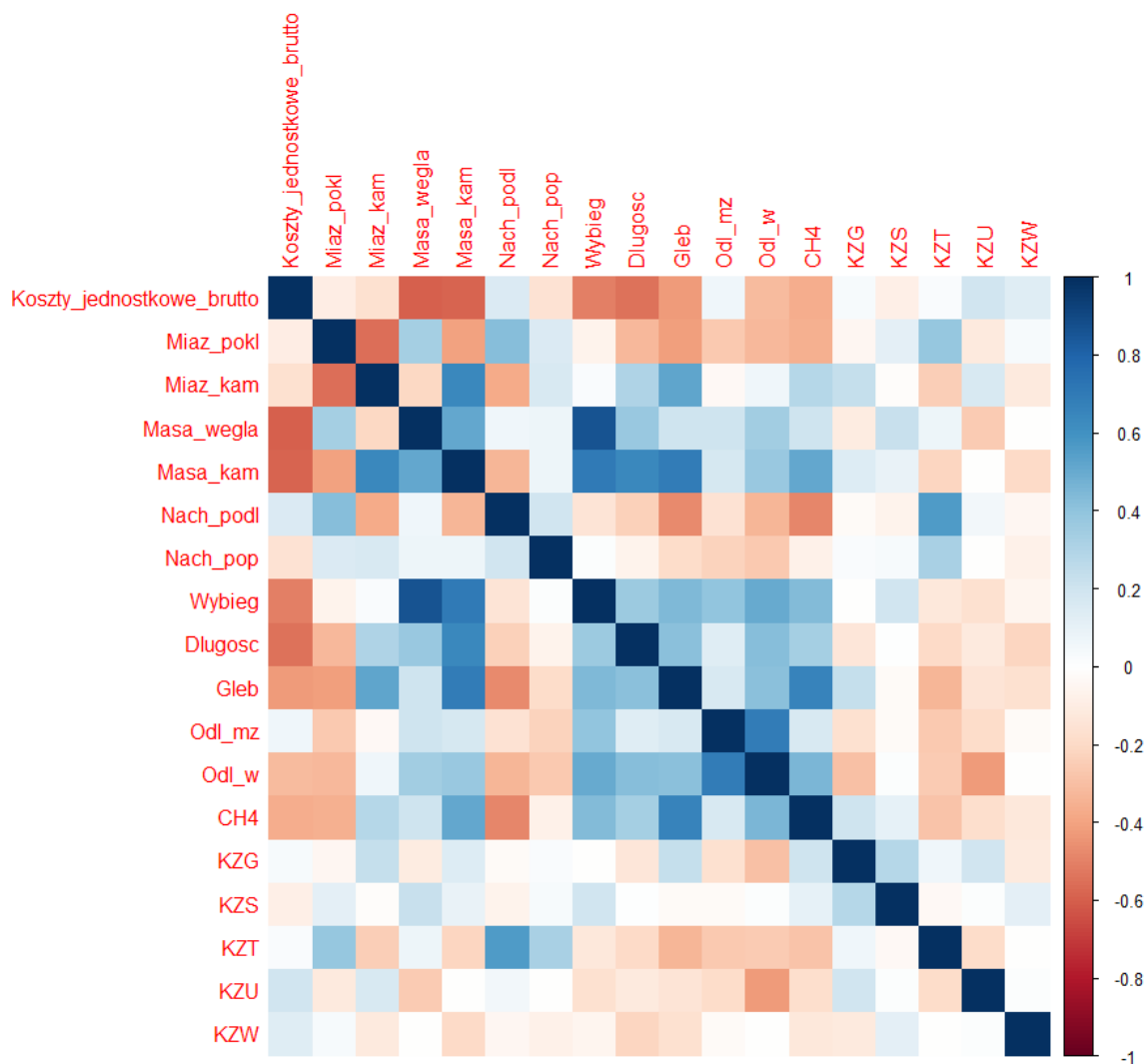
W wyniku analizy rozkładu zmiennych zrezygnowano z dwóch parametrów: KJC oraz KZP z racji braku lub bardzo małej ich zmienności (wszystkie ściany zostały zakwalifikowane do klasy B wybuchu pyłu węglowego, a ich zdecydowana większość została przypisana do kategorii *measured*). Następnie na podstawie analizy eksperckiej zredukowano liczbę zmiennych (do 21) mogących istotnie wpływać na jednostkowe koszty wydobycia. Zmienne poddano następnie analizie korelacji (Rys. 6.18). Jako zmienną objaśnianą (w kontekście wzrostu ryzyka eksploatacji) wybrano koszty jednostkowe brutto, czyli te odniesione do całego urobku pochodzącego ze ściany, które w pełniejszy sposób oddają poziom kosztów eksploatacji.



Rys. 6.18 Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych objaśniających wartość jednostkowych kosztów wydobywania w ścianach (źródło: opracowanie własne)

Zmienna powierzchnia ściany („Pow”) charakteryzuje się bardzo silną korelacją z wybiegiem ściany (0,963) oraz masą węgla (0,856), dlatego też zdecydowano wyeliminować ten parametr z modelu. Ostatnią odrzuconą zmienną była miąższość przerostu z powodu jej korelacji z miąższością kamienia w furcie („Miaz\_kam”) - współczynnik korelacji rangowej Spearmana wyniósł w tym przypadku 0,746.

Na podstawie wiedzy eksperckiej oraz analizy autokorelacji poszczególnych zmiennych do dalszej analizy statystycznej wytypowano ostatecznie 17 zmiennych objaśniających (miąższość pokładu, miąższość kamienia, masa czystego węgla, masa kamienia, nachylenie podłużne ściany, nachylenie poprzeczne, wybieg, długość, średnia głębokość eksploatacji, odległość od szybu materiałowo-zjazdowego, odległość od szybu wydobywczego, metanowość-CH<sub>4</sub>, KZG, KZS, KZT, KZU oraz KZW) oraz jedną zmienną objaśnianą – koszty jednostkowe brutto (Rys. 6.19).



Rys. 6.19 Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych do analizy regresji segmentowej (źródło: opracowanie własne)

### 6.3 Analiza statystyczna danych pozyskanych z modelu złoża

Z uwagi na skokowy charakter zmian niektórych zmiennych objaśniających (dotyczących zagrożeń naturalnych) i zmieniającej się dynamiki reakcji zmiennej zależnej (kosztów jednostkowych brutto) zdecydowano się na utworzenie modelu za pomocą regresji segmentowej. Regresja segmentowa jest metodą statystyczną, która pozwala na modelowanie zależności między zmiennymi, gdy dane wykazują różne zachowania w różnych przedziałach (segmentach) wartości zmiennej niezależnej. Regresja segmentowa pozwala zidentyfikować punkty krytyczne, w których zjawisko zaczyna wykazywać zmiany w zachowaniu, w przypadku podziemnej eksploatacji węgla mogą to być np. wybitnie niekorzystne warunki geologiczno-górnice, których wystąpienie w znaczący sposób wpływa na ograniczenie wydobywania węgla (Sobczyk i Kopacz, 2018).

Modele segmentowe są coraz częściej wykorzystywane w analizie regresji, głównie ze względu na ich elastyczność i lepsze dopasowanie do danych, w szczególności o nieciągłym charakterze. Dzieje się tak dlatego, że w procesie ich budowy wykorzystywana jest metoda rekurencyjnego podziału wielowymiarowej przestrzeni zmiennych (Gatnar, 2010). Zależność między zmienną niezależną a zmienną zależną polega na dopasowaniu oddzielnych funkcji w określonych zakresach zmiennej niezależnej. Segmentami z reguły są funkcje liniowe lub wielomiany niskiego stopnia. W przypadku funkcji liniowych model może być ciągłą krzywą zbudowaną ze złożenia prostych, które mogą wiele razy zmieniać swój kierunek, co czyni je bardzo elastycznymi (Dobosz, 2004). Zaproponowany model regresji segmentowej składa się z dwóch odrębnych części (równań), które łączone są w całość według następującej formuły (28):

$$\hat{Y} = (b_{01} + b_{11}X_1 + \dots + b_{k1}X_k)(Y \leq y_{(0)}) + (b_{02} + b_{12}X_1 + \dots + b_{k2}X_k)(Y > y_{(0)}) \quad (28)$$

gdzie:

- $\hat{Y}$  – wartość estymowana,
- $y_0$  – wartość punktu przełamania,
- $Y \leq y_{(0)}, Y > y_{(0)}$  – warunki logiczne,
- $b_{01}, b_{02}$  – stałe regresji,
- $b_{11} \dots b_{ik}$  – współczynniki cząstkowe regresji,
- $X_1 \dots X_k$  – zmienne niezależne.

Nierówności  $Y \leq y_{(0)}$  i  $Y > y_{(0)}$  przyjmują wartość „1”, jeżeli są spełnione, bądź „0”, gdy są niespełnione. Dodatkowo zmienną objaśniającą „KZT (+<sup>13</sup>)” ze względu na jej skokowy charakter (zmienna przyjmuje tylko trzy różne wartości, spośród których relatywnie często występuje wartość „0”), zdecydowano się zakodować na skali nominalnej, nadając jej dwie wartości: „0” – brak zagrożenia tąpnięciami oraz „1”- występowanie tego typu zagrożenia. Kodowaniu na skali niemetrycznej poddano również zmienną Nachylenie podłużne (\*). Wprawdzie zmienna ta jest mierzona na skali ilorazowej, ale wstępna analiza danych i wiedza ekspercka pokazują, że największy wpływ na wydajność ma zmienna kąt nachylenia w zakresie wartości od 5° do 15°. Dla tej zmiennej zastosowano więc kodowanie: „1” – kąt nachylenia

---

<sup>13</sup> Znak „+” oznacza potencjalny dodatni wpływ zmiennej objaśniającej na zmienną objaśnianą, znak „-” potencjalny ujemny wpływ, natomiast „\*” oznacza, że wpływ może być zmienny w zależności od wielkości zmiennej.

ściany wynosi od 5° do 15°, „0” – kąt nachylenia ściany jest spoza tego przedziału. Do estymacji parametrów modelu wykorzystano metodę *quasi-Newtona*. Procedura estymacji miała charakter wielostopniowy; w kolejnych krokach odrzucano zmienne najmniej istotne i dokonywano reestymacji modelu z nowym zestawem zmiennych. Eliminacji nieistotnych zmiennych w modelu dokonywano na podstawie wyników asymptotycznego testu t-Studenta. Ostatecznie wybrano te modele, które wykazywały co najmniej dobre dopasowanie do danych i miały prawie wszystkie parametry istotne na poziomie  $\alpha=0,05$ . Zestawienie wybranych 10 zmiennych dla 81 ścian eksploatowanych w latach 2016-2022 przedstawia Tab. 6.9.

Tab. 6.9 Zestawienie danych dla analizowanych ścian wydobywczych (źródło: dane z kopalń, ściany eksploatowane w latach 2016-2022)

Ściana	Koszty jednostkowe brutto	Miaższość brutto	Masa urobku	Wybieg ścian	Długość ściany	Głębokość	Odległość od szybu mat.-zjazdowego	CH4	KZG	KZT	KZU
	zł/Mg	m	tys. Mg	m	m	m ppt	m	m <sup>3</sup> /min	-	-	-
G-31	55,3	2,32	906	993	229	793	3213	2,98	0	0	0,75
A-31	86,9	2,14	438	602	192	890	1613	5,96	0	0	0,25
E-21	197,5	2,78	171	360	121	875	1581	5,87	0	0	0,25
F-30	66,1	2,69	853	1305	173	859	2888	10,66	0	0,25	0,25
F-33	90,8	3,66	610	863	128	979	2181	4,68	0	0	0,25
B-32	49,4	2,77	692	861	201	935	1241	14,31	0	0	0,25
C-31	88,8	2,50	328	560	159	824	2077	7,44	0	0	0,75
C-32	119,8	2,58	294	371	206	820	2236	6,62	0	0	0,75
C-31	95,5	2,53	419	548	199	901	1162	3,44	0	0	0,25
C-6	59,4	3,63	1559	1454	211	888	1514	4,28	0	0,25	0,25
C-8	64,5	3,62	1661	1505	219	953	1598	5,12	0	0,25	0,25
Cz-1	66,9	2,20	671	858	214	1012	4155	53,09	0	0	0,25
B-11	35,9	2,83	1194	1218	244	896	4320	53,10	0	0	0
Cw-2	48,3	2,39	587	575	234	1099	2513	16,20	0	0,25	0
Cz-1a	64	2,06	800	984	238	1010	3665	54,97	0	0	0,25
B-12	55,3	2,86	1390	1509	226	917	4227	53,17	0	0	0
Cw-3	59,1	2,54	973	966	218	1116	2351	15,36	0	0,25	0
B-1	48,9	2,56	700	655	249	974	4977	36,31	0	0	0,25
Cz-2	59,8	2,33	560	585	247	1015	4154	50,73	0	0	0,25
B-9	46,2	2,69	1633	1583	245	1086	3925	65,73	0	0,25	0,25
B-2	39,8	2,60	930	800	249	998	4754	40,58	0	0	0,25
Cz-2a	48,0	2,13	975	1123	246	1021	3494	56,07	0	0	0,25
B-3	26,3	2,69	1013	823	249	1017	4575	47,72	0	0	0,25
Cz-1	51,8	2,28	860	883	246	1057	3749	13,21	0	0	0,25
B-10	44,6	2,72	1497	1466	247	1085	3746	63,33	0	0,25	0,25
Cz-3	55,0	2,19	1225	1348	249	1034	3356	54,8	0	0	0,25



Ściana	Koszty jednostkowe brutto	Miąszość brutto	Masa urobku	Wybieg ścian	Długość ściany	Głębokość	Odległość od szybu mat.-zjazdowego	CH4	KZG	KZT	KZU
	zł/Mg	m	tys. Mg	m	m	m ppt	m	m <sup>3</sup> /min	-	-	-
Bw-1	62,7	2,52	1136	1118	248	995	5040	20,82	0,75	0,25	0,25
32	63,5	2,46	942	1043	243	822	2551	11,41	0	0,25	0,25
33	68,8	2,49	928	1014	238	890	2741	10,15	0	0,25	0,25
8	89,2	3,88	603	706	151	804	3060	8,50	0	0,25	0,25
1	61,1	3,32	766	879	198	690	1827	0,64	0	0,75	0,25
2	116,4	3,51	714	745	200	762	1763	0,64	0	0,75	0,25
PW-1	126,7	2,01	442	675	204	947	3491	32,93	0	0	0,75
PW-2	104,8	2,01	489	888	172	982	3698	28,04	0	0	0,75
W-4	118,3	2,52	1150	1436	212	930	2526	6,90	0	0	0,25
W-5	71,5	2,48	1070	1292	218	955	2728	6,91	0	0	0,25
W-6	86,6	2,48	524	560	247	978	2938	6,93	0	0	0,25
K-1	134	2,47	701	678	245	931	2358	6,70	0	0	0,25
K-2	107,3	2,44	588	580	245	919	2406	6,80	0	0	0,25
W-1a	97,2	2,44	857	1045	214	906	2213	6,83	0	0	0,25
C-5	77,6	2,10	729	828	246	958	1718	19,96	0,75	0	0
C-2	83,2	2,14	775	1007	206	968	995	17,24	0,75	0	0,75
C-3	66,1	2,19	975	1038	245	985	1220	17,83	0,75	0	0,75
C-4	52,1	2,24	1017	1049	240	1001	1463	18,42	0,75	0	0,75
C-5	68,8	2,18	774	830	239	1017	1696	17,29	0,75	0	0,75
N-2	70,4	2,45	873	1003	202	852	1591	12,08	0,75	0	0,75
N-5	109	2,48	203	515	94	941	1583	10,91	0,75	0	0,75
N-6	77,7	2,42	488	494	237	930	1056	13,30	0,75	0	0,75
B-1	71,0	2,78	614	612	223	790	1532	5,65	0	0,25	0,75
B-2	70,4	2,71	765	807	222	812	1324	6,86	0	0,25	0,75
B-3	71,0	2,65	806	897	213	830	1148	10,98	0	0,25	0,75
C-1	35,6	3,55	1105	777	239	984	815	12,91	0	0	0,75
C-2	51,4	3,68	1503	1082	230	1003	1033	12,99	0	0	0,75
N-2	89,4	2,52	1179	1302	241	833	2572	13,71	0	0	0,25
N-3	98,6	2,56	1243	1369	242	840	2269	13,88	0	0	0,25
N-4	62,7	2,71	819	1095	191	867	1790	12,22	0	0	0,75
N-9	83,3	3,19	449	483	202	957	1059	13,30	0	0	0,75
XIV	13,8	3,56	2248	2191	200	942	1984	61,27	0,25	0,25	0
XIX	67,7	4,25	682	512	220	771	869	1,61	0	0,25	0,25
XV	32,0	3,75	2294	2110	199	972	2004	61,35	0,25	0,25	0,25
XVII	43,8	4,45	600	387	243	724	1293	5,51	0	0,25	0,25
XVIII	120,5	4,43	428	365	189	695	724	2,02	0	0,25	0,25
F-4	134,4	2,40	119	296	93	871	1520	7,63	0	0	0,25
F-2	108,2	3,07	116	339	71	821	825	13,17	0,22	0	0,75
H-2a	122,0	3,17	264	407	117	901	1674	15,55	0,75	0,75	0
D-2	72,0	2,42	876	715	245	988	708	17,61	0,75	0,25	0,75
D-4	157,4	2,43	386	581	159	941	1191	12,27	0,75	0,25	0,75
E-2a	132,0	2,46	170	252	174	657	992	19,94	0	0,25	0,25

Ściana	Koszty jednostkowe brutto	Miąższość brutto	Masa urobku	Wybieg ścian	Długość ściany	Głębokość	Odległość od szybu mat.-zjazdowego	CH4	KZG	KZT	KZU
	zł/Mg	m	tys. Mg	m	m	m ppt	m	m <sup>3</sup> /min	-	-	-
E-5	164,2	3,45	172	228	152	761	984	22,84	0	0,25	0,25
G-6	99,3	3,45	538	596	183	945	1359	24,28	0,75	0,25	0,25
D-2	88,7	4,69	1816	1345	193	995	1222	16,14	0,75	0,25	0,75
G-2	55,7	3,88	422	361	208	892	1144	4,88	0,75	0,25	0,25
G-4	63,8	3,73	472	510	172	923	1225	5,05	0,75	0,25	0,25
G-6	69,4	3,75	610	581	193	951	1350	4,45	0,75	0,25	0,25
C-1	187,5	2,43	291	376	207	735	1265	1,75	0	0,25	0,75
C-1a	77,1	2,55	433	482	252	769	1403	1,62	0	0,25	0,75
C-3	132,8	2,48	263	369	198	804	1069	1,52	0	0,25	0,75
C-3a	77,2	2,51	300	424	195	839	1182	1,29	0	0,25	0,75
E-6	124,0	2,50	254	405	171	866	916	2,37	0	0,25	0,25

Po odrzuceniu statystycznie nieistotnych zmiennych objaśniających na podstawie wyników asymptotycznego testu t-Studenta, w poprawionym modelu uwzględniono następujące zmienne: miąższość, zasoby wydobywalne, wybieg ściany, długość ściany, odległość od szybu materiałowo-zjazdowego, głębokość, CH4, KZT, KZU oraz KZS. Wszystkie te czynniki charakteryzujące parametry ścian eksploatacyjnych oszacowane są na podstawie modelu geologicznego złoża, a dodatkowo model ten rozbudowano o pięć czynników ryzyka, wynikających z zagrożeń naturalnych. Pierwszym z nich jest metanowość całkowita „CH4”, parametr ciągły interpolowany na podstawie kwartalnych stwierdzeń metanowości całkowitej (obejmuje metanowość wentylacyjną oraz odmetanowanie). Kolejne cztery parametry mają charakter zmiennej dyskretnej, gdzie dla konkretnej partii eksploatacyjnej przypisana jest wartość liczbowa z zaproponowanego przedziału (Tab. 6.6 oraz Tab. 6.7). W tym przypadku estymowany punkt przełamania regresji segmentowej miał wartość 80,60. Wyniki estymacji modelu zawiera Tab. 6.10, a na Rys. 6.20 przedstawiono wykres normalności reszt modelu. Kierunek wpływu zmiennych objaśniających jest następujący: miąższość (-), zasoby wydobywalne (-), wybieg ściany (-), długość ściany (-) obniżają koszty jednostkowe, natomiast zmienne: głębokość (+), odległość od szybu (+), CH4 (+), KZT (+), KZU (+) oraz KZS (+) zwiększają je.

Następujące zmienne: miąższość (-), zasoby wydobywalne (-), wybieg ściany (-), długość ściany (-), odległość od szybu (+), głębokość (+), mają największy wpływ na zmienną

zależną w przypadku wyższych wartości kosztów jednostkowych znajdujących się powyżej punktu przełamania. Przykładowo wzrost miąższości węgla o jednostkę powoduje spadek kosztów jednostkowych średnio o 12,76 jednostek, jeśli koszty przekraczają 80,60, natomiast jeśli koszty jednostkowe są poniżej tego punktu, to wzrost miąższości węgla o jednostkę implikuje spadek kosztów jednostkowych średnio o 1,42 jednostek *ceteris paribus* (bez wpływu czynników trzecich). Najsilniejszy dodatni wpływ na koszty jednostkowe poniżej ich punktu przełamania mają zagrożenia wynikające z samozapalności: wzrost tych zagrożeń o 0,1 powoduje wzrost kosztów średnio o 19,85 *ceteris paribus*. Z kolei w przypadku gdy koszty jednostkowe znajdują się powyżej punktu przełamania, to największy wzrost kosztów jednostkowych wynika z występowania zagrożenia tapaniami: ich obecność podwyższa koszty jednostkowe średnio o 27,66 jednostek *ceteris paribus*.

Tab. 6.10 Wyniki estymacji modelu regresji segmentowej, opisującego zależność kosztów jednostkowych brutto od uwarunkowań geologiczno-górnictwa pokładów węgla  
(źródło: opracowanie własne)

Zmienna objaśniająca	Wpływ parametru	Błąd Standardowy	t	p
Stała B0	36,3758	13,0903	2,7788	0,0074
Miaższość brutto (-)	-1,4152	0,4803	-2,9463	0,0047
Masa urobku (-)	-0,0010	0,0005	-2,1603	0,0350
Wybieg ścian (-)	-0,0370	0,0088	-4,1976	0,0001
Długość ściany obliczona (-)	-0,0728	0,0115	-6,3382	0,0000
Odległość od szybu (+)	-0,0070	0,0037	-1,8996	0,0625
Głębokość (+)	0,0168	0,0075	2,2406	0,0290
CH4 (+)	0,3353	0,1092	3,0703	0,0033
KZT (+)	18,3347	4,8520	3,7788	0,0004
KZU (+)	9,3576	3,1038	3,0149	0,0038
KZS (+)	19,8466	5,4476	3,6432	0,0006
Stała B0	276,5682	83,2073	3,3238	0,0016
Miaższość brutto (-)	-12,7590	4,5296	-2,8168	0,0067
Masa urobku (-)	-0,0310	0,0053	-5,8895	0,0000
Wybieg ścian (-)	-0,0478	0,1038	-0,4609	0,6466
Długość ściany obliczona (-)	-0,1393	0,0782	-1,7822	0,0800
Odległość od szybu (+)	0,0402	0,0078	5,1803	0,0000
Głębokość (+)	0,1022	0,0272	3,7528	0,0004
CH4 (+)	0,0943	0,0493	1,9109	0,0610
KZT (+)	27,6634	10,8923	2,5397	0,0138
KZU (+)	3,9249	1,3569	2,8925	0,0054
KZS (+)	19,0674	6,0833	3,1344	0,0027
R <sup>2</sup>	83,21%			

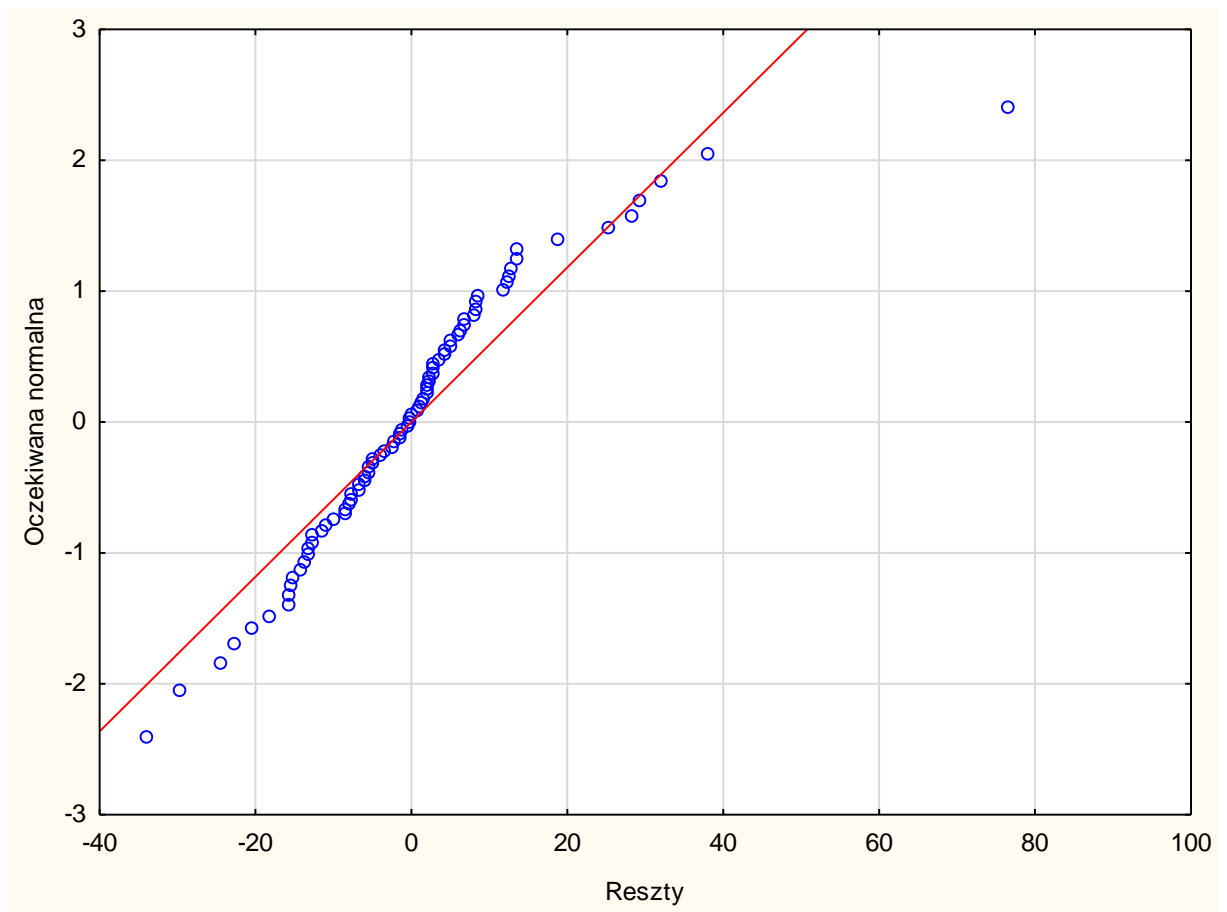
Wyniki estymacji modelu regresji segmentowej pokazują, że 83,21% ( $R^2=83,21\%$ ) zmienności kosztów jednostkowych jest wyjaśniane za pomocą 10 zmiennych budujących model. Wobec

powyższego w dalszej analizie, mającej na celu oszacowanie wpływu ryzyka na efektywność eksploatacji w poszczególnych partiach złoża, uwzględniono następujące czynniki:

- miąższość;
- zasoby wydobywalne;
- wybieg ściany;
- długość ściany;
- głębokość;
- odległość od najbliższego szybu materiałowo-zjazdowego;
- CH<sub>4</sub> (zagrożenie metanowe);
- KZS (samozapalność węgla);
- KZT (zagrożenie tąpnięciami);
- KZU (wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych).

Analiza rozkładu wartości resztowych powinna być jednym z najważniejszych etapów weryfikacji modelu regresyjnego poprzez wykrycie odstających obserwacji (Ampuła, 2014). Pozwala ona szybko i skutecznie wykryć wszystkie odstępstwa od poprawnej analizy procesu regresji. Otrzymany wykres normalności reszt modelu umożliwia wzrokową ocenę zgodności reszt z rozkładem normalnym: w przypadku gdy reszty nie mają rozkładu normalnego, to punkty odchylają się od linii prostej, jeśli punkty tworzą wyraźny kształt wokół prostej, to sugeruje to zmianę w modelu regresji.

W przypadku modelu regresji segmentowej (Rys. 6.20) można zauważyć, że punkty układają się wzdłuż prostej, potwierdzając w ten sposób normalność rozkładu reszt. Można mieć obiektywne wątpliwości dotyczące ostatniej obserwacji, ponieważ jest ona nieco oddalona od linii, aczkolwiek oddalenie to nie wpływa znacząco na normalność wartości resztowych. Jest to także tylko jedna obserwacja, która stanowi jedynie 1,23% wszystkich rozwiązań modelu.



*Rys. 6.20 Wykres normalności reszt modelu regresji segmentowej  
(źródło: opracowanie własne)*

## 7. Metodyka oceny atrakcyjności złoża

### 7.1 Hierarchiczny model poziomu ryzyka

Dla oceny atrakcyjności eksploatacji złóż węgla kamiennego opracowano hierarchiczny model oceny poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów wydobycia. Strukturę modelu przedstawiono na Rys. 7.1. Do modelu wykorzystano kryteria, które zostały wyróżnione w rozdziale 6.3 za pomocą modelu regresji segmentowej.

Analogicznie jak w tradycyjnej metodzie AHP spójność modelu hierarchicznego zweryfikowano poprzez obliczenie wskaźnika (indeksu) zgodności (konsekwencji) – C.I. (*Consistency Index*) oraz wyznaczenie współczynnika zgodności (konsekwencji) – C.R. (*Consistency Ratio*).

Zaproponowany hierarchiczny model, opracowany na podstawie wytypowanych czynników ryzyka, składa się w tym przypadku z 4 poziomów. Na pierwszym umieszczono główny cel zadania – ocena poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoża. Drugi poziom modelu reprezentowany jest przez 3 główne grupy czynników ryzyka, do których zaliczono:

1. czynniki górnicze,
2. czynniki geologiczne,
3. zagrożenia naturalne.

Na III poziomie modelu hierarchicznego wprowadzono kryteria cząstkowe, będące szczegółowym rozwinięciem grupy kryteriów poziomu II.

W grupie czynników górniczych pod uwagę wzięto 3 kryteria cząstkowe:

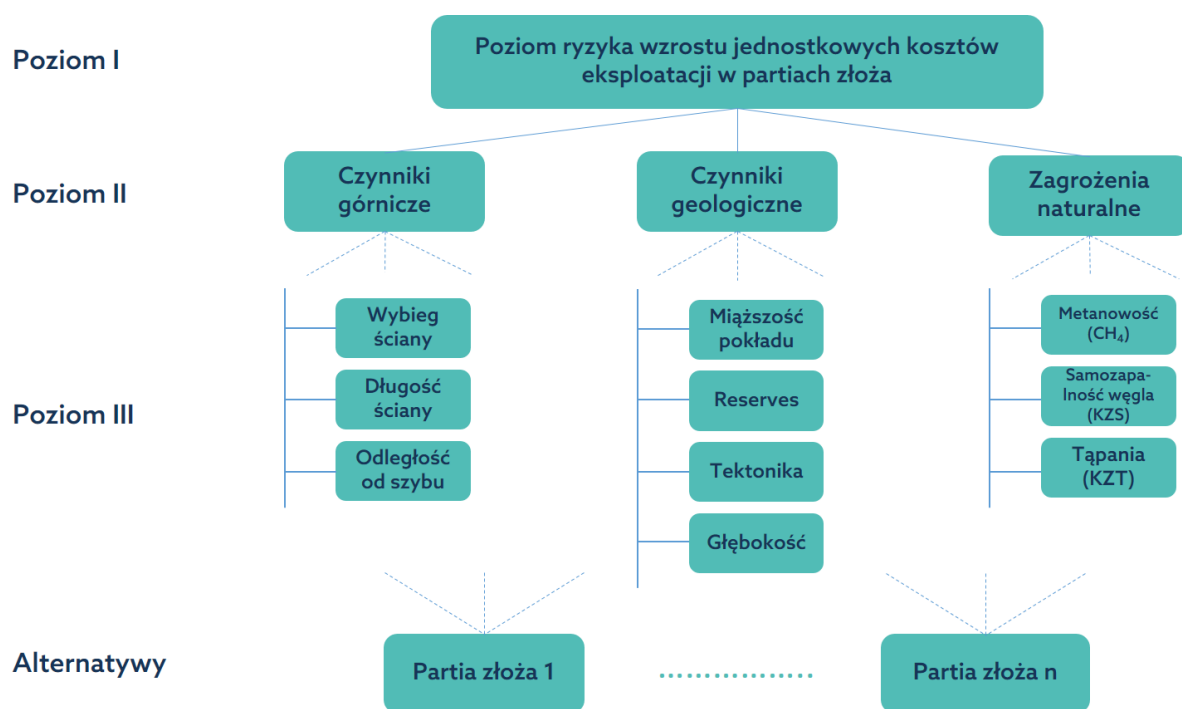
1. wybieg ściany, m
2. długość ściany, m
3. odległość od szybu materiałowo-zjazdowego, m

W grupie czynników geologicznych wydzielono 4 szczegółowe kryteria:

1. miąższość pokładu, m
2. zasoby wydobywalne, tys. Mg
3. zaburzenia tektoniczne, wskaźnik
4. głębokość zalegania pokładu, m

W kategorii zagrożeń naturalnych, wprowadzono w szczególności:

1. metanowość ściany, m<sup>3</sup>/min
2. skłonność węgla do samozapalenia, grupa
3. zagrożenie tąpnięciami, stopnie



Rys. 7.1 Model oceny poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoże (źródło: opracowanie własne)

Do ilościowego określenia znaczenia poszczególnych kryteriów w odniesieniu do celu, jakim jest oszacowanie ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoże, uzyskano oceny ekspertów przedstawione w macierzach porównań parami. W tym przypadku skorzystano z opinii ekspertów wyłonionych spośród pracowników naukowo-badawczych uczelni wyższych i instytutów naukowych oraz kadry inżyniersko-technicznej z następujących działów kopalń węgla kamiennego: Działu Przygotowania Produkcji i Rozwoju, Działu Robót Górniczych, Działu Wentylacji, Działu Mierniczo-Geologicznego oraz Działu Kontrolingu. Łącznie w wycenie modeli wzięło udział 16 ekspertów. Na podstawie przygotowanych interaktywnych ankiet eksperci dokonali porównań parami wszystkich elementów poszczególnych poziomów względem każdego elementu poziomu wyższego.

W Tab. 7.1 przedstawione są wyniki obliczeń wektora priorytetu dla kryteriów poziomu 2. Odpowiednie wagi (WL2) trzech grup czynników ryzyka wyniosły 0,166 w przypadku czynników górniczych (technicznych), 0,322 w przypadku czynników geologicznych oraz 0,512 w przypadku zagrożeń naturalnych.

Tab. 7.1 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów poziomu 2 (źródło: opracowanie własne)

Grupa kryteriów	Górnice	Geologiczne	Zagrożenia naturalne	W <sub>L2</sub>
Górnice	(1, 1, 1)	(1, 1/3, 1/5)	(1, 1/3, 1/5)	0,166
Geologiczne	(5, 3, 1)	(1, 1, 1)	(1, 1/2, 1/4)	0,322
Zagrożenia naturalne	(5, 3, 1)	(4, 2, 1)	(1, 1, 1)	0,512
				<b>C.I.=0,061</b>

W Tab. 7.2 przedstawiono obliczenia wektora priorytetu dla kryteriów cząstkowych czynników górniczych. Oszacowane wagi (W<sub>LM</sub>) to 0,568 w przypadku wybiegu ściany, 0,111 w przypadku długości ściany oraz 0,321 w przypadku odległości od szybu materiałowo-zjazdowego.

Tab. 7.2 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów górniczych poziomu 2 (źródło: opracowanie własne)

Grupa kryteriów	Wybieg ściany	Długość ściany	Odległość od szybu	W <sub>LM</sub>
Wybieg ściany	(1, 1, 1)	(2, 4, 6)	(1, 2, 4)	<b>0,568</b>
Długość ściany	(1/6, 1/4, 1/2)	(1, 1, 1)	(1/2, 1/4, 1/6)	<b>0,111</b>
Odległość od szybu	(1, 1, 1)	(6, 4, 2)	(1, 1, 1)	<b>0,321</b>
				<b>C.I.=0,041</b>

Tab. 7.3 ilustruje wyniki wektora priorytetu dla kryteriów cząstkowych czynników geologicznych. Oszacowane wagi (W<sub>LG</sub>) to 0,192 w przypadku miąższości pokładu, 0,163 w przypadku wielkości zasobów wydobywalnych 0,446 w przypadku zaburzeń tektonicznych i 0,198 w przypadku głębokości zalegania pokładu.

Tab. 7.3 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów geologicznych poziomu 2 (źródło: opracowanie własne)

Grupa kryteriów	Miąższość pokładu	Zasoby wydobywalne	Zaburzenia tektoniczne	Głębokość	W <sub>LG</sub>
Miąższość pokładu	(1, 1, 1)	(1, 1, 1)	(1, 1/2, 1/4)	(1, 1, 1)	0,192
Zasoby wydobywalne	(1, 1, 1)	(1, 1, 1)	(1, 1/2, 1/4)	(1, 1/2, 1/4)	0,163
Zaburzenia tektoniczne	(4, 2, 1)	(4, 2, 1)	(1, 1, 1)	(2, 4, 6)	0,446



Głębokość	(1, 1, 1)	(4, 2, 1)	(1/6, 1/4, 1/2)	(1, 1, 1)	0,198
					<b>C.I.=0,053</b>

W Tab. 7.4 przedstawione są obliczenia wartości wektora priorytetu dla kryteriów cząstkowych wynikających z zagrożeń naturalnych. Odpowiednie wagi ( $W_{LH}$ ) to 0,643 w przypadku zagrożenia metanowego, 0,118 w przypadku zagrożenia pożarowego i 0,238 w przypadku zagrożenia tąpnięciami.

Tab. 7.4 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów wynikających z zagrożeń naturalnych poziomu 2 (źródło: opracowanie własne)

Grupa kryteriów	Metanowość (CH4)	Samozapalność (KZS)	Tąpnięcia (KZT)	$W_{LH}$
Metanowość (CH4)	(1, 1, 1)	(3, 5, 7)	(1, 3, 5)	<b>0,643</b>
Samozapalność (KZS)	(1/7, 1/5, 1/3)	(1, 1, 1)	(1, 1/2, 1/4)	<b>0,118</b>
Tąpnięcia (KZT)	(1/5, 1/3, 1)	(4, 2, 1)	(1, 1, 1)	<b>0,238</b>
				<b>C.I.=0,002</b>

## 7.2 Wskaźnik ryzyka eksploatacji RF

Otrzymane wagi kryteriów budujących model hierarchiczny oceny poziomu ryzyka eksploatacji w partiach złoża zostały wykorzystane do konstrukcji wskaźnika ryzyka eksploatacji RF. Wykorzystano 10 czynników ryzyka wyłonionych na podstawie regresji segmentowej. Rzędy wielkości tych czynników należało ujednoczyć i doprowadzić do porównywalności poprzez normalizację. Do przekształceń zastosowano dwa wzory. Odmienny wzór dla destymulant powoduje przekształcenie ich w stymulanty. Wzory unitaryzacyjne dla stymulant i destymulant są następujące (Sokołowski, 1982):

$$\text{Dla stymulant: } z_{ij} = \frac{x_{ij} - \min\{x_{ij}\}}{\max\{x_{ij}\} - \min\{x_{ij}\}} \quad (29)$$

$$\text{Dla destymulant: } z_{ij} = \frac{\max\{x_{ij}\} - x_{ij}}{\max\{x_{ij}\} - \min\{x_{ij}\}} \quad (30)$$

gdzie:

- $i$  – numer partii złoża,
- $j$  – numer cechy statystycznej (kryterium),

$x_{ij}$	–	wartość j-tej cechy, w i-tej partii złoża,
$\min\{x_{ij}\}$	–	wartość minimalna (dolny punkt odniesienia),
$\max\{x_{ij}\}$	–	wartość maksymalna (górnny punkt odniesienia),
$Z_{ij}$	–	wartości przekształcone.

Wskaźnik ryzyka RF jest sumą iloczynów odpowiednich wag z powiązanymi znormalizowanymi wartościami czynników ryzyka w analizowanych partiach złoża. Wskaźnik przyjmuje wartości z przedziału  $[0 \div 1]$ . Im większą wartość przyjmie ten wskaźnik tym ściana (parcela, pokład i złożo) będzie charakteryzować się większym poziomem ryzyka, a co za tym idzie mniejszą atrakcyjnością.

Wzór na wskaźnik RF przybiera postać (równanie 31):

$$RF = \sum_{i=1}^n N_i \cdot z_i \quad (31)$$

gdzie:

RF	–	wartość wskaźnika ryzyka eksploatacji,
i	–	numer cechy statystycznej,
n	–	liczba cech statystycznych,
$N_i$	–	waga i-tej cechy statystycznej,
$z_i$	–	wartość znormalizowanej cechy.

### 7.3 Ocena atrakcyjności złóż – analiza wyników oceny złóż testowych

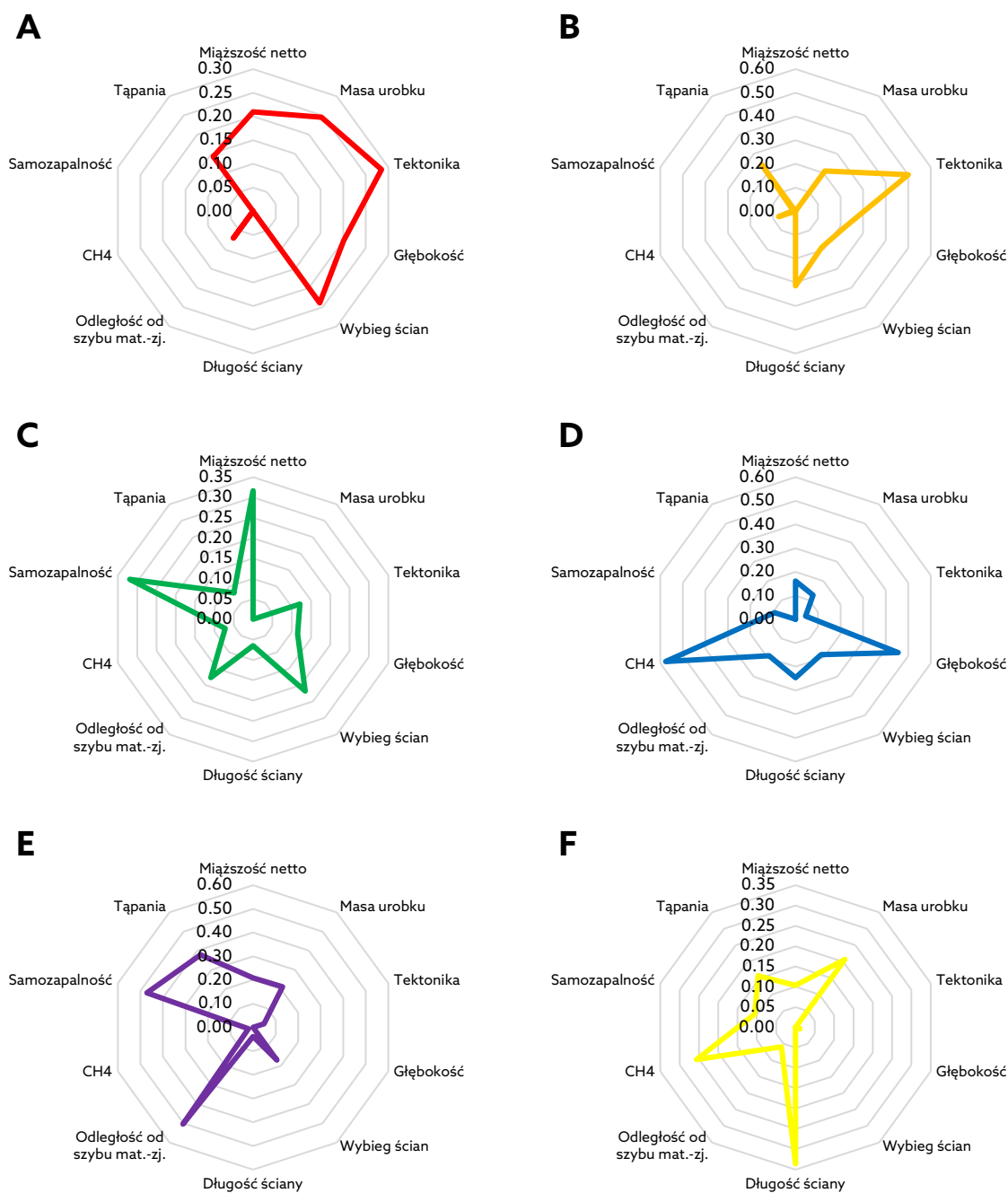
Wartości wskaźnika ryzyka RF uzyskane metodą FAHP obliczono w dwóch wariantach. W pierwszym wariantcie wartości wskaźnika ryzyka RF obliczono dla sześciu złóż węgla kamiennego (złoża od „A” do „F”). W wariantcie tym zostały ocenione ściany zaplanowane do wydobycia według rzeczywistych harmonogramów wydobycia (dla różnych złóż był to horyzont czasowy od 10 do 32 lat). Wskaźnik RF składa się dziesięciu czynników ryzyka zgrupowanych w trzy grupy: czynniki górnicze, czynniki geologiczne i zagrożenia naturalne. Wartości poszczególnych czynników ryzyka w analizowanych złożach pokazano w Tab. 7.5. Znormalizowane wyniki każdego czynnika podano w Tab. 7.6. Na Rys. 7.2 przedstawiono w formie wykresów radarowych wartości składowych 10 wytypowanych czynników ryzyka w sześciu analizowanych złożach.

Tab. 7.5 Wartości każdego kryterium w poszczególnych złożach (źródło: opracowanie własne)

Złoże / kopalnia	Liczba lat	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne		
		Wybieg ściany*	Długość ściany*	Odległość od szybu*	Miaższność pokładu*	Roczne wydobycie (measured)	KZU*	Głębokość*	CH <sub>4</sub> *	KZS*	KZT*
	rok	m	m	m	m	tys. Mg	-	m ppt	$\frac{m^3}{min}$	-	-
<b>A</b>	32	<b>865</b>	<b>233</b>	1894	2,35	<b>1 776</b>	0,42	1003	<b>4,92</b>	<b>0,05</b>	0,13
<b>B</b>	28	901	192	<b>1761</b>	<b>2,78</b>	1 977	<b>0,63</b>	1015	11,63	0,05	0,20
<b>C</b>	10	880	225	2100	<b>2,14</b>	2 396	0,25	943	11,39	0,10	0,08
<b>D</b>	17	905	201	2123	2,45	<b>2 463</b>	0,17	<b>1181</b>	<b>56,26</b>	0,07	<b>0,02</b>
<b>E</b>	13	914	228	<b>2722</b>	2,36	1 979	0,18	<b>863</b>	6,70	<b>0,13</b>	<b>0,30</b>
<b>F</b>	13	<b>1038</b>	<b>189</b>	1874	2,57	2 008	<b>0,13</b>	870	27,76	0,07	0,14

\* - dane uśrednione dla kopalń wg rocznego wydobycia

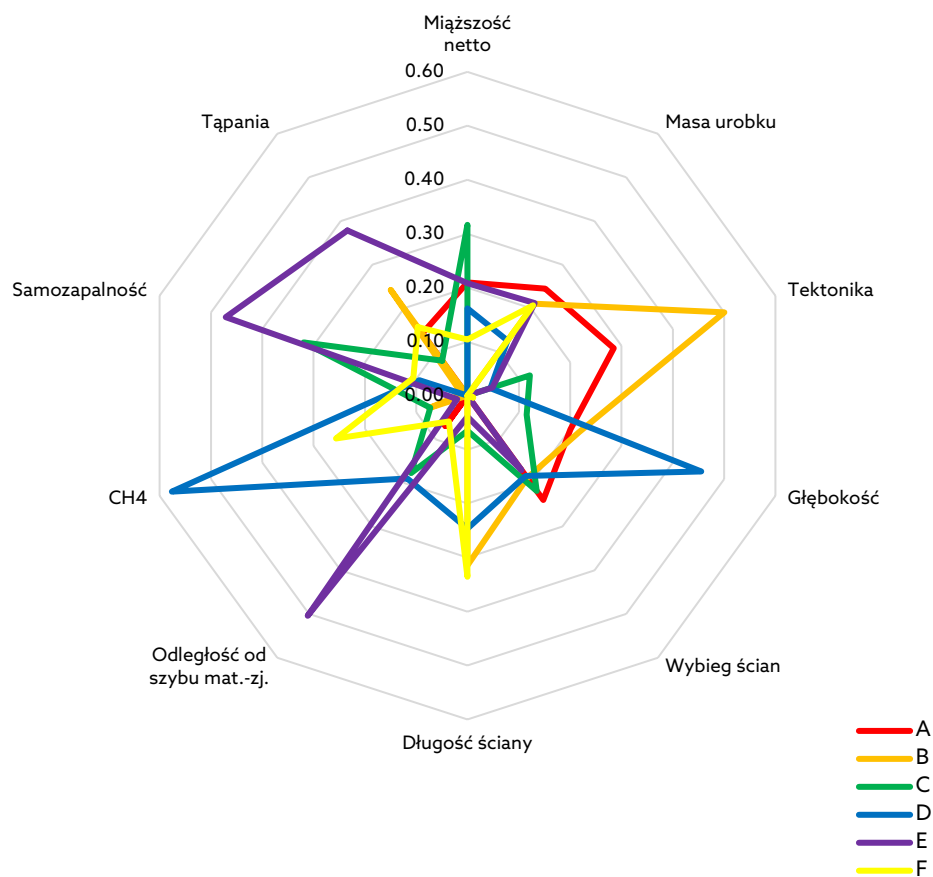
Najdłuższymi średnimi wybiegami ścian charakteryzuje się złoże F, gdzie ta zmienna osiąga wartość 1038 m, na drugim biegunie znalazły się ściany ze złoża A (865 m). Co ciekawe, odwrotna sytuacja ma miejsce, jeżeli chodzi o średnią długość ścian. W pewnym zakresie jest to tłumaczone zagrożeniem metanowym, które technologicznie ogranicza możliwą maksymalną długość ściany. W przypadku odległości do szybu materiałowo-zjazdowego najatrakcyjniejsze jest złoże B, natomiast złoże E charakteryzuje się najdłuższymi drogami dojścia załogi do miejsca pracy, co ogranicza wymiennie efektywny czas pracy. Największym rocznym wydobyciem charakteryzuje się kopalnia D, natomiast najmniejszym kopalnia A. W przypadku zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych najlepiej na tym tle wypada kopalnia F, a największą uciążliwość eksploatacji z tego tytułu charakteryzują się zasoby kopalni B. Kopalnia D cechuje się największym zagrożeniem metanowym, aczkolwiek z drugiej strony najmniejszym zagrożeniem tapaniami. Kopalnia A wyróżnia się najmniejszym zagrożeniem metanowym i zagrożeniem wystąpienia pożarów endogenicznych, na drugim biegunie jest kopalnia E z wysokimi wskaźnikami KZS (samozapalność) i KZT (tapania).



Rys. 7.2 Średnie parametry kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach  
(źródło: opracowanie własne)

Na powyższych rysunkach przedstawiono w formie wykresów radarowych średnie parametry kryteriów wskaźnika RF we wszystkich analizowanych złożach. Wykresy te umożliwiają szybkie porównanie wszystkich dziesięciu zmiennych (czynników ryzyka). Punkty danych na każdym promieniu obrazują udział każdego czynnika ryzyka w danym złożu. Tak zaprezentowane wykresy są intuicyjne i łatwe do interpretacji, prezentując duże

zróznicowanie wartości czynników ryzyka we wszystkich złożach. Na Rys. 7.3 przedstawiono wszystkie złoża w formie skumulowanego wykresu.



Rys. 7.3 Skumulowane zestawienie kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach  
(źródło: opracowanie własne)

Tab. 7.6 Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik poszczególnych złóż  
(źródło: opracowanie własne)

Złoże / kopalnia	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne			Wskaźnik ryzyka RF
	Wybieg ściany	Długość ściany	Odległość od szybu	Miaższość pokładu	Zasoby wydobywalne	KZU	Głębokość	CH4	KZS	KZT	
Wagi P1	0,166			0,322				0,512			
Wagi P2	0,59	0,11	0,32	0,19	0,16	0,45	0,20	0,64	0,12	0,24	
Waga W <sub>GL</sub>	0,09	0,02	0,05	0,06	0,05	0,14	0,06	0,33	0,06	0,12	
<b>A</b>	0,15	0,13	0,13	0,15	0,17	0,20	0,15	0,04	0,09	0,13	<b>0,4497</b>
<b>B</b>	0,14	0,16	0,12	0,12	0,16	0,31	0,15	0,08	0,10	0,20	<b>0,5442</b>
<b>C</b>	0,15	0,13	0,14	0,16	0,10	0,12	0,14	0,08	0,19	0,08	<b>0,4211</b>
<b>D</b>	0,14	0,15	0,15	0,14	0,10	0,08	0,17	0,40	0,12	0,02	<b>0,5481</b>
<b>E</b>	0,14	0,13	0,19	0,15	0,16	0,09	0,13	0,05	0,23	0,30	<b>0,4593</b>
<b>F</b>	0,13	0,16	0,13	0,13	0,16	0,06	0,13	0,20	0,12	0,14	<b>0,4528</b>

Średnia wartość wskaźnika RF dla wszystkich kopalń wynosi **0,4888**, przy czym cztery zakłady górnicze (A, C, E i F) mają niższe wartości RF, natomiast w dwóch pozostałych (B i D) wartość wskaźnika ryzyka jest wyraźnie wyższa (kolejno 0,5442 oraz 0,5481) od wartości średniej.

Najwyższą wartością wskaźnika RF, i zarazem (najmniejszą atrakcyjnością z oceną 0,5481, charakteryzuje się kopalnia D. Drugą z kolei wartość wskaźnika RF oszacowano dla kopalni B (0,5442). Wartości te prezentują wpływ nadania w ocenie ryzyka wysokiego priorytetu metanowości (CH<sub>4</sub>) w przypadku kopalni D oraz zagrożenia tąpnięciami (KZT) oraz zaburzeń tektonicznych (KZU) w kopalni B. Najniższe ryzyko (największa atrakcyjność) z oceną RF=0,4211 występuje w kopalni C, druga z kolei jest kopalnia A (RF=0,4497). Na tak niską wartość wskaźnika ryzyka wpływa przede wszystkim niższe wartości metanowości (CH<sub>4</sub>) oraz nie wyróżniające się negatywnie od średnich wartości inne czynniki.

W drugim wariantcie zostały wybrane do analizy wszystkie ściany możliwe do wyeksploatowania w okresie obowiązywania koncesji w złożu „C”, które, według opracowanej metodyki, zostało ocenione jako najatrakcyjniejsze pod względem możliwości eksploatacji (najniższy wskaźnik RF) spośród porównywanych złóż. Ściany eksploatacyjne złoża „C” zostały zgrupowane w obrębie ośmiu partii wydobywczych (wyznaczonych głównie na podstawie uskoków regionalnych o dużych zrzutach). Wartości poszczególnych czynników ryzyka w analizowanych partiach złoża pokazano w Tab. 7.7. Znormalizowane wyniki każdego czynnika podano w Tab. 7.8.

Tab. 7.7 Wartości każdego kryterium w poszczególnych partiach złoża  
(źródło: opracowanie własne)

Partia	Liczba ścian	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne		
		Wybieg ściany*	Długość ściany*	Odległość od szybu*	Miażzość pokładu*	Średnia suma zasobów w ścianie	KZU*	Głębokość*	CH4*	KZS*	KZT*
	szt.	m	m	m	m	tys. Mg	-	m ppt	$\frac{m^3}{min}$	-	-
<b>B</b>	9	900	244	1122	2,80	964	0,75	855	11,48	0,12	0,17
<b>C</b>	7	942	186	1435	3,20	873	0,75	1065	10,57	0,13	0,00
<b>K</b>	8	1112	206	2226	2,15	925	0,50	989	15,96	0,16	0,75
<b>N</b>	21	727	213	1723	2,45	621	0,57	905	9,27	0,08	0,00
<b>PN</b>	3	760	236	4438	1,35	492	0,75	947	30,60	0,07	0,00
<b>PW</b>	5	793	271	3696	1,86	752	0,75	1062	10,22	0,07	0,00
<b>S</b>	7	984	224	1937	1,85	773	0,70	855	14,99	0,07	0,00
<b>W</b>	12	903	255	2455	1,67	784	0,25	969	9,22	0,07	0,00
<b>Suma / Śr.</b>	72	890	227	2016	2,29	768	0,58	944	11,84	0,10	0,13

\* - dane uśrednione dla partii wg uśrednionych zasobów w ścianach wydobywczych

Jeżeli chodzi o czynniki górnicze (techniczne), to partią charakteryzującą się najdłuższymi wybiegami ścian jest partia K, w której jako jedynej wartość ta przekracza 1 km (1 112 m). Ścianami o najkrótszym wybiegu cechuje się partia N, aczkolwiek jeszcze partie PN i PW mają średnie wybiegi krótsze aniżeli 800 m. W przypadku długości ściany najlepiej wypada partia PW (271 m), a na przeciwnym biegunie znajduje się partia C (186 m). Najdłuższą odległością od szybów materiałowo-zjazdowych charakteryzuje się partia PN, w przypadku której jest to prawie 4 razy większa odległość niż w przypadku najlepszej w tym aspekcie partii

B. Duże różnice występują między partiami także w przypadku miąższości pokładu, gdzie największa jego wartość występuje w partii C (3,2 m), a najmniejsza w partii PN. Przekłada się to wprost na średni wolumen węgla w ścianie. Jeżeli chodzi o średnią głębokość eksploatacji to naj płytszą jest partia S, a najgłębszą partia C. W przypadku zagrożenia metanowego najmniej atrakcyjna jest partia PN, natomiast na przeciwnym krańcu znajduje się partia W. Kilka części pokładów węgla zostało zakwalifikowanych jako nietąpiące, natomiast partia K charakteryzuje się najwyższym, II stopniem zagrożenia.

Tab. 7.8 Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik partii złoże  
(źródło: opracowanie własne)

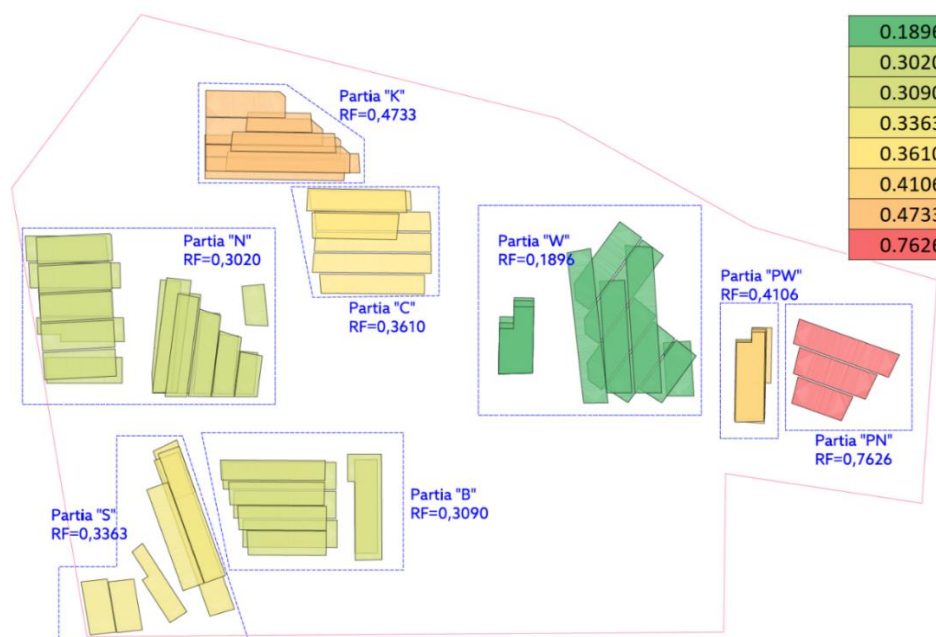
Partia	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne			Wskaźnik ryzyka RF
	Wybieg ściany	Długość ściany	Odstępek od szybu	Miąższość pokładu	Zasoby wydobywalne	KZU	Głębokość	CH <sub>4</sub>	KZS	KZT	
Wagi P1	0,166			0,322				0,512			
Wagi P2	0,59	0,11	0,32	0,19	0,16	0,45	0,20	0,64	0,12	0,24	
Waga W <sub>GL</sub>	0,09	0,02	0,05	0,06	0,05	0,14	0,06	0,33	0,06	0,12	
<b>B</b>	0,11	0,10	0,05	0,08	0,08	0,13	0,10	0,09	0,13	0,16	<b>0,3090</b>
<b>C</b>	0,10	0,13	0,07	0,07	0,11	0,13	0,12	0,09	0,15	0,00	<b>0,3610</b>
<b>K</b>	0,09	0,12	0,11	0,11	0,08	0,09	0,12	0,13	0,18	0,72	<b>0,4733</b>
<b>N</b>	0,13	0,12	0,08	0,09	0,14	0,10	0,11	0,07	0,10	0,00	<b>0,3020</b>
<b>PN</b>	0,13	0,11	0,21	0,17	0,18	0,13	0,11	0,25	0,08	0,00	<b>0,7626</b>
<b>PW</b>	0,12	0,09	0,18	0,12	0,10	0,13	0,12	0,08	0,08	0,00	<b>0,4106</b>
<b>S</b>	0,10	0,11	0,09	0,12	0,10	0,12	0,10	0,12	0,08	0,00	<b>0,3363</b>
<b>W</b>	0,11	0,10	0,12	0,14	0,11	0,04	0,11	0,07	0,08	0,00	<b>0,1896</b>
<b>Złoże Średnia</b>	0,11	0,11	0,10	0,10	0,10	0,10	0,11	0,10	0,11	0,12	<b>0,3365</b>

Średnia wartość RF dla całego złoże, będąca średnią ważoną po zasobach w danej partii, wynosi 0,3365, przy czym cztery analizowane partie złoże (B, N, S i W) mają niższe wartości RF (charakteryzują się większą atrakcyjnością), natomiast w czterech pozostałych (C, K, PN i PW) wartość wskaźnika ryzyka jest wyraźnie wyższa od wartości średniej dla złoże. W odniesieniu do partii PN (o najwyższej wartości wskaźnika RF=0,7626) wynika to przede wszystkim z największej metanowości, najgorszych parametrów geometrycznych ścian



(wybieg oraz długość) oraz najdłuższej drogi dojścia załogi do ścian w tej partii. Druga z kolei partia K zawdzięcza wysoki wskaźnik RF II stopniowi zagrożenia tapaniami oraz najwyższą skłonnością węgla do samozapalenia. Największą atrakcyjnością cechuje się partia W charakteryzująca się dobrymi parametrami geometrycznymi ścian oraz najniższym poziomem zagrożeń naturalnych, podobnie jak partia N, która znalazła się na drugim miejscu poprzez gorsze parametry geometryczne.

Na podstawie oszacowanego wskaźnika ryzyka RF opracowano mapę atrakcyjności złoża w rozbiciu na poszczególne partie, z założeniem że im mniejsza wartość wskaźnik RF w danej partii, tym ta partia odznacza się większą atrakcyjnością (Rys. 7.4).



Rys. 7.4 Mapa atrakcyjności złoża (źródło: opracowanie własne)

Analogicznie jak w przypadku analizowanych sześciu złóż na Rys. 7.5 przedstawiono w formie wykresów radarowych wartości składowych poszczególnych czynników ryzyka w ośmiu partiach złoża „C”. Widoczna jest duża zmienność 10 wytypowanych kryteriów. W przypadku najatrakcyjniejszej partii „W” widoczny jest udział czynników ryzyka z grupy czynników geologicznych i górniczych (prawa i dolna część wykresu), które zostały wycenione niżej od zagrożeń naturalnych. Dodatkowo partia „W” charakteryzuje się najmniejszym udziałem poszczególnych składowych wskaźnika RF (miąższość netto o największym udziale w partii stanowi 18% wśród całego złoża). Jeżeli chodzi o najmniej atrakcyjną partię „PN” niemal połowę wskaźnika RF stanowi zagrożenie metanowe („CH<sub>4</sub>”) co wynika z wysokiego zagrożenia metanowego oraz z wysokiej wagi nadanej tej zmiennej na etapie wyceny modelu hierarchicznego.



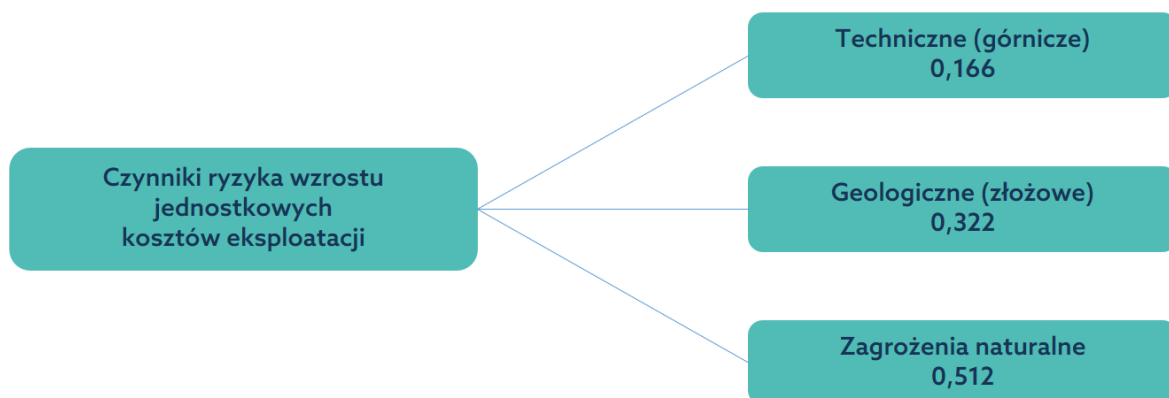
#### 7.4 Analiza wrażliwości hierarchicznego modelu oceny atrakcyjności złóż

Modele hierarchiczne opracowane w metodzie AHP mogą być podatne nawet na niewielkie zmiany wartości w macierzy porównań, co przekłada się na zmienność wyniku końcowego. W związku z tym w pracy zdecydowano się przeprowadzić analizę wrażliwości, która dostarczyła ważnych informacji na temat rankingu obiektów wobec priorytetów alternatywnego kryterium decyzyjnego. Analiza ta miała na celu także sprawdzenie stabilności modelu AHP oraz ustalenie, które kryterium i który miernik wyników może spowodować zmianę rankingu między parą alternatyw (odwrócenie rang), nawet jeśli występują stosunkowo niewielkie zmiany w stwierdzeniach dotyczących preferencji. Podstawowymi danymi do analizy są wagi poszczególnych kryteriów. Jeśli niewielkie zmiany wyceny modelu mogą znacząco zmodyfikować wynik, to wynik rankingu jest niestabilny, a przez to niewiarygodny (nie możemy być pewni, czy efekt końcowy nie jest przypadkowy). I odwrotnie, jeśli rozsądnie małe zmiany w wagach kryteriów nie powodują zauważalnych modyfikacji wyniku, to możemy zakładać, że uzyskany wynik jest konsekwencją poprawnych ocen ekspertów podczas wyceny modelu. Wrażliwość modelu można wykorzystać do określenia jakości procedury wyceny.

Wykonana analiza wrażliwości, udzieliła odpowiedzi na pytanie, jak zmienią się wyniki, gdyby struktura preferencji ekspertów wyceniających model była nieco inna.

Zaprezentowane rezultaty analizy są zależne od kryteriów, które zostały uwzględnione w strukturze oraz ich wyceny. Główne grupy kryteriów, wraz z powiązаныmi z nimi wagami, które zostały wykorzystane w modelu hierarchicznym, przedstawiono na Rys. 7.6.

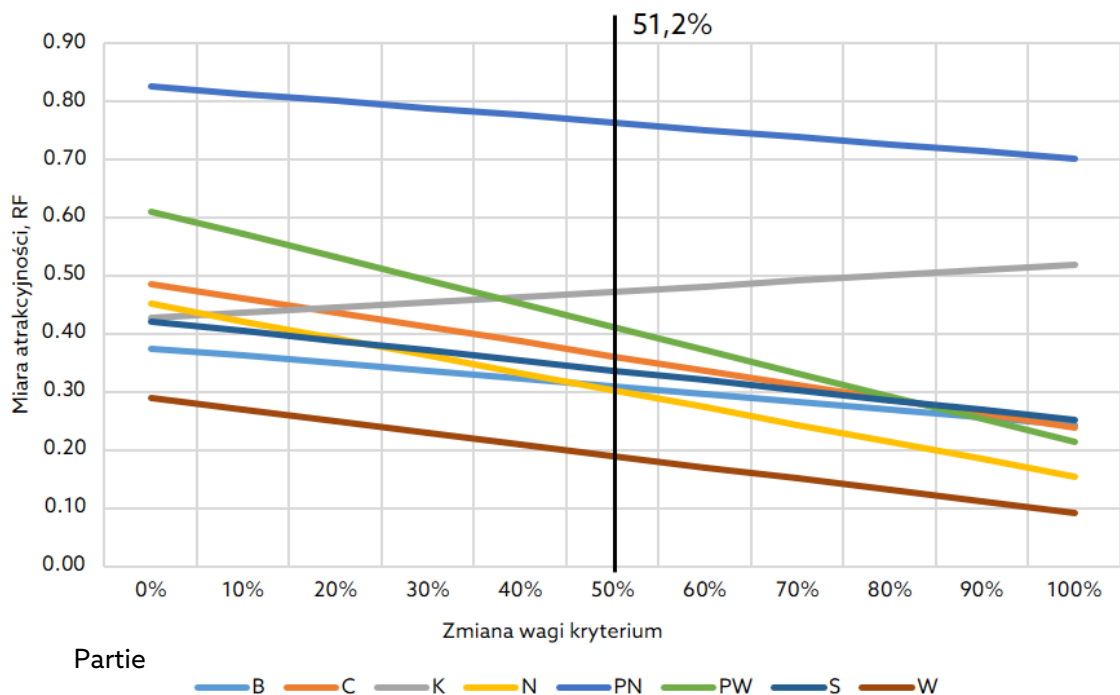
Analiza wrażliwości dotyczyła trzech grup czynników ryzyka. Były to: czynniki ryzyka wynikające z zagrożeń naturalnych (51,2%), geologiczne czynniki ryzyka (32,%) oraz techniczne (górnictwo) czynniki ryzyka eksploatacji (16,6%). Obliczenia wykonano dla oceny atrakcyjności złóż węgla koksowego na przykładzie ośmiu parcel eksploatacyjnych.



Rys. 7.6 Trzy grupy czynników ryzyka modelu hierarchicznego wraz z wagami  
(źródło: opracowanie własne)

### Analiza wpływu zagrożeń naturalnych na poziom jednostkowych kosztów eksploatacji

Ekspertcy wyceniając model hierarchiczny oceny ryzyka procesu wydobycia uważali, że najważniejszą grupą ryzyka są zagrożenia naturalne i wycenili, że odpowiada za 51,2% całego zjawiska. Przeprowadzając analizę wrażliwości, zmieniano wagę tego kryterium w krokach co 10 pp. Wagi pozostałych grup kryteriów zmieniały się proporcjonalnie względem siebie (Rys. 7.7).



Rys. 7.7 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium zagrożenia naturalne  
(źródło: opracowanie własne)

Wyniki średnich wartości wskaźnika ryzyka (RF) dla analizowanych parcel eksploatacyjnych znajdują się na osi pionowej wykresu, a wagi od 0 do 100% na osi poziomej (Rys. 7.7). Czarna pionowa linia przedstawia wagę referencyjną 51,2% dla czynników ryzyka wynikających z zagrożeń naturalnych. W wycenie ekspertów najwyższą wartość wskaźnika RF zanotowano w partii PN, w dalszej kolejności w partiach K i PW.

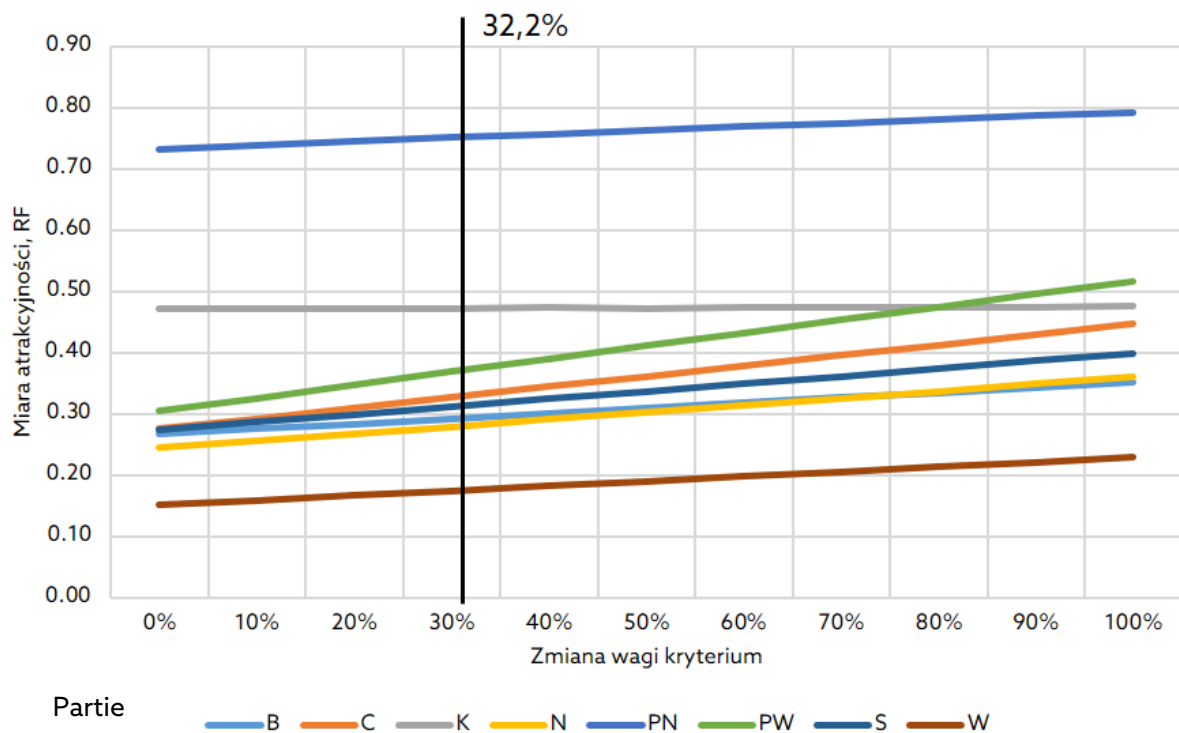
Należy zauważyć, że jeżeli zwiększy się wpływ zagrożeń naturalnych poprzez zwiększenie wagi tej grupy ryzyka, to zdecydowanie wzrasta wskaźnik ryzyka jedynie w partii K. W partii tej występuje bardzo wysoki stopień zagrożenia metanowego, a przede wszystkim występuje tu najwyższe spośród wszystkich analizowanych parcel ryzyko wynikające z zagrożeń tąpnięciami oraz zagrożenia pożarowego.

Analiza wykazała, że w pozostałych partiach zmniejszając wagę zagrożeń naturalnych, zanotowano zwiększenie wartości sumarycznego wskaźnika ryzyka RF. Oznacza to, że w tych partiach na wzrost jednostkowych kosztów eksploatacji większy wpływ ma ryzyko wynikające z czynników geologicznych i technicznych niż z zagrożeń naturalnych.

### **Analiza wpływu czynników geologicznych na poziom jednostkowych kosztów eksploatacji**

Drugą grupą czynników ryzyka, którą eksperci uznali za istotną, są czynniki geologiczne i przypisali jej wagę 32,2%. Podobnie jak w poprzednim przypadku, przeprowadzono ocenę stabilności modelu oceny ryzyka procesu wydobycia na koszty eksploatacji ze względu na zmianę wagi tej grupy kryteriów od 0 do 100%. Pozostałe wagi dwóch grup zmieniają się proporcjonalnie względem siebie. Wyniki w formie graficznej przedstawiono na Rys. 7.8.

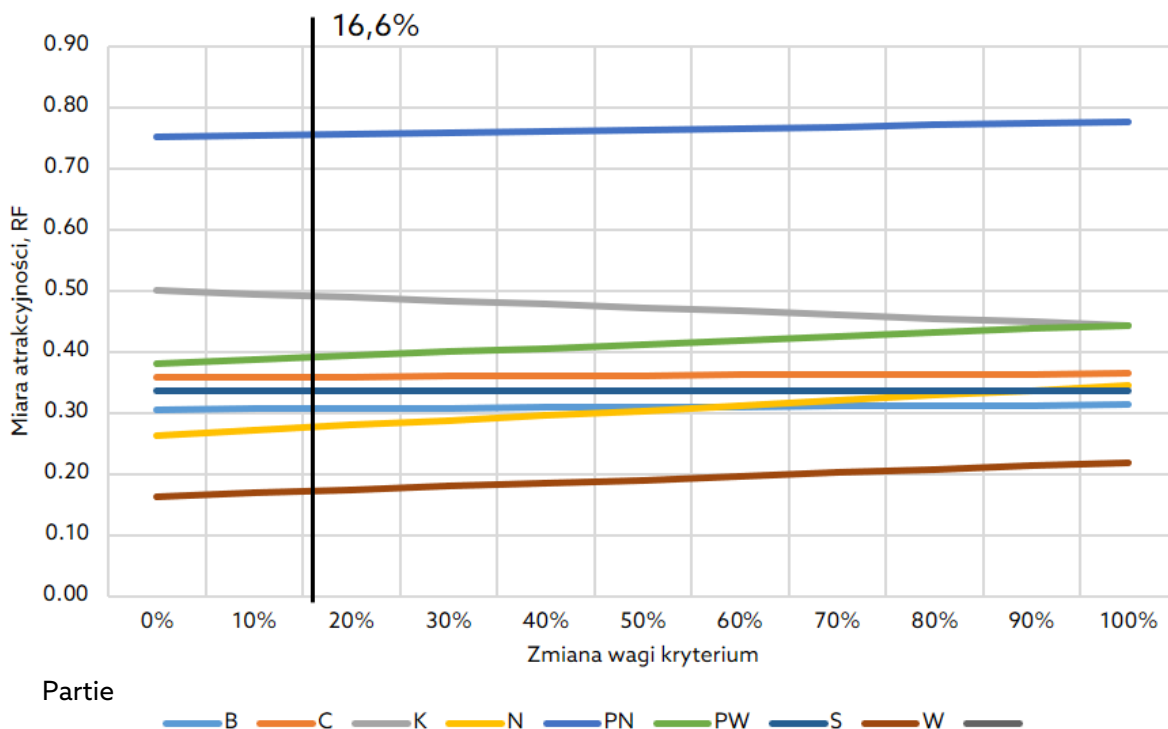
Należy zauważyć, że wzrost wpływu czynników geologicznych, poprzez zmianę wagi, powoduje zwiększenie wartości sumarycznego wskaźnika ryzyka RF. Dotyczy to wszystkich analizowanych partii poza partią K, gdzie zmiana wagi czynników geologicznych nie powoduje zmiany wartości RF. Największy trend wzrostowy wskaźnika RF zanotowano w partii PW. Wynika to z faktu, że w partii tej zasoby występują na dużej głębokości i w pokładach o małych miąższościach. Duży wpływ na warunki eksploatacji będzie miała również tektonika.



Rys. 7.8 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki geologiczne  
(źródło: opracowanie własne)

### Analiza wpływu czynników górniczych (technicznych) na poziom jednostkowych kosztów eksploatacji

Trzecią grupą czynników ryzyka są czynniki górnicze, które odpowiadają za 16,6% zmienności jednostkowych kosztów wydobywania. Podobnie jak w poprzednim przypadku, przeprowadzono ocenę stabilności modelu oceny ryzyka procesu wydobywania na koszty eksploatacji ze względu na zmianę wagi tej grupy kryteriów od 0 do 100%. Pozostałe wagi dwóch grup zmieniają się proporcjonalnie względem siebie. Wyniki w formie graficznej przedstawiono na Rys. 7.9.



Rys. 7.9 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki techniczne (górnictwo)  
(źródło: opracowanie własne)

Wzrost wpływu czynników górniczych, poprzez zmianę wagi powoduje nieznaczny wzrost wartości sumarycznego wskaźnika ryzyka RF i dotyczy to wszystkich analizowanych parcel poza parcelą K, gdzie zmiana wagi czynników górniczych powoduje spadek wartości RF. Wynika to z faktu, że w parceli tej występują ściany o najdłuższych wybiegach, co przekłada się na obniżenie poziomu ryzyka.

Analiza wrażliwości pokazała, że zmiana wpływu czynników geologicznych, zagrożeń naturalnych oraz czynników technicznych (górnictwo) poprzez zmianę wag nie zmienia zasadniczo rankingu atrakcyjności analizowanych parcel eksploatacyjnych. Zmiana wszystkich trzech wag o  $\pm 20$ pp powoduje zmianę tylko dla jednej partii w ranking. Oznacza to, że opracowany hierarchiczny model oceny atrakcyjności złóż węgla koksowego poprzez ocenę ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji jest niewrażliwy na zmiany wartości wag analizowanych grup czynników ryzyka.

## 8. Oszacowanie ryzyka w procesie eksploatacji

### 8.1 Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla partii eksploatacyjnych

Dotychczas w pracy koncentrowano uwagę na wyznaczeniu wskaźnika ryzyka RF dla poszczególnych złóż czy partii eksploatacyjnych. Nie są to jednak wartości, które bezpośrednio można uwzględnić w wycenie poszczególnych części złoża czy też całych złóż. Korespondują one bowiem z ryzykiem własnym projektu, a nie z całym ryzykiem ujętym w wycenie, czy szerzej – ocenie efektywności ekonomicznej danego projektu.

Celem tej części pracy jest opracowanie autorskiego podejścia do oceny ryzyka własnego złóż węgla kamiennego (lub ich części) z wykorzystaniem koncepcji ważonego kosztu kapitałów własnych i obcych. W podejściu tym starano się uchwycić związek pomiędzy poziomem ryzyka (odwrotność atrakcyjności) parceli a wielkością WACC reprezentującego wartość ryzyka projektowego.

Przy korygowaniu ryzyka własnego projektu bazowano na hipotezie, że zmienność poszczególnych czynników geologicznych i górniczych można w sposób zagregowany wyrazić w postaci zmienności ryzyka projektowego  $R_p$  przy wykorzystaniu opracowanego wskaźnika ryzyka RF. Formuła kosztu jednostkowego jest pochodną poziomu całkowitych kosztów produkcji górniczej (dla których zmienności opracowano model statystyczny opisany w rozdziale 6.3) oraz w mianowniku - wielkości sprzedaży, będącej z kolei pochodną wydobywania. Sprzedaż produktów węglowych w zestawieniu z ich ceną tworzy przychody kopalni stanowiące kluczowy komponent dochodowy w stosowanym modelu oceny efektywności ekonomicznej. Warto zauważyć również, że zmienne wchodzące w skład oszacowanego wskaźnika RF korespondują z kosztami wydobywania węgla; tym samym wskaźnik RF opisuje pośrednio zmienność kosztów całkowitych (strona kosztowa) w modelu oceny efektywności ekonomicznej.

W koncepcji ważonego kosztu kapitałów (WACC) ryzyko projektowe jest rozumiane jako komponent kosztu kapitałów własnych ( $KKW$ ). Zaproponowane zostało takie dostosowanie WACC, aby można było przy jego pomocy właściwie oddać specyfikę i zmienność poszczególnych parametrów geologicznych i górniczych w procesie oceny efektywności ekonomicznej złóż węgla kamiennego.

U podstaw koncepcji dostosowania WACC leży założenie, że przy pewnym uogólnieniu można zestawiać ze sobą komponenty obu składników WACC – kosztu kapitałów własnych ( $KKW$ ) i obcych ( $KKO$ ), dokonując uporządkowania i uproszczenia składowych wzoru na WACC na potrzeby dalszych analiz przy założeniu, że:



1) Koszt kapitałów własnych może być liczony na bazie modelu CAPM według wzoru:

$$CAPM: \beta(r_m - r_f) + r_f \quad (32)$$

gdzie:

$$\beta(r_m - r_f) \quad - \quad \text{premia za ryzyko projektowe, ryzyko własne (\%)}$$

2) Koszt kapitałów obcych może być rozumiany jako suma stopy wolnej od ryzyka  $r_f$ , dostosowanej do okresu istnienia projektu oraz marży banku  $M$ , co można wyrazić wzorem:

$$KKO = r_f(WIBOR, O_{SP}) + M \quad (33)$$

gdzie:

$$WIBOR \quad - \quad \text{referencyjna wysokość oprocentowania pożyczek na polskim rynku międzybankowym, \%}$$

$$O_{SP} \quad - \quad \text{obligacje Skarbu Państwa, o odpowiednim terminie zapadalności, \%}$$

3) Marża banku to wartość korzyści, obejmująca bankową ocenę ryzyka własnego projektu  $Rp$  oraz jego otoczenia. Marża banku jest natomiast monetaryzowana przez bank jako zysk  $W$  (%). Mamy zatem:

$$KKO = O_{SP} + M \quad (34)$$

$$M = Rp + W \quad (35)$$

4)  $r_f$  opisano następującą zależnością:

$$r_f \cong \begin{cases} WIBOR & \text{dla } t < 1 \\ O_{SP} & \text{dla } t > 1 \end{cases} \quad (36)$$

gdzie:

$$r_f \quad - \quad \text{jest rynkowym ekwiwalentem ryzyka niezdywersyfikowanego (otoczenia), które może być wyrażone dla projektów do jednego roku, np. stopą WIBOR [\%], lub dla projektów średnio- i długoterminowych – oprocentowaniem obligacji Skarbu Państwa, o odpowiednim terminie zapadalności } O_{SP} [\%].$$

5) Mamy zatem w ogólnej postaci:

$$WACC \cong KKW + KKO = (\beta(Rp) + r_f) + (r_f + Rp + W) \quad (37)$$

a po uwzględnieniu udziałów kapitału własnego i obcego  $\frac{V_e}{V_e+V_d}$  lub  $\frac{V_d}{V_e+V_d}$  jako:  $A$  oraz odpowiednio:  $(1 - A)$ , jak i podatku dochodowego ( $T$ ) otrzymujemy:

$$WACC \cong \frac{V_e}{V_e+V_d} \cdot (\beta(Rp) + r_f) + \frac{V_d}{V_e+V_d} \cdot (r_f + Rp + W) \cdot (1 - T) \quad (38)$$

Upraszczając stronami w kierunku  $Rp$ , WACC możemy przedstawić jako:

$$WACC = Rp \cdot (A \cdot \beta + 1 - A) + W \cdot (1 - A) + r_f \quad (39)$$

przy czym w proponowanych kalkulacjach prowadzących do wyznaczenia wolnych przepływów pieniężnych, odsetki od kredytów jako wartość pieniężna kosztów finansowych, opodatkowanych podatkiem dochodowym  $T$  w części  $(1-T)$  podlegają odliczeniu.

Ważony koszt kapitałów WACC, oznaczony formułą 39, stanowi użyteczną postać dla kalkulacji kosztów kapitału własnego indywidualnie dla każdej z partii i całego złoża (kopalni/projektu), poprzez odpowiednią korektę  $Rp$ , wyznaczonego według wzoru:

$$Rp = \frac{WACC - W \cdot (1 - A) - r_f}{(A \cdot \beta + 1 - A)} \quad (40)$$

Względna różnica wskaźnika RF została określona dla każdej z partii według wzoru:

$$\delta_i = \frac{RF_i - RF_c}{RF_c} \quad (41)$$

gdzie:

- $RF_i$  – wskaźnik ryzyka (miara atrakcyjności) oszacowana dla partii (lub kopalni w przypadku oceny kilku projektów inwestycyjnych),
- $RF_c$  – wskaźnik ryzyka (miara atrakcyjności) oszacowana dla złoża (lub spółki).

Tak wyznaczone wartości wskaźnika  $\delta_i$  stanowiły podstawę do przeliczania KKW odpowiadającego globalnemu WACC, dla poszczególnych partii (złóż).

Dla określenia liczbowego efektu poczynionych prac, przyjęto następujące założenia dla poszczególnych komponentów:

- WACC = 10%;
- $A = 0,5$ ;
- $\beta = 1,2$ ;
- $r_f = 5\%$ ;
- $W = 2\%$ .

Przy tych założeniach wyliczono bazową wartość  $Rp$  na 3,64% (równanie 37). Podstawienie tak wyznaczonego ryzyka projektowego  $Rp$  do wzoru nr 40 pozwoliło na wyznaczenie odpowiadających wartości  $KKW$  na 4,0% oraz  $KKO$  na 6,0%. Natomiast wartości  $Rp_i$  dla poszczególnych partii wyznaczono już według wzoru (42):

$$Rp_i = Rp (1 + \delta_i) \quad (42)$$

Z kolei podstawienie wszystkich zmiennych, wraz z nowo oszacowanymi wartościami  $Rp_i$  do wzoru nr 40 (na  $WACC$ ), pozwoliło wyznaczyć skorygowane wartości ważonego kosztu kapitału dla poszczególnych partii i całej kopalni. Zestawienia wartości  $Rp_i$  oraz  $WACC_i$  dla poszczególnych parcel i całej kopalni prezentuje Tab. 8.1.

*Tab. 8.1 Oszacowane wartości wskaźnika  $Rp_i$  dla poszczególnych partii i całej kopalni  
(źródło: opracowanie własne)*

Partia	RF Wskaźnik ryzyka	$\delta$ Względna różnica RF [%]	$Rp_i$ [%]	$WACC_i$ [%]
B	0,3090	-8,2%	<b>3,34%</b>	9,67%
C	0,3610	7,3%	<b>3,90%</b>	10,29%
K	0,4733	40,7%	<b>5,11%</b>	11,63%
N	0,3020	-10,3%	<b>3,26%</b>	9,59%
PN	0,7626	126,6%	<b>8,24%</b>	15,07%
PW	0,4106	22,0%	<b>4,44%</b>	10,88%
S	0,3363	-0,1%	<b>3,63%</b>	10,00%
W	0,1896	-43,7%	<b>2,05%</b>	8,25%
<b>Kopalnia</b>	<b>RF<sub>c</sub> = 0,3365</b>		<b>Rp<sub>c</sub> = 3,64%</b>	<b>WACC<sub>c</sub> = 10%</b>

Analizując Tab. 8.1, można zauważyć, że wartości  $Rp_i$  znacząco różnią się między sobą, co wpływa na różnice wartości  $WACC_i$ . Partie o najwyższym wskaźniku RF (partia PN) osiągają wartości  $Rp_i$  rzędu 8,24% i ponad 15%  $WACC$ . Najniższą wartość  $Rp_i$  uzyskano dla partii W ( $Rp_i=2,05\%$ , przy  $RF=0,189$ ). Odpowiada jej wartość  $WACC$  na poziomie 8,25%. Ozwierciedla to zatem w prawidłowy sposób ocenę ryzyka na bazie obliczonego we wcześniejszych rozdziałach wskaźnika RF. Dla przyjętych założeń, z uwzględnieniem dołączonych wzorów, można również kontrolnie sprawdzić wartości uśrednione  $Rp_c$  oraz  $WACC_c$  dla całej kopalni, ważąc wartości poszczególnych zmiennych  $Rp_i$  oraz  $WACC_i$  wolumenem zasobów (węgla) w danej partii (Tab. 7.7).

## 8.2 Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla wytypowanych złóż węgla kamiennego

Analogicznie jak w przypadku partii, dla wszystkich sześciu kopalń oszacowano wartości  $Rp_i$ , które pozwoliły z kolei wyznaczyć skorygowane wartości ważonego kosztu kapitału. Dwie kopalnie (B i D) charakteryzują się relatywnie wyższym WACC, natomiast pozostałe cztery kopalnie, ze wskaźnikiem RF poniżej średniego oszacowanego dla całej spółki cechują się niższym skorygowanym kosztem (tj. wykazują większą atrakcyjność). Zestawienia wartości  $Rp_i$  oraz  $WACC_i$  dla poszczególnych kopalń prezentuje Tab. 8.2.

Tab. 8.2 Oszacowane wartości wskaźnika  $Rp_i$  dla poszczególnych partii i całej kopalni

(źródło: opracowanie własne)

Kopalnia (złóże)	RF Wskaźnik ryzyka	$\delta$ Względna różnica RF [%]	$Rp_i$ [%]	$WACC_i$ [%]
<b>A</b>	<b>0,4497</b>	<b>-8,0%</b>	<b>3,35%</b>	<b>9,68%</b>
B	0,5442	11,3%	4,05%	10,45%
C	0,4211	-12,9%	3,13%	9,45%
<b>D</b>	<b>0,5481</b>	<b>12,1%</b>	<b>4,07%</b>	<b>10,48%</b>
E	0,4593	-6,0%	3,42%	9,76%
F	0,4528	-7,4%	3,37%	9,71%
<b>Kopalnia</b>	<b>RF<sub>c</sub> = 0,4888</b>		<b>Rp<sub>c</sub> = 3,64%</b>	<b>WACC<sub>c</sub> = 10%</b>

Za zaprezentowania efektów liczbowych powyższych analiz, przystąpiono do skonstruowania modelu oceny efektywności ekonomicznej na bazie wolnych przepływów pieniężnych dla zasobów wytypowanych parcel. Następnie, analogicznie jak w przypadku ocen partii i złóż, dla kopalń A oraz D opracowano cyfrowe harmonogramy produkcji wraz z estymowanymi w kolejnych latach czynnikami ryzyka. Na tej podstawie, dla każdego roku eksploatacji oraz osobno dla obu kopalń, oszacowano wskaźnik ryzyka RF. Dla tych zakładów górniczych skorzystano także z obliczonych poprzednio bazowych wartości współczynnika  $Rp$  oraz WACC  $Rp=3,35\%$  oraz  $WACC=9,68\%$  dla kopalni A oraz  $Rp=4,07\%$  oraz  $WACC=10,48\%$  dla kopalni D. Na tej podstawie określono **zmienny w czasie średnioroczny ważony koszt kapitału dla obu kopalń**. Wyniki tych obliczeń zaprezentowano dla kopalni A w Tab. 8.3 oraz dla kopalni D w Tab. 8.4.

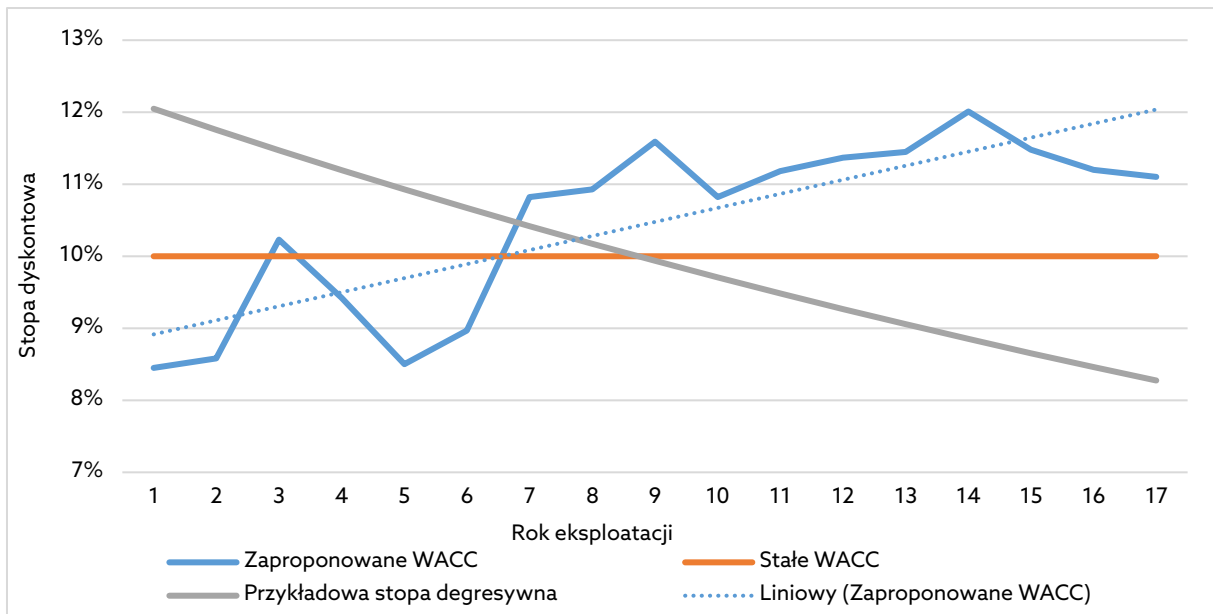
Tab. 8.3 Oszacowane zmiennego w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni A (źródło: opracowanie własne)

Rok eksploatacji	RF Wskaźnik ryzyka	$\delta$ Względna różnica RF [%]	$Rp_i$ [%]	$WACC_i$ [%]
1	0,4330	-3,2%	3,24%	9,56%
2	0,7079	58,2%	5,29%	11,82%
3	0,5297	18,4%	3,96%	10,36%
4	0,3530	-21,1%	2,64%	8,90%
5	0,5732	28,1%	4,29%	10,71%
6	0,6834	52,7%	5,11%	11,62%
7	0,5528	23,5%	4,13%	10,55%
8	0,4483	0,2%	3,35%	9,69%
9	0,4903	9,6%	3,67%	10,03%
10	0,6632	48,2%	4,96%	11,45%
11	0,5519	23,3%	4,13%	10,54%
12	0,5489	22,7%	4,10%	10,51%
13	0,6449	44,1%	4,82%	11,30%
14	0,4493	0,4%	3,36%	9,70%
15	0,4699	5,0%	3,51%	9,86%
16	0,3332	-25,5%	2,49%	8,74%
17	0,4182	-6,6%	3,13%	9,44%
18	0,4156	-7,1%	3,11%	9,42%
19	0,3656	-18,3%	2,73%	9,01%
20	0,3365	-24,8%	2,52%	8,77%
21	0,4091	-8,6%	3,06%	9,36%
22	0,3322	-25,8%	2,48%	8,73%
23	0,3499	-21,8%	2,62%	8,88%
24	0,3770	-15,8%	2,82%	9,10%
25	0,3940	-11,9%	2,95%	9,24%
26	0,3724	-16,8%	2,78%	9,06%
27	0,3247	-27,4%	2,43%	8,67%
28	0,3656	-18,3%	2,73%	9,01%
29	0,3601	-19,5%	2,69%	8,96%
30	0,4210	-5,9%	3,15%	9,46%
31	0,4117	-8,0%	3,08%	9,39%
32	0,3028	-32,3%	2,26%	8,49%
<b>Kopalnia</b>	<b>RF<sub>A</sub> = 0,4497</b>		<b>Rp<sub>A</sub> = 3,35%</b>	<b>WACC<sub>A</sub> = 9,68%</b>

Tab. 8.4 Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni D (źródło: opracowanie własne)

Rok eksploatacji	RF Wskaźnik ryzyka	$\delta$ Względna różnica RF [%]	$Rp_i$ [%]	$WACC_i$ [%]
1	0,2999	-45,3%	2,23%	8,45%
2	0,3160	-42,4%	2,35%	8,58%
3	0,5178	-5,6%	3,84%	10,23%
4	0,4188	-23,7%	3,11%	9,42%
5	0,3063	-44,2%	2,27%	8,50%
6	0,3634	-33,8%	2,70%	8,97%
7	0,5898	7,5%	4,38%	10,82%
8	0,6039	10,1%	4,48%	10,93%
9	0,6849	24,8%	5,08%	11,59%
10	0,5898	7,5%	4,38%	10,82%
11	0,6340	15,6%	4,71%	11,18%
12	0,6576	19,9%	4,88%	11,37%
13	0,6673	21,7%	4,95%	11,45%
14	0,7364	34,2%	5,47%	12,01%
15	0,6707	22,3%	4,98%	11,48%
16	0,6362	16,0%	4,72%	11,20%
17	0,6241	13,8%	4,63%	11,10%
<b>Kopalnia</b>	<b>RF<sub>D</sub> = 0,5481</b>		<b>Rp<sub>D</sub> = 4,07%</b>	<b>WACC<sub>D</sub> = 10,48%</b>

Powszechnie przyjmuje się, że stopa dyskontowa wraz z rozwojem projektu powinna być degresywna z uwagi na lepsze rozpoznanie, czyli mniejszą niepewność (Haldar, 2013; Saługa, 2017; Smith, 1994). Aczkolwiek, jak już wcześniej wspomniano, ryzyko trzeba rozumieć jako złożenie zmienności i niepewności, współwystępujących ze sobą, które muszą być brane pod uwagę w procesie podejmowania decyzji. Wraz ze wzrostem stopnia rozpoznania złoża zmniejsza się niepewność, co do wartości kluczowych parametrów decyzyjnych. W praktyce może się również okazać, że wzrost zagrożeń naturalnych oraz głębokości eksploatacji, wydłużenie czasu dojścia załogi do ściany, obecność zaszłości eksploatacyjnych, czyli szeroko rozumianej uciążliwości eksploatacji, będzie prowadzić do wzrostu ryzyka eksploatacji. Zdaniem autora, fakt ten (ryzyko) powinno mieć swoje odbicie w zmiennej w czasie stopie dyskontowej, co dla kopalni D przedstawiono na Rys. 8.1.



*Rys. 8.1 Zestawienie różnych typów stopy dyskontowej na przykładzie kopalni D  
(źródło: opracowanie własne)*

## 9. Analiza efektywności ekonomicznej z uwzględnieniem wskaźnika RF

### 9.1 Oszacowanie produkcji węgla handlowego

Do oceny efektywności ekonomicznej zostały wytypowane dwie kopalnie o różnym poziomie wskaźnika ryzyka: kopalnia A (RF = 0,4497) oraz kopalnia D (RF = 0,5481). Okres istnienia projektów skalkulowano dla kopalni A - na 32 kolejne roczne okresy, w przypadku kopalni D na 17 lat. Wartości te są pochodną opracowanego harmonogramu eksploatacji zasobów w obrębie złóż, przy oszacowanym potencjale produkcji węgla handlowego na poziomie 61,3 mln Mg oraz docelowym wydobywaniu netto rzędu 1,8 mln Mg węgla rocznie dla kopalni A, oraz 46,7 mln Mg węgla handlowego w przypadku kopalni D, przy rocznym wydobywaniu netto na poziomie 2,5 mln Mg.

Całościowa koncepcja udostępnienia zasobów w obrębie obu złóż została odzwierciedlona w cyfrowym harmonogramie produkcji i została zaadaptowana na potrzeby oceny efektywności ekonomicznej obu projektów. W obrębie cyfrowego harmonogramu eksploatacji i produkcji węgla określono następujące założenia:

Dla kopalni A:

- sumaryczna wielkość sprzedaży, odpowiadająca szacunkowi wielkości zasobów węgla rzędu 61,3 mln Mg,
- sumaryczne wydobywanie urobku brutto na poziomie ok. 113,3 mln Mg,
- uzysk (dołowy) oraz uzysk ZPMW (średnio w okresie analizy: 51,1% vs 52,0%),
- parametry jakościowe węgla w złożu,
- produkcję węgla handlowego a także wolumen odpadów wydobywczych (skała płonna),
- parametry opisujące czynniki ryzyka związane z eksploatacją konkretnych ścian.

Dla kopalni D:

- sumaryczna wielkość sprzedaży, odpowiadająca szacunkowi wielkości zasobów węgla rzędu 46,7 mln Mg,
- sumaryczne wydobywanie urobku brutto na poziomie ok. 67,3 mln Mg,
- uzysk (dołowy) oraz uzysk ZPMW (średnio w okresie analizy: 63,3% vs 65,5%).
- parametry jakościowe węgla koksowego,
- produkcję węgla handlowego, a także wolumen odpadów wydobywczych (skała płonna),
- parametry opisujące czynniki ryzyka związane z eksploatacją konkretnych ścian.

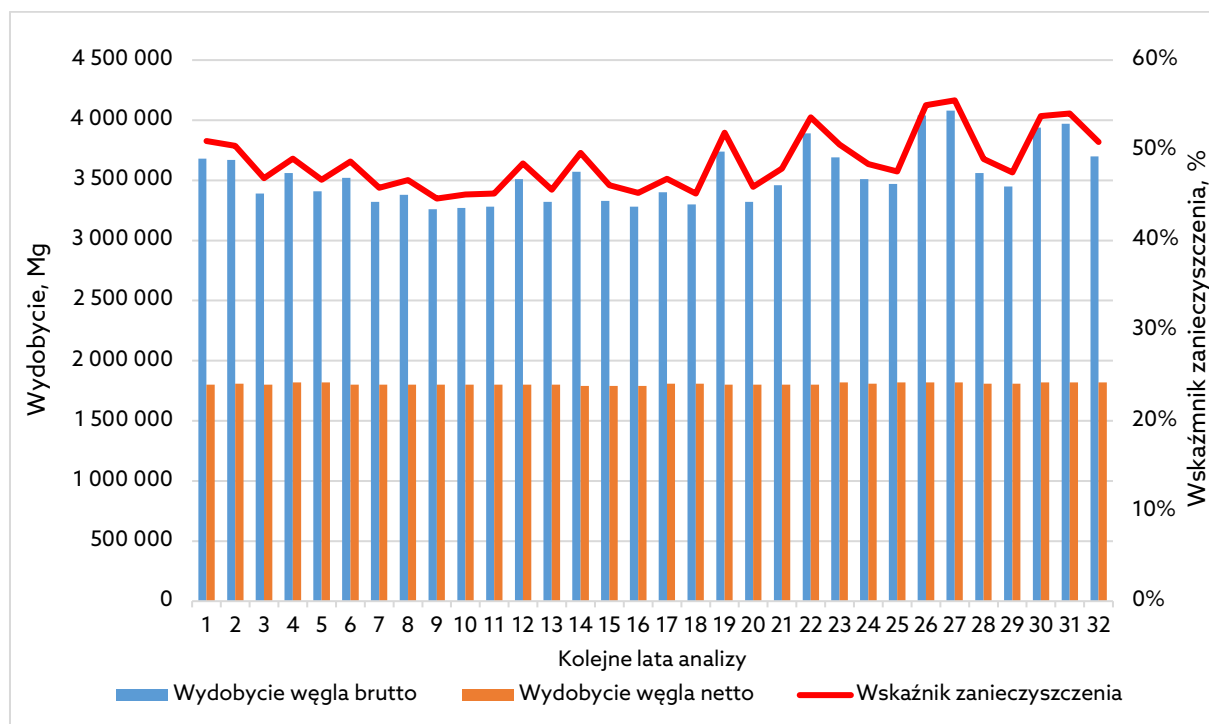


Węgiel handlowy był dodatkowo charakteryzowany poprzez wartości prognozowanych wskaźników koksu wyprodukowanego z tego węgla:

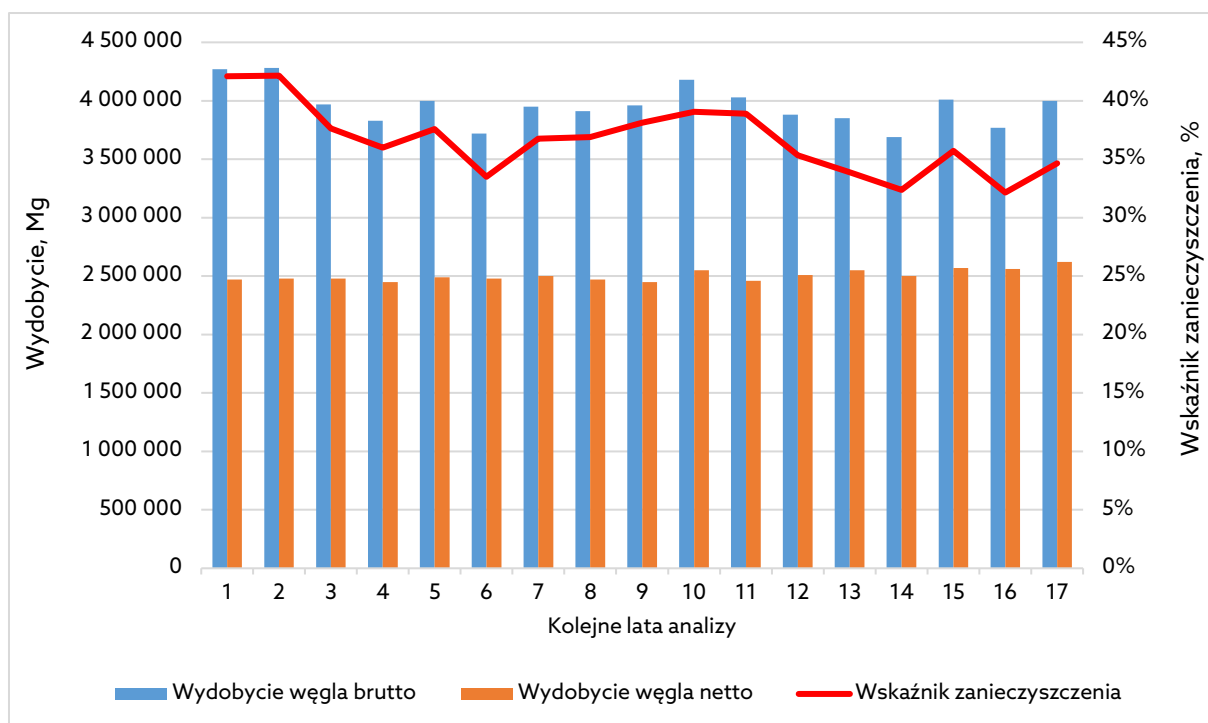
- CRI, wskaźnik reakcyjności koksu,
- CSR, wytrzymałość koksu po reakcji,

Zmienne te zostały następnie wykorzystane do oszacowania:

- wielkości nakładów związanych z budownictwem inwestycyjnym (podziemnym),
- wielkości zatrudnienia,
- wyposażenia w maszyny górnicze (kompleksy ścianowe i kombajny przodkowe),
- kosztów operacyjnych (w szczególności: zużycia materiałów, energii elektrycznej, usług obcych),
- przychodów z tytułu sprzedaży węgla handlowego według ceny referencyjnej (korygowanej w czasie według jakości węgla).



Rys. 9.1 Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni A w przyjętym horyzoncie analizy (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.2 Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni D w przyjętym horyzoncie analizy (źródło: opracowanie własne)

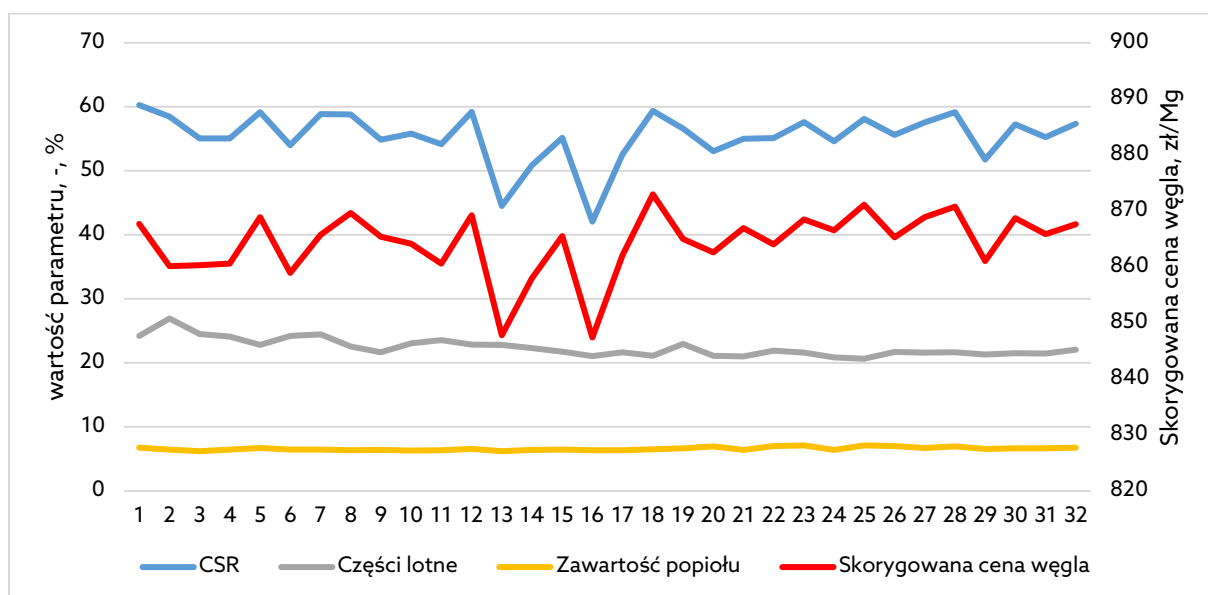
Na podstawie założeń modelowych oraz danych m.in. o miąższości pokładów, przerostach, zawartości popiołu oraz o ogólnych warunkach geologiczno-górnictwowych, w każdym okresie oszacowano wielkość powstających odpadów i w konsekwencji – poziom wydobycia urobku węglowego brutto, sięgający maksymalnie po 4,0 mln Mg w skali roku dla obu kopalń. Na podstawie parametrów, takich jak: zawartość popiołu i wilgoci w węglu surowym oraz ich dopuszczalne poziomy, w produkcie handlowym zostały oszacowane wychody węgla handlowego przez zakłady przeróbki (ZPMW).

W kalkulacji przyjęto, iż zrealizowanie rocznego wydobycia na założonym poziomie będzie możliwe przy jednoczesnej pracy 3-4 ścian w obu zakładach górniczych. Wydobycie ze wszystkich pokładów będzie realizowane systemem ścianowym z kombajnem jako maszyną urabiającą oraz jednym kompleksem strugowym w wybranych parcelach i okresach.

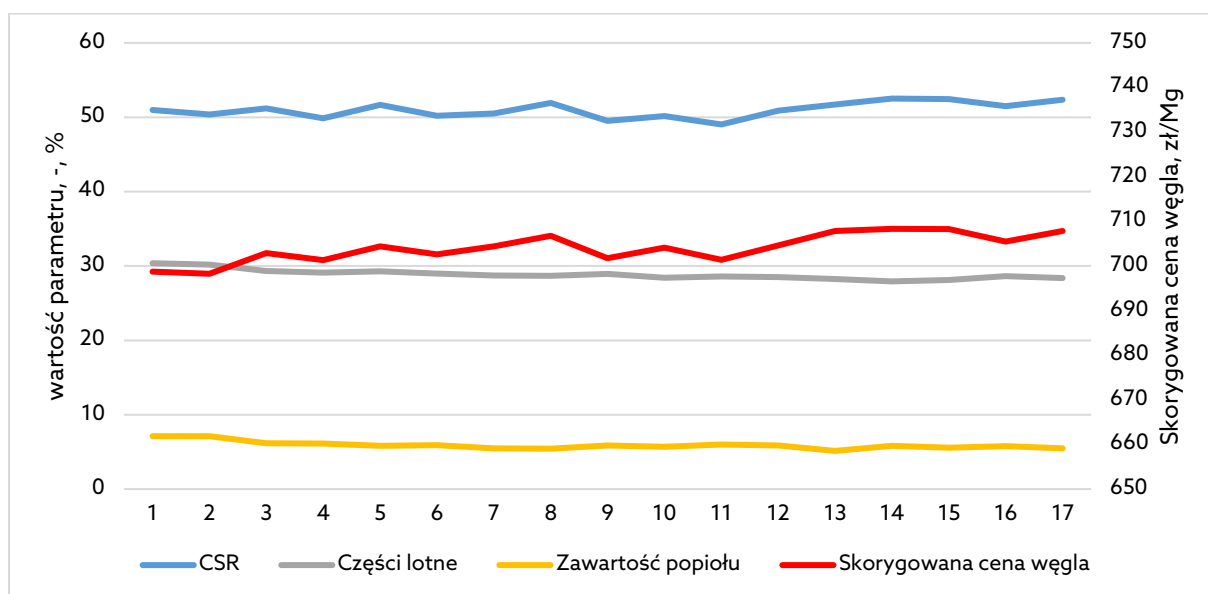
## 9.2 Oszacowanie przychodów ze sprzedaży

Rozkład przestrzenny parametrów jakościowych węgla w złożach „A” i „D” został ustalony przy pomocy geologicznego modelu złoża, a ich zmienność w czasie na podstawie harmonogramu produkcji węgla dla tych złóż (cyfrowe harmonogramy biegu ścian i drążenia wyrobisk chodnikowych oparte na modelu złoża).

Mając na uwadze wartości referencyjne kluczowych parametrów jakościowych węgla, przyjęto, że długoterminowa cena węgla koksowego w analizowanych złożach wyniesie 200 USD/Mg, a w przeliczeniu na polski złoty – 800 zł/Mg (1 USD=4 zł). Biorąc pod uwagę, że cena węgla handlowego będzie korygowana w odniesieniu do wartości parametrów jakościowych węgla w złożach „A” i „D” w każdym kolejnym roku analizy, obliczono ścieżki cenowe dla obu kopalń. W obliczeniach jako wiodące parametry cenotwórcze przyjęto: CSR, zawartość części lotnych ( $V^{daf}$ ) oraz zawartość popiołu ( $A^d$ ) (Ozga-Blaschke, 2010).



Rys. 9.3 Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i koks w obrębie złoża kopalni A (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.4 Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i koks w obrębie złoża kopalni D (źródło: opracowanie własne)

Na rysunkach (Rys. 9.3 i Rys. 9.4) zauważalna jest silna zależność pomiędzy średnią ceną węgla w danym roku a parametrem CSR, który jest głównym determinantem jej poziomu. W przypadku kopalni A zaobserwowano dużo niższe poziomy parametru CSR w 12. i 16. roku projektu, co wiąże się z eksploatacją ścian w pokładach siodłowych (grupa 500). Warto dodać, że niskie wartości CSR dla tej grupy pokładów są powszechne w polskich kopalniach węgla koksowego (Dyczko, 2023).

Całkowite przychody ze sprzedaży oszacowano na podstawie iloczynu produkcji węgla handlowego oraz jednostkowej ceny sprzedaży. Łączne przychody ze sprzedaży w całym analizowanym okresie dla kopalni A wyniosły 52 995 mln zł, a dla kopalni D odpowiednio 32 872 mln zł. Przychody ze sprzedaży węgla w kolejnych okresach wraz z poziomem produkcji węgla handlowego dla obu kopalń zaprezentowano w Tab. 9.1 i Tab. 9.2.

*Tab. 9.1 Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni A*

*(źródło: opracowanie własne)*

	<b>ROK 1</b>	<b>ROK 2</b>	<b>ROK 3</b>	<b>ROK 4</b>	<b>ROK 5</b>	<b>ROK 6</b>	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	1 910	1 930	1 920	1 930	1 930	1 910	1 910	1 920
Przychody, mln zł	1 658	1 660	1 651	1 662	1 677	1 641	1 654	1 670
	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	1 920	1 910	1 910	1 920	1 920	1 910	1 900	1 910
Przychody, mln zł	1 661	1 650	1 645	1 669	1 628	1 639	1 645	1 618
	<b>ROK 17</b>	<b>ROK 18</b>	<b>ROK 19</b>	<b>ROK 20</b>	<b>ROK 21</b>	<b>ROK 22</b>	<b>ROK 23</b>	<b>ROK 24</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	1 930	1 920	1 900	1 900	1 910	1 900	1 920	1 920
Przychody, mln zł	1 664	1 676	1 644	1 640	1 656	1 642	1 667	1 665
	<b>ROK 25</b>	<b>ROK 26</b>	<b>ROK 27</b>	<b>ROK 28</b>	<b>ROK 29</b>	<b>ROK 30</b>	<b>ROK 31</b>	<b>ROK 32</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	1 910	1 910	1 920	1 910	1 920	1 930	1 930	1 920
Przychody, mln zł	1 664	1 652	1 669	1 664	1 653	1 677	1 671	1 667

*Tab. 9.2 Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni D*

*(źródło: opracowanie własne)*

	<b>ROK 1</b>	<b>ROK 2</b>	<b>ROK 3</b>	<b>ROK 4</b>	<b>ROK 5</b>	<b>ROK 6</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	2 670	2 670	2 710	2 680	2 740	2 710
Przychody, mln zł	1 866	1 864	1 905	1 879	1 929	1 905
	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>
Węgiel handlowy, tys. Mg	2 750	2 720	2 690	2 800	2 700	2 760
Przychody, mln zł	1 936	1 923	1 888	1 971	1 893	1 946
	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>	<b>ROK 17</b>	

Węgiel handlowy, tys. Mg	2 820	2 740	2 840	2 810	2 880
Przychody, mln zł	1 997	1 940	2 011	1 981	2 039

### 9.3 Nakłady inwestycyjne

Całkowite nakłady inwestycyjne projektu wraz z nakładami odtworzeniowymi w całym okresie istnienia przedsięwzięcia dla kopalni A oszacowano (wraz z rezerwą) łącznie na poziomie 5 426 mln zł. Obejmują one następujące pozycje główne [mln zł]:

- inwestycje rzeczowe 2 831;
- nakłady na wyrobiska ruchowe 1 271;
- nakłady na zbrojenie ścian 976;
- pozostałe nakłady (w tym związane z leasingiem maszyn i urządzeń) 348.

W przypadku kopalni D nakłady inwestycyjne (wraz z rezerwą) oszacowano łącznie na poziomie 4 197 mln zł. Obejmują one następujące pozycje główne [mln zł]:

- inwestycje rzeczowe 1 507;
- nakłady na wyrobiska ruchowe 1 669;
- nakłady na zbrojenie ścian 439;
- pozostałe nakłady (w tym związane z leasingiem maszyn i urządzeń) 582.

Pozycja inwestycje rzeczowe obejmuje wydatki związane z wykonaniem wyrobisk chodnikowych, w większości kapitałnych o długim okresie żywotności. Skalkulowano koszty jednostkowe wykonania poszczególnych chodników w zależności od ich przekrojów, funkcji, stosowanej obudowy i zagęszczenia jej łuków. Dodatkowo w przypadku kopalni A pozycja ta obejmuje wydatki związane z pogłębieniem szybu i rozbudową poziomu wydobywczego.

Nakłady na wyrobiska ruchowe to w większości prace związane z wykonaniem wyrobisk przyścianowych. W przypadku prac zaplanowanych do wykonania przez załogę kopalni uwzględniono zasadniczo tylko koszty materiałów, ponieważ osobno w ramach całkowitych kosztów operacyjnych skalkulowane zostały pozostałe składowe koszty drążenia tych wyrobisk (tj. wynagrodzenia, zużycie energii).

Istotną pozycję nakładów stanowią wydatki na zakup i odtworzenie parku maszynowego kopalni. Na zakup i odtworzenie kompleksów ścianowych (z kombajnem i strugiem jako maszyną urabiającą) przeznaczono w przypadku kopalni A 976 mln zł, a w przypadku kopalni D kwotę 439 mln zł (różnice wynikają przede wszystkim z planowanej żywotności poszczególnych projektów).

W pozycję pozostałych zakupów wliczono głównie koszty związane z zakupami drobnego sprzętu transportowego, maszyn i urządzeń energomechanicznych, przebudową i modernizacją wyrobisk kapitalnych, odtworzeniem i rozwojem infrastruktury transportowej, rozwojem sieci rurociągów oraz modernizacjami pozostałych maszyn i urządzeń. Kwoty w poszczególnych pozycjach oszacowano wskaźnikowo na bazie doświadczeń i najlepszej wiedzy. Projekcję nakładów inwestycyjnych dla kopalni A i kopalni D przedstawiono w poniższych tabelach (Tab. 9.3 i Tab. 9.4).

*Tab. 9.3 Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni A*

*[tys. zł] (źródło: opracowanie własne)*

	<b>ROK 1</b>	<b>ROK 2</b>	<b>ROK 3</b>	<b>ROK 4</b>	<b>ROK 5</b>	<b>ROK 6</b>	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>264 000</b>	<b>222 000</b>	<b>205 000</b>	<b>194 000</b>	<b>188 000</b>	<b>180 000</b>	<b>171 000</b>	<b>174 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	143 000	105 000	92 000	102 000	103 000	89 000	87 000	98 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	85 000	65 000	57 000	47 000	34 000	33 000	32 000	30 000
Nakłady na zbrojenia ścian	30 000	31 000	38 000	35 000	33 000	38 000	43 000	29 000
Pozostałe	6 000	21 000	18 000	10 000	18 000	20 000	9 000	17 000
	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>171 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	80 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000
Nakłady na zbrojenia ścian	32 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000
Pozostałe	22 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000
	<b>ROK 17</b>	<b>ROK 18</b>	<b>ROK 19</b>	<b>ROK 20</b>	<b>ROK 21</b>	<b>ROK 22</b>	<b>ROK 23</b>	<b>ROK 24</b>
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000
Nakłady na zbrojenia ścian	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000
Pozostałe	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000
	<b>ROK 25</b>	<b>ROK 26</b>	<b>ROK 27</b>	<b>ROK 28</b>	<b>ROK 29</b>	<b>ROK 30</b>	<b>ROK 31</b>	<b>ROK 32</b>
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>	<b>159 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000	84 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000	37 000
Nakłady na zbrojenia ścian	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000	29 000
Pozostałe	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000	9 000

Tab. 9.4 Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiu na poszczególne grupy dla kopalni D  
[tys. zł] (źródło: opracowanie własne)

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>250 000</b>	<b>379 000</b>	<b>428 000</b>	<b>329 000</b>	<b>297 000</b>	<b>253 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	115 000	152 000	140 000	143 000	127 000	100 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	110 000	130 000	123 000	115 000	95 000	91 000
Nakłady na zbrojenia ścian	10 000	20 000	26 000	21 000	30 000	33 000
Pozostałe	15 000	77 000	139 000	50 000	45 000	29 000
	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>209 000</b>	<b>210 000</b>	<b>203 000</b>	<b>204 000</b>	<b>201 000</b>	<b>204 000</b>
Nakłady na inwestycje rzeczowe	64 000	65 000	65 000	67 000	66 000	67 000
Nakłady na wyrobiska ruchowe	91 000	91 000	91 000	91 000	90 000	91 000
Nakłady na zbrojenia ścian	30 000	27 000	27 000	27 000	26 000	27 000
Pozostałe	24 000	27 000	20 000	19 000	19 000	19 000
	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
<b>Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE</b>	<b>206 000</b>	<b>204 000</b>	<b>208 000</b>	<b>206 000</b>	<b>208 000</b>	
Nakłady na inwestycje rzeczowe	67 000	67 000	68 000	67 000	68 000	
Nakłady na wyrobiska ruchowe	92 000	91 000	93 000	92 000	93 000	
Nakłady na zbrojenia ścian	27 000	27 000	27 000	27 000	27 000	
Pozostałe	20 000	19 000	20 000	20 000	20 000	

## Amortyzacja

Amortyzację naliczono jako funkcję wielkości nakładów inwestycyjnych i przyjętych stawek dla poszczególnych składników majątkowych kopalni, a następnie zsumowano w poszczególnych latach. Przyjęto, że nakłady inwestycyjne zostaną w zdecydowanej większości zamortyzowane do końca okresu wydobywania w analizowanych kopalniach. Średnia roczna wartość amortyzacji wyniosła 149,2 mln zł (dla kopalni A) oraz 245,4 mln zł (dla kopalni D). Jednostkowa wartość amortyzacji w przeliczeniu na 1 Mg węgla handlowego wyniosła 77,9 zł/Mg (dla kopalni A) oraz 89,3 zł/Mg (dla kopalni D). Wielkości rocznej amortyzacji dla obu projektów zostały przedstawione w Tab. 9.5 i Tab. 9.6.

Tab. 9.5 Amortyzacja środków trwałych dla kopalni A [tys. zł] (źródło: opracowanie własne)

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
<b>Całkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>147 000</b>	<b>160 000</b>	<b>169 000</b>	<b>147 000</b>	<b>146 000</b>	<b>146 000</b>	<b>148 000</b>	<b>142 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchowych i zbrojenia ścian	71 000	82 000	93 000	79 000	79 000	76 000	84 000	74 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	18 000	20 000	17 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000
Pozostała amortyzacja	58 000	58 000	58 000	52 000	52 000	55 000	49 000	52 000

	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>143 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	73 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000
Pozostała amortyzacja	55 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000
	<b>ROK 17</b>	<b>ROK 18</b>	<b>ROK 19</b>	<b>ROK 20</b>	<b>ROK 21</b>	<b>ROK 22</b>	<b>ROK 23</b>	<b>ROK 24</b>
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	78 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000
Pozostała amortyzacja	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000
	<b>ROK 25</b>	<b>ROK 26</b>	<b>ROK 27</b>	<b>ROK 28</b>	<b>ROK 29</b>	<b>ROK 30</b>	<b>ROK 31</b>	<b>ROK 32</b>
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>	<b>149 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	77 000	77 000	77 000	77 000	77 000	78 000	78 000	77 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000	15 000
Pozostała amortyzacja	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000	56 000

Tab. 9.6 Amortyzacja środków trwałych dla kopalni D [tys. zł] (źródło: opracowanie własne)

	<b>ROK 1</b>	<b>ROK 2</b>	<b>ROK 3</b>	<b>ROK 4</b>	<b>ROK 5</b>	<b>ROK 6</b>
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>221 000</b>	<b>215 000</b>	<b>250 000</b>	<b>263 000</b>	<b>262 000</b>	<b>256 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	106 000	99 000	128 000	132 000	134 000	132 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	36 000	43 000	48 000	55 000	49 000	46 000
Pozostała amortyzacja	79 000	74 000	74 000	75 000	78 000	78 000
	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>258 000</b>	<b>258 000</b>	<b>248 000</b>	<b>242 000</b>	<b>241 000</b>	<b>242 000</b>
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	133 000	134 000	127 000	128 000	127 000	128 000
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	45 000	46 000	43 000	39 000	39 000	39 000
Pozostała amortyzacja	79 000	78 000	77 000	74 000	74 000	74 000
	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>	<b>ROK 17</b>	
<b>Calkowita amortyzacja, tys. zł</b>	<b>243 000</b>	<b>242 000</b>	<b>243 000</b>	<b>243 000</b>	<b>244 000</b>	
Amortyzacja wyrobisk ruchomych i zbrojenia ścian	129 000	128 000	129 000	129 000	130 000	
Amortyzacja majątku leasingowanego wg MSSF 16	39 000	39 000	39 000	39 000	39 000	
Pozostała amortyzacja	74 000	74 000	74 000	74 000	74 000	



#### 9.4 Koszty operacyjne

Gotówkowe koszty operacyjne (bez amortyzacji) wyznaczano dla poszczególnych grup rodzajowych kosztów, tj.:

- wynagrodzenia (wraz z pochodnymi),
- zużycie materiałów i energii,
- usługi obce,
- podatki i opłaty,
- pozostałe koszty rodzajowe.

W przypadku usług obcych przeanalizowano następujące pozycje kosztowe:

- usługi wynajmu maszyn górniczych,
- usługi wiertniczo-górnice,
- usługi odmetanowania,
- usługi związane z likwidacją szkód górniczych,
- usługi zwałowania kamienia,
- pozostałe usługi związane z produkcją węgla (m.in. rezerwa na przyszłe zobowiązania z tytułu szkód górniczych),
- usługi remontowe,
- usługi transportowe,
- pozostałe usługi.

Wszystkie pozycje kosztów zaprojektowano w podziale na koszty stałe i zmienne. Rozdział poszczególnych kosztów rodzajowych na część stałą i zmienną (ujęcie procentowe) określono na bazie materiałów z kopalń jako referencji i dalej zmodyfikowano dla skali projektowanego wydobycia. Następnie dla tak ustalonej bazy kosztów dla poszczególnych zakładów górniczych, koszty stałe były takie same w kolejnych okresach, a koszty zmienne naliczane jako funkcja wielkości sprzedawanego węgla handlowego.

Istotne znaczenie w kosztach miała pozycja wynagrodzenia. Kalkulację zatrudnienia i kosztów wynagrodzeń rozpatrywano w podziale na kluczowe procesy odpowiadające w hierarchii podziałowi organizacyjnemu na poszczególne działy i oddziały w kopalni. Przyjmując średnie stawki wynagrodzeń (pełny koszt pracodawcy) dla poszczególnych stanowisk przypisanych do procesów i stanowisk oraz biorąc pod uwagę stan zatrudnienia w danym roku, szacowano oczekiwany poziom kosztów osobowych.

W przypadku kalkulacji kosztów materiałów i energii skorzystano z danych z kopalń, które następnie zaktualizowano według rynkowych stawek, stan na 2024 rok (na bazie cen podstawowych materiałów oraz stawki za MWh w przypadku energii). W pozycji podatki

i opłaty ujęto m.in. podatek od nieruchomości, opłatę eksploatacyjną, opłaty na ochronę środowiska, wpłaty na PFRON.

### Podatek dochodowy i inne podatki

Stawkę podatku dochodowego w całym okresie analizy przyjęto na poziomie 19%. Podatek ten był naliczany od wyznaczonej podstawy do opodatkowania ustalonej zgodnie z podejściem FCFF (Free Cash Flow to Firm). Założono także, że podatek VAT (należny vs. naliczony) będzie w całym okresie oceny zbilansowany i przyrównany do 0, a jego szczegółowa projekcja wyłączona z kalkulacji. Gotówkowe koszty operacyjne w poszczególnych latach dla obu projektów zaprezentowano w Tab. 9.7 i Tab. 9.8.

Tab. 9.7 Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni A [mln zł]

(źródło: opracowanie własne)

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
Wynagrodzenia	836	792	777	775	759	751	744	746
Zużycie materiałów i energii	257	249	241	234	228	227	223	224
Usługi obce	399	468	465	428	418	420	418	395
Podatki i opłaty	18	19	19	19	19	19	19	19
Pozostałe koszty rodzajowe	7	7	6	7	7	7	7	7
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 517</b>	<b>1 535</b>	<b>1 508</b>	<b>1 463</b>	<b>1 431</b>	<b>1 424</b>	<b>1 411</b>	<b>1 391</b>
	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16
Wynagrodzenia	741	736	732	732	732	732	732	732
Zużycie materiałów i energii	229	224	224	228	224	229	225	224
Usługi obce	413	410	410	411	410	411	410	410
Podatki i opłaty	19	19	19	20	20	19	19	19
Pozostałe koszty rodzajowe	7	7	7	7	7	7	7	7
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 409</b>	<b>1 396</b>	<b>1 392</b>	<b>1 398</b>	<b>1 393</b>	<b>1 398</b>	<b>1 393</b>	<b>1 392</b>
	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
Wynagrodzenia	732	732	732	732	732	732	732	732
Zużycie materiałów i energii	226	224	232	224	227	234	231	228
Usługi obce	411	410	412	410	410	412	412	411
Podatki i opłaty	20	20	19	19	19	19	20	20
Pozostałe koszty rodzajowe	7	7	7	7	7	7	7	7
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 396</b>	<b>1 393</b>	<b>1 402</b>	<b>1 392</b>	<b>1 395</b>	<b>1 404</b>	<b>1 402</b>	<b>1 398</b>
	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
Wynagrodzenia	732	732	732	732	732	732	732	732
Zużycie materiałów i energii	227	237	237	229	227	235	235	231
Usługi obce	411	413	414	411	411	413	414	412
Podatki i opłaty	19	19	20	19	20	20	20	20
Pozostałe koszty rodzajowe	7	7	7	7	7	7	7	7
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 396</b>	<b>1 408</b>	<b>1 410</b>	<b>1 398</b>	<b>1 397</b>	<b>1 407</b>	<b>1 408</b>	<b>1 402</b>

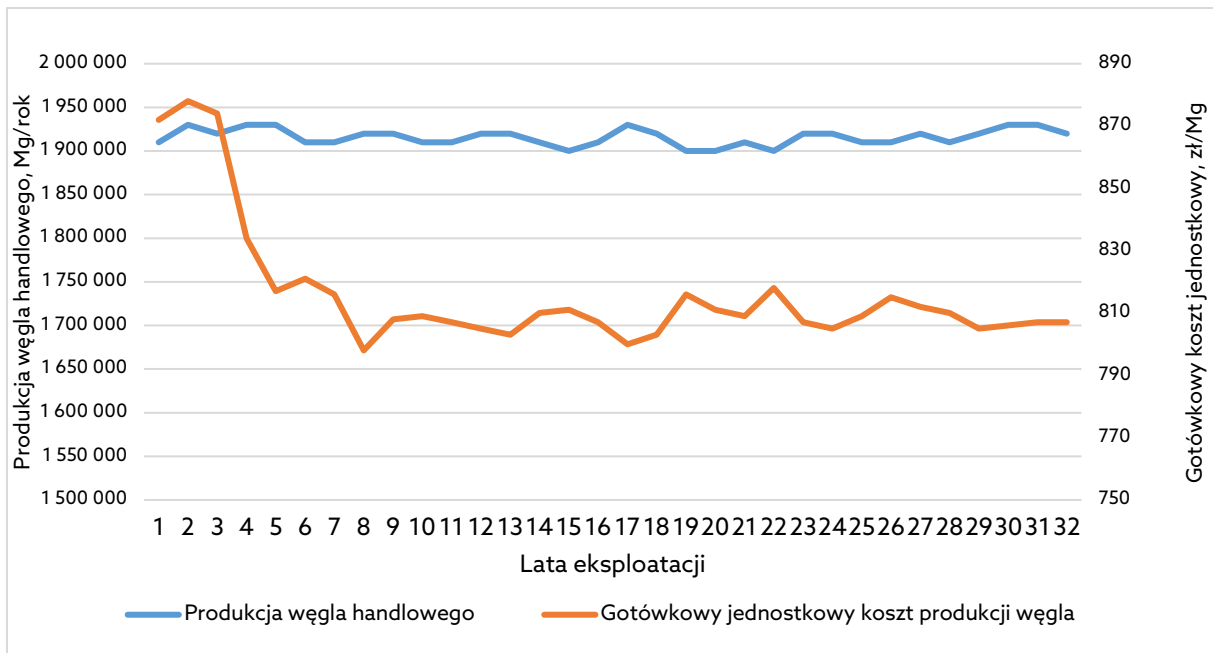
Tab. 9.8 Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni D [mln zł]

(źródło: opracowanie własne)

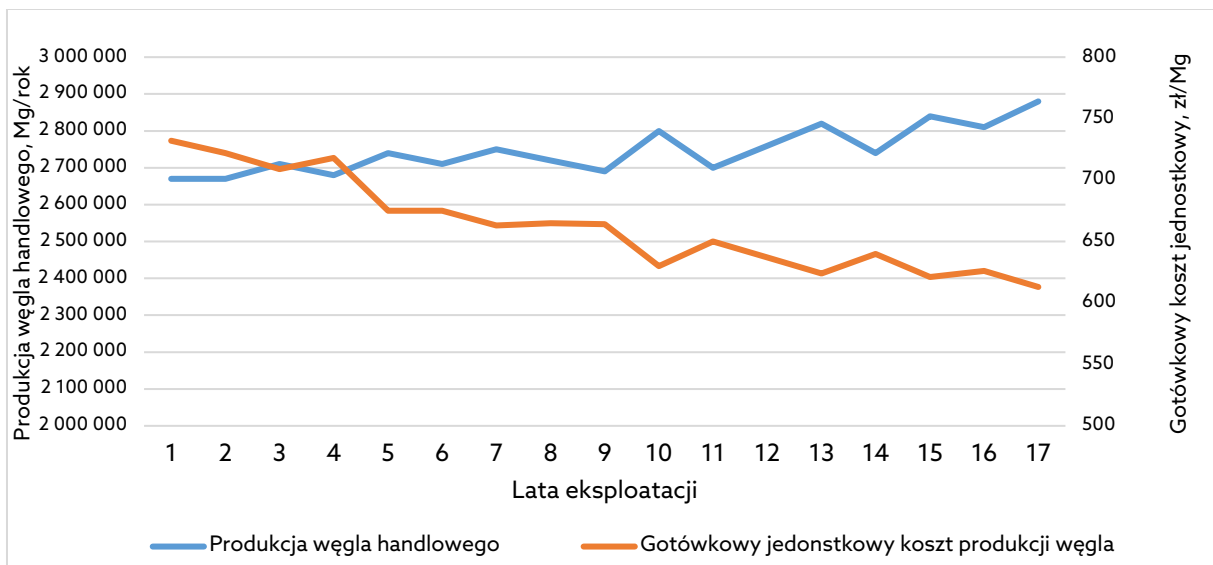
	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
Wynagrodzenia	901	865	825	823	818	808
Zużycie materiałów i energii	286	276	266	262	262	257
Usługi obce	513	538	546	542	471	471
Podatki i opłaty	24	25	25	26	28	28
Pozostałe koszty rodzajowe	9	9	9	9	9	9
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 733</b>	<b>1 713</b>	<b>1 671</b>	<b>1 662</b>	<b>1 588</b>	<b>1 573</b>
	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
Wynagrodzenia	794	778	758	731	728	729
Zużycie materiałów i energii	258	257	257	260	258	256
Usługi obce	475	480	485	494	493	494
Podatki i opłaty	28	28	28	28	28	28
Pozostałe koszty rodzajowe	9	9	9	9	9	9
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 564</b>	<b>1 552</b>	<b>1 537</b>	<b>1 522</b>	<b>1 516</b>	<b>1 516</b>
	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
Wynagrodzenia	729	728	729	729	730	
Zużycie materiałów i energii	256	253	258	255	258	
Usługi obce	495	492	496	494	497	
Podatki i opłaty	28	28	28	28	28	
Pozostałe koszty rodzajowe	9	9	9	9	9	
<b>Razem, mln zł</b>	<b>1 517</b>	<b>1 510</b>	<b>1 520</b>	<b>1 515</b>	<b>1 522</b>	

Łączne gotówkowe koszty operacyjne dla kopalni A oszacowano na 45 259 mln zł, natomiast dla drugiego projektu (kopalnia D) na poziomie 26 731 mln zł. Średnioroczne całkowite koszty produkcji węgla kształtowały się na poziomie 1,5÷1,6 mld zł w kopalni A i 1,7÷1,8 mld zł w kopalni D.

Całkowite średnie koszty operacyjne wydobywania w ujęciu jednostkowym (z uwzględnieniem amortyzacji) oszacowano na 815,9 zł/Mg w przypadku kopalni A oraz 662,6 zł/Mg dla kopalni D. Koszty gotówkowe własnej sprzedaży w ujęciu jednostkowym (rozumiane jako iloraz całkowitych kosztów wraz z amortyzacją oraz wolumenu sprzedaży węgla) wyniosły 738,2 zł/Mg węgla dla kopalni A oraz 573,1 zł/Mg węgla dla kopalni D. Graficzną prezentację kosztów własnych sprzedaży w ujęciu jednostkowym na tle produkcji węgla handlowego dla obu projektów przedstawiają poniższe rysunki (Rys. 9.5 - Rys. 9.6).



Rys. 9.5 Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia A) (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.6 Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia D) (źródło: opracowanie własne)

## 9.5 Pozostałe aspekty techniczno-ekonomiczne w modelu oceny

### Finansowanie w projektach

W ocenie ekonomicznej obu projektów inwestycyjnych (kopalnia A oraz kopalnia D) wyznaczono skorygowane wartości ważonego kosztu kapitału dla poszczególnych kopalń (rozdział 8.2). Pozwoliło to na określenie zmiennego w czasie WACC na podstawie 10 wybranych czynników ryzyka (parametrów je opisujących). Dla porównania tej metodyki

z podejściem tradycyjnym zaproponowano także drugą wartość WACC (10%), która będzie stała w czasie i jest zbliżona do stosowanych powszechnie poziomów średniego ważonego kosztu kapitału dla wyceny górniczych projektów inwestycyjnych.

### **Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego (FLZG)**

Odpis na Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego (FLZG) będzie tworzony od początku istnienia projektów (kolejno przez 17 i 32 lata), odkładając 3,0% wartości rocznej amortyzacji bilansowej ustalonej w projektach (na podstawie Prawa geologicznego i górniczego wymaga jest tworzenia tego odpisu w wartości nie mniejszej niż 3% wartości amortyzacji podatkowej).

Zgodnie z przepisami środki pieniężne na ten cel będą odkładane na specjalnym rachunku bankowym i wyniosą kolejno 143,3 mln zł dla kopalni A oraz 125,1 mln zł dla kopalni D w momencie fizycznej likwidacji obu zakładów.

### **Kapitał obrotowy netto oraz dywidenda**

W modelach zrezygnowano z określenia wielkości zmian w czasie kapitału obrotowego netto oraz wypłat dywidendy z otrzymywanych zysków. Aspekty te nie zostały uwzględnione w kalkulacjach efektywności ekonomicznej, co wynikało po pierwsze, z chęci możliwie przejrzystej prezentacji wpływu ryzyka i opracowanej metody jego aktualizacji w czasie na przyjęte miary efektywności ekonomicznej, oraz po drugie z zakładanego niewielkiego wpływu obu tych zmiennych na ocenę efektywności ekonomicznej analizowanych kopalń.

#### **9.6 Ocena efektywności ekonomicznej w metodzie NPV oraz IRR wraz z rachunkiem wyników i rachunkiem przepływów pieniężnych**

Oceny efektywności ekonomicznej kopalń A i D dokonano w podejściu dochodowym przy wykorzystaniu modelu dyskontowego, analizując oba projekty inwestycyjne w wyznaczonych okresach istnienia obu przedsięwzięć, odpowiednio na 32 lata – kopalnia A i 17 lat – kopalnia D.

Przedmiotową ocenę efektywności ekonomicznej prowadzono z wykorzystaniem metod:

- wartości zaktualizowanej netto (*Net Present Value*; NPV),
- wewnętrznej stopy zwrotu (*Internal Rate of Return*; IRR).

Kalkulacje przeprowadzono w cenach stałych (bieżący poziom cen na moment wyceny), generując uproszczone arkusze przepływów pieniężnych oraz rachunku zysków i strat. Wartości nakładów i kosztów ujęte w modelu wyceny były zaokrąglane – zwykle do wielokrotności pełnych tysięcy złotych.

Dla celów prezentacyjnych i dla uwypuklenia efektu korekty stopy dyskontowej wg opracowanej metodyki, dla każdej kopalni wartości i zmienność NPV oraz IRR zostały przedstawione w dwóch wariantach (Tab. 9.9 i Tab. 9.10):

- przy stałej wartości referencyjnej stopy dyskonta, wynoszącej 10%,
- z uwzględnieniem korekty stopy dyskontowej na bazie opracowanej metodyki oceny ryzyka (rozdział 8.2).

W takim też układzie, w dalszej części tego rozdziału, zostały zaprezentowane poszczególne zestawienia tabelaryczne. Analizie ryzyka ekonomiczno-finansowego, wynikającego ze zmienności kluczowych parametrów decyzyjnych, posłużyło wykonanie analizy wrażliwości, uwzględniającej wpływ zmienności kluczowych parametrów decyzyjnych: kosztów, nakładów i ceny węgla na wartość NPV poszczególnych kopalń.

W rozdziale 3.3 krótko scharakteryzowano poszczególne metody zastosowane w procesie oceny efektywności ekonomicznej kopalń A i D. Mechanizmy implementacji opracowanej metody oceny ryzyka i zasady jej aktualizacji w czasie zostały przedstawione i szeroko skomentowane w rozdziale 8.2.

#### 9.6.1 Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni A

Projekcja finansowa rachunku zysków i strat została przedstawiona w Tab. 9.9, natomiast projekcję rachunku przepływów pieniężnych dla kopalni A ujęto w Tab. 9.10.

*Tab. 9.9 Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni A [mln zł]  
(źródło: opracowanie własne)*

Wyszczególnienie	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
Przychody ze sprzedaży węgla	1 658	1 660	1 651	1 662	1 677	1 641	1 654	1 670
Gotówkowe koszty operacyjne	1 518	1 535	1 509	1 463	1 431	1 423	1 411	1 391
EBITDA	140	125	142	199	246	218	243	279
Amortyzacja	147	160	169	147	146	146	148	142
EBIT	-7	-35	-27	52	100	72	95	137
Wynik brutto	-13	-41	-32	47	95	67	90	132
Podatek dochodowy	1	7	5	-10	-19	-14	-18	-26
Zysk (strata) netto	-12	-34	-27	37	76	53	72	106
Wyszczególnienie	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16

Przychody ze sprzedaży węgla	1 661	1 650	1 645	1 669	1 628	1 639	1 645	1 618
Gotówkowe koszty operacyjne	1 409	1 396	1 392	1 397	1 393	1 398	1 392	1 392
EBITDA	252	254	253	272	235	241	253	226
Amortyzacja	143	149	149	149	149	149	149	149
EBIT	109	105	104	123	86	92	104	77
Wynik brutto	104	100	98	117	81	86	99	71
Podatek dochodowy	-21	-20	-20	-23	-16	-17	-20	-15
Zysk (strata) netto	83	80	78	94	64	69	79	57
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 17</b>	<b>ROK 18</b>	<b>ROK 19</b>	<b>ROK 20</b>	<b>ROK 21</b>	<b>ROK 22</b>	<b>ROK 23</b>	<b>ROK 24</b>
Przychody ze sprzedaży węgla	1 664	1 676	1 644	1 640	1 656	1 642	1 667	1 665
Gotówkowe koszty operacyjne	1 395	1 393	1 401	1 392	1 396	1 405	1 401	1 397
EBITDA	269	283	243	248	260	237	266	268
Amortyzacja	149	149	149	149	149	149	149	149
EBIT	120	134	94	99	111	88	117	119
Wynik brutto	114	129	88	93	106	82	111	113
Podatek dochodowy	-23	-26	-18	-19	-21	-17	-22	-23
Zysk (strata) netto	92	103	70	75	85	66	89	91
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 25</b>	<b>ROK 26</b>	<b>ROK 27</b>	<b>ROK 28</b>	<b>ROK 29</b>	<b>ROK 30</b>	<b>ROK 31</b>	<b>ROK 32</b>
Przychody ze sprzedaży węgla	1 664	1 652	1 669	1 664	1 653	1 677	1 671	1 667
Gotówkowe koszty operacyjne	1 396	1 408	1 410	1 398	1 396	1 407	1 408	1 401
EBITDA	268	244	259	266	257	270	263	266
Amortyzacja	149	149	149	149	149	149	149	149
EBIT	119	95	110	117	108	121	114	117
Wynik brutto	113	90	104	111	103	116	109	111
Podatek dochodowy	-23	-18	-21	-22	-21	-23	-22	-22
Zysk (strata) netto	91	72	83	89	82	93	87	89

Tab. 9.10 Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni A  
(źródło: opracowanie własne)

Wyszczególnienie	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	-7	-35	-27	52	100	72	95	137
(-) Podatek dochodowy od EBIT	-1	-7	-5	10	19	14	18	26
(=) NOPAT	-6	-29	-22	42	81	58	77	111
(-) Wpłaty na FLZG	4	5	5	4	4	4	4	4
(+) Amortyzacja	147	160	169	147	146	146	148	142
(-) Nakłady inwestycyjne	264	222	205	194	188	180	171	174
FCFF	-127	-95	-63	-10	35	20	50	75
FCFF narastająco	-127	-223	-285	-295	-260	-240	-191	-116
Zdyskontowane przepływy FCFF	-127	-87	-52	-7	24	12	28	39
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	-127	-85	-52	-7	23	11	27	39
Różnica FCFF	0	-2	0	0	1	1	1	0
NPV (wariant I)	-127	-214	-266	-273	-249	-237	-209	-170

NPV (wariant II)	-127	-212	-264	-271	-248	-237	-210	-171
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	109	105	104	123	86	92	104	77
(-) Podatek dochodowy od EBIT	21	20	20	23	16	17	20	15
(=) NOPAT	88	85	84	99	70	74	85	62
(-) Wpłaty na FLZG	4	4	4	4	4	4	4	4
(+) Amortyzacja	143	149	149	149	149	149	149	149
(-) Nakłady inwestycyjne	171	159	159	159	159	159	159	159
FCFF	56	71	69	85	55	60	70	48
FCFF narastająco	-60	11	80	165	220	280	350	398
Zdyskontowane przepływy FCF	26	30	27	30	18	17	18	11
Zdyskontowane przepływy FCF (zmienny WACC)	26	27	25	28	15	18	19	14
Różnica FCF	0	3	2	2	3	-1	-1	-3
NPV (wariant I)	-144	-114	-87	-57	-39	-22	-4	7
NPV (wariant II)	-145	-118	-93	-65	-50	-32	-13	1
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 17</b>	<b>ROK 18</b>	<b>ROK 19</b>	<b>ROK 20</b>	<b>ROK 21</b>	<b>ROK 22</b>	<b>ROK 23</b>	<b>ROK 24</b>
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	120	134	94	99	111	88	117	119
(-) Podatek dochodowy od EBIT	23	26	18	19	21	17	22	23
(=) NOPAT	97	109	76	80	90	71	94	96
(-) Wpłaty na FLZG	4	4	4	4	4	4	4	4
(+) Amortyzacja	149	149	149	149	149	149	149	149
(-) Nakłady inwestycyjne	159	159	159	159	159	159	159	159
FCFF	83	94	61	65	75	57	80	82
FCFF narastająco	481	575	636	701	777	833	913	995
Zdyskontowane przepływy FCF	18	19	11	11	11	8	10	9
Zdyskontowane przepływy FCF (zmienny WACC)	19	20	13	13	13	10	12	11
Różnica FCF	-1	-1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
NPV (wariant I)	25	44	55	66	77	85	95	104
NPV (wariant II)	20	40	53	66	79	89	101	112
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 25</b>	<b>ROK 26</b>	<b>ROK 27</b>	<b>ROK 28</b>	<b>ROK 29</b>	<b>ROK 30</b>	<b>ROK 31</b>	<b>ROK 32</b>
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	119	95	110	117	108	121	114	117
(-) Podatek dochodowy od EBIT	23	18	21	22	21	23	22	22
(=) NOPAT	96	77	89	94	88	98	93	94
(-) Wpłaty na FLZG	4	4	4	4	4	4	4	4
(+) Amortyzacja	149	149	149	149	149	149	149	149
(-) Nakłady inwestycyjne	159	159	159	159	159	159	159	159
FCFF	82	63	74	80	73	84	78	80
FCFF narastająco	1077	1139	1214	1293	1367	1450	1529	1608
Zdyskontowane przepływy FCF	8	6	6	6	5	5	4	4



Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	10	7	9	8	7	6	5	6
Różnica FCFF	-2	-1	-3	-2	-2	-1	-1	-2
NPV (wariant I)	112	118	124	130	135	140	144	148
NPV (wariant II)	122	129	138	146	153	159	164	171

Zmienność zysku netto oraz przepływów pieniężnych netto w ujęciu graficznym zaprezentowano na Rys. 9.7. Od piątego roku analizy wartości skumulowane zysku netto i przepływów pieniężnych pozostają dodatnie.

*Tab. 9.11 Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni A (źródło: opracowanie własne)*

	NPV	Zmiana NPV	IRR	Zmiana IRR
Wariant I: Stała stopa dyskontowa	148,48 mln zł	<b>+22,6 mln zł (+15,22%)</b>	14,18%	<b>+0,46 p. p. (+3,25%)</b>
Wariant II: Zmienna stopa dyskontowa (metoda autorska)	171,08 mln zł		14,64%	

Analizując Tab. 9.11, dla wariantu ze stałą stopą dyskontową w kopalni A otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej:

- wartość zaktualizowana netto projektu wyniosła 148,48 mln zł,
- wewnętrzna stopa zwrotu w tych warunkach wyceny wynosi 14,18%.

Przy założonym średnim ważonym koszcie kapitałów (WACC, 10,00%) spełnione są warunki dla wydania opinii o istnieniu efektywności ekonomicznej tego przedsięwzięcia mierzonej wartościami wskaźników NPV i IRR ( $IRR > WACC$  oraz  $NPV > 0$ ).

Dla tej samej kopalni, ale dla scenariusza ze zmienną stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej:

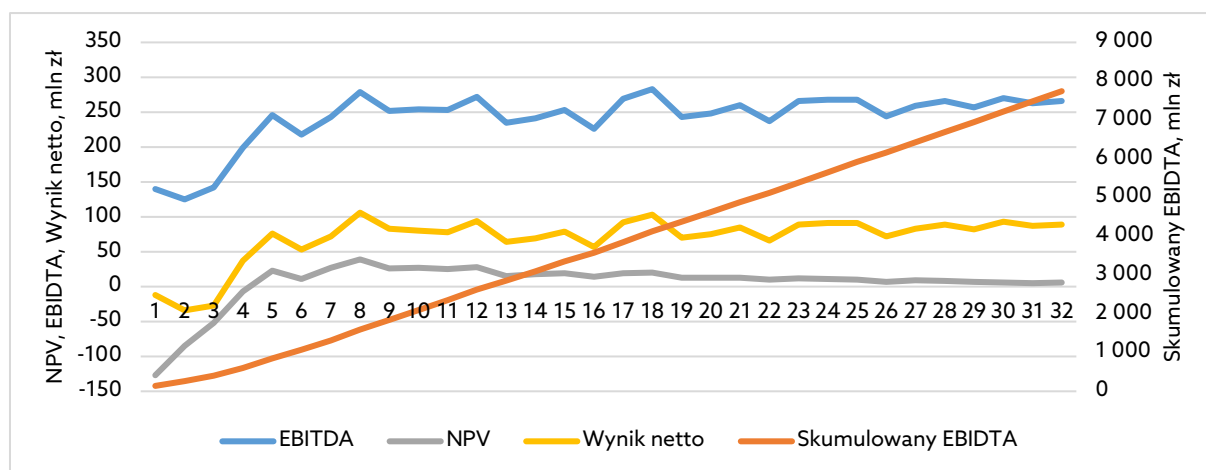
- **NPV projektu wyniosła 171,08 mln zł,**
- **potencjalna<sup>14</sup> IRR w tych warunkach wyceny wynosi 14,64%.**

A zatem przy zastosowaniu zmiennej w czasie stopy dyskontowej, skorygowanej za pomocą wskaźnika ryzyka RF, wartość NPV w całym okresie poprawiła się o 22,6 mln zł, co

<sup>14</sup> potencjalna oznacza, że została osiągnięta poprzez rekurencyjne podwyższanie stopy dyskontowej celem osiągnięcia  $NPV=0$ . Ponadto dla zmiennej stopy dyskontowej wyznaczenie „jednej” IRR ma znaczenie tylko poglądowe, ale zasadne dla udokumentowanych tutaj wyników badań.

oznacza wzrost o 15,2% względem wariantu ze stałą stopą dyskontową. Potencjalna wewnętrzna stopa zwrotu wzrosła o 0,46 punktu procentowego (wzrost względem wariantu ze stałą stopą o 3,25%).

Na tę różnicę wpłynęła zaproponowana zmienna w czasie stopa dyskontowa, aczkolwiek w tak długim okresie projektu (32 lata) przyszłe przepływy pieniężne są proporcjonalnie dłużej dyskontowane. Przepływy pieniężne w bardziej odległej przyszłości mają mniejszą wartość bieżącą ze względu na efekt dyskontowania. W tym przypadku analizując Tab. 8.3, można zauważyć, że wyraźnie niższe roczne stopy dyskontowe, zwiększające wartość bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych (od stopy referencyjnej 10%), występują dopiero od 14 roku analizy. Tab. 9.10 przedstawia projekcję finansową rachunku przepływów pieniężnych, Wartość bieżąca w ostatnim roku analizy stanowi niecałe 8% całkowitych wolnych przepływów pieniężnych dla zmiennej w czasie stopy dyskontowej (w przypadku stałej stopy jest to tylko 5,2%). Zbiorcze zestawienie EBIDTA, zysku netto oraz NPV przedstawiono na poniższym rysunku.



Rys. 9.7 Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni A (przy zastosowaniu zmiennego WACC) (źródło: opracowanie własne)

### 9.6.2 Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni D

Dla kopalni D projekcja finansowa rachunku zysków i strat została przedstawiona w Tab. 9.12, natomiast projekcję rachunku przepływów pieniężnych ujęto w Tab. 9.13.

Tab. 9.12 Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni D [mln zł] (źródło: opracowanie własne)

Wyszczególnienie	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
Przychody ze sprzedaży węgla	1 866	1 864	1 905	1 879	1 929	1 905
Gotówkowe koszty operacyjne	1 733	1 712	1 672	1 661	1 588	1 572
EBITDA	133	152	233	218	341	333

Amortyzacja	221	215	250	263	262	256
EBIT	-88	-63	-17	-45	79	77
Wynik brutto	-97	-72	-26	-54	70	68
Podatek dochodowy	17	12	3	9	-15	-15
Zysk (strata) netto	-80	-60	-23	-46	55	54
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>
Przychody ze sprzedaży węgla	1 936	1 923	1 888	1 971	1 893	1 946
Gotówkowe koszty operacyjne	1 565	1 552	1 537	1 523	1 515	1 515
EBITDA	371	371	351	448	378	431
Amortyzacja	258	258	248	242	241	242
EBIT	113	113	103	206	137	189
Wynik brutto	104	104	94	197	128	180
Podatek dochodowy	-22	-22	-20	-39	-26	-36
Zysk (strata) netto	83	83	75	158	102	144
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>	<b>ROK 17</b>	
Przychody ze sprzedaży węgla	1 997	1 940	2 011	1 981	2 039	
Gotówkowe koszty operacyjne	1 516	1 511	1 520	1 515	1 521	
EBITDA	481	429	491	466	518	
Amortyzacja	243	242	243	243	244	
EBIT	238	187	248	223	274	
Wynik brutto	229	178	239	214	265	
Podatek dochodowy	-45	-36	-47	-42	-52	
Zysk (strata) netto	184	142	192	172	213	

Tab. 9.13 Projektacja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni D  
(źródło: opracowanie własne)

<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 1</b>	<b>ROK 2</b>	<b>ROK 3</b>	<b>ROK 4</b>	<b>ROK 5</b>	<b>ROK 6</b>
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	-88	-63	-17	-45	79	77
(-) Podatek dochodowy od EBIT	-17	-12	-3	-9	15	15
(=) NOPAT	-71	-51	-14	-37	64	63
(-) Wpłaty na FLZG	7	6	8	8	8	8
(+) Amortyzacja	221	215	250	263	262	256
(-) Nakłady inwestycyjne	250	379	428	329	297	253
FCFF	-107	-222	-199	-111	21	58
FCFF narastająco	-107	-328	-528	-638	-617	-559
Zdyskontowane przepływy FCFF	-107	-202	-165	-83	14	36
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	<b>-107</b>	<b>-204</b>	<b>-164</b>	<b>-84</b>	<b>15</b>	<b>38</b>
Różnica FCFF	<b>0</b>	<b>2</b>	<b>-1</b>	<b>1</b>	<b>-1</b>	<b>-2</b>
NPV (wariant I)	-107	-309	-474	-557	-543	-507
NPV (wariant II)	<b>-107</b>	<b>-311</b>	<b>-475</b>	<b>-559</b>	<b>-544</b>	<b>-506</b>
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 7</b>	<b>ROK 8</b>	<b>ROK 9</b>	<b>ROK 10</b>	<b>ROK 11</b>	<b>ROK 12</b>
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	113	113	103	206	137	189
(-) Podatek dochodowy od EBIT	22	22	20	39	26	36
(=) NOPAT	92	92	84	167	111	153
(-) Wpłaty na FLZG	8	8	7	7	7	7
(+) Amortyzacja	258	258	248	242	241	242
(-) Nakłady inwestycyjne	209	210	203	204	201	204
FCFF	133	132	121	198	143	184
FCFF narastająco	-426	-295	-173	24	168	352

Zdyskontowane przepływy FCFF	75	68	57	84	55	64
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	72	64	50	78	50	56
Różnica FCFF	3	4	7	6	5	8
NPV (wariant I)	-432	-364	-307	-223	-168	-104
NPV (wariant II)	-434	-370	-320	-242	-192	-136
<b>Wyszczególnienie</b>	<b>ROK 13</b>	<b>ROK 14</b>	<b>ROK 15</b>	<b>ROK 16</b>	<b>ROK 17</b>	
EBIT: Zysk (strata) z działalności operacyjnej	238	187	248	223	274	
(-) Podatek dochodowy od EBIT	45	36	47	42	52	
(=) NOPAT	193	151	201	181	222	
(-) Wpłaty na FLZG	7	7	7	7	7	
(+) Amortyzacja	243	242	243	243	244	
(-) Nakłady inwestycyjne	206	204	208	206	208	
FCFF	222	182	228	210	251	
FCFF narastająco	574	756	984	1195	1445	
Zdyskontowane przepływy FCFF	71	53	60	50	55	
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	61	42	50	43	47	
Różnica FCFF	10	11	10	7	8	
NPV (wariant I)	-33	20	80	130	186	
NPV (wariant II)	-75	-33	17	60	105	

Zmienność wartości zysku netto oraz przepływów pieniężnych netto w ujęciu graficznym zaprezentowano na Rys. 9.8. Od piątego roku analizy wartości skumulowane zysku netto i przepływów pieniężnych pozostają dodatnie.

Tab. 9.14 Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni D  
(źródło: opracowanie własne)

	NPV	Zmiana NPV	IRR	Zmiana IRR
Wariant I: Stała stopa dyskontowa	185,70 mln zł	<b>-80,37 mln zł</b> <b>(-43,28%)</b>	13,70%	<b>-1,71 p. p.</b> <b>(-12,52%)</b>
Wariant II: Zmienna stopa dyskontowa	105,33 mln zł		11,98%	

Analizując Tab. 9.14 dla kopalni D, dla wariantu ze stałą stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej:

- wartość zaktualizowana netto projektu wyniosła 185,70 mln zł,
- wewnętrzna stopa zwrotu w tych warunkach wyceny wynosi 13,70%.

Przy założonym średnim ważonym koszcie kapitałów (WACC, 10,00%) spełnione są warunki dla wydania opinii o istnieniu efektywności ekonomicznej tego przedsięwzięcia, mierzonej wartościami wskaźników NPV i IRR (IRR>WACC oraz NPV>0).

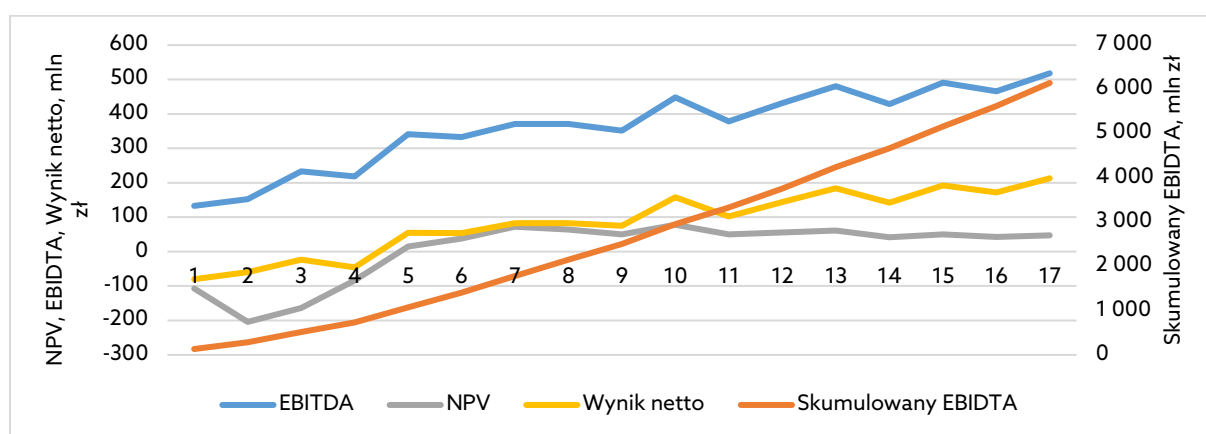
Dla tej samej kopalni, ale dla scenariusza ze zmienną stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej:

- **NPV projektu wyniosła 105,33 mln zł,**
- **potencjalna IRR w tych warunkach wyceny wynosi 11,98%.**

Przy zastosowaniu zmiennej w czasie stopie dyskontowej skorygowanej za pomocą współczynnika ryzyka, wartość NPV w całym okresie pogorszyła się o 80,4 mln zł, co oznacza spadek aż o 43,3% względem wariantu ze stałą stopą dyskontową. Potencjalna wewnętrzna stopa zwrotu obniżyła się o 1,71 punktu procentowego (spadek względem wariantu ze stałą stopą o 12,5%).

Na tę różnicę wpłynęła zaproponowana zmienna w czasie stopa dyskontowa. Kopalnia D charakteryzuje się krótszym okresem wyceny (17 lat) co oznacza, że przyszłe przepływy pieniężne są proporcjonalnie krócej dyskontowane (w porównaniu do kopalni A). Analizując

Tab. 8.4, można zauważyć, że wyraźnie wyższe roczne stopy dyskontowe, zmniejszające wartość bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych, występują już w 7. roku analizy. Tab. 9.13 przedstawia projekcję finansową rachunku przepływów pieniężnych. Wartość bieżąca w ostatnim roku analizy stanowi prawie 19% całkowitych wolnych przepływów pieniężnych dla zmiennej w czasie stopy dyskontowej (w przypadku 32-letniego projektu wyceny kopalni A było to 8%). Zbiorcze zestawienie EBIDTA, zysku netto oraz NPV przedstawiono na rysunku 9.8.



Rys. 9.8 Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni D (przy zastosowaniu zmiennej WACC) (źródło: opracowanie własne)

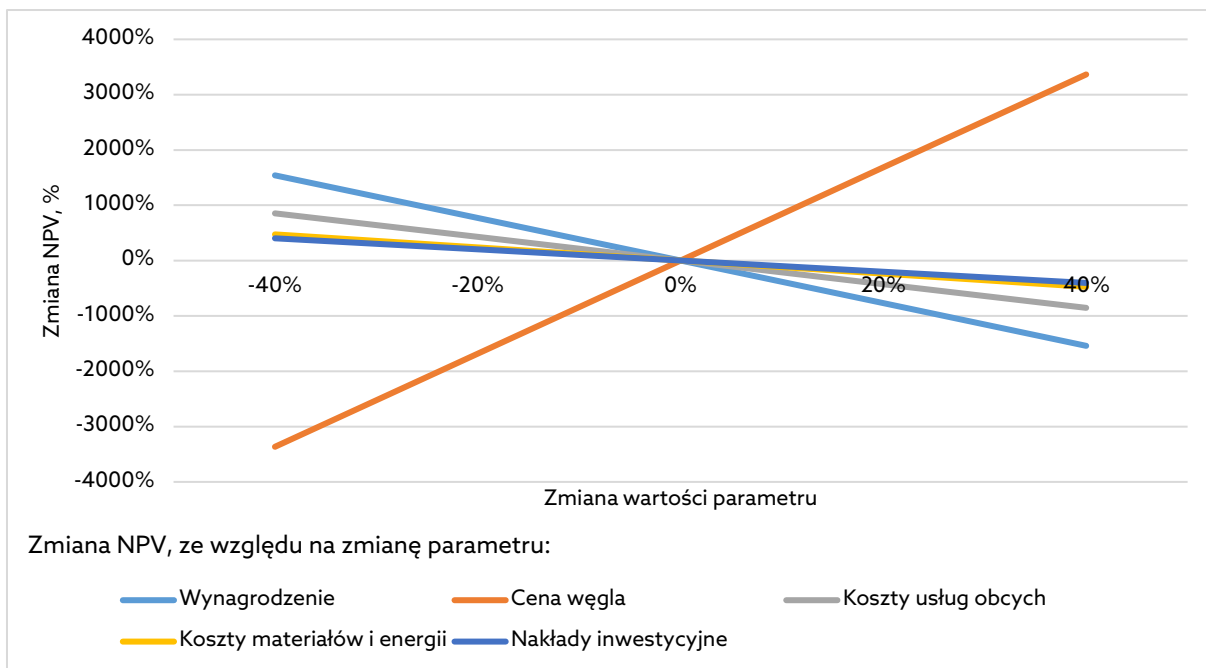
## 9.7 Analiza wrażliwości

W celu zidentyfikowania zmiennych o kluczowym wpływie na efektywność ekonomiczną analizowanych kopalń – miernik NPV, oraz jako uzupełnienie ww. przedstawionej oceny efektywności ekonomicznej wybranych kopalń, przeprowadzono analizę wrażliwości. Analiza wrażliwości jest analityczną metodą oceny ryzyka, polegającą na badaniu wpływu zmian, jakie mogą wystąpić w przyszłości, w kształtowaniu się kluczowych zmiennych uwzględnianych w ocenie projektu inwestycyjnego. Metoda bada wpływ zmian jednego lub szeregu parametrów na wybrany miernik efektywności. Przyjmuje się przy tym założenie, że jednocześnie zmianie podlega tylko wybrana zmienna niezależna (pozostałe zmienne pozostają na poziomie bazowym).

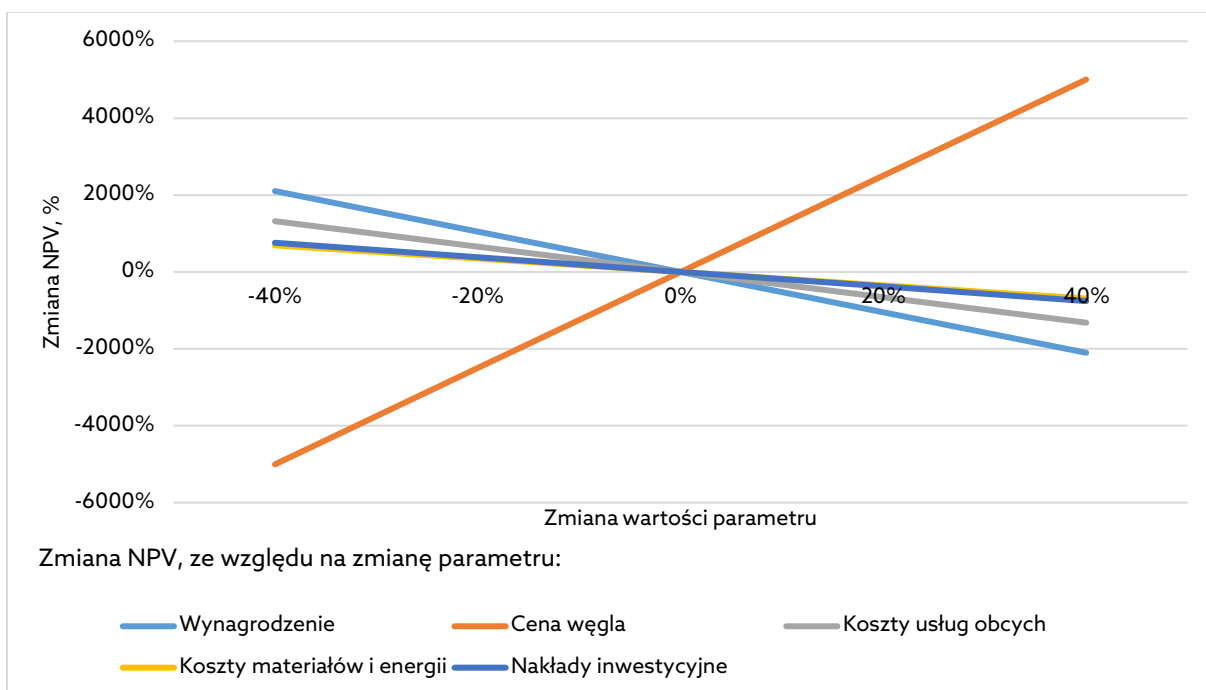
Zgodnie z algorytmem analizy, za zmienną objaśnianą przyjęto NPV (wyliczone na podstawie zmiennego WACC), natomiast do zmiennych objaśniających zaliczono:

- wynagrodzenia wraz z narzutami,
- koszty materiałów i energii,
- koszty usług obcych,
- nakłady inwestycyjne,
- cenę węgla handlowego.

Przyjęto łącznie zakres zmian jako +/- 40% odchylenia od wartości bazowej danej zmiennej, przy 20-procentowym kroku zmiany parametrów objaśniających. Zmiany poziomu NPV w wyniku korekt poszczególnych zmiennych objaśniających dla obu kopalń przedstawiono odpowiednio na Rys. 9.9 oraz Rys. 9.10.



Rys. 9.9 Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.10 Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (źródło: opracowanie własne)

Analizując wyniki przedstawione na Rys. 9.9 oraz Rys. 9.10 należy stwierdzić, że przy ustalonych uwarunkowaniach oceny efektywności ekonomicznej i przyjętych bazowych poziomach kluczowych zmiennych objaśniających:

- najwyższy wpływ na wartość NPV ma cena węgla handlowego,

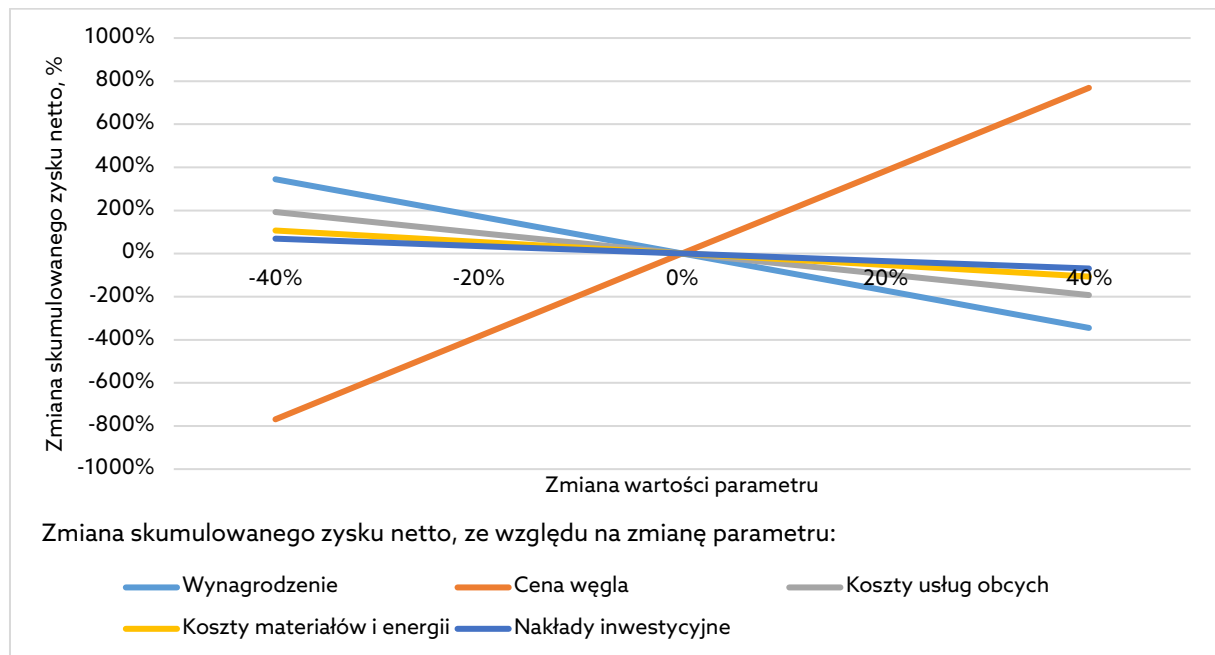
- drugim pod względem wpływu wielkości zmiany NPV są koszty wynagrodzeń pracowników wraz z narzutami,
- na następnych miejscach pod względem siły wpływu na NPV znalazły się kolejno: koszty usług obcych, koszty materiałów i energii oraz poziom nakładów inwestycyjnych.

### **Analiza wrażliwości skumulowanego zysku netto, skumulowanej wartości wskaźnika EBITDA oraz skumulowanej i zdyskontowanej wartości FCFF**

W analogiczny sposób, jak w przypadku analizy wrażliwości NPV, wykonano analizę wrażliwości dla skumulowanego zysku netto, skumulowanej wartości EBITDA oraz skumulowanej wartości FCFF przy następujących wartościach bazowych:

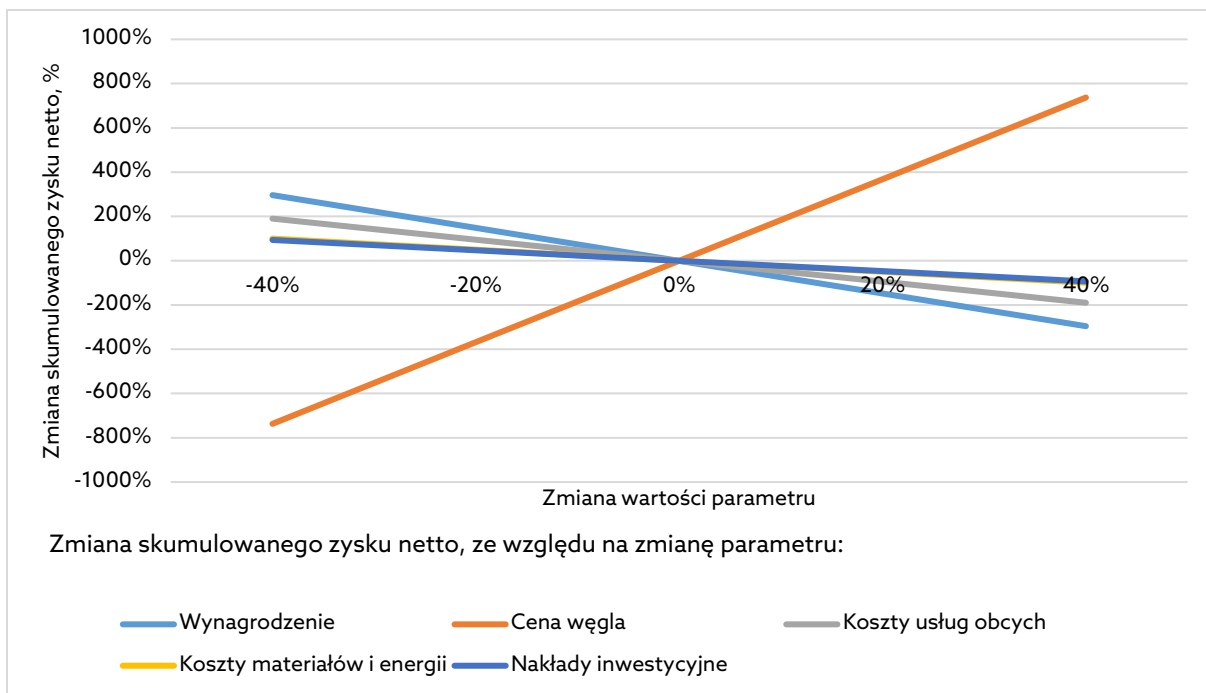
- skumulowanego zysku netto dla kopalni A: 2 232 mln zł oraz dla kopalni D: 1 445 mln zł,
- skumulowanego EBITDA w kopalni A: 7 741 mln zł, a w kopalni D: 6 144 mln zł,
- skumulowanych przepływów pieniężnych netto FCFF: dla kopalni A: 1 608 mln zł oraz 1 445 mln zł dla kopalni D.

Wyniki analizy wrażliwości przedstawiono na rysunkach (Rys. 9.11 – Rys. 9.16).

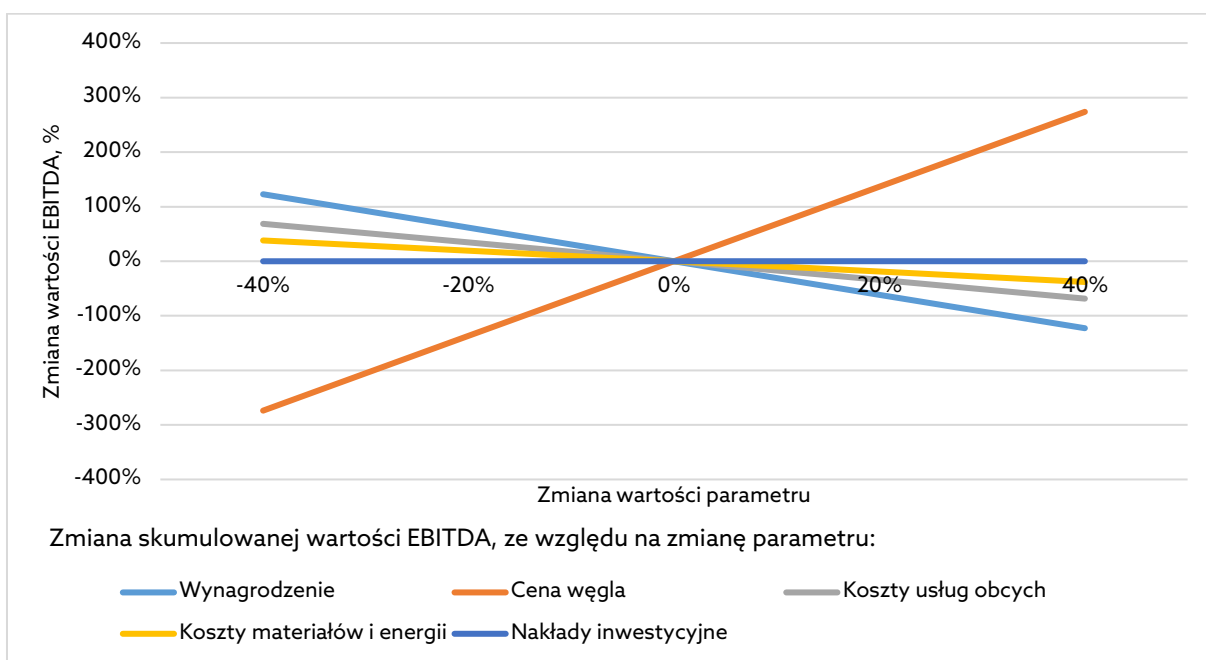


*Rys. 9.11 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A)  
(źródło: opracowanie własne)*

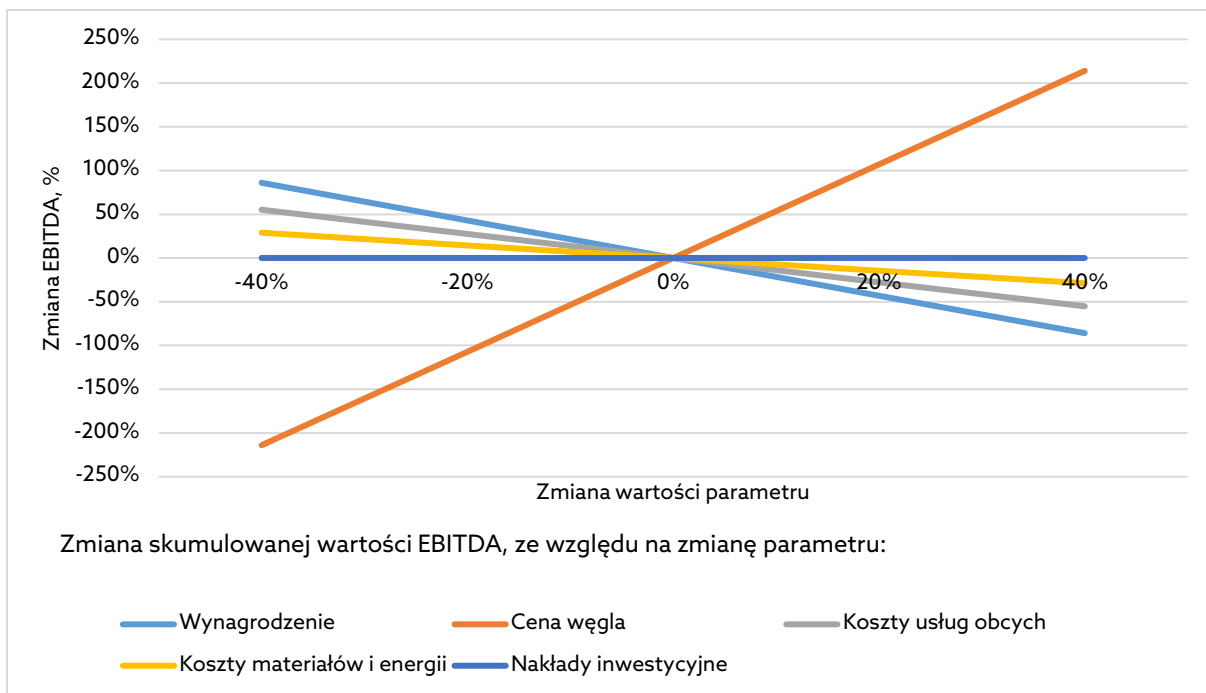




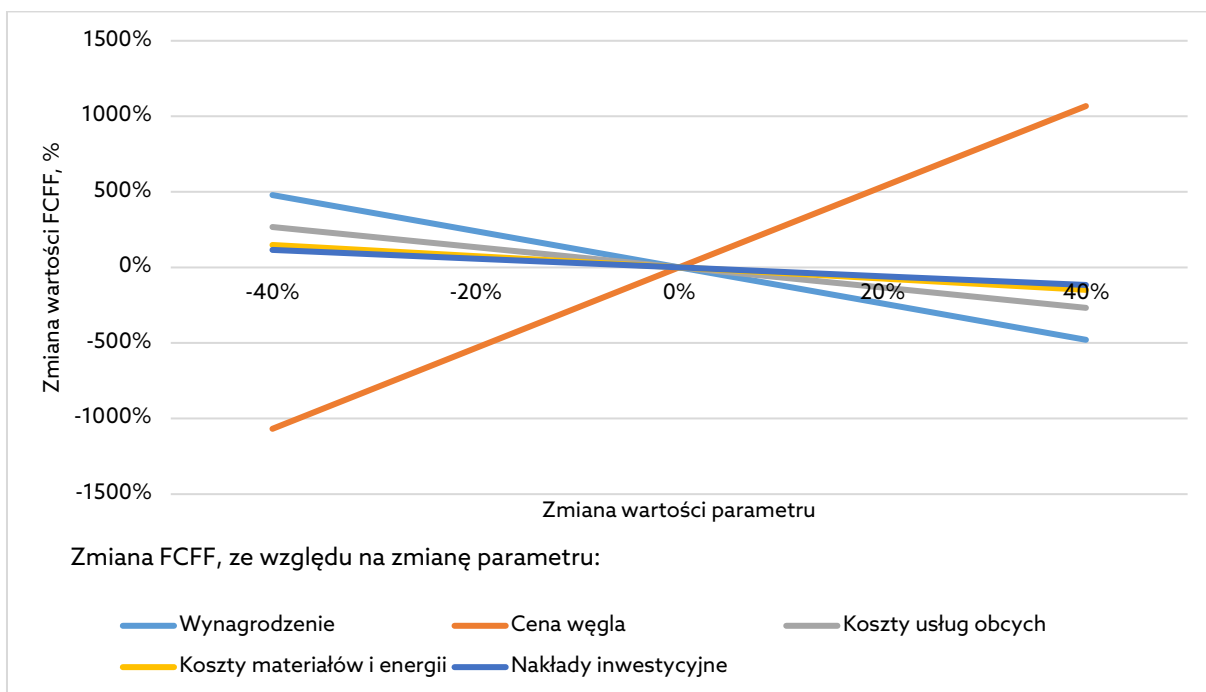
Rys. 9.12 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (źródło: opracowanie własne)



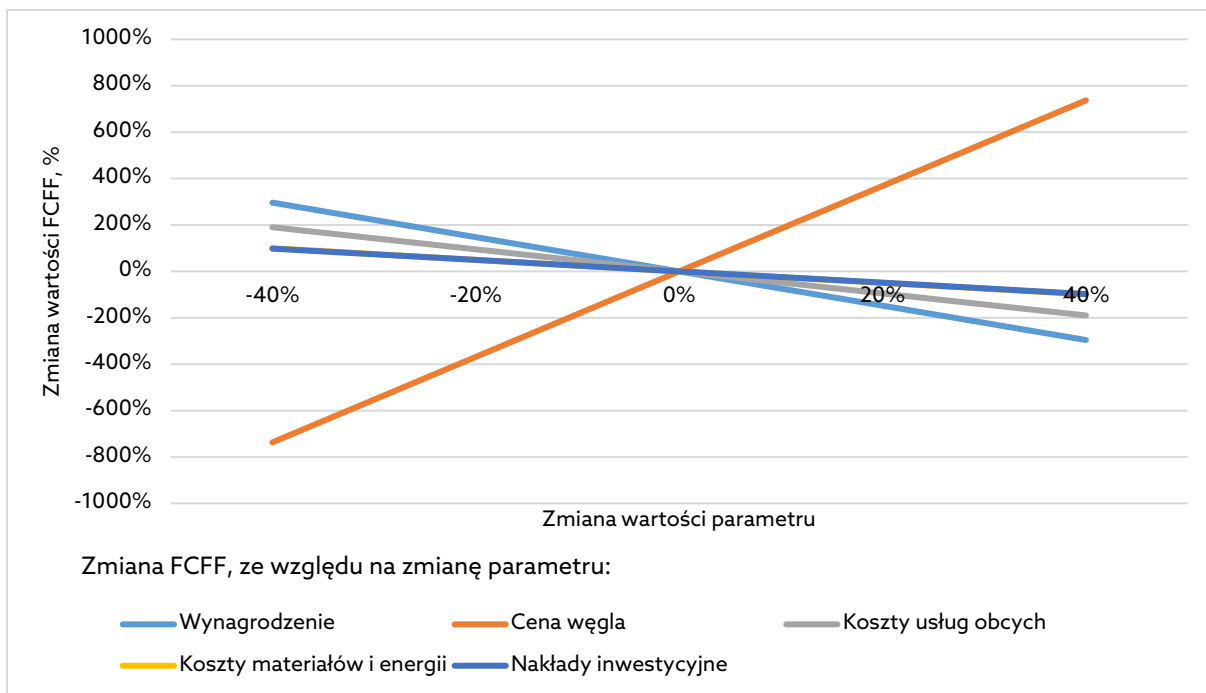
Rys. 9.13 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.14 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.15 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) (źródło: opracowanie własne)



Rys. 9.16 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCFF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D)  
(źródło: opracowanie własne)

Analiza wyników przedstawionych na rysunkach (Rys. 9.11 – Rys. 9.16) pozwala zauważyć, że przy ustalonych uwarunkowaniach analizy i przyjętych bazowych poziomach kluczowych zmiennych decyzyjnych:

- najwyższy wpływ na wartość zdyskontowaną FCFF, skumulowany wynik netto oraz skumulowany wskaźnik EBITDA ma cena sprzedaży węgla handlowego. Jest to zmiana w zakresie  $\pm 800\%$  w przypadku FCFF oraz skumulowanego zysku netto oraz  $\pm 250\%$  w przypadku EBITDA przy zmianie poziomu ceny  $\pm 40\%$  wartości bazowej. Tak wysoka zmiana jest powszechnie obserwowana w branży: w 2020 roku górnictwo węglowe zaliczyło stratę na wyniku finansowym netto rzędu  $-4\,332$  mln zł, natomiast w 2022 roku był to zysk w tej samej pozycji na poziomie  $+9\,744$  mln zł, za co w większości była odpowiedzialna cena sprzedaży węgla (Kicki i in., 2023);
- drugim parametrem pod względem wpływu na trzy analizowane mierniki jest poziom kosztów zatrudnienia, który powoduje zmiany FCFF oraz skumulowanego zysku netto w zakresie  $\pm 300\text{-}500\%$  oraz EBITDA rzędu  $\pm 100\%$ ;
- na kolejnych miejscach znalazły się koszty usług obcych, koszty materiałów i energii oraz nakłady inwestycyjne. W latach 2012-2022 w polskim górnictwie węgla kamiennego największy udział w kosztach operacyjnych miały wynagrodzenia (45%-

51%) oraz usługi obce (17%-20%), a najmniejszy podatki i opłaty oraz pozostałe koszty;

- brak efektywnych systemów motywacyjnych w zakresie wynagrodzeń oraz mało efektywny system organizacji pracy eliminują możliwości elastycznego przeciwdziałania dekonunkturze, co jest szczególnie widoczne w analizie wrażliwości górniczych projektów inwestycyjnych.

## 10. Podsumowanie i wnioski

Ryzyko jest nieodłącznym elementem związanym z prowadzeniem każdej działalności gospodarczej. Górnictwo odznacza się wyjątkowo wysokim poziomem ryzyka pochodzącym z wielu źródeł: geologicznych, górniczych, środowiskowych, społecznych, ekonomicznych, politycznych i prawnych. Górnictwo podziemne, szczególnie węgla kamiennego, jest bardziej narażone na ryzyka związane z warunkami geologiczno-górnictwymi niż inne sposoby wydobywania. Większość polskich kopalń węgla kamiennego charakteryzuje się trudnymi warunkami geologiczno-górnictwymi i wieloma współistniejącymi zagrożeniami naturalnymi.

Polski przemysł wydobywczy węgla kamiennego znajduje się w trudnej sytuacji technicznej i ekonomicznej. Wysokie koszty funkcjonowania i zmienność cen węgla pogarszają ten stan. Wyczerpywanie łatwo dostępnych zasobów, rosnąca głębokość eksploatacji, wzrost temperatury w wyrobiskach, wydłużenie dróg transportu oraz rosnąca skala zagrożeń naturalnych stanowią główne wyzwania związane z eksploatacją. Usprawnienie procesów planowania wydobywania, uwzględniające złożoność warunków geologiczno-górnictwowych, mogłoby poprawić efektywność ekonomiczną kopalń.

Głównym celem rozprawy było opracowanie metodyki oceny atrakcyjności złoża oraz kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji w podejściu wielokryterialnym, z wykorzystaniem cyfrowego modelu złoża, narzędzi do harmonogramowania produkcji oraz modelu oceny efektywności ekonomicznej. Celami szczegółowymi były (1) opracowanie cyfrowych modeli wybranych złóż węgla koksowego uwzględniających skonstruowane i skwantyfikowane czynniki ryzyka, (2) opracowanie harmonogramów produkcji pod kątem oceny zmienności wydobywania węgla, zanieczyszczenia urobku, rozkładu parametrów jakościowych oraz czynników ryzyka, (3) zbudowanie modelu hierarchicznego dla oceny atrakcyjności złóż węgla koksowego, (4) zaproponowanie metodyki doboru (korekty) zmiennej w czasie stopy dyskontowej oraz (5) opracowanie modelu ekonomicznego pozwalającego na ocenę efektywności ekonomicznej projektu inwestycyjnego z uwzględnieniem ryzyka eksploatacji.

Analiza literatury w zakresie oceny ryzyka w górniczych projektach inwestycyjnych, metod wspomaganie decyzji oraz wykorzystania cyfrowego modelu złoża w planowaniu górniczym pozwoliła ustalić aktualny stan wiedzy w tych obszarach i określić obszary wymagające dalszych badań. Podstawowym sposobem uwzględnienia ryzyka w analizie ekonomicznej przedsięwzięcia jest oszacowanie kosztu kapitału. Często stosowanym w tym

zakresie podejściem jest model wyceny aktywów kapitałowych (CAPM). Model ten pozwala przedstawić zależność między ponoszonym ryzykiem systematycznym a oczekiwaną stopą zwrotu z portfela aktywów finansowych. Ocena efektywności ekonomicznej inwestycji ma charakter prognostyczny, podczas gdy parametry modelu CAPM opierają się na danych z przeszłości. Współczynnik  $\beta$  określany jest na podstawie pochodzących z analizy regresji danych historycznych, podczas gdy prognozowana wielkość  $\beta$ , niezbędna do oszacowania kosztu kapitału własnego, opiera się w ostateczności na subiektywnej ocenie prognostyka. Przegląd literatury ujawnił także inne sposoby określania wartości stopy dyskontowej (subiektywna, ekspercka wycena; stopy degresywne; stopy dyskontowe dostosowane do ryzyka). Przegląd literatury wykazał również, że cyfrowy model złoża powinien być wykorzystywany powszechnie jako narzędzie w dokumentowaniu budowy geologicznej złoża oraz przy szacowaniu wielkości jego zasobów. Cyfrowy model złoża można traktować jako bazę danych geologicznych (przedstawionej w ciągłej, trójwymiarowej formie) dla planowania i harmonogramowania produkcji górniczej. Oprócz parametrów strukturalnych i jakościowych może on także zawierać informacje pozwalające na klasyfikację zasobów złoża do zdefiniowanych przez użytkownika dyskretnych grup (kategorie rozpoznania, stopnie i kategorie zagrożeń naturalnych etc.). Wykazano ponadto, że przy niewielkiej liczbie ustalonych wariantów decyzyjnych, zastosowanie znajdują metody wieloatrybutowego wspomaganie decyzji, zwane także wielokryterialnymi metodami dyskretnymi. Przegląd zastosowań tychże metod wykazał, że najczęściej stosowaną metodą wspomaganie decyzji wielokryterialnych jest metoda Hierarchicznej Analizy Problemu (AHP). Metoda ta na przestrzeni ostatnich kilkudziesięciu lat doczekała się wielu modyfikacji i ulepszeń. Jedną z nich jest metoda FAHP, która, podobnie jak w przypadku klasycznej metody AHP, wykorzystuje opinie ekspertów do oszacowania współczynników wagowych określających ważność poszczególnych cech. Jednocześnie FAHP pozwala na eliminację tych cech, które mają najmniejsze znaczenie w zagadnieniu porządkowania liniowego obiektów poprzez ustalenie wagi poszczególnych cech na podstawie rozmytych opinii ekspertów.

Powyższe obserwacje skłoniły autora do zaproponowania własnej metodyki oceny atrakcyjności złoża na bazie zidentyfikowanych i istotnych czynników ryzyka, których wpływ został skwantyfikowany przy zastosowaniu rozmytej metody AHP z wykorzystaniem danych geologiczno-górniczych pochodzących z cyfrowego modelu złoża. Zaproponowana metodyka składa się z następujących etapów:

1. Opracowanie cyfrowego modelu geologicznego złoża (i harmonogramu eksploatacji) z jego rozbudową o wybrane czynniki ryzyka powiązane z warunkami geologicznymi i górnictwami;
2. Określenie i selekcja czynników, które uznano za istotne dla kwantyfikacji wskaźnika atrakcyjności złoża i ryzyka (jako jego odwrotności) za pomocą analizy statystycznej wykorzystującej regresję segmentową;
3. Opracowanie wskaźnika ryzyka eksploatacji RF z użyciem rozmytego analitycznego procesu hierarchicznego FAHP;
4. Wyznaczenie wartości wskaźnika RF dla poszczególnych partii w testowym złożu węgla kamiennego oraz niezależnie dla wybranych złóż węgla kamiennego;
5. Implementacja wartości wskaźnika ryzyka RF dla potrzeb korekty stopy dyskontowej, która może być użyta do wyceny wartości określonej partii (parceli) górniczej lub całego złoża;
6. Opracowanie modelu ekonomicznego do oceny efektywności ekonomicznej z uwzględnieniem wskaźnika RF;
7. Weryfikacja metodyki na wybranych kopalniach (projektach inwestycyjnych).

W ramach 1. etapu dla sześciu złóż węgla koksowego sporządzono modele strukturalne, opisujące budowę fizyczną złoża oraz modele obrazujące zmienność parametrów jakościowych węgla w przestrzeni złoża. Dla potrzeb kwalifikacji ryzyka eksploatacji zasobów węgla modele cyfrowe sześciu wybranych złóż (od „A” do „F”) rozbudowano o osiem parametrów opisujących poszczególne typy zagrożeń oraz parametry geologiczno-górnictwa.

W 2. etapie do analizy wpływu czynników ryzyka na jednostkowe koszty eksploatacji wykorzystano historyczne wyniki produkcyjne i ekonomiczne 81 ścian wyeksploatowanych w latach 2016-2022. Łącznie analizie poddano 21 kryteriów wpływających na jednostkowe koszty eksploatacji. Za pomocą analizy statystycznej wykorzystującej regresję segmentową wybrano z tej grupy 10 czynników, które posłużyły do opracowania prognozy ryzyka w dwóch złożach przewidzianych do eksploatacji do roku 2041 oraz 2056 (wybrano dwie kopalnie o najmniejszym i największym poziomie ryzyka).

W 3. etapie uwzględniono czynniki wynikające z zagrożeń naturalnych, budowy geologicznej złoża (pokładu) oraz ograniczeń technicznych. Opracowano wskaźnik ryzyka RF, do którego konstrukcji zastosowano rozmytą analizę procesu hierarchicznego (FAHP). Zaproponowany hierarchiczny model, opracowany na podstawie wytypowanych czynników ryzyka, składa się z 4 poziomów. Na pierwszym z nich umieszczono główny cel zadania – ocena poziomu ryzyka w partiach złoża. Drugi poziom modelu reprezentowany jest przez 3 główne grupy czynników ryzyka, do których zaliczono: czynniki górnictwa, czynniki geologiczne oraz zagrożenia naturalne. Na ostatnim, czwartym poziomie znalazły się warianty rozwiązania, czyli

wartości wskaźnika RF w poszczególnych partiach złoża. W celu określenia stabilności modelu oceny atrakcyjności złóż węgla koksowego, przeprowadzono analizę wrażliwości. Analiza wrażliwości dowiodła, że zmiana wpływu czynników geologicznych, zagrożeń naturalnych oraz czynników technicznych (górnictw) poprzez zmianę wag nie wpływa zasadniczo na ranking atrakcyjności analizowanych parcel eksploatacyjnych.

W kolejnym etapie oszacowano wartość wskaźnika RF, który stanowi zagregowaną funkcję zmienności poszczególnych czynników geologicznych i górniczych. Wartości wskaźnika ryzyka RF uzyskane rozmytą metodą AHP obliczono dla sześciu złóż i ośmiu partii wybranego złoża węgla kamiennego. Wskaźnik składa się z dziesięciu czynników ryzyka zgrupowanych w trzy grupy: czynniki górnicze, czynniki geologiczne i zagrożenia naturalne. Wyniki modelowania rozmytą metodą AHP wskazały na duże różnice atrakcyjności w analizowanych partiach co skłania do wniosku o dużej zmienności czynników geologicznych w obrębie jednego złoża i wynikających z nich parametrów technicznych wyrobisk eksploatacyjnych. Następnie oszacowano zagregowane wskaźniki RF dla wszystkich modelowanych sześciu złóż. W kolejnym kroku dla dwóch wybranych złóż (kopalń) z wysokim i niskim poziomem atrakcyjności (określonej miarą atrakcyjności – RF) opracowano harmonogramy eksploatacji i dla każdego roku, dla obydwu kopalń, przygotowano prognozy wskaźnika RF.

Oszacowane wartości wskaźniki RF wykorzystano w etapie V do wyznaczania skorygowanej oceny ryzyka własnego przedsięwzięć inwestycyjnych, wykorzystanej następnie w ocenie efektywności ekonomicznej wybranych złóż węgla koksowego. Zaproponowana metodyka pozwoliła na wyznaczenie skorygowanej wartości ważonego kosztu kapitału (WACC) dla poszczególnych partii i całej kopalni (złóż testowe) oraz dla poszczególnych lat w harmonogramie produkcji dla kopalń A i D.

W etapie 6. dla potrzeb oceny efektywności ekonomicznej metodą NPV dwóch wytypowanych złóż węgla kamiennego opracowano modele ekonomiczne bazujące na kalkulacji wolnych przepływów pieniężnych w podejściu FCFF. Dla obu zakładów górniczych przygotowano harmonogramy wydobywania i produkcji węgla handlowego (na podstawie danych pochodzących z cyfrowego modelu złoża), oszacowano przychody ze sprzedaży (na podstawie referencyjnej ceny węgla oraz zmiennych w czasie parametrów jakościowych urobku), określono wielkość nakładów inwestycyjnych oraz kosztów operacyjnych, jak i pozostałych aspektów technicznych i finansowych (jak np. zmienny w czasie WACC czy wpłaty na FLZG).



W ostatnim etapie przeprowadzono ocenę efektywności ekonomicznej przy pomocy metod NPV i IRR, w dwóch wariantach: ze (i) stałą oraz (ii) zmienną w czasie stopą dyskontową z uwzględnieniem wskaźnika RF i korek stopy dyskontowej.

Dla kopalni A, dla wariantu ze stałą stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej w tych warunkach wyceny<sup>15</sup>:

- **wartość zaktualizowana netto projektu: 148,48 mln zł,**
- **wewnętrzna stopa zwrotu: 14,18%.**

Dla tej samej kopalni, ale dla scenariusza ze zmienną stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej w tych warunkach wyceny:

- **NPV projektu: 171,08 mln zł,**
- **potencjalna IRR: 14,64%.**

Dla kopalni D, dla wariantu ze stałą stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej w tych warunkach wyceny:

- **wartość zaktualizowana netto projektu: 185,70 mln zł,**
- **wewnętrzna stopa zwrotu: 13,70%.**

Dla tej samej kopalni, ale dla scenariusza ze zmienną stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej w tych warunkach wyceny:

- **NPV projektu: 105,33 mln zł,**
- **potencjalna IRR: 11,98%.**

A zatem przy zastosowaniu zmiennej w czasie stopy dyskontowej, skorygowanej za pomocą współczynnika RF (miary atrakcyjności złoza), wartość NPV w całym okresie dla kopalni A (kopalnia o niskim poziomie wskaźnika RF) poprawiła się o 22,6 mln zł, co oznacza wzrost o 15,2% względem wariantu ze stałą stopą dyskontową. Potencjalna wewnętrzna stopa zwrotu wzrosła o 0,46 punktu procentowego (wzrost względem wariantu ze stałą stopą o 3,25%).

W drugim przypadku (kopalnia D z wysokim poziomem wskaźnika RF) przy zastosowaniu zmiennej w czasie stopy dyskontowej wartość NPV w całym okresie pogorszyła się o 80,4 mln zł, co oznacza spadek aż o 43,3% względem wariantu ze stałą stopą dyskontową.

---

<sup>15</sup> Warunki wyceny opisane w rozdziałach 9.1-9.5 niniejszej pracy

Potencjalna wewnętrzna stopa zwrotu obniżyła się o 1,71 punktu procentowego (spadek względem wariantu ze stałą stopą o 12,5%).

W praktyce gospodarczej nie stosuje się tak zaawansowanego podejścia do oceny atrakcyjności złoża w kontekście kwantyfikacji ryzyka w procesie eksploatacji. Opracowane w ramach niniejszej rozprawy podejście do oceny atrakcyjności złoża jest nowatorskie i kompleksowe, wykorzystujące narzędzia informatyczne z zakresu modelowania geologicznego złóż, planowania i harmonogramowania produkcji, metody oceny efektywności ekonomicznej oraz wiedzę ekspercką na etapie budowy modelu hierarchicznego. Dla potrzeb oceny atrakcyjności złoża, do modelu cyfrowego została wprowadzona nowa treść, dotycząca m.in. zagrożeń naturalnych, kategorii rozpoznania zasobów oraz wskaźnika zaburzeń tektonicznych co pozwoliło pełniej skwantyfikować ryzyko w procesie eksploatacji.

Praca ta odzwierciedla cele badawcze i ukazuje naukowe dążenia autora do rozwiązania zagadnień zawartych w tezie pracy. Cyfrowy model złoża może i powinien być wykorzystywany jako źródło wiarygodnych informacji o zmienności warunków geologicznych i górniczych do oceny atrakcyjności złoża i oszacowania ryzyka w procesie eksploatacji. Wykazano również, że metody wielokryterialne pozwalają na skonstruowanie wskaźnika (RF), na podstawie wytypowanych czynników ryzyka w metodach statystycznych, który stanowi miarę atrakcyjności złoża (szacowanego także w skali partii czy pokładu).

Ryzyko rozumiane jest jako złożenie zmienności i niepewności, współwystępujących ze sobą, muszą być brane pod uwagę w procesie podejmowania decyzji, do czego niezbędna jest wycena projektu inwestycyjnego. Zaproponowana metodyka, w granicach jej stosowalności jakimi niewątpliwie jest stopień rozpoznania i zagospodarowania złoża, stanowi autorski i nowy sposób kwantyfikacji ryzyka, który pozwala na dopasowanie i dobór zmiennej w czasie stopy dyskontowej. Projekty i harmonogramy eksploatacji opracowane na podstawie modelu złoża dostarczają szczegółowych informacji dotyczących zmienności czynników ryzyka w czasie, które po ich zagregowaniu, stanowią asumpt do korekty stopy dyskontowej. Uniwersalność zaproponowanej metodyki polega również na jej skalowalności, która pozwala na ocenę i porównanie atrakcyjności partii, pokładów oraz całych złóż.

Analizy teoretyczne i empiryczne umożliwiły wyciągnięcie kluczowych wniosków z rozprawy:

1. Opracowanie autorskiej metodyki oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacji ryzyka poprzez oszacowanie wskaźnika RF udowodniło tezę pracy, że istnieje możliwość wykorzystania

informacji o zmienności warunków geologicznych i górnictwowych zawartych w cyfrowym modelu złoża do oceny jego atrakcyjności i oszacowania ryzyka w procesie eksploatacji.

2. Opracowana autorska metodyka charakteryzuje się skalowalnością „od szczegółu do ogółu”, tj. od ściany do złoża i od złoża (jako całości) do ściany. Odbywa się to przez selekcję czynników ryzyka (skwantyfikowanych w ścianach wydobywczych), które mają istotny wpływ na poziom kosztów jednostkowych wydobycia. Tak wytypowane czynniki zostały wykorzystane w budowie modelu hierarchicznego dla oceny atrakcyjności poszczególnych partii a następnie po normalizacji i zważeniu za pomocą wielkości zasobów do oceny atrakcyjności złoża.

3. Dla potrzeb oszacowania wskaźnika ryzyka opracowano cyfrowe modele złóż i wykorzystano zgromadzone w nim szczegółowe dane geologiczne oraz wprowadzono do nich nową treść związaną z kategoriami rozpoznania, zagrożeniami naturalnymi oraz wybranymi cechami związanymi, np. z tektoniką złoża.

4. Przy wykorzystaniu analizy korelacji oraz modelu regresji segmentowej wyłoniono z grupy 47 zmiennych 10 istotnych zmiennych objaśniających jednostkowe wydobycia brutto, były to: miąższość pokładu, zasoby wydobywalne, wybieg ściany, długość ściany, odległość od szybu materiałowo-zjazdowego, głębokość, CH<sub>4</sub> (metanowość), KZT (kategorie zagrożenia tąpnięciami), KZU (wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych) oraz KZS (samozapalność węgla).

5. Opracowanie dedykowanych cyfrowych harmonogramów (na bazie informacji pochodzących z cyfrowych modeli złóż) dostarczyło danych do oceny efektywności ekonomicznej oraz analizy zmienności parametrów jakościowych i czynników ryzyka w czasie, co pozwoliło na oszacowanie zmiennego w czasie wskaźnika RF.

6. Wartości wskaźnika ryzyka RF, uzyskane rozmytą metodą AHP, mogą zostać oszacowane dla poszczególnych ścian, parcel, pokładów lub całego złoża węgla kamiennego. Procedura badawcza udowodniła, że oceniane mogą być także względem siebie poszczególne złoża, co może być wykorzystane przy korekcie stopy dyskontowej dla konkretnych projektów inwestycyjnych przy znanym i założonym WACC dla całej spółki wydobywczej.

7. Jednym z istotnych rezultatów pracy było określenie zmiennej w czasie stopy dyskontowej dopasowanej do ryzyka, która może być wykorzystana w ocenie efektywności ekonomicznej złóż za pomocą metod dyskontowych. Osiągnięcie to stanowi wkład w rozwój nauki w zakresie wyceny wartości (w szczególności złóż pokładowych węgla kamiennego) ponieważ

teoria dotycząca zmiennych stóp dyskontowych jest stosowana bez głębszej refleksji w tym zakresie z pominięciem często dynamicznego w czasie, niekoniecznie monotonicznego, przebiegu zjawisk, cech i parametrów złoża wpływających na ocenę jego atrakcyjności czy – przez odwrotność – ryzyka. Przegląd literatury wskazał na tę lukę wiedzy w tym zakresie. Praca doktorska dostarcza rozwiązanie, które prezentuje się jako adekwatne do wagi problemu, wartościowe i co bardzo ważne – utylitarne przy wykorzystaniu odpowiednich narzędzi, danych i modeli.

8. Przedstawiona metodyka może być także wykorzystana w procesie kwantyfikacji ryzyka eksploatacji w innych złożach pokładowych eksploatowanych metodą podziemną, po powtórnej selekcji istotnych czynników ryzyka wpływających na jednostkowe koszty eksploatacji wraz z konstrukcją nowego, dedykowanego modelu hierarchicznego.

## 11. Wykaz literatury

- 1) Abdalla, S., Kizil, M. S., Canbulat, I. (2013). Development of a method for layout selection using analytical hierarchy process. 12.
- 2) Adamus, W., Grzęda, A. (2005). Wspomaganie decyzji wielokryterialnych w rozwiązywaniu wybranych problemów organizacyjnych i menedżerskich. *Badania operacyjne i decyzje*, 2, 32.
- 3) Adamus, W., Łasak, P. (2010). Zastosowanie metody AHP do wyboru umiejscowienia nadzoru nad rynkiem finansowym. *Bank i Kredyt*, 41(4), 73–100.
- 4) Al Heib, M. M., Franck, C., Djizanne, H., Degas, M. (2023). Post-Mining Multi-Hazard Assessment for Sustainable Development. *Sustainability*, 15(10), 8139. <https://doi.org/10.3390/su15108139>
- 5) Al Mamun, M. A., Howladar, M. F., Sohail, M. A. (2019). Assessment of surface water quality using Fuzzy Analytic Hierarchy Process (FAHP): A case study of Piyain River's sand and gravel quarry mining area in Jaflong, Sylhet. *Groundwater for Sustainable Development*, 9, 100208. <https://doi.org/10.1016/j.gsd.2019.03.002>
- 6) Alexandrov, G., Iablonev, A. (2020). Factors of Investment Attractiveness of Mining Industries: Methodology Identification and AssMessment. *E3S Web of Conferences*, 174, 04013. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017404013>
- 7) Ampuła, D. (2014). Regresja jako metoda procesu predykcji. *Problemy Techniki Uzbroyenia*, 130(2), 67–78.
- 8) Ashgari, O., Madani Esfahani, N. (2013). A new approach for the geological risk evaluation of coal resources through a geostatistical simulation: Case study: Parvadeh III coal deposit. *Arabian Journal of Geosciences*, 6(3), 929–943. <https://doi.org/10.1007/s12517-011-0391-7>
- 9) Awerbuch, S. (1993). The surprising role of risk in utility integrated resource planning. *The Electricity Journal*, 6(3), 20–33. [https://doi.org/10.1016/1040-6190\(93\)90048-P](https://doi.org/10.1016/1040-6190(93)90048-P)
- 10) Ayhan, M. B. (2013). A Fuzzy Ahp Approach For Supplier Selection Problem: A Case Study In A Gearmotor Company. *International Journal of Managing Value and Supply Chains*, 4(3), 11–23. <https://doi.org/10.5121/ijmvsc.2013.4302>
- 11) Balt, K. D. (2015). A methodology for implementing the analytical hierarchy process to decision-making in mining. 136.
- 12) Balusa, B. C., Gorai, A. K. (2019). Sensitivity analysis of fuzzy-analytic hierarchical process (FAHP) decision-making model in selection of underground metal mining method. *Journal of Sustainable Mining*, 18(1), 8–17. <https://doi.org/10.1016/j.jsm.2018.10.003>
- 13) Bascetin, A. (2009). The study of decision making tools for equipment selection in mining engineering operations. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 25(3), 37–56.
- 14) Becker, A. (2012). Zastosowanie metody AHP do uszeregowania województw Polski pod względem wykorzystania technologii ICT w przedsiębiorstwach. *Oeconomica*, 68(297), 10.
- 15) Biedrawa, A., Sobczyk, W. (2010). AHP - komputerowe wspomaganie podejmowania złożonych decyzji. *Edukacja - Technika - Informatyka*, 1/1, 285–292.
- 16) Biegun, D., Krawczyk, A. (2016). Methods of use two-dimensional CAD application environment of mining digital maps to generate three-dimensional modeling of the

geological surface layer. *Geoinformatica Polonica*, 15. <https://doi.org/DOI 10.4467/21995923GP.16.006.5482>

- 17) Borowicz, A., Duczmal, M., Ślusarczyk, G., Frankowski, R. (2014). Wykorzystanie jednolitej bazy danych geologicznych do tworzenia cyfrowego modelu geologicznego złoża węgla brunatnego Złoczew. *Górnictwo Odkrywkowe*, 5.
- 18) Broniewicz, E., i Dziurdzikowska, E. (2017). MULTI-CRITERIA METHODS IN BALANCING SOCIO-ECONOMIC PROCESSES. *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu*, 491, 53–62. <https://doi.org/10.15611/pn.2017.491.05>
- 19) Buckley, J. J. (1985). Fuzzy hierarchical analysis. *Fuzzy Sets and Systems*, 17(3), 233–247. [https://doi.org/10.1016/0165-0114\(85\)90090-9](https://doi.org/10.1016/0165-0114(85)90090-9)
- 20) Bülbül, D., Lambert, C. (2012). Credit portfolio modelling and its effect on capital requirements: Presented at the Joint Fall Conference "Basel III and Beyond ; Regulating and Supervising Banks in the Post-Crisis Era, October 2011. Dt. Bundesbank, Press and Public Relations Div.
- 21) Burtan, Z., Stasica, J., Rak, Z. (2017). Wpływ katastrofogennych zagrożeń naturalnych na bezpieczeństwo pracy w górnictwie węgla kamiennego w latach 2000–2016. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 101, 7–18.
- 22) Butra, J., Kicki, J., Kudelko, J., Wanielista, K., Wirth, H. (2009). Podstawy rachunku ekonomicznego w przedsiębiorstwach górniczych. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 23) Butra, J., Kicki, J., Kudelko, J., Wanielista, K., Wirth, H. (2010). Strategia zarządzania przedsiębiorstwami górniczymi w ujęciu modelowym. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 24) Cavender, B. W. (1992). Determination of the optimum Lifetime of a Mining Project Using Discounted Cash Flow and Option Pricing Techniques. *SME Annual Meeting*, Phoenix, Arizona.
- 25) Celec, S. E., Pettway, R. H. (1979). Some Observations on Risk-Adjusted Discount Rates: A Comment. *The Journal of Finance*, 34(4), 1061. <https://doi.org/10.2307/2327072>
- 26) Chang, D.-Y. (1996). Applications of the extent analysis method on fuzzy AHP. *European Journal of Operational Research*, 95(3), 649–655. [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(95\)00300-2](https://doi.org/10.1016/0377-2217(95)00300-2)
- 27) Chećko, J., Urych, T., Magdziarczyk, M., Smoliński, A. (2020). Resource Assessment and Numerical Modeling of CBM Extraction in the Upper Silesian Coal Basin, Poland. *Energies*, 13(9), 2153. <https://doi.org/10.3390/en13092153>
- 28) Chou, S.-W., Chang, Y.-C. (2008). The implementation factors that influence the ERP (enterprise resource planning) benefits. *Decision Support Systems*, 46(1), 149–157. <https://doi.org/10.1016/j.dss.2008.06.003>
- 29) Chudzicka, B. (1980). Próba klasyfikacji stopnia zuskokowania złóż kopalń węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. *Przegląd Górniczy*, 11, 544–547.
- 30) Coal 2023 Analysis and forecast to 2026. (2023, grudzień 1). <https://www.iea.org/reports/coal-2023>
- 31) Copeland, T. E., Antikarov, V. (2001). *Real options: A practitioner's guide*. Texere.

- 32) Cowan, J., Beatson, R., Ross, H. J. (2003). Practical Implicit Geological Modelling. 5th International Mining Geology Conference, 14.
- 33) Cyrul, T. (2003a). Podstawowe zagadnienia zarządzania ryzykiem projektu górniczego. Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, 5(1), 3–20.
- 34) Cyrul, T. (2003b). Wybrane aspekty ryzyka i niepewności w projektach inżynierskich. Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, 5(3–4), 315–336.
- 35) Damodaran, A. (2022). Country Risk: Determinants, Measures and Implications - The 2022 Edition. SSRN Electronic Journal. <https://doi.org/10.2139/ssrn.4161010>
- 36) Davies, M. (2001). Adaptive AHP: A review of marketing applications with extensions. European Journal of Marketing, 35(7/8), 872–894. <https://doi.org/10.1108/EUM0000000005729>
- 37) Davis, G. A. (1998). One Project Two Discount Rates. Mining Engineering.
- 38) de Steiguer, J. E., Duberstein, J., Lopes, V. (2003). The Analytic Hierarchy Process as a Means for Integrated Watershed Management. First Interagency Conference on Research on the Watersheds, Benson, AZ.
- 39) Dimitrakopoulos, R., Li, S. X. (2010). Quantification of fault uncertainty and risk assessment in longwall coal mining: Stochastic simulation, back analysis, longwall design and reserve risk assessment. Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology, 119(2), 59–67. <https://doi.org/10.1179/037178410X12780655704608>
- 40) Dobosz, M. (2004). Wspomagana komputerowo statystyczna analiza wyników badań (Wyd. 2 uaktual). Exit.
- 41) Donoghue, A. M. (2001). The design of hazard risk assessment matrices for ranking occupational health risks and their application in mining and minerals processing. Occupational Medicine, 51(2), 118–123. <https://doi.org/10.1093/occmed/51.2.118>
- 42) Downarowicz, O., Krause, J., Sikorski, M., Stachowski, W. (2000). Zastosowanie metody AHP do oceny i sterowania poziomem bezpieczeństwa złożonego obiektu technicznego. 24.
- 43) Dussud, M., Kudar, G., Lounsbury, P., Pikul, P., Rossi, F. (2019). Optimizing mining feasibility studies: The \$100 billion opportunity. <https://www.mckinsey.com/>. <https://www.mckinsey.com/industries/metals-and-mining/our-insights/optimizing-mining-feasibility-studies-the-100-billion-opportunity>
- 44) Duzgun, H. S. B., Einstein, H. H. (2004). Assessment and management of roof fall risks in underground coal mines. Safety Science, 42(1), 23–41. [https://doi.org/10.1016/S0925-7535\(02\)00067-X](https://doi.org/10.1016/S0925-7535(02)00067-X)
- 45) Dyczko, A. (2023a). Production management system in a modern coal and coke company based on the demand and quality of the exploited raw material in the aspect of building a service-oriented architecture. Journal of Sustainable Mining, 22(1), 2–19. <https://doi.org/10.46873/2300-3960.1371>
- 46) Dyczko, A. (2023b). Real-Time Forecasting of Key Coking Coal Quality Parameters Using Neural Networks and Artificial Intelligence. Rudarsko-geološko-naftni zbornik, 38(3), 105–117. <https://doi.org/10.17794/rgn.2023.3.9>
- 47) Dyczko, A., Dunst, N., Galica, D. (2014). Wykorzystanie narzędzi informatycznych do modelowania złoża węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze, 9.

- 48) Dyczko, A., Galica, D., Kudlak, Ł. (2014). Wybrane aspekty zastosowania narzędzi informatycznych w projektowaniu i harmonogramowaniu produkcji górniczej. *Wiadomości Górnicze*, 9.
- 49) Dyczko, A., Kłos, M. (2008). System wspomagania decyzji w procesie przygotowania złoża do eksploatacji w kopalni węgla kamiennego „Bogdanka” S.A. - założenia, funkcjonalność i przepływ danych. 11.
- 50) Dyczko, A., Kołomański, D., Kowalczyk, I. (2016). Modelowanie blokowe skał stropowych pokładów węgla LW Bogdanka SA. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 92, 12.
- 51) Dyrektywa o sprawozdawczości przedsiębiorstw w zakresie zrównoważonego rozwoju już opublikowana. (2022, grudzień 16). Ministerstwo Finansów. <https://www.gov.pl/web/finanse/dyrektywa-o-sprawozdawczosci-przedsiębiorstw-w-zakresie-zrownowazonego-rozwoju-juz-opublikowana>
- 52) Dziworska, K., Nowakowska, L. (2012). Narzędzia oceny opłacalności górniczych projektów inwestycyjnych – doświadczenia i propozycje. *Zarządzanie i Finanse*, 10(4), 15.
- 53) Erdem, Ö., Güyagüler, T. (2011). Geological Modeling of Layer Type Deposits in Mine Design Software Environment. 12.
- 54) Fama, E. F., French, K. R. (1992). The Cross-Section of Expected Stock Returns. *The Journal of Finance*, 47(2), 427–465. <https://doi.org/10.1111/j.1540-6261.1992.tb04398.x>
- 55) Felis, P. (2016). Finansowa ocena inwestycji rzeczowych: Feasibility study. *Difin*.
- 56) Fifth list 2023 of critical raw materials for the EU. (2023). Internal Market, Industry, Entrepreneurship and SMEs. [https://single-market-economy.ec.europa.eu/sectors/raw-materials/areas-specific-interest/critical-raw-materials\\_en](https://single-market-economy.ec.europa.eu/sectors/raw-materials/areas-specific-interest/critical-raw-materials_en)
- 57) Franco-Sepulveda, G., Campuzano, C., Pineda, C. (2017). NPV risk simulation of an open pit gold mine project under the O’Hara cost model by using GAs. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(3), 557–565. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.03.004>
- 58) French, C. W. (2003). The Treynor Capital Asset Pricing Model. *Journal of Investment Management*, 1(2), 60–72.
- 59) Gajdzik, B., Gawlik, R. (2017). Choosing the Production Function Model for an Optimal Measurement of the Restructuring Efficiency of the Polish Metallurgical Sector in Years 2000–2015. *Metals*, 8(1), 23. <https://doi.org/10.3390/met8010023>
- 60) Galica, D. (2023). Cyfrowy model geologiczny złoża jako narzędzie wspomaganie decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 61) Gasiea, Y. A. (2010). An Analytical Decision Approach to Rural Telecommunication Infrastructure Selection.
- 62) Gatnar, E. (2010). Modele segmentowe w analizie regresji. *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu*, 107, 24–33.
- 63) Gawlik, R. (2012). The Use of Analytic Hierarchy Process to Analyse International Corporations’ Operating Environment. 14.



- 64) Gawlik, R. (2017). Wybory młodych Europejczyków w pokryzysowej rzeczywistości— Propozycja modelu decyzyjnego opartego na metodzie AHP. *Studia Oeconomica Posnaniensia*, 5(1), 63–74. <https://doi.org/10.18559/SOEP.2017.1.4>
- 65) Gawlik, R. (2019). *Enhancing managerial decision-making through multicriteria modeling*. Wydawnictwo PK.
- 66) Ghasemi, E., Ataei, M., Shahriar, K., Sereshki, F., Jalali, S. E., Ramazanzadeh, A. (2012). Assessment of roof fall risk during retreat mining in room and pillar coal mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 54, 80–89. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.05.025>
- 67) Graham, J. R., Harvey, C. R. (2001). The theory and practice of corporate finance: Evidence from the field. *Journal of Financial Economics*, 60(2–3), 187–243. [https://doi.org/10.1016/S0304-405X\(01\)00044-7](https://doi.org/10.1016/S0304-405X(01)00044-7)
- 68) Haldar, S. K. (Red.). (2013). *Mineral explorations: Principles and applications*. Elsevier.
- 69) Hannani, M., Bascompta, M., Sabzevar, M. G., Dehghani, H., Khajevandi, A. A. (2023). Causal Analysis of Safety Risk Perception of Iranian Coal Mining Workers Using Fuzzy Delphi and DEMATEL. *Sustainability*, 15(19), 14277. <https://doi.org/10.3390/su151914277>
- 70) Jajuga, K., Jajuga, T. (2006). *Inwestycje: Instrumenty finansowe, aktywa niefinansowe, ryzyko finansowe, inżynieria finansowa (Wyd. 3 zm)*. Wydawnictwo Naukowe PWN.
- 71) Jajuga, K., Ronka-Chmielowiec, W., Stopczyński, A., Wojtasiak-Terech, A. (Red.). (2019). *Zarządzanie ryzykiem (Wydanie 2)*. Wydawnictwo Naukowe PWN.
- 72) Jonek-Kowalska, I., Turek, M. (2017). Matrix risk estimation in industrial perspective based on Polish coal mining. *Scientific Papers of Silesian University of Technology. Organization and Management Series*, 2017(113), 147–159. <https://doi.org/10.29119/1641-3466.2017.113.11>
- 73) JORC Code. (2012). *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves*.
- 74) Junkes, M. B., Tereso, A. P., Afonso, P. S. L. P. (2015). The Importance of Risk Assessment in the Context of Investment Project Management: A Case Study. *Procedia Computer Science*, 64, 902–910. <https://doi.org/10.1016/j.procs.2015.08.606>
- 75) Jurek, J., Mucha, J., Wasilewska-Błaszczuk, M. (2013). Przegląd zastosowań geostatystyki do szacowania parametrów polskich złóż węgla brunatnego. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 85, 12.
- 76) Kaczmarek, T. T. (2010a). *Podstawowe zasady interdyscyplinarnego zarządzania ryzykiem*. 20.
- 77) Kaczmarek, T. T. (2010b). *Zarządzanie ryzykiem: Ujęcie interdyscyplinarne*. Difin.
- 78) Kalinowski, T., Hildebrandt, A., Nowicki, M., Susmarski, P., Tarkowski, M. (2007). *Atrakcyjność inwestycyjna województw i podregionów Polski*. IBnGR.
- 79) Kamiński, J., Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią, Zakład Wydawnictw, Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią. (2018). *Wsparcie procesu podejmowania decyzji w sektorze paliwowo-energetycznym z wykorzystaniem programowania matematycznego*. Wydawnictwo IGSMiE PAN.

- 80) Kasolik, M. (2016). Weryfikacja przydatności modelu CAPM do wyceny instrumentów finansowych. Zastosowanie portfela zero-beta przy szacowaniu stopy wolnej od ryzyka. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Krakowie*, 8(956), 23–34. <https://doi.org/10.15678/ZNUEK.2016.0956.0802>
- 81) Kępiński, M. (2015). Zastosowanie modelowania niejawnego do budowy przestrzennych modeli geologicznych na przykładzie rejonu Jaślisk. *Nafta-Gaz*, LXXI(9), 6.
- 82) Kicki, J., Sobczyk, E. J., Kopacz, M., Kulpa, J., Jarosz, J. (2023). Górnictwo węgla kamiennego w Polsce. IGSMiE PAN. [https://min-pan.krakow.pl/projekty/wp-content/uploads/sites/8/2018/07/Raport-2022\\_Gornictwo-węgla-kamiennego-w-Polsce.pdf](https://min-pan.krakow.pl/projekty/wp-content/uploads/sites/8/2018/07/Raport-2022_Gornictwo-węgla-kamiennego-w-Polsce.pdf)
- 83) Kicki, J., Stopkowicz, A. (2009). Ryzyko w górnictwie Monografia Część I.
- 84) Kijanka, D., Kuchta, T., Bernatek, M. (2017). Zaawansowane narzędzia informatyczne do planowania robót górniczych oraz ich wpływ na przygotowywanie strategii Lubelskiego Węgla Bogdanka SA. *Wiadomości Górnicze*, 68(4), 170–177.
- 85) Kijanka, D., Kuchta, T., Halbina, A. (2016). Szacowanie zanieczyszczenia urobku skałą płonną w kopalni węgla kamiennego. *Wiadomości Górnicze*, 67(2), 85–93.
- 86) Kloeckner, J., Alves, J. L. O., Silva, F. H. T., Guimaraes, O. R. A., Bassani, M. A. A., Costa, J. F. C. L. (2021). Application of risk assessment to improve sustainability in bauxite mining. *Resources Policy*, 74, 102328. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2021.102328>
- 87) Knight, F., Hyneman. (1921). *Risk Uncertainty and Profit*. Houghton Mifflin Company.
- 88) Kokesz, Z. (2014). Geostatystyczne badania struktury zmienności parametrów jakościowych węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. *Przegląd Górniczy*.
- 89) Kopacz, M. (2017). Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 90) Kopacz, M., Kulpa, J., Galica, D., Dyczko, A., Jarosz, J. (2019). Economic valuation of coal deposits – The value of geological information in the resource recognition process. *Resources Policy*, 63, 101450. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2019.101450>
- 91) Kopacz, M., Kulpa, J., Galica, D., Olczak, P. (2020). The influence of variability models for selected geological parameters on the resource base and economic efficiency measures—Example of coking coal deposit. *Resources Policy*, 68, 101711. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2020.101711>
- 92) Kowalczyk, I., Galica, D., Dyczko, A. (2016). Model geologiczny złoża kopaliny – sposób konstrukcji, rola i znaczenie w procesie planowania i harmonogramowania eksploatacji. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 14.
- 93) Kozioł, W., Piotrowski, Z., Pomykała, R., Machniak, Ł., Górniczo-Hutnicza, A., Baic, I., Witkowska-Kita, B. (2011). Zastosowanie analitycznego procesu hierarchicznego (AHP) do wielokryterialnej oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa kamiennego. *Rocznik Ochrony Środowiska*, 13.
- 94) Krupa, K. (2008). *Modelowanie symulacja i prognozowanie*. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
- 95) Kruszyński, M. J. (2014). *Metodyka wielokryterialnego wspomaganie decyzji w problematyce zarządzania transportem miejskim*. Politechnika Poznańska.

- 96) Kulczycka, J., Hałasik, K., Nowaczek, A., Wirth, H., Szkop, R. (2017). The analysis of factors, barriers and conditions that affect the attractiveness of mining investment in Poland—Own research [PDF]. *Mining Science*. <https://doi.org/10.5277/MSC172414>
- 97) Kwiesielewicz, M. (2002). Analityczny hierarchiczny proces decyzyjny: Nierozmyte i rozmyte porównania parami.
- 98) Le Bel, G. (1993). Determination Of The Optimum Lifetime Of A Mining Project Using Discounted Cash Flow And Option Pricing Techniques—Cavender, B..pdf. *Mining Engineering, Discussion*.
- 99) Liberatore, M. J., Nydick, R. L. (2008). The analytic hierarchy process in medical and health care decision making: A literature review. *European Journal of Operational Research*, 189(1), 194–207. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2007.05.001>
- 100) Lorie, J. H., Savage, L. J. (1955). Three Problems in Rationing Capital. *The Journal of Business*, 28(4), 229. <https://doi.org/10.1086/294081>
- 101) Łuczak, A., Wysocki, F. (2011). Porządkowanie liniowe obiektów z wykorzystaniem rozmytych metod AHP I TOPSIS. *Przegląd Statystyczny*, 58(1), 3–22.
- 102) Matheron, G. (1962). *Traité de géostatistique appliquée*. Editions Technip.
- 103) McQuillan, A., Canbulat, I., Payne, D., Oh, J. (2018). New risk assessment methodology for coal mine excavated slopes. *International Journal of Mining Science and Technology*, 28(4), 583–592. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.07.001>
- 104) Michalak, A., Jonek-Kowalska, I. (2012). Ryzyko, koszt kapitału i efektywność w procesie finansowania inwestycji rozwojowych w górnictwie węgla kamiennego. Wydawnictwo Naukowe PWN.
- 105) Mikołajewicz, G., Nowicki, J. (2016). Ryzyko i koszt kapitału z uwzględnieniem aspektów środowiskowych i społecznych. W *Zielony controlling i finanse. Podstawy teoretyczne* (s. 31). Wydawnictwo C.H. Beck.
- 106) Miller, G. A. (1956). The magical number seven, plus or minus two: Some limits on our capacity for processing information. *Psychological Review*, 63(2), 81–97. <https://doi.org/10.1037/h0043158>
- 107) Minnecker, C., Benndorf, J., Naworyta, W., Sikora, M. (2019). Wykorzystanie technik symulacyjnych do bieżącej optymalizacji eksploatacji węgla brunatnego w horyzoncie długoterminowym. *Górnictwo Odkrywkowe*. <https://data.europa.eu/doi/10.2777/61704>
- 108) Moore, T. A., Friederich, M. C. (2021). Defining Uncertainty: Comparing Resource/Reserve Classification Systems for Coal and Coal Seam Gas. *Energies*, 14(19), 6245. <https://doi.org/10.3390/en14196245>
- 109) Mucha, J., Kokesz, Z. (1986). Zastosowanie geostatystyki i krigingu w ustalaniu zasobów węgla kamiennego i prognozowaniu parametrów złoża. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej*, 149.
- 110) Mucha, J., Wasilewska, M. (2005). Dokładność interpolacji zawartości siarki i popiołu w wybranych pokładach węgla kamiennego GZW. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 21(1), 17.
- 111) Mucha, J., Wasilewska, M. (2010). Geostatystyka jako narzędzie wspomagające badania polskich złóż—Główne kierunki zastosowań. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego*, 439, 409–415.

- 112) Naworyta, W. (2015). Zastosowanie symulacji geostatystycznej w procesie analizy złoża pod kątem jego eksploatacji—Przypadek złoża antropogenicznego. *Górnictwo Odkrywkowe*, 56(2).
- 113) Naworyta, W. (2017). Meandry modelowania złóż na podstawie doświadczeń i obserwacji. *Górnictwo Odkrywkowe*, 4.
- 114) Naworyta, W., Sypniowski, S., Benndorf, J. (2015). Planning for Reliable Coal Quality Delivery Considering Geological Variability: A Case Study in Polish Lignite Mining. *Journal of Quality and Reliability Engineering*, 2015, 1–9. <https://doi.org/10.1155/2015/941879>
- 115) Nieć, M. (2012). *Metodyka dokumentowania złóż kopalin stałych (T. 4)*. Wydawnictwo IGSMiE PAN.
- 116) Nieć, M. (2016). Porównanie klasyfikacji zasobów węglowodorów: Polskiej, PRMS, UNFC i stosowanej w dokumentowaniu złóż niekonwencjonalnych. *Nafta-Gaz*, 72(9), 713–721. <https://doi.org/10.18668/NG.2016.09.05>
- 117) Obwieszczenie Ministra Klimatu i Środowiska z dnia 28 lipca 2021 r. W sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych. (2021). <https://isap.sejm.gov.pl/isap.nsf/download.xsp/WDU20210001617/O/D20211617.pdf>
- 118) O'Regan, B., Moles, R. (2004). The dynamics of relative attractiveness—A case study in mineral exploration and development. *Ecological Economics*, 49(1), 73–87. <https://doi.org/10.1016/j.ecolecon.2003.11.010>
- 119) Osborne, M. J. (2010). On the Meaning of Internal Rates of Return and Why an Internal Rate of Return is Not an Investment Criterion. *SSRN Electronic Journal*. <https://doi.org/10.2139/ssrn.1634819>
- 120) Ostrowska, E. (1999). *Ryzyko inwestycyjne—Identyfikacja i metody oceny*. Wydawnictwo Uniwersytetu Gdańskiego.
- 121) Özfirat, M. K., Yetkin, M. E., Şimşir, F., Kahraman, B. (2016). Assessment of current hazard sources in longwall production in terms of work safety. *Madencilik*, 55(1).
- 122) Ozga-Blaschke, U. (2010). *Gospodarka węglem koksowym*. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 123) Paat, A., Majak, J., Karu, V., Hitch, M. (2024). Fuzzy analytical hierarchy process based environmental, social and governance risks assessment for the future phosphorite mining in Estonia. *The Extractive Industries and Society*, 17, 101438. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2024.101438>
- 124) Pardo-Igúzquiza, E., Dowd, P. A., Baltuille, J. M., Chica-Olmo, M. (2013). Geostatistical modelling of a coal seam for resource risk assessment. *International Journal of Coal Geology*, 112, 134–140. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.11.004>
- 125) Pavlides, A., Hristopoulos, D. T., Roumpos, C., Agioutantis, Z. (2015). Spatial modeling of lignite energy reserves for exploitation planning and quality control. *Energy*, 93, 1906–1917. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2015.10.049>
- 126) Pawlak, M. (2012). Metody analizy ryzyka w ocenie efektywności projektów inwestycyjnych. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego*, 30, 12.
- 127) Paździor, A. (2015). *Zarządzanie wartością współczesnego przedsiębiorstwa*. Politechnika Lubelska.

- 128) Peng, G., Han, L., Liu, Z., Guo, Y., Yan, J., Jia, X. (2021). An Application of Fuzzy Analytic Hierarchy Process in Risk Evaluation Model. *Frontiers in Psychology*, 12, 715003. <https://doi.org/10.3389/fpsyg.2021.715003>
- 129) Peroń, J. (1984). Opis parametrów złóż węgla z wykorzystaniem e.m.c. Cz. 1. Badanie zmienności przestrzennej. *Technika Poszukiwań Geologicznych*, 5–6, 36–43.
- 130) Plebankiewicz, E., Kubek, D. (2014). Zastosowanie metody AHP do wyboru dostawców materiałów budowlanych. *Gospodarka Materiałowa i Logistyka*, 8.
- 131) PN-93/G-04558. (1993).
- 132) Pohekar, S. D., Ramachandran, M. (2004). Application of multi-criteria decision making to sustainable energy planning—A review. *Renewable and Sustainable Energy Reviews*, 8(4), 365–381. <https://doi.org/10.1016/j.rser.2003.12.007>
- 133) POLVAL. (2021). Kodeks wyceny aktywów geologiczno-górnictwowych. <http://polval.org.pl/wycena-zloz-kopalin/>
- 134) Poniewiera, M. (2010). Model numeryczny złoża węgla kamiennego i jego praktyczne zastosowania. 10.
- 135) Poniewiera, M., Sokoła-Szewioła, V. (2019). Modeling of the quality of deposits in the Upper Silesian Region based on it system. *Geoinformatica Polonica*, 18, 121–133. <https://doi.org/10.4467/21995923GP.19.010.11577>
- 136) Praski, M., Wachelka, L. (2008). Harmonogramowanie produkcji z wykorzystaniem narzędzi informatycznych na przykładzie LW Bogdanka S.A. 9.
- 137) Promentilla M.A.B., Aviso K.B., Tan R.R. (2015). A fuzzy analytic hierarchy process (fahp) approach for optimal selection of low-carbon energy technologies. *Chemical Engineering Transactions*, 45, 1141–1146. <https://doi.org/10.3303/CET1545191>
- 138) Prusak, A., Stefanów, P. (2011). Badania nad właściwościami operacyjnymi metody AHP. *Folia Oeconomica Cracoviensia*, 18.
- 139) Raczkowski, K., Klepacki, J., Noga, M. (2015). Zarządzanie ryzykiem w polskim systemie finansowym. *Difin*.
- 140) Reniers, G., Talarico, L., Paltrinieri, N. (2016). Cost-Benefit Analysis of Safety Measures. W *Dynamic Risk Analysis in the Chemical and Petroleum Industry* (s. 195–205). Elsevier. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-803765-2.00016-0>
- 141) Runge, I. C. (1998). *Mining economics and strategy*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- 142) Saaty, R. W. (1987). The analytic hierarchy process—What it is and how it is used. *Mathematical Modelling*, 9(3–5), 161–176. [https://doi.org/10.1016/0270-0255\(87\)90473-8](https://doi.org/10.1016/0270-0255(87)90473-8)
- 143) Saaty, T. L. (1977). A scaling method for priorities in hierarchical structures. *Journal of Mathematical Psychology*, 15(3), 234–281. [https://doi.org/10.1016/0022-2496\(77\)90033-5](https://doi.org/10.1016/0022-2496(77)90033-5)
- 144) Saaty, T. L. (1980). *The Analytic Hierarchy Process*. McGraw-Hill.
- 145) Saaty, T. L. (1990). How to make a decision: The analytic hierarchy process. *European Journal of Operational Research*, 48(1), 9–26. [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(90\)90057-I](https://doi.org/10.1016/0377-2217(90)90057-I)

- 146) Saaty, T. L. (2004). Decision making—The Analytic Hierarchy and Network Processes (AHP/ANP). *Journal of Systems Science and Systems Engineering*, 13(1), 1–35. <https://doi.org/10.1007/s11518-006-0151-5>
- 147) Saaty, T. L., Vargas, L. G., Saaty, T. L., Kearns, K. P. (1991). *The logic of priorities: Applications in business, energy, health, and transportation* (Repr. in paperback). RWS Publ.
- 148) Saługa, P. (2009). Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie. Wydawn. Inst. Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 149) Saługa, P. (2017). Dobór stopy dyskontowej dla długoterminowych projektów sekwencyjnych z branży surowców mineralnych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 33(3), 49–70. <https://doi.org/10.1515/gospo-2017-0036>
- 150) Saługa, P., Uberman, R., Mazurek, S. (2018). Cele harmonizacji klasyfikacji zasobów złóż kopalin stałych. *Przegląd Geologiczny*, 66, 8.
- 151) Sermet, E., Górecki, J., Nieć, M. (2017). Tradycja, nowoczesność i pułapki modelowania złóż. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 100, 14.
- 152) Shahba, S., Arjmandi, R., Monavari, M., Ghodusi, J. (2017). Application of multi-attribute decision-making methods in SWOT analysis of mine waste management (case study: Sirjan's Golgohar iron mine, Iran). *Resources Policy*, 51, 67–76. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2016.11.002>
- 153) Shaykheeva, D., Mustafin, R., Panasyuk, M. (2016). Assessment of regional investment attractiveness with the use of GIS technologies. *Journal of Economics and Economic Education Research*, 17(2), 8.
- 154) Siata, E. (2008). Model geologiczny złoża i jego rola w zarządzaniu produkcją. 9.
- 155) Sideri, D., Roumpos, C., Pavloudakis, F., Paraskevis, N., Modis, K. (2020). Multivariate Geostatistical Modeling of Lower Calorific Value in Multi-Seam Coal Deposits. *Applied Sciences*, 10(18), 6208. <https://doi.org/10.3390/app10186208>
- 156) Sieniawska, I., Wierchowicz, J. (2016). Nowoczesne metody wykazywania zasobów złoża z punktu widzenia potrzeb inwestycji górniczych. *Górnictwo Odkrywkowe*, 57(2), 25–31.
- 157) Siewiera, A. (2015). Risk management in investment projects. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, 2015(74/1), 545–533. <https://doi.org/10.18276/frfu.2015.74/1-47>
- 158) Sitorus, F., Cilliers, J. J., Brito-Parada, P. R. (2019). Multi-criteria decision making for the choice problem in mining and mineral processing: Applications and trends. *Expert Systems with Applications*, 121, 393–417. <https://doi.org/10.1016/j.eswa.2018.12.001>
- 159) Siwiec, D. (2020). Analiza emisji zanieczyszczeń sektora energetyczno-przemysłowego z wykorzystaniem rozmytego analitycznego procesu hierarchicznego i metody TOPSIS. *Studia i Materiały Wydziału Zarządzania UW*. <https://doi.org/10.7172/1733-9758.2020.33.3>
- 160) Słowik, S. (2008). Klasyfikacja węgla pod kątem skłonności do samozapalenia. *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko*, 1, 87–94.
- 161) Smith, L. D. (1994). *Discount Rates and Risk Assessment in Mineral Project Evaluations*. Transactions Institution of Mining Metallurgy, A: Mineral Industry.

- 162) Sobczyk, E. J. (2007). Wielokryterialna identyfikacja uciążliwości warunków geologiczno-górnich procesu eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego.pdf. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, 45(9), 146–155.
- 163) Sobczyk, E. J. (2008). Analytic Hierarchy Process (AHP) and Multivariate Statistical Analysis (MSA) in Evaluating Mining Difficulties in Coal Mines. W *New Challenges and Visions for Mining: Selected papers from the 21st World Mining Congress and Expo*, Cracow (Congress) and Katowice, Poland (1. wyd., s. 400). CRC Press.
- 164) Sobczyk, E. J. (2010). Estimating Risk-Adjusted Discount Rate for Hard Coal Projects Depending on Geological Knowledge of the Deposit. *United Nations Economic Commission for Europe - Confidence of Coal Resources Estimation*, Warszawa.
- 165) Sobczyk, E. J. (2022). Uciążliwość eksploatacji złóż węgla kamiennego wynikająca z warunków geologicznych i górniczych (1. wyd.). Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN. <https://doi.org/10.33223/onermin/0222>
- 166) Sobczyk, E. J., Galica, D., Kopacz, M., Sobczyk, W. (2022). Selecting the optimal exploitation option using a digital deposit model and the AHP. *Resources Policy*, 78, 102952. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102952>
- 167) Sobczyk, E. J., Kaczmarek, J., Fijorek, K., Kopacz, M. (2020). Efficiency and financial standing of coal mining enterprises in Poland in terms of restructuring course and effects. <https://doi.org/10.24425/GSM.2020.132565>
- 168) Sobczyk, E. J., Kopacz, M. (2018a). Assessing geological mining condition nuisance and its impact on the cost of exploitation in hard coal mines with the use of a multi-criterion method. *Archives of Mining Sciences*. <https://doi.org/10.24425/123690>
- 169) Sobczyk, E. J., Kopacz, M. (2018b). Ocena uciążliwości geologiczno-górnich warunków eksploatacji węgla kamiennego i ich wpływ na koszty prac górniczych. *Przegląd Geologiczny*, 66(3), 8.
- 170) Sobczyk, E. J., Wota, A., Krężolek, S. (2011). Zastosowanie matematycznych metod wielokryterialnych do wyboru optymalnego wariantu źródła pozyskania węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 23(3), 18.
- 171) Sobczyk, W., Kowalska, A., Sobczyk, E. J. (2014). The Use of AHP Multi-Criteria Method and Leopold Matrix to Assess the Impact of Gravel and Sand Pits on the Environment of the Jasiolka Valley. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 30(2), 157–172. <https://doi.org/10.2478/gospo-2014-0018>
- 172) Sojda, A., Wolny, M. (2014). Zastosowanie metody AHP w ocenie projektów inwestycyjnych kopalni węgla kamiennego. *Studia Ekonomiczne*, 207, 212–222.
- 173) Sokołowski, A. (1982). O zagadnieniach taksonomicznych. *Zeszyty Naukowe Akademii Ekonomicznej w Krakowie*, 165.
- 174) Sosnowski, P. (2020). A New Look at the Geological Structure of the Knurów Hard Coal Deposit in Light of Model Tests. *New Trends in Production Engineering*, 3(1), 186–196. <https://doi.org/10.2478/ntp-2020-0015>
- 175) Sosnowski, P., Dyczko, A., Kamiński, P. (2024). Quality management in a 3D geological model – reliability of predicted hard coal quality parameters. *E3S Web of Conferences*, 526, 01003. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202452601003>
- 176) Stedman, A., Green, K. P. (2019). *Annual Survey of Mining Companies*. Fraser Institute. <https://www.fraserinstitute.org/studies/annual-survey-of-mining-companies-2018>

- 177) Stypka, T., Flaga-Maryańczyk, A. (2016). Możliwości stosowania zmodyfikowanej metody AHP w problemach Inżynierii Środowiska. *Ekonomia i Środowisko*, 2(57), 17.
- 178) Subramanian, N., Ramanathan, R. (2012). A review of applications of Analytic Hierarchy Process in operations management. *International Journal of Production Economics*, 138(2), 215–241. <https://doi.org/10.1016/j.ijpe.2012.03.036>
- 179) Sukiennik, M., Kowal, B., Bąk, P. (2021). Identification of Market Gap as a Chance for Enterprise Development—Example of Polish Raw Materials Industry. *Energies*, 14(15), 4678. <https://doi.org/10.3390/en14154678>
- 180) Szablewski, A. T., Pniewski, K., Bartoszewicz, B., Dobiegała-Korona, B., Fietkiewicz, D., Gabryś, A., Mikołajek-Gocejna, M., Gorzeń, W., Orzechowski, R., Panfil, M., Piernicki, K., Piotrowska, K., Piotrowska, P., Potocki, W., Rogowski, W., Sobotnik, R., Sowińska-Bonder, K., Strzelecki, J., Surma, J., ... Tręda, Ł. (Red.). (2008). *Value based management: Koncepcje, narzędzia, przykłady: praca zbiorowa*. Poltext.
- 181) Szlązak, N., Korzec, M., Piergies, K. (2021). The Determination of the Methane Content of Coal Seams Based on Drill Cutting and Core Samples from Coal Mine Roadway. *Energies*, 15(1), 178. <https://doi.org/10.3390/en15010178>
- 182) Szylar, C. (2010). *Risk Management under UCITS III/IV: New Challenges for the Fund Industry*. Wiley-ISTE.
- 183) Ścisło, A. (2012). The discounted cash flow approach of business valuation as a value based management tool. *Nowoczesne Systemy Zarządzania*, 7(1), 283–295. <https://doi.org/10.5604/18969380.1159251>
- 184) Taherdoost, H., Madanchian, M. (2023). Multi-Criteria Decision Making (MCDM) Methods and Concepts. *Encyclopedia*, 3(1), 77–87. <https://doi.org/10.3390/encyclopedia3010006>
- 185) Tercan, A. E., Ünver, B., Hindistan, M. A., Ertunç, G., Atalay, F., Ünal, S., Killioğlu, Y. (2013). Seam modeling and resource estimation in the coalfields of western Anatolia. *International Journal of Coal Geology*, 112, 94–106. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.10.006>
- 186) The Circularity Gap Report. (2023). <https://www.circularity-gap.world/2023>
- 187) Tomášková, H., Šplíchalová, A., Šlachťová, H., Urban, P., Hajduková, Z., Landecká, I., Gromnica, R., Brhel, P., Pelclová, D., Jiráček, Z. (2017). Mortality in Miners with Coal-Workers' Pneumoconiosis in the Czech Republic in the Period 1992–2013. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, 14(3), 269. <https://doi.org/10.3390/ijerph14030269>
- 188) Torries, T. F. (1998). *Evaluating Mineral Projects—Applications and Misconceptions*. Society for Mining, Metallurgy Exploration.
- 189) Trzaskalik, T. (2014). Wielokryterialne wspomaganie decyzji. Przegląd metod i zastosowań. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej*.
- 190) Turek, M. (2017). Uwarunkowania procesów konsolidacyjnych w polskich przedsiębiorstwach górniczych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej*, 2017(101), 487–503. <https://doi.org/10.29119/1641-3466.2017.101.36>
- 191) Turek, M., Michalak, A. (2016). Metoda kompleksowego audytu kopalń węgla kamiennego w kontekście oceny ich perspektyw rozwojowych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej*, 87(1947), 14.



- 192) Turek, M., Michalak, A. (2017). Zmodyfikowana metoda Famy-Frencha w wycenie kosztu kapitału własnego przedsiębiorstw górniczych. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, 99, 5–16.
- 193) Tutak, M., Brodny, J. (2019). Forecasting Methane Emissions from Hard Coal Mines Including the Methane Drainage Process. *Energies*, 12(20), 3840. <https://doi.org/10.3390/en12203840>
- 194) Twardowski, M., Hoffmann, P., Mróz, D. (2018). Modelowanie budowy geologicznej z użyciem pseudoprób na przykładzie złoża rud Cu-Ag Głogów Głęboki-Przemysłowy. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego*, 14.
- 195) Unver, B. (2018). Fundamentals of 3D modelling and resource estimation in coal mining. *Journal of Mining and Environment*, Online First. <https://doi.org/10.22044/jme.2018.6848.1515>
- 196) Urbański, J. (2008). GIS w badaniach przyrodniczych. Wydawnictwo Uniwersytetu Gdańskiego.
- 197) Vaziri, V., Khademi Hamidi, J., Sayadi, A. R. (2018). An integrated GIS-based approach for geohazards risk assessment in coal mines. *Environmental Earth Sciences*, 77(1), 29. <https://doi.org/10.1007/s12665-017-7198-0>
- 198) Vershinina, A. A., Zhdanova, O. A., Maksimova, T. P., Perepelitsa, D. G. (2015). The Formation of Indicator Framework for Effective Assessment of Investment Attractiveness of the Region. 5, 6.
- 199) Wang, J., Zhao, H., Bi, L., Wang, L. (2018). Implicit 3D Modeling of Ore Body from Geological Boreholes Data Using Hermite Radial Basis Functions. *Minerals*, 8(10), 443. <https://doi.org/10.3390/min8100443>
- 200) Wang, Y. (2021). The Development and Usage of NPV and IRR and Their Comparison: 2021 3rd International Conference on Economic Management and Cultural Industry (ICEMCI 2021), Guangzhou, China. <https://doi.org/10.2991/assehr.k.211209.334>
- 201) Wieprow, J. (2013). Ocena efektywności inwestycji rzeczowych za pomocą metody NPV. *Zeszyty Naukowe Wyższej Szkoły Bankowej we Wrocławiu*, 6(38).
- 202) Willet, A., Herbert. (1901). *The Economic Theory of Risk and Insurance: T. XIV.* Columbia University Press.
- 203) Wilson, A., McMahon, F., Minardi, J.-F. (2013). British Columbia's Mining Policy Performance. *Studies in Mining Policy*, 75.
- 204) Wind, Y., Saaty, T. L. (1980). Marketing Applications of the Analytic Hierarchy Process. *Management Science*, 26(7), 641–658.
- 205) Witter, J. B., Siler, D. L., Faulds, J. E., Hinz, N. H. (2016). 3D geophysical inversion modeling of gravity data to test the 3D geologic model of the Bradys geothermal area, Nevada, USA. *Geothermal Energy*, 4(1), 14. <https://doi.org/10.1186/s40517-016-0056-6>
- 206) Wodarski, K. (2009). Zarządzanie ryzykiem w procesie planowania strategicznego w górnictwie węgla kamiennego. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej.
- 207) Wolski, R. (2008). Wpływ aktywów o negatywnym współczynniku beta na model CAPM. *Studia i Prace Wydziału Nauk Ekonomicznych i Zarządzania*, 10, 275–289.

- 208) Wota, A. K. (2008). Optymalizacja wyboru lokalizacji składowisk odpadów komunalnych z wykorzystaniem metody AHP (Analytic Hierarchy Process). Wydawn. Inst. Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
- 209) Wu, M. (2022, maj 16). Steel's decarbonisation journey: What, When and How? <https://www.woodmac.com/news/opinion/green-steel-three-milestones-on-the-road-to-lower-carbon-emissions/>
- 210) Xu, F., Hu, R., Zhang, M., Zhang, W., Kang, Q., Du, M. (2023). Energy Saving and Emission Reduction Potential Evaluation of a Coal Mine Based on Fuzzy Hierarchical Analysis. *Sustainability*, 15(15), 11754. <https://doi.org/10.3390/su151511754>
- 211) Zagrożenie wyrzutami gazów i skał. (2023, grudzień 22). Wyższy Urząd Górniczy. <https://www.wug.gov.pl/download/209>
- 212) Zaiontz, C. (2014). Shapiro-Wilk Tables. <https://real-statistics.com/statistics-tables/shapiro-wilk-table/>
- 213) Zarzecki, D. (1999). Metody wyceny przedsiębiorstw. FRRwP.
- 214) Zhang, K., Zhu, J., He, M., Jiang, Y., Zhu, C., Li, D., Kang, L., Sun, J., Chen, Z., Wang, X., Yang, H., Wu, Y., Yan, X. (2022). Research on Intelligent Comprehensive Evaluation of Coal Seam Impact Risk Based on BP Neural Network Model. *Energies*, 15(9), 3292. <https://doi.org/10.3390/en15093292>
- 215) Zhao, B., Liu, Q., Zhu, J. (2023). Risk Assessment and Zonation of Roof Water Inrush Based on the Analytic Hierarchy Process, Principle Component Analysis, and Improved Game Theory (AHP-PCA-IGT) Method. *Sustainability*, 15(14), 11375. <https://doi.org/10.3390/su151411375>
- 216) Zions, S. (1979). MCDM - if not a Roman Numeral, then what? *Interfaces*, 9(4).

## 12. Spis tabel

Tab. 3.1 Podział wskaźników do oceny atrakcyjności inwestycyjnej regionu .....	34
Tab. 5.1. Wartość współczynnika zmienności w zależności od wymiaru macierzy.....	61
Tab. 5.2 Rozmyta dziewięciostopniowa skala preferencji między dwoma porównywanymi elementami .....	65
Tab. 6.1 Ogólna charakterystyka modelowanych złóż węgla kamiennego .....	70
Tab. 6.2 Zestawienie modelowanych pokładów i powierzchni w jednym z wybranych złóż węgla kamiennego - złoża B .....	72
Tab. 6.3 Zestawienie modelowanych parametrów jakościowych.....	75
Tab. 6.4 Zestawienie ilości prób wejściowych do modelu jakości kopaliny .....	75
Tab. 6.5 Podział węgla według skłonności do samozapalenia .....	83
Tab. 6.6 Trójstopniowa skala dla kwantyfikacji czynników ryzyka.....	85
Tab. 6.7 Pięciostopniowa skala dla kwantyfikacji skłonności węgla do samozapalenia (KZS).....	86
Tab. 6.8 Wyniki testu normalności rozkładu za pomocą testu Shapiro-Wilka .....	91
Tab. 6.9 Zestawienie danych dla analizowanych ścian wydobywczych.....	96
Tab. 6.10 Wyniki estymacji modelu regresji segmentowej, opisującego zależność kosztów jednostkowych brutto od uwarunkowań geologiczno-górnich pokładów węgla.....	99
Tab. 7.1 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów poziomu 2 .....	104
Tab. 7.2 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów górniczych poziomu 2.....	104
Tab. 7.3 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów geologicznych poziomu 2 .....	104
Tab. 7.4 Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów wynikających z zagrożeń naturalnych poziomu 2 .....	105
Tab. 7.5 Wartości każdego kryterium w poszczególnych złożach .....	107
Tab. 7.6 Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik poszczególnych złóż	110
Tab. 7.7 Wartości każdego kryterium w poszczególnych partiach złoża .....	111
Tab. 7.8 Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik partii złoża .....	112
Tab. 8.1 Oszacowane wartości wskaźnika $R_{pi}$ dla poszczególnych partii i całej kopalni ....	123
Tab. 8.2 Oszacowane wartości wskaźnika $R_{pi}$ dla poszczególnych partii i całej kopalni ....	124

Tab. 8.3 Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni A.....	125
Tab. 8.4 Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni D.....	126
Tab. 9.1 Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni A....	132
Tab. 9.2 Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni D....	132
Tab. 9.3 Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni A [tys. zł].....	134
Tab. 9.4 Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni D [tys. zł].....	135
Tab. 9.5 Amortyzacja środków trwałych dla kopalni A [tys. zł] .....	135
Tab. 9.6 Amortyzacja środków trwałych dla kopalni D [tys. zł] .....	136
Tab. 9.7 Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni A [mln zł].....	138
Tab. 9.8 Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni D [mln zł].....	139
Tab. 9.9 Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni A [mln zł] .....	142
Tab. 9.10 Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni A..	143
Tab. 9.11 Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni A .....	145
Tab. 9.12 Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni D [mln zł].....	146
Tab. 9.13 Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni D..	147
Tab. 9.14 Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni D .....	148

### 13. Spis rysunków

Rys. 3.1 Graficzna ilustracja poszczególnych faz zarządzania ryzykiem.....	16
Rys. 3.2 Skala możliwych odchyień wartości kluczowych parametrów projektu inwestycyjnego na różnych etapach jego przygotowania .....	19
Rys. 3.3 Składniki stopy dyskontowej w różnych fazach rozwoju górniczego projektu inwestycyjnego.....	21
Rys. 3.4 Graficzna ilustracja modelu wyceny aktywów kapitałowych.....	24
Rys. 3.5 Mapa ryzyka (atrakcyjności) pokładu węgla .....	37
Rys. 4.1 Wizualizacja wielopokładowego złoża węgla kamiennego .....	38
Rys. 4.2 Model blokowy rozkładu gęstości dla obszaru geotermalnego Brady, Nevada, USA.....	43
Rys. 4.3 Główne etapy budowy i aktualizacji cyfrowego modelu złoża .....	46
Rys. 4.4 Wizualizacja zaprojektowanej eksploatacji w złożu pokładowym węgla kamiennego .....	48
Rys. 4.5 Bryły zadań oraz schemat zależności między nimi.....	49
Rys. 4.6 Przykładowy fragment harmonogramu robót ścianowych .....	50
Rys. 5.1 Kolejność rozwiązania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP.....	56
Rys. 5.2 Schemat struktury hierarchicznej pełnej .....	57
Rys. 5.3 Schemat struktury hierarchicznej niepełnej .....	58
Rys. 5.4 Trójkątna liczba rozmyta .....	66
Rys. 6.1 Etapy badawcze zaproponowanej metodyki .....	69
Rys. 6.2 Lokalizacja analizowanych ścian wydobywczych na tle spągu pokładu, otworów i profilowań wyrobisk .....	71
Rys. 6.3 Podstawowe ustawienia modelu .....	73
Rys. 6.4 Modelowane uskoki w złożu „A” .....	74
Rys. 6.5 Przykładowe wyznaczenie typu węgla na podstawie dylatacji, zawartości części lotnych, wskaźnika wolnego wydymania oraz Indeksu Rogi .....	76
Rys. 6.6 Wartości metanowości całkowitej nanoszone kwartalnie na mapy górnicze na przykładzie złoża „A” .....	77
Rys. 6.7 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code.....	79
Rys. 6.8 Poligony obliczeniowe dla kategoryzacji zasobów w pokładzie 401/1 (D01000) w złożu „A” .....	80

Rys. 6.9 Przykład ściany Bw-2 zaliczonej do kategorii $A_t$ na podstawie danych historycznych oraz braku stwierdzonych uskoków w trakcie wykonywania robót przygotowawczych .....	81
Rys. 6.10 Występowanie II kategorii zagrożenia wodnego w obrębie projektowanych ścian w złożu „E” .....	82
Rys. 6.11 Południowo-wschodnia część pokładu w złożu „F” zakwalifikowana do I stopnia zagrożenia tapaniami.....	83
Rys. 6.12 Jedna z partii w złożu „B”, zakwalifikowana do kategorii „zagrożone wyrzutami metanu i skał” .....	84
Rys. 6.13 Algorytm klasyfikacji poszczególnych pokładów do danej kategorii za pomocą powierzchni wyrażeniowych.....	85
Rys. 6.14 Odsunięcie osi i konturów ścian eksploatowanych na warstwy .....	87
Rys. 6.15 Powierzchnie spągu i stropu pokładów wyodrębnione z modelu geologicznego oraz przykład rzutowania osi i konturów wyrobisk na powierzchnie geologiczne .....	87
Rys. 6.16 Przekrój przez stworzoną furtę dla eksploatacji na warstwy .....	88
Rys. 6.17 Wygładzenie powierzchni furty dla ściany w miejscu przejścia przez uskok – przekrój wzdłuż wybiegu ściany .....	88
Rys. 6.18 Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych objaśniających wartość jednostkowych kosztów wydobycia w ścianach .....	93
Rys. 6.19 Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych do analizy regresji segmentowej.....	94
Rys. 6.20 Wykres normalności reszt modelu regresji segmentowej.....	101
Rys. 7.1 Model oceny poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoża .....	103
Rys. 7.2 Średnie parametry kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach.....	108
Rys. 7.3 Skumulowane zestawienie kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach.....	109
Rys. 7.4 Mapa atrakcyjności złoża.....	113
Rys. 7.5 Wartości składowe wskaźnika ryzyka RF w analizowanych partiach złoża .....	114
Rys. 7.6 Trzy grupy czynników ryzyka modelu hierarchicznego wraz z wagami.....	116
Rys. 7.7 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium zagrożenia naturalne .....	116
Rys. 7.8 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki geologiczne .....	118
Rys. 7.9 Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki techniczne (górnictwo) .....	119
Rys. 8.1 Zestawienie różnych typów stopy dyskontowej na przykładzie kopalni D .....	127

Rys. 9.1 Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni A w przyjętym horyzoncie analizy .....	129
Rys. 9.2 Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni D w przyjętym horyzoncie analizy .....	130
Rys. 9.3 Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i koksu w obrębie złoża kopalni A .....	131
Rys. 9.4 Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i koksu w obrębie złoża kopalni D .....	131
Rys. 9.5 Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia A).....	140
Rys. 9.6 Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia D).....	140
Rys. 9.7 Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni A (przy zastosowaniu zmiennego WACC) .....	146
Rys. 9.8 Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni D (przy zastosowaniu zmiennego WACC) .....	149
Rys. 9.9 Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) .....	151
Rys. 9.10 Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) .....	151
Rys. 9.11 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A).....	152
Rys. 9.12 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D).....	153
Rys. 9.13 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A).....	153
Rys. 9.14 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D).....	154
Rys. 9.15 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCFF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A).....	154
Rys. 9.16 Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCFF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D).....	155