

Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji

Jarosław Kulpa



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

JAROSŁAW KULPA

Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji

Kraków 2025

RECENZENT

Dr hab. inż. Wojciech Naworyta – prof. AGH

Dr inż. Jarosław Kulpa

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

ADRES REDAKCJI

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk

ul. J. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków

tel.: +48 12 632 33 00; fax: +48 12 632 35 24

Redaktor Wydawnictwa: Małgorzata Olszewska

Redaktor techniczny: Beata Stankiewicz

Projekt okładki: Dominik Galica

© Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

Kraków 2025

Printed in Poland

ISBN 978-83-67606-72-1

eISBN 978-83-67606-73-8

DOI: 10.33223/Metodyka/721.2025

Spis treści

Wykaz użytych skrótów	5
1. Wprowadzenie	9
2. Zintegrowane podejście do oceny złóż węgla kamiennego na podstawie danych geologicznych i górniczych	13
3. Ryzyko w projektach inwestycyjnych	15
3.1. Ryzyko	15
3.2. Zarządzanie ryzykiem	16
3.3. Ryzyko górniczych projektów inwestycyjnych	18
3.4. Atrakcyjność zasobów złoża	31
4. Cyfrowy model złoża i narzędzia do planowania i harmonogramowania produkcji	39
4.1. Podział modeli, etapy budowy i ich weryfikacja	42
4.2. Wykorzystanie modelu złoża przy planowaniu i harmonogramowaniu produkcji w kopalni węgla kamiennego	46
5. Metody wielokryterialne wspomaganie decyzji	53
5.1. Przegląd metod wielokryterialnego podejmowania decyzji (MADM)	54
5.1.1. Metody addytywne – metoda SAW	55
5.1.2. Metody werbalne – metoda ZAPROS	56
5.1.3. Metody ELECTRE	57
5.1.4. Metody PROMETHEE	60
5.1.5. Metody TOPSIS	63
5.1.6. Metody interaktywne w warunkach ryzyka	65
5.2. Metoda hierarchiczna analizy problemów decyzyjnych AHP	66
5.3. Rozmyta analiza procesu hierarchicznego (<i>Fuzzy Analytic Hierarchy Process</i> – FAHP)	76
6. Metodyka kwantyfikacji poziomu ryzyka podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego	81
6.1. Cyfrowy model geologiczny złoża i harmonogram eksploatacji	82
6.2. Selekcja czynników geologicznych i górniczych wpływających na koszty eksploatacji za pomocą regresji segmentowej	103
6.3. Analiza statystyczna danych pozyskanych z modelu złoża	107

7. Metodyka oceny atrakcyjności złoża	115
7.1. Hierarchiczny model poziomu ryzyka	115
7.2. Wskaźnik ryzyka eksploatacji RF	118
7.3. Ocena atrakcyjności złóż – analiza wyników oceny złóż testowych	119
7.4. Analiza wrażliwości hierarchicznego modelu oceny atrakcyjności złóż	128
8. Oszacowanie ryzyka w procesie eksploatacji.....	133
8.1. Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla partii eksploatacyj- nych	133
8.2. Korekta stopy dyskontowej za pomocą wskaźnika RF dla wytypowanych złóż węgla kamiennego	137
9. Analiza efektywności ekonomicznej z uwzględnieniem wskaźnika RF	141
9.1. Oszacowanie produkcji węgla handlowego	141
9.2. Oszacowanie przychodów ze sprzedaży	144
9.3. Nakłady inwestycyjne	147
9.4. Koszty operacyjne	152
9.5. Pozostałe aspekty techniczno-ekonomiczne w modelu oceny	157
9.6. Ocena efektywności ekonomicznej w metodzie NPV oraz IRR wraz z ra- chunkiem wyników i rachunkiem przepływów pieniężnych	157
9.6.1. Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni A	158
9.6.2. Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni D	164
9.7. Analiza wrażliwości	168
10. Podsumowanie i wnioski	175
Wykaz literatury	181
Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji – Streszczenie	197
Methodology for assessing deposit attractiveness and quantification of risk in the ex- ploitation process – Abstract	199
Spis tabel	201
Spis rysunków	203

Wykaz użytych skrótów

AGG	Aktywa górniczo-geologiczne
AHP	(z ang. <i>Analytic Hierarchy Process</i>), analityczny proces hierarchiczny
AIG	(z ang. <i>Australian Institute of Geoscientists</i>), Australijski Instytut Geologiczny
CAGR	(z ang. <i>Compound Annual Growth Rate</i>), skumulowany roczny wskaźnik wzrostu
CAPEX	(z ang. <i>Capital Expenditure</i>), nakłady inwestycyjne
CAPM	(z ang. <i>Capital Asset Pricing Model</i>), model wyceny aktywów kapitałowych
CH4	Wskaźnik zagrożenia metanowego (metanowość)
CF	(z ang. <i>Cash Flow</i>), przepływ pieniężny
C.I.	(z ang. <i>Consistency Index</i>), wskaźnik (indeks) zgodności (konsekwencji)
C.R.	(z ang. <i>Consistency Ratio</i>), współczynnik zgodności (konsekwencji)
CRI	(z ang. <i>Coke Reactivity Index</i>), wskaźnik reakcyjności koksu
CRIRSCO	(z ang. <i>Committee for (Mineral) Reserves International Reporting Standards</i>), Międzynarodowa Komisja dla Standardów Wykazywania Zasobów
CSER	(z ang. <i>Corporate Social and Environmental Responsibility</i>), społeczna i ekologiczna odpowiedzialność biznesu
CSR	(z ang. <i>Coke Strenght after Reactivity</i>), wskaźnik wytrzymałości poreakcyjnej koksu
DCF	(z ang. <i>Discounted Cash Flow</i>), zdyskontowane przepływy pieniężne
EBIT	(z ang. <i>Earnings Before Deducting Interest and Taxes</i>), zysk operacyjny (przed odliczeniem podatków i odsetek)
EBITDA	(z ang. <i>Earnings Before Interest, Taxes, Depreciation and Amortization</i>), zysk operacyjny przed potrąceniem odsetek od zaciągniętych zobowiązań, podatków, amortyzacji wartości niematerialnych i prawnych oraz amortyzacji rzeczowych aktywów trwałych
ELECTRE	(z fr. <i>Élimination Et Choix Traduisant la REalité</i>), metody MADM oparte na relacjach przewyższania, które wyrażają preferencje decydenta
FAHP	(z ang. <i>Fuzzy Analytic Hierarchy Process</i>), rozmyta analiza procesu hierarchicznego
FCFF	(z ang. <i>Free Cash Flow to Firm</i>), wolne przepływy pieniężne do przedsiębiorstwa

FEM	(z ang. <i>Finite Element Method</i>), metoda elementów skończonych
FLZG	Fundusz likwidacji zakładu górniczego
GIS	(z ang. <i>Geographic Information System</i>), system informacji geograficznej
IRR	(z ang. <i>Internal Rate of Return</i>), 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. <i>Joint Ore Reserves Committee</i>), Wspólny Komitet ds. Zasobów Złóż Rud
MADM	(z ang. <i>Multi-Attribute Decision-Making Methods</i>), metody wieloatrybutowego podejmowania decyzji
MARR	(z ang. <i>Minimum Acceptable Rate of Return</i>), minimalna akceptowalna stopa zwrotu
MCDA	(z ang. <i>Multi-Criteria Decision Analysis</i>), metody wielokryterialnej analizy decyzji
MODM	(z ang. <i>Multi-Objective Decision-Making Methods</i>), metody wielocelowego podejmowania decyzji
MRP	(z ang. <i>Market Risk Premium</i>), premia za ryzyko
NOPAT	(z ang. <i>Net Operating Profit After Tax</i>), zysk operacyjny netto po opodatkowaniu
NPV	(z ang. <i>Net Present Value</i>), wartość bieżąca netto
NPVR	(z ang. <i>Net Present Value Ratio</i>), wskaźnik wartości zaktualizowanej netto
PRMS	(z ang. <i>Petroleum Resources Management System</i>), System Zarządzania Zasobami Ropy Naftowej
PROMETHEE	(z ang. <i>Preference Ranking Organisation METHod for Enrichment Evaluations</i>), dyskretna metoda wspomagania decyzji wykorzystująca relacje przewyższania
PZZ	Projekt zagospodarowania złoża
RADR	(z ang. <i>Risk Adjusted Discount Rate Method</i>), stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka
RF	Wskaźnik ryzyka, miara atrakcyjności złoża
R.I.	(z ang. <i>Random Index</i>), losowy wskaźnik spójności
Rp	Ryzyko własne projektu
SAW	(z ang. <i>Simple Additive Weighting Method</i>), prosta metoda ważenia addytywnego

SML	(z ang. <i>Security Market Line</i>), linia rynku papierów wartościowych
STEM-DPR	(z ang. <i>Step Method for Discrete Decision Making Problems under Risk</i>), metoda STEP wspomagająca podejmowanie decyzji dyskretnych w warunkach ryzyka
TIN	(z ang. <i>Triangulated Irregular Network</i>), teren opisany za pomocą nieregularnej sieci trójkątów
TOPSIS	(z ang. <i>Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution</i>), metoda rankingu preferencji na podstawie podobieństwa do rozwiązania idealnego
UNFC	(z ang. <i>United Nations Framework Classification</i>), Międzynarodowa Ramowa Klasyfikacja Zasobów ONZ
WACC	(z ang. <i>Weighted Average Cost of Capital</i>), średni ważony koszt kapitału
WCR	(z ang. <i>Working Capital Requirements</i>), zmiana zapotrzebowania na kapitał obrotowy
WIBOR	Referencyjna wysokość oprocentowania pożyczek na polskim rynku międzybankowym
VDA	(z ang. <i>Verbal Decision Analysis</i>), 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 r. 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 kilkunastu najbliższych lat, a w 2050 r. 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. W 2022 r. udział węgla wykorzystywanych do produkcji koksu stanowił 14,1% całego światowego wolumenu wydobytego węgla, szacowanego na 7900 mln Mg (Coal 2023 Analysis and Forecast to 2026, 2023). Komisja Europejska od 2011 r. 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 z 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 wydobywania ze ścian z uwzględnieniem złożoności warunków geologiczno-górniczych i wynikających z nich konsekwencji ekonomicznych (More i Friederich 2021; Sobczyk E.J. i in. 2022).

Górnictwo należy do sektorów gospodarki o wysokim poziomie ryzyka wynikającym z występowania zagrożeń naturalnych. Warunki wydobywania 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 (Chečko i in. 2020; Szlązak i in. 2021; Tutak i Brodny 2019). Wzrost zagrożeń naturalnych oprócz obniżenia efektywności wydobywania 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 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 (Cyrul 2003a; Dimitrakopoulos i Li 2010; Donoghue 2001; Ghasemi i in. 2012; Özfirat i in. 2016; Pardo-Igúzquiza i in. 2013; Sideri i in. 2020; Sobczyk 2010), ale postępująca cyfryzacja życia gospodarczego (tzw. czwarta rewolucja przemysłowa) stwarza nowe możliwości wykorzystania dużych zbiorów danych gromadzonych na różnych eta-

pach 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 (górnictwowych). Wpływa ona 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, ocena 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 atrakcyjności projektów opartej o wiarygodne dane opisujące złożo. Dane pochodzące z trójwymiarowego modelu cyfrowego złoża stanowią swoisty rezerwuuar takich informacji, które mogą być na bieżąco aktualizowane wraz z postępem robót poszukiwawczo-górnictwowych (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 uskoków oraz stwierdzonych i skwantyfikowanych warunkach geologiczno-górnictwowych (np. stopnie i kategorie zagrożeń naturalnych).

Niniejsza praca składa się z 10 rozdziałów. Rozdział pierwszy zawiera wprowadzenie w tematykę zagadnienia. W rozdziale drugim przedstawiono zintegrowane podejście do oceny złóż węgla kamiennego na podstawie danych geologicznych i górniczych. 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 oraz harmonogramowania produkcji, a także hierarchiczną analizą problemów decyzyjnych AHP. W rozdziale siódmym zaprezentowano metodykę wykorzystania da-

nych 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.

2. Zintegrowane podejście do oceny złóż węgla kamiennego na podstawie danych geologicznych i górniczych

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 Wierchowicz 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 strukturze pokładu, jakości oraz o zagrożeniach naturalnych w nim występujących również są przetwarzane osobno, a następnie wykorzystywane w planowaniu górnictwem w oderwaniu od pełnej informacji o złożu.

Do zdefiniowania problemu badawczego autora niniejszej monografii 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 2025 r.) 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.

Opracowany został 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 r., choć zapewne było znane wcześniej. Już w 1901 r. 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 wynika to niepowodzenie. Z pojęciem ryzyka nieodłącznie związana jest niepewność, która jest zjawiskiem szerszym i trudno mierzalnym (Kicki i Stopkowicz 2009; Knight 1921; Ostrowska 1999; Wodarski 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, operacyjne, ubezpieczeniowe, projektowe (Kaczmarek 2010a).

3.2. Zarządzanie ryzykiem

Wraz z początkiem zainteresowania badaczy pojęciem ryzyka na początku XX w. podjęto próby stworzenia koncepcji zarządzania nim. Podwaliny w tym zakresie położył przemysł ubezpieczeniowy w USA, zajmujący się tym zagadnieniem od lat 20. XX w. (Cyrul 2003b). W 1920 r. protoplasta BP, czyli Anglo-Persian Oil Company, powołał 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 r. na świecie działało ponad 5000 towarzystw ubezpieczeniowych, które w wydatny sposób rozwijały 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 Torrie (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 osiągną 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 mają 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 (Bül-bül 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, kiedy to 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 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 (opracowanie własne na podstawie Kaczmarek 2010a)

Fig. 3.1. Presentation of the individual phases of risk management

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 sformułowania 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 wydobywania, 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 Michałak 2016). Do najważniejszych czynników geologiczno-górnictwowych charakteryzujących złoża węgla kamiennych należy zaliczyć (Sobczyk 2007):

- budowę strukturalną złoża: głębokość występowania, miąższość i ilość pokładów węgla wraz z jej zmiennością, kąt zalegania pokładów, zaburzenia tektoniczne i sedymentacyjne, litologię 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-górniczne 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 górnictwa i rekultywacji 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 (Kicki i Stopkowicz 2009; Smith 1994).

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).

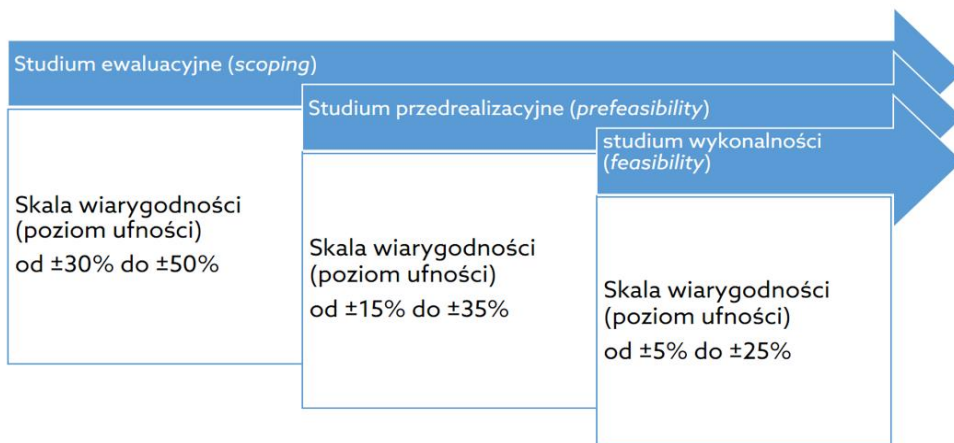
Istnieje wiele metod analizy i oceny ryzyka projektu inwestycyjnego. Najważniejsze z nich to: analiza wrażliwości, drzewa decyzyjne, analiza scenariuszy oraz szacowanie ryzyka metodami probabilistyczno-statystycznymi (Pawlak 2012). W procesie oceny projektów inwestycyjnych można wykorzystać także macierz 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; Saługa 2009; Smith 1994; Torries 1998). 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.¹ szczegółową ocenę ekonomiczną należy przeprowadzić przy opracowywaniu projektu zagospodarowania złoża (PZZ) będącego załącznikiem do wniosku koncesyjnego. PZZ powinien spełniać warunki stawiane przez studium wykonalności (*feasibility study*) i opierać się na rozpoznaniu zasobów w kategorii A+B². Niemniej jednak często zasoby przemysłowe określane w PZZ są szacowane na podstawie rozpoznania w kategorii C1, a nawet C2, które to kategorie charakteryzują się błędami oszacowania wartości średnich rzędu odpowiednio ± 30 i $\pm 40\%$ (Nieć 2012). Na rysunku 3.2 przedstawiono poziomy maksymalnych akceptowalnych błędów dla typowych opracowań dotyczących górniczych projektów inwestycyjnych.



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

Fig. 3.2. Scale of possible deviations in key investment project parameters at various stages of its preparation

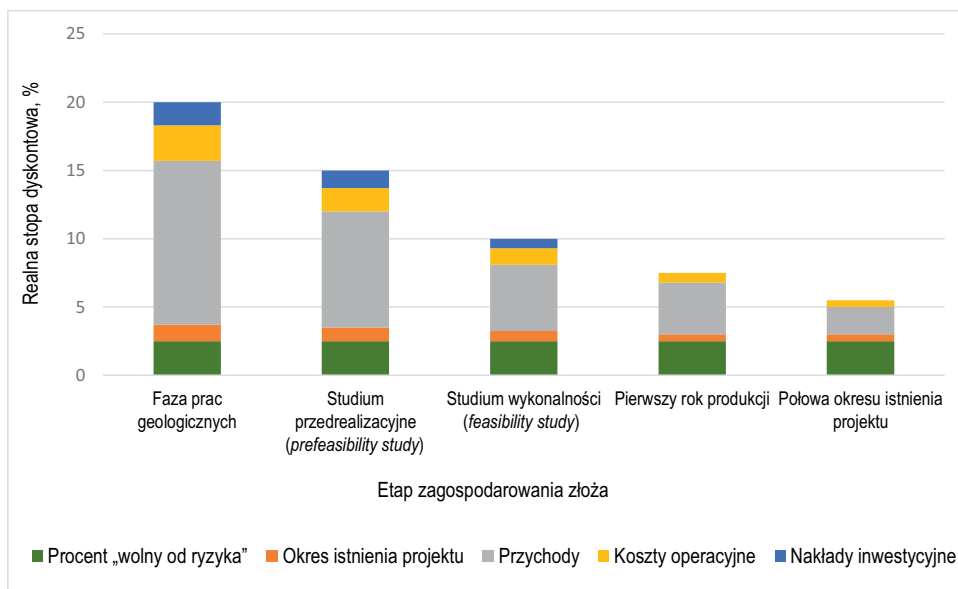
¹ Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 kwietnia 2012 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż.

² Błąd oszacowania średnich wartości parametrów złoża i zasobów nie może przekraczać 20%.

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 odchyień 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 ± 30 do $\pm 50\%$, dla studium predrealizacyjnego: od ± 15 do $\pm 35\%$, a dla studium wykonalności można oczekiwać odchyień w przedziale ± 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 było zrealizowanych 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%. Ostatnią grupę projektów, nazwaną 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).

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 uszczegółowienia danych. W ramach prac koncepcyjno-studialnych analizowane są różne warianty



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

Fig. 3.3. Components of the discount rate at different stages of a mining investment project

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 Wierchowicz 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 dalece subiektywne i ograniczone; wymaga dostosowania 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 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 wła-

snych. 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 szacowaniu 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):

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

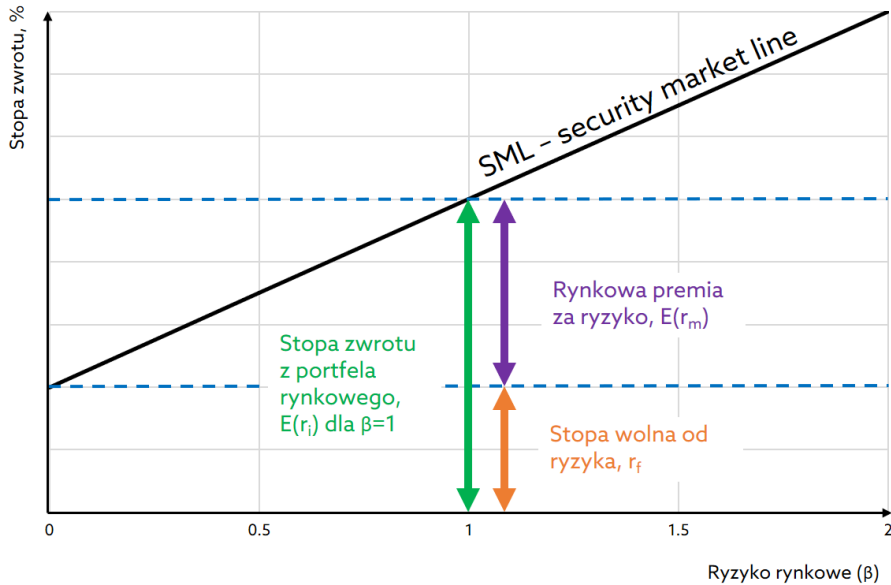
gdzie:

- $E(r_i)$ – 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 [%],
- β_i – współczynnik beta dla portfela i .

Na spodziewaną stopę zwrotu z posiadanego portfela składają się stopa zwrotu wolna od ryzyka oraz premia $(E(r_m) - r_f)$ za ryzyko specyficzne, związane z tym aktywem. Współczynnik β_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 β jest miarą stopnia kowariancji: niska kowariancja z rynkiem oznacza niską elastyczność kosztu kapitału i wysoką cenę giełdową aktywów. Współczynnik β równy 1 oznacza, że zmienność stopy zwrotu z danego instrumentu jest równa zmienności stóp zwrotu portfela rynkowego. Wartość współczynnika β większa od 1 wskazuje na większą zmienność, natomiast wartość β mniejsza od 1 na mniejszą zmienność i -tego portfela w stosunku do portfela rynkowego (Saługa 2009; Kasolik 2016). Współczynnik β obrazuje w praktyce zmienność stóp zwrotu akcji danego przedsiębiorstwa na tle zmienności stóp zwrotów walorów wchodzących w skład portfela rynkowego.



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

Fig. 3.4. Chart of the capital asset pricing model

Należy jeszcze nadmienić, że ocena ekonomiczna inwestycji ma charakter prognostyczny, podczas gdy parametry modelu CAPM opierają się na danych z przeszłości. Współczynnik β 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 β (VL β)³ dla sektora górnictwa kamiennego w USA w latach 2001–2007 kształtował się na poziomie od 0,76 do 1,7 (Saługa 2009); w 2020 r. było to 1,05 a w 2022 r. 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).

³ VL β obliczane są z analizy regresji tygodniowych zmian ceny akcji oraz zmian indeksu giełdowego w okresie ostatnich 5 lat.

Przedstawiony model wyceny aktywów kapitałowych nie zawsze może być stosowany, przede wszystkim ze względu na to, Źe słuŹy do oszacowania poziomu kosztu kapitału własnego wyłącznie dla spółek notowanych na giełdzie. Model CAPM wymaga takŹe spełnienia określonych załoŹeń; 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 złoŹa 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 głosy krytyczne wobec modelu CAPM, bazującego na premii za ryzyko systematyczne, Fama i French w 1992 r. zaproponowali swoją wersję modelu, w której 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 naleŹałoby 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, co oznacza, że 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. *Free Cash Flow* [zł],
- EBIT* – zysk przed odsetkami i opodatkowaniem (zysk operacyjny), z ang. *Earnings Before Interest and Tax* [zł],
- T* – stopa podatku dochodowego [%],
- D* – amortyzacja [zł],

- WCR – zmiana zapotrzebowania na kapitał obrotowy, z ang. *Working Capital Requirements* [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 dożywotniej⁴ lub modelu Gordona⁵). W przypadku, gdy działalność przedsiębiorstwa nie będzie kontynuowana, wartość tę wyznacza się z modelu wartości likwidacyjnej, polegającego na wycenie majątku przedsiębiorstwa, przeważnie dużo niższej niż wartość księgowa poszczególnych aktywów (Zarzecki 1999).

Podstawowymi wskaźnikami oceny projektu inwestycyjnego w analizie DCF są 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_t – przepływy pieniężne w roku t [zł],
 d – stopa dyskontowa [%],
 t – kolejne lata eksploatacji,
 n – całkowita liczba lat wymaganych do 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:

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

⁵ Model zakłada wyznaczanie 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 dzięki zastosowaniu stopy dyskontowej odzwierciedlającej 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; 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:

- $NPVR(r, N)$ – 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 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 do 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 zdyskontowanej wartości. 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 (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 jego 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).

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

gdzie:

- $sFCF_v$ – skumulowane przepływy pieniężne v -tego scenariusza [zł],
- $sFCF_b$ – 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 na potrzeby ich

przemysłowego zastosowania. Klasyfikacja zasobów złóż stanowi jeden z podstawowych sposobów ich szacowania, w którego skład 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 na potrzeby 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, określanie opłat eksploatacyjnych i stawek koncesyjnych, analizy środowiskowe, zwiększanie kapitału własnego spółek górniczych i upublicznianie przez agendy rządowe danych o zasobach (np. *Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce*). Informacje o rodzaju i jakości kopaliny użytecznej stanowią przede wszystkim wewnętrzną wiedzę zarządczą dla przedsiębiorstw górniczych. Z perspektywy aktywów przedsiębiorstwa są to również 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. W celu poszukiwania i dokumentowania zasobów spółki wydobywcze koncentrują swoje inwestycje poszukiwawcze w krajach, które oferują najbardziej atrakcyjne możliwości inwestycyjne. Tworzy to swego rodzaju sprzężenie zwrotne 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). W ankietach przeprowadzonych przez Fraser Institute respondenci z Kolumbii Brytyjskiej (prowincja Kanady) byli pytani o to, w jaki sposób na podejmowanie decyzji inwestycyjnych wpływają 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, spójności i terminowości procesu regulacyjnego);
- powielanie przepisów i ich niespójność (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 wyznacza 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 tabeli 3.1.

Inne podejście do określenia regionalnej atrakcyjności inwestycyjnej bierze pod uwagę dziewięć 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 powiązania 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 Frasera⁶ 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 uwzględniła Polskę, dotyczyła 2018 r. i wzięło w niej udział prawie 300 respondentów reprezentujących spółki wydobywcze, poszukiwawcze i firmy kooperujące. Wynikiem ankiety jest m.in. wskaźnik atrakcyj-

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

Tabela 3.1. Podział wskaźników do oceny atrakcyjności inwestycyjnej regionu

Table 3.1. Breakdown of indicators for assessing the investment attractiveness of a region

Wskaźniki	Potencjał rynkowy	Zdolności finansowe	Potencjał pracowniczy	Jakość i dostępność infrastruktury	Poziom regionalnego ryzyka inwestycyjnego
Subwskaźniki	– Produkt regionalny brutto – Całkowita populacja regionu – Liczba przedsiębiorstw na koniec roku – Produkcja w budownictwie – Wielkość inwestycji w środki trwałe – Wskaźnik produkcji przemysłowej	– Produkt regionalny brutto na mieszkańca – Średnie miesięczne nominalne wynagrodzenie – Obroty w handlu detalicznym – Nakłady na badania i rozwój	– Ludność w wieku produkcyjnym – Odsetek osób z wykształceniem wyższym – Liczba pracowników zaangażowanych w badania i rozwój – Wskaźnik zatrudnienia	– Udział ogólnodostępnych dróg o utwardzonej nawierzchni w całkowitej długości dróg publicznych – Dostępność (zasięg) telefonii komórkowej	– Populacja o dochodach poniżej minimum egzystencji – Liczba zarejestrowanych przestępstw na 1000 mieszkańców – Emisje zanieczyszczeń do atmosfery – Odprowadzanie zanieczyszczonej ścieków do wód powierzchniowych

Źródło: opracowanie własne na podstawie Vershinina i in. 2015.

ności 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 niespójność.
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 go opisują: (1) zachęca do inwestowania, (2) nie działa odstraszająco, (3) jest łagodnym czynnikiem odstraszającym od inwestowania, (4) stanowi silny czynnik odstraszający 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, 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. Pod koniec 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 r. obowiązkiem przygotowania takiego raportu za rok 2024 są objęte wszystkie duże przedsiębiorstwa i spółki będące jednostkami zainteresowania publicznego (w tym 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).

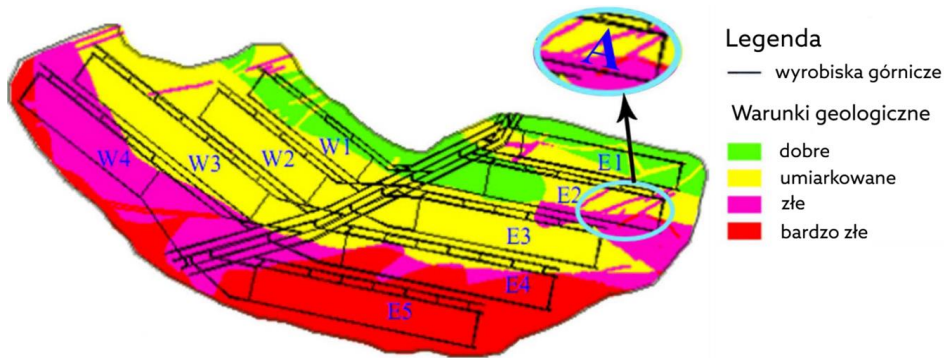
Górnictwo jako szczególnie rodzaj działalności gospodarczej wyróżnia się silnym oddziaływaniem na środowisko i wysokimi wymaganiami dotyczącymi kadry pracowniczej. Tym samym ta grupa czynników coraz bardziej wpływa zarówno na atrakcyjność inwestycyjną, jak i na ryzyko inwestycyjne, a w konsekwencji na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

W literaturze częściej spotykane są prace 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. Takie podejście prezentują prace E.J. Sobczyka, w których

wszelkie parametry charakteryzujące złożo i mające wpływ na ograniczenia procesu wydobycia określono jako uciążliwość procesu eksploatacji. W pracach tych analizowany był wpływ tychże warunków na koszty prowadzenia eksploatacji oraz wyniki produkcyjne kopalń podziemnych (Sobczyk E.J. 2008; Sobczyk W. i in. 2014; Sobczyk E.J. i Kopacz 2018b; Sobczyk 2022).

Analizy na temat kwantyfikacji niepewności wystąpienia uskoków w ścianie wydobywczej prowadzili Dimitrakopoulos i Li (2010) za pomocą symulacji stochastycznych. Zaproponowana przez autorów kwantyfikacja pozwoliła na porównanie poszczególnych ścian w różnych pokładach węgla i partiach wydobywczych. Do 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 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 zuszkowania, 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 na tej podstawie stworzono w środowisku GIS mapy ryzyka eksploatacji (rys. 3.5).

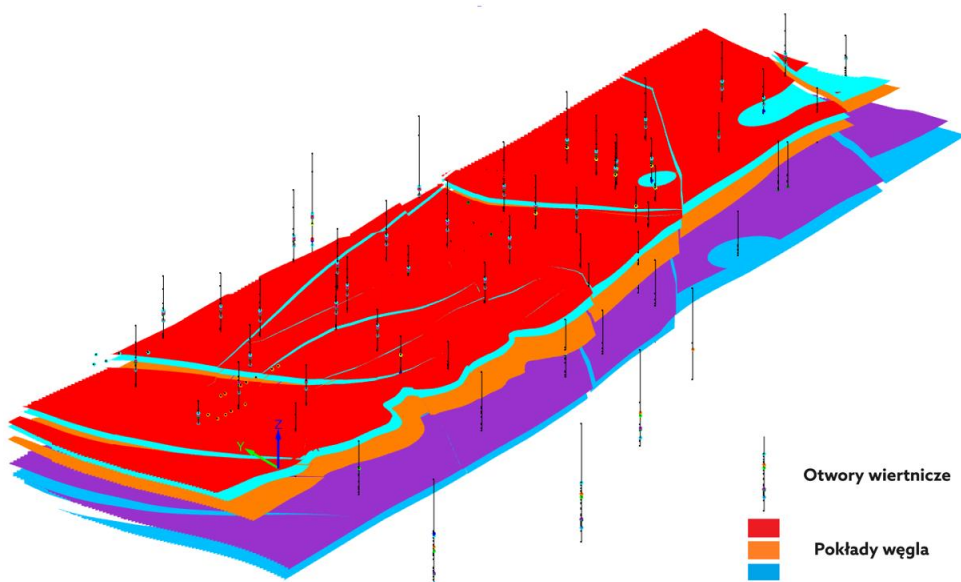


Rys. 3.5. Mapa ryzyka (atrakcyjności) pokładu węgla (Vaziri i in. 2018)

Fig. 3.5. Risk (attractiveness) map of coal seam

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



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

Fig. 4.1. Visualisation of a multi-seam hard coal deposit

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.

Modelowanie przestrzenne złóż kopalin za pomocą przedstawiania ich jako litografii znane jest już od XVI w., jednak w późniejszych stuleciach 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 wykreślnej 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 diagrame blokowe (Sermet i in. 2017).

Przełom w budowie modeli matematycznych opisujących złoża kopaliny 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, lecz jest rezultatem szeregu powiązanych ze sobą procesów wynikających z praw fizyki (w przypadku złóż – specyficznych warunków ich tworzenia) i ma 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 mające 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’a, 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 w., była to praca poświęcona opisowi zmienności zawartości składnika użytecznego w złożu rud Zn-Pb „Bolesław” (Mucha i Wasilewska 2010). Polskie prace przy zastosowaniu geostatystyki do oceny złóż węgla kamiennego powstawały w latach 80. XX w. (Mucha i Kokesz 1986; Peroń 1984). W kolejnych latach metody geostatystyczne stosowano do modelowania m.in. parametrów jakościowych węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (Kokesz 2014), porównywania 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 mają 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 na potrzeby 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 dotyczących 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 (2025 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 je w innym świetle i pomagają lepiej zrozumieć jego często skomplikowaną i złożoną budowę (Kowalczyk i in. 2016; Sosnowski 2020). Z drugiej strony skomplikowane narzędzia informatycz-

ne nie mogą być użytkowane bez specjalistycznej wiedzy oraz doświadczenia. Bez nich mogłyby 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. Jednym z nich jest klasyfikacja, która dzieli je na (Krupa 2008):

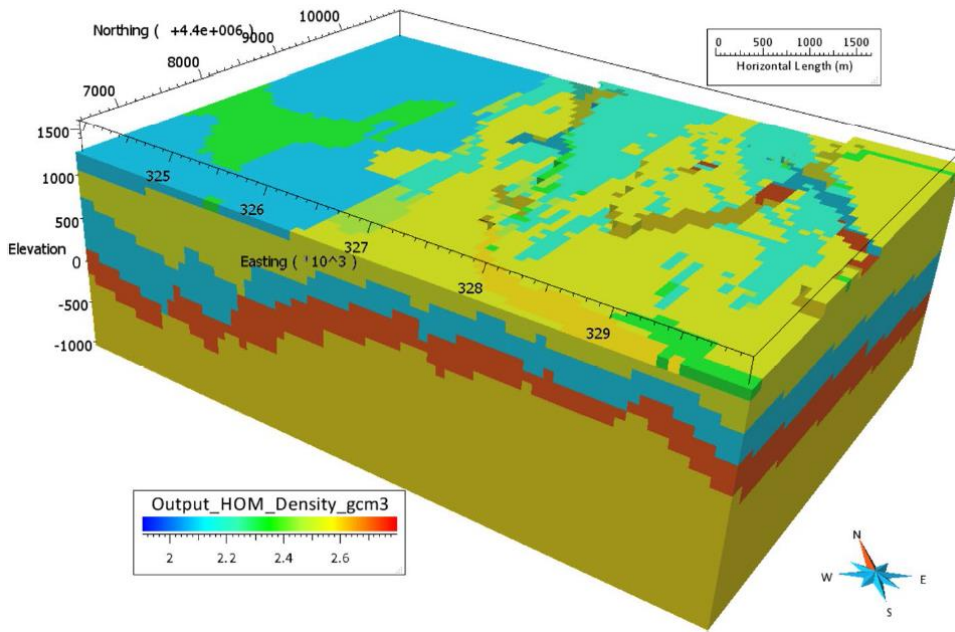
- modele analityczne – w których najważniejsza jest analityczna zależność między poszczególnymi zmiennymi opisującymi model;
- modele numeryczne – gdzie do odwzorowania zależności między zmiennymi konieczne jest zastosowanie metod numerycznych;
- modele deterministyczne – w których relacje między elementami 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 są w tej metodzie 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; Galica 2023; Kępiński 2015). Istotą metody *implicit modelling* 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 indyktorowego, uniwersalnego krigingu etc. Modelowanie niejawne pozwala na szybkie i zautomatyzowane tworzenie powierzchni, takich jak uskoki, albo też skomplikowanych deformacji, jak fałdy o złożonej geometrii (Cowan i in. 2003; Kępiński 2015; 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 określonego przez współrzędne płaskie (X i Y). W porównaniu z modelami blokowymi dla jednego zestawu koordynatów X, Y model siatkowy może przyjąć tylko jedną wartość, co wyklucza go ze 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 złóż, 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 odpowiedniejsze 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 przypisanych wiele wartości zmiennej Z , tworząc tym samym strukturę bloków zalegających jeden na drugim (rys. 4.2).

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 (Minnecker i in. 2019; Pavlides i in. 2015).

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



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

Fig. 4.2. Block model of density distribution for the Brady geothermal area, Nevada, USA

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 funkcję nadrzędną. Strukturalny model siatkowy składa się ze zbioru powierzchni (siatek, gridów) oddzielających modelowane jednostki strukturalne złoża (np. pokłady węgla), przy czym jednostki te są osobiście (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 (uskoków) lub sedimentacyjnych (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 wykonuje się również trójwymiarowe modele powierzchni geologicznych (np. spąg pokładu) za pomocą transformacji płaskiej mapy cyfrowej w powierzchnię TIN⁷ (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-Szewiła 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 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 i in. 2014a). Oprócz danych pochodzących z otworów i profilowań do danych wejściowych 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.

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 tę fazę składają się przede wszystkim (Tercan i in. 2013):

⁷ Forma zapisu numerycznego modelu terenu, w którym teren jest opisany za pomocą nieregularnej sieci trójkątów przylegających do jego powierzchni.

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

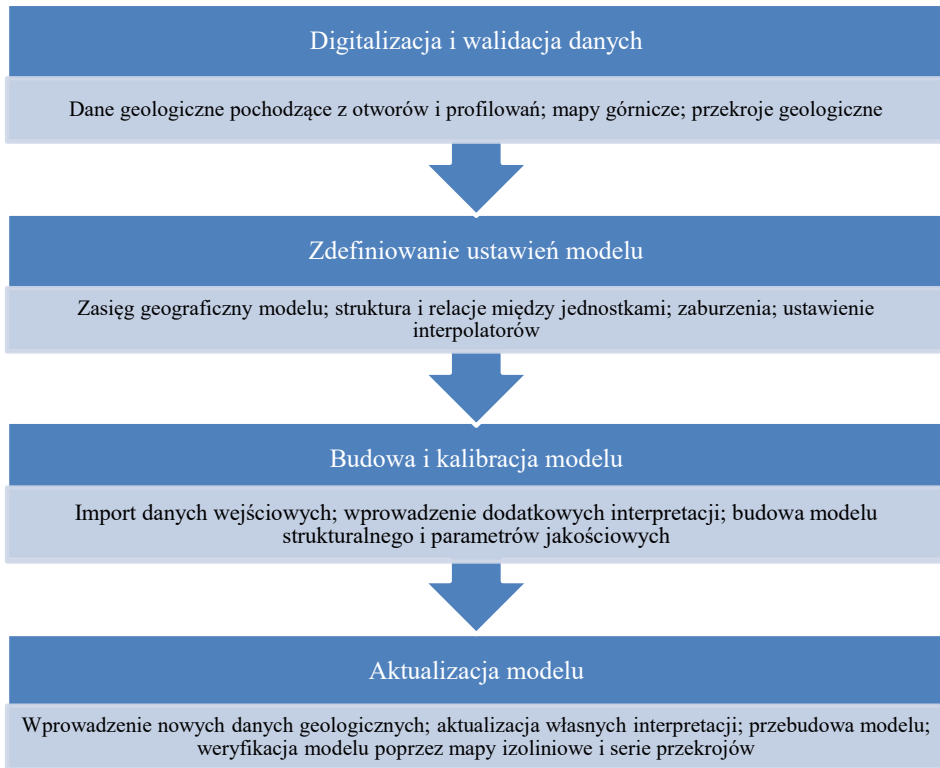
Na etapie zasadniczej budowy cyfrowego modelu złoża następuje import danych wejściowych oraz wprowadzenie dodatkowej interpretacji dotyczącej m.in. lokalnych trendów zalegania i uzupełnienie danych w obszarach o niskim stopniu rozpoznania. Kolejnym etapem jest rekalkulacja modelu (strukturalnego lub 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 niezadowolającego, 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 rysunku 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 i in. 2014a).

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

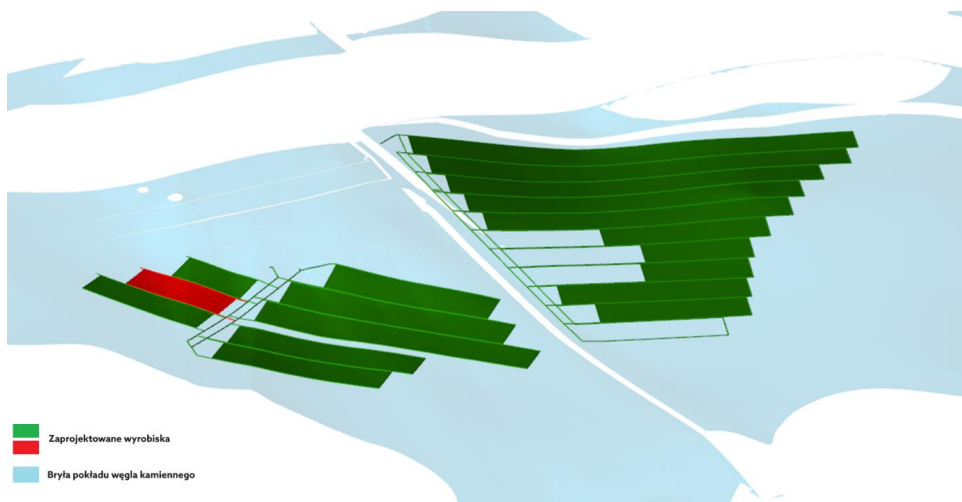
Budowa cyfrowego modelu złoża to już nie tylko sposób jego wizualizacji, lecz przede wszystkim baza danych geologicznych i górniczych dla potrzeb planowania i symulacji wydobycia. Cyfrowy model złoża to odpowiednie narzędzie do weryfikacji danych lub wskazania potencjalnych obszarów złoża do dodatkowego 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).



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

Fig. 4.3. Main stages of constructing and updating a digital model of a deposit

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 na potrzeby 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 i in. 2014b). 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 (drążone w pokładzie) tworzone są na podstawie położenia spągu pokładu oraz założonego przekroju poprzecznego wyłomu wyrobiska.

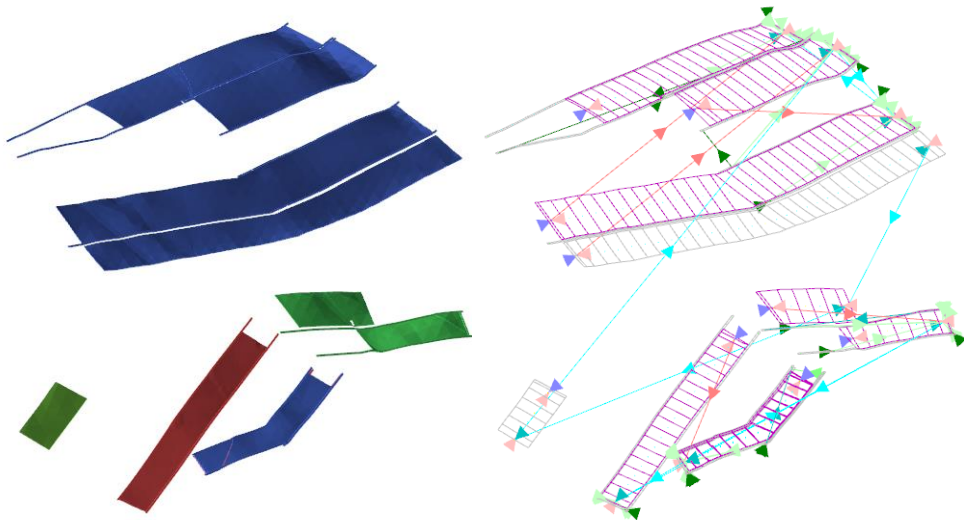


Rys. 4.4. Wizualizacja zaprojektowanej eksploatacji w złożu pokładowym węgla kamiennego (opracowanie własne)

Fig. 4.4. Visualisation of the planned exploitation of a hard coal deposit

Wyrobiska udostępniające 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 na potrzeby 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 na potrzeby 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).

Ostatnim etapem tworzenia projektu jest wykonanie interogacji (odpytania) zadań (brył wyrobisk) względem cyfrowego modelu geologicznego złoża. Z modelu złoża zosta-



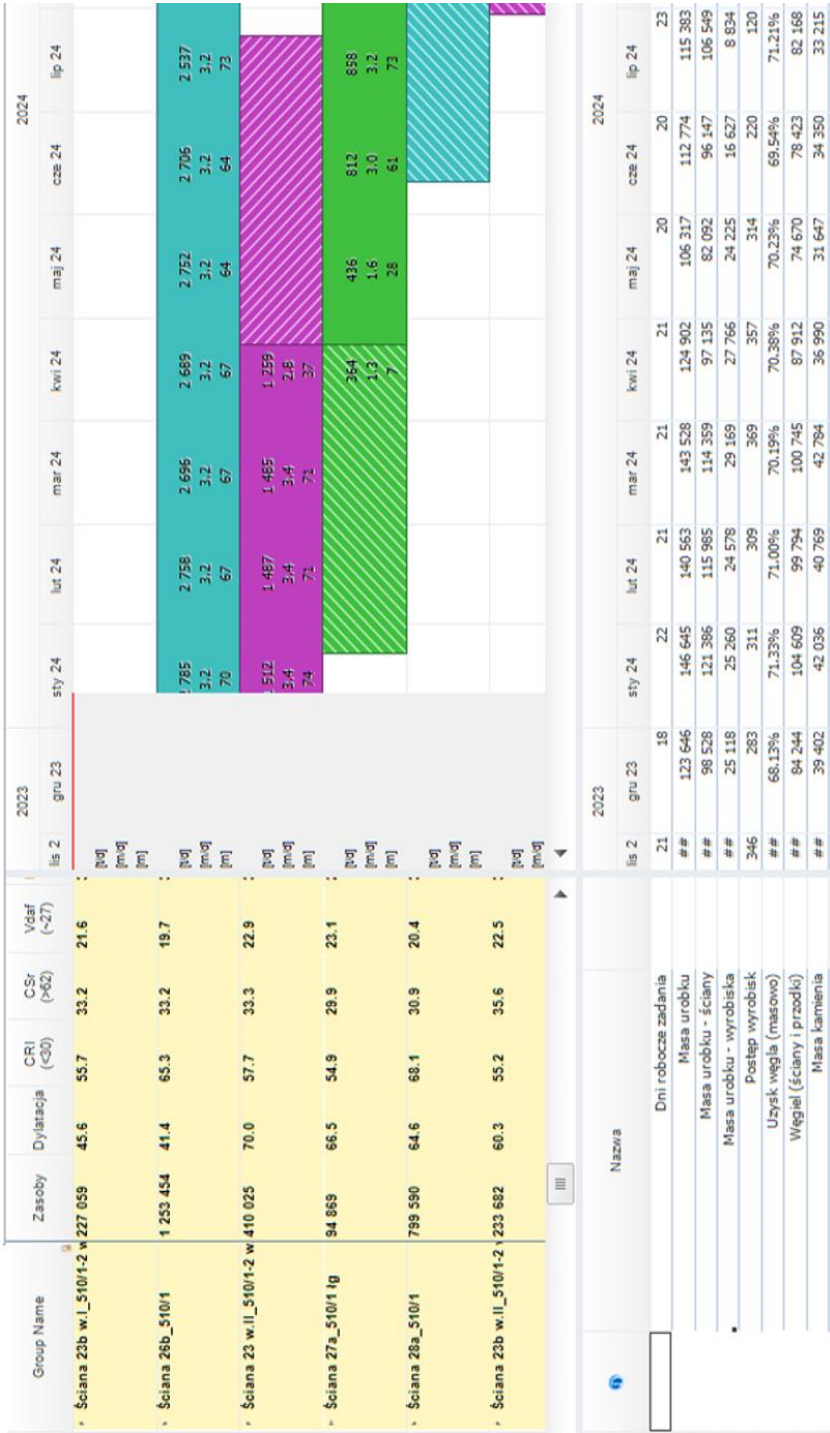
Rys. 4.5. Bryły zadań (po lewej) oraz schemat zależności (po prawej) między nimi (opracowanie własne)

Fig. 4.5. Task solids (left) and diagram of dependencies (right) between them

ją 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 i in. 2014b). 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 przykładą się do zagospodarowania zasobów produkcyjnych i zarządzania gospodarką materiałową.

W opracowywanym harmonogramie zadania mają przypisane wartości, przechowywane jako pola produkcyjne, m.in.: masa węgla, masa kamienia, jakości węgla w bryle; kubatura 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,



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

Fig. 4.6. Example fragment of a longwall work schedule

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:

- wydobycie czystego węgla ze złoża [Mg],
- wydobycie 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 wspomagania 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 chęcią osiągnięcia 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) (Sobczyk E.J. 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 (Sobczyk E.J. 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 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 Weighting 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 przewyŹszania, 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 zbliŹona 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. Przegląd metod wieloatrybutowego podejmowania decyzji (MADM)

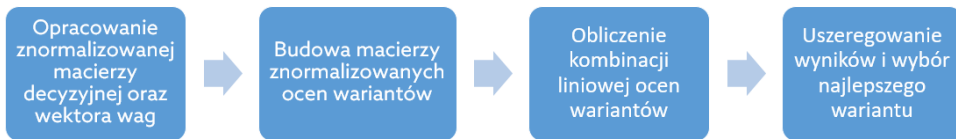
Wielokryterialne metody dyskretne odnoszą się do sytuacji, w której decydent określa skończony, m -elementowy zbiór wariantów decyzyjnych oraz n -elementowy zbiór kryteriów

oceny. Ocena każdego wariantu decyzyjnego odbywa się poprzez określenie wartości względem kolejnych kryteriów, co prowadzi do utworzenia wynikowej tablicy decyzyjnej. W metodach wieloatrybutowego podejmowania decyzji decydent dąży do wyboru wariantu preferowanego, uszeregowania rozpatrywanych wariantów decyzyjnych czy też przyporządkowania poszczególnych wariantów do jednej z wcześniej zdefiniowanych klas (Trzaskalik 2014).

5.1.1. Metody addytywne – metoda SAW

Pierwszą grupą wielokryterialnych metod dyskretnych są metody addytywne, polegające na prostym dodaniu wyników reprezentujących osiągnięcie celów z uwzględnieniem wszystkich kryteriów, które są mnożone przez wagi kryteriów. Metoda SAW (ang. *Simple Additive Weighting Method*) jest najczęściej stosowaną metodą addytywną (Podvezko 2011).

Metoda ta polega na opracowaniu dla każdego wariantu kombinacji liniowej elementów znormalizowanej macierzy decyzyjnej oraz wektora wag. Tak wyznaczona kombinacja pozwala na liniowe uporządkowanie wariantów i wybór wariantu końcowego (najlepiej ocenionego) (rys. 5.1) w ramach przyjętych kryteriów oceny (Kacprzak 2018).



Rys. 5.1. Schemat wyboru najkorzystniejszego wariantu w metodzie SAW (opracowanie własne)

Fig. 5.1. Process of selection of the most advantageous variant in the SAW method

Pierwszym etapem jest przygotowywanie macierzy początkowej (*initial matrix*) w oparciu o wartości m wariantów decyzyjnych oraz n kryteriów. W tej macierzy ($m \cdot n$) r_{ij} jest wartością i -tego wariantu decyzyjnego dla j -tego kryterium, gdzie:

- $i = 1, 2, \dots, m$;
- $j = 1, 2, \dots, n$.

Kolejną kwestią jest określenie wagi kryterium (w_i), które można traktować jako liczby rzeczywiste w zakresie od zera do jedynki (lub procentowo), biorąc pod uwagę, że zostaje spełniona zależność: $\sum_{i=1}^n w_i = 1$.

Drugim etapem jest budowa macierzy znormalizowanych ocen wariantów ($\tilde{r}_{ij}$) w ramach danego kryterium, aby uzyskać jednolity charakter poszczególnych kryteriów. W tym

wypadku stosuje się dwie formuły, gdzie różnica polega na tym, Źe w problemach typu „koszt” celem jest minimalizacja, a z drugiej strony maksymalizacja jest celem w ocenach korzyści.

$$\tilde{r}_{ij} = \frac{\min(j)r_{ij}}{r_{ij}}, \text{ w przypadku problemów typu „koszt”} \quad (10)$$

$$\tilde{r}_{ij} = \frac{r_{ij}}{\max(j)r_{ij}}, \text{ w przypadku ocen korzyści}$$

gdzie:

- $\min(j)r_{ij}$ – najmniejsza wartość i -tego kryterium, gdy porównywane sę wszystkie alternatywy,
- $\max(j)r_{ij}$ – największa wartość i -tego kryterium, gdy porównywane sę wszystkie alternatywy.

Trzecim etapem metody SAW jest obliczenie dla kaŹdego wariantu kombinacji liniowej (S_j) jego znormalizowanych ocen względem kryteriów oraz wektora wag. W tym celu można zastosować następujące równanie dla j -tej kombinacji:

$$S_j = \sum_{i=1}^n w_i \tilde{r}_{ij} \quad (11)$$

W ostatnim etapie wybierany jest najlepszy wariant decyzyjny na podstawie największej wartości kombinacji liniowej (S_j) w przypadku oceny korzyści, a najmniejszej dla rozwiązywania problemów kosztowych (Taherdoost 2023).

Głównymi zaletami metody SAW sę:

- duża intuicyjność metody,
- prostota obliczeniowa i łatwość interpretacji uzyskanego rezultatu,
- brak konieczności stosowania skomplikowanego oprogramowania,
- łatwość określenia różnic między kryteriami przy uŹyciu znormalizowanych wartości.

Natomiast wymienianymi w literaturze wadami metody SAW sę:

- zależność końcowego zestawienia wariantów od przyjętej metody normalizacji,
- możliwość zmiany uszeregowania wariantów decyzyjnych w sytuacji dodania bądź usunięcia kolejnego wariantu (Podvezko 2011; Taherdoost 2023a).

5.1.2. Metody werbalne – metoda ZAPROS

W metodach werbalnych wykorzystywana jest wyłącznie ocena wariantów decyzyj. Dzięki jej zastosowaniu można rozwiązywać zagadnienia wyboru i grupowania wariantów.

tów decyzji. Jedną z tych metod jest ZAPROS, w której wykorzystane są werbalne skale porządkowe. Zaproponowana przez autorów metoda była odpowiedzią na wybrane cechy problemów nieustrukturyzowanych/strategicznych (Larichev i Moshkovich 1995):

1. Problemy decyzyjne są wyjątkowe w tym sensie, że każde zagadnienie jest nowe dla decydenta i ma cechy, których wcześniej nie doświadczono.
2. Kryteria w tych zagadnieniach mają przeważnie charakter jakościowy.
3. W wielu przypadkach oceny wariantów w oparciu o te kryteria można uzyskać wyłącznie od ekspertów (lub samego decydenta).
4. Ogólną ocenę jakości wariantów można uzyskać jedynie na podstawie subiektywnych preferencji decydenta.

W przypadku metody ZAPROS ocena preferencji decydenta polega na porównaniu par hipotetycznych wariantów (każdy z najlepszymi ocenami dla wszystkich kryteriów oprócz jednego) różniących się wynikami tylko w odniesieniu do dwóch kryteriów. Wyniki tych porównań opracowywane są w tzw. Joint Ordinal Scale (JOS), która następnie wykorzystywana jest do porównywania rzeczywistych wariantów decyzyjnych (Górecka 2015).

Procedura ZAPROS składa się z następujących etapów (Moshkovich i Mechitov 2013):

1. Skalę ocen wyznaczamy dla każdego kryterium rozważanego w problemie decyzyjnym.
2. Porównanie parami hipotetycznych wariantów, każdy o najlepszych możliwych wartościach dla wszystkich kryteriów oprócz jednego, używając skali porządkowej (1 – bardziej preferowane, 2 – mniej preferowane i 3 – równie preferowane).
3. Opracowanie JOS, które jest pełnym porządkiem rang hipotetycznych wariantów z najlepszymi ocenami dla wszystkich kryteriów oprócz jednego.
4. Porównanie parami rzeczywistych wariantów decyzyjnych za pomocą JOS oraz ich uszeregowanie.

Jak wszystkie metody podejmowania decyzji, ZAPROS ma również swoje ograniczenia. Metoda ZAPROS jest odpowiednia się do zadań o stosunkowo małej liczbie kryteriów (od 2 do 6) i ograniczonej liczbie ocen kryteriów (2–5). W przeciwnym razie liczba wymaganych porównań parami staje się zbyt duża, aby można było zastosować ją w praktyce (Mechitov i in. 2022). Istnieją także inne metody werbalne, jak np. ZAPROS III – stanowiąca modyfikację metody ZAPROS, powstałą poprzez wprowadzenie terminu wariacji jakościowej, oraz wiele innych, powstałych również jako modyfikacje czy rozwinięcia metody ZAPROS (Kukułka i Wirkus 2017).

5.1.3. Metody ELECTRE

W latach 60. grupa francuskich badaczy pod kierunkiem prof. Bernarda Roya opracowała tzw. europejską (zwaną też francuską od pochodzenia autorów) szkołę podejmowania decyzji, której podstawą są relacje przewyższania. Wyróżnia się preferencję globalną dla

danego wariantu lub preferencję częściową w ocenie danego kryterium. Pierwsza z metod ELECTRE zaprezentowana została w roku 1966, od tego czasu powstało wiele metodyk i technik dostosowanych do specyfiki różnego rodzaju problemów decyzyjnych, od zagadnienia wyboru najlepszego wariantu decyzyjnego (metody ELECTRE I oraz ELECTRE IS), przez problem sortowania (ELECTRE TRI), aż po zagadnienia związane z porządkowaniem wariantów decyzyjnych (ELECTRE II, ELECTRE III, ELECTRE IV) (Nowak 2004).

Klasyczna teoria podejmowania decyzji, z którą polemizował zespół prof. Roya, zakłada, że porównując dwa warianty decyzyjne A i B, możemy mieć do czynienia tylko z jedną z następujących preferencji (Nowak 2004):

- wariant A jest uznawany za równoważny względem B,
- wariant A jest preferowany w stosunku do B,
- wariant B jest preferowany w stosunku do A.

Według Roya założenie to jest nieuzasadnione i sprawia spore trudności we wspomaganie decyzji, proponując rozszerzenie zbioru podstawowych sytuacji preferencyjnych. W modelowaniu preferencji w ramach wielokryterialnego wspomaganie decyzji w metodzie ELECTRE rozróżnia się zatem cztery podstawowe relacje (Roy 1990):

- silna preferencja (P), gdzie decydent jest przekonany o wyraźnie korzystniejszym jednym wariantcie względem drugiego;
- słaba preferencja (Q) mówi o przesłankach osłabiających silną preferencję jednego z dwóch porównywanych wariantów;
- równoważność (I), gdzie oba warianty są oceniane tak samo;
- nieporównywalność (R), gdzie nie ma wyraźnych przesłanek wskazujących na równoważność, silną lub słabą preferencję pomiędzy analizowanymi wariantami.

Preferencje w metodach ELECTRE są modelowane za pomocą binarnej funkcji przewyższania (z ang. *outranking*). W celu dokładnego rozróżnienia między sytuacjami równoważności, słabej i mocnej preferencji wprowadzono dwa progi dyskryminacji (Figueira i in. 2013):

- próg równoważności określający maksymalną różnicę wartości ocen par wariantów, która doprowadza do uznania równoważności,
- próg preferencji wyrażający minimalną różnicę między wartościami ocen par wariantów, która pozwala stwierdzić, że jeden wariant jest wyraźnie lepszy od drugiego (czyli określa, czy ma miejsce preferencja silna).

Proces agregacji ocen w metodzie ELECTRE I obejmuje cztery etapy (Cabała 2013):

- tworzenie macierzy zgodności C_s . Wyrazy tej macierzy wskazują wszystkie pary wariantów decyzyjnych, które spełniają przyjęty przez decydenta poziom zgodności. Wszystkie wyrazy macierzy wskaźników przewyższania S_{sv} wyższe lub równe poziomowi zgodności są w macierzy zgodności C_s równe 1, pozostałe (niespełniające tej zależności) są równe 0;
- tworzenie macierzy braku niezgodności D_v . Wyrazy tej macierzy wskazują pary wariantów decyzyjnych spełniające warunek braku niezgodności. Brak niezgodności

pary wariantów ma miejsce wówczas, gdy wszystkie wyrazy cząstkowych macierzy niezgodności przyjmują wartość „0”;

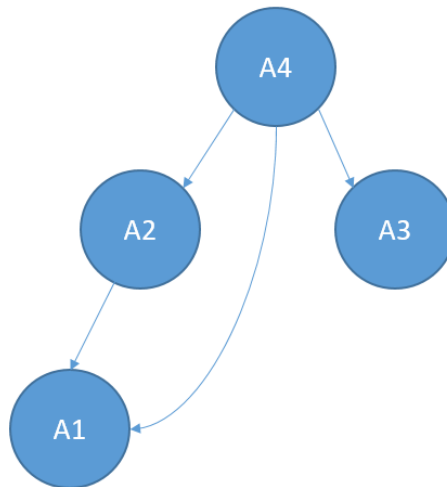
- tworzenie macierzy relacji przewyższania S_{sv} . Wyrazy tej macierzy wskazują pary wariantów decyzyjnych, które spełniają jednocześnie warunek zgodności i warunek braku niezgodności;
- konstrukcja grafu zależności między wariantami, obrazującego globalne relacje przewyższania badanego zbioru wariantów decyzyjnych.

Konstrukcję grafu rozpoczyna się od tego wariantu (bądź tych wariantów), które nie są przewyższane przez pozostałe warianty (w przykładzie poniżej wariant A4); są one umieszczane na najwyższym poziomie grafu, następnie umieszczane są te warianty, które są przewyższane tylko przez ten wariant / te warianty (warianty A2 i A3). Przykładowy graf zależności dla przykładu z tabeli 5.1 obrazuje rysunek 5.2.

Tabela 5.1. Przykładowa macierz relacji przewyższania

Table 5.1. Example of a superiority matrix

	A1	A2	A3	A4
A1	1	0	0	0
A2	0	1	1	0
A3	1	0	1	0
A4	1	1	1	1



Rys. 5.2. Graf zależności między przykładowymi wariantami

Fig. 5.2. Graph showing the relationship between sample variants

5.1.4. Metody PROMETHEE

Metoda PROMETHEE została opracowana na początku lat 80. XX. w. przez belgijskiego badacza Jean-Pierre'a Bransa i dzięki swojej prostocie do dzisiaj naleŹy do najpopularniejszych dyskretnych metod wspomagania decyzji i znajduje zastosowanie w wielu dziedzinach, jak: zarządzanie środowiskiem, gospodarka wodna, logistyka, transport, zarządzanie energią czy nauki społeczne (Taherdoost 2023b). Metoda PROMETHEE opiera się na opracowanej przez Bernarda Roya relacji przewyŹszania, gdzie warianty są ze sobą porównywane parami, co skutkuje okreŹleniem preferencji wariantów w ramach rozpatrywanych kryteriów.

Proces rangowania w metodzie PROMETHEE przebiega w pięciu krokach obejmujących kolejno (Brans i in. 1986):

1. Wyznaczenie wartości funkcji preferencji dla wszystkich par wariantów decyzyjnych w ramach kaŹdego kryterium.

Obliczenia rozpoczynamy od porównania par wariantów, biorąc pod uwagę ich oceny. Dla kaŹdej pary $(W_u, W_v) \in W$ wyznaczamy różnicę w ocenie poszczególnych wariantów obliczonej wg wzoru:

$$d_j(W_u, W_v) = f_j(W_u) - f_j(W_v) \quad (12)$$

Na podstawie obliczonej różnicy $d_j(W_u, W_v)$, za pomocą uogólnionego kryterium wyrażonego funkcją preferencji $P_j(W_u, W_v)$ dla kryterium j , możemy ocenić preferencje decydenta. Im większa różnica $d_j(W_u, W_v)$, tym można stwierdzić, Źe istnieje preferencja (przewyŹszanie) jednego wariantu względem drugiego. Funkcję preferencji można zapisać wzorami (Jakubowski 2021):

a) dla problemu maksymalizacji (np. przychody)

$$P_j(W_u, W_v) = F_j(d_j(W_u, W_v)) \quad (13)$$

b) dla problemu minimalizacji (np. koszty)

$$P_j(W_u, W_v) = F_j(-d_j(W_u, W_v)) \quad (14)$$

2. OkreŹlenie indywidualnych indeksów preferencji dla wszystkich par wariantów decyzyjnych w ramach kaŹdego kryterium.

W zastosowaniach praktycznych wykorzystuje się szereg uogólnionych kryteriów, pogrupowanych według relacji pomiędzy różnicą ocen wariantów a wartością funkcji preferencji. Rodzaje uogólnionych kryteriów i związaną z nimi funkcję preferencji przedstawiono w tabeli 5.2. W tabeli przedstawiono uproszczoną postać funkcji preferencji $P_j(d_j)$.

Kryteria, z wyjątkiem kryteriów zwykłych, wymagają uwzględnienia dodatkowych zmiennych. Należą do nich próg równoważności (r), próg preferencji (p) i zmienna (s) wyznaczona eksperymentalnie według rozkładu normalnego (Jakubowski 2021).

Tabela 5.2. Typy uogólnionych kryteriów wraz z odpowiadającymi im funkcjami preferencji

Table 5.2. Types of generalised criteria with corresponding preference functions

Lp.	Nazwa kryterium	Funkcja preferencji	Parametry
1	Kryterium zwykłe	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \geq 0 \\ 1, d < 0 \end{cases}$	–
2	Quasi-kryterium	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \geq -r \\ 1, d < -r \end{cases}$	r
3	Kryterium z liniową preferencją	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \geq 0 \\ \frac{d}{p}, 0 > d \geq -p \\ 1, d < -p \end{cases}$	p
4	Kryterium poziomów	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \leq 0 \\ \frac{1}{2}, r < d \leq p \\ 1, d > p \end{cases}$	r, p
5	Kryterium z preferencją liniową i obszarem obojętności	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \geq -r \\ \frac{d+r}{-p+r}, -r > d \geq -p \\ 1, d < -p \end{cases}$	r, p
6	Kryterium gaussowskie	$P_j(d_j) = \begin{cases} 0, d \geq 0 \\ 1 - \exp\left(-\frac{d^2}{2s^2}\right), d < 0 \end{cases}$	s

Źródło: na podstawie Namieciński 2016.

3. Wyznaczanie wielokryterialnych indeksów preferencji dla wszystkich par wariantów.

Po ustaleniu typów funkcji preferencji dla każdego uogólnionego kryterium i obliczeniu wartości tych funkcji kolejnym krokiem w metodzie PROMETHEE jest wyznaczenie wielokryterialnych indeksów preferencji $\Pi(W_u, W_v)$ dla każdej pary wariantów decyzyjnych. Indeksy te określają, w jakim stopniu wariant W_u jest preferowany względem wariantu W_v dla wszystkich analizowanych kryteriów. Indeksy wyliczane są według poniższego wzoru:

$$\Pi(W_u, W_v) = \sum_{j=1}^n w_j P_j(W_u, W_v) \quad (15)$$

gdzie:

w_j – waga kryterium j .

4. Określenie przepływów dominacji (wejścia, wyjścia i netto).

Na tym etapie ma miejsce wyliczenie przepływów dominacji dla kaŹdego analizowanego wariantu W_u . Rozróżnia się przepływ dominacji pozytywnych $\Phi^+(W_u)$ oraz przepływ preferencji negatywnych $\Phi^-(W_u)$. Pozytywny przepływ dominacji reprezentuje stopień, w jakim wariant W_u przewyŹsza inne warianty, czyli opisuje atrakcyjnoŹ (siłę) danego wariantu. Analogicznie negatywny przepływ dominacji reprezentuje stopień, w jakim wariant W_u jest przewyŹszany przez inne warianty, przedstawiając tym samym nieatrakcyjnoŹ (słaboŹ) danego wariantu. Przepływy dodatnie i ujemne obliczane sĄ według poniŹszych wzorów:

$$\Phi^+(W_u) = \frac{1}{m-1} \sum_{W_v \in W} \Pi(W_v, W_u) \quad (16)$$

$$\Phi^-(W_u) = \frac{1}{m-1} \sum_{W_v \in W} \Pi(W_u, W_v) \quad (17)$$

gdzie:

m – liczba wariantów decyzyjnych podlegajĄcych ocenie.

WykorzystujĄc obliczone przepływy dodatnie i ujemne, obliczamy następnie przepływ dominacji netto dla kaŹdego wariantu decyzyjnego według następujĄcego wzoru:

$$\Phi(W_u) = \Phi^+(W_u) - \Phi^-(W_u) \quad (18)$$

5. Wyznaczenie rankingu na podstawie przepływów dominacji netto.

Ostateczny ranking uzyskuje się przez uszeregowanie malejĄco obiektów ze względu na wartoŹć przepływów dominacji netto. Im wyŹsza wartoŹć $\Phi(W)$, tym wyŹsza pozycja wariantu w rankingu, zatem wariant z najwyŹszym $\Phi(W)$ reprezentuje decyzję optymalną (Jakubowski 2021).

Głównymi zaletami metody PROMETHEE sĄ (Taherdoost 2023b):

- prosta w uŹyciu i przejrzysta struktura,
- nie jest wymagane załoŹenie proporcjonalnoŹi w przypadku,
- moŹna ją stosować do rozwiĄzywania złoŹonych problemów,
- posiada przyjazny dla uŹytkownika pakiet oprogramowania (np. DECISION LAB),

- zapewnia dobrą projekcję wizualną wyników końcowych (ranking przepływów dominacji netto).

Jako wady w literaturze wymieniane są m.in. (Oubahman i Duleba 2021; Taherdoost 2023b):

- technika ta nie przedstawia jasnych metod ani wytycznych przypisywania wag;
- nie jest możliwe bezpośrednie określenie słabych i mocnych stron wybranych wariantów decyzyjnych, ponieważ wyniki pokazują jedynie, w jakim stopniu każdy z wariantów jest lepszy (przewyższa) inne. PROMETHEE nie przedstawia najniższych ocen wariantów względem określonego kryterium;
- w procesie PROMETHEE należy określić uogólnione kryteria, co może być trudne dla niedoświadczonych użytkowników.

5.1.5. Metody TOPSIS

TOPSIS (z ang. *Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution*) jest wielokryterialną metodą dyskretną wykorzystującą punkty referencyjne. Została zaproponowana na początku lat 80. XX w. (Hwang i Yoon 1981). Te dwa punkty referencyjne określane są jako rozwiązanie idealne (inaczej zwane „pozytywnym idealnym rozwiązaniem”, z ang. *Positive Ideal Solution* – PIS) oraz rozwiązanie antyidealne (zwane także „negatywnym idealnym rozwiązaniem”, z ang. *Negative Ideal Solution* – NIS) i tworzą punkty odniesienia dla rozważanych wariantów decyzyjnych (Kacprzak 2018b).

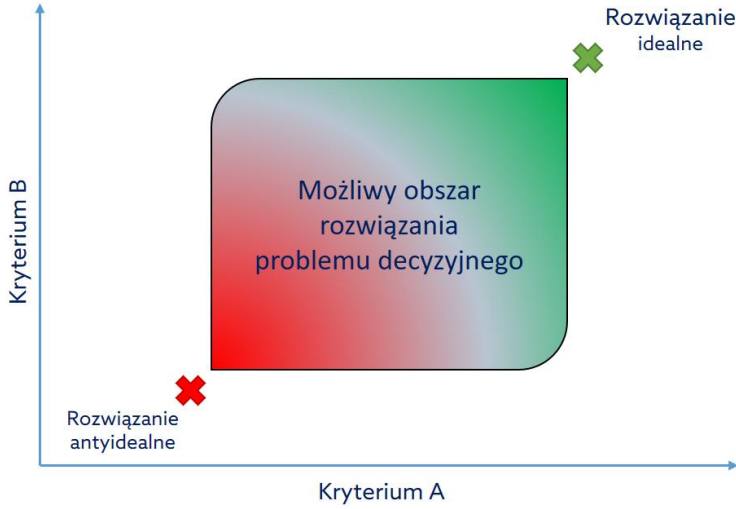
Rozwiązanie optymalne ma jednocześnie najmniejszą odległość od PIS i największą odległość od NIS (rys. 5.3). Rozwiązanie idealne – PIS (odwrotnie zachowuje się rozwiązanie antyidealne) maksymalizuje kryteria typu zysk (im wyższa wartość, tym lepiej) i minimalizuje kryteria typu strata (im mniejsza wartość, tym lepiej).

Metoda TOPSIS składa się z pięciu głównych etapów (Zalewski 2013):

1. Wyznaczenie znormalizowanej macierzy decyzyjnej.

W metodzie TOPSIS decydent dokonuje wyboru jednego z m możliwych wariantów decyzyjnych ocenianych względem n kryteriów, podzielonych na dwie grupy: typu zysk (im więcej, tym lepiej) oraz typu strata (im mniej, tym lepiej). Ocenę wariantu A_i ($i = 1, \dots, m$) ze względu na kryterium C_j ($j = 1, \dots, m$) oznaczmy przez x_{ij} – tak zostaje określona macierz decyzyjna (analogicznie jak w innych metodach dyskretnych). Znormalizowana macierz danych $Z = (z_{ij})$, gdzie jej elementy z_{ij} zostają utworzone poprzez zastosowanie wzoru:

$$z_{ij} = \frac{x_{ij}}{\sqrt{\sum_{i=1}^m x_{ij}^2}} \quad (19)$$



Rys. 5.3. Graficzne przedstawienie zakresu oceny przy zastosowaniu metody podobieństwa do rozwiązania idealnego (TOPSIS) (opracowanie własne na podstawie Dyson 2017)

Fig. 5.3. Graphical representation of the scope of the assessment using the Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution (TOPSIS)

2. Uwzględnienie wag przypisanych poszczególnym cechom.

Dodatkowo zostaje określony wektor wag kryteriów oznaczony przez $w_j = [w_1, w_2, \dots, w_n]$, spełniający zależność, że suma wektora wag dla wszystkich kryteriów w obrębie poszczególnych wariantów decyzyjnych jest równa 1. Na jego podstawie zostaje obliczona ważona znormalizowana macierz decyzyjna:

$$v_{ij} = w_j \cdot z_{ij} \quad (20)$$

3. Ustalenie wektora wartości dla rozwiązania idealnego A^+ i antyidealnego A^- .

W metodach bazujących na punktach referencyjnych wyróżnia się obiekty zwane wzorcami (PIS oraz NIS). Punkty te to hipotetyczne obiekty, dla których pojedyncze znormalizowane cechy przyjmują wartości maksymalne lub minimalne. Wzorce A^+ i A^- (PIS oraz NIS) wyznacza się poprzez zastosowanie formuł (Kisielińska i Borkowski 2022):

$$A^+ = [v_1^+, v_2^+, \dots, v_n^+] = \left\{ \left(\max_i v_{ij} \mid j \in Bz \right) \left(\min_i v_{ij} \mid j \in Cs \right) \right\} \quad (21)$$

$$A^- = [v_1^-, v_2^-, \dots, v_n^-] = \left\{ \left(\min_i v_{ij} \mid j \in Bz \right) \left(\max_i v_{ij} \mid j \in Cs \right) \right\} \quad (22)$$

gdzie:

- Bz – kryteria typu zysk,
- Cs – kryteria typu strata.

4. Obliczenie odległości badanych obiektów od rozwiązania idealnego A^+ i antyidealnego A^- .

Wyznaczenie odległości każdego wariantu decyzyjnego od rozwiązań idealnych, zarówno dodatnich (PIS, A^+), jak i ujemnych (NIS, A^-), uzyskiwane jest poprzez zastosowania miar odległości, przy czym najczęściej stosuje się odległość euklidesową (Chakraborty 2022). Odległości i -tego wariantu (A_i) od wzorców A^+ i A^- oblicza się wg wzorów:

$$d_i^+ = \sqrt{\sum_{j=1}^n (v_{ij} - v_j^+)^2} \quad (23)$$

$$d_i^- = \sqrt{\sum_{j=1}^n (v_{ij} - v_j^-)^2} \quad (24)$$

5. Wyznaczenie współczynnika rankingowego określającego podobieństwo ocenianych wariantów do rozwiązania idealnego.

Określenie współczynnika rankingowego, zwanego także współczynnikiem względnej bliskości wariantów, odbywa się poprzez zastosowanie wzoru:

$$RC_i = \frac{d_i^-}{d_i^+ + d_i^-} \quad (25)$$

Im większa wartość współczynnika względnej bliskości wariantów, tym wyższa pozycja i -tego wariantu w rankingu.

5.1.6. Metody interaktywne w warunkach ryzyka

Metoda STEM-DPR (*Step Method for Discrete Decision Making Problems under Risk*) jest oparta na pryncypiach zaproponowanej w 1971 r. metody STEM (Benayoun i in. 1971). Metoda polega na algorytmie iteracyjnym, w którym każdorazowo decydentowi jest prezentowane jedno rozwiązanie próbne. Rozwiązanie to, wraz z rozwiązaniem idealnym, przedstawia się decydentowi i jest ono wyznaczane przy zastosowaniu minimaksowej zasady pomiaru odległości proponowanego rozwiązania od rozwiązania idealnego (Trzaskalik 2014). W sytuacji, gdy proponowany wariant nie jest dla de-

cydenta zadowolający, jest on pytany o wskazanie kryterium, które przyjęło wartość satysfakcjonującą.

Poprzez złagodzenie i rozluźnienie przez decydenta wymagań kryteriów oceny metoda ta poszukuje zadowolającego rozwiązania, które spełnia te złagodzone kryteria (Targiel 2012). Procedurę STEM-DPR powtarza się do momentu uzyskania rozwiązania, które satysfakcjonuje decydenta.

Stosowane powszechnie są także inne metody interaktywne, jak INSDECM (*INteractive Stochastic DECision Making Procedure*), gdzie w fazie dialogowej ocenie poddane zostają wartości parametrów rozkładów ocen rozważanych wariantów decyzyjnych, czy też ATO-DPR (*Analysis of Trade-Offs for Discrete decision making Problem under Risk*), w której to metodzie wyznaczenie wariantu próbnego odbywa się przy zastosowaniu współczynników wymiany (Trzaskalik 2016).

5.2. 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 70. XX w. Obecnie metoda AHP znajduje coraz szersze zastosowanie w takich dziedzinach nauki, jak nauki ekonomiczne, a także w sektorze finansowym (Adamus i Łasak 2010), inżynierii środowiska (Biedrawa i Sobczyk W. 2010; Sobczyk W. i in. 2014), górnictwie (Bascetin 2009; Sobczyk E.J. 2008; Sobczyk E.J. i in. 2020, 2022), marketingu (Wind i Saaty 1980; Davies, 2001), energetyce (Pohekar i Ramachandran 2004), medycynie (Libratore i Nydick 2008), polityce i administracji oraz realizacji zadań praktycznych (Adamus i Grzęda 2005; Saaty 1980, 2004).

Metoda wielokryterialna AHP (także w wariantcie 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 zastosowanie m.in. przy wspomaganiu 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 metody AHP) znajdują 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).

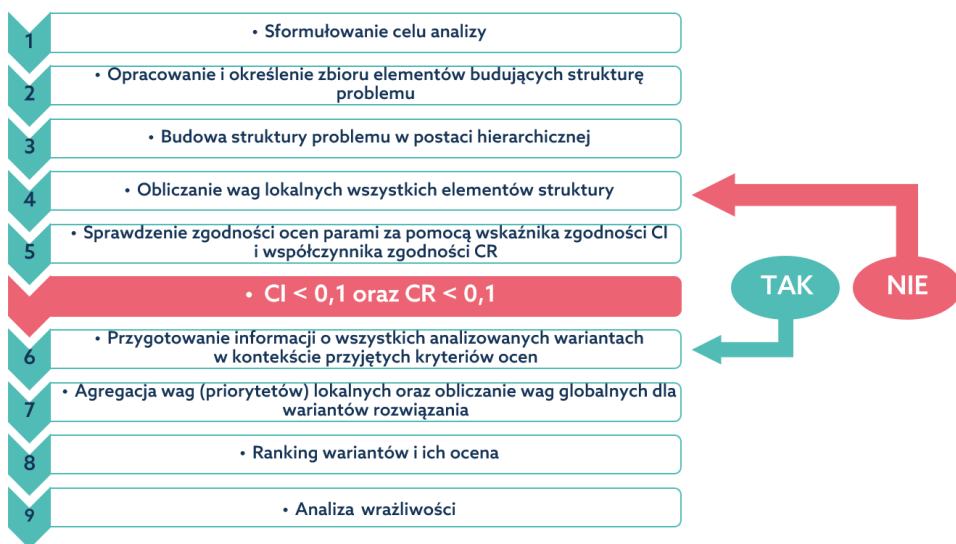
Prace dotyczące polskiego sektora wydobywczego przy użyciu metody AHP obejmowały m.in. ocenę wpływu eksploatacji złóż żwirowo-piaskowych na środowisko przyrodnicze (Sobczyk W. i in. 2014), ocenę uciążliwości warunków geologiczno-górnich eksploatacji węgla kamiennego (Sobczyk E.J. i Kopacz 2018), ocenę 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 wspomaganie decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego, pozwalając na wyłonienie najbardziej atrakcyjnego scenariusza eksploatacji (Galica 2023).

Do analizy czynników ryzyka w górnictwie węgla kamiennego, takich 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-górnich (Sobczyk E.J. 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 wspomaganie 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 wydobywania 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 wydobywania fosforu (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 rysunku 5.4.

Podstawowymi zasadami działania metody AHP sŹ wic: (1) dekompozycja problemu, (2) ocena ekspercka przez porównania, a na koŹcu (3) hierarchiczna synteza priorytetów. AHP bazuje na czterech załoŹeniach. Po pierwsze jest to załoŹenie odwrotnoŹci ocen. Po drugie załoŹenie jednorodnoŹci w obrębie danego poziomu hierarchii (należy pamiętać o grupowaniu porównywanych elementów o małych względnym różnicach). Trzecie załoŹenie mówi, Źe wartoŹci elementów na wyŹszym poziomie hierarchii nie zaleŹą od wartoŹci elementów połoŹonych poziom niŹej (Adamus i Łasak 2010). Po czwarte oczekuje się, Źe wszystkie alternatywy i kryteria sŹ reprezentowane w hierarchii, i zakłada się, Źe struktura hierarchiczna jest kompletna (Gasiea 2010).



Rys. 5.4. KolejnoŹ rozwiąŹania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP
(opracowanie własne na podstawie Sobczyk E.J. 2022)

Fig. 5.4. Sequence of solving a decision-making problem using AHP

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

- opracowanie problemu wielokryterialnego w postaci hierarchicznej.
- definiowanie preferencji decydenta oraz obliczanie znormalizowanych ocen waŹnoŹci elementów hierarchii.
- sprawdzenie spójnoŹci ocen w macierzach porównań parami.
- wyznaczenie wag globalnych dla poszczególnych wariantów rozwiązania – ranking wariantów.

Etap 1. Opracowanie problemu wielokryterialnego w postaci hierarchicznej.

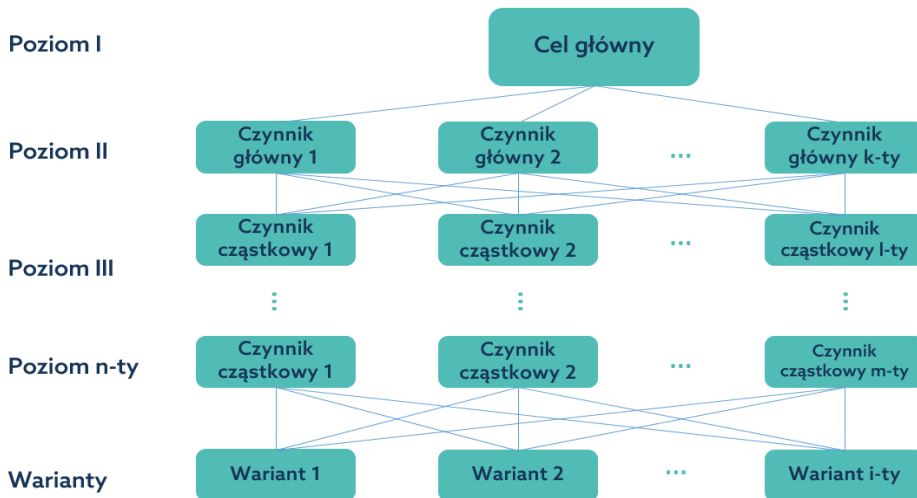
Na pierwszym etapie analizowany problem decyzyjny przedstawiany jest w postaci wielopoziomowej struktury hierarchicznej. Etap ten stanowi najważniejszy i jednocześnie najtrudniejszy element w procesie rozwiązywania problemu, ponieważ wymaga bardzo dobrej znajomości problemu decyzyjnego oraz budowy struktury danych, od których poprawności zależą 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 1956⁸),
- zalecana liczba od 5 do 7 elementów składowych na każdym poziomie hierarchii.

Na rysunku 5.5 przedstawiono schemat struktury hierarchicznej pełnej, w której każdy element poziomu niższego ma związek (jest porównywany) z elementem poziomu wyższego.

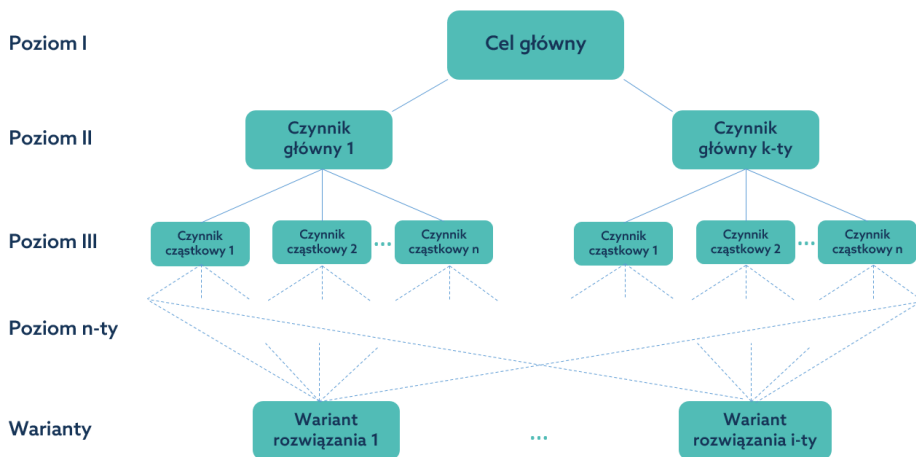


Rys. 5.5. Schemat struktury hierarchicznej pełnej
(opracowanie własne na podstawie Saaty 1980)

Fig. 5.5. Diagram of a full hierarchical structure

⁸ Przy ustalaniu skali ocen oparto się na badaniach psychologicznych, które dowiodły, że człowiek może porównać jednocześnie nie więcej niż 7 ± 2 obiektów.

Z kolei na rysunku 5.6 zobraŹowano najczęŹciej stosowaną formę struktury hierarchicznej, tzw. hierarchię niepełną, gdzie nie kaŹdy element niŹszego poziomu musi być porównywany z elementem poziomu wyŹszego.



Rys. 5.6. Schemat struktury hierarchicznej niepełnej
(opracowanie własne na podstawie Saaty 1980)

Fig. 5.6. Diagram of an incomplete hierarchical structure

Etap 2. Definiowanie preferencji decydenta oraz obliczanie znormalizowanych ocen waŹności 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 kaŹdym poziomie struktury hierarchicznej, okreŹlając w ten sposób przewagę jednego elementu nad drugim w odniesieniu do elementów połoŹonych na poziomie powyŹej. Porównań parami elementów dokonują eksperci na podstawie dziewięciostopniowej skali ocen opracowanej przez Saaty'ego (1977) (tab. 5.4). Skala tych ocen, będąca podstawą wyznaczenia priorytetów (wag), opiera się na następujących załoŹeniach (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:

$$f(x) \cdot f(x^{-1}) = 1 \quad (26)$$

Ocenę dominacji elementów (cech) składowych poprzez porównanie ich parami a_{ij} zapisuje się w macierzy A o wymiarze $(n \cdot n)$, 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:

$$a_{ij} = \frac{w_i}{w_j} \quad (27)$$

albo:

$$a_{ij} \cdot \frac{w_j}{w_i} = 1 \quad (28)$$

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:

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot w_j = n \cdot w_i \quad (29)$$

Postać macierzowa tego równania jest następująca:

$$Aw = \begin{bmatrix} \frac{w_1}{w_1} & \frac{w_1}{w_2} & \dots & \frac{w_1}{w_n} \\ \frac{w_2}{w_1} & \frac{w_2}{w_2} & \dots & \frac{w_2}{w_n} \\ \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ \frac{w_n}{w_1} & \frac{w_n}{w_2} & \dots & \frac{w_n}{w_n} \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} w_1 \\ w_2 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = n \cdot \begin{bmatrix} w_1 \\ w_2 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = n \cdot w \quad (30)$$

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

$$Aw = nw, \text{ czyli } |A - nI| \cdot w = 0 \quad (31)$$

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 przeciwnych względem przekątnej macierzy) jest to jedyna różna od zera wartość własna. Uwzględniając powyższe założenia, otrzymujemy:

$$A \cdot w = \lambda_{\max} \cdot w \quad (32)$$

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 (Sobczyk E.J. 2022). Jednym z tych sposobów wyznaczania wektora własnego $w = (w_1, \dots, w_n)$ jest zastosowanie średnich geometrycznych liczonych dla każdego wiersza macierzy ze wzoru (Saaty i in. 1991):

$$w_i = \frac{r_i}{\sum_{i=1}^n r_i} \quad (33)$$

gdzie:

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

Zatem określenie wartości własnej macierzy λ odbywa się poprzez zastosowanie wzoru:

$$\lambda_i = \frac{\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot w_j}{w_i} \quad (34)$$

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

$$\lambda_{\max} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \lambda_i \quad (35)$$

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*):

$$C.I. = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1} \leq 0,1 \quad (36)$$

gdzie:

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

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

$$C.R. = \frac{C.I.}{R.I.} \leq 0,1 \quad (37)$$

gdzie:

- R.I. – *Random Index* jest wskaźnikiem losowym, który jest wartością średnią C.I. dla kilkuset tysięcy losowo wygenerowanych macierzy porównań (tab. 5.3), w zależności od wymiaru macierzy n .

Tabela 5.3. Wartość współczynnika zmienności w zależności od wymiaru macierzy

Table 5.3. Value of the coefficient of variation depending on the size of the matrix

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

Źródło: Saaty 1990.

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 znajdujące 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 wagność 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):

$$C[l, k]^T = \prod_{i=2}^k B_i = B_k \cdot B_{k-1} \cdot \dots \cdot B_2 \quad (38)$$

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 (Balt 2015; de Steiguer i in. 2003; Downarowicz i in. 2000; Gawlik 2019; Kwiesielewicz 2002; Prusak i Stefanów 2011; Stypka i Flaga-Maryańczyk 2016):

- ograniczona z praktycznych względów do kilku (7 ± 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,

- moŹliwość wystąpienia rozwiąŹań zaleŹnych od kolejnoŹci operacji agregacji i wyznaczania uszeregowania (rozwiąŹanie otrzymane w wyniku dokonania agregacji i obliczeniu uszeregowania bęŹdzie się róŹniło od rozwiąŹania otrzymanego w wyniku odwrotnego podejŹcia).

5.3. Rozmyta analiza procesu hierarchicznego (Fuzzy Analytic Hierarchy Process – FAHP)

Rozwinięciem metody AHP jest metoda Fuzzy AHP, bęŹdąca połączeniem zasad metody AHP i teorii zbiorów rozmytych. FAHP umoŹliwia wybór optymalnego wariantu poprzez uwzględnienie nie tylko oceny ekspertów, lecz takŹe niejasnoŹci ich ocen. Liczby rozmyte stosuje się w celu oceny poróŹnań parami cech w ramach analizy AHP. To rozszerzenie metody wzbudziło w ostatnich latach duŹe zainteresowanie. Promentilla i in. (2015) zastosowali FAHP do poróŹniania technologii magazynowania energii elektrycznej w systemach energii odnawialnej. Z kolei Siwiec i Pacana (2020) wykorzystali tę technikę do iloŹciowo-jakoŹciowej analizy emisji zanieczyszczeń z sektora energetyczno-przemysłowego. Metodę Fuzzy AHP wykorzystano do wyboru właŹciwych dostawców towaru o odpowiedniej jakoŹci, po korzystnej cenie, w naleŹytm czasie i we właŹciwych iloŹciach (Ayhan 2013). Rozmyte metody AHP i TOPSIS stosowane były takŹe w badaniu poziomu rozwoju społeczno-gospodarczego regionów (Łuczak i Wysocki 2011).

Metoda FAHP, analogicznie jak klasyczna metoda AHP, wykorzystuje opinie ekspertów do oszacowania współczynników wagowych okreŹlających waŹnoŹć 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*).

WyróŹnia 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 rozwaŹanego problemu na elementy składowe: główne kryterium oceny, kryteria podrzędne, subkryteria oraz oceniane obiekty (rys. 5.6). Kryterium główne i kryteria podrzędne oraz subkryteria opisujące badane obiekty sĄ wzajemnie powiązane.

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

Wektory współczynników wagowych można otrzymać według poniższej 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. 5.4), wyrażoną za pomocą trójkątnych liczb rozmytych. Wyniki porównań są przedstawiane w postaci rozmytych macierzy porównań parami $\tilde{A}$.

Tabela 5.4. Rozmyta dziewięciostopniowa skala preferencji między dwoma porównywanymi elementami

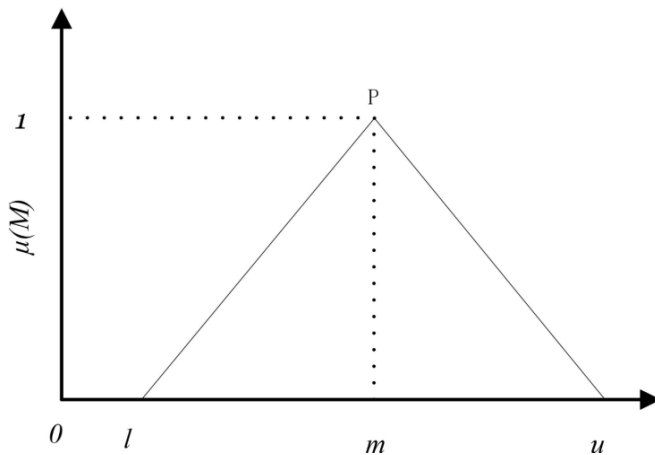
Table 5.4. Fuzzy nine-point scale of preferences between two compared elements

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)

Źródło: opracowanie własne na podstawie Saaty 1987.

Wagi kryteriów ustalane są przez ekspertów w 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. W odróżnieniu od 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. 5.7).



Rys. 5.7. Trójkątna liczba rozmyta (opracowanie własne)

Fig. 5.7. Triangular fuzzy number

Macierz porównań parami ilustruje równanie 39, 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. $\tilde{d}_{12}^1 = (2, 3, 4)$.

$$\tilde{D}^k = \begin{bmatrix} \tilde{d}_{11}^k & \tilde{d}_{12}^k & \tilde{d}_{13}^k & \cdots & \tilde{d}_{1n}^k \\ \tilde{d}_{21}^k & \tilde{d}_{22}^k & \tilde{d}_{23}^k & \cdots & \tilde{d}_{2n}^k \\ \tilde{d}_{31}^k & \tilde{d}_{32}^k & \tilde{d}_{33}^k & \cdots & \tilde{d}_{3n}^k \\ \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ \tilde{d}_{n1}^k & \tilde{d}_{n2}^k & \tilde{d}_{n3}^k & \cdots & \tilde{d}_{nn}^k \end{bmatrix} \quad (39)$$

gdzie:

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

W przypadku wyceny kryteriów przez kilku ekspertów (K) preferencje wyceny są uśredniane i obliczane według równania 40.

$$\tilde{d}_{ij} = \frac{\sum_{k=1}^K \tilde{d}_{ij}^k}{K} \quad (40)$$

2. Obliczanie średniej geometrycznej rozmytych wartości porównawczych każdego kryterium według równania 41 (Buckley 1985).

$$\tilde{r}_i = \prod_{j=1}^n \tilde{d}_{ij}^{\frac{1}{n}}, \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (41)$$

3. Rozmyte wagi każdego kryterium oblicza się na podstawie równania 42, 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) .

$$\tilde{w}_i = \tilde{r}_i \otimes (\tilde{r}_1 \oplus \tilde{r}_2 \oplus \dots \oplus \tilde{r}_n)^{-1} \quad (42)$$

4. Przekształcenie wag rozmytych poszczególnych kryteriów ($\tilde{w}_i$) w wagi końcowe za pomocą równania 43 (Chou i Chang 2008):

$$M_i = \frac{lw_i + mw_i + uw_i}{3} \quad (43)$$

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 (będącej 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 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 przedstawiony niżej schemat procesu badawczego, składający się z siedmiu głównych etapów, które zostały zaprezentowane na rysunku 6.1.

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 wydobywania. Tak wytypowane czynniki zostaną wykorzystane w budowie modelu hierarchicznego dla oceny atrakcyjności poszczególnych partii w złożu testowym, a następnie wyniki po normalizacji i zważeniu za pomocą wielkości zasobów zostaną wykorzystane do porównania wskazanych złóż węgla koksowego.



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

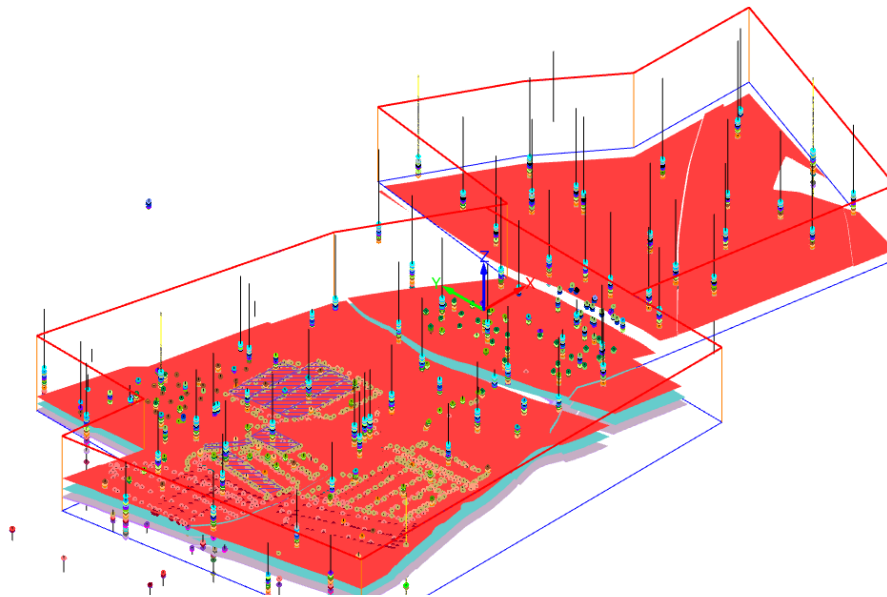
Fig. 6.1. Research stages of the proposed methodology

6.1. Cyfrowy model geologiczny złoża i harmonogram eksploatacji

Na potrzeby 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 górniczo-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 uskoku przedstawiono w poniższej tabeli.



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

Fig. 6.2. Location of the analysed mining longwalls (dashed) on the background of the seam floor (red), boreholes and headings profiles

Tabela 6.1. Ogólna charakterystyka modelowanych złóż węgla kamiennego

Table 6.1. General characteristics of modelled hard coal deposits

Złoże/ Kopalnia	Obszar [km ²]	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

Źródło: opracowanie własne.

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 profilo-

wania). Strukturalny model siatkowy zawiera również informacje na temat zaburzeń tektonicznych (uskoki) i sedymentacyjnych (przerosty, wymycia etc.).

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 dostępne w formie mapy izolinowej. 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 tabeli 6.2.

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 FEM⁹ 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 (Sonsowski i in. 2024). Zdefiniowano także warunki brzegowe dla minimalnej miąższości pokładów (interwałów) oraz przerostów, a także minimalną miąższość rozdzielania,

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

Tabela 6.2. Zestawienie modelowanych pokładów i powierzchni w jednym z wybranych złóż węgla kamiennego – złoże B

Table 6.2. Tally of modelled seams and areas in one of the selected hard coal deposits – B deposit

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

Źródło: opracowanie własne.

czyli taką, kiedy pokład złożony jest traktowany jako osobne dwa interwały (pokłady elementarne). Podstawowe ustawienia modelu (m.in. ustawienia interpolatorów, minimalnej miąższości przerostów, minimalnej miąższości rozdzielania pokładu złożonego) zostały przedstawione na rysunku 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. rozdzielenia	0.3	

Rys. 6.3. Podstawowe ustawienia modelu (opracowanie własne)

Fig. 6.3. Basic model settings

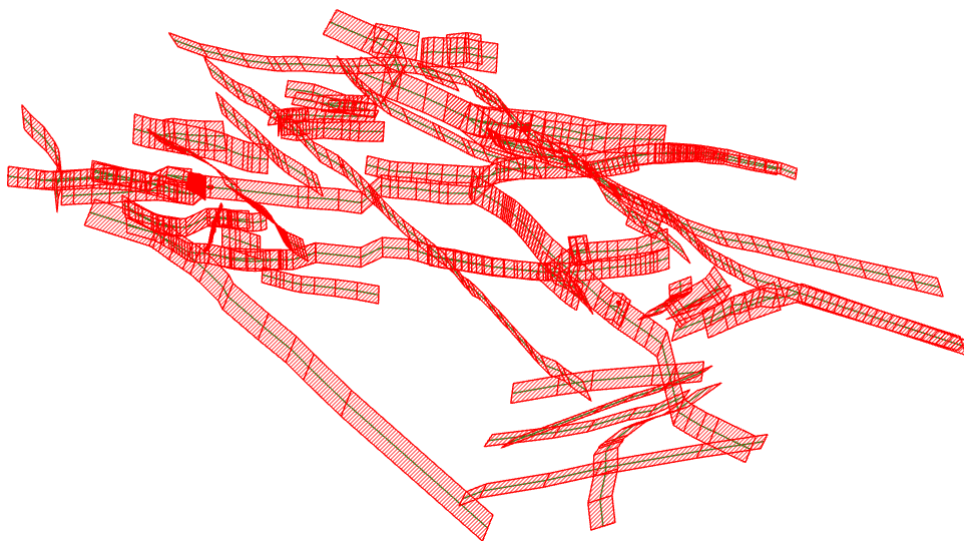
Modelowane deformacje

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 eksploataowanych 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.

W modelowanych złożach powszechnie występują też deformacje nieciągłe, głównie uskoki o różnych typach (normalne, odwrócone, przesuwcze), 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 rysunku 6.4 przedstawiono powierzchnie wszystkich stosowanych w modelu złoża A uskoków.

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 odle-



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

Fig. 6.4. Modelled faults in “A” deposit (green lines – intersections of the fault plane and the bottom of the seam, red dashing – fault surfaces)

głością (z ang. *Inverse Distance Interpolator*), która szacuje wartość dla każdego punktu siatki na podstawie wartości sąsiednich punktów ważonych odwrotnością ich odległości. W efekcie im 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 złożeń in situ z wyrobisk górniczych. Tabela 6.3 przedstawia zestawienie modelowanych parametrów jakościowych, a tabela 6.4 – ogólne zestawienie liczby prób, które były danymi wejściowymi do modeli.

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. Typ określany jest na podstawie polskiej normy¹⁰ oraz czterech parametrów jakościowych: zawartości części lotnych, spiekalności wg Rogi, dylatacji i wskaźnika wolnego wydymania. Typ węgla

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

Tabela 6.3. Zestawienie modelowanych parametrów jakościowych

Table 6.3. Summary of modelled quality parameters

Lp.	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 ³ /min
6	Wskaźnik reakcyjności koksu	CRI	%
7	Wskaźnik wytrzymałości koksu	CSR	%
8	Gęstość pozorna	DA	g/cm ³
9	Zawartość inertytynu	I	%
10	Zawartość liptytynu	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 witytnitu	RO	%
16	Zawartość siarki całkowitej	S	%
17	Wskaźnik wolnego wydymania	SI	-
18	Zawartość części lotnych	VF	%
19	Zawartość witytnitu	VT	%
20	Wilgoć związana	WA	%
21	Typ węgla	TWN	-

Źródło: opracowanie własne.

jest wartością nienumeryczną, która w programie MineScape może być analizowana na dwa 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, traktowano jako numeryczny odpowiednik typu węgla. Wartości te były importowane z bazy danych, jednakże do modelowania wykorzystano drugą metodę. Za pomocą wyrażeń mxl¹¹ zdefiniowano powierzchnie typów węgla zgodnie z poniższą ilustracją.

¹¹ MineScape Expression Language.

Tabela 6.4. Zestawienie liczby prób wejściowych do modelu jakości kopaliny

Table 6.4. Summary of the number of input data samples for the mineral quality model

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

Źródło: opracowanie własne.

```

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 &
4     SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) & SURFACE('Qg_D06200_Sir') <= 7.5 then
5     35.22
6   elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 26) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
7     SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) & SURFACE('Qg_D06200_Sir') > 7.5 then
8     35.21
9   elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 26 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 31) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
10    SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 30) then
11    35.1
12  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 55) & SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') >= 0 then
13    34.2
14  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 55) & (SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') < 0 |
15    MISS(SURFACE('Qg_D06200_Bbdr')) then
16    34.1
17  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 20) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 45 &
18    SURFACE('Qg_D06200_Bbdr') > 0) then
19    36
20  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 40 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 55) then
21    33
22  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 40) then
23    32.2
24  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') > 5 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 20) then
25    32.1
26  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 28 & SURFACE('Qg_D06200_Rir') <= 5 then
27    31
28  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 20 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 28) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') >= 5) then
29    37.1
30  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 20) & (SURFACE('Qg_D06200_Rir') >= 5) then
31    37.2
32  elseif (SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 14 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 28) & SURFACE('Qg_D06200_Rir') < 5 then
33    38
34  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') > 10 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 14 then
35    41
36  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') >= 3 & SURFACE('Qg_D06200_Vdar') <= 10 then
37    42
38  elseif SURFACE('Qg_D06200_Vdar') < 3 then
39    43
40  else
41    MISSING          /* pusty
42  endif

```

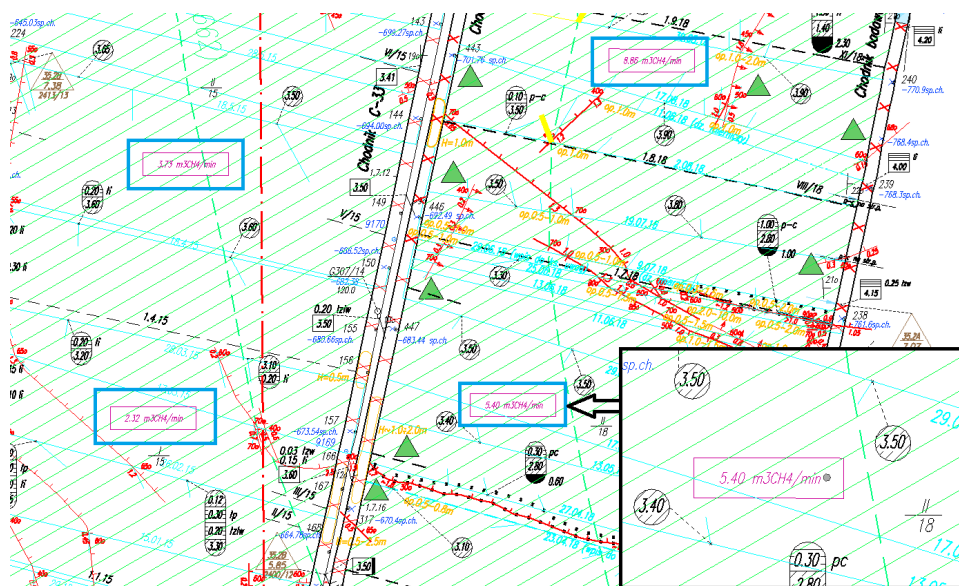
Rys. 6.5. Przykładowe wyznaczenie typu węgla (numeryczna wartość) na podstawie dylatacji, zawartości części lotnych, wskaźnika wolnego wydymania oraz Indeksu Rogi (opracowanie własne)

Fig. 6.5. Example of coal type determination (numerical value) based on dilatation, volatile matter content, Free Swelling Index and Rogi Index

Na potrzeby 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-górnictwa, które uznano za istotne dla kwantyfikacji wskaźnika atrakcyjności złoża i ryzyka – jako jego odwrotności.

Metanowość całkowita

Pierwszym z nich jest metanowość całkowita (zmienna: CH₄; m³/min), parametr ciągły określony na podstawie kwartalnych stwierdzeń metanowości całkowitej (obejmującej metanowość wentylacyjną oraz odmetanowanie), która jest regularnie nanoszona na mapy wyrobisk górniczych i mapy 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 m³/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 (opracowanie własne)

Fig. 6.6. Total methane values plotted quarterly on mining maps using the example of A deposit

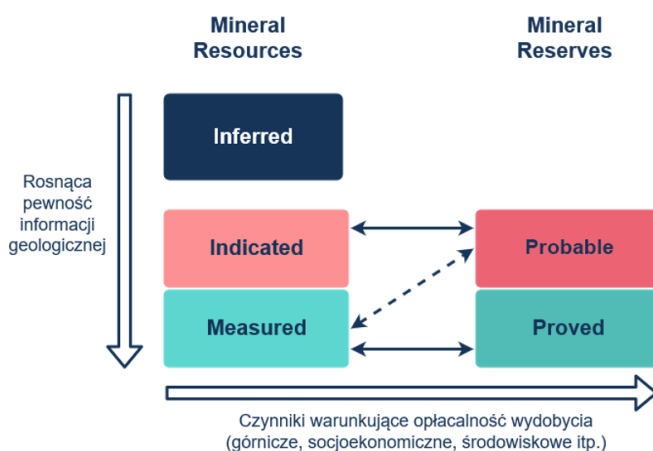
Kategoria rozpoznania wg JORC Code

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 dane wykorzystane, na bazie których szaco-

wane są zasoby złoża. Następnie zasoby są oceniane pod kątem 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 maksymalnego dopuszczalnego rozstawu poszczególnych wierceń w siatce (*points of observation*). Kolejno są to zasoby wymienione na rysunku 6.7: *inferred* (domniemane albo przypuszczalne), *indicated* (wykazane) oraz *measured* (zmierzane). Ostateczna klasyfikacja zostaje każdorazowo potwierdzona przez osobę kompetentną (*Competent Person* – CP).



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

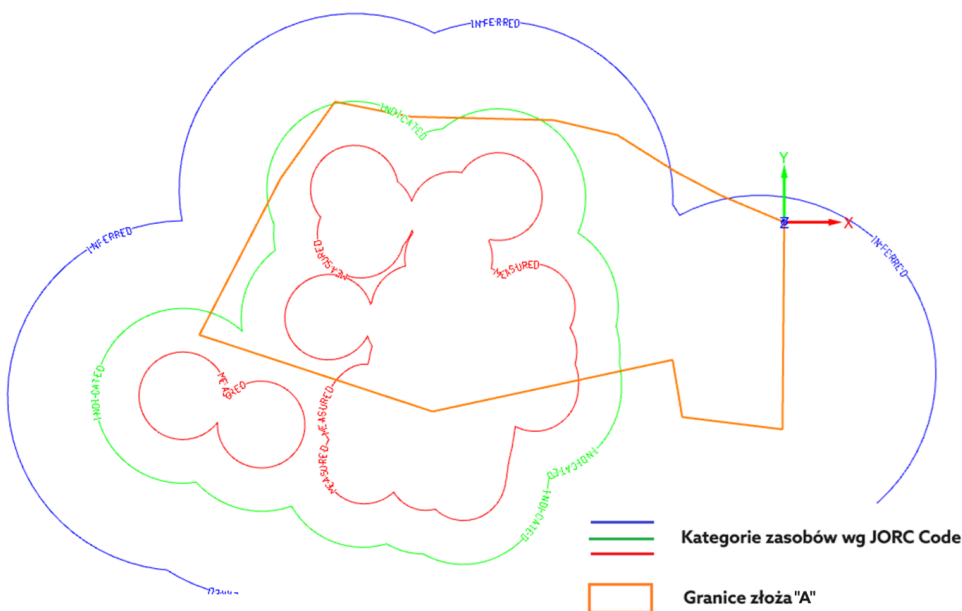
Fig. 6.7. Resource classification system in the JORC Code standard

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 to 24 organizacje, 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). Przeanalizowano też uzysk rdzenia dla poszczególnych pokładów i stwierdzeń. Jako



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

Fig. 6.8. Calculation polygons for resource categorization in seam 401/1 (D01000) in deposit A

akceptowalny poziom wiarygodności dla danego stwierdzenia przyjęto uzyskać 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 rysunku 6.8 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).

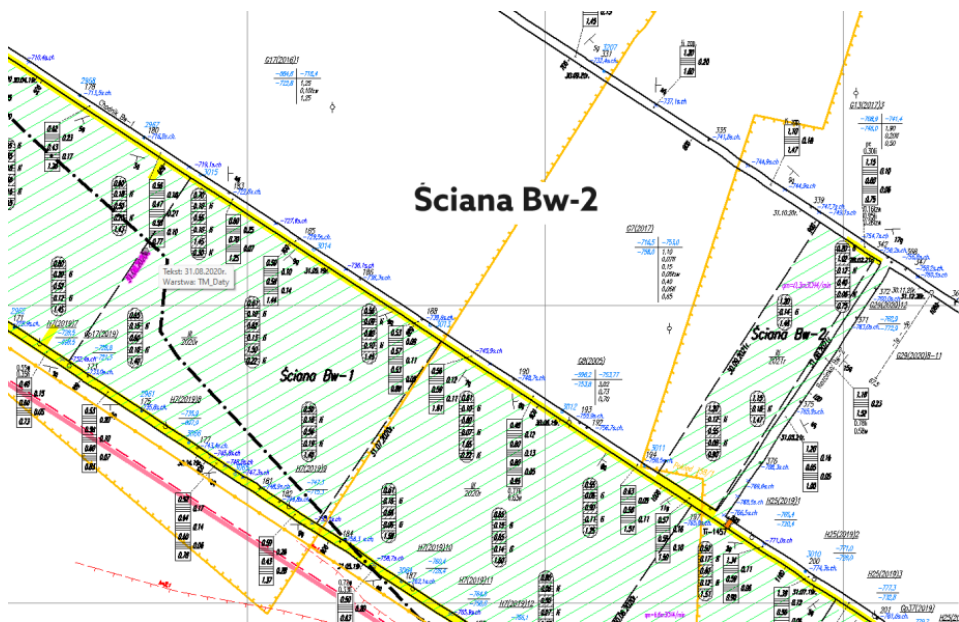
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego

Następnym quasi-parametrem jakościowym, o który został rozbudowany model wybranych sześciu złóż węgla kamiennego, było zagrożenie wybuchem pyłu węglowego (zmieniana: 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 Boleśław 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

Na potrzeby opisu uciążliwości wydobywania węgla związanego z występowaniem wewnątrz parcel eksploatacyjnych zaburzeń tektonicznych (uskoki) oraz fałdów i wycieńień pokładu zaproponowano wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych (zmieniana: 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 (Chudzik 1980). Na podstawie obliczonej gęstości powierzchniowej w jednostkowych polach oblicza się wskaźnik zuskokowania. Z założenia 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. Opracowano metodykę trzystopniowej skali dla zmiennej KZU, określanej na podstawie danych historycznych z eksploatacji poszczególnych parcel (w tym parcel wyżej- i niżejleżących od analizowanej):

- A_t – brak lub bardzo małe uskoki (rozpoznane parcele),
- B_t – stwierdzone uskoki o dopuszczalnym zrzuć 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 (opracowanie własne)

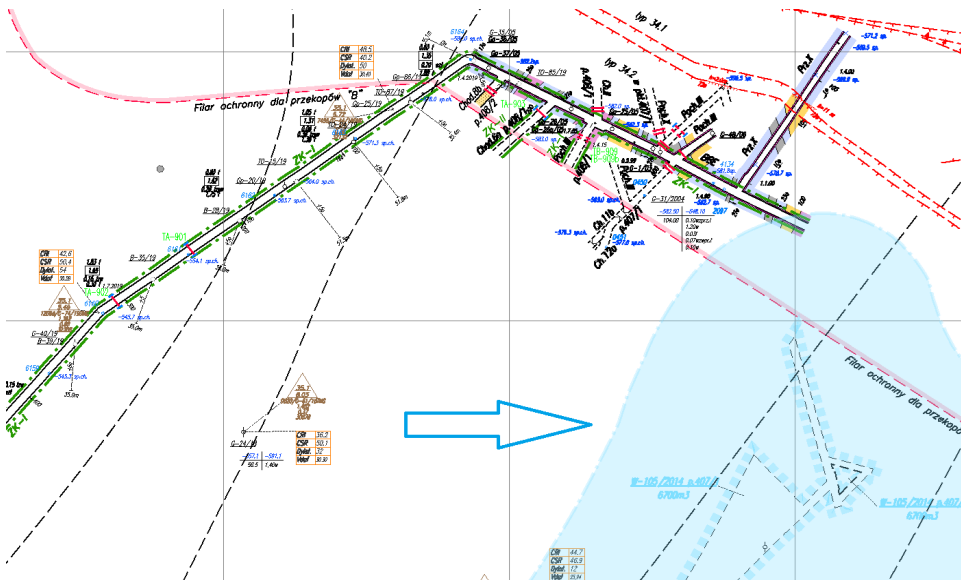
Fig. 6.9. Example of a Bw-2 longwall classified as A_t based on historical data and the absence of faults identified during preparatory works

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 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 zawodnieniu lub lokalizacji.

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



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

Fig. 6.10. Occurrence of category II water hazard (blue) within the planned longwalls in E deposit

podstawie wyznacza się dwa wskaźniki Sz_a – szybkość reakcji oraz A – energię aktywacji, na podstawie których węgiel zostaje zaliczony do jednej z pięciu grup samozapalności (Słowik 2008), przedstawionych w tabeli 6.5.

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 tapan, w górotworze nieskłonnym do tapan nie określa się zagrożenia tapaniami. Na rysunku 6.11 przedstawiono część pokładu w złożu F zakwalifikowaną do I stopnia zagrożenia tapaniami (ZT-I).

Zagrożenie wyrzutami gazów i skał

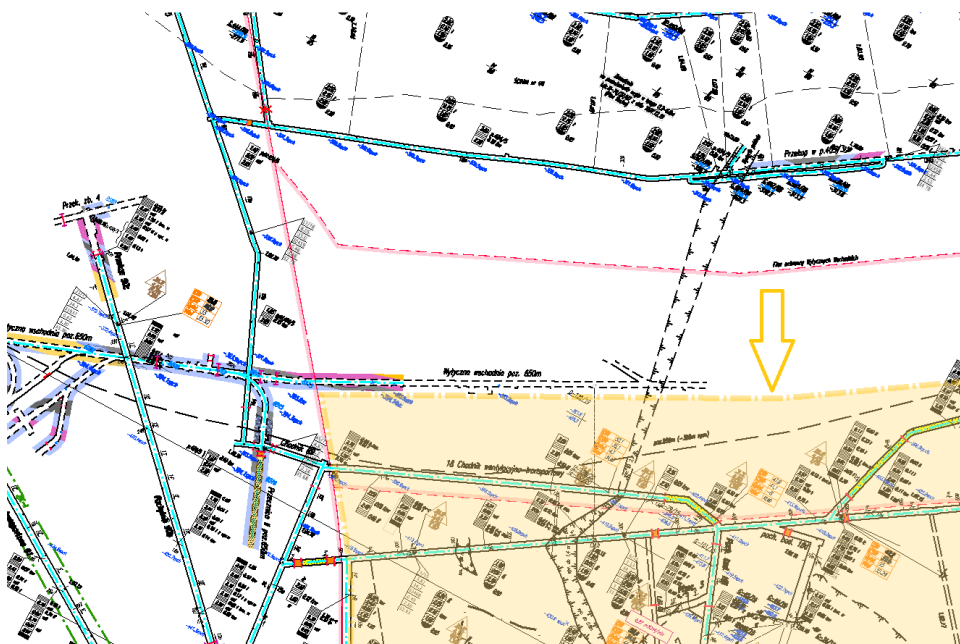
Cyfrowy model złoża rozbudowano o parametr zagrożenie wyrzutami gazów i skał (zmienna: KZG). Zagrożenie to jest jednym z najbardziej niebezpiecznych zagrożeń naturalnych występujących w górnictwie podziemnym (Burtan i in. 2017). Ryzyko powstania wyrzutu gazów i skał potęguje się wraz ze wzrostem głębokości.

Tabela 6.5. Podział węgla według skłonności do samozapalenia

Table 6.5. Classification of coals according to their tendency to spontaneous combustion

Wskaźnik samozapalności Sz_a [°C/min]	Energia aktywacji utleniania węgla A [kJ/mol]	Grupa samozapalności	Ocena skłonności węgla do samozapalenia
Do 80	Powyżej 67	I	Węgiel o bardzo małej skłonności do samozapalenia
	Od 46 do 67	II	Węgiel o małej skłonności do samozapalenia
	Poniżej 46	III	Węgiel o średniej skłonności do samozapalenia
Od 80 do 100	Powyżej 42	IV	Węgiel o dużej skłonności do samozapalenia
	Poniżej 42 lub równe		
Od 100 do 120	Powyżej 34	V	Węgiel o bardzo dużej skłonności do samozapalenia
	Poniżej 34 lub równe		

Źródło: PN-93/G-04558, 1993.



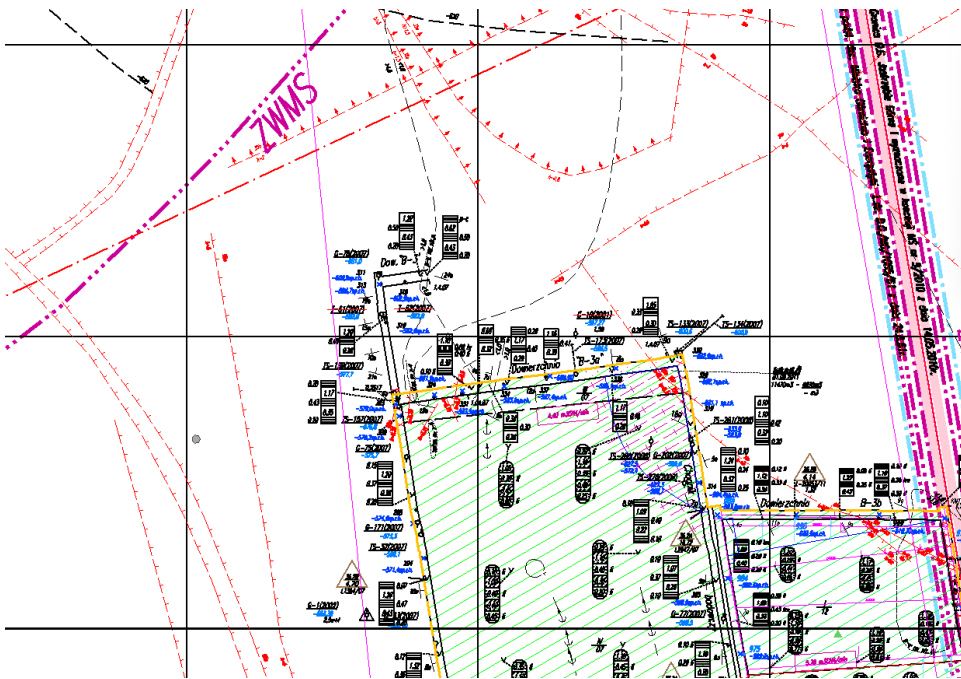
Rys. 6.11. Południowo-wschodnia część pokładu w złożu F zakwalifikowana do I stopnia zagrożenia tapaniami (opracowanie własne)

Fig. 6.11. South-eastern part of the seam in F deposit classified as grade I rock burst hazard

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 przepisów¹² 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 w kopalniach skorzystano z wcześniejszego podziału na dwie kategorie. Na rysunku 6.12 przedstawiono jedną z partii w złożu B, zakwalifikowaną 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” (opracowanie własne)

Fig. 6.12. One of the zones in B deposit, classified as ‘at risk of methane and rock bursts’

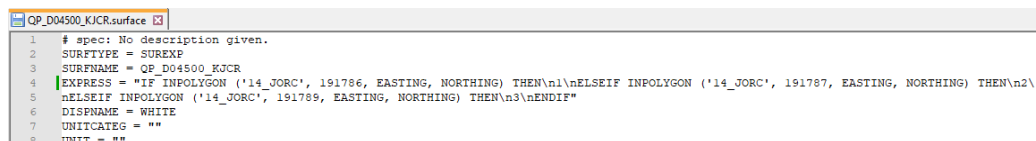
Najwyższy poziom zagrożenia wyrzutowego występował do tej pory w zlikwidowanym Dolnośląskim Zagłębiu Węglowym. W latach 1894–1994 w kopalniach DZW wystąpiły 1733 wyrzuty węgla i gazu, w wyniku których zginęło 509 górników. Na obszarze Gór-

¹² Dz.U.2021.1617.

nośląskiego 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, którym za pomocą funkcji logicznych przypisano wartości numeryczne dla określonych części pokładów (rys. 6.13).



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

Fig. 6.13. Algorithm for classifying individual seams into a given category using expression surfaces

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), a w przypadku grup skłonności węgla do samozapalenia (KZS) wykorzystano skalę pięciostopniową (tab. 6.7).

Tabela 6.6. Trójstopniowa skala dla kwantyfikacji czynników ryzyka

Table 6.6. Three-point scale for quantifying risk factors

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

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.7. Pięciodziestopunktowa skala dla kwantyfikacji skłonności węgla do samozapalenia (KZS)

Table 6.7. Five-point scale for quantifying the tendency of coal to spontaneous combustion (KZS)

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

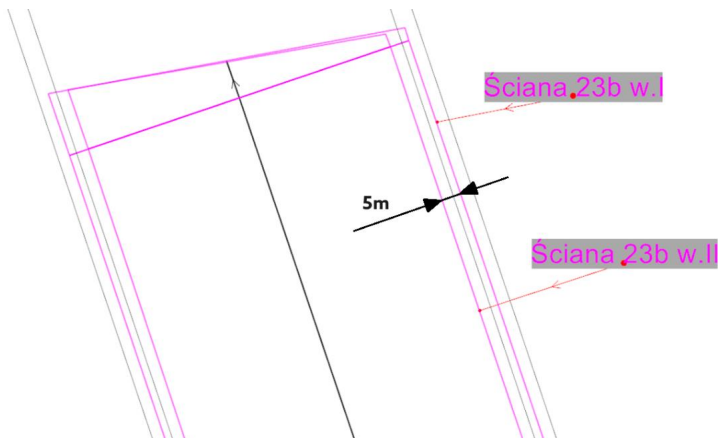
Źródło: opracowanie własne.

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 na potrzeby analizy ekonomicznej.

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

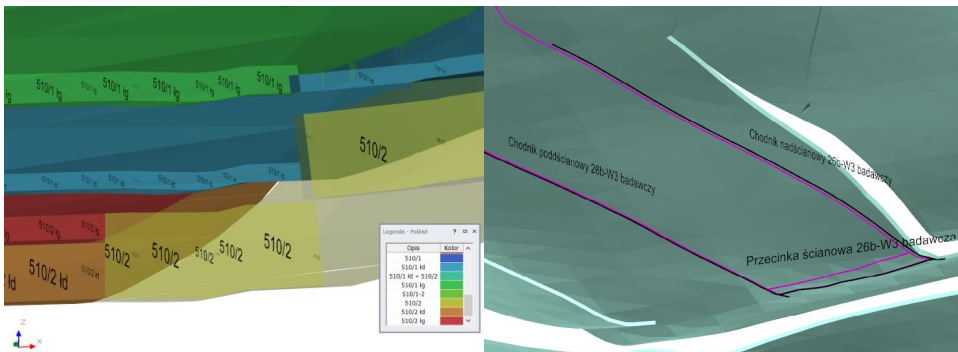
Opracowanie trójwymiarowego projektu robót górniczych rozpoczęto od utworzenia osi (linii centralnych) oraz konturów planowanych wyrobisk. Zostały one utworzone pierwotnie w przestrzeni 2D i opisane zestawem atrybutów na potrzeby dalszego ich przetwarzania oraz tworzenia na ich podstawie harmonogramu. Wśród atrybutów wydzielić można te związane z ogólną charakterystyką planowanych wyrobisk (Nazwa, Pokład, Poziom, Kopalnia, Ruch, Złoże, Typ obudowy) oraz te, które wprowadzone zostały na potrzeby 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 (opracowanie własne)

Fig. 6.14. Offset of axes and contours of longwalls mined in layers

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).

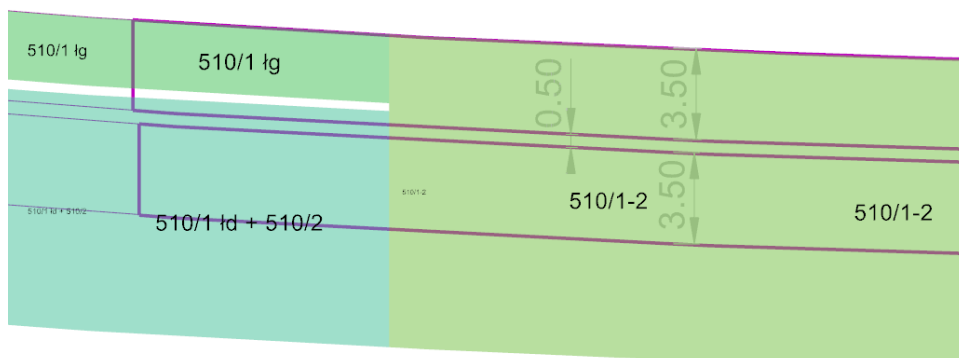


Rys. 6.15. Powierzchnie spągu i stropu pokładów wyodrębnione z modelu geologicznego oraz przykład rzutowania osi i konturów wyrobisk na powierzchnie geologiczne (opracowanie własne)

Fig. 6.15. Seam floor and roof surfaces extracted from the geological model and an example of projecting the axes and contours of the excavations onto geological surfaces

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 pod-

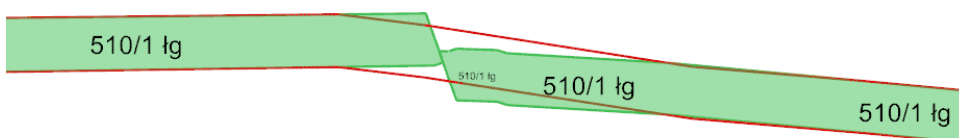
stawie spągu i stropu pokładów. W przypadku warstw eksploatowanych na dwie warstwy powierzchnie rozdzielające warstwy tworzone były poprzez odsunięcie powierzchni geologicznych o zakładaną grubość eksploatowanej warstwy lub grubość pozostawionej warstwy węgla pomiędzy ścianami (rys. 6.16).



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

Fig. 6.16. Cross-section of the gate created for two-layer exploitation

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 (opracowanie własne)

Fig. 6.17. Smoothing of the gate surface (red lines) for the longwall at the point of transition through the fault – cross-section along the wall length

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 zmien-

ności 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 opracowania projektu było przeprowadzenie interrogacji brył górniczych w odniesieniu do cyfrowego modelu geologicznego złoża. Interrogacja w tym kontekście oznacza proces powiązania brył górniczych z informacjami zawartymi w modelu. W trakcie tego etapu zadania zostały wzbogacone o dane pochodzące bezpośrednio z modelu geologicznego, obejmujące zarówno cechy strukturalne, jak i jakościowe. Z modelu zaimportowano między innymi informacje dotyczące długości, powierzchni i objętości zadań, a także objętości pokładu oraz objętości kamienia spoza pokładu w poszczególnych bryłach. Dodatkowo określono udział przerostu skały płonnej w bryle oraz wprowadzono zdefiniowane w modelu parametry jakościowe węgla w pokładzie, w tym te opisujące czynniki ryzyka.

Harmonogram robót górniczych

W opracowanym harmonogramie zadania główne przechowują cechy fizyczne brył (lokalizacja przestrzenna, długość, szerokość, objętość etc.) oraz parametry geologiczne pokładów, które przecinają. Dane te przechowywane są jako pola produkcyjne i są zawarte w następujących 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, a następnie 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^2],
- nachylenie poprzeczne i podłużne ścian [$^\circ$],
- 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. Jednostkowe koszty eksploatacji obejmują koszty transportu oddziałowego, zbrojenia, eksploatacji oraz likwidacji ściany w przeliczeniu na tonę urobku. Koszty te nie obejmują takich pozycji jak transport odstawy głównej, transport szybowy, koszty wynagrodzeń, koszty przeróbki mechanicznej, logistyki, sprzedaży oraz wszelkich innych narzutów administracyjno-prawnych.

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. Hipoteza zerowa 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 tylko sześć analizowanych zmiennych (tab. 6.8): nachylenie poprzeczne, głębokość, zawartość popiołu w stanie suchym, wartość opałowa oraz zawartość siarki, charakteryzuje się rozkładem normalnym, dlatego też przy badaniu korelacji zmiennych skorzystano z nieparametrycznego współczynnika korelacji rang Spearmana.

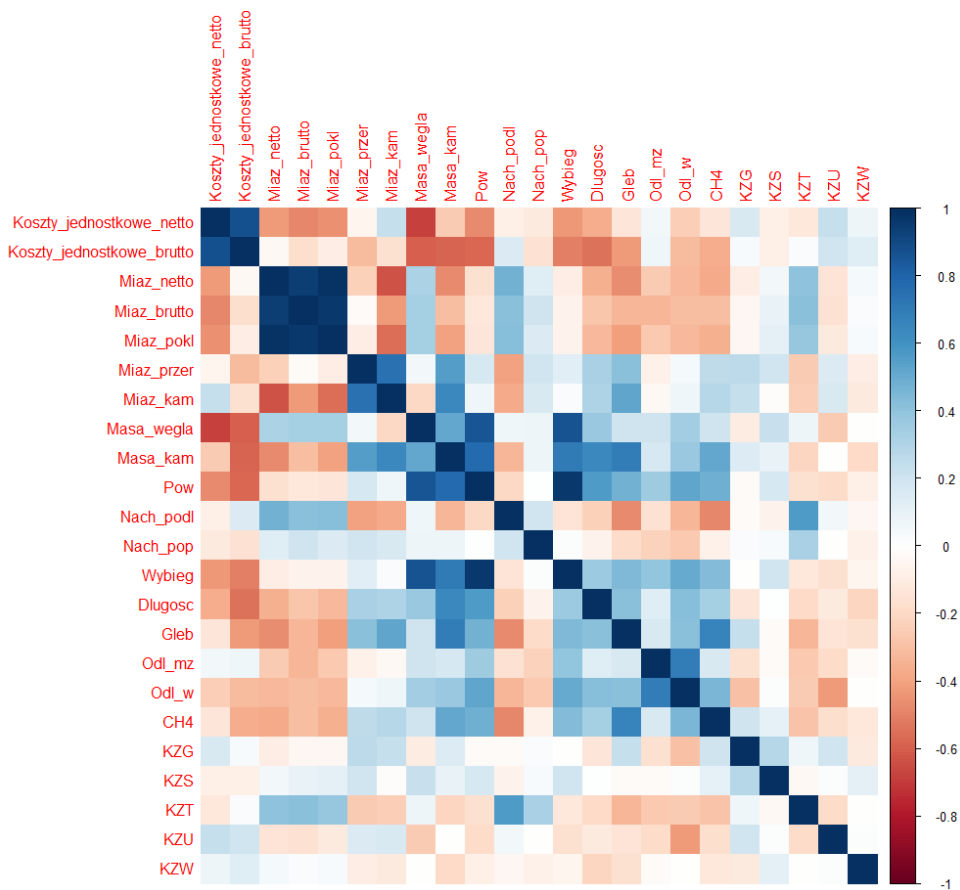
Tabela 6.8. Wyniki testu normalności rozkładu za pomocą testu Shapiro–Wilka

Table 6.8. Results of the Shapiro–Wilk normality test

Lp.		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– Wilk	W	0.92	0.87	0.93	0.91	0.93	0.85	0.85	0.93
	p-value	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Lp.		9	10	11	12	13	14	15	16
Parametr		Masa_ ur	Pow	Pow_ 3D	Nach_ podl	Nach_ pop	Wybieg	Długość	Gleb
Shapiro– Wilk	W	0.93	0.96	0.96	0.88	0.98	0.93	0.86	0.98
	p-value	0.00	0.02	0.02	0.00	0.28	0.00	0.00	0.39
Lp.		17	18	19	20	21	22	23	24
Parametr		Odl_m-z	Odl_w	DA_W	AA	AD	KON	B	CL
Shapiro– Wilk	W	0.90	0.89	0.93	0.98	0.98	0.82	0.89	0.98
	p-value	0.00	0.00	0.00	0.29	0.30	0.00	0.00	0.30
Lp.		25	26	27	28	29	30	31	32
Parametr		CRI	CSR	DA_ POK	I	L	M	PA	QIA
Shapiro– Wilk	W	0.92	0.95	0.93	0.87	0.95	0.9	0.96	0.98
	p-value	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.17
Lp.		33	34	35	36	37	38	39	40
Parametr		RI	RO	S	SI	VF	VT	WA	CH4
Shapiro– Wilk	W	0.854	0.949	0.978	0.83	0.94	0.92	0.76	0.78
	p-value	0.00	0.00	0.17	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Lp.		41	42	43	44	45	46	47	
Parametr		KJC	KZG	KZP	KZS	KZT	KZU	KZW	
Shapiro– Wilk	W	–	0.53	–	0.73	0.67	0.73	0.09	
	p-value	–	0.00	–	0.00	0.00	0.00	0.00	

Źródło: opracowanie własne.

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 jednostkowe koszty wydobycia, czyli te odniesione do całego urobku pochodzącego ze ściany, które w pełniejszy sposób oddają poziom kosztów eksploatacji.

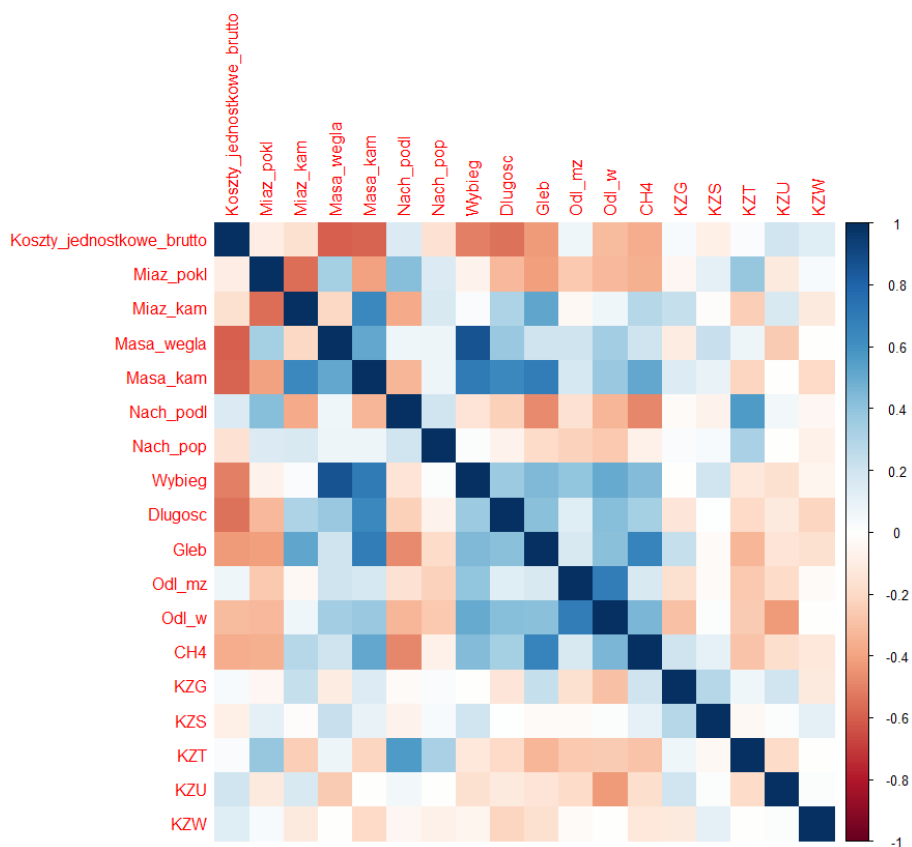


Rys. 6.18. Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych objaśniających wartość jednostkowych kosztów wydobycia w ścianach (opracowanie własne)

Fig. 6.18. Graphical presentation of the correlation between selected variables explaining the value of unit mining costs in longwalls

Zmienna powierzchnia ściany („Pow”) charakteryzuje się bardzo silną korelacją z wybiegiem ściany (0,963) oraz masą węgla (0,856), dlatego też zdecydowano się 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 korelacji 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-CH₄, 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 (opracowanie własne)

Fig. 6.19. Graphical presentation of correlations of selected variables for segmented regression analysis

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-górniczne, których wystąpienie w znaczący sposób wpływa na ograniczenie wydobycia 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 (44):

$$\hat{Y} = (b_{01} + b_{11}X_1 + \dots + b_{k1}X_k)(Y \leq y_{(0)}) + (b_{02} + b_{12}X_1 + \dots + b_{k2}X_k)(Y > y_{(0)}) \quad (44)$$

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 (+¹³)” ze względu na jej skokowy charakter (zmienna przyjmuje tylko trzy różne wartości, spośród któ-

¹³ 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.

rych 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 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 tabela 6.9.

Tabela 6.9. Zestawienie danych dla analizowanych ścian wydobywczych

Table 6.9. Summary of data for the analysed mining longwalls

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 ³ /min	-	-	-
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
G-31	55,3	2,32	906	993	229	793	3 213	2,98	0	0	0,75
A-31	86,9	2,14	438	602	192	890	1 613	5,96	0	0	0,25
E-21	197,5	2,78	171	360	121	875	1 581	5,87	0	0	0,25
F-30	66,1	2,69	853	1 305	173	859	2 888	10,66	0	0,25	0,25
F-33	90,8	3,66	610	863	128	979	2 181	4,68	0	0	0,25
B-32	49,4	2,77	692	861	201	935	1 241	14,31	0	0	0,25
C-31	88,8	2,50	328	560	159	824	2 077	7,44	0	0	0,75
C-32	119,8	2,58	294	371	206	820	2 236	6,62	0	0	0,75
C-31	95,5	2,53	419	548	199	901	1 162	3,44	0	0	0,25
C-6	59,4	3,63	1 559	1 454	211	888	1 514	4,28	0	0,25	0,25

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
C-8	64,5	3,62	1 661	1 505	219	953	1 598	5,12	0	0,25	0,25
Cz-1	66,9	2,20	671	858	214	1 012	4 155	53,09	0	0	0,25
B-11	35,9	2,83	1 194	1 218	244	896	4 320	53,10	0	0	0
Cw-2	48,3	2,39	587	575	234	1 099	2 513	16,20	0	0,25	0
Cz-1a	64	2,06	800	984	238	1 010	3 665	54,97	0	0	0,25
B-12	55,3	2,86	1 390	1 509	226	917	4 227	53,17	0	0	0
Cw-3	59,1	2,54	973	966	218	1 116	2 351	15,36	0	0,25	0
B-1	48,9	2,56	700	655	249	974	4 977	36,31	0	0	0,25
Cz-2	59,8	2,33	560	585	247	1 015	4 154	50,73	0	0	0,25
B-9	46,2	2,69	1 633	1 583	245	1 086	3 925	65,73	0	0,25	0,25
B-2	39,8	2,60	930	800	249	998	4 754	40,58	0	0	0,25
Cz-2a	48,0	2,13	975	1 123	246	1 021	3 494	56,07	0	0	0,25
B-3	26,3	2,69	1 013	823	249	1 017	4 575	47,72	0	0	0,25
Cz-1	51,8	2,28	860	883	246	1 057	3 749	13,21	0	0	0,25
B-10	44,6	2,72	1 497	1 466	247	1 085	3 746	63,33	0	0,25	0,25
Cz-3	55,0	2,19	1 225	1 348	249	1 034	3 356	54,8	0	0	0,25
Bw-1	62,7	2,52	1 136	1 118	248	995	5 040	20,82	0,75	0,25	0,25
32	63,5	2,46	942	1 043	243	822	2 551	11,41	0	0,25	0,25
33	68,8	2,49	928	1 014	238	890	2 741	10,15	0	0,25	0,25
8	89,2	3,88	603	706	151	804	3 060	8,50	0	0,25	0,25
1	61,1	3,32	766	879	198	690	1 827	0,64	0	0,75	0,25
2	116,4	3,51	714	745	200	762	1 763	0,64	0	0,75	0,25
PW-1	126,7	2,01	442	675	204	947	3 491	32,93	0	0	0,75
PW-2	104,8	2,01	489	888	172	982	3 698	28,04	0	0	0,75
W-4	118,3	2,52	1 150	1 436	212	930	2 526	6,90	0	0	0,25
W-5	71,5	2,48	1 070	1 292	218	955	2 728	6,91	0	0	0,25
W-6	86,6	2,48	524	560	247	978	2 938	6,93	0	0	0,25
K-1	134	2,47	701	678	245	931	2 358	6,70	0	0	0,25
K-2	107,3	2,44	588	580	245	919	2 406	6,80	0	0	0,25
W-1a	97,2	2,44	857	1 045	214	906	2 213	6,83	0	0	0,25
C-5	77,6	2,10	729	828	246	958	1 718	19,96	0,75	0	0
C-2	83,2	2,14	775	1 007	206	968	995	17,24	0,75	0	0,75
C-3	66,1	2,19	975	1 038	245	985	1 220	17,83	0,75	0	0,75
C-4	52,1	2,24	1 017	1 049	240	1 001	1 463	18,42	0,75	0	0,75
C-5	68,8	2,18	774	830	239	1 017	1 696	17,29	0,75	0	0,75
N-2	70,4	2,45	873	1 003	202	852	1 591	12,08	0,75	0	0,75
N-5	109	2,48	203	515	94	941	1 583	10,91	0,75	0	0,75
N-6	77,7	2,42	488	494	237	930	1 056	13,30	0,75	0	0,75

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
B-1	71,0	2,78	614	612	223	790	1 532	5,65	0	0,25	0,75
B-2	70,4	2,71	765	807	222	812	1 324	6,86	0	0,25	0,75
B-3	71,0	2,65	806	897	213	830	1 148	10,98	0	0,25	0,75
C-1	35,6	3,55	1 105	777	239	984	815	12,91	0	0	0,75
C-2	51,4	3,68	1 503	1 082	230	1 003	1 033	12,99	0	0	0,75
N-2	89,4	2,52	1 179	1 302	241	833	2 572	13,71	0	0	0,25
N-3	98,6	2,56	1 243	1 369	242	840	2 269	13,88	0	0	0,25
N-4	62,7	2,71	819	1 095	191	867	1 790	12,22	0	0	0,75
N-9	83,3	3,19	449	483	202	957	1 059	13,30	0	0	0,75
XIV	13,8	3,56	2 248	2 191	200	942	1 984	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	2 294	2 110	199	972	2 004	61,35	0,25	0,25	0,25
XVII	43,8	4,45	600	387	243	724	1 293	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	1 520	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	1 674	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	1 191	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
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	1 359	24,28	0,75	0,25	0,25
D-2	88,7	4,69	1 816	1 345	193	995	1 222	16,14	0,75	0,25	0,75
G-2	55,7	3,88	422	361	208	892	1 144	4,88	0,75	0,25	0,25
G-4	63,8	3,73	472	510	172	923	1 225	5,05	0,75	0,25	0,25
G-6	69,4	3,75	610	581	193	951	1 350	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	1 403	1,62	0	0,25	0,75
C-3	132,8	2,48	263	369	198	804	1 069	1,52	0	0,25	0,75
C-3a	77,2	2,51	300	424	195	839	1 182	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

Źródło: dane z kopalń, ściany eksploatowane w latach 2016–2022.

Po odrzuceniu statystycznie nieistotnych zmiennych objaśniających na podstawie wyników asymptomatycznego 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 liczbową z zaproponowanego przedziału (tab. 6.6 oraz 6.7). W tym przypadku estymowany punkt przełamania regresji segmentowej miał wartość 80,60. Wyniki estymacji modelu zawiera tabela 6.10, a na rysunku 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 gdy koszty jednostkowe znajdują się powyżej punktu przełamania, to największy wzrost kosztów jednostkowych wynika z występowania zagrożenia tąpnięciami: ich obecność podwyższa koszty jednostkowe średnio o 27,66 jednostek *ceteris paribus*.

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,
- CH₄ (zagrożenie metanowe),
- KZS (samozapalność węgla),

Tabela 6.10. Wyniki estymacji modelu regresji segmentowej, opisującego zależność kosztów jednostkowych brutto od uwarunkowań geologiczno-górnich pokładów węgla

Table 6.10. Results of the segmented regression model estimation describing the relationship between gross unit costs and the geological and mining conditions of coal seams

Zmienna objaśniająca	Wpływ parametru	Błąd Standardowy	t	p
Stała B0	36,3758	13,0903	2,7788	0,0074
Miąższość 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
Miąższość 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 ₂	83,21%			

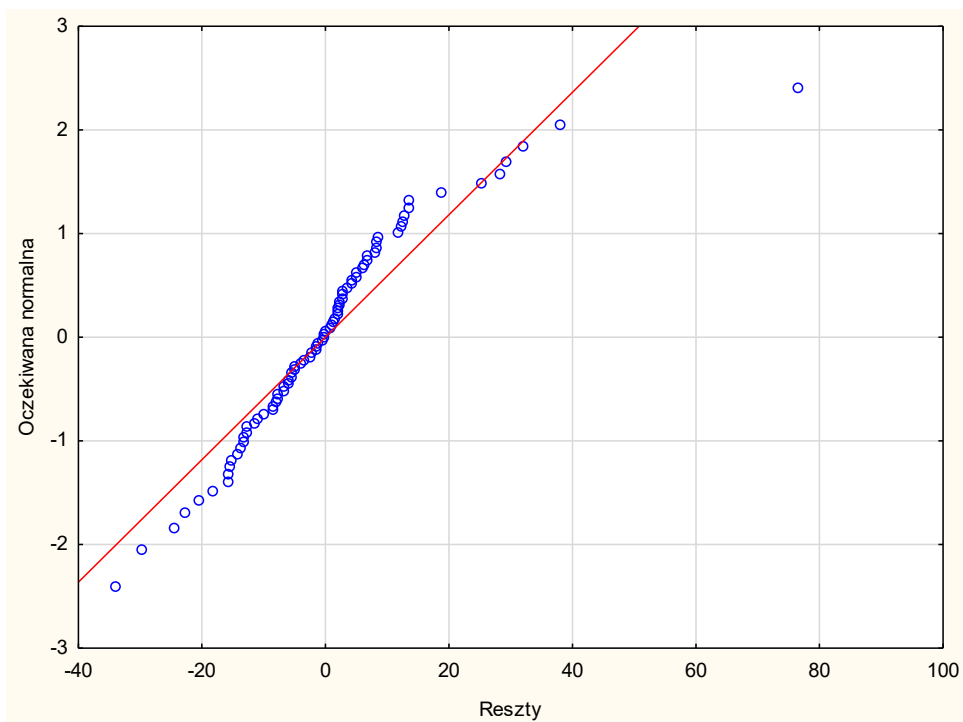
Źródło: opracowanie własne.

- 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 umożliwiła wzrokową ocenę

zgodności reszt z rozkładem normalnym: gdy reszty nie mają rozkładu normalnego, to punkty odchylają się od linii prostej, a jeśli punkty tworzą wyraźny kształt wokół prostej, 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 obiekcję dotyczącą ostatniej obserwacji, ponieważ jest ona nieco oddalona od linii, aczkolwiek oddalenie to nie wpływa znacząco na normalność wartości resztowych. Jest to również tylko jedna obserwacja, która stanowi jedynie 1,23% wszystkich rozwiązań modelu.



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

Fig. 6.20. Normality graph of segmented regression model residuals

7. Metodyka oceny atrakcyjności złoża

7.1. Hierarchiczny model poziomu ryzyka

Do oceny atrakcyjności eksploatacji złóż węgla kamiennego opracowano hierarchiczny model oceny poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów wydobywania. Strukturę modelu przedstawiono na rysunku 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 czterech poziomów. Na pierwszym umieszczono główny cel zadania – ocenę 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 trzecim poziomie modelu hierarchicznego wprowadzono kryteria cząstkowe, będące szczegółowym rozwinięciem grupy kryteriów poziomu drugiego.

W grupie czynników górniczych pod uwagę wzięto 3 kryteria cząstkowe:

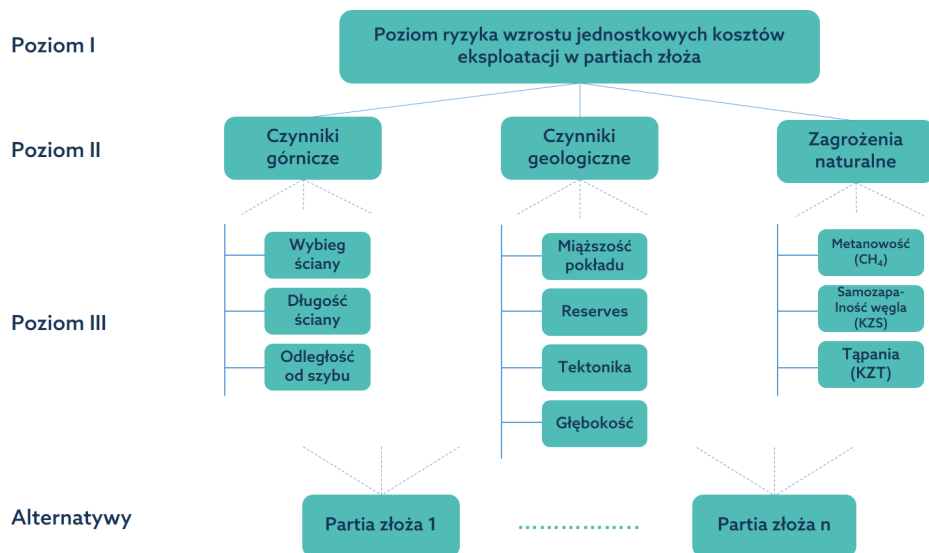
- 1) wybieg ściany [m],
- 2) długość ściany [m],
- 3) odległość od szybu materiałowo-zjazdowego [m].

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^3/min],
- 2) skłonność węgla do samozapalenia [grupa],
- 3) zagrożenie tapaniami [stopnie].



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

Fig. 7.1. Model for assessing the risk level of increasing unit operating costs in deposit zones

Do ilościowego określenia znaczenia poszczególnych kryteriów w odniesieniu do celu, jakim jest oszacowanie ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoża, 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 dokonali oni porównań parami wszystkich elementów poszczególnych poziomów względem każdego elementu poziomu wyższego.

W tabeli 7.1 przedstawione są wyniki obliczeń wektora priorytetu dla kryteriów poziomu II. 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.

Tabela 7.1. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów poziomu II

Table 7.1. Pairwise fuzzy comparative evaluation matrix and its calculated priority vector for level II criteria

Grupa kryteriów	Górnice	Geologiczne	Zagrożenia naturalne	WL2
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
				C.I. = 0,061

Źródło: opracowanie własne.

W tabeli 7.2 przedstawiono obliczenia wektora priorytetu dla kryteriów cząstkowych czynników górniczych. Oszacowane wagi (WLM) to 0,568 w przypadku wybiegu ściany, 0,111 w przypadku długości ściany oraz 0,321 w przypadku odległości od szybu materiałowozowego.

Tabela 7.2. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów górniczych poziomu II

Table 7.2. Pairwise fuzzy comparative evaluation matrix and its calculated priority vector for mining criteria – level II

Grupa kryteriów	Wybieg ściany	Długość ściany	Odległość od szybu	WLM
Wybieg ściany	(1, 1, 1)	(2, 4, 6)	(1, 2, 4)	0,568
Długość ściany	(1/6, 1/4, 1/2)	(1, 1, 1)	(1/2, 1/4, 1/6)	0,111
Odległość od szybu	(1, 1, 1)	(6, 4, 2)	(1, 1, 1)	0,321
				C.I. = 0,041

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 7.3 ilustruje wyniki wektora priorytetu dla kryteriów cząstkowych czynników geologicznych. Oszacowane wagi (W_{LG}) 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.

W tabeli 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.

Tabela 7.3. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów geologicznych poziomu II

Table 7.3. Pairwise fuzzy comparative assessment matrix and its calculated priority vector for geological criteria – level II

Grupa kryteriów	Mięższność pokładu	Zasoby wydobywalne	Zaburzenia tektoniczne	Głębokość	WLG
Mięższność 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
					C.I. = 0,053

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 7.4. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów wynikających z zagrożeń naturalnych poziomu II

Table 7.4. Pairwise fuzzy comparative assessment matrix and its calculated priority vector for natural hazards criteria – level II

Grupa kryteriów	Metanowość (CH ₄)	Samozapalność (KZS)	Tąpania (KZT)	WLH
Metanowość (CH ₄)	(1, 1, 1)	(3, 5, 7)	(1, 3, 5)	0,643
Samozapalność (KZS)	(1/7, 1/5, 1/3)	(1, 1, 1)	(1, 1/2, 1/4)	0,118
Tąpania (KZT)	(1/5, 1/3, 1)	(4, 2, 1)	(1, 1, 1)	0,238
				C.I. = 0,002

Źródło: opracowanie własne.

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 ujednolicić 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):

$$\text{Dla stymulant: } z_{ij} = \frac{x_{ij} - \min\{x_{ij}\}}{\max\{x_{ij}\} - \min\{x_{ij}\}} \quad (45)$$

$$\text{Dla destymulant: } z_{ij} = \frac{\max\{x_{ij}\} - x_{ij}}{\max\{x_{ij}\} - \min\{x_{ij}\}} \quad (46)$$

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 (górny 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 [0–1]. 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 47):

$$RF = \sum_{i=1}^n N_i \cdot z_i \quad (47)$$

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 z 10 czynników ryzyka zgrupowanych w trzy grupy: czynniki górnicze, czynniki geologiczne i zagrożenia naturalne. Wartości poszczególnych czynników ryzyka w analizowanych złożach pokazano w tabeli 7.5. Znormalizowane wyniki każdego czynnika podano w tabeli 7.6. Na rysunku 7.2 przedstawiono w formie wykresów radarowych wartości składowych 10 wytypowanych czynników ryzyka w sześciu analizowanych złożach.

Tabela 7.5. Wartości każdego kryterium w poszczególnych złożach

Table 7.5. Values of each criterion in individual deposits

Złoże/kopalnia	Liczba lat	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne		
		Wybieg ścian*	Długość ścian*	Odległość od szybu*	Miąższość pokładu*	Roczne wydobywanie (<i>measured</i>)	KZU*	Głębokość*	CH ⁴ *	KZS*	KZI*
	rok	m	m	m	m	tys. Mg	–	m ppt	m ³ /min	–	–
A	32	865	233	1 894	2,35	1 776	0,42	1 003	4,92	0,05	0,13
B	28	901	192	1 761	2,78	1 977	0,63	1 015	11,63	0,05	0,20
C	10	880	225	2 100	2,14	2 396	0,25	943	11,39	0,10	0,08
D	17	905	201	2 123	2,45	2 463	0,17	1 181	56,26	0,07	0,02
E	13	914	228	2 722	2,36	1 979	0,18	863	6,70	0,13	0,30
F	13	1 038	189	1 874	2,57	2 008	0,13	870	27,76	0,07	0,14

* Dane uśrednione dla kopalń wg rocznego wydobywania.

Źródło: opracowanie własne.

Najdłuższymi średnimi wybiegami ścian charakteryzuje się złożo 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 ścian. W przypadku odległości do szybu materiałowo-zjazdowego najatrakcyjniejsze jest złożo B, natomiast złożo E charakteryzuje się najdłuższymi drogami dojścia załogi do miejsca pracy, co ogranicza wymiennie efektywny czas pracy. Największym rocznym wydobywaniem charakteryzuje się kopalnia D, natomiast najmniejszym – kopalnia A. W przypadku zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych najlepiej na tym tle wypada kopalnia F, a największą uciążliwością eksploatacji z tego tytułu charakteryzują się zasoby kopalni B. Kopalnia D cechuje się największym zagrożeniem metanowym, ale z drugiej strony jest tam najmniejsze zagrożenie tąpnięciami. Kopalnia A wyróżnia się

Tabela 7.6. Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik poszczególnych złóż

Table 7.6. Normalised results for each criterion and overall results for individual deposits

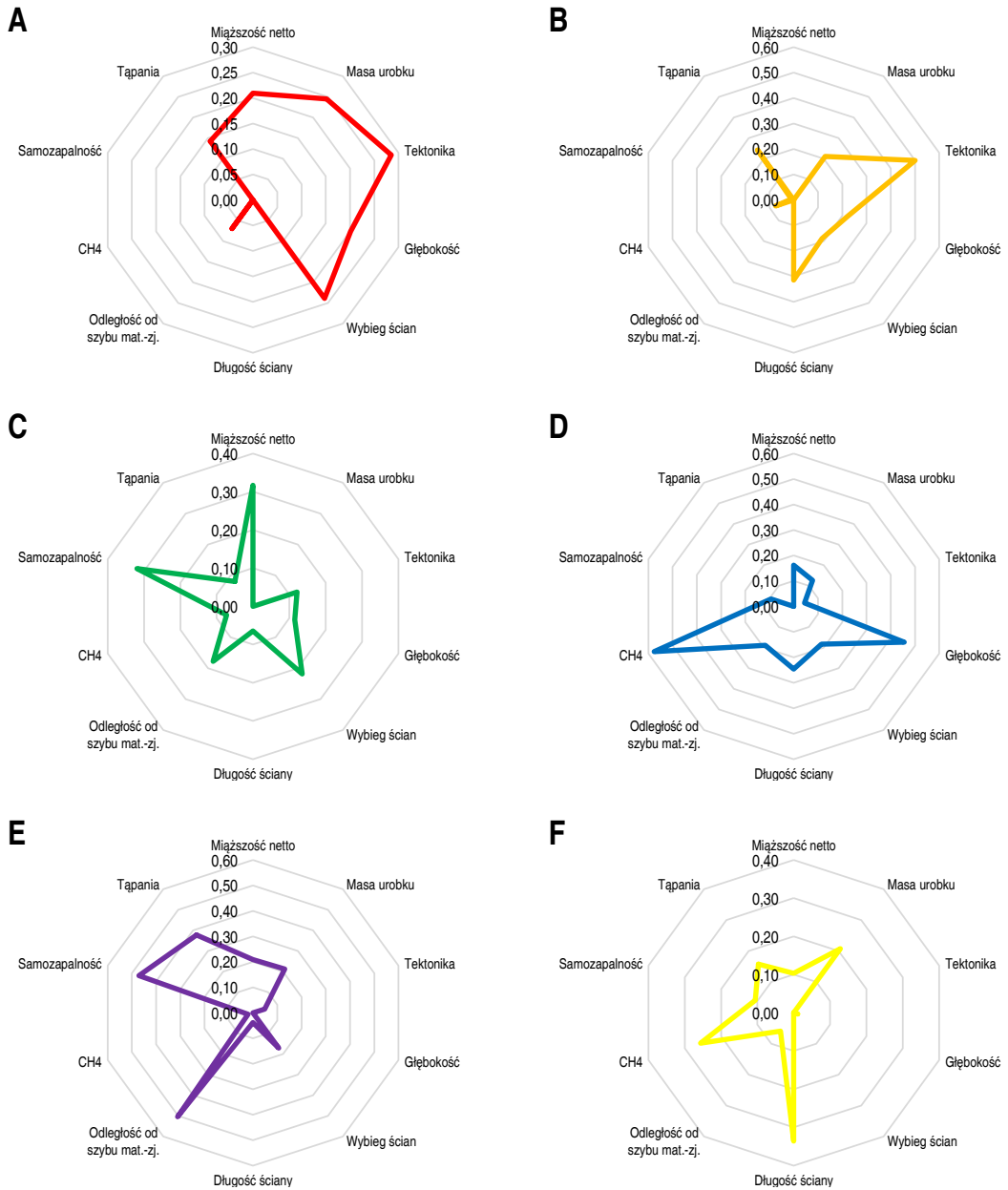
	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne			
Złoże/kopalnia	Wybieg ściany	Długość ściany	Odległość od szybu	Miąższość pokładu	Zasoby wydobywalne	KZU	Głębokość	CH ₄	KZS	KZT	Wskaźnik ryzyka RF
Wagi P1	0,166			0,322				0,512			
Wagi P2	0,57	0,11	0,32	0,19	0,16	0,45	0,20	0,64	0,12	0,24	
Waga W _{GL}	0,09	0,02	0,05	0,06	0,05	0,14	0,06	0,33	0,06	0,12	
A	0,15	0,13	0,13	0,15	0,17	0,20	0,15	0,04	0,09	0,13	0,4497
B	0,14	0,16	0,12	0,12	0,16	0,31	0,15	0,08	0,10	0,20	0,5442
C	0,15	0,13	0,14	0,16	0,10	0,12	0,14	0,08	0,19	0,08	0,4211
D	0,14	0,15	0,15	0,14	0,10	0,08	0,17	0,40	0,12	0,02	0,5481
E	0,14	0,13	0,19	0,15	0,16	0,09	0,13	0,05	0,23	0,30	0,4593
F	0,13	0,16	0,13	0,13	0,16	0,06	0,13	0,20	0,12	0,14	0,4528

Źródło: opracowanie własne.

najmniejszym zagrożeniem metanowym i zagrożeniem wystąpienia pożarów endogenicznych, na drugim biegunie jest kopalnia E z wysokimi wskaźnikami KZS (samozapalność) i KZT (tąpnięcia).

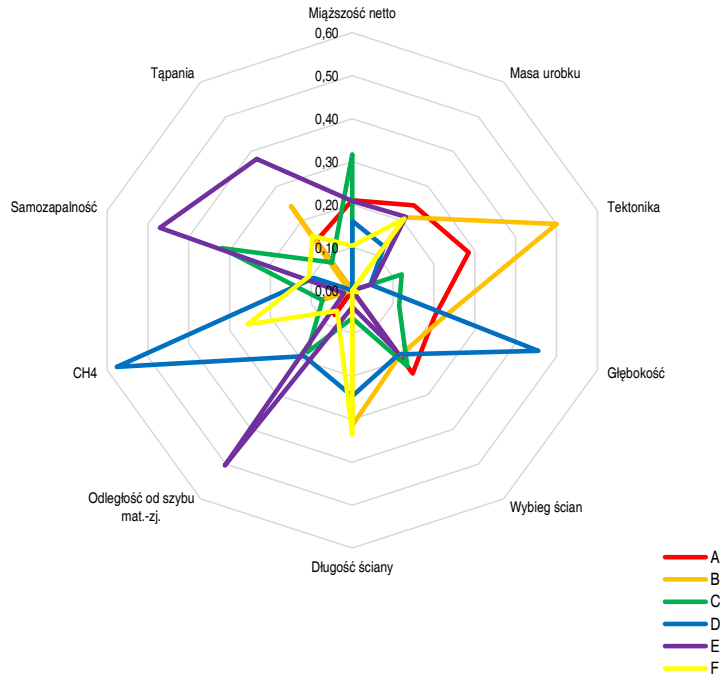
Na rysunkach na następnej stronie przedstawiono w formie wykresów radarowych średnie parametry kryteriów wskaźnika RF we wszystkich analizowanych złóżach. Wykresy te umożliwiają szybkie porównanie wszystkich 10 zmiennych (czynników ryzyka). Punkty danych na każdym promieniu obrazują udział każdego czynnika ryzyka w danym złożu. Tak zaprezentowane wykresy są intuicyjne i łatwe do interpretacji, prezentują duże zróżnicowanie wartości czynników ryzyka we wszystkich złóżach. Na rysunku 7.3 przedstawiono wszystkie złoża w formie skumulowanego wykresu.

W tabeli 7.6 zaprezentowano znormalizowane wyniki każdego kryterium wraz z ogólnym wynikiem dla poszczególnych złóż. Wagi P1 (pierwszy poziom), P2 (drugi poziom) i WGL (iloczyn wag poszczególnych elementów w stosunku do innych poziomów), wynikają z tabeli 7.1 (waga pierwszego poziomu hierarchii) oraz z tabel 7.2–7.4, w których zostały oszacowane wagi w obrębie trzech grup czynników (górniczych, geologicznych i zagrożeń naturalnych) dla kolejnego poziomu hierarchii.



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

Fig. 7.2. Average parameters of RF (risk factor) criteria in the analysed deposits



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

Fig. 7.3. Cumulative summary of RF criteria in the analysed deposits

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 (CH₄) w przypadku kopalni D oraz zagrożenia tąpaniem (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 wpływają przede wszystkim niższe wartości metanowości (CH₄) oraz niewyróżniające się negatywnie od średnich wartości inne czynniki.

W drugim wariancie 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 tabeli 7.7. Znormalizowane wyniki każdego czynnika podano w tabeli 7.8.

Tabela. 7.7. Wartości każdego kryterium w poszczególnych partiach złoża

Table 7.7. Values of each criterion in individual zones of the deposit

Partia	Czynniki górnicze				Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne		
	Liczba ścian	Wybieg ściany*	Długość ściany*	Odległość od szybu*	Miąższość pokładu*	Średnia suma zasobów w ścianie	KZU*	Głębokość*	CH ₄ *	KZS*	KZI*
	szt.	m	m	m	m	tys. Mg	–	m ppt	m ³ /min	–	–
B	9	900	244	1 122	2,80	964	0,75	855	11,48	0,12	0,17
C	7	942	186	1 435	3,20	873	0,75	1 065	10,57	0,13	0,00
K	8	1 112	206	2 226	2,15	925	0,50	989	15,96	0,16	0,75
N	21	727	213	1 723	2,45	621	0,57	905	9,27	0,08	0,00
PN	3	760	236	4 438	1,35	492	0,75	947	30,60	0,07	0,00
PW	5	793	271	3 696	1,86	752	0,75	1 062	10,22	0,07	0,00
S	7	984	224	1 937	1,85	773	0,70	855	14,99	0,07	0,00
W	12	903	255	2 455	1,67	784	0,25	969	9,22	0,07	0,00
Suma/ Śr.	72	890	227	2 016	2,29	768	0,58	944	11,84	0,10	0,13

* Dane uśrednione dla partii wg uśrednionych zasobów w ścianach wydobywczych.

Źródło: opracowanie własne.

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 (1112 m). Ścianami o najkrótszym wybiegu cechuje się partia N, aczkolwiek jeszcze partie PN i PW mają średnie wybiegi krótsze aniżeli 800 m. W odniesieniu do 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, kiedy to największa 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 najpłytszą jest partia S, a naj-

Tabela 7.8. Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik partii złoża
 Table 7.8. Normalised results for each criterion and overall result for the deposit zone

Partia	Czynniki górnicze			Czynniki geologiczne				Zagrożenia naturalne			Wskaźnik ryzyka RF
	Wybieg ściany	Długość ściany	Odległość od szybu	Miaższność pokładu	Zasoby wydobywalne	KZU	Głębokość	CH ₄	KZS	KZT	
Wagi P1	0,166			0,322				0,512			
Wagi P2	0,57	0,11	0,32	0,19	0,16	0,45	0,20	0,64	0,12	0,24	
Waga W _{GL}	0,09	0,02	0,05	0,06	0,05	0,14	0,06	0,33	0,06	0,12	
B	0,11	0,10	0,05	0,08	0,08	0,13	0,10	0,09	0,13	0,16	0,3090
C	0,10	0,13	0,07	0,07	0,11	0,13	0,12	0,09	0,15	0,00	0,3610
K	0,09	0,12	0,11	0,11	0,08	0,09	0,12	0,13	0,18	0,72	0,4733
N	0,13	0,12	0,08	0,09	0,14	0,10	0,11	0,07	0,10	0,00	0,3020
PN	0,13	0,11	0,21	0,17	0,18	0,13	0,11	0,25	0,08	0,00	0,7626
PW	0,12	0,09	0,18	0,12	0,10	0,13	0,12	0,08	0,08	0,00	0,4106
S	0,10	0,11	0,09	0,12	0,10	0,12	0,10	0,12	0,08	0,00	0,3363
W	0,11	0,10	0,12	0,14	0,11	0,04	0,11	0,07	0,08	0,00	0,1896
Złoże Średnia	0,11	0,11	0,10	0,10	0,10	0,10	0,11	0,10	0,11	0,12	0,3365

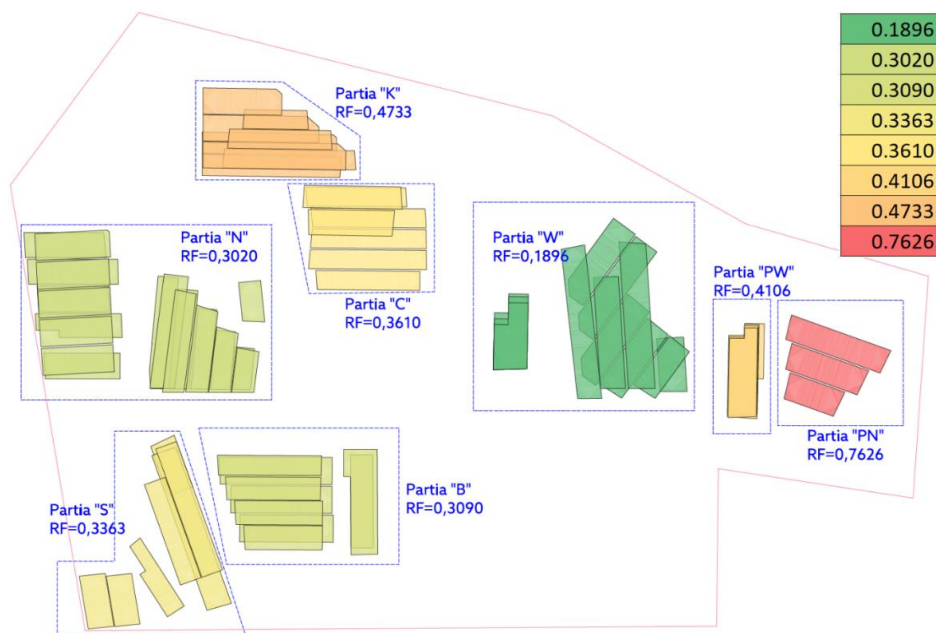
Źródło: opracowanie własne.

głębszą 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, z kolei partia K charakteryzuje się najwyższym, II stopniem zagrożenia.

Średnia wartość RF dla całego złoża, będąca średnią ważoną po zasobach w danej partii, wynosi 0,3365, przy czym cztery analizowane partie złoża (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 złoża. 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 tąpaniami oraz najwyższą skłonnością węgla do samozapalenia. Największą atrakcyjnością cechuje się partia W, charakteryzująca się dobrymi parametrami geometrycznymi ścian oraz najniż-

szym poziomem zagrożeń naturalnych, podobnie jak partia N, która znalazła się na drugim miejscu z powodu gorszych parametrów geometrycznych.

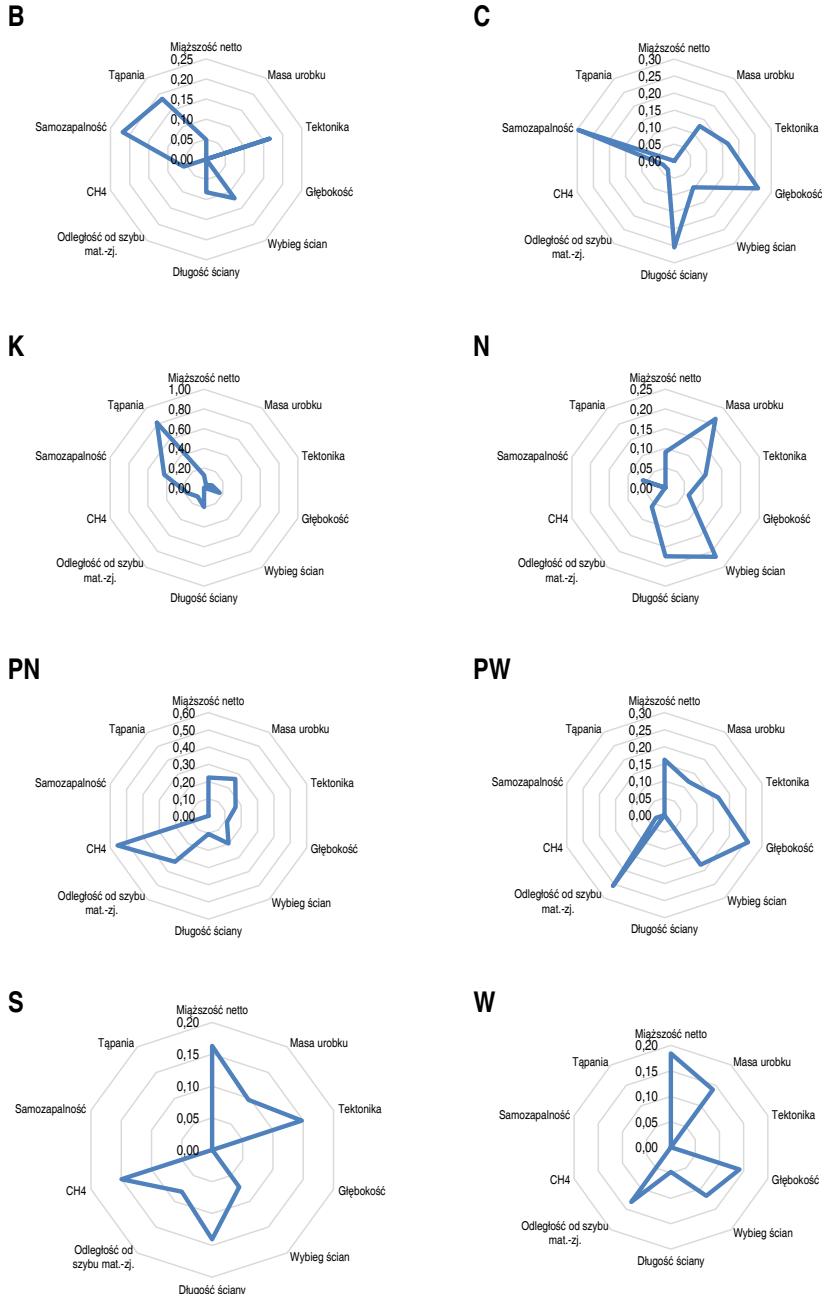
Na podstawie oszacowanego wskaźnika ryzyka RF opracowano mapę atrakcyjności złoża w rozbiciu na poszczególne partie, z założeniem, że im mniejsza wartość wskaźnika RF w danej partii, tym ta partia odznacza się większą atrakcyjnością (rys. 7.4).



Rys. 7.4. Mapa atrakcyjności złoża (opracowanie własne)

Fig. 7.4. Deposit attractiveness map

Analogicznie jak w przypadku analizowanych sześciu złóż, na rysunku 7.5 przedstawiono w formie wykresów radarowych wartości składowe 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% całego złoża). Jeżeli chodzi o najmniej atrakcyjną partię PN, niemal połowę wskaźnika RF stanowi zagrożenie metanowe (CH₄), co wynika z wysokiego zagrożenia metanowego oraz wysokiej wagi nadanej tej zmiennej na etapie wyceny modelu hierarchicznego.



Rys. 7.5. Wartości składowe wskaźnika ryzyka RF w analizowanych partiach złoża (opracowanie własne)

Fig. 7.5. Component values of the RF in the analysed deposit zones

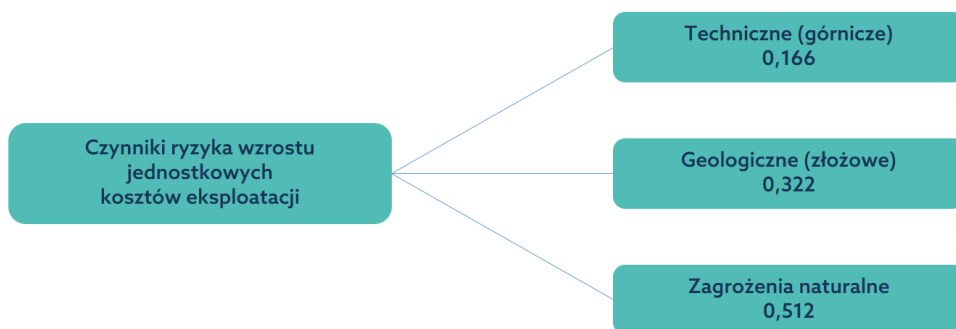
7.4. Analiza wrażliwości hierarchicznego modelu oceny atrakcyjności złóż

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 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 mogą spowodować zmianę rankingu między dwiema alternatywami (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 zmieniłyby 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 powiązanymi z nimi wagami, które zostały wykorzystane w modelu hierarchicznym, przedstawiono na rysunku 7.6.



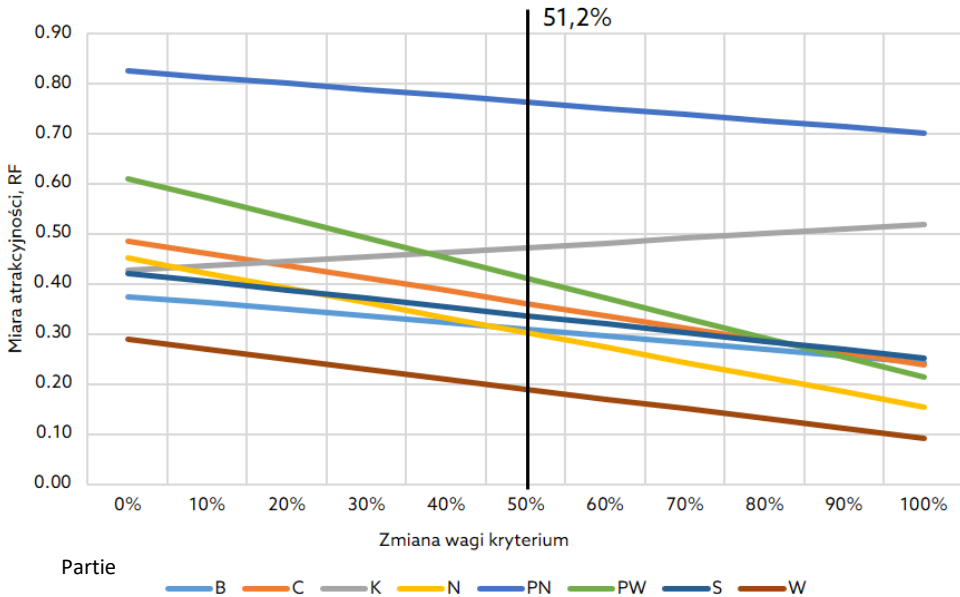
Rys. 7.6. Trzy grupy czynników ryzyka modelu hierarchicznego wraz z wagami (opracowanie własne)

Fig. 7.6. Three groups of risk factors in the hierarchical model and their weights

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

Analiza wpływu zagrożeń naturalnych na poziom jednostkowych kosztów eksploatacji

Ekspertci, wyceniając model hierarchiczny oceny ryzyka procesu wydobywania, uważali, że najważniejszą grupą ryzyka są zagrożenia naturalne i wycenili, że odpowiadają 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 (opracowanie własne)

Fig. 7.7. Sensitivity analysis for RF using function of the weight of the natural hazards criterion

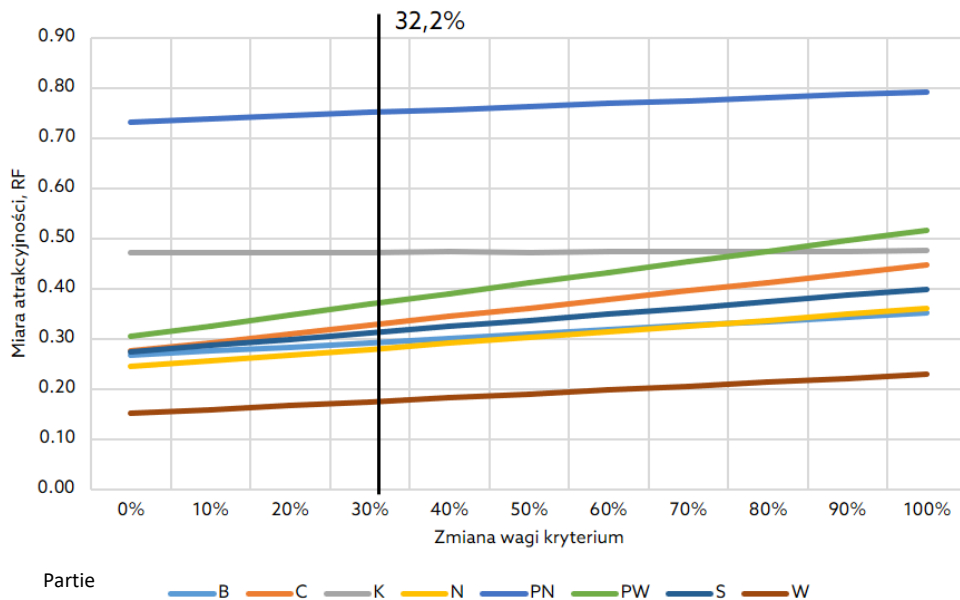
Wyniki średnich wartości wskaźnika ryzyka (RF) dla analizowanych parcel eksploatacyjnych znajdują się na osi pionowej wykresu, a wagi od 0 do 100% na osi poziomej (rys. 7.7). Czarna pionowa linia przedstawia wagę referencyjną 51,2% dla czynników ryzyka wynikających z zagrożeń naturalnych. W wycenie ekspertów 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 tapaniami 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 – przypisano jej wagę 32,2%. 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 rysunku 7.8.



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

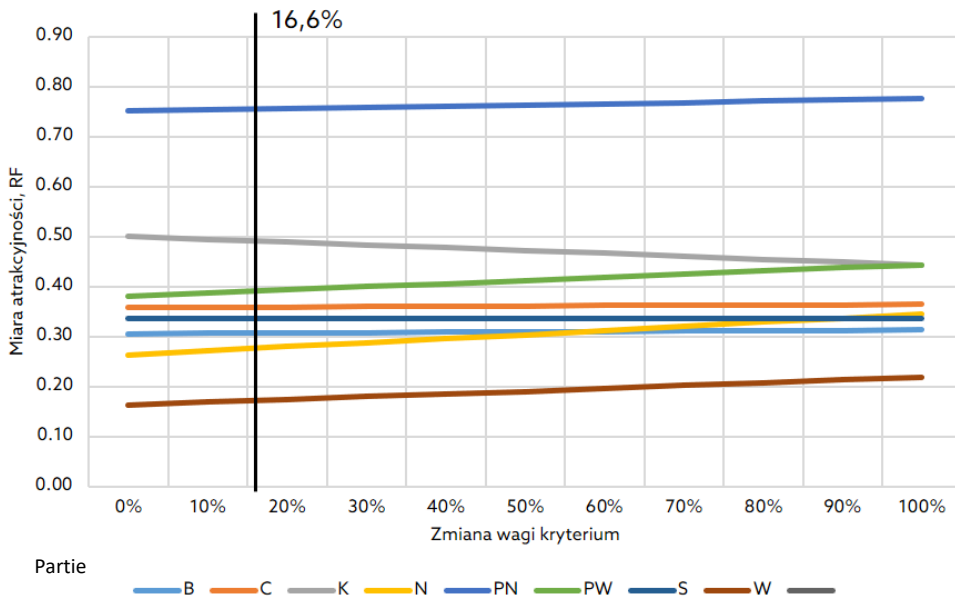
Fig. 7.8. Sensitivity analysis for RF using function of the weighting of geological factors

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.

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 rysunku 7.9.

Wzrost wpływu czynników górniczych poprzez zmianę wagi powoduje nieznaczny wzrost wartości sumarycznego wskaźnika ryzyka RF i dotyczy to wszystkich analizowanych



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

Fig. 7.9. Sensitivity analysis for RF using function of the weighting of technical (mining) criteria

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 (górniczych) poprzez zmianę wag nie zmienia zasadniczo rankingu atrakcyjności analizowanych parcel eksploatacyjnych. Zmiana wszystkich trzech wag o ± 20 pp powoduje zmianę tylko dla jednej partii w rankingu. 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

Do tej pory 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.

Zaproponowano autorskie podejście 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 mówiącej, 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 wydobycia. 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 wydobycia 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:

$$CAPM: \beta(r_m - r_f) + r_f \quad (48)$$

gdzie:

$\beta(r_m - r_f)$ – 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:

$$KKO = r_f (WIBOR, O_{SP}) + M \quad (49)$$

gdzie:

$WIBOR$ – referencyjna wysokość oprocentowania pożyczek na polskim rynku międzybankowym [%],

O_{SP} – obligacje Skarbu Państwa o odpowiednim terminie zapadalności [%].

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

$$KKO = O_{SP} + M \quad (50)$$

$$M = R_p + W \quad (51)$$

4. r_f opisano następującą zależnością:

$$r_f \equiv \begin{cases} WIBOR & \text{dla } t < 1 \\ O_{SP} & \text{dla } t > 1 \end{cases} \quad (52)$$

gdzie:

r_f – 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:

$$WACC \cong KKW + KKO = (\beta(Rp) + r_f) + (r_f + Rp + W) \quad (53)$$

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:

$$WACC \cong \frac{V_e}{V_e + V_d} \cdot (\beta(Rp) + r_f) + \frac{V_d}{V_e + V_d} \cdot (r_f + Rp + W) \cdot (1 - T) \quad (54)$$

Upraszczając stronami w kierunku Rp , WACC możemy przedstawić jako:

$$WACC = Rp \cdot (A \cdot \beta + 1 - A) + W \cdot (1 - A) + r_f \quad (55)$$

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 55, 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:

$$Rp = \frac{WACC - W \cdot (1 - A) - r_f}{(A \cdot \beta + 1 - A)} \quad (56)$$

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

$$\delta_i = \frac{RF_i - RF_c}{RF_c} \quad (57)$$

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 δ_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 załoŹeniach wyliczono bazowà wartoŹć R_p na 3,64% (równanie 56). Podstawienie tak wyznaczonego ryzyka projektowego R_p do wzoru nr 53 pozwoliło na wyznaczenie odpowiadajàcych wartoŹci KKW na 4,0% oraz KKO na 6,0%. Natomiast wartoŹci R_{p_i} dla poszczególnych partii wyznaczono juŹ według wzoru (58):

$$R_{p_i} = R_p(1 + \delta_i) \quad (58)$$

Z kolei podstawienie wszystkich zmiennych wraz z nowo oszacowanymi wartoŹciami R_{p_i} do wzoru nr 55 (na $WACC$) pozwoliło wyznaczyć skorygowane wartoŹci waŹonego kosztu kapitału dla poszczególnych partii i całej kopalni. Zestawienia wartoŹci R_{p_i} oraz $WACC_i$ dla poszczególnych parcel i całej kopalni prezentuje tabela 8.1.

Tabela 8.1. Oszacowane wartoŹci wskaźnika R_{p_i} dla poszczególnych partii i całej kopalni

Table 8.1. Estimated values of the R_{p_i} index for individual zones and the entire mine

Partia	RF wskaźnik ryzyka	δ wzłędna różnica RF [%]	R_{p_i} [%]	$WACC_i$ [%]
B	0,3090	-8,2	3,34	9,67
C	0,3610	7,3	3,90	10,29
K	0,4733	40,7	5,11	11,63
N	0,3020	-10,3	3,26	9,59
PN	0,7626	126,6	8,24	15,07
PW	0,4106	22,0	4,44	10,88
S	0,3363	-0,1	3,63	10,00
W	0,1896	-43,7	2,05	8,25
Kopalnia	$RF_c = 0,3365$		$R_{p_c} = 3,64$	$WACC_c = 10$

Źródło: opracowanie własne.

Analizujàc tabelę 8.1, moŹna zauwaŹyć, Źe wartoŹci R_{p_i} znacząco różnià się międy sobà, co wpłyna na różnice wartoŹci $WACC_i$. Partie o najwyŹszym wskaźniku RF (partia PN) osiàgajà wartoŹci R_{p_i} rzędu 8,24% i ponad 15% $WACC$. NajniŹszą wartoŹć R_{p_i} uzyskano dla partii W ($R_{p_i} = 2,05\%$, przy $RF = 0,189$). Odpowiada jej wartoŹć $WACC$ na poziomie 8,25%. Odzwierciedla 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 (węgiła) 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 tabela 8.2.

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

Table 8.2. Estimated values of the Rp_i index for individual zones and the entire mine

Kopalnia (złóże)	RF wskaźnik ryzyka	δ względna różnica RF [%]	Rp_i [%]	$WACC_i$ [%]
A	0,4497	-8,0	3,35	9,68
B	0,5442	11,3	4,05	10,45
C	0,4211	-12,9	3,13	9,45
D	0,5481	12,1	4,07	10,48
E	0,4593	-6,0	3,42	9,76
F	0,4528	-7,4	3,37	9,71
Kopalnia	$RF_c = 0,4888$		$Rp_c = 3,64$	$WACC_c = 10$

Źródło: opracowanie własne.

Po zaprezentowaniu 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 tabeli 8.3 oraz dla kopalni D w tabeli 8.4.

Tabela 8.3. Oszacowane zmiennego w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni A

Table 8.3. Estimation of time-varying weighted average annual cost of capital for A mine

Rok eksploatacji	RF Wskaźnik ryzyka	δ Względna różnica RF [%]	Rp_i [%]	$WACC_i$ [%]
1	2	3	4	5
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

1	2	3	4	5
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
Kopalnia	$RF_A = 0,4497$		$Rp_A = 3,35$	$WACC_A = 9,68$

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.4. Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni D

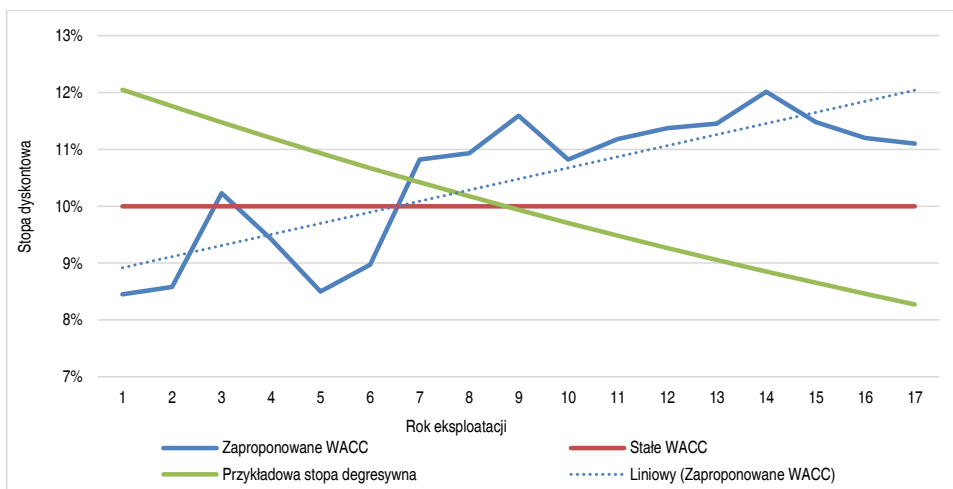
Table 8.4. Estimation time-varying weighted average annual cost of capital for D mine

Rok eksploatacji	RF Wskaźnik ryzyka	δ 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
Kopalnia	$RF_D = 0,5481$		$Rp_D = 4,07$	$WACC_D = 10,48$

Źródło: opracowanie własne.

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 rozpozna-

nia 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 zaszczości eksploatacyjnych, czyli szeroko rozumianej uciążliwości eksploatacji, będą prowadzić do wzrostu ryzyka eksploatacji. Zdaniem autora, fakt ten (ryzyko) powinien mieć odbicie w zmiennej w czasie stopie dyskontowej, co dla kopalni D przedstawiono na rysunku 8.1.



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

Fig. 8.1. Comparison of different types of discount rates using the example of D mine

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, a 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 i 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 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,
- produkcja 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%),

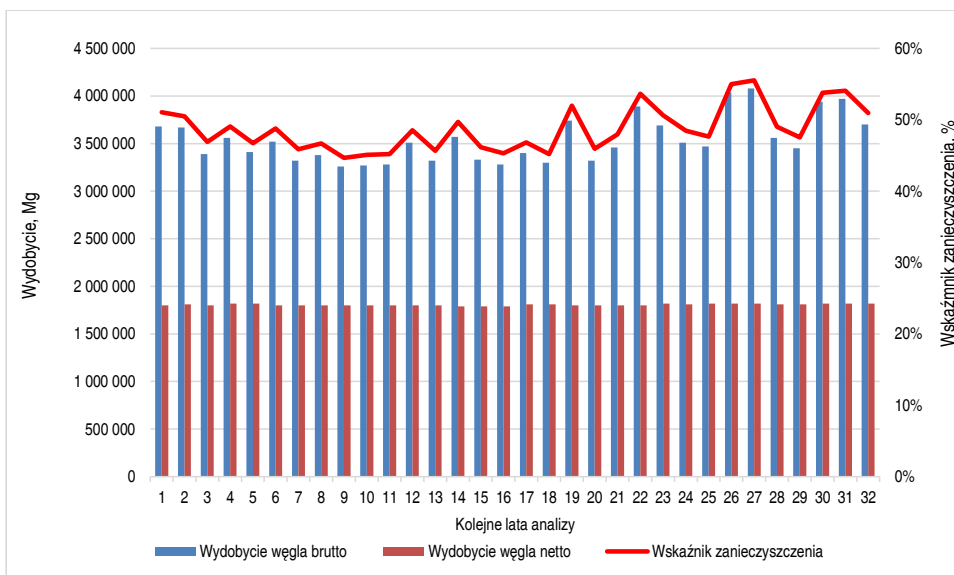
- parametry jakościowe węgla koksowego,
- produkcja węgla handlowego, a także wolumen odpadów wydobywczych (skała płonna),
- parametry opisujące czynniki ryzyka związane z eksploatacją konkretnych ścian.

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

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

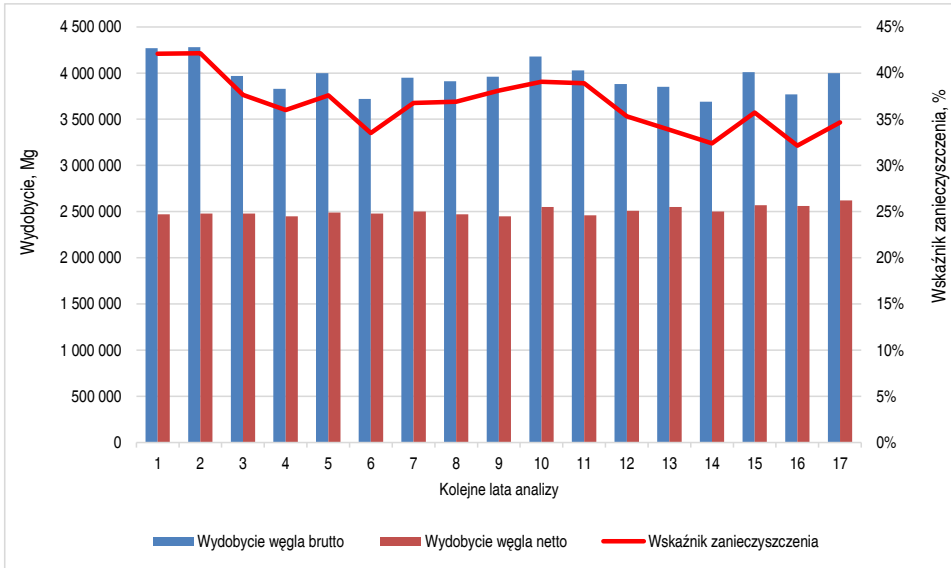
Zmienne te zostały następnie wykorzystane do oszacowania:

- 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 (opracowanie własne)

Fig. 9.1. Net and gross coal extraction and contamination index for A mine in the adopted analysis horizon



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

Fig. 9.2. Net and gross coal extraction and contamination index for D mine in the adopted analysis horizon

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 wilgoc w węglu surowym oraz ich dopuszczalne poziomy, w produkcie handlowym zostały oszacowane wychody węgla handlowego przez zakłady przeróbki (ZPMW).

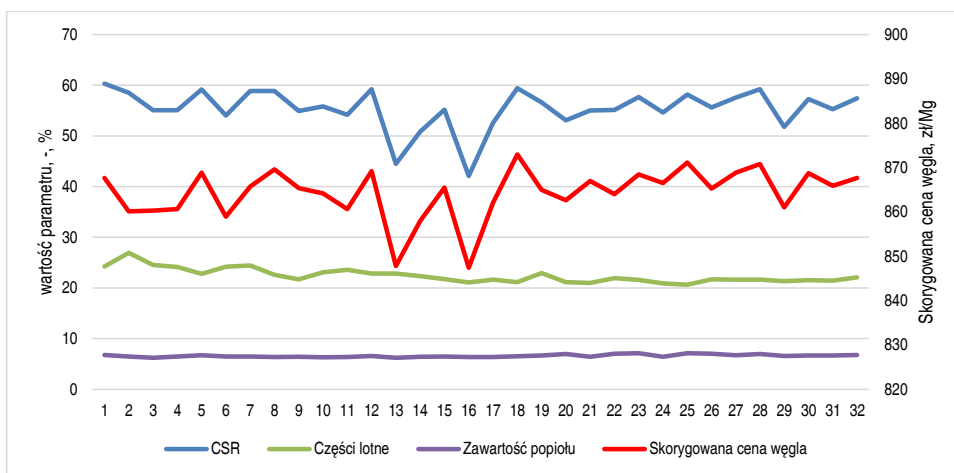
W kalkulacji przyjęto, iż zrealizowanie rocznego wydobycia na założonym poziomie będzie możliwe przy jednoczesnej pracy 3–4 ścian w obu zakładach górniczych. Wydobycie ze wszystkich pokładów będzie realizowane systemem ścianowym z kombajnem jako maszyną urabiającą oraz jednym kompleksem strugowym w wybranych 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 drażenia wyrobisk chodnikowych oparte na modelu złoża).

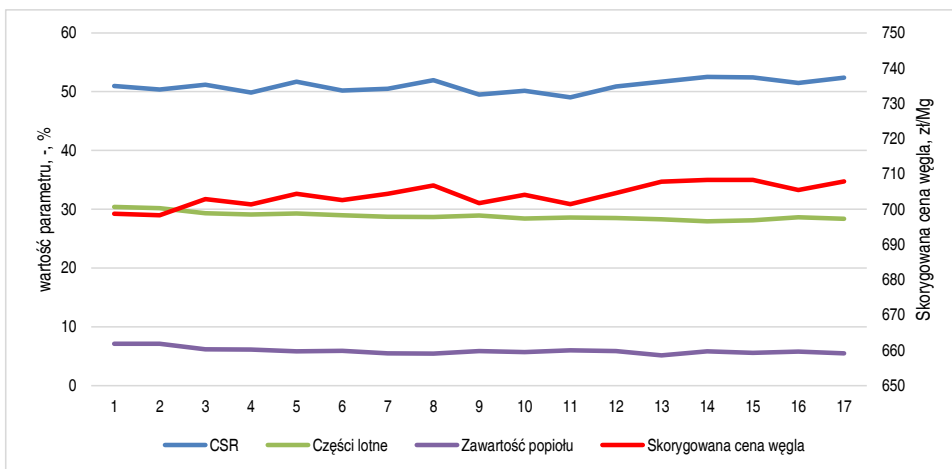
Mając na uwadze wartości referencyjne kluczowych parametrów jakościowych węgla, przyjęto, że długoterminowa cena węgla koksowego w analizowanych złożach wyniesie 200 USD/Mg, a w przeliczeniu na polski złoty – 800 zł/Mg (1 USD = 4 zł). Biorąc pod uwagę, że cena węgla handlowego będzie korygowana w odniesieniu 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).

Na rysunkach (rys. 9.3 i 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).



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

Fig. 9.3. Graphical presentation of the variability of selected quality parameters of coal and coke within the deposit of A mine



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

Fig. 9.4. Graphical presentation of the variability of selected quality parameters of coal and coke within the D mine deposit

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 tabelach 9.1 i 9.2.

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

Table 9.1. Commercial coal production and revenues from coal sales at A mine

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
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
	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16
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

	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
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
	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
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

Źródło: opracowanie własne.

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

Table 9.2. Commercial coal production and revenues from coal sales at D mine

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
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
	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
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
	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
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	

Źródło: opracowanie własne.

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 5426 mln zł. Obejmują one następujące pozycje główne [mln zł]:

- | | |
|---|-------|
| ▪ inwestycje rzeczowe | 2831; |
| ▪ nakłady na wyrobiska ruchowe | 1271; |
| ▪ 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 4197 mln zł. Obejmują one następujące pozycje główne [mln zł]:

- | | |
|---|-------|
| ▪ inwestycje rzeczowe | 1507; |
| ▪ nakłady na wyrobiska ruchowe | 1669; |
| ▪ 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 kapitałnych, odtworzeniem i rozwojem infrastruktury transportowej, rozwojem sieci rurociągów oraz modernizacjami pozostałych maszyn i urządzeń.

Kwoty w poszczególnych pozycjach zostały przyjęte w pierwszych latach analizy na podstawie rzeczywistych danych z kopalń, natomiast w kolejnych latach zostały oszacowane wskaźnikowo na bazie doświadczeń i najlepszej wiedzy. Projekcję nakładów inwestycyjnych dla kopalni A i kopalni D przedstawiono w poniższych tabelach (tab. 9.3 i 9.4).

Tabela 9.3. Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni A [tys. zł]

Table 9.3. Total capital expenditure broken down into individual groups for A mine [PLN thousand]

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	264 000	222 000	205 000	194 000	188 000	180 000	171 000	174 000
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
	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	171 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000
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
	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000
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

	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000	159 000
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

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 9.4. Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni D [tys. zł]

Table 9.4. Total capital expenditure broken down into individual groups for D mine [PLN thousand]

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	250 000	379 000	428 000	329 000	297 000	253 000
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
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	209 000	210 000	203 000	204 000	201 000	204 000
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	
Nakłady inwestycyjne ŁĄCZNIE	206 000	204 000	208 000	206 000	208 000	
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	

Źródło: opracowanie własne.

Amortyzacja

Amortyzację naliczano 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 tabelach 9.5 i 9.6.

Tabela 9.5. Amortyzacja środków trwałych dla kopalni A [tys. zł]

Table 9.5. Depreciation of fixed assets for A mine [PLN thousand]

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6	ROK 7	ROK 8
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	147 000	160 000	169 000	147 000	146 000	146 000	148 000	142 000
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
	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	143 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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

	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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
	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 9.6. Amortyzacja środków trwałych dla kopalni D [tys. zł]

Table 9.6. Depreciation of fixed assets for D mine [PLN thousand]

	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	221 000	215 000	250 000	263 000	262 000	256 000
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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

	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	258 000	258 000	248 000	242 000	241 000	242 000
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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
	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
Całkowita amortyzacja [tys. zł]	243 000	242 000	243 000	243 000	244 000	
Amortyzacja wyrobisk ruchowych 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	

Źródło: opracowanie własne.

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. 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 r. (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 tabelach 9.7 i 9.8.

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

Table 9.7. Cash operating costs of coal production for A mine [PLN million]

	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
Razem [mln zł]	1 517	1 535	1 508	1 463	1 431	1 424	1 411	1 391

	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
Razem [mln zł]	1 409	1 396	1 392	1 398	1 393	1 398	1 393	1 392
	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
Razem [mln zł]	1 396	1 393	1 402	1 392	1 395	1 404	1 402	1 398
	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
Razem [mln zł]	1 396	1 408	1 410	1 398	1 397	1 407	1 408	1 402

Źródło: opracowanie własne.

Łączne gotówkowe koszty operacyjne dla kopalni A oszacowano na 45 259 mln zł, zaś 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.

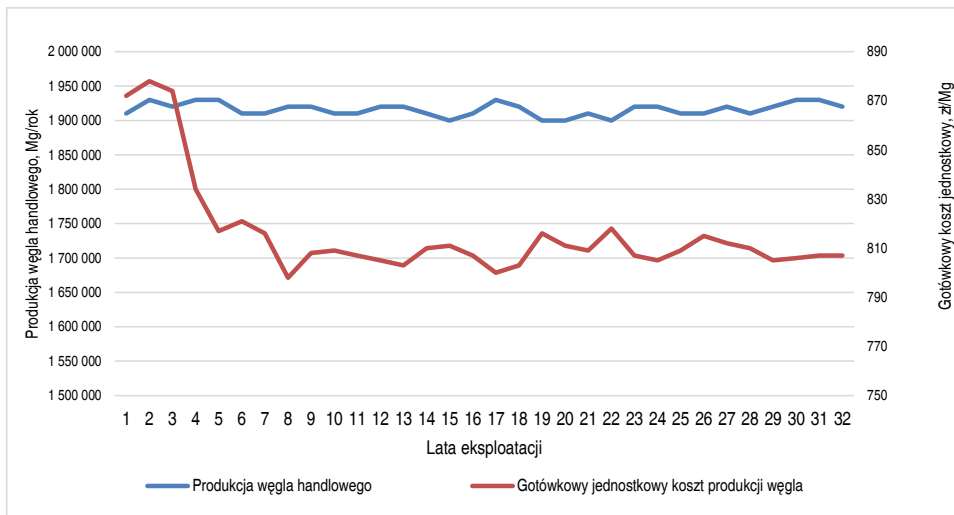
Całkowite średnie koszty operacyjne wydobycia w ujęciu jednostkowym (z uwzględnieniem amortyzacji) oszacowano na 815,9 zł/Mg w przypadku kopalni A oraz 662,6 zł/Mg dla kopalni D. Koszty gotówkowe własne sprzedaży w ujęciu jednostkowym (rozumiane

*Tabela. 9.8. Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni D [mln zł]**Table 9.8. Cash operating costs of coal production for D mine [PLN million]*

	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
Razem [mln zł]	1 733	1 713	1 671	1 662	1 588	1 573
	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
Razem [mln zł]	1 564	1 552	1 537	1 522	1 516	1 516
	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	
Razem [mln zł]	1 517	1 510	1 520	1 515	1 522	

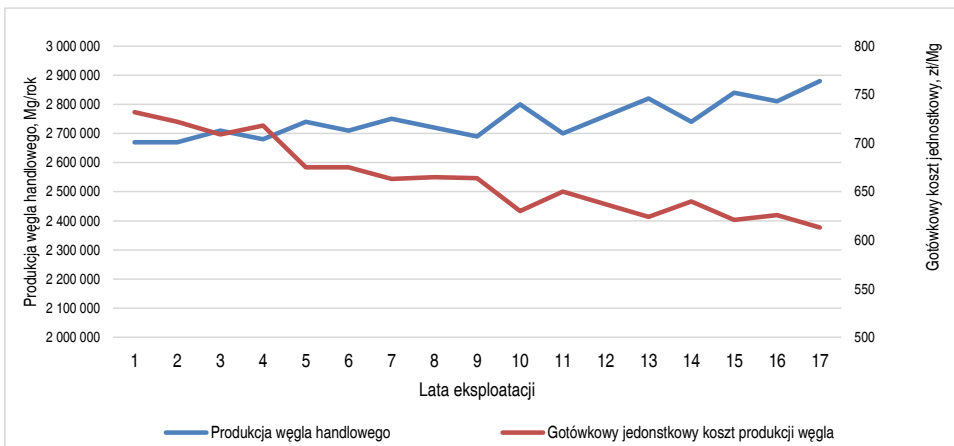
Źródło: opracowanie własne.

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 i 9.6).



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

Fig. 9.5. Unit cash costs of sales in relation to coal production (A mine)



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

Fig. 9.6. Unit cash costs of sales compared to coal production (D mine)

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), odkładane będzie 3% wartości rocznej amortyzacji bilansowej ustalonej w projektach (na podstawie Prawa geologicznego i górniczego wymagane jest tworzenie 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 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 tabeli 9.9, zaś projekcję rachunku przepływów pieniężnych dla kopalni A ujęto w tabeli 9.10.

Tabela 9.9. Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni A [mln zł]

Table 9.9. Financial projection of the profit and loss account for A mine [PLN million]

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
Wyszczególnienie	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
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
Wyszczególnienie	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
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

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 9.10. Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni A

Table 9.10. Financial projection of cash flow statement for A mine [PLN million]

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
Wyszczególnienie	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16
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 FCFF	26	30	27	30	18	17	18	11
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	26	27	25	28	15	18	19	14
Różnica FCFF	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
Wyszczególnienie	ROK 17	ROK 18	ROK 19	ROK 20	ROK 21	ROK 22	ROK 23	ROK 24
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 FCFF	18	19	11	11	11	8	10	9
Zdyskontowane przepływy FCFF (zmienny WACC)	19	20	13	13	13	10	12	11
Różnica FCFF	-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

Wyszczególnienie	ROK 25	ROK 26	ROK 27	ROK 28	ROK 29	ROK 30	ROK 31	ROK 32
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	1 077	1 139	1 214	1 293	1 367	1 450	1 529	1 608
Zdyskontowane przepływy FCFF	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

Źródło: opracowanie własne.

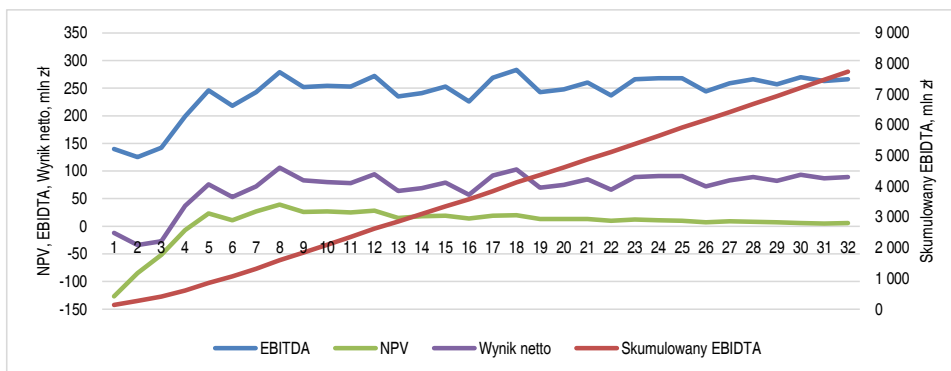
Zmienność zysku netto oraz przepływów pieniężnych netto w ujęciu graficznym zaprezentowano na rysunku 9.7. Od piątego roku analizy wartości skumulowane zysku netto i przepływów pieniężnych pozostają dodatnie.

Tabela 9.11. Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni A

Table 9.11. Summary of the assessment of individual variants for A mine

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

Źródło: opracowanie własne.



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

Fig. 9.7. Annual and cumulative values of net profit, cash flow and EBITDA for A mine

Analizując tabelę 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 do 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,
- potencjalna¹⁴ 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 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 tabelę 8.3, można zauważyć, że wyraźnie niższe roczne stopy dyskontowe, zwiększające

¹⁴ 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.

wartość bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych (od stopy referencyjnej 10%), występują dopiero od 14. roku analizy. Tabela 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 poniŹszym rysunku.

9.6.2. Wyniki oceny efektywności ekonomicznej kopalni D

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

Tabela 9.12. Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni D [mln zł]

Table 9.12. Financial projection of the profit and loss account for D mine [PLN million]

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
Wyszczególnienie	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
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
Wyszczególnienie	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
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	

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 9.13. Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla projektu 2 (kopalnia D)

Table 9.13. Financial projection of cash flow statement [PLN million] for 2nd project (D mine)

Wyszczególnienie	ROK 1	ROK 2	ROK 3	ROK 4	ROK 5	ROK 6
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)	-107	-204	-164	-84	15	38
Różnica FCFF	0	2	-1	1	-1	-2
NPV (wariant I)	-107	-309	-474	-557	-543	-507
NPV (wariant II)	-107	-311	-475	-559	-544	-506
Wyszczególnienie	ROK 7	ROK 8	ROK 9	ROK 10	ROK 11	ROK 12
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
Wyszczególnienie	ROK 13	ROK 14	ROK 15	ROK 16	ROK 17	
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	1 195	1 445	
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	

Źródło: opracowanie własne.

Zmienność wartości zysku netto oraz przepływów pieniężnych netto w ujęciu graficznym zaprezentowano na rysunku 9.8. Od 5. roku analizy wartości skumulowane zysku netto i przepływów pieniężnych pozostają dodatnie.

Tabela 9.14. Zbiornicze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni D

Table 9.14. Summary of the assessment of individual variants for D mine

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

Źródło: opracowanie własne.

Analizując tabelę 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%.

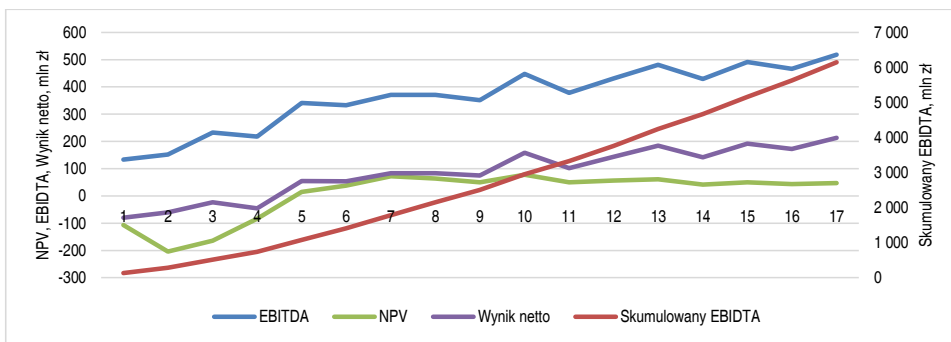
Przy założonym średnim ważonym koszcie kapitałów (WACC, 10,00%) spełnione są warunki do wydania opinii o istnieniu efektywności ekonomicznej tego przedsięwzięcia, mierzonej wartościami wskaźników NPV i IRR ($IRR > WACC$ oraz $NPV > 0$).

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 stopy 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 z kopalnią A). Analizując tabelę 8.4, można zauważyć, że wyraźnie wyższe roczne stopy dyskontowe, zmniejszające wartość bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych, występują już w 7. roku analizy. Tabela 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 EBIDTA dla kopalni D (przy zastosowaniu zmiennej WACC) (opracowanie własne)

Fig. 9.8. Annual and cumulative values of net profit, cash flow and EBIDTA for D mine (using variable WACC)

9.7. Analiza wraŹliwoŹci

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

Zgodnie z algorytmem analizy za zmienną objaŹnianą przyjęto NPV (wyliczone na podstawie zmiennego WACC), a do zmiennych objaŹniających zaliczono:

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

Przyjęto łącznie zakres zmian jako $\pm 40\%$ odchylenia od wartoŹci bazowej danej zmiennej, przy 20-procentowym kroku zmiany parametrów objaŹniających.

Zmiany poziomu NPV w wyniku korekt poszczególnych zmiennych objaŹniających dla obu kopalń przedstawiono odpowiednio na rysunkach 9.9 oraz 9.10.

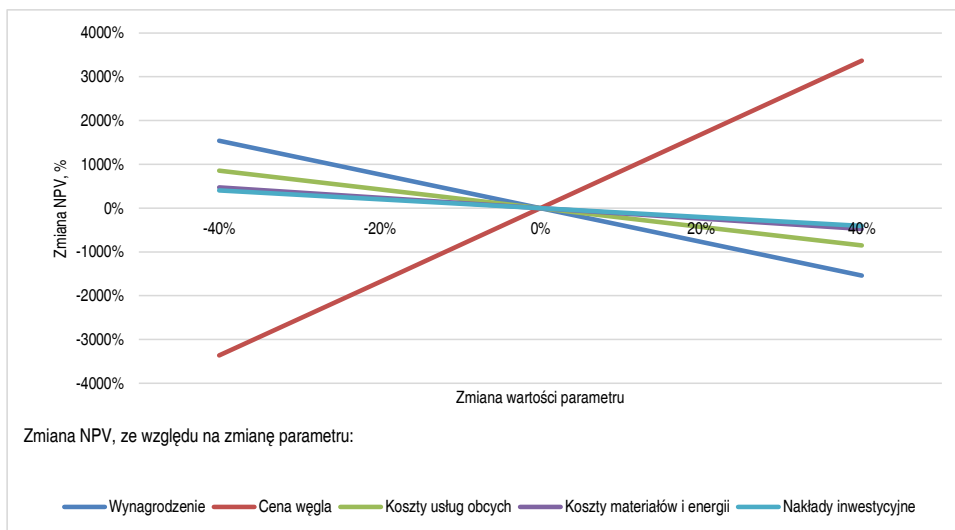
Analizując wyniki przedstawione na rysunkach 9.9 oraz 9.10, naleŹy stwierdzić, Źe przy ustalonych uwarunkowaniach oceny efektywnoŹci ekonomicznej i przyjętych bazowych poziomach kluczowych zmiennych objaŹniających:

- najwyŹszy wpływ na wartoŹć NPV ma cena węgla handlowego,
- drugim pod względem wpływu na wielkoŹć zmiany NPV są koszty wynagrodzeń pracowników wraz z narzutami,
- na następnym miejscu pod względem siły wpływu na NPV znalazły się kolejno: koszty usług obcych, koszty materiałóŹ i energii oraz poziom nakładóŹ inwestycyjnych.

Analiza wraŹliwoŹci skumulowanego zysku netto, skumulowanej wartoŹci wskaŹnika EBITDA oraz skumulowanej i zdyskontowanej wartoŹci FCFF

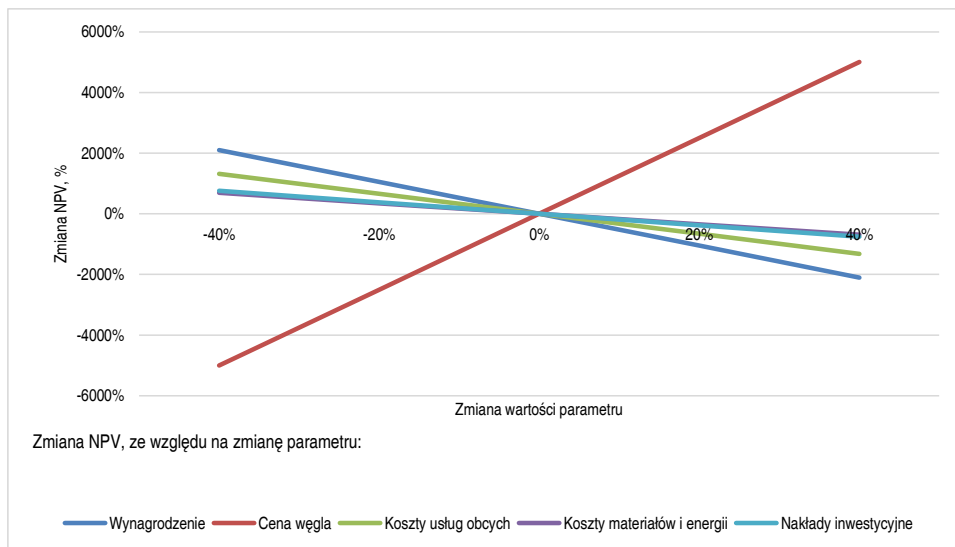
W analogiczny sposób jak w przypadku analizy wraŹliwoŹci NPV wykonano analizę wraŹliwoŹci dla skumulowanego zysku netto, skumulowanej wartoŹci EBITDA oraz skumulowanej wartoŹci FCFF przy następujących wartoŹciach bazowych:

- skumulowanego zysku netto dla kopalni A: 2232 mln zł oraz dla kopalni D: 1445 mln zł,
- skumulowanego EBITDA w kopalni A: 7741 mln zł, a w kopalni D: 6144 mln zł,
- skumulowanych przepłyów pienięŹnych netto FCFF: dla kopalni A: 1608 mln zł oraz 1445 mln zł dla kopalni D.



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

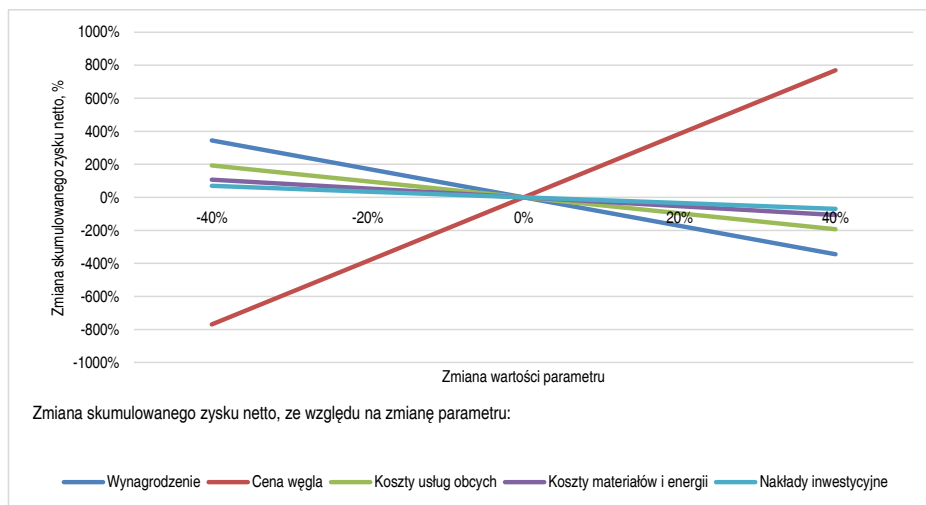
Fig. 9.9. Graphical presentation of NPV sensitivity to changes in decision parameters – summary (A mine)



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

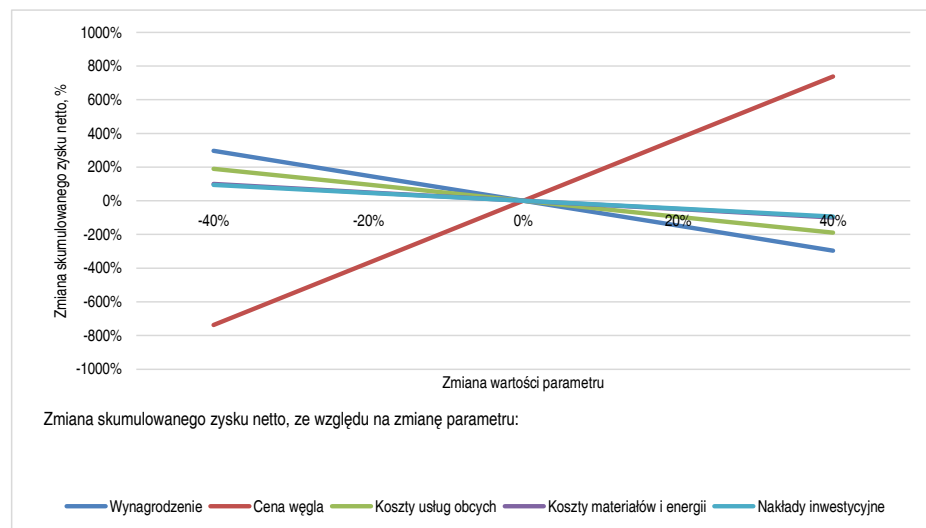
Fig. 9.10. Graphical presentation of NPV sensitivity to changes in decision parameters – summary (D mine)

Wyniki analizy wraŹliwoŹci przedstawiono na rysunkach (rys. 9.11–9.16).



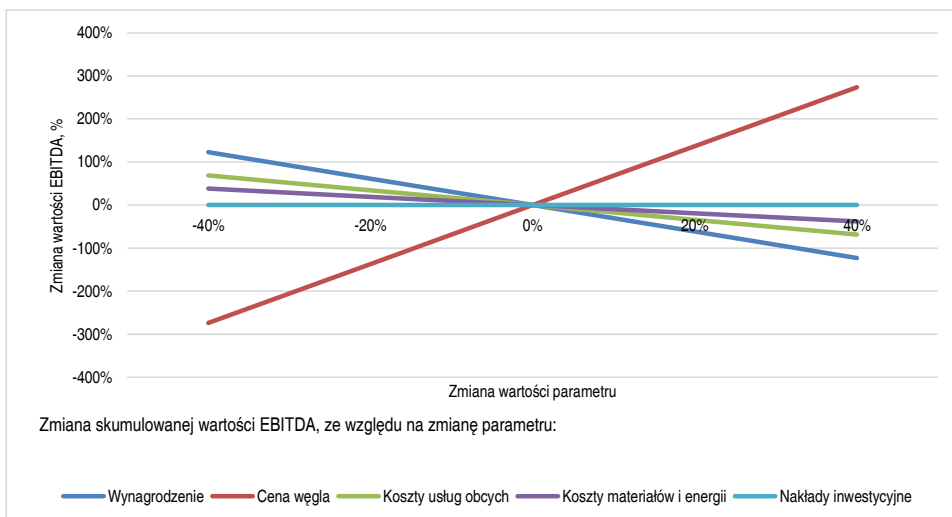
Rys. 9.11. Graficzna prezentacja wraŹliwoŹci skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) (opracowanie własne)

Fig. 9.11. Graphical presentation of the sensitivity of cumulative net profit to adjustments of selected decision variables – summary (A mine)



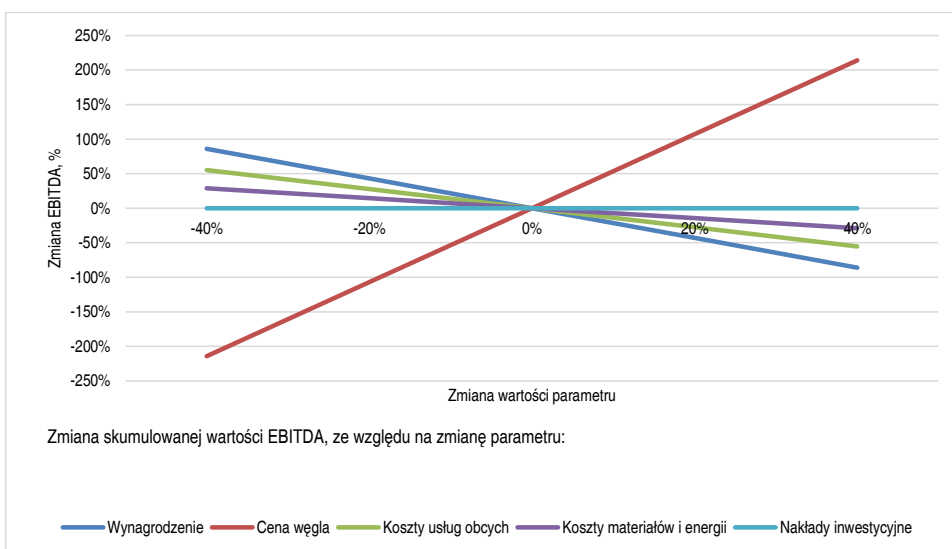
Rys. 9.12. Graficzna prezentacja wraŹliwoŹci skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (opracowanie własne)

Fig. 9.12. Graphical presentation of the sensitivity of cumulative net profit to adjustments of selected decision variables – summary table (D mine)



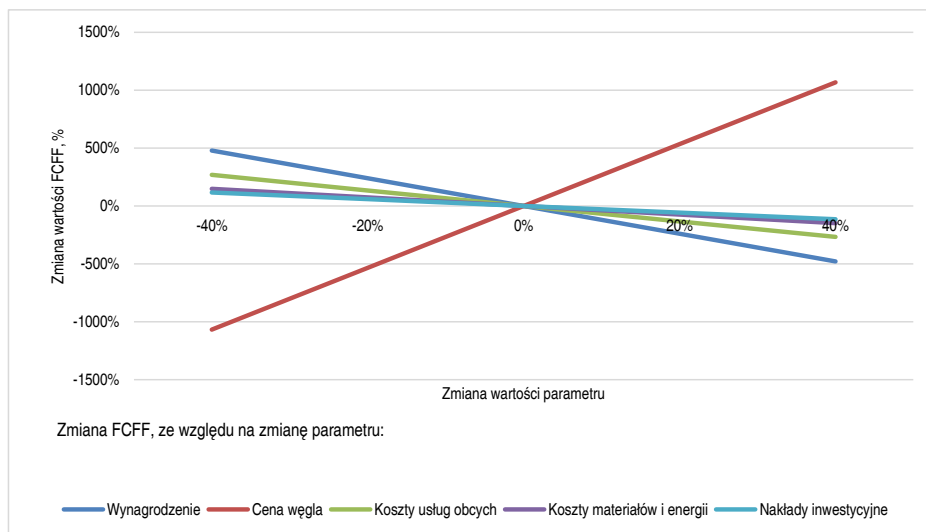
Rys. 9.13. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) (opracowanie własne)

Fig. 9.13. Graphical presentation of the sensitivity of cumulative EBITDA to changes in decision parameters – summary (A mine)



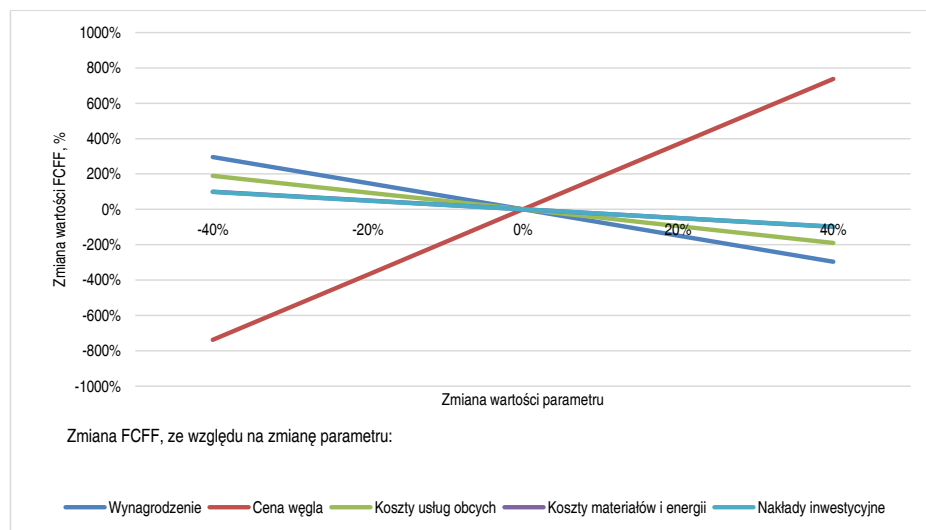
Rys. 9.14. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (opracowanie własne)

Fig. 9.14. Graphical presentation of the sensitivity of cumulative EBITDA to changes in decision parameters – summary (D mine)



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

Fig. 9.15. Graphical presentation of the sensitivity of the cumulative discounted FCFF value to adjustments of selected decision variables – summary (A mine)



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

Fig. 9.16. Graphical presentation of the sensitivity of the cumulative discounted FCFF value to adjustments of selected decision variables – summary (D mine)

Analiza wyników przedstawionych na rysunkach (rys. 9.11–9.16) 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 r. górnictwo węglowe zaliczyło stratę na wyniku finansowym netto rzędu -4332 mln zł, natomiast w 2022 r. był to zysk w tej samej pozycji na poziomie $+9744$ mln zł, za co w większości była odpowiedzialna cena sprzedaży węgla (Kick 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 ($45\text{--}51\%$) oraz usługi obce ($17\text{--}20\%$), 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 dekoniunkturze, 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.

Analiza literatury w zakresie oceny ryzyka w górniczych projektach inwestycyjnych, metod wspomagania decyzji oraz wykorzystania cyfrowego modelu złoża w planowaniu górniczym pozwoliła ustalić aktualny stan wiedzy w tej dziedzinie 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 β określany jest na podstawie pochodzących z analizy regresji danych historycznych, podczas gdy prognozowana wielkość β , 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 dokumentowania budowy geologicznej złoża oraz przy szacowaniu wielkości jego zasobów. Cyfrowy model złoża można traktować jako bazę danych geologicznych (przedstawioną 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 w ciągu ostatnich kilkudziesięciu lat doczekała się wielu modyfikacji i ulepszeń. Jedną z nich jest metoda FAHP, w której – podobnie jak w przypadku klasycznej metody AHP – wykorzystuje się 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 górniczymi.
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 na potrzeby 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 jakości-

wych węgla w przestrzeni złoża. Na potrzeby 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-górnice.

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 – ocenę poziomu ryzyka w partiach złoża. Drugi poziom modelu reprezentowany jest przez 3 główne grupy czynników ryzyka, do których zaliczono: czynniki górnicze, 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 (górnich) 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 (określonym miarą atrakcyjności – RF) opracowano harmonogramy eksploatacji i dla każdego roku, dla obydwu kopalń, przygotowano prognozy wskaźnika RF.

Oszacowane wartości wskaźniki RF wykorzystano w etapie 5. 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 (złoża testowe) oraz dla poszczególnych lat w harmonogramie produkcji dla kopalń A i D.

W etapie 6. na potrzeby 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 korekt stopy dyskontowej.

Dla kopalni A, dla wariantu ze stałą stopą dyskontową, otrzymano następujące wartości wybranych mierników efektywności ekonomicznej w tych warunkach wyceny¹⁵:

- 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 złoża), 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%).

¹⁵ Warunki wyceny opisane w rozdziałach 9.1–9.5 niniejszej pracy.

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. 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 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. Na potrzeby 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.

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 na podstawie wytypowanych czynników ryzyka w metodach statystycznych wskaźnika (RF), który stanowi miarę atrakcyjności złoża (szacowanego także w skali partii czy pokładu).

Ryzyko rozumiane jest jako złożenie zmienności i niepewności, współwystępujących ze sobą, które muszą być brane pod uwagę w procesie podejmowania decyzji, do czego niezbędna jest wycena projektu inwestycyjnego. Zaproponowana metodyka, w granicach jej stosowalności, jakimi niewątpliwie są 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:

1. 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.
2. Opracowana autorska metodyka charakteryzuje się skalowalnością „od szczegółu do ogółu”, tj. od ściany do złoża i od złoża (jako całości) do ściany. Odbyna 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 do oce-

ny atrakcyjności poszczególnych partii, a następnie po normalizacji i zważeniu za pomocą wielkości zasobów do oceny atrakcyjności złoża.

3. Na potrzeby oszacowania wskaźnika ryzyka opracowano cyfrowe modele złóż i wykorzystano zgromadzone w nich 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 koszty jednostkowe wydobywania. Były to: miąższość pokładu, zasoby wydobywalne, wybieg ściany, długość ściany, odległość od szybu materiałowo-zjazdowego, głębokość, CH₄ (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 monografii 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 dostarcza rozwiązanie, które prezentuje się jako adekwatne do wagi problemu, wartościowe i co bardzo ważne – użyteczne 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.

Wykaz literatury

- Abdalla i in. 2013 – Abdalla, S., Kizil, M.S. i Canbulat, I. 2013. Development of a method for layout selection using analytical hierarchy process. 12.
- Adamus, W. i Grzęda, A. 2005. Wspomaganie decyzji wielokryterialnych w rozwiązywaniu wybranych problemów organizacyjnych i menedżerskich. *Badania operacyjne i decyzje* 2, 32.
- Adamus, W. i Łasak, P. 2010. Zastosowanie metody AHP do wyboru umiejscowienia nadzoru nad rynkiem finansowym. *Bank i Kredyt* 41(4), 73–100.
- Al Heib i in. 2023 – Al Heib, M.M., Franck, C., Djizanne, H. i Degas, M. 2023. Post-Mining Multi-Hazard Assessment for Sustainable Development. *Sustainability* 15(10), DOI: <https://doi.org/10.3390/su15108139>.
- Alexandrov, G. i Iablonev, A. 2020. Factors of Investment Attractiveness of Mining Industries: Methodology Identification and Assessment. *E3S Web of Conferences* 174, DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017404013>.
- Ampuła, D. 2014. Regresja jako metoda procesu predykcji. *Problemy Techniki Uzbrojenia* 130(2), 67–78.
- Ashgari, O. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1007/s12517-011-0391-7>.
- Awerbuch, S. 1993. The surprising role of risk in utility integrated resource planning. *The Electricity Journal* 6(3), 20–33, DOI: [https://doi.org/10.1016/1040-6190\(93\)90048-P](https://doi.org/10.1016/1040-6190(93)90048-P).
- 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, DOI: <https://doi.org/10.5121/ijmvsc.2013.4302>.
- Balt, K.D. 2015. A methodology for implementing the analytical hierarchy process to decision-making in mining. 136.
- Bascetin, A. 2009. The study of decision making tools for equipment selection in mining engineering operations. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 25(3), 37–56.
- Becker, A. 2012. Zastosowanie metody AHP do uszeregowania województw Polski pod względem wykorzystania technologii ICT w przedsiębiorstwach. *Oeconomica* 68(297), 10.
- Benayoun i in. 1971 – Benayoun, R., De Montgolfier, J., Tergny, J. i Laritchev, O. 1971. Linear programming with multiple objective functions: Step method (stem). *Mathematical Programming* 1(1), 366–375, DOI: <https://doi.org/10.1007/BF01584098>.

- Biedrawa, A. i Sobczyk, W. 2010. AHP – komputerowe wspomaganie podejmowania złożonych decyzji. *Edukacja – Technika – Informatyka* 1/1, 285–292.
- Biegun, D. i 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, DOI: <https://doi.org/DOI%252010.4467/21995923GP.16.006.5482>.
- Borowicz i in. 2014 – Borowicz, A., Duczmal, M., Ślusarczyk, G. i Frankowski, R. 2014. Wykorzystanie jednolitej bazy danych geologicznych do tworzenia cyfrowego modelu geologicznego złoża węgla brunatnego Złoczew. *Górnictwo Odkrywkowe* 5.
- Brans i in. 1986 – Brans, J.P., Vincke, Ph. i Mareschal, B. 1986. How to select and how to rank projects: The Promethee method. *European Journal of Operational Research* 24(2), 228–238, DOI: [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(86\)90044-5](https://doi.org/10.1016/0377-2217(86)90044-5).
- Broniewicz, E. i Dziurdzikowska, E. 2017. Multi-criteria methods in balancing socio-economic processes. *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu* 491, 53–62, DOI: <https://doi.org/10.15611/pn.2017.491.05>.
- Buckley, J.J. 1985. Fuzzy hierarchical analysis. *Fuzzy Sets and Systems* 17(3), 233–247, DOI: [https://doi.org/10.1016/0165-0114\(85\)90090-9](https://doi.org/10.1016/0165-0114(85)90090-9).
- Bülbül, D. i 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.
- Burtan i in. 2017 – Burtan, Z., Stasica, J. i 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, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Butra i in. 2009 – Butra, J., Kicki, J., Kudelko, J., Wanielista, K. i Wirth, H. 2009. *Podstawy rachunku ekonomicznego w przedsiębiorstwach górniczych*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Butra i in. 2010 – Butra, J., Kicki, J., Kudelko, J., Wanielista, K. i Wirth, H. 2010. *Strategia zarządzania przedsiębiorstwami górniczymi w ujęciu modelowym*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Cabała, P. 2013. Wykorzystanie metod ELECTRE w projektowaniu złożonych systemów organizacyjnych. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Krakowie* 905, 5–20.
- 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.
- Celec, S.E. i Pettway, R.H. 1979. Some Observations on Risk-Adjusted Discount Rates: A Comment. *The Journal of Finance* 34(4), 1061–1063, DOI: <https://doi.org/10.2307/2327072>.
- Chakraborty, S. 2022. TOPSIS and Modified TOPSIS: A comparative analysis. *Decision Analytics Journal* 2, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.dajour.2021.100021>.
- Chang, D.-Y. 1996. Applications of the extent analysis method on fuzzy AHP. *European Journal of Operational Research* 95(3), 649–655, DOI: [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(95\)00300-2](https://doi.org/10.1016/0377-2217(95)00300-2).
- Chečko i in. 2020 – Chečko, J., Urych, T., Magdziarczyk, M. i Smoliński, A. 2020. Resource Assessment and Numerical Modeling of CBM Extraction in the Upper Silesian Coal Basin, Poland. *Energies* 13(9), DOI: <https://doi.org/10.3390/en13092153>.

- Chou, S.-W. i Chang, Y.-C. 2008. The implementation factors that influence the ERP (enterprise resource planning) benefits. *Decision Support Systems* 46(1), 149–157, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.dss.2008.06.003>.
- Chudzicka, B. 1980. Próba klasyfikacji stopnia zuskokowania złóż kopalń węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. *Przegląd Górniczy* 11, 544–547.
- Coal 2023 Analysis and forecast to 2026. (1 grudnia 2023). [Online:] <https://www.iea.org/reports/coal-2023> [Dostęp: 15.10.2025].
- Copeland, T.E. i Antikarov, V. 2001. *Real options: A practitioner's guide*. Texere.
- Cowan i in. 2003 – Cowan, J., Beatson, R. i Ross, H.J. 2003. Practical Implicit Geological Modelling. *5th International Mining Geology Conference* 14.
- Cyrul, T. 2003a. Podstawowe zagadnienia zarządzania ryzykiem projektu górniczego. *Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN* 5(1), 3–20.
- Cyrul, T. 2003b. Wybrane aspekty ryzyka i niepewności w projektach inżynierskich. *Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN* 5(3–4), 315–336.
- Damodaran, A. 2022. Country Risk: Determinants, Measures and Implications – The 2022 Edition. *SSRN Electronic Journal*, DOI: <https://doi.org/10.2139/ssrn.4161010>.
- Davies, M. 2001. Adaptive AHP: A review of marketing applications with extensions. *European Journal of Marketing* 35(7/8), 872–894, DOI: <https://doi.org/10.1108/EUM0000000005729>.
- Davis, G.A. 1998. One Project Two Discount Rates. *Mining Engineering*.
- de Steiguer i in. 2003 – de Steiguer, J.E., Duberstein, J. i Lopes, V. 2003. *The Analytic Hierarchy Process as a Means for Integrated Watershed Management*. First Interagency Conference on Research on the Watersheds, Benson, AZ.
- Dimitrakopoulos, R. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1179/037178410X12780655704608>.
- Dobosz, M. 2004. *Wspomagana komputerowo statystyczna analiza wyników badań* (Wyd. 2 uaktual). Exit.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.1093/occmed/51.2.118>.
- Downarowicz i in. 2000 – Downarowicz, O., Krause, J., Sikorski, M. i Stachowski, W. 2000. *Zastosowanie metody AHP do oceny i sterowania poziomem bezpieczeństwa złożonego obiektu technicznego*. 24.
- Dussud i in. 2019 – Dussud, M., Kudar, G., Lounsbury, P., Pikul, P. i Rossi, F. 2019. *Optimizing mining feasibility studies: The \$100 billion opportunity*. [Online:] <https://www.mckinsey.com/industries/metals-and-mining/our-insights/optimizing-mining-feasibility-studies-the-100-billion-opportunity> [Dostęp: 23.09.2025].
- Duzgun, H.S.B. i Einstein, H.H. 2004. Assessment and management of roof fall risks in underground coal mines. *Safety Science* 42(1), 23–41, DOI: [https://doi.org/10.1016/S0925-7535\(02\)00067-X](https://doi.org/10.1016/S0925-7535(02)00067-X).

- 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, DOI: <https://doi.org/10.46873/2300-3960.1371>.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.17794/rgn.2023.3.9>.
- Dyczko i in. 2014a – Dyczko, A., Dunst, N. i Galica, D. 2014. Wykorzystanie narzędzi informatycznych do modelowania złoża węgla kamiennego. *Wiadomości Górnicze* 9.
- Dyczko i in. 2014b – Dyczko, A., Galica, D. i Kudlak, Ł. 2014. Wybrane aspekty zastosowania narzędzi informatycznych w projektowaniu i harmonogramowaniu produkcji górniczej. *Wiadomości Górnicze* 9.
- Dyczko, A. i Kłos, M. 2008. System wspomagania decyzji w procesie przygotowania złoża do eksploatacji w kopalni węgla kamiennego „Bogdanka” SA – założenia, funkcjonalność i przepływ danych. 11.
- Dyczko i in. 2016 – Dyczko, A., Kołomański, D. i Kowalczyk, I. 2016. Modelowanie blokowe skał stropowych pokładów węgla LW Bogdanka SA. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN* 92, 12, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Dyrektywa o sprawozdawczości przedsiębiorstw w zakresie zrównoważonego rozwoju już opublikowana. Ministerstwo Finansów (16 grudnia 2022). [Online:] <https://www.gov.pl/web/finanse/dyrektywa-o-sprawozdawczosci-przedsiębiorstw-w-zakresie-zrownowazonego-rozwoju-juz-opublikowana> [Dostęp: 22.09.2025].
- Dyson, B. 2017. Integration of Life Cycle Assessment Into Decision-Analytic Approaches for Sustainable Technologies. [W:] *Encyclopedia of Sustainable Technologies*, 81–89. Elsevier, DOI: <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-409548-9.10037-5>.
- Dziworska, K. i Nowakowska, L. 2012. Narzędzia oceny opłacalności górniczych projektów inwestycyjnych – doświadczenia i propozycje. *Zarządzanie i Finanse* 10(4), 15.
- Erdem, Ö. i Güyagüler, T. 2011. *Geological Modeling of Layer Type Deposits in Mine Design Software Environment*. 12.
- Felis, P. 2016. *Finansowa ocena inwestycji rzeczowych – feasibility study*. Difin.
- Fifth list 2023 of critical raw materials for the EU 2023. Internal Market, Industry, Entrepreneurship and SMEs. [Online:] https://single-market-economy.ec.europa.eu/sectors/raw-materials/areas-specific-interest/critical-raw-materials_en [Dostęp: 22.09.2025].
- Figueira i in. 2013 – Figueira, J.R., Greco, S., Roy, B. i Słowiński, R. 2013. An Overview of ELECTRE Methods and their Recent Extensions: ELECTRE METHODS. *Journal of Multi-Criteria Decision Analysis* 20(1–2), 61–85, DOI: <https://doi.org/10.1002/mcda.1482>.
- Franco-Sepulveda i in. 2017 – Franco-Sepulveda, G., Campuzano, C. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.03.004>.
- French, C.W. 2003. The Treynor Capital Asset Pricing Model. *Journal of Investment Management* 1(2), 60–72.

- Gajdzik, B. i 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), DOI: <https://doi.org/10.3390/met8010023>.
- Galica, D. 2023. *Cyfrowy model geologiczny złoża jako narzędzie wspomagania decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Gasiea, Y.A. 2010. *An Analytical Decision Approach to Rural Telecommunication Infrastructure Selection*.
- Gatnar, E. 2010. Modele segmentowe w analizie regresji. *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu* 107, 24–33.
- Gawlik, R. 2012. *The Use of Analytic Hierarchy Process to Analyse International Corporations' Operating Environment* 14.
- Gawlik, R. 2017. Wybory młodych Europejczyków w pokryzysowej rzeczywistości – Propozycja modelu decyzyjnego opartego na metodzie AHP. *Studia Oeconomica Posnaniensia* 5(1), 63–74, DOI: <https://doi.org/10.18559/SOEP.2017.1.4>.
- Gawlik, R. 2019. *Enhancing managerial decision-making through multicriteria modeling*. Kraków: Wyd. PK.
- Ghasemi i in. 2012 – Ghasemi, E., Ataei, M., Shahriar, K., Sereshki, F., Jalali, S.E. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.05.025>.
- Górecka, D. 2015. Evaluating the Negotiation Template with Sipres – a Fusion of the Revised Simos' Procedure and the Zaproz Method. *Multiple Criteria Decision Making* 10, 48–64.
- Graham, J.R. i Harvey, C.R. 2001. The theory and practice of corporate finance: Evidence from the field. *Journal of Financial Economics* 60(2–3), 187–243, DOI: [https://doi.org/10.1016/S0304-405X\(01\)00044-7](https://doi.org/10.1016/S0304-405X(01)00044-7).
- Haldar, S.K. red. 2013. *Mineral explorations: Principles and applications*. Elsevier.
- Hannani i in. 2023 – Hannani, M., Bascompta, M., Sabzevar, M.G., Dehghani, H. i Khajevandi, A.A. 2023. Causal Analysis of Safety Risk Perception of Iranian Coal Mining Workers Using Fuzzy Delphi and DEMATEL. *Sustainability* 15(19), DOI: <https://doi.org/10.3390/su151914277>.
- Hwang, C.-L. i Yoon, K. 1981. *Multiple Attribute Decision Making* (T. 186). Springer Berlin Heidelberg. <https://doi.org/10.1007/978-3-642-48318-9>.
- Jajuga, K. i Jajuga, T. 2006. *Inwestycje: Instrumenty finansowe, aktywa niefinansowe, ryzyko finansowe, inżynieria finansowa* (Wyd. 3 zm). Warszawa: Wyd. Naukowe PWN.
- Jajuga i in. 2019 – Jajuga, K., Ronka-Chmielowiec, W., Stopczyński, A. i Wojtasiak-Terech, A. red. 2019. *Zarządzanie ryzykiem* (Wydanie 2). Warszawa: Wyd. Naukowe PWN.
- Jakubowski, G. 2021. Promethee methodology for multicriteria technology selection. *Engineering Expert*, 50–57, DOI: <https://doi.org/10.37105/enex.2021.1.06>.
- Jonek-Kowalska, I. 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, DOI: <https://doi.org/10.29119/1641-3466.2017.113.11>.

- JORC Code 2012. *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves*.
- Junkes i in. 2015 – Junkes, M.B., Tereso, A.P. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.procs.2015.08.606>.
- Jurek i in. 2013 – Jurek, J., Mucha, J. i 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, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kacprzak, D. 2018a. Metoda SAW z przedziałowymi danymi i wagami uzyskanymi za pomocą przedziałowej entropii Shannona. *Studia Ekonomiczne. Zeszyty naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Katowicach* 348.
- Kacprzak, D. 2018b. Przedziałowa metoda TOPSIS dla grupowego podejmowania decyzji. *Optimum. Economic Studies* 4(94), 256–273, DOI: <https://doi.org/10.15290/oes.2018.04.94.19>.
- Kaczmarek, T.T. 2010a. *Podstawowe zasady interdyscyplinarnego zarządzania ryzykiem*. 20.
- Kaczmarek, T.T. 2010b. *Zarządzanie ryzykiem: Ujęcie interdyscyplinarne*. Difin.
- Kalinowski i in. 2007 – Kalinowski, T., Hildebrandt, A., Nowicki, M., Susmarski, P. i Tarkowski, M. 2007. *Atrakcyjność inwestycyjna województw i podregionów Polski*. IBnGR.
- Kamiński, J. 2018. *Wsparcie procesu podejmowania decyzji w sektorze paliwowo-energetycznym z wykorzystaniem programowania matematycznego*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.15678/ZNU-EK.2016.0956.0802>.
- Kępiński, M. 2015. Zastosowanie modelowania niejawnego do budowy przestrzennych modeli geologicznych na przykładzie rejonu Jaślisk. *Nafta-Gaz* LXXI(9), 6.
- Kicki i in. 2023 – Kicki, J., Sobczyk, E.J., Kopacz, M., Kulpa, J. i Jarosz, J. 2023. *Górnictwo węgla kamiennego w Polsce*. IGSMiE PAN. [Online:] https://min-pan.krakow.pl/projekty/wp-content/uploads/sites/8/2018/07/Raport-2019_w%C4%99giel_FIN.pdf [Dostęp: 25-09-2025].
- Kicki, J. i Stopkowicz, A. 2009. *Ryzyko w górnictwie*. Monografia Część I.
- Kijanka i in. 2017 – Kijanka, D., Kuchta, T. i 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.
- Kijanka i in. 2016 – Kijanka, D., Kuchta, T. i Halbina, A. 2016. Szacowanie zanieczyszczenia urobku skałą płonną w kopalni węgla kamiennego. *Wiadomości Górnicze* 67(2), 85–93.
- Kisielińska, J. i Borkowski, B. 2022. Zastosowanie metody TOPSIS do porównania poziomu opieki medycznej i sytuacji zdrowotnej ludności w Polsce w związku z pandemią Covid-19 w ujęciu województw. *Journal of Modern Science* 48(1), 43–59, DOI: <https://doi.org/10.13166/jms/149204>.
- KloECKner i in. 2021 – KloECKner, J., Alves, J.L.O., Silva, F.H.T., Guimaraes, O.R.A., Bassani, M.A.A. i Costa, J.F.C.L. 2021. Application of risk assessment to improve sustainability in bauxite mining. *Resources Policy* 74, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2021.102328>.

- Knight, F.H. 1921. *Risk Uncertainty and Profit*. Houghton Mifflin Company.
- Kokesz, Z. 2014. Geostatystyczne badania struktury zmienności parametrów jakościowych węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. *Przegląd Górniczy* 2.
- Kopacz, M. 2017. Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kopacz i in. 2019 – Kopacz, M., Kulpa, J., Galica, D., Dyczko, A. i Jarosz, J. 2019. Economic valuation of coal deposits – The value of geological information in the resource recognition process. *Resources Policy* 63, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2019.101450>.
- Kowalczyk i in. 2016 – Kowalczyk, I., Galica, D. i Dyczko, A. 2016. Model geologiczny złoża kopalin – sposób konstrukcji, rola i znaczenie w procesie planowania i harmonogramowania eksploatacji. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN* 14, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kozioł i in. 2011 – Kozioł, W., Piotrowski, Z., Pomykała, R., Machniak, Ł., Górniczo-Hutnicza, A., Baic, I. i Witkowska-Kita, B. 2011. Zastosowanie analitycznego procesu hierarchicznego (AHP) do wielokryterialnej oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa kamiennego. *Rocznik Ochrony Środowiska* 13.
- Krupa, K. 2008. *Modelowanie symulacja i prognozowanie*. Warszawa: Wyd. Naukowo-Techniczne.
- Kruszyński, M.J. 2014. *Metodyka wielokryterialnego wspomagania decyzji w problematyce zarządzania transportem miejskim*. Politechnika Poznańska.
- Kukulka, A. i Wirkus, M. 2017. Metody wielokryterialne wspomagania decyzji oraz ich zastosowanie w opracowaniu metody oceny niepotokowych procesów produkcyjnych. [W:] *Innowacje w zarządzaniu i inżynierii produkcji* T. 1, 612–623.
- Kulczycka i in. 2017 – Kulczycka, J., Hałasik, K., Nowaczek, A., Wirth, H. i Szkop, R. 2017. The analysis of factors, barriers and conditions that affect the attractiveness of mining investment in Poland – own research. *Mining Science* 24, 209–226, DOI: <https://doi.org/10.5277/MS172414>.
- Kwiesielewicz, M. 2002. *Analityczny hierarchiczny proces decyzyjny: Nierozmyte i rozmyte porównania parami*. Warszawa: Instytut Badań Systemowych PAN.
- Larichev, O.I. i Moshkovich, H.M. 1995. ZAPROS-LM — A method and system for ordering multiattribute alternatives. *European Journal of Operational Research* 82(3), 503–521, DOI: [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(93\)E0143-L](https://doi.org/10.1016/0377-2217(93)E0143-L).
- Le Bel, G. 1993. *Determination of the Optimum Lifetime of a Mining Project Using Discounted Cash Flow and Option Pricing Techniques* – Cavender, B. Mining Engineering, Discussion.
- Liberatore, M.J. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2007.05.001>.
- Lorie, J.H. i Savage, L.J. 1955. Three Problems in Rationing Capital. *The Journal of Business* 28(4), 229–239, DOI: <https://doi.org/10.1086/294081>.
- Łuczak, A. i Wysocki, F. 2011. Porządkowanie liniowe obiektów z wykorzystaniem rozmytych metod AHP I TOPSIS. *Przegląd Statystyczny* 58(1), 3–22.
- Matheron, G. 1962. *Traité de géostatistique appliquée*. Editions Technip.

- McQuillan i in. 2018 – McQuillan, A., Canbulat, I., Payne, D. i Oh, J. 2018. New risk assessment methodology for coal mine excavated slopes. *International Journal of Mining Science and Technology* 28(4), 583–592, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.07.001>.
- Mechitov i in. 2022 – Mechitov, A., Moshkovich, H. i Klimberg, R. 2022. VERBAL DECISION ANALYSIS FOR STRATEGIC DECISIONS. *International Journal of Business Research* 22(1), 26–37, DOI: <https://doi.org/10.18374/IJBR-22-1.4>.
- Michalak, A. i Jonek-Kowalska, I. 2012. *Ryzyko, koszt kapitału i efektywność w procesie finansowania inwestycji rozwojowych w górnictwie węgla kamiennego*. Warszawa: Wyd. Naukowe PWN.
- Mikołajewicz, G. i Nowicki, J. 2016. Ryzyko i koszt kapitału z uwzględnieniem aspektów środowiskowych i społecznych. [W:] *Zielony controlling i finanse. Podstawy teoretyczne* (s. 31). Wyd. C.H. Beck.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.1037/h0043158>.
- Minnecker i in. 2019 – Minnecker, C., Benndorf, J., Naworyta, W. i Sikora, M. 2019. Wykorzystanie technik symulacyjnych do bieżącej optymalizacji eksploatacji węgla brunatnego w horyzoncie długoterminowym. *Górnictwo Odkrywkowe* 60(3), 21–25.
- Moore, T.A. i Friederich, M.C. 2021. Defining Uncertainty: Comparing Resource/Reserve Classification Systems for Coal and Coal Seam Gas. *Energies* 14(19), DOI: <https://doi.org/10.3390/en14196245>.
- Moshkovich, H.M. i Mechitov, A.I. 2013. Verbal Decision Analysis: Foundations and Trends. *Advances in Decision Sciences* 2013, 1–9, DOI: <https://doi.org/10.1155/2013/697072>.
- Mucha, J. i Kokesz, Z. 1986. Zastosowanie geostatystyki i krigingu w ustalaniu zasobów węgla kamiennego i prognozowaniu parametrów złoża. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej* 149, Gliwice: Wyd. Politechniki Śląskiej.
- Mucha, J. i Wasilewska, M. 2005. Dokładność interpolacji zawartości siarki i popiołu w wybranych pokładach węgla kamiennego GZW. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 21(1), 17.
- Mucha, J. i Wasilewska, M. 2010. Geostatystyka jako narzędzie wspomagające badania polskich złóż – główne kierunki zastosowań. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego* 439, 409–415.
- Namieciński, P. red. 2016. Alternatywna metoda określania preferencji decydenta w zagadnieniach wielokryterialnych. *Alternatywna metoda określania preferencji decydenta w zagadnieniach wielokryterialnych* 446. Ogólnopolska Konferencja Naukowa im. prof. Władysława Bukietńskiego.
- Naworyta, W. 2015. Zastosowanie symulacji geostatystycznej w procesie analizy złoża pod kątem jego eksploatacji – przypadek złoża antropogenicznego. *Górnictwo Odkrywkowe* 56(2).
- Naworyta, W. 2017. Meandry modelowania złóż na podstawie doświadczeń i obserwacji. *Górnictwo Odkrywkowe* 58(4).
- Naworyta i in. 2015 – Naworyta, W., Sypniewski, S. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1155/2015/941879>.

- Nieć, M. 2012. *Metodyka dokumentowania złóż kopalin stałych* (T. 4). Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Nieć, M. 2016. Porównanie klasyfikacji zasobów węglowodorów: Polskiej, PRMS, UNFC i stosowanej w dokumentowaniu złóż niekonwencjonalnych. *Nafta-Gaz* 72(9), 713–721, DOI: <https://doi.org/10.18668/NG.2016.09.05>.
- Nowak, M. 2004. Metody ELECTRE w deterministycznych i stochastycznych problemach decyzyjnych. *Decyzje* 2, 35–65.
- 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. [Online:] <https://isap.sejm.gov.pl/isap.nsf/download.xsp/WDU20210001617/O/D20211617.pdf> [Dostęp: 20.09.2025].
- O'Regan, B. i Moles, R. 2004. The dynamics of relative attractiveness – A case study in mineral exploration and development. *Ecological Economics* 49(1), 73–87, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ecolecon.2003.11.010>.
- 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*, DOI: <https://doi.org/10.2139/ssrn.1634819>.
- Ostrowska, E. (1999). Ryzyko inwestycyjne: identyfikacja i metody oceny. Gdańsk: Wyd. Uniwersytetu Gdańskiego.
- Oubahman, L. i Duleba, S. 2021. Review of PROMETHEE method in transportation. *Production Engineering Archives* 27(1), 69–74, DOI: <https://doi.org/10.30657/pea.2021.27.9>.
- Özfırat i in. 2016 – Özfırat, M.K., Yetkin, M.E., Şimşir, F. i Kahraman, B. 2016. Assessment of current hazard sources in longwall production in terms of work safety. *Madencilik* 55(1).
- Ozga-Blaschke, U. 2010. *Gospodarka węglem koksowym*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Pardo-Igúzquiza i in. 2013 – Pardo-Igúzquiza, E., Dowd, P.A., Baltuille, J.M. i Chica-Olmo, M. 2013. Geostatistical modelling of a coal seam for resource risk assessment. *International Journal of Coal Geology* 112, 134–140, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.11.004>.
- Pavlidis i in. 2015 – Pavlidis, A., Hristopulos, D.T., Roumpos, C. i Agioutantis, Z. 2015. Spatial modeling of lignite energy reserves for exploitation planning and quality control. *Energy* 93, 1906–1917, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.energy.2015.10.049>.
- Pawlak, M. 2012. Metody analizy ryzyka w ocenie efektywności projektów inwestycyjnych. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* 30, 207–217.
- Paździor, A. 2015. *Zarządzanie wartością współczesnego przedsiębiorstwa*. Politechnika Lubelska.
- Peng i in. 2021 – Peng, G., Han, L., Liu, Z., Guo, Y., Yan, J. i Jia, X. 2021. An Application of Fuzzy Analytic Hierarchy Process in Risk Evaluation Model. *Frontiers in Psychology* 12, DOI: <https://doi.org/10.3389/fpsyg.2021.715003>.
- Peroń, J. 1984. Opis parametrów złóż węgla z wykorzystaniem EMC. Cz. 1. Badanie zmienności przestrzennej. *Technika Poszukiwań Geologicznych* 5–6, 36–43.
- Plebankiewicz, E. i Kubek, D. 2014. Zastosowanie metody AHP do wyboru dostawców materiałów budowlanych. *Gospodarka Materiałowa i Logistyka* 8.
- PN-93/G-04558 (1993).

- Podvezko, V. 2011. The Comparative Analysis of MCDA Methods SAW and COPRAS. *Engineering Economics* 22(2), 134–146, DOI: <https://doi.org/10.5755/j01.ee.22.2.310>.
- Pohekar, S.D. i Ramachandran, M. 2004. Application of multi-criteria decision making to sustainable energy planning – A review. *Renewable and Sustainable Energy Reviews* 8(4), 365–381, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.rser.2003.12.007>.
- POLVAL 2021. *Kodeks wyceny aktywów geologiczno-górnictwowych*. [Online:] <http://polval.org.pl/wycena-zloz-kopalin/> [Dostęp: 20.09.2025].
- Poniewiera, M. 2010. *Model numeryczny złoża węgla kamiennego i jego praktyczne zastosowania*. 10.
- Poniewiera, M. i Sokoła-Szewiła, V. 2019. Modeling of the quality of deposits in the Upper Silesian Region based on it system. *Geoinformatica Polonica* 18, 121–133, DOI: <https://doi.org/10.4467/21995923GP.19.010.11577>.
- Praski, M. i Wachelka, L. 2008. Harmonogramowanie produkcji z wykorzystaniem narzędzi informatycznych na przykładzie LW Bogdanka SA. *XVII Szkoła Eksploatacji Podziemnej*, Materiały konferencyjne.
- Promentilla i in. 2015 – Promentilla, M.A.B., Aviso, K.B. i 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, DOI: <https://doi.org/10.3303/CET1545191>.
- Prusak, A. i Stefanów, P. 2011. Badania nad właściwościami operacyjnymi metody AHP. *Folia Oeconomica Cracoviensia* 18.
- Raczkowski i in. 2015 – Raczkowski, K., Klepacki, J. i Noga, M. 2015. *Zarządzanie ryzykiem w polskim systemie finansowym*. Difin.
- Reniers i in. 2016 – Reniers, G., Talarico, L. i Paltrinieri, N. 2016. Cost-Benefit Analysis of Safety Measures. [W:] *Dynamic Risk Analysis in the Chemical and Petroleum Industry*, 195–205, Elsevier, DOI: <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-803765-2.00016-0>.
- Roy, B. 1990. *Wielokryterialne wspomaganie decyzji*. Warszawa: Wyd. Naukowo-Techniczne.
- Runge, I.C. 1998. *Mining economics and strategy*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Saaty, R.W. 1987. The analytic hierarchy process – What it is and how it is used. *Mathematical Modelling* 9(3–5), 161–176, DOI: [https://doi.org/10.1016/0270-0255\(87\)90473-8](https://doi.org/10.1016/0270-0255(87)90473-8).
- Saaty, T.L. 1980. *The Analytic Hierarchy Process*. McGraw-Hill.
- Saaty, T.L. 1990. How to make a decision: The analytic hierarchy process. *European Journal of Operational Research* 48(1), 9–26, DOI: [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(90\)90057-I](https://doi.org/10.1016/0377-2217(90)90057-I).
- 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, DOI: <https://doi.org/10.1007/s11518-006-0151-5>.
- Saaty i in. 1991 – Saaty, T.L., Vargas, L.G., Saaty, T.L. i Kearns, K.P. 1991. *The logic of priorities: Applications in business, energy, health, and transportation* (Repr. in paperback). RWS Publ.
- Saługa, P. 2009. *Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Saługa, P. 2017. Dobór stopy dyskontowej dla długoterminowych projektów sekwencyjnych z branży surowców mineralnych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 33(3), 49–70, DOI: <https://doi.org/10.1515/gospo-2017-0036>.

- Saługa i in. 2018 – Saługa, P., Uberman, R. i Mazurek, S. 2018. Cele harmonizacji klasyfikacji zasobów złóż kopalin stałych. *Przegląd Geologiczny* 66(8).
- Sermet i in. 2017 – Sermet, E., Górecki, J. i Nieć, M. 2017. Tradycja, nowoczesność i pułapki modelowania złóż. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN* 100, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Shahba i in. 2017 – Shahba, S., Arjmandi, R., Monavari, M. i Ghodusi, J. 2017. Application of multi-attribute decision-making methods in SWOT analysis of mine waste management (case study: Sirjan's Golgo-har iron mine, Iran). *Resources Policy* 51, 67–76, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2016.11.002>.
- Shaykheeva i in. 2016 – Shaykheeva, D., Mustafin, R. i Panasyuk, M. 2016. Assessment of regional investment attractiveness with the use of GIS technologies. *Journal of Economics and Economic Education Research* 17(2), 8.
- Siata, E. 2008. *Model geologiczny złoża i jego rola w zarządzaniu produkcją*. 9.
- Sideri i in. 2020 – Sideri, D., Roumpos, C., Pavloudakis, F., Paraskevis, N. i Modis, K. 2020. Multivariate Geostatistical Modeling of Lower Calorific Value in Multi-Seam Coal Deposits. *Applied Sciences* 10(18), DOI: <https://doi.org/10.3390/app10186208>.
- Sieniawska, I. i Wierchowicz, J. 2016. Nowoczesne metody wykazywania zasobów złoża z punktu widzenia potrzeb inwestycji górniczych. *Górnictwo Odkrywkowe* 57(2), 25–31.
- Siewiera, A. 2015. Risk management in investment projects. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia* 2015(74/1), 545–533, DOI: <https://doi.org/10.18276/frfu.2015.74/1-47>.
- Sitorus i in. 2019 – Sitorus, F., Cilliers, J.J. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.eswa.2018.12.001>.
- Siwiec, D. 2020. Analiza emisji zanieczyszczeń sektora energetyczno-przemysłowego z wykorzystaniem rozmytego analitycznego procesu hierarchicznego i metody TOPSIS. *Studia i Materiały Wydziału Zarządzania UW*, DOI: <https://doi.org/10.7172/1733-9758.2020.33.3>.
- Słowik, S. 2008. Klasyfikacja węgla pod kątem skłonności do samozapalenia. *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko* 1, 87–94.
- Smith, L.D. 1994. *Discount Rates and Risk Assessment in Mineral Project Evaluations*. Transactions Institution of Mining & Metallurgy, A: Mineral Industry.
- Sobczyk, E.J. 2007. Wielokryterialna identyfikacja uciążliwości warunków geologiczno-górnich procesów eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa* 45(9), 146–155.
- 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.
- 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.

- Sobczyk, E.J. 2022. *Uciążliwość eksploatacji złóż węgla kamiennego wynikająca z warunków geologicznych i górniczych*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, DOI: <https://doi.org/10.33223/oner-min/0222>.
- Sobczyk i in. 2022 – Sobczyk, E.J., Galica, D., Kopacz, M. i Sobczyk, W. 2022. Selecting the optimal exploitation option using a digital deposit model and the AHP. *Resources Policy* 78, 102952, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102952>.
- Sobczyk i in. 2020 – Sobczyk, E.J., Kaczmarek, J., Fijorek, K. i Kopacz, M. 2020. Efficiency and financial standing of coal mining enterprises in Poland in terms of restructuring course and effects. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 36(2), 127–152, DOI: <https://doi.org/10.24425/GSM.2020.132565>.
- Sobczyk, E.J. i 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* 63(3), DOI: <https://doi.org/10.24425/123690>.
- Sobczyk, E.J. i Kopacz, M. 2018b. Ocena uciążliwości geologiczno-górnich warunków eksploatacji węgla kamiennego i ich wpływ na koszty prac górniczych. *Przegląd Geologiczny* 66(3), 177–184.
- Sobczyk i in. 2011 – Sobczyk, E.J., Wota, A. i Krężolek, S. 2011. Zastosowanie matematycznych metod wielokryterialnych do wyboru optymalnego wariantu źródła pozyskania węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 23(3), 18.
- Sobczyk i in. 2014 – Sobczyk, W., Kowalska, A. i 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 – Mineral Resources Management* 30(2), 157–172, DOI: <https://doi.org/10.2478/gospo-2014-0018>.
- Sojda, A. i Wolny, M. 2014. Zastosowanie metody AHP w ocenie projektów inwestycyjnych kopalni węgla kamiennego. *Studia Ekonomiczne* 207, 212–222.
- Sokołowski, A. 1982. O zagadnieniach taksonomicznych. *Zeszyty Naukowe Akademii Ekonomicznej w Krakowie* 165.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.2478/ntpe-2020-0015>.
- Sosnowski i in. 2024 – Sosnowski, P., Dyczko, A. i Kamiński, P. 2024. Quality management in a 3D geological model – reliability of predicted hard coal quality parameters. *E3S Web of Conferences* 526, 01003, DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202452601003>.
- Stedman, A. i Green, K.P. 2019. Annual Survey of Mining Companies. Fraser Institute. [Online:] <https://www.fraserinstitute.org/studies/annual-survey-of-mining-companies-2018> [Dostęp: 22.08.2025].
- Stypka, T. i Flaga-Maryńczyk, A. 2016. Możliwości stosowania zmodyfikowanej metody AHP w problemach Inżynierii Środowiska. *Ekonomia i Środowisko* 2(57), 37–53.
- Subramanian, N. i Ramanathan, R. 2012. A review of applications of Analytic Hierarchy Process in operations management. *International Journal of Production Economics* 138(2), 215–241, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijpe.2012.03.036>.

- Sukiennik i in. 2021 – Sukiennik, M., Kowal, B. i Bąk, P. 2021. Identification of Market Gap as a Chance for Enterprise Development – Example of Polish Raw Materials Industry. *Energies* 14(15), DOI: <https://doi.org/10.3390/en14154678>.
- Szablewski i in. 2008 – Szablewski, A.T., Pniewski, K. i Bartoszewicz, B. red. 2008. *Value based management: Koncepcje, narzędzia, przykłady*. Praca zbiorowa. Poltext.
- Szlązak i in. 2021 – Szlązak, N., Korzec, M. i 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), DOI: <https://doi.org/10.3390/en15010178>.
- Szytar, C. 2010. *Risk Management under UCITS III/IV: New Challenges for the Fund Industry*. Wiley-ISTE.
- 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>
- Taherdoost, H. 2023a. Analysis of Simple Additive Weighting Method (SAW) as a MultiAttribute Decision-Making Technique: A Step-by-Step Guide. *Journal of Management Science & Engineering Research* 6(1), DOI: <https://doi.org/10.30564/jmser.v6i1.5400>.
- Taherdoost, H. 2023b. Using PROMETHEE Method for Multi-Criteria Decision Making: Applications and Procedures. *Iris Journal of Economics & Business Management* 1(1), DOI: <https://doi.org/10.33552/IJEBM.2023.01.000502>.
- Taherdoost, H. i Madanchian, M. 2023. Multi-Criteria Decision Making (MCDM) Methods and Concepts. *Encyclopedia* 3(1), 77–87, DOI: <https://doi.org/10.3390/encyclopedia3010006>.
- Targiel, K. 2012. The implementations of interactive multicriteria decision support methods in conditions of risk. *Operations Research and Decisions* 22(3), 55–62, DOI: <https://doi.org/10.5277/ORD120304>.
- Tercan i in. 2013 – Tercan, A.E., Ünver, B., Hindistan, M.A., Ertunç, G., Atalay, F., Ünal, S. i Killoğlu, Y. 2013. Seam modeling and resource estimation in the coalfields of western Anatolia. *International Journal of Coal Geology* 112, 94–106, DOI: <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.10.006>.
- The Circularity Gap Report 2023. [Online:] <https://www.circularity-gap.world/2023> [Dostęp: 15.08.2025].
- Tomášková i in. 2017 – Tomášková, H., Šplíchalová, A., Šlachťová, H., Urban, P., Hajduková, Z., Landecká, I., Gromnica, R., Brhel, P., Pelclová, D. i 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), DOI: <https://doi.org/10.3390/ijerph14030269>.
- Torries, T.F. 1998. *Evaluating Mineral Projects: Applications and Misconceptions*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Trzaskalik, T. 2014. Wielokryterialne wspomaganie decyzji. Przegląd metod i zastosowań. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej* 74, 239–263.
- Trzaskalik, T. 2016. Modelowanie preferencji w wielokryterialnych dyskretnych problemach decyzyjnych – przegląd bibliografii. *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu* 426, DOI: <https://doi.org/10.15611/pn.2016.426.22>.

- Turek, M. 2017. Uwarunkowania procesów konsolidacyjnych w polskich przedsiębiorstwach górniczych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej* 2017(101), 487–503, DOI: <https://doi.org/10.29119/1641-3466.2017.101.36>.
- Turek, M. i Michalak, A. 2016. Metoda kompleksowego audytu kopalń węgla kamiennego w kontekście oceny ich perspektyw rozwojowych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej* 87(1947), 14.
- Turek, M. i 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.
- Tutak, M. i Brodny, J. 2019. Forecasting Methane Emissions from Hard Coal Mines Including the Methane Drainage Process. *Energies* 12(20), DOI: <https://doi.org/10.3390/en12203840>.
- Twardowski i in. 2018 – Twardowski, M., Hoffmann, P. i Mróz, D. 2018. Modelowanie budowy geologicznej z użyciem pseudoprób na przykładzie złoża rud Cu-Ag Głogów Głęboki-Przemysłowy. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego* 14.
- Unver, B. 2018. Fundamentals of 3D modelling and resource estimation in coal mining. *Journal of Mining and Environment*, Online First, DOI: <https://doi.org/10.22044/jme.2018.6848.1515>.
- Urbański, J. 2008. *GIS w badaniach przyrodniczych*. Gdańsk: Wyd. Uniwersytetu Gdańskiego.
- Vaziri i in. 2018 – Vaziri, V., Khademi Hamidi, J. i Sayadi, A.R. 2018. An integrated GIS-based approach for geohazards risk assessment in coal mines. *Environmental Earth Sciences* 77(1), 29, DOI: <https://doi.org/10.1007/s12665-017-7198-0>.
- Vershinina i in. 2015 – Vershinina, A.A., Zhdanova, O.A., Maksimova, T.P. i Perepelitsa, D.G. 2015. The Formation of Indicator Framework for Effective Assessment of Investment Attractiveness of the Region. *International Journal of Economics and Financial Issues* 5(3S), 136–141.
- Wang i in. 2018 – Wang, J., Zhao, H., Bi, L. i Wang, L. 2018. Implicit 3D Modeling of Ore Body from Geological Boreholes Data Using Hermite Radial Basis Functions. *Minerals* 8(10), DOI: <https://doi.org/10.3390/min8100443>.
- 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, DOI: <https://doi.org/10.2991/assehr.k.211209.334>.
- Wieprow, J. 2013. Ocena efektywności inwestycji rzeczowych za pomocą metody NPV. *Zeszyty Naukowe Wyższej Szkoły Bankowej we Wrocławiu* 6(38).
- Willet, A.H. 1901. *The Economic Theory of Risk and Insurance*. T. XIV. Columbia University Press.
- Wilson i in. 2013 – Wilson, A., McMahon, F. i Minardi, J.-F. 2013. British Columbia's Mining Policy Performance. *Studies in Mining Policy* 75.
- Wind, Y. i Saaty, T.L. 1980. Marketing Applications of the Analytic Hierarchy Process. *Management Science* 26(7), 641–658.
- Witter i in. 2016 – Witter, J.B., Siler, D.L., Faulds, J.E. i 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, DOI: <https://doi.org/10.1186/s40517-016-0056-6>.
- Wodarski, K. 2009. *Zarządzanie ryzykiem w procesie planowania strategicznego w górnictwie węgla kamiennego*. Gliwice: Wyd. Politechniki Śląskiej.

- Wolski, R. 2008. Wpływ aktywów o negatywnym współczynniku beta na model CAPM. *Studia i Prace Wydziału Nauk Ekonomicznych i Zarządzania* 10, 275–289.
- Wota, A.K. 2008. *Optimalizacja wyboru lokalizacji składowisk odpadów komunalnych z wykorzystaniem metody AHP (Analytic Hierarchy Process)*. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Wu, M. 2022. *Steel's decarbonisation journey: What, When and How?* [Online:] <https://www.wood-mac.com/news/opinion/green-steel-three-milestones-on-the-road-to-lower-carbon-emissions/> [Dostęp: 23.06.2025].
- Xu i in. 2023 – Xu, F., Hu, R., Zhang, M., Zhang, W., Kang, Q. i Du, M. 2023. Energy Saving and Emission Reduction Potential Evaluation of a Coal Mine Based on Fuzzy Hierarchical Analysis. *Sustainability* 15(15), DOI: <https://doi.org/10.3390/su151511754>.
- Zagrożenie wyrzutami gazów i skał 2023. Wyższy Urząd Górniczy. [Online:] <https://www.wug.gov.pl/download/209> [Dostęp: 25.09.2025].
- Zaiontz, C. 2014. Shapiro-Wilk Tables. [Online:] <https://real-statistics.com/statistics-tables/shapiro-wilk-table/> [Dostęp: 25.09.2025].
- Zalewski, W. 2013. Wykorzystanie metody TOPSIS w procesie klasyfikacji dobowych obciążeń stacji transformatorowych. *Ekonomia i Zarządzanie* 5(4), 101–110, DOI: <https://doi.org/10.12846/j.em.2013.04.07>.
- Zarzecki, D. 1999. *Metody wyceny przedsiębiorstw*. FRRwP (Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce).
- Zhang i in. 2022 – Zhang, K., Zhu, J., He, M., Jiang, Y., Zhu, C., Li, D., Kang, L., Sun, J., Chen, Z., Wang, X., Yang, H., Wu, Y. i Yan, X. 2022. Research on Intelligent Comprehensive Evaluation of Coal Seam Impact Risk Based on BP Neural Network Model. *Energies* 15(9), DOI: <https://doi.org/10.3390/en15093292>.
- Zhao i in. 2023 – Zhao, B., Liu, Q. i 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), DOI: <https://doi.org/10.3390/su151411375>.
- Zionts, S. 1979. MCDM – if not a Roman Numeral, then what? *Interfaces* 9(4).

Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji

Streszczenie

Górnictwo należy do sektorów gospodarki charakteryzujących się wysokim poziomem ryzyka, wynikającym z występowania licznych zagrożeń naturalnych oraz coraz trudniejszych warunków eksploatacji. W polskich kopalniach węgla kamiennego obserwuje się systematyczne pogarszanie warunków wydobywania, związane m.in. z wyczerpywaniem łańcucha dostępnych zasobów, wzrostem głębokości eksploatacji, podwyższoną temperaturą w wyrobiskach, wydłużeniem dróg transportowych oraz nasileniem zagrożeń naturalnych i wzrostem zawartości skały płonnej w głębiej zalegających pokładach.

Rozwój cyfryzacji i narzędzi analitycznych umożliwia coraz szersze wykorzystanie danych gromadzonych na etapie rozpoznania, dokumentowania i zagospodarowania złóż. Dane te, integrowane w postaci trójwymiarowego cyfrowego modelu złoża, stanowią podstawę do kompleksowej oceny jego atrakcyjności. Atrakcyjność złoża węgla kamiennego rozumiana jest jako syntetyczna ocena uwarunkowań geologicznych, technicznych i ekonomicznych, determinujących możliwość oraz opłacalność eksploatacji, a także umożliwiające porównywanie poszczególnych partii złoża oraz różnych złóż.

W monografii zaprezentowano metodykę oceny atrakcyjności złoża, możliwą do zastosowania na różnych etapach realizacji projektu górniczego. Kluczowym elementem podejścia jest wykorzystanie cyfrowego modelu złoża jako dynamicznego źródła informacji, aktualizowanego wraz z postępem robót górniczych oraz napływem nowych danych o strukturze i jakości złoża. Metodyka obejmuje również ocenę wpływu naturalnych i technicznych czynników ryzyka, co pozwala na ich ilościowe uwzględnienie w analizach ekonomicznych i decyzyjnych, m.in. poprzez korektę stopy dyskontowej projektu inwestycyjnego. Zaproponowane rozwiązania adresowane są przede wszystkim do złóż już zagospodarowanych, o rozpoznanej budowie geologicznej i zidentyfikowanych zagrożeniach naturalnych.

Ocena atrakcyjności i ryzyka oparta została na wielokryterialnej analizie decyzyjnej z wykorzystaniem rozmytego analitycznego procesu hierarchicznego (FAHP). W metodyce uwzględniono zmienność kluczowych czynników geologicznych i górniczych wpływających na bezpieczeństwo, efektywność oraz ciągłość procesu wydobywczego. Ich skwantyfikowany wpływ ujęto w postaci syntetycznego wskaźnika ryzyka eksploatacji RF, który stanowi odwrotność atrakcyjności złoża.

Zaproponowany schemat badawczy obejmuje: budowę i rozbudowę cyfrowego modelu geologicznego złoża o wybrane czynniki ryzyka, selekcję czynników istotnych z punktu widzenia oceny atrakcyjności i ryzyka, wyznaczenie wskaźnika RF dla poszczególnych partii złoża oraz jego implementację w analizach ekonomicznych. Metodę zweryfikowano na przykładach wybranych złóż węgla kamiennego poprzez ocenę efektywności ekonomicznej z wykorzystaniem metody NPV oraz modeli opartych na zdyskontowanych przepływach pieniężnych. Analizy przeprowadzono zarówno przy założeniu stałej, jak i zmiennej w czasie stopy dyskontowej, skorygowanej o poziom ryzyka wynikający z warunków geologiczno-górniczych.

Przedstawione podejście stanowi narzędzie wspomagające podejmowanie decyzji inwestycyjnych w górnictwie, umożliwiające bardziej obiektywną ocenę atrakcyjności złóż oraz świadome zarządzanie ryzykiem w procesie eksploatacji.

Methodology for assessing deposit attractiveness and quantification of risk in the exploitation process

Abstract

Mining is among the economic sectors characterized by a high level of risk resulting from the occurrence of natural hazards and increasingly difficult mining conditions. In Polish hard coal mines, a systematic deterioration of mining conditions can be observed, associated with the depletion of easily accessible reserves, increasing mining depth, higher temperatures in underground workings, longer transport routes for personnel and materials, reduced effective working time, and an intensification of natural hazards as well as an increased content of waste rock in deeper coal seams.

The ongoing digitalization of the economy and advances in analytical tools create new opportunities for the use of large datasets collected at various stages of deposit exploration, documentation, and development. These data, integrated within a three-dimensional digital deposit model, provide a basis for a comprehensive assessment of deposit attractiveness. The attractiveness of a hard coal deposit is understood as a synthetic evaluation of geological, technical, and economic conditions that determine both the feasibility and profitability of exploitation, while also enabling comparisons between individual deposit blocks and different deposits.

This monograph presents a methodology for assessing deposit attractiveness that can be applied at different stages of a mining investment project. A key element of the proposed approach is the use of a digital deposit model as a dynamic source of information, continuously updated as mining operations advance and new data on deposit structure and quality become available. The methodology also includes an assessment of the impact of natural and technical risk factors, allowing their quantitative incorporation into economic and decision-making analyses, including adjustments to the project discount rate. The proposed solutions are primarily intended for developed deposits with a recognized geological structure and identified, quantified natural hazards.

The assessment of deposit attractiveness and exploitation risk is based on a multi-criteria decision analysis framework using the Fuzzy Analytic Hierarchy Process (FAHP). The methodology accounts for the variability of key geological and mining factors affecting safety, efficiency, and continuity of the extraction process. Their quantified impact is expressed in the form of a synthetic exploitation risk index (RF), which is an inverse of deposit attractiveness.

The proposed research framework includes the construction and development of a digital geological deposit model incorporating selected risk factors, the identification and selection of factors relevant to the quantification of deposit attractiveness and risk, the determination of RF values for individual deposit parcels, and the implementation of the risk index in economic analyses. The methodology was verified using selected hard coal deposits through an economic efficiency assessment based on the Net Present Value (NPV) method and discounted cash flow models. The analyses were conducted assuming both a constant and a time-varying discount rate adjusted for the level of risk resulting from geological and mining conditions.

The presented approach constitutes a decision-support tool for mining investment projects, enabling a more objective assessment of deposit attractiveness and informed risk management in the exploitation process.

Spis tabel

Tabela	3.1. Podział wskaźników do oceny atrakcyjności inwestycyjnej regionu	34
Tabela	5.1. Przykładowa macierz relacji przewyższania	59
Tabela	5.2. Typy uogólnionych kryteriów wraz z odpowiadającą im funkcjami preferencji ...	61
Tabela	5.3. Wartość współczynnika zmienności w zależności od wymiaru macierzy	73
Tabela	5.4. Rozmyta dziewięciostopniowa skala preferencji między dwoma porównywanymi elementami	77
Tabela	6.1. Ogólna charakterystyka modelowanych złóż węgla kamiennego	83
Tabela	6.2. Zestawienie modelowanych pokładów i powierzchni w jednym z wybranych złóż węgla kamiennego – złoża B	85
Tabela	6.3. Zestawienie modelowanych parametrów jakościowych	88
Tabela	6.4. Zestawienie ilości prób wejściowych do modelu jakości kopaliny	89
Tabela	6.5. Podział węgla według skłonności do samozapalenia	96
Tabela	6.6. Trójstopniowa skala dla kwantyfikacji czynników ryzyka	98
Tabela	6.7. Pięciostopniowa skala dla kwantyfikacji skłonności węgla do samozapalenia (KZS)	99
Tabela	6.8. Wyniki testu normalności rozkładu za pomocą testu Shapiro–Wilka	104
Tabela	6.9. Zestawienie danych dla analizowanych ścian wydobywczych	108
Tabela	6.10. Wyniki estymacji modelu regresji segmentowej, opisującego zależność kosztów jednostkowych brutto od uwarunkowań geologiczno-górnich pokładów węgla ..	112
Tabela	7.1. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów poziomu II	117
Tabela	7.2. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów górniczych poziomu II	117
Tabela	7.3. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów geologicznych poziomu II	118
Tabela	7.4. Macierz oceny porównawczej rozmytej parami i jej obliczony wektor priorytetu dla kryteriów wynikających z zagrożeń naturalnych poziomu II	118
Tabela	7.5. Wartości każdego kryterium w poszczególnych złożach	120
Tabela	7.6. Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik poszczególnych złóż	121
Tabela	7.7. Wartości każdego kryterium w poszczególnych partiach złoża	124
Tabela	7.8. Znormalizowane wyniki każdego kryterium i ogólny wynik partii złoża	125

Tabela	8.1. Oszacowane wartości wskaźnika Rp_1 dla poszczególnych partii i całej kopalni	136
Tabela	8.2. Oszacowane wartości wskaźnika Rp_1 dla poszczególnych partii i całej kopalni	137
Tabela	8.3. Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni A	138
Tabela	8.4. Oszacowane zmienne w czasie średniorocznego ważonego kosztu kapitału dla kopalni D	139
Tabela	9.1. Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni A ...	145
Tabela	9.2. Produkcja węgla handlowego oraz przychody ze sprzedaży węgla w kopalni D ...	146
Tabela	9.3. Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni A [tys. zł]	148
Tabela	9.4. Całkowite nakłady inwestycyjne w rozbiciu na poszczególne grupy dla kopalni D [tys. zł]	149
Tabela	9.5. Amortyzacja środków trwałych dla kopalni A [tys. zł]	150
Tabela	9.6. Amortyzacja środków trwałych dla kopalni D [tys. zł]	151
Tabela	9.7. Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni A [mln zł]	153
Tabela	9.8. Gotówkowe koszty operacyjne produkcji węgla dla kopalni D [mln zł]	155
Tabela	9.9. Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni A [mln zł]	158
Tabela	9.10. Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla kopalni A ..	160
Tabela	9.11. Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni A	162
Tabela	9.12. Projekcja finansowa rachunku zysków i strat dla kopalni D [mln zł]	164
Tabela	9.13. Projekcja finansowa rachunku przepływów pieniężnych [mln zł] dla projektu 2 (kopalnia D)	165
Tabela	9.14. Zbiorcze zestawienie oceny poszczególnych wariantów dla kopalni D	166

Spis rysunków

Rys. 3.1. Graficzna ilustracja poszczególnych faz zarządzania ryzykiem	17
Rys. 3.2. Skala możliwych odchyień wartości kluczowych parametrów projektu inwestycyjnego na różnych etapach jego przygotowania	20
Rys. 3.3. Składniki stopy dyskontowej w różnych fazach rozwoju górniczego projektu inwestycyjnego	22
Rys. 3.4. Graficzna ilustracja modelu wyceny aktywów kapitałowych	25
Rys. 3.5. Mapa ryzyka (atrakcyjności) pokładu węgla	36
Rys. 4.1. Wizualizacja wielopokładowego złoża węgla kamiennego	39
Rys. 4.2. Model blokowy rozkładu gęstości dla obszaru geotermalnego Brady, Nevada, USA	44
Rys. 4.3. Główne etapy budowy i aktualizacji cyfrowego modelu złoża	47
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. Schemat wyboru najkorzystniejszego wariantu w metodzie SAW	55
Rys. 5.2. Graf zależności między przykładowymi wariantami	59
Rys. 5.3. Graficzne przedstawienie zakresu oceny przy zastosowaniu metody podobieństwa do rozwiązania idealnego (TOPSIS)	64
Rys. 5.4. Kolejność rozwiązania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP	68
Rys. 5.5. Schemat struktury hierarchicznej pełnej	69
Rys. 5.6. Schemat struktury hierarchicznej niepełnej	70
Rys. 5.7. Trójkątna liczba rozmyta.....	78
Rys. 6.1. Etapy badawcze zaproponowanej metodyki	82
Rys. 6.2. Lokalizacja analizowanych ścian wydobywczych na tle spągu pokładu, otworów i profilowań wyrobisk	83
Rys. 6.3. Podstawowe ustawienia modelu	86
Rys. 6.4. Modelowane uskoki w złożu A	87
Rys. 6.5. Przykładowe wyznaczenie typu węgla (numeryczna wartość) na podstawie dylatacji, zawartości części lotnych, wskaźnika wolnego wydymania oraz Indeksu Rogi	89
Rys. 6.6. Wartości metanowości całkowitej nanoszone kwartalnie na mapy górnice na przekładzie złoża A	90

Rys. 6.7. System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code	91
Rys. 6.8. Poligony obliczeniowe dla kategoryzacji zasobów w pokładzie 401/1 (D01000) w złożu A.....	92
Rys. 6.9. Przykład ściany Bw-2 zaliczonej do kategorii At na podstawie danych historycznych oraz braku stwierdzonych uskoków w trakcie wykonywania robót przygotowawczych	94
Rys. 6.10. Występowanie II kategorii zagrożenia wodnego w obrębie projektowanych ścian w złożu E	95
Rys. 6.11. Południowo-wschodnia część pokładu w złożu F zakwalifikowana do I stopnia zagrożenia tapaniami	96
Rys. 6.12. Jedna z partii w złożu B, zakwalifikowana do kategorii „zagrożone wyrzutami metanu i skał”	97
Rys. 6.13. Algorytm klasyfikacji poszczególnych pokładów do danej kategorii za pomocą powierzchni wyrażeniowych	98
Rys. 6.14. Odsunięcie osi i konturów ścian eksploatowanych na warstwy	100
Rys. 6.15. Powierzchnie spągu i stropu pokładów wyodrębnione z modelu geologicznego oraz przykład rzutowania osi i konturów wyrobisk na powierzchnie geologiczne	100
Rys. 6.16. Przekrój przez stworzoną furtę dla eksploatacji na warstwy	101
Rys. 6.17. Wygładzenie powierzchni furty (czerwone linie) dla ściany w miejscu przejścia przez uskok – przekrój wzdłuż wybiegu ściany	101
Rys. 6.18. Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych objaśniających wartość jednostkowych kosztów wydobycia w ścianach	105
Rys. 6.19. Graficzna prezentacja korelacji wybranych zmiennych do analizy regresji segmentowej	106
Rys. 6.20. Wykres normalności reszt modelu regresji segmentowej	113
Rys. 7.1. Model oceny poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji w partiach złoża	116
Rys. 7.2. Średnie parametry kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach	122
Rys. 7.3. Skumulowane zestawieni kryteriów wskaźnika ryzyka RF w analizowanych złożach .	123
Rys. 7.4. Mapa atrakcyjności złoża	126
Rys. 7.5. Wartości składowe wskaźnika ryzyka RF w analizowanych partiach złoża	127
Rys. 7.6. Trzy grupy czynników ryzyka modelu hierarchicznego wraz z wagami	128
Rys. 7.7. Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium zagrożenia naturalne	129
Rys. 7.8. Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki geologiczne	130
Rys. 7.9. Analiza wrażliwości dla RF w funkcji wagi kryterium czynniki techniczne (górnictwo)	131
Rys. 8.1. Zestawienie różnych typów stopy dyskontowej na przykładzie kopalni D	140
Rys. 9.1. Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni A w przyjętym horyzoncie analizy	142
Rys. 9.2. Wydobycie węgla netto, brutto oraz wskaźnik zanieczyszczenia dla kopalni D w przyjętym horyzoncie	143
Rys. 9.3. Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i kosztu w obrębie złoża kopalni A	144

Rys. 9.4. Graficzna prezentacja zmienności wybranych parametrów jakościowych węgla i koksu w obrębie złoża kopalni D	145
Rys. 9.5. Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia A)	156
Rys. 9.6. Gotówkowe jednostkowe koszty sprzedaży na tle produkcji węgla handlowego (kopalnia D)	156
Rys. 9.7. Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni A (przy zastosowaniu zmiennego WACC)	163
Rys. 9.8. Wartości roczne i skumulowane zysku netto oraz przepływów pieniężnych i EBITDA dla kopalni D (przy zastosowaniu zmiennego WACC)	167
Rys. 9.9. Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A)	169
Rys. 9.10. Graficzna prezentacja wrażliwości NPV na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D) (opracowanie własne).....	169
Rys. 9.11. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A)	170
Rys. 9.12. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanego zysku netto na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D)	170
Rys. 9.13. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A)	171
Rys. 9.14. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej wartości EBITDA na zmianę parametrów decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D)	171
Rys. 9.15. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCFF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia A) .	172
Rys. 9.16. Graficzna prezentacja wrażliwości skumulowanej zdyskontowanej wartości FCFF na korekty wybranych zmiennych decyzyjnych – zestawienie zbiorcze (kopalnia D)	172

IGSMiE PAN – Wydawnictwo

Nakład 60 egz.

Objętość ark. wyd. 18,54; ark. druk. 26 (×8)

Druk i oprawa: TRADIVERS Magdalena Orska
ul. Władysława Reymonta 86, 32-065 Krzeszowice



Dr inż. Jarosław Kulpa jest adiunktem w Instytucie Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, z którym związany jest zawodowo od 2017 roku. Absolwent Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie (2014 rok, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii), w 2024 roku uzyskał stopień doktora nauk inżynieryjno-technicznych w dyscyplinie inżynieria środowiska, górnictwo i energetyka.

Jego działalność naukowa i zawodowa koncentruje się na modelowaniu geologicznym złóż węgla kamiennego, planowaniu i optymalizacji eksploatacji oraz analizach techniczno-ekonomicznych i wycenie projektów inwestycyjnych w sektorze górnictwo-energetycznym. Zajmuje się także zagadnieniami transformacji energetycznej, w szczególności magazynowaniem energii w elektrowniach szczytowo-pompowych oraz metodyką oceny ryzyka w górniczych projektach inwestycyjnych.

Posiada wieloletnie doświadczenie w realizacji projektów badawczo-rozwojowych i doradczych dla przemysłu, obejmujących studia wykonalności, analizy due diligence, oceny efektywności ekonomicznej oraz wdrożenia systemów informatycznych do zarządzania danymi złożowymi i harmonogramowania produkcji.

ISBN 978-83-67606-72-1