

Eugeniusz Jacek Sobczyk



**UCIĄŻLIWOŚĆ EKSPLOATACJI  
ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO**  
wynikająca z warunków geologicznych i górniczych



Eugeniusz Jacek SOBCZYK

**Uciążliwość eksploatacji złóż  
węgla kamiennego wynikająca  
z warunków geologicznych  
i górniczych**

RECENZENCI

dr hab. inż. Zbigniew Burtan, prof. AGH  
prof. dr hab. Krzysztof Szamałek

Praca została wykonana w ramach działalności statutowej  
Instytutu 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: Emilia Rydzewska-Smaza  
Redaktor techniczny: Beata Stankiewicz, Barbara Sudoł  
Projekt okładki: Jacek Jarosz

© Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

Kraków 2022

Printed in Poland

ISBN 978-83-963280-2-1

eISBN 978-83-964171-0-7

DOI: 10.33223/onermin/0222

IGSMiE PAN – Wydawnictwo

Nakład 100 egz.

Objętość ark. wyd. 17,5; ark. druk. 24,5 (x8)

Druk i oprawa: Drukarnia „PATRIA” Beata Szul, Kraków, ul. Borsucza 30

## Spis treści

---

---

Wprowadzenie.....	5
1. Metodyka wspomagania zarządzania procesem eksploatacji w ścianach wydobywczych z wykorzystaniem oceny uciążliwości warunków geologicznych i górniczych .....	11
1.1. Metodyka AHP .....	12
2. Hierarchiczna struktura uciążliwości warunków eksploatacji .....	23
2.1. Wybór kryteriów uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji .....	27
3. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na koszty eksploatacji .....	47
3.1. Wycena modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na koszty eksploatacji ...	51
4. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian .....	59
4.1. Wycena modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian .....	60
5. Analiza wrażliwości modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji .....	67
5.1. Analiza wrażliwości modelu na koszty operacyjne ścian .....	67
5.2. Analiza wrażliwości modelu na dobowe wydobywanie ze ścian .....	70
6. Wskaźnik wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w ścianach ..	75
6.1. Trzystopniowa skala uciążliwości .....	78
7. Wyniki analizy wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji ścian ....	81
7.1. Wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów procesu eksploatacji ścian .....	90
7.1.1. Kopalnia Mine_A .....	90
7.1.2. Kopalnia Mine_B .....	93
7.1.3. Kopalnia Mine_C .....	94
7.1.4. Kopalnia Mine_D .....	99
7.1.5. Kopalnia Mine_E .....	103
7.1.6. Kopalnia Mine_F .....	106
7.1.7. Kopalnia Mine_G .....	109
7.2. Wyniki analizy wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian .....	112
7.2.1. Kopalnia Mine_A .....	113
7.2.2. Kopalnia Mine_B .....	116
7.2.3. Kopalnia Mine_C .....	119
7.2.4. Kopalnia Mine_D .....	120
7.2.5. Kopalnia Mine_E .....	123
7.2.6. Kopalnia Mine_F .....	126
7.2.7. Kopalnia Mine_G .....	127
8. Statystyczna aproksymacja zależności kosztów i wydobywania w ścianach jako funkcji uciążliwości czynników geologicznych i górniczych .....	129
8.1. Metodyka badań .....	131

8.2. Wykorzystanie metod statystycznych i matematycznych w górnictwie ze szczególnym uwzględnieniem aspektu kosztów i wydobycia .....	132
8.2.1. Regresja wieloraka .....	133
8.2.2. Symulacja Monte Carlo .....	135
8.2.3. Charakterystyka danych geologicznych i górniczych .....	138
8.2.4. Charakterystyka danych ekonomiczno-finansowych .....	143
8.3. Opracowanie modelu zależności kosztów wydobycia od wybranych czynników geologicznych i górniczych .....	148
8.3.1. Określenie postaci modelu statystycznego .....	148
8.3.2. Opracowanie prognozy kosztów eksploatacji ścian z użyciem symulacji Monte Carlo .....	155
8.3.3. Ocena błędu prognozy kosztów jednostkowych eksploatacji ścian .....	157
8.3.4. Prognoza kosztów jednostkowych wydobycia węgla w jako funkcja wskaźnika uciążliwości <i>WUe</i> .....	160
8.4. Opracowanie modelu zależności dobowego wydobycia ze ścian jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych .....	161
8.4.1. Budowa modelu statystycznego .....	161
8.4.2. Opracowanie prognozy dobowego wydobycia ze ścian z użyciem symulacji Monte Carlo .....	168
8.4.3. Ocena błędu prognozy wydobycia węgla ze ścian .....	168
8.4.4. Prognoza wydobycia węgla jako funkcja wskaźnika uciążliwości <i>WUt</i> .....	171
8.5. Prognoza jednostkowych kosztów wydobycia ścian i wielkości wydobycia dobowego dla wybranych zakładów górniczych .....	172
Podsumowanie .....	179
Literatura .....	183
Uciążliwość eksploatacji złóż węgla kamiennego wynikająca z warunków geologicznych i górniczych – Streszczenie .....	189
Onerousness of hard coal mining resulting from geological and mining conditions – Abstract .....	192
Fragmety recenzji .....	195

## Wprowadzenie

---

Dynamiczne zmiany zachodzące w Polsce w otoczeniu gospodarczym powodują, że przyszłość górnictwa węgla kamiennego odznacza się dużym stopniem niepewności. Branża ta jest obecnie w bardzo trudnej sytuacji zarówno pod względem technicznym (wydobywczym), jak i ekonomicznym. Wynika to z dynamicznie zmieniających się warunków, w jakich funkcjonuje ten sektor, a jego długoterminowa rola jest uzależniona od czynników mających swoje źródło zarówno na szczeblu krajowym, jak i międzynarodowym. Chodzi przede wszystkim o pakiety klimatyczne przyjęte w Unii Europejskiej, zawierające zapisy, których spełnienie są największym wyzwaniem dla Polski ze względu na bardzo trudne do spełnienia normy emisji gazów cieplarnianych.

Górnictwo jest kluczowym dostawcą paliw pierwotnych do krajowej gospodarki. Dzięki temu Polska jest jednym z krajów w Unii Europejskiej najmniej uzależnionych od importu surowców energetycznych. To skutek dużego udziału węgla kamiennego i brunatnego (79%) w polskim miksie energetycznym. Ten udział z roku na rok się zmniejsza kosztem wzrostu znaczenia innych nośników energii, w tym ze źródeł odnawialnych. Jeszcze w 2000 roku wskaźnik bezpieczeństwa energetycznego w Polsce wynosił 10,7%. W roku 2018 sprowadzono z zagranicy aż 44,8% strategicznych surowców energetycznych (głównie ropy naftowej i gazu ziemnego) potrzebnych do funkcjonowania gospodarki. Mimo tego odsetek ten należy do szczególnie wysokich. Dla porównania średnia zależność energetyczna (odsetek surowców energetycznych sprowadzanych z zagranicy) w krajach Unii Europejskiej wynosi 58%. Bardzo wysoki wskaźnik posiadają: Belgia 82%, Włochy 76% i Niemcy 63,6% (Eurostat 2020).

Utrzymanie dominującej roli węgla w wytwarzaniu energii w najbliższych latach jest ze wszech miar logiczne: wszak to jedyny surowiec, którego Polska nie musi importować, ponieważ krajowe zasoby wystarczają na wieloletnie zaspokojenie potrzeb (jeśli dochodzi do importu, to tylko ze względu na konkurencyjne ceny węgla z innych krajów).

Aktualnie funkcjonuje w Polsce 20 zakładów górniczych wydobywających węgiel energetyczny i koksowy. Działalność wydobywczą węgla przez wielu ekspertów uzna-

wana jest za wysoce ryzykowną i kapitałochłonną. W ostatnim też czasie górnictwo węgla kamiennego znajduje się pod presją szybkich cykli zmieniających się cen węgla na rynkach światowych i rosnących cen usług (U.S. EIA). Jednocześnie pogarszają się warunki wydobycia węgla, wyczerpują się zasoby łatwiej dostępne w czynnych kopalniach, rośnie głębokość eksploatacji, wzrasta poziom temperatury w wyrobiskach, wydłużają się drogi transportu załogi i materiałów, maleje efektywny czas pracy, rosną zagrożenia, a wybierane są pokłady z coraz większą zawartością skały płonnej (Kicki, Sobczyk red. nauk. 2016). Od wielu lat prowadzi się też procesy restrukturyzacyjne, mające na celu poprawę efektywności ekonomicznej całej branży węgla kamiennego (Szlązak 2004; Ney i in. 2006, Sobczyk i in. 2020). Te uwarunkowania sprawiają, że wydobycie węgla jest coraz częściej mniej zyskowne i bardzo silnie uzależnione od cykli koniunkturalnych (Fałtyn, Naczyński 2018; Baran i in. 2018).

Nie można jednak nie zauważyć, że trudną sytuację finansową polskich przedsiębiorstw górniczych w dużej mierze pogłębiają wysokie koszty ich funkcjonowania. Poziom kosztów pozyskania węgla oraz jego cena stanowią dwa zasadnicze elementy wyznaczające poziom efektywności polskich kopalń. Podczas gdy ceny węgla są pochodną cen na rynkach międzynarodowych i nie mogą być w sposób dowolny kształtowane przez zarządy kopalń i spółek węglowych (rynek konkurencyjny), to koszty produkcji węgla stają się elementem troski zarządów. Wydaje się, że zarządzanie kosztami jest sprawą łatwiejszą niż zarządzanie cenami, jednakże również zarządzanie kosztami w kopalniach nie jest sprawą łatwą, zwłaszcza wtedy, gdy proste metody redukcji kosztów są już wyczerpane. Inne metody redukcji kosztów napotykają na sprzeciw i poważne bariery ze strony związków zawodowych i pracowników kopalń.

Możliwości poprawy tej sytuacji można upatrywać w usprawnieniu procesów planistycznych. Poprawa ta miałaby zmierzać do takiego planowania produkcji, która będzie w jak największym stopniu przewidywalna, z drugiej zaś strony ekonomicznie efektywna. W tym zakresie pomocne wydaje się planowanie produkcji w ścianach eksploatacyjnych z pełną świadomością złożoności warunków geologicznych i górniczych oraz wynikających z tego konsekwencji ekonomicznych. W kopalniach węgla kamiennego powszechnie stosowanymi miernikami oceny efektywności procesu eksploatacji są koszt jednostkowy wydobytego węgla oraz wydobycie dobowe (Turek 2007). Wskaźnik wydobywania w jednostce czasu (dobowe wydobycie ze ścian) jest jednym z podstawowych wskaźników (mierników) pomiaru efektywności procesu gospodarczego w przedsiębiorstwach górniczych zaliczanych do Key Performance Index (KPI) (Korski 2019).

Ograniczenia wzrostu efektywności procesu eksploatacji wynikają z potencjału technicznego kompleksu ścianowego, czynników organizacyjnych, a przede wszystkim z warunków geologicznych i górniczych. Wobec powyższego założono, że istnieje możliwość przedstawienia zależności kosztów wydobywania ścian i dobowego wydobywania węgla ze ściany jako funkcji uciążliwości czynników geologicznych i górniczych. Wytlumaczenie wpływu uciążliwości czynników geologicznych i górniczych



na proces eksploatacji jest możliwe poprzez połączenie deterministycznych metod modelowania statystycznego z technikami symulacyjnymi. Warto dodać, że takie założenie jest logiczne, ponieważ wydobycie węgla w pogarszających się warunkach otoczenia ścian powinno mieć swoje konsekwencje w wielkości rejestrowanych kosztów, czy też ograniczeniach w wydobyciu. Nieznany jest jednak poziom oddziaływania uciążliwości na koszty, jak i efektywność techniczną ścian mierzoną – w tym przypadku – poziomem wydobycia węgla (dobowym wydobyciem ze ścian).

W świetle przedstawionych przesłanek głównym celem monografii jest identyfikacja zależności występujących pomiędzy parametrami geologicznymi i górnictwem a poziomem kosztów wydobycia ścian oraz określanym dla nich dobowym wydobyciem.

W monografii opracowano dwa modele uciążliwości warunków geologicznych i górnictwem, które wykorzystują wybrane kryteria. W pierwszym modelu określono wpływ wybranych czynników geologicznych i górnictwem na poziom kosztów operacyjnych przypisanych do ścian w fazie zbrojenia, eksploatacji i likwidacji. W drugim modelu określono wpływ wybranych kryteriów na ograniczenia procesu eksploatacji, a tym samym na dobowe wydobycie ze ścian. Należy zaznaczyć, że strukturę poszczególnych modeli buduje różny zestaw kryteriów.

Modele te, obejmujące zagrożenia naturalne, parametry złoża (pokładu), parametry górnictwem (techniczne) oraz czynniki środowiskowe posłużyły do obliczenia wskaźników uciążliwości  $WUe$  oraz  $WUt$ , które w sposób syntetyczny określają poziom wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górnictwem na proces eksploatacji w odniesieniu do:

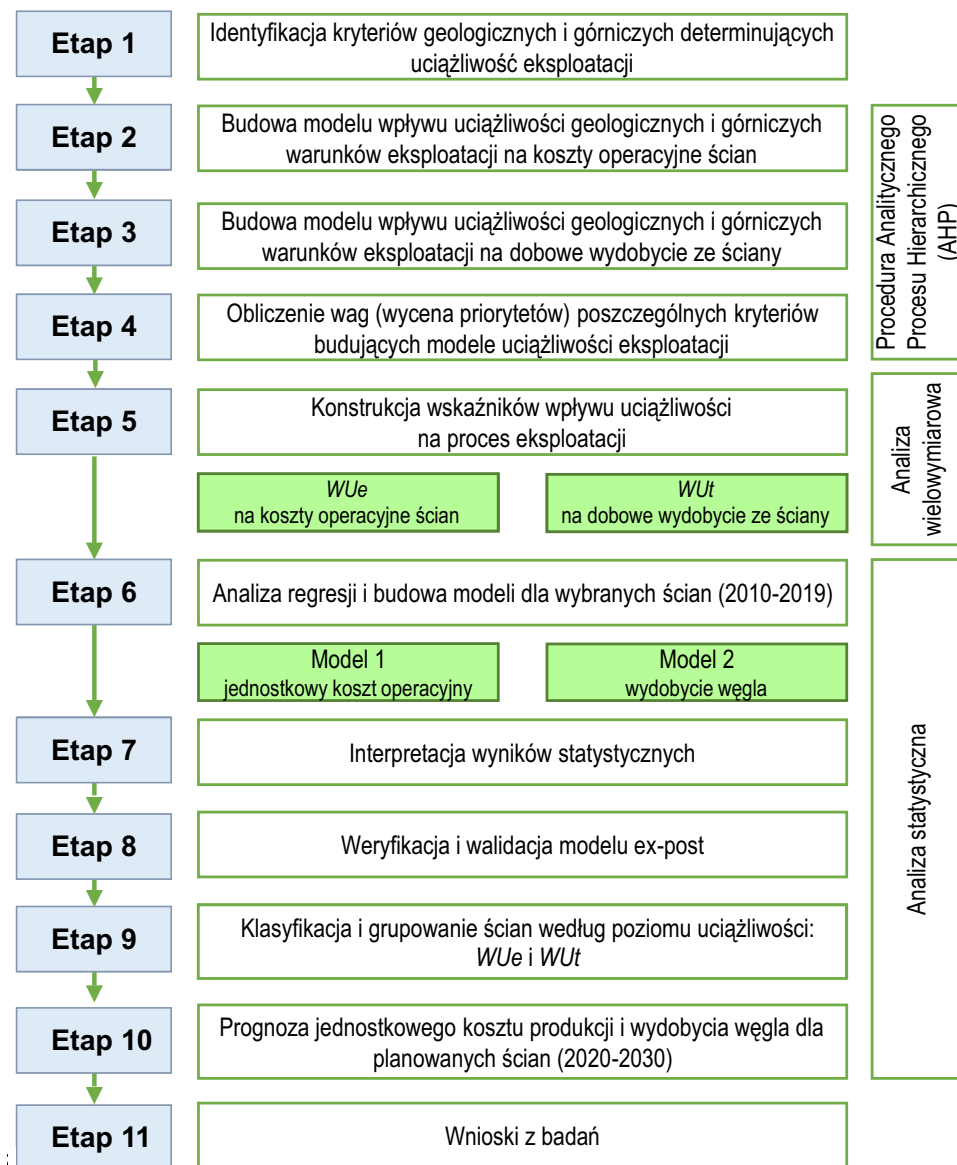
- kosztów operacyjnych w przodkach ścianowych – wskaźnik  $WUe$ ,
- dobowego wydobycia ze ściany – wskaźnik  $WUt$ .

W kolejnym kroku badawczym przeprowadzono analizę bezpośrednich związków wybranych czynników geologicznych i górnictwem z kosztami ścian oraz poziomem wydobycia. Istnieje możliwość pośredniego powiązania zagregowanych wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$  z kosztami i poziomem wydobycia w ścianach. Zależność tę można ostatecznie przedstawić w postaci funkcji.

W tym celu zbudowano dwa modele statystyczne dla następujących zmiennych zależnych: jednostkowy koszt operacyjny (Model 1) oraz dobowe wydobycie ze ściany (Model 2). Modele posłużyły dwóm dodatkowym celom cząstkowym: interpretacji wpływu zmiennych niezależnych na zmienne zależne oraz prognozom punktowym. Modele te wykorzystywano również do celów prognostycznych.

Modele statystyczne zostały zbudowane na podstawie historycznych wyników produkcyjnych wybranych siedmiu polskich kopalń, a następnie modele te przetestowano empirycznie i skalibrowano. Na podstawie zmienności warunków geologicznych i górnictwem w 120 ścianach określono wpływ poszczególnych parametrów na eksploatację ścian w latach 2010–2019. Zidentyfikowane zależności pozwoliły na sformułowanie liczbowej prognozy jednostkowego kosztu produkcji i dobowego

wydobycia ze ściany w odniesieniu do poziomu spodziewanych uciążliwości. Okres prognozy przyjęto na lata 2020–2030. Na tej podstawie sformułowano opinię o prognozie przewidywanych jednostkowych kosztach produkcji i wydajności 259 ścian planowanych do eksploatacji w tych kopalniach.



Rys. 1. Etapy procesu badawczego  
Źródło: opracowanie własne

W celu obiektywnej oceny uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji, a także weryfikacji zależności między poziomem uciążliwości a kosztami produkcji w ścianach oraz wielkości wydobycia ze ścian, został opracowany schemat postępowania, w którym wykorzystano następujące metody:

- 1) matematyczną wielokryterialną metodę podejmowania decyzji AHP (*Analytic Hierarchy Process*),
- 2) wielowymiarową analizę porównawczą,
- 3) analizę regresji,
- 4) symulację Monte Carlo.

Schemat procesu badawczego zastosowanego w monografii przedstawiono na rysunku 1.

Określonym na schemacie celom monografii podporządkowany został jej układ, na który składa się 8 rozdziałów.

W rozdziale pierwszym przedstawiono metodykę wykorzystaną dla oceny wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji. Dokonano przeglądu wielokryterialnego wspomaganie decyzji (MCDA – *MultiCriteria Decision Analysis*), a następnie wprowadzono podstawowe definicje wykorzystywane w dalszej części pracy. Rozdział zawiera opis metody AHP (*Analytic Hierarchy Process*), którą zastosowano w prezentowanej analizie.

Ocena uciążliwości warunków eksploatacji ścian w kopalniach podziemnych węgla kamiennego zależy w bardzo dużym stopniu od właściwego wyboru cech statystycznych charakteryzujących proces eksploatacji. W prezentowanej analizie do oceny uciążliwości procesu eksploatacji wybrano czynniki wynikające z zagrożeń naturalnych, z budowy geologicznej złoża (pokładu), z ograniczeń spowodowanych wymaganiami technicznymi, z oddziaływania eksploatacji na środowisko naturalne. Poszczególne czynniki mające wpływ na proces eksploatacji opisane zostały wyczerpująco w rozdziale drugim niniejszej monografii.

W rozdziałach trzecim i czwartym zaprezentowano budowę dwóch modeli hierarchicznych uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji: pierwszy w kontekście kosztów wydobycia, drugi w odniesieniu do dobowego wydobycia ze ścian. Przedstawiono procedurę wyceny ważności przez grupę ekspertów ich elementów składowych (porównanie parami kryteriów i subkryteriów na podstawie 9-stopniowej skali ocen, tzw. skali Saaty'ego).

Metoda AHP jest bardzo podatna nawet na niewielkie zmiany wartości macierzy porównań. W celu określenia stabilności wyceny obydwu modeli uciążliwości przeprowadzono analizę wrażliwości, którą szczegółowo opisano w rozdziale piątym.

Kolejny rozdział jest poświęcony problematyce budowy agregatowych wskaźników  $WU_e$  i  $WU_t$ , które w sposób syntetyczny mierzą wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w poszczególnych ścianach i pozwalają na liniowe uporządkowanie ścian eksploatacyjnych według wzrastającego poziomu uciążliwości.

Siódmy rozdział otwiera część badawczą pracy, w której przeanalizowano wyniki opracowanych modeli i wskaźników w poszczególnych kopalniach. Przedstawiono szczegółową analizę oceny wpływu uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobywania w wybranych pokładach analizowanych kopalń, a w przypadku wpływu uciążliwości na dobowe wydobywanie ze ścian scharakteryzowano zmienność tego procesu w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych kopalń.

W rozdziale ósmym zaprezentowano równania regresji zależności kosztów i poziomu wydobywania od zagregowanych wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$ . Tak opracowane modele regresji  $f(KJC\_N)$  oraz  $f(W)$  posłużyły do prognozy kosztów jednostkowych wydobywania oraz dobowego wydobywania w projektowanych ścianach w kontekście zróżnicowanych warunków geologicznych i górniczych.

W pracy wykazano, że wykorzystanie tych modeli regresji ma duże znaczenie praktyczne. Daje możliwość przybliżenia kosztów jednostkowych oraz dobowego wydobywania dla nowo projektowanych wyrobisk ścianowych. Wykorzystanie tej wiedzy może istotnie poprawić jakość procesów planistycznych i efektywność procesu eksploatacji.

Celem utylitarnym monografii jest udostępnienie środowisku badawczemu koncepcji budowy modeli, które mogą być zastosowane do rozwiązywania rzeczywistych problemów decyzyjnych w trakcie planowania ruchu ścian w kopalniach węgla kamiennego.

# 1. Metodyka wspomagania zarządzania procesem eksploatacji w ścianach wydobywczych z wykorzystaniem oceny uciążliwości warunków geologicznych i górniczych

---

---

Metody i techniki wspomagające analizę i podejmowanie złożonych (wielokryterialnych) problemów decyzyjnych znane są jako wielokryterialna analiza decyzji lub wielokryterialna analiza porównawcza (*Multiple Criteria Decision Analysis – MCDA*), albo też wielokryterialne podejmowanie decyzji (*Multiple Criteria Decision Making – MCDM*).

Decyzja często jest wyborem podejmowanym przypadkowo lub czysto intuicyjnie, zwłaszcza wtedy, gdy nie jest poparty żadnymi analizami ani planowaną strategią. Aby uniknąć błędów i przypadkowości wyboru, konieczne jest odwołanie się do sprawdzonych w praktyce metod naukowych. MCDM tworzą nowoczesną dziedzinę badań operacyjnych, które są rozwijane i wdrażane jako narzędzia wspomagające proces podejmowania decyzji. Metody te stanowią obecnie fundament procedur decyzyjnych. Wyróżnia się:

- MODM *Multi-Objective Decision-Making Methods* – metody wielocelowego podejmowania decyzji,
- MADM *Multi-Attribute Decision-Making Methods* – metody wieloatrybutowego podejmowania decyzji, określane także jako wielokryterialne metody dyskretne (Trzaskalik 2008).

Grupa metod MODM pozwala badać problemy decyzyjne, w których zbiór wszystkich dopuszczalnych decyzji jest zbiorem ciągłym, zawierającym nieskończoną liczbę możliwych wariantów rozwiązania. Problemy te posiadają natomiast zbiór kwantyfikowalnych celów, na podstawie których podejmowane są: decyzja oraz zbiór określonych ograniczeń na wartości zmiennych decyzyjnych możliwych wariantów.

W przypadku metod MADM ich cechą wyróżniającą jest ograniczona i niewielka liczba ustalonych wariantów decyzyjnych, natomiast ich wybór dokonywany jest na podstawie ustalonych kryteriów, które niekoniecznie muszą być kwantyfikowalne.

Ze względu na dużą częstotliwość występowania tego typu problemów do ich rozwiązywania służą głównie takie metody, jak np. (Prusak, Stefanów 2011):

- grupa ELECTRE (fr. *Elimination Et Choix Traduisant la Realite*), obejmująca ELECTRE I, II, III, IV, IS, TRI – zaproponowana przez Bernarda Roya w roku 1965;
- grupa PROMETHEE & GAIA (ang. *Preference Ranking Organization Method for Enrichment of the Evaluations & Geometrical Analysis for Interactive Aid*), obejmująca PROMETHEE I, II, III, IV, V, VI, GDSS, TRI oraz metodę wizualizacji GAIA – wprowadzoną przez Jean-Pierre'a Bransa w roku 1982;
- TOPSIS (ang. *Technique for Order Performance by Similarity to Ideal Solution*), zaproponowana przez Ching-Lai i Kwangsun Yoona w roku 1981;
- AHP/ANP (ang. *Analytic Hierarchy Process*) – opracowana przez Thomasa Saaty'ego w latach siedemdziesiątych XX wieku.

Każda z wymienionych wielokryterialnych metod podejmowania decyzji ma zalety, jak również pewne ograniczenia. Porównując te metody z metodą AHP pod względem popularności ich zastosowania zarówno w teorii, jak i w praktyce, należy uznać, że AHP używana jest najczęściej i charakteryzuje się największą różnorodnością zastosowań (Prusak, Stefanów 2011). Analityczny Proces Hierarchiczny (AHP) to jedna z najszybciej rozwijających się w ostatnich latach i najbardziej znanych w świecie metod matematycznych, stosowanych do rozwiązywania wielokryterialnych problemów decyzyjnych. Metoda ta znajduje zastosowanie w wielu różnych dziedzinach badań, m.in. w marketingu (Wind, Saaty 1980; Mark 2001), energetyce (Pohekar, Ramachandran 2004), medycynie (Liberatore, Nydick 2008), inżynierii środowiska (Biedrawa, Sobczyk 2010; Sobczyk i in. 2014), w naukach ekonomicznych, a także w sektorze finansowym (Adamus, Łasak 2010) oraz w dziedzinie górnictwa (Sobczyk 2008; Bascetin 2009; Sobczyk i in. 2011; Sobczyk i in. 2020). Elastyczność metody AHP pozwala na stosowanie jej z innymi metodami i technikami podejmowania decyzji (Namin i in. 2012; Shchokin, Shchokina 2015).

W prezentowanej analizie do zbadania zagadnień związanych z oceną wpływu wybranych czynników geologicznych i górniczych na poziom kosztów operacyjnych oraz na ograniczenia procesu eksploatacji, a tym samym na wielkość wydobycia w ścianach wytypowanych kopalń węgla kamiennego w Polsce, zastosowano metodę matematyczną AHP. Metoda AHP jest metodą wielokryterialnych analiz decyzyjnych, w których występuje więcej niż jedno kryterium, oraz jest rozważany przynajmniej dwuelementowy, skończony zbiór wariantów decyzyjnych. Ponadto metoda ta umożliwia porównywanie kryteriów ilościowych z jakościowymi.

### 1.1. Metodyka AHP

Analityczny Proces Hierarchiczny (*Analytic Hierarchy Process* – AHP) to złożony wielokryterialny i wielozakresowy model rozwiązywanego zadania, przedstawiony

w ujęciu hierarchicznym. Przy jego pomocy możliwe jest dokonywanie oceny diagnostycznej lub porównawczej rozważanych obiektów. Stąd też AHP jest czasami nazywana metodą rankingową. Dzieje się tak, ponieważ AHP dobrze nadaje się do nadawania priorytetów różnym cechom, przedmiotom lub wariantom.

AHP ułatwia dokonywanie optymalnych wyborów w przypadku wielokryterialnych problemów decyzyjnych poprzez ich redukcję do serii porównań parami, których dokonują eksperci. W efekcie pozwala to na dokonanie liczbowej miary ważności analizowanych elementów.

Podstawowymi zasadami metody AHP są: dekompozycja problemu, wyrażanie opinii przez porównania i hierarchiczna kompozycja (synteza) priorytetów. Dekompozycja problemu polega na budowie problemu w postaci hierarchicznej. Cel nadrzędny umieszczany jest na szczycie hierarchii, kolejny poziom zajmują kryteria, następny subkryteria, subsubkryteria itd. Decyzje alternatywne (warianty, modele, scenariusze) tworzą najniższy poziom tej struktury.

Kryteria i subkryteria porównuje się parami na każdym poziomie struktury hierarchicznej, w stosunku do wspólnego kryterium położonego bezpośrednio powyżej. Porównania te mają na celu oszacowanie oddziaływania lokalnych kryteriów na kryterium nadrzędne. Do porównań wykorzystuje się tzw. fundamentalną skalę porównań Saaty'ego, którą można zastosować zarówno do analiz zmiennych ilościowych, jak i jakościowych.

W dalszej kolejności hierarchicznej kompozycji priorytetów następuje mnożenie wartości kryteriów lokalnych przez wartości kryteriów globalnych, a następnie dodanie ich do wartości najniżej położonych elementów.

Rezultatem wszystkich porównań jest model addytywny konstruowany w skali ilorazowej. Model ten nazwany jest addytywną funkcją priorytetową. W przypadku oceny obiektów (wariantów), im wyższa całkowita wartość funkcji priorytetowej, tym obiekt (wariant) plasuje się wyżej w rankingu oceny w kontekście celu nadrzędnego.

Zgodnie z procedurą metody AHP rozwiązanie problemu decyzyjnego przebiega w kilku etapach połączonych w zintegrowany i logiczny kompleks (rys. 1.1).

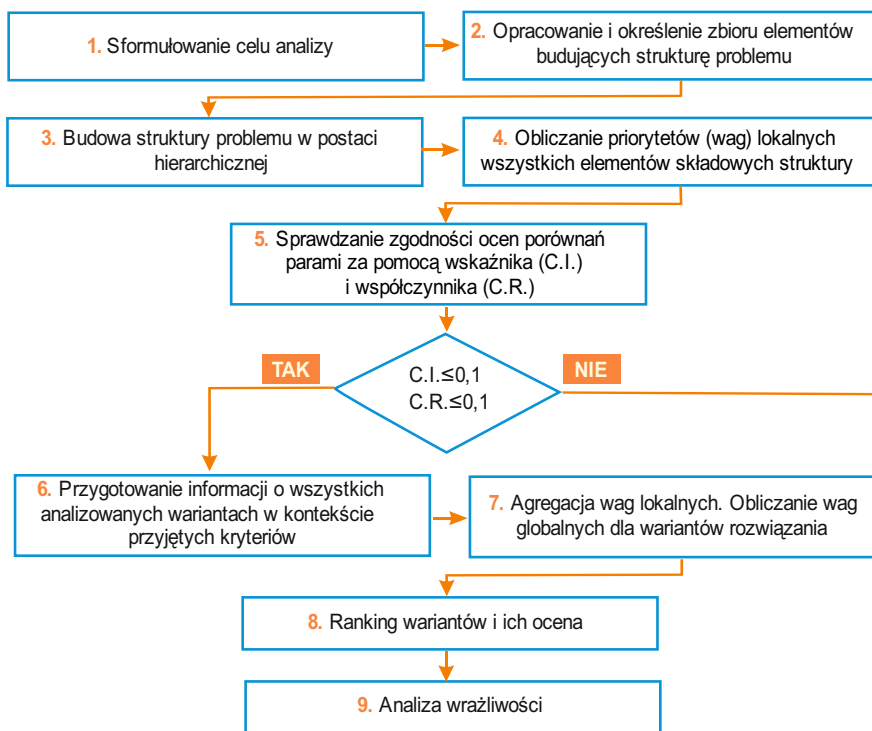
Aby przeprowadzić analizę z zastosowaniem metody AHP, należy wykonać następujące kroki:

- I. Modelowanie problemu w postaci struktury hierarchicznej.
- II. Szacowanie i agregacja współczynników wagowych (oceny eksperckie).
- III. Kontrola spójności opinii ekspertów.
- IV. Ocena alternatywnych decyzji.
- V. Analiza wrażliwości.

### **ETAP I – Modelowanie problemu w postaci struktury hierarchicznej**

Pierwszym krokiem rozwiązania problemu decyzyjnego w metodzie AHP jest opracowanie hierarchii podejmowania decyzji, który realizowany jest poprzez:

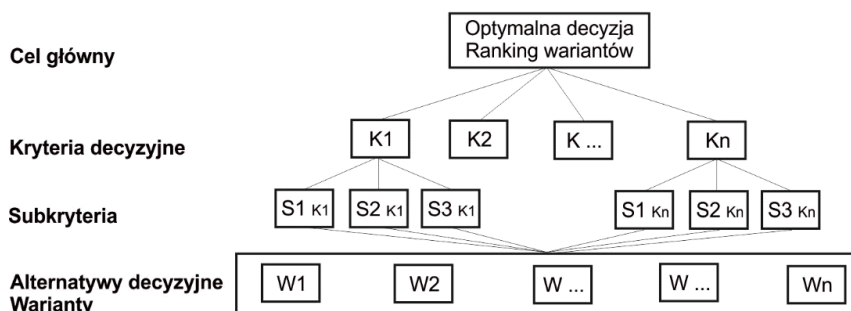
- identyfikację problemu decyzyjnego;
- formułowanie celów, które należy osiągnąć podejmując decyzje;



Rys. 1.1. Kolejność rozwiązania problemu decyzyjnego przy pomocy AHP  
Źródło: opracowanie własne

— określenie, które grupy niezależnych kryteriów macierzystych i podkryteriów mają wpływ na problem decyzyjny.

Następnie dokonuje się strukturalizacji problemu wielokryterialnego w postaci hierarchicznej (rys. 1.2). Elementy struktury stanowią zidentyfikowane, wydzielone istotne czynniki, mające wpływ na rozwiązanie problemu.



Rys. 1.2. Schemat struktury hierarchicznej  
Źródło: opracowanie własne na podstawie (Saaty 1980)



Przy tworzeniu struktury hierarchicznej, wychodząc z ogólnie postawionego zadania, stopniowo dokonuje się jego rozkładu na mniejsze i prostsze elementy składowe. Strukturę hierarchiczną można zobrazować w postaci piramidy, na której szczycie znajduje się zawsze jeden element, taki, który opisuje cel ogólny. Postępując z góry do dołu, na każdym poziomie hierarchicznym wzrasta szczegółowość składowych, a podstawę piramidy na poziomie najniższym tworzą rozważane warianty decyzyjne czy też obiekty. Poziomy pośrednie zajmują czynniki składowe problemu, jak kryteria decyzyjne lub inne czynniki wpływające na stopień realizacji celu nadrzędnego i wybór najlepszego wariantu (obektu). Liczba poziomów pośrednich zależy od złożoności problemu.

W metodzie AHP przy budowie hierarchii należy przestrzegać następujących zasad:

- na każdym poziomie hierarchii mogą się znajdować tylko takie elementy, które są porównywalne z innymi elementami,
- poziomów hierarchii nie powinno być więcej niż 5–7,
- na każdym poziomie nie powinno być więcej niż 7 ( $\pm 2$ ) elementów, najkorzystniej jest przyjąć od 5 do 7 elementów składowych (Saaty 1977).

#### **ETAP II – Szacowanie i agregacja współczynników wagowych (oceny eksperckie)**

Na tym etapie dokonuje się oceny wpływu elementów położonych na kolejnych poziomach od  $l$ -rzędu do  $n$ -rzędu. Siła tego wpływu jest oceniana poprzez porównania parami elementów z niższego poziomu struktury hierarchicznej względem elementu położonego o poziom wyżej i wyrażana na skali liczbowej. W procesie oceny przewagi elementów hierarchii celowi nadrzędnemu przypisuje się zawsze wartość równą 1. Wartość ta dzielona jest na kryteria wpływające bezpośrednio na cel, otrzymując tzw. współczynniki wagowe (wagi, priorytety). Im wyższa ich wartość, tym większy mają wpływ na badane zjawisko. Dla każdego elementu hierarchii oblicza się wagi lokalne i globalne. Waga lokalna związana jest z danym poziomem, natomiast wagę globalną elementu z danego poziomu uzyskuje się w wyniku przemnożenia wartości jego priorytetu lokalnego przez wartość priorytetu globalnego elementu, znajdującego się na poziomie bezpośrednio powyżej.

Proces porównywania parami odbywa się przy udziale ekspertów, których zadaniem jest wskazanie, który z dwóch celów z każdej pary porównywanych kryteriów jest bardziej istotny w odniesieniu do wyższego węzła hierarchii decyzyjnej. Oceny porównań parami elementów dokonywane są na podstawie 9-stopniowej skali porównań Saaty'ego (tab. 1.1). Umożliwia ona wykorzystanie doświadczeń i wiedzy ekspertów podejmujących decyzje oraz pozwala na wskazanie, ile razy dany element przeważa nad innym, np. w odniesieniu do danego kryterium. Ekspert może wyrazić swoje oceny odnośnie do każdej pary elementów, najpierw słownie: równe znaczenie, słaba (umiarkowana) przewaga, silna przewaga, bardzo silna przewaga i ekstremalna przewaga. Te preferencje są następnie zapisywane w postaci liczb,

Tabela 1.1. Stopnie przewagi w skali porównań parami w metodzie AHP

Stopień ważności	Definicja	Objaśnienie
1	Elementy (cechy) są jednakowo ważne	Dwa elementy (cechy) wnoszą równy wkład do osiągnięcia celu
2	Wartość pośrednia (bardzo słaba przewaga)	Jeden element ma nieznacznie większą przewagę nad drugim
3	Słaba (umiarkowana) przewaga	Słabe (umiarkowane) znaczenie jednego elementu nad drugim (jeden element ma nieco większe znaczenie niż drugi)
4	Wartość pośrednia (pomiędzy umiarkowaną a silną przewagą)	Jeden element ma przewagę większą niż słaba, ale mniejszą niż mocna
5	Mocna (silna, duża) przewaga	Silna przewaga jednego elementu nad drugim
6	Wartość pośrednia (pomiędzy silną a bardzo silną przewagą)	Jeden element ma przewagę większą niż silna, ale mniejszą niż bardzo silna
7	Bardzo mocna (silna, duża) lub zdecydowana przewaga	Bardzo silna (zdecydowana, dominująca) przewaga jednego elementu nad drugim
8	Wartość pośrednia (pomiędzy bardzo mocną a ekstremalną przewagą)	Jeden element ma przewagę większą niż bardzo mocna, ale mniejszą niż ekstremalna
9	Ekstremalna (całkowita) przewaga	Absolutnie większe znaczenie jednego elementu nad drugim (na najwyższym możliwym do określenia poziomie)

Źródło: Saaty 2001.

jako 1, 3, 5, 7, 9. Ponadto wprowadzane są liczby pośrednie (parzyste: 2, 4, 6, 8), które stosuje się wówczas, gdy trudno nam wyrazić nasze opinie i odczucia; np. liczba 4 oznacza, że preferencje osoby oceniającej wskazują na wybór pośredni między słabą (umiarkowaną) a silną przewagą.

W Analitycznym Procesie Hierarchicznym dokonuje się tzw. odwracalnych porównań parami, dla których  $a_{ij} = 1/a_{ji}$  oraz  $a_{ii} = 1$  (Saaty 2001). Jest to znacznie dokładniejsze i daje lepsze rezultaty niż bezpośrednie wskazanie rozwiązania. Opinie te umieszcza się w tzw. kwadratowej macierzy porównań parami A (o wymiarze  $N \times N$ , gdzie  $N$  – liczba elementów na danym poziomie). Stanowi ona główne narzędzie AHP. Prezentuje się w niej oceny wskazujące wpływ elementów znajdujących się po lewej stronie macierzy na elementy znajdujące się na jej górze. W macierzy tej wykonuje się  $n(n - 1)/2$  porównań parami. Liczba tych porównań wynika z tego, że na przekątnej macierzy  $n$  elementów znajduje się  $n$  jedynek, a połowa opinii to odwrotności:

$$A = \begin{bmatrix} 1 & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ 1/a_{12} & 1 & \dots & a_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 1/a_{1n} & 1/a_{2n} & \dots & 1 \end{bmatrix}$$

Macierze porównań parami konstruowane są dla elementów znajdujących się na każdym poziomie struktury hierarchicznej. Z tego względu w hierarchii najpierw buduje się macierz w celu określenia stopnia ważności kryteriów w odniesieniu do założonego celu głównego. Następnie tworzy się macierze dla określenia znaczenia subkryteriów w obrębie każdego kryterium, a na końcu macierze, które wskazują stopień ważności przyjętych wariantów decyzyjnych w odniesieniu do każdego subkryterium znajdującego się na poziomie bezpośrednio wyższym. Macierzy tych jest tyle, ile w modelu jest „kłastrów” zależności kryterium-subkryteria.

Dla każdej macierzy obliczane są tzw. wektory priorytetów  $w = (w_1, \dots, w_n)$ , które określone są także jako współczynniki wagowe (wagi) i które wskazują relatywną ważność porównywanych elementów.

Wektory priorytetów obliczane są z macierzy porównań parami za pomocą liczb z fundamentalnej skali porównań Saaty'ego (tab. 1.1), a następnie przedstawiane w formie macierzy znormalizowanych ocen  $A = (a_{ij}) = (w_i/w_j)$  (ocena przewagi ważności elementu  $i$ -tego nad  $j$ -tym).

$$A = \begin{bmatrix} w_1/w_1 & w_1/w_2 & \dots & w_1/w_n \\ w_2/w_1 & w_2/w_2 & \dots & w_2/w_n \\ \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ w_n/w_1 & w_n/w_2 & \dots & w_n/w_n \end{bmatrix}$$

W metodzie AHP podstawą do wyznaczania priorytetów (wag) po zbudowaniu macierzy ocen, która jest obrazem problemu, jest wyznaczenie dla każdej macierzy maksymalnej wartości własnej  $\lambda_{\max}$  i związanego z tą wartością wektora własnego  $w$ .

Ponieważ uzyskanie dokładnych wyników wymaga wykonania szeregu skomplikowanych procedur matematycznych dla każdej macierzy, w literaturze dotyczącej AHP pokazane są uproszczone metody obliczania, za pomocą których uzyskuje się zbliżone wyniki. Do najczęściej stosowanych należy obliczanie za pomocą średniej geometrycznej, gdzie stopień pierwiastka równy jest liczbie porównywanych elementów (Adamus, Szara 2000; Adamus, Łasak 2009). Wektor własny  $w = (w_1, \dots, w_n)$  liczony dla każdego wiersza macierzy wyznacza się ze wzoru:

Tabela 1.2. Wektor własny macierzy porównań (procedura obliczania współczynników wagowych)

	$A_1$	$A_2$	$A_3$	Średnia geometryczna $r_i$	Priorytety (wagi) $w_i$
$A_1$	1	$a_{12}$	$a_{13}$	$\sqrt[3]{1 \cdot a_{12} \cdot a_{13}}$	$\frac{r_1}{\sum_{i=1}^3 r_i}$
$A_2$	$\frac{1}{a_{12}}$	1	$a_{23}$	$\sqrt[3]{\frac{1}{a_{12}} \cdot 1 \cdot a_{23}}$	$\frac{r_2}{\sum_{i=1}^3 r_i}$
$A_3$	$\frac{1}{a_{13}}$	$\frac{1}{a_{23}}$	1	$\sqrt[3]{\frac{1}{a_{13}} \cdot \frac{1}{a_{23}} \cdot 1}$	$\frac{r_3}{\sum_{i=1}^3 r_i}$
				$\sum_{i=1}^3 r_i$	$\sum_{i=1}^3 w_i = 1$

Źródło: na podstawie Adamus, Łasak 2010.

$$w_i = \frac{r_i}{\sum_{i=1}^n r_i}$$

gdzie:

$r_i$  – średnia geometryczna,  $r = (\prod_{j=1}^n a_{ij})^{1/n}$ ,

$a_{ij}$  – element macierzy,

$n$  – wymiar macierzy,

dla  $ij = 1, 2, \dots, n$ .

Poszczególne wartości tak obliczonego wektora macierzy  $A$  są normalizowane, dając wektory priorytetów  $w_1, \dots, w_n$ . Procedura ta została przedstawiona w tabeli 1.2.

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

$$\lambda_{\max} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \lambda_i$$

gdzie:

$$\lambda_i = \frac{\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot w_{ij}}{w_i}$$

$\lambda_i$  – wartość własna macierzy.

Wektory własne macierzy porównań parami po znormalizowaniu określają względną ważność elementów decyzyjnych (kryteriów, subkryteriów) na każdym poziomie struktury hierarchicznej. Stanowią one lokalne wartości tych elementów, czyli wyrażają względny udział danego elementu w elemencie znajdującym się na poziomie bezpośrednio powyżej. Wartości lokalne określają udział każdego elementu decyzji, z poszczególnych poziomów, w osiągnięciu celu głównego i stanowią podstawę do obliczenia priorytetów globalnych. Wartość globalną elementu z danego poziomu uzyskuje się w wyniku przemnożenia wartości jego priorytetu lokalnego przez wartość priorytetu globalnego elementu macierzystego, znajdującego się na poziomie bezpośrednio powyżej.

### **ETAP III – Kontrola spójności opinii ekspertów – sprawdzenie zgodności ocen w macierzach porównań parami**

W metodzie AHP najważniejszymi wielkościami, które obliczamy za pomocą macierzy porównań, są:  $\lambda_{\max}$ , C.I. (*Consistency Index*) oraz C.R. (*Consistency Ratio*). Maksymalna wartość własna macierzy  $\lambda_{\max}$  jest miarą zgodności porównań, która odzwierciedla proporcjonalność preferencji. Porównania parami są tym bardziej obiektywne, im bardziej  $\lambda_{\max}$  jest zbliżone do  $n$  (liczba elementów w macierzy = liczbie wierszy = liczbie kolumn). W przypadku całkowitej zgodności  $\lambda_{\max} = n$ . Wykorzystując tę właściwość, konstruuje się indeks niezgodności (braku konsekwencji porównań) C.I., który reprezentuje odchylenie od zgodności. Obliczamy go ze wzoru:

$$C.I. = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1}$$

gdzie:

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

Kolejną wielkością mierzącą koherencję porównań parami jest współczynnik niezgodności C.R. Jest on bardziej użyteczną miarą niż C.I. (indeks niezgodności), ponieważ C.I. jest trudny w interpretacji, a C.R. możemy wyrazić w procentach.

Współczynnik C.R. określa, w jakim stopniu porównania ważności charakterystyk są niezgodne ze sobą. Według AHP wartość C.R. dla macierzy (3×3) musi być mniejsza lub równa 5%, dla macierzy (4×4) powinna wynosić 8%, a dla większych macierzy nie przekraczać 10% (C.R. ≤ 10) (Saaty 1980). Przy takich wartościach współczynnik niezgodności jest akceptowany, a porównania są wiarygodne (zgodne). W przeciwnym wypadku wszystkie lub niektóre porównania zaleca się powtórzyć w celu pozbycia się niezgodności porównań parami. W przypadku pełnej zgodności porównań opinii  $\lambda_{\max} = n$ ; C.I. = 0 i C.R. = 0.

W celu oszacowania współczynnika niezgodności (C.R.) należy wyznaczyć wartość współczynnika R.I. Jest to losowy indeks niezgodności, obliczony z losowo

generowanej macierzy o wymiarach  $n$ . Wielkości R.I. oszacowane na podstawie 500 000 macierzy przedstawiono w tabeli 1.3.

Tabela 1.3. Wartość losowego indeksu niezgodności R.I. w zależności od wymiaru macierzy

$n$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
R.I.	0	0	0,52	0,89	1,11	1,25	1,35	1,40	1,45	1,49	1,52	1,54	1,56	1,58	1,59

Źródło: na podstawie Saaty 2001.

Współczynnik C.R. oblicza się ze wzoru:

$$C.R. = 100 \cdot \frac{C.I.}{R.I.}$$

gdzie:

R.I. (*Random Index*) – wskaźnik losowy, który jest wartością średnią C.I. dla dużej liczby losowo wygenerowanych macierzy porównań, w zależności od wymiaru macierzy  $n$ .

#### **ETAP IV – Wyznaczenie priorytetów (wag) globalnych dla poszczególnych wariantów rozwiązania. Ranking wariantów i ich ocena z uwagi na cel nadrzędny**

Na ostatnim poziomie struktury hierarchicznej, na którym znajdują się warianty decyzyjne (obiekty poddane rankingowi), priorytety oblicza się podobnie, jak opisano wyznaczanie priorytetów (wag) dla poszczególnych kryteriów. Przebiega to następująco:

1) Porównanie ważności wariantów decyzyjnych (obiektów) w odniesieniu do poszczególnych subkryteriów. W wyniku tego określa się znaczenie poszczególnych wariantów decyzyjnych (obiektów) dla realizacji danego subkryterium (priorytety lokalne).

2) Otrzymane priorytety lokalne mnoży się przez odpowiadające im priorytety globalne dla subkryteriów. Wielkości te nazwane są częściowymi priorytetami globalnymi.

3) Suma częściowych priorytetów globalnych danego wariantu decyzyjnego (obiektu) jest jego priorytetem globalnym. Wariant (obiekt) z najwyższą wielkością priorytetu uznaje się za najlepszy.

Globalny wektor priorytetów dla obiektów znajdujących się na najniższym poziomie modelu hierarchicznego otrzymywany jest w wyniku mnożenia macierzy, których kolumnami są wektory priorytetów kolejnych poziomów modelu hierarchicznego. Analizowane obiekty modelu hierarchicznego porządkowane są następnie według wielkości obliczonych wektorów priorytetów w kolejności ich ważności. Im wyższa wartość wektora priorytetów, tym istotniejszy jest dany element.

Wektor wynikowy (globalny) oblicza się według wzoru:

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

gdzie:

- $C[1,k]$  – wektor wynikowy (globalny) wag przypisanych elementom poziomu hierarchicznego  $k$  (warianty rozwiązań) – względem celu, czyli poziomu pierwszego,
- $B_i$  – macierz poziomu  $i$ , dla którego kolumny są wektorami wag tego poziomu względem poziomu  $i-1$ ,
- $k$  –  $k$ -ty poziom hierarchii.

W metodyce przyjętej do oceny wpływu czynników geologicznych i górniczych na proces wydobywania w kopalniach podziemnych pominięto ten etap procedury AHP, zastępując go wybranymi metodami statystycznej analizy wielowymiarowej (SAW). Dzięki temu dokonano hierarchizacji poszczególnych ścian eksploatacyjnych kopalń ze względu na poziom uciążliwości eksploatacji.

#### **ETAP V – Analiza wrażliwości**

Metoda AHP jest zwykle bardzo wrażliwa nawet na niewielkie zmiany wartości macierzy porównań. Analiza wrażliwości dostarcza ważnych informacji na temat podatności wybranej decyzji alternatywnej bądź rankingu obiektów na zmianę priorytetów dowolnego kryterium decyzyjnego. Analiza ta ma na celu sprawdzenie stabilności modelu AHP oraz ustalenie, które kryterium i który miernik wyników może spowodować zmianę rankingu między parą alternatyw (odwrócenie rang), nawet jeśli występują stosunkowo niewielkie zmiany w stwierdzeniach dotyczących preferencji. Analiza wrażliwości pozwala także przeprowadzić badania służące określeniu, który element macierzy ma największy wpływ na wysoką wartość współczynnika C.R.





## 2. Hierarchiczna struktura uciążliwości warunków eksploatacji

---

---

Wpływ czynników geologicznych i górniczych na proces wydobywania w kopalniach podziemnych jest w literaturze fachowej analizowany zwykle w wąskim technicznym kontekście. Przykładowo Saeedi i in. (2010) oraz Najafi i in. (2014) koncentrowali się na identyfikacji czynników geologicznych i górniczych, które mają najsilniejszy wpływ na poziom zanieczyszczenia pozapokładowego w kopalniach węgla kamiennego w Iranie. Wśród kluczowych przyczyn ponadnormatywnego opadu stropu zidentyfikowali oni głębokość wydobywania, naprężenia górotworu, strop niepodparty nad kombajnem, jakość stropu i spągu oraz grubość pokładu. Sobczyk (2009) analizował uciążliwość geologicznych i górniczych warunków procesu eksploatacji i jej wpływ na gospodarkę zasobami złóż węgla kamiennego. Sari i in. (2007), Palei i Das (2009) przy pomocy metod symulacyjnych Monte Carlo oraz statystycznych modelowali wypadkowość w kopalniach podziemnych, wskazując wśród kluczowych przyczyn rosnącej wypadkowości opad stropu, wywołowany najczęściej przez brak odpowiedniego podparcia stropu. Sobczyk i Rożek (2009) zaproponowali metodykę badawczą z wykorzystaniem metody AHP mającą na celu ocenę wpływu warunków geologicznych i górniczych na wyniki produkcyjne w kopalniach rud miedzi, co pozwoliło na porównanie oddziaływań wydobywczych w kopalniach KGHM Polska Miedź SA. Zhu (2011), stosując Artificial Neural Networks, wykonał prognozę warunków geologicznych i górniczych, gdzie wśród kluczowych czynników prognostycznych znalazły się: zagrożenia naturalne, uskoki (lokalizacja, wielkość zrzutu, intensywność występowania), miąższość pokładu i jego zmienność, głębokość zalegania pokładu i jego nachylenie oraz struktura pokładu węgla i skał otaczających. Jaszczuk i Kania (2008), analizując zależność kosztów i wielkości wydobywania, biorą pod uwagę dodatkowo furtę eksploatacyjną, długość ściany, gęstość węgla oraz parametry techniczne systemu eksploatacji i maszyny urabiającej. Magda i in. (2002) oraz Brzychczy (2012) podchodzą nieco odmiennie do metodyki analitycznej – uwzględniają koszty systemu eksploatacji wraz z parametrami geologicznymi, górniczymi i technicznymi (m.in. głębokością zalegania, grubością pokładów, wa-

runkami stropowymi, poziomem zagrożenia metanowego, zagrożeniem pyłowym) jako zmiennymi opisującymi właściwy dobór wyposażenia ściany.

Wymienione przykłady pokazują, jak wiele czynników wpływa na wyniki produkcyjne kopalń podziemnych, a ocena wpływu warunków geologicznych i górniczych na wydobywanie może być przeprowadzona na podstawie różnych kryteriów. Takie oddziaływanie warunków geologicznych i górniczych można określić jako uciążliwość procesu eksploatacji, która warunkowana jest przez czynniki naturalne i techniczne, stanowiące łącznie o możliwości i sposobie prowadzenia eksploatacji. Decydują one o bezpieczeństwie i ekonomicznej efektywności wydobywania. Dzięki uwzględnieniu w analizie wszystkich czynników mających wpływ na ograniczenia eksploatacji istnieje możliwość skwantyfikowania ryzyka eksploatacji wynikającego z uciążliwości warunków geologicznych i górniczych oraz wykazanie ich wpływu na koszty i na poziom wielkości wydobywania ścian.

Ocena uciążliwości warunków eksploatacji ścian w kopalniach podziemnych węgla kamiennego zależy w bardzo dużym stopniu od właściwego wyboru cech statystycznych charakteryzujących proces eksploatacji. W prezentowanej analizie do oceny uciążliwości procesu eksploatacji wybrano czynniki wynikające z zagrożeń naturalnych, z budowy geologicznej złoża (pokładu), z ograniczeń spowodowanych wymaganiami technicznymi i z oddziaływania eksploatacji na środowisko naturalne.

Jest to bardzo złożone wielokryterialne zagadnienie. Złożoność związana jest nie tylko z liczbą ścian w poszczególnych kopalniach, z liczbą analizowanych czynników, ale również z różnorodnością ich cech oraz intensywnością ich oddziaływania. Czynniki mogą być określone nie tylko przez dane ilościowe, ale również jakościowe.

Niewątpliwie charakterystyka uciążliwości warunków eksploatacji należy do zadań systemowych, które wymagają zastosowania odpowiedniego narzędzia do opracowania modelu umożliwiającego ocenę systemu (kryteria oceny, zależności i intensywności wzajemnych zależności).

Warunki geologiczne i górnicze to ogół czynników związanych z występowaniem, udostępnianiem i eksploatacją pokładów węgla kamiennego. Wynikają one z budowy geologiczno-strukturalnej złoża, warunków hydrogeologicznych, gazowych, geotermicznych i geotechnicznych. Część tych warunków może zmieniać się (głównie pogarszać, choć możliwe są też polepszanie warunków) w miarę postępującej działalności wydobywczej zakładu górniczego, a część w wyniku wpływu kopalń sąsiednich.

Z budową geologiczno-strukturalną związane są takie czynniki, jak: miąższość pokładów węgla, występowanie przerostów skał płonnych, wykształcenie litologiczne skał stropowych i spągowych, występowanie uskoków i innego rodzaju zaburzeń, kąt upadu pokładów węgla, spękania w pokładach oraz w skałach otaczających, występowanie zaburzeń sedymentacyjnych (ścienień oraz wymyc erozyjnych w pokładach), skład petrograficzny węgla.

Warunki hydrogeologiczne determinowane są przez hydrografię terenu, budowę geologiczną, charakter nadkładu oraz dokonaną eksploatację górniczą. Warunki gazowe złoża związane są z występowaniem lub brakiem metanu, przy czym istotna jest ilość występującego metanu. Warunki termiczne złoża kształtowane są przez czynniki naturalne (temperaturę pierwotną skał), co związane jest ze stopniem geotermicznym występującym w złożu, jak i technologiczne (duża moc zainstalowanych urządzeń mechanicznych w wyrobiskach). Warunki geotechniczne związane są ze skłonnością węgla i skał otaczających do tąpnięć, klasami stropu i spągu w sąsiedztwie pokładów węgla oraz urabialnością węgla oraz skał płonnych.

Eksploatacja w warunkach zagrożeń naturalnych wiąże się z jednej strony z ponoszeniem znacznych dodatkowych kosztów na działania profilaktyczne mające na celu stworzenie najbezpieczniejszych warunków pracy, z drugiej natomiast ograniczają możliwości produkcyjne w ścianach.

W przypadku czynników technicznych wzięto pod uwagę takie kryteria, które w głównej mierze decydują o kosztach eksploatacji. W analizie uwzględniono pewne elementy cyklu technologicznego eksploatacji ścianowej stosowanej w polskich kopalniach, a przede wszystkim lokalizację ściany w obszarze górniczym, co ma związek z logistyką transportu. Drugim istotnym czynnikiem są parametry geometryczne ściany, czyli ilość węgla, jaka może być wydobyta z danej ściany.

Należy zwrócić uwagę, że oprócz cech, które wpływają na warunki geologiczne i górnicze eksploatacji uwzględniono również cechy charakteryzujące wpływ działalności górniczej na środowisko naturalne. Do czynników środowiskowych zaliczono skałę płonną, która towarzyszy procesowi eksploatacji i zwiększa koszt poprzez wolumen wydobycia, oraz poziom deformacji powierzchni, będący konsekwencją eksploatacji pokładów węgla z zawalem stropu.

## **2.1. Wybór kryteriów uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji**

Do oceny poziomu uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji dla poszczególnych ścian kopalń węgla kamiennego wykorzystywano zestaw kryteriów. Czynniki budujące model zostały wybrane we współpracy z kadrą inżynierjno-techniczną kopalń węgla kamiennego w taki sposób, aby opisywały kompleksowo problematykę uciążliwości eksploatacji.

W analizie uciążliwości uwzględniono następujące grupy kryteriów: zagrożenia naturalne, parametry złoża (pokładu), górnicze (techniczne) i środowiskowe.

### **A. Zagrożenia naturalne:**

- zagrożenie metanowe [kategorie],
- zagrożenie pożarowe (skłonność węgla do samozapalenia [grupy]),

- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego [klasy],
- zagrożenie wyrzutami gazów i skał [kategorie],
- zagrożenie tąpnięciami [stopnie],
- zagrożenie wodne [stopnie],
- zagrożenie klimatyczne (temperatura pierwotna górotworu [°C]).

### Zagrożenie metanowe

Metan i związane z nim zagrożenie wybuchowe są jednymi z najgroźniejszych czynników utrudniających bezpieczną eksploatację węgla kamiennego, stwarzając duże zagrożenie w czasie prowadzenia robót górniczych. Podstawowym kryterium oceny zagrożenia metanowego jest możliwość zaistnienia takiego stężenia metanu, które może spowodować powstanie atmosfery beztlenowej, zapalenie lub wybuch metanu (w zależności od stężenia oraz udziału poszczególnych gazów), stwarzając śmiertelne niebezpieczeństwo dla pracowników kopalni.

Według Rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny ustala się cztery kategorie zagrożenia metanowego:

1) Do I kategorii zagrożenia metanowego zalicza się udostępniony pokład lub jego część, jeżeli objętościowa ilość metanu pochodzenia naturalnego zawarta w jednostce wagowej w głębi calizny węglowej, zwana dalej „metanonością”, wynosi od 0,1 do 2,5 m<sup>3</sup>/Mg w przeliczeniu na czystą substancję węglową (csw).

2) Do II kategorii zagrożenia metanowego zalicza się udostępniony pokład lub jego część, jeżeli metanoność jest większa niż 2,5 m<sup>3</sup>/Mg, lecz nie jest większa niż 4,5 m<sup>3</sup>/Mg<sub>csw</sub>.

3) Do III kategorii zagrożenia metanowego zalicza się udostępniony pokład lub jego część, jeżeli metanoność jest większa niż 4,5 m<sup>3</sup>/Mg, lecz nie jest większa niż 8 m<sup>3</sup>/Mg<sub>csw</sub>.

4) Do IV kategorii zagrożenia metanowego zalicza się udostępniony pokład lub jego część, jeżeli metanoność jest większa niż 8 m<sup>3</sup>/Mg<sub>csw</sub> lub zaistniał nagły wypływ metanu, albo wyrzut metanu i skał.

Metanoność pokładu zdefiniowana jest jako objętościowa ilość metanu pochodzenia naturalnego, zawarta w jednostce wagowej w głębi calizny węglowej. W Polsce dla oznaczenia metanoności pokładu stosuje się metodę zwiercinową, opisaną w normie PN-G-44200:2013-10. Przy ocenie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych w analizowanych kopalniach w modelu AHP przyjęto wartość metanoności.

### Zagrożenie pożarowe

W górnictwie podziemnym węgla kamiennego rozróżniamy dwa typy pożarów: egzogeniczne i endogeniczne. Pożary egzogeniczne to zjawiska powstałe w wyniku przyczyny zewnętrznej, najczęściej wskutek wadliwej instalacji elektrycznej, pracy

urządzeń mechanicznych, braku technicznego porządku, a przede wszystkim nieprzestrzegania przepisów bezpieczeństwa pożarowego.

Główne przyczyny powstania pożarów egzogenicznych to (Konopko red. 2013):

- roboty spawalnicze,
- niewłaściwa instalacja i eksploatacja urządzeń maszynowych oraz elektrycznych, szczególnie krążniki w przenośnikach taśmowych,
- palenie tytoniu,
- niewłaściwe wykonywanie robót strzałowych,
- wybuchy gazów i pyłów.

Pożary egzogeniczne mogą powstać w każdej kopalni i w zasadzie w każdym jej miejscu. Przy ocenie uciążliwości warunków górniczo-geologicznych, z racji oczywistego wpływu czynnika ludzkiego na pożary egzogeniczne, odstąpiono od ich parametryzacji.

Drugą grupą pożarów są pożary endogeniczne spowodowane samozapaleniem węgla, czyli powstaniem ognia bez zetknięcia się materiału palnego z płomieniem. Zagrożenie pożarami endogenicznymi wynikają z naturalnej skłonności węgla do samozapalenia. Do przeprowadzenia klasyfikacji węgla według skłonności do samozapalenia wykorzystuje się następujące wskaźniki:  $Sz^a$  – szybkość reakcji wyznaczoną doświadczalnie w temperaturze 237°C [°C/min] oraz  $A$  – energię aktywacji [kJ/mol]. W tabeli 2.1. przedstawiono podział węgla kamiennego według skłonności do samozapalenia. Dla poszczególnych grup samozapalności oszacowano odpowiednie wagi dla potrzeb analizy wielokryterialnej.

Tabela 2.1. Podział węgla według skłonności do samozapalenia (PN-93/G-04558)

Wskaźnik samozapalności $Sz^a$ [°C/min]	Energia aktywacji $A$ [kJ/mol]	Grupa samozapalności	Ocena skłonności do samozapalenia	Wartości przyjęte w analizie AHP
Do 80	powyżej 67	I	węgiel o bardzo małej skłonności do samozapalenia	0,00
	od 46 do 67	II	węgiel o małej skłonności do samozapalenia	0,14
	poniżej 46	III	węgiel o średniej skłonności do samozapalenia	0,23
Powyżej 80 do 100	powyżej 42			IV
	42 lub poniżej	V	węgiel o bardzo dużej skłonności do samozapalenia	
Powyżej 100 do 120	powyżej 34			nie normalizuje się
	34 lub poniżej			
Powyżej 120	nie normalizuje się			

### Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego

Aktualnie prowadzone w ścianach wydobywczych urabianie mechaniczne powoduje duże rozdrobnienie urobku i zapylenie wyrobisk, zwiększając tym samym zagrożenie wybuchem pyłu węglowego.

Pył węglowy jest wytwarzany głównie w czasie urabiania i transportu węgla. Mechaniczne oddziaływanie na caliznę węglową oraz większe bryły węgla, a także przerosty skały płonnej powodują ich kruszenie i rozdrabnianie do klas ziarnowych poniżej 1 mm. Występujące w wyrobiskach prądy powietrza unoszą wytworzony pył nieraz na bardzo duże odległości, tym większe, im pył jest drobniejszy i im silniejszy jest prąd wentylowanego powietrza. Ilość osadzającego się pyłu w danym miejscu wyrobiska zależy także od intensywności wytwarzania pyłu oraz oporów przepływu powietrza. Czynnikiem powodującymi wzbicie pyłu w obłok mogą być (Cybulski 2005):

- przemieszczająca się w wyrobisku fala powietrza, wytworzona przez zapłon lub wybuch metanu,
- zaburzenia wentylacyjne,
- gwałtowne zaciskanie przekroju wyrobiska w czasie tąpnięcia.

Wymieszanie pyłu z powietrzem może być także skutkiem dynamicznych drgań otoczenia w wyniku wstrząsu sejsmicznego, jak również ruchu i awarii maszyn i urządzeń.

Zapłon i wybuch pyłu węglowego mogą być zainicjowane przez wcześniejszy zapłon lub wybuch metanu, a także przez niewłaściwie przeprowadzone roboty strzałowe. Można także doszukiwać się związków między wybuchem pyłu węglowego a zwarciami prądowymi w urządzeniach elektrycznych, pożarami endogenicznymi i egzogenicznymi, a także skutkami wstrząsów sejsmicznych i tąpnięć.

W warunkach kopalnianych powstanie wybuchu pyłu węglowego kształtowane jest przez trzy parametry:

- ilość pyłu węglowego,
- zawartość w pyłe kopalnianym substancji zabezpieczających pył węglowy przed wybuchem,
- możliwość zaistnienia inicjałów.

Podane parametry stanowią rzeczywiste miary stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, zaś na podstawie wielkości tych miar jest prowadzona jego identyfikacja.

Pod względem ilości pyłu węglowego stopniowanie stanu zagrożenia przebiega od nieistotnych ilości zalegającego pyłu węglowego, poprzez wartości graniczne odpowiadające poziomowi akceptowalnego zagrożenia, aż do ilości z zakresu wyznaczonego przez granice wybuchowości.

W rozumieniu Rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny:

- 1) pył węglowy – oznacza ziarna węgla przechodzące przez sito o wymiarach oczka równych 1 mm,

- 2) pokład węgla zagrożony wybuchem pyłu węglowego – oznacza pokład, w którym stwierdzono zawartość części lotnych w węglu wyższą niż 10% w bezwodnej i bezpopiołowej substancji węglowej,
- 3) pył węglowy pochodzący z pokładu zagrożonego wybuchem pyłu węglowego jest bezpieczny, jeżeli zawiera:
  - a) części niepalne stałe w ilości co najmniej 70% w polach niemetanowych lub 80% w polach metanowych,
  - b) wodę wolną w ilości uniemożliwiającej przenoszenie wybuchu i pozbawiającą pył węglowy całkowicie lotności,
- 4) pył węglowy niebezpieczny – oznacza pył nieodpowiadający warunkom określonym w pkt. 3,
- 5) strefa zagrożenia wybuchem pyłu węglowego obejmuje wyrobiska górnicze znajdujące się w zasięgu do 300 m w polach niemetanowych lub do 500 m w polach metanowych od miejsca możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego,
- 6) miejscami możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego są:
  - a) miejsca wykonywania robót strzałowych,
  - b) miejsca urabiania węgla w wyrobiskach eksploatacyjnych lub korytarzowych,
  - c) miejsca stwierdzonych nagromadzeń metanu w ilości 1,5% i powyżej,
  - d) strefy znacznego nagromadzenia pyłu węglowego na długości powyżej 30 m w rejonie, gdzie czynne są maszyny i urządzenia elektryczne,
  - e) czynne pola pożarowe,
  - f) zbiorniki węgla,
  - g) składy materiałów wybuchowych,
  - h) strefy szczególnego zagrożenia tąpnięciami w polach metanowych trzeciej i czwartej kategorii,
  - i) wyrobiska z transportem linowym, kołowym lub kolejkami o nachyleniu powyżej 10°, w których zainstalowane są kable i przewody elektryczne z obwodami nieiskrobezpiecznymi.

Aby nastąpił wybuch mieszaniny pyłu węglowego z powietrzem, musi być spełnionych kilka czynników:

- pył węglowy musi zawierać więcej niż 10% części lotnych w przeliczeniu na bezwodną i bezpopiołową substancję węglową,
- ziarna węgla powinny przechodzić przez sito o wymiarach oczka równych 1 mm,
- pył węglowy musi być wymieszany z powietrzem w granicach od 50–1000 g/m<sup>3</sup> (obecność metanu zwiększa zdolność wybuchową pyłu węglowego, przy stężeniu metanu rzędu 2% wybuch pyłu węglowego jest już możliwy przy 10 g pyłu na m<sup>3</sup> powietrza).

Ustawodawca (Rozporządzenie MŚ 2013) określił dwie klasy zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny:

- I. Do klasy A zagrożenia pyłowego zalicza się pokłady lub ich części oraz wyrobiska górnicze, w których:

- 1) nie występuje niebezpieczny pył węglowy,
  - 2) w strefie zagrożenia nie ma odcinków wyrobisk dłuższych niż 30 m z niebezpiecznym pyłem węglowym.
- II. Do klasy B zagrożenia pyłowego zalicza się pokłady lub ich części oraz wyrobiska górnicze, w których:
- 1) występuje niebezpieczny pył węglowy,
  - 2) w strefie zagrożenia są odcinki wyrobisk z niebezpiecznym pyłem węglowym dłuższe niż 30 m.

Niezwłocznie po wykonaniu wyrobisk powinny być przeprowadzone badania pokładu węgla lub jego części pod względem zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Badania przeprowadza rzeczoznawca (jednostka naukowo-badawcza) wskazany przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

Profilaktyka przeciwdziałania zagrożeniom wybuchem pyłu węglowego obejmuje m.in. zabudowę zapór przeciwwybuchowych (pyłowych i wodnych) w kopalnianych wyrobiskach korytarzowych.

#### Zagrożenie wyrzutami gazu i skał

Przez wyrzut gazu i skał rozumie się dynamiczne przemieszczenie rozkruszonych skał lub węgla z calizny do wyrobisk przez energię gazów wydzielonych z górotworu w wyniku działania czynników geologicznych i górniczych, które mogą spowodować efekty akustyczne, podmuch powietrza, uszkodzenie obudowy i urządzeń, powstanie kawerny powyrzutowej, zaburzenie w przewietrzaniu wyrobisk, powstanie wybuchowego nagromadzenia metanu lub atmosfery niezdanej do oddychania. Zagrożenie wyrzutami gazu i skał należy wiązać ze strefą zaburzeń tektonicznych, charakteryzującą się obniżoną zwięzłością węgla, przy jednoczesnej wysokiej metaności (Kabiesz red. 2018). Zmiany strukturalne węgla w rejonie zaburzeń tektonicznych i ich mylonityzacja w zasadniczy sposób kształtują skłonność węgla do kumulowania metanu, tym samym wyrzutów metanu i skał przez zniszczenie struktury węgla i wydzielanie się metanu z większą intensywnością.

Rozporządzenie Ministra Środowiska (2013 r.) w sprawie zagrożeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny ustala trzy kategorie zagrożenia wyrzutami metanu i skał:

I. Do I kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał zalicza się pokład lub jego część, jeżeli metanonośność wynosi od  $4,5 \text{ m}^3/\text{Mg}$  do  $8 \text{ m}^3/\text{Mg}$  w przeliczeniu na czystą substancję węglową, przy czym wskaźnik zwięzłości węgla jest mniejszy niż 0,3 lub intensywność desorpcji metanu jest większa niż 1,2 kPa.

II. Do II kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał zalicza się pokład lub jego część, jeżeli metanonośność jest większa niż  $8 \text{ m}^3/\text{Mg}$  w przeliczeniu na czystą substancję węglową, przy czym wskaźnik zwięzłości węgla jest mniejszy niż 0,3 lub intensywność desorpcji metanu jest większa niż 1,2 kPa.



III. Do III kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał zalicza się pokład lub jego część, jeżeli:

- 1) zaistniał wyrzut gazów i skał lub
- 2) zaistniał nagły wypływ gazów, lub
- 3) zaistniały okoliczności określone w ust. 4 oraz zaistniała co najmniej jedna z następujących okoliczności:
  - a) zwiększona objętość zwiercin w czasie wiercenia otworów, wyrażona w  $\text{dm}^3$  uzyskanych z 1 m bieżącego otworu badawczego wierconego wiertarkami obrotowymi o średnicy wiertła 42 mm,
  - b) wydmuchy zwiercin i gazów w czasie wiercenia otworów badawczych wiertarkami obrotowymi o średnicy wiertła 42 mm,
  - c) zakleszczanie lub wypychanie wiertła w czasie wiercenia otworów badawczych wiertarkami obrotowymi o średnicy wiertła 42 mm,
  - d) odpryskiwanie węgla z ociosów i czoła przodka oraz trzaski w głębi calizny węglowej,
  - e) nagły wzrost metanowości względnej lub bezwzględnej,
  - f) zwiększone wydzielanie się gazów po robotach strzałowych,
  - g) zwiększone ilości urobku i jego rozrzucenie na większą odległość od przodka mimo braku zmiany technologii wykonywania robót strzałowych,
  - h) zmniejszone zwięzłości i zmiany struktury węgla w czasie prowadzenia wyrobiska,
  - i) wydzielanie lub wykraplanie wody na powierzchni calizny węglowej,
  - j) zmiana barwy węgla na powierzchni calizny węglowej.

Przy ocenie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych w analizowanych kopalniach w modelu AHP przyjęto odpowiednie wagi do oceny wpływu zagrożenia wyrzutami gazów i skał na efektywność wydobywania: od 0 dla pokładów niezagrażonych, 0,25 dla pokładów skłonnych i 0,75 dla pokładów zagrożonych.

### **Zagrożenie tąpnięciami**

Zagrożenie zjawiskami dynamicznymi, rozumiane jako możliwość wystąpienia wstrząsu górotworu ze skutkami powodującymi utratę funkcjonalności wyrobiska górniczego, zaliczane są do zagrożeń, które wynikają bezpośrednio z naturalnych właściwości środowiska geologicznego, a ich wystąpienie warunkowane jest prowadzeniem robót górniczych.

Z uwagi na mechanizmy wyzwalające wstrząsy sejsmiczne największa aktywność sejsmiczna występuje na obszarach kopalń eksploatujących głęboko zalegające pokłady węgla. Wraz z głębokością notowany jest wzrost wytrzymałości skał otaczających pokłady, co wynika m.in. z kompaktacji materiału skalnego pod wpływem ciśnienia grawitacyjnego. Wysokie wartości składowych stanu naprężenia w pokładach i skałach otaczających (tzw. strefy koncentracji naprężeń), zwłaszcza w warstwach charakteryzujących się dużymi wytrzymałościami na

ściskanie i/lub zginanie, są jedną z przyczyn występowania zagrożenia sejsmicznego.

Na podstawie analizy lokalizacji rejestrowanych wstrząsów oraz wyzwalanej przez nie energii wyodrębniono dwa rodzaje zjawisk sejsmicznych (Dubiński, Stec 2000):

- górnicze, wykazujące bezpośredni związek z prowadzoną działalnością górniczą i występujące w bezpośrednim sąsiedztwie czynnych wyrobisk górniczych. Są to z reguły zjawiska słabsze energetycznie;
- górniczo-tektoniczne, indukowane na skutek połączenia dwóch czynników, składnika górniczego i tektonicznego. Występują w rejonach zaburzeń tektonicznych i są to z reguły wstrząsy wysokoenergetyczne. Wstrząsy o podłożu górniczo-tektonicznym są silnie odczuwane na powierzchni terenu, mogą powodować uszkodzenia obiektów powierzchniowych.

Ze zjawiskiem aktywności sejsmicznej ściśle związana jest problematyka zagrożeń tąpnięciami. Pojęcia „wstrząs sejsmiczny indukowany eksploatacją górniczą” i „tąpnięcie” są zjawiskami tożsamymi w sensie geomechanicznym. Są one rezultatem zniszczenia struktury skał i ich dynamicznego przemieszczenia, odpowiednio w znacznej odległości od wyrobiska (wstrząs górotworu) i/lub w jego bezpośrednim otoczeniu (tąpnięcie) (Bukowska 2005, 2007). Każdemu tąpnięciu bowiem towarzyszy wstrząs o odpowiednio wysokiej energii sejsmicznej. Jednocześnie jedynie około 1% zjawisk sejsmicznych o energiach, które mogą wywołać tąpnięcie, kończy się tąpnięciem (Dubiński, Konopko 1995). Tąpnięcie jest więc szczególnym przypadkiem wstrząsu sejsmicznego, który skutkuje zmniejszeniem lub przerwaniem funkcjonalności wyrobiska górniczego i bezpieczeństwa jego użytkowania (uszkodzenie obudowy i urządzeń), zagrożeniem dla załogi oraz wywołuje inne zagrożenia (np. metanowe, pożarowe, pyłowe) (Konopko 1994).

Podstawowe przyczyny występowania tąpnięć to:

- duże naprężenia w górotworze uwarunkowane czynnikami natury geologicznej i zaszłościami eksploatacyjnymi. Zaszłości często punktowo zmieniają naprężenia w górotworze,
- grubowarstwowa budowa górotworu, zwłaszcza występowanie grubych, o dużej wytrzymałości warstw piaskowców. Załamujące się w wyniku podbierania warstwy piaskowców na ogół wyzwalają wysokoenergetyczne wstrząsy górotworu. Szczególnie duże ilości jednorazowo wyzwolonej energii wynikają z uaktywnienia się uskoków w połączeniu z załamywaniem się warstw wstrząsogennych,
- skłonność do tępań pokładów węgla. Na ogół uważa się, że węgle o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie  $R_c \geq 16$  MPa charakteryzują się skłonnością do tępań i do dynamicznego rozpadu po przekroczeniu pewnej wartości stanu naprężenia (Konopko 2006).

Tąpnięciem w wyrobisku jest zjawisko dynamiczne spowodowane wstrząsem górotworu, w wyniku którego wyrobisko lub jego część uległo zniszczeniu albo

uszkodzeniu w stopniu powodującym całkowitą albo też znaczną utratę jego funkcjonalności lub bezpieczeństwa jego użytkowania.

Według polskich przepisów pokład węgla lub jego część w górotworze skłonnym do tępań jest przestrzenią, która podlega zaliczeniu do jednego z dwóch stopni zagrożenia tępami (Rozporządzenie MŚ z 2013 r.). Jednakże w wielu zakładach górniczych dalej prowadzi się klasyfikację według starego rozporządzenia (Rozporządzenie MSWiA z 2002 r.), gdzie ustalono trzy stopnie zagrożenia tępami. W niniejszej analizie dla sprawniejszej oceny (oraz możliwości zestawienia wyników z danymi historycznymi) skorzystano ze starej nomenklatury.

I. Do pierwszego stopnia zagrożenia tępami zalicza się pokłady lub ich części zalegające w górotworze skłonnym do tępań, w których:

- 1) dokonano odprężenia;
- 2) nie dokonano odprężenia, ale wyniki badań i opinia rzeczoznawcy uzasadniają takie zaliczenie w związku z występującymi warunkami geologiczno-górnictwymi oraz właściwościami geomechanicznymi pokładu i skał otaczających.

II. Do drugiego stopnia zagrożenia tępami zalicza się pokłady lub ich części zalegające w górotworze skłonnym do tępań, w których nie dokonano odprężenia przez wybranie pokładu sąsiedniego, ale wyniki badań i opinia rzeczoznawcy uzasadniają takie zaliczenie w związku z występującymi warunkami geologiczno-górnictwymi oraz właściwościami geomechanicznymi pokładu i skał otaczających.

III. Do trzeciego stopnia zagrożenia tępami zalicza się pokłady lub ich części zalegające w górotworze skłonnym do tępań, w których nie dokonano odprężenia przez wybranie pokładu sąsiedniego lub wystąpiło tępnięcie, pomimo dokonanego wcześniej odprężenia.

Profilaktyka zagrożenia tępami polega na prowadzeniu eksploatacji w sposób zapobiegający koncentracji naprężeń (m.in. poprzez unikanie pozostawiania niewybranych resztek pokładu) oraz na odprężaniu pokładów zagrożonych tępami poprzez wcześniejsze wybieranie jednego z sąsiednich pokładów zalegającego w niewielkiej odległości.

Przy analizie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych w analizowanych kopalniach przyjęto odpowiednie wagi do oceny wpływu zagrożenia tępami na efektywność wydobywania: od 0 dla pokładów niezagrażonych, 0,1 dla pokładów zaliczonych do pierwszego stopnia, 0,3 do drugiego stopnia i 0,7 do trzeciego stopnia zagrożenia tępami.

### **Zagrożenie wodne**

Wraz ze wzrostem przestrzeni objętej eksploatacją zwiększa się obszar, z którego wody przesiąkają do wyrobisk górniczych. W kopalniach płytłych (np. zakłady górnicze TAURON Wydobywanie) dopływ wody jest zazwyczaj większy i bardziej zależny od sytuacji hydrologicznej na powierzchni niż w kopalniach głębokich (Bukowski 2007). Skala zagrożenia wodnego zmniejsza się ze wzrastającą głębokością eks-

ploatacji, gdzie maleje wodonośność skał, a w wyniku intensywnego zaciskania zrobów zmniejsza się objętość tworzących się w ich otoczeniu zbiorników wodnych. Wieloletnia eksploatacja warstw karbonu powoduje, iż spadek zagrożenia wodnego jest także efektem długoletnich procesów drenażu górotworu.

Sposób wybierania ma duży wpływ na wielkość dopływu wody. Wybieranie z załamem stropu powoduje największe naruszenie górotworu i może stać się powodem zwiększenia ilości dopływającej wody (Rogoż, Posyłek 2000). Stosowanie podsadzki hydraulicznej może w znacznym stopniu ograniczyć dopływ wód do kopalni.

Ocena zagrożenia wodnego odbywa się poprzez oszacowanie możliwości wystąpienia zwiększonego lub niekontrolowanego dopływu albo możliwości wdarcia się wody do istniejącego lub projektowanego wyrobiska. Rozporządzenie w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych wydobywających kopaliny inne niż sól ustala trzy stopnie zagrożenia wodnego:

I. Do I stopnia zagrożenia wodnego zalicza się złoża lub jego część oraz otaczający górotwór w granicach obszaru górniczego, jeżeli:

- 1) zbiorniki i ciekły wodne na powierzchni terenu są izolowane od istniejących oraz projektowanych wyrobisk warstwą izolującą o miąższości zapewniającej bezpieczeństwo prowadzonych robót górniczych,
- 2) poziomy wodonośne są izolowane od istniejących oraz projektowanych wyrobisk warstwą izolującą o miąższości zapewniającej bezpieczeństwo prowadzonych robót górniczych,
- 3) z poziomów wodonośnych odprowadzono zasoby statyczne wód, a dopływ z zasobów dynamicznych ma stałe natężenie umożliwiające bieżące odwadnianie wyrobiska lub jego części lub wyrobisk,
- 4) podziemne zbiorniki wodne są izolowane od istniejących oraz projektowanych wyrobisk lub ich części warstwą izolującą o miąższości zapewniającej bezpieczeństwo prowadzonych robót górniczych.

II. Do II stopnia zagrożenia wodnego zalicza się złoża lub jego część oraz otaczający górotwór w granicach obszaru górniczego, jeżeli:

- 1) zbiorniki i ciekły wodne na powierzchni terenu oraz podziemne zbiorniki wodne mogą w sposób pośredni, w szczególności przez infiltrację lub przeciekanie, spowodować zwiększenie zawodnienia istniejących lub projektowanych wyrobisk.
- 2) w stropie lub spągu złoża albo w otaczającym górotworze, w którym istnieje lub jest projektowane wyrobisko, występuje poziom wodonośny typu porowego, który nie jest izolowany od złoża lub wyrobisk warstwą izolującą o miąższości zapewniającej bezpieczeństwo prowadzonych robót górniczych,
- 3) występują uskoki wodonośne o rozpoznanym zawodnieniu oraz lokalizacji,
- 4) występują otwory wiertnicze zlikwidowane nieprawidłowo albo nie ma danych o sposobie likwidacji otworów wiertniczych, jeżeli otwory te stwarzają możliwość przepływu wód z powierzchniowych lub podziemnych zbiorników wodnych oraz z poziomów wodonośnych do wyrobiska lub jego części.

III. Do III stopnia zagrożenia wodnego zalicza się złoża lub jego część oraz otaczający górotwór w granicach obszaru górniczego, jeżeli:

- 1) zbiorniki i ciekły wodne na powierzchni terenu oraz podziemne zbiorniki wodne stwarzają możliwość bezpośredniego, zwiększonego, niekontrolowanego dopływu albo możliwość wdarcia się wody do wyrobiska lub jego części,
- 2) w stropie lub spągu złoża, albo w części górotworu, w której istnieje lub jest projektowane wyrobisko, występuje poziom wodonośny typu szczelinowego lub szczelinowo-kawernistego, który nie jest izolowany od złoża lub wyrobisk warstwą izolującą o miąższości zapewniającej bezpieczeństwo prowadzonych robót górniczych,
- 3) w części górotworu, w której istnieje lub jest projektowane wyrobisko, albo w jego bezpośrednim sąsiedztwie występują zbiorniki wodne pod ciśnieniem w stosunku do spągu tych wyrobisk lub ich części,
- 4) występują uskoki wodonośne o niedostatecznie rozpoznanym zawodnieniu lub lokalizacji,
- 5) jest możliwe wdarcie się wody lub wody z luźnym materiałem z innych przestrzeni.

Dla obliczeń w metodyce AHP przyjęto odpowiednie wagi do oceny wpływu zagrożenia wodnego na proces wydobywania: od 0 dla pokładów niezagrożonych, 0,07 dla pokładów zaliczonych do pierwszego stopnia, 0,29 do drugiego stopnia i 0,64 do trzeciego stopnia zagrożenia wodnego.

### Zagrożenie klimatyczne

W wyrobiskach górniczych, którymi przepływa powietrze, występujące zagrożenie klimatyczne wynika z naturalnych oraz technologicznych źródeł dopływu strumienia ciepła. Bezpośredni wpływ na wzrost zagrożenia klimatycznego mają następujące czynniki (Szlązak i inni 2007; Konopko red. 2013):

- parametry termodynamiczne powietrza wlotowego, które niejednokrotnie musi przepłynąć od powierzchni wyrobiskami podziemnymi o długości nawet kilku kilometrów do oddziały eksploatacyjnego;
- właściwości skał otaczających wyrobisko (temperatura pierwotna skał, współczynnik przewodnictwa cieplnego skał, pojemność cieplna skał, itp.). Wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji wzrasta temperatura pierwotna skał otaczających;
- system eksploatacji i związany z tym sposób przewietrzania oraz odstawy urobku;
- czas istnienia wyrobisk i związany z tym czas ich przewietrzania;
- duża moc zainstalowanych urządzeń mechanicznych stosowanych do urabiania, ładowania i transportu węgla oraz czas pracy maszyn i urządzeń energomechanicznych;
- dodatkowe źródła ciepła.

W myśl polskich przepisów (Rozporządzenie MŚ z 2013 r.) podstawowym kryterium oceny zagrożenia klimatycznego jest występowanie na stanowisku pracy w podziemnym wyrobisku górniczym temperatury zastępczej klimatu wyższej niż 26°C, obliczanej na podstawie poniższego wzoru:

$$t_{zk} = 0,6 t_w + 0,4 t_s - v$$

gdzie:

- $t_{zk}$  – temperatura zastępcza klimatu [°C],
- $t_w$  – temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem wilgotnym [°C],
- $t_s$  – temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem suchym [°C],
- $v$  – prędkość powietrza [m/s].

W myśl Rozporządzenia Ministra Środowiska (2013 r.) w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny stanowisko pracy w podziemnym zakładzie górniczym podlega zaliczeniu do jednego z trzech stopni zagrożenia klimatycznego:

Do I stopnia zagrożenia klimatycznego zalicza się stanowisko pracy, jeżeli temperatura zastępcza klimatu nie jest wyższa niż 30°C.

Do II stopnia zagrożenia klimatycznego zalicza się stanowisko pracy niewymienione w ust. 3, jeżeli temperatura zastępcza klimatu nie jest wyższa niż 32°C.

Do III stopnia zagrożenia klimatycznego zalicza się stanowisko pracy, jeżeli:

- 1) temperatura zastępcza klimatu jest wyższa niż 32°C,
- 2) temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem wilgotnym lub wyznaczona na podstawie pomiarów temperatury suchej, wilgotności względnej oraz ciśnienia atmosferycznego w miejscu wykonywania pomiaru jest wyższa niż 34°C,
- 3) temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem suchym lub czujnikiem pomiarowym jest wyższa niż 35°C.

Zagrożenie klimatyczne można zmniejszyć za pomocą środków naturalnych (poprzez regulację temperatury, wilgotności i wielkości przepływu powietrza) oraz poprzez zastosowanie maszyn chłodniczych. W podziemnych zakładach górniczych system klimatyzacji organizuje się na poziomie lokalnym (przodek), grupowym (pole eksploatacyjne) oraz centralnym (nadszybie).

Przy ocenie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych w analizowanych kopalniach jako czynnik charakteryzujący poszczególne ściany wydobywcze, w kontekście ograniczeń klimatycznych, przyjęto temperaturę pierwotną górotworu.

### Zagrożenie skojarzone

Znamienną cechą górnictwa węgla kamiennego jest jednoczesne występowanie kilku zagrożeń naturalnych w jednym czasie i w jednym miejscu, które w koincydencji (jako zagrożenia skojarzone) przyczyniają się dodatkowo do ograniczenia procesu eksploatacji oraz wzrostu liczby niebezpiecznych zdarzeń w trakcie realizacji robót górniczych. Zagrożenia skojarzone są to zagrożenia naturalne, które współlistniejąc, wzajemnie wpływają na inicjację, intensywność oraz przejawy swojego występowania (Burtan 2016; Konopko red. 2013; Kabiesz 2002, 2004). Zagrożenia skojarzone mogą obejmować wszystkie wcześniej opisane zagrożenia i występować w sposób bezpośredni lub też pośrednio, kiedy stan i forma występowania danego zagrożenia są kształtowane przez pośrednie związki przyczynowo-skutkowe.

Oddziaływania bezpośrednie występują wtedy, gdy określony parametr charakterystyczny dla danego zagrożenia wprost kształtuje stan innego zagrożenia. Typową sytuacją jest inicjowanie wybuchu pyłu węglowego przez skutki wybuchu metanu (fala podmuchu, wysoka temperatura) lub inicjowanie wybuchu metanu przez skutki tąpnięć (zaciskanie zrobów, z których metan jest wypychany i zapalany).

Oddziaływania pośrednie polegają na zmianie pewnych, czasem bezpośrednio niezwiązanych z zagrożeniami, właściwościach środowiska pracy, które z kolei wpływają na parametry kształtujące stan innych zagrożeń. Związki takie występują na przykład podczas zawałów i tąpnięć, kiedy wyrobiska górnicze ulegają zniszczeniu lub uszkodzeniu, zmieniając warunki wentylacji. Konsekwencją tego mogą być zmiany stanu zagrożenia pożarowego i metanowego.

Oddziaływania bezpośrednie i pośrednie mogą wpływać w różny sposób na formy i przejawy zagrożeń. W szczególności najczęściej występującymi rodzajami wzajemnych związków przyczynowo-skutkowych są (Kabiesz 2002):

- powodowanie ujawniania występowania innego zagrożenia, dotychczas nieistniejącego lub istniejącego w formie utajonej,
- powodowanie zmian intensywności występowania innego zagrożenia,
- inicjowanie katastroficznych form wystąpienia innego zagrożenia,
- ograniczanie efektywności stosowania prewencji innego zagrożenia.

Typowym przykładem generowania nowego, dotychczas nieistniejącego zagrożenia, jest pozostawienie filarów i resztek złoża w celu ograniczenia na przykład zagrożenia wodnego lub metanowego, które mogą powodować powstanie zagrożenia tąpnięciami. Inną formą takiej zależności są wyrzuty gazów i skał, prowokowane wstrząsami sejsmicznymi. Przykładem wzrostu intensywności wystąpienia jednego zagrożenia jako skutku występowania innego jest obserwowany w metanowych kopalniach nagły wzrost stężenia metanu po niektórych wstrząsach sejsmicznych lub tąpnięciach (Konopko i inni 1994; Kutkowski, Badura 1998). W niektórych przypadkach po wstrząsach sejsmicznych, powodujących destrukcję filarów ochronnych, może dochodzić do wzrostu zagrożenia pożarowego. Wstrząsy mogą wytworzyć

także podmuchy powietrza w wyrobiskach górniczych, przez co gwałtownie wzrasta zagrożenie wybuchem pyłu węglowego.

Ocena oddziaływań między zagrożeniami jest zadaniem bardzo złożonym i wykracza poza analizę niniejszej pracy. W związku z tym w pracy nie oceniano skutków wzajemnego oddziaływania zagrożeń w kontekście oceny uciążliwości na proces eksploatacji, a jedynie ocenę dla wytypowanych zagrożeń.

## **B. Parametry złoża (pokładu)**

Drugą grupę czynników poddanych ocenie wpływu warunków geologicznych na efektywność wydobywania są parametry złoża. Wynika to z faktu, że wielopokładowa eksploatacja w kopalniach węgla kamiennego prowadzona jest w coraz trudniejszych warunkach. Z roku na rok systematycznie zwiększa się głębokość eksploatacji (w tym także poniżej poziomu udostępnienia), w rejonach różnego rodzaju zaburzeń geologicznych, w obszarach oddziaływania zaszczości eksploatacyjnych, w resztkowych partiach złoża (także z zasobów uwolnionych) oraz w rejonach o dużej gazonośności. Średnia głębokość prowadzonych robót górniczych (udostępniająco-przygotowawczych, eksploatacyjnych) wynosi obecnie około 770 m, zwiększając się rokrocznie o około 10 m (Burtan i in. 2018).

Wraz z głębokością notowany jest wzrost wytrzymałości skał otaczających pokłady, co wynika m.in. z kompaktacji materiału skalnego pod wpływem ciśnienia grawitacyjnego (Goszcz, 1999). Wysokie wartości składowych stanu naprężenia w pokładach i skałach otaczających (tzw. strefy koncentracji naprężeń), zwłaszcza w warstwach charakteryzujących się dużymi wytrzymałościami na ściskanie i/lub zginanie, są jedną z przyczyn występowania zagrożenia sejsmicznego i tąpniętami (odprężeniami).

Zwiększenie głębokości wyrobisk górniczych skutkuje wzrostem: temperatury pierwotnej skał, wielkości naprężeń pierwotnych/wtórnych w górotworze, parametrów wytrzymałościowych ośrodka otaczającego i metanonośności pokładów. Przykładowo, na głębokości 1000 m temperatura skał lokalnie (kopalnie JSW SA) wynosi około 50°C, naprężenia pionowe sięgają około 25 MPa, a metanonośność lokalnie przekracza 10 m<sup>3</sup>/Mg<sub>CSW</sub>. Większa temperatura górotworu, w tym calizn węglowych, nie tylko jest przyczyną występowania zagrożenia klimatycznego, ale powoduje przyspieszenie procesu samozagrzewania węgla, zwiększając ryzyko powstania pożaru endogenicznego.

Parametrami złoża mającymi wpływ na ocenę uciążliwości prowadzenia robót górniczych są także zaburzenia sedymentacyjne (o charakterze pierwotnym lub wtórnym) i tektoniczne (ciągłe/nieciągłe), które wywołują niekorzystne zmiany w zakresie kształtowania się stanu naprężenia w górotworze, a w konsekwencji wzrost zagrożenia tąpniętami oraz wyrzutami gazów i skał, a także – w pewnych okolicznościach – wpływają na intensyfikację zagrożenia metanowego. Zaburzenia sedymentacyjne, występujące zazwyczaj w postaci ścienień, wymyć, zaników



oraz anomalii miąższości pokładów i odległości między nimi, niejednokrotnie decydują o pozostawieniu resztek lub fragmentarycznym (zpełnym lub czasowym) zaniechaniu wybierania, co może się przełożyć na wzrost zagrożeń pożarowego i tąpnięć. Konieczność wydzielenia resztek w wielu przypadkach wynika z przebiegu zaburzeń tektonicznych, zwłaszcza uskoków o znacznych amplitudach zrzutu, które niejednokrotnie wyznaczają granice partii, rejonów i pól eksploatacyjnych. Eksploatacja w sąsiedztwie uskoków o dużych zrzutach może prowadzić do ich uaktywniania i generowania wysokoenergetycznej aktywności sejsmicznej. Z kolei przechodzenie ścianą przez uskok o małym zrzucie, w wyniku ograniczenia postępu eksploatacji oraz pozostawienie węgla w stropie (w zrobach) lub spągu, może prowadzić do samozagrzewania węgla i powstania pożaru.

Parametry złoża, które mają wpływ na uciążliwość procesu eksploatacji, można przyporządkować do dwóch grup:

- 1) Parametry geologiczne:
  - tektonika [wskaźnik zuskokowania  $m/m^2$ ],
  - zaburzenia sedymentacyjne [skala werbalna od 1 do 5 (1 – brak, 5 – b. duży)],
  - głębokość [m],
  - grubość pokładu wraz z przerostami [m],
  - przerosty [m],
  - kąt nachylenia [stopnie].

Dla oceny tektoniki i jej wpływu na efektywność wydobycia zaproponowano wskaźnik zuskokowania, który obliczany jest jako łączna długość uskoków w odniesieniu do powierzchni ściany, przy czym uwzględniono uskoki o zrzucie powyżej 50% miąższości pokładu. Zaburzenia sedymentacyjne (ścienienia, wymycia etc.) oceniono według pięciostopniowej skali werbalnej (1 – brak, 5 – b. duży). Poza tym wzięto pod uwagę parametry geometryczne pokładów, jak głębokość zalegania, miąższość pokładu (wraz z przerostami), miąższość przerostów oraz kąt nachylenia pokładu.

- 2) Parametry geomechaniczne:
  - urabialność [klasa],
  - warunki stropowe [klasa],
  - warunki spągowe [klasa].

Ocenę urabialności węgla i przerostów przeprowadzono na podstawie wyników badań laboratoryjnych wskaźnika urabialności  $f$  (wg Protodiakonowa) oraz energetycznego wskaźnika urabialności  $U$  (Kidybiński 1982) (tab. 2.2).

W ocenie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych uwzględniono także warunki stropowe i spągowe dla analizowanych wyrobisk ścianowych. Skorzystano w tym miejscu z klasyfikacji stropów według GIG (Kidybiński 1982) (tab. 2.3) oraz klasyfikacji spągów według W. Budryka (Borecki, Kidybiński 1964) (tab. 2.4). Warunki stropowe mają zasadniczy wpływ na pracę kompleksu ścianowego w systemie kierowania stropem na zawal. Dla klas I-III występują niekorzystne warunki dla

Tabela 2.2. Przyjęty podział na poszczególne klasy urabialności

Klasa	Ocena urabialności	Energetyczny wskaźnik urabialności U [ $10^{-1}$ MJ/m <sup>3</sup> ]	Wskaźnik zwięzłości tłuczenia wg Protodiakonowa	Wartości przyjęte w analizie AHP
I	Skały bardzo łatwo urabialne	0,3–0,8	0,3–0,7	0,000
II	Skały łatwo urabialne	0,8–1,35	0,7–1,2	0,105
III	Skały średnio urabialne	1,35–1,70	1,2–1,5	0,167
IV	Skały trudniej urabialne	1,70–1,90	1,5–1,7	0,211
V	Skały trudno urabialne	1,90–2,20	1,7–2,0	0,245
VI	Skały bardzo trudno urabialne	ponad 2,20	ponad 2,0	0,272

Tabela 2.3. Klasyfikacja stropów wg GIG

Klasa stropu	Wytrzymałość na ściskanie [MPa]	Zwięzłość f	Charakterystyka opisowa stropu	Wartości przyjęte w analizie AHP
I	5–12	0,4–0,7	Stropy najsłabsze – opadające natychmiast przy odsonięciu lub z niewielkim opóźnieniem; dla utrzymania pakietu należy przypinać w stropie ławę węgla	0,2
II	13–24	0,8–1,2	Stropy bardzo trudne do utrzymania, rozpadające się pełne dziur, obwałów, wywałów, spękań i szczelin, wiszące na obudowie, niebezpieczne, łatwo zwalające się, kruche	0,5
III	25–39	1,3–2,0	Stropy spękane z lokalnymi obwałami, słabe, następnie coraz mocniejsze, przy górnej granicy – dość dobre i dobre, w stan zawалу przechodzą łatwo	0,8
IV	40–54	2,1–3,0	Stropy dobre/przy dolnej granicy przedziału/, stopniowo coraz trwalsze, następnie bardzo dobre, stwarzające doskonałe warunki pracy w ścianach zawalowych, przy górnej granicy przedziału przechodzenie w stan zawalu trudniejsze aż do trudnego	1,4
Va	55–74	3,1–4,0	Stropy bardzo mocne i trwałe, prowadzenie ścian z zawalem stropu wymaga stosowania odpowiednich technik wymuszania zawalu w zrobach	0,8
Vb	75–110	4,1–6,0	Stropy wybitnie mocne i trwałe; w obecnych warunkach technicznych nie przewiduje się prowadzenia ścian z zawalem stropu	0,5

Tabela 2.4. Klasyfikacja spągu według W. Budryka

Klasa	Nośność $p$ [MPa]	Charakterystyka spągu	Wartości przyjęte w analizie AHP
I	ponad 26,0	o dużej nośności	1,0
II	26,0–6,5	o średniej nośności	0,5
III	poniżej 6,5	o małej nośności	0,2

bezpiecznej i efektywnej pracy załogi, jak i kompleksu ścianowego poprzez występowanie obwałów, czy też dostawanie się do urobku zbyt dużej ilości skały płonnej (opad stropu). Natomiast klasy Va i Vb stropu wymagają stosowania odpowiednich technik wymuszania zawалу w zrobach, a nawet w ogóle uniemożliwiają stosowanie zawalu. Spągi o niskiej nośności charakteryzują się skłonnościami do występowania wypiętrzania spągu oraz rozmakania powodującego „zakopywanie” się sekcji obudowy zmechanizowanej.

### C. Czynniki górnicze (techniczne):

Trzecią grupą czynników poddanych ocenie wpływu warunków geologicznych na efektywność wydobywania są parametry górnicze (techniczne). Można je przyporządkować generalnie do trzech kryteriów:

#### 1) Lokalizacja ściany w obszarze górniczym:

- długość odstawy i transportu [km],
- czas dojścia/dojazdu załogi do ściany [minuty],
- odległość od szybu wdechowego lub wydechowego [m].

Pierwszym parametrem jest długość dróg odstawy i transportu, który w decydujący sposób wpływa na zapewnienie wyposażenia i części zamiennych dla pracującego przodka ścianowego (podobna sytuacja ma miejsce w przypadku drążenia wyrobisk chodnikowych). Dłuższa droga transportu wprost proporcjonalnie rzutuje na zwiększenie czasu transportu materiałów i urządzeń (np. związanych z przeobrażaniem kompleksu ścianowego) oraz na zwiększenie prawdopodobieństwa wystąpienia awarii w obrębie urządzenia transportującego (kolejki spągowe, podwieszane etc.). Analogicznie sytuacja wygląda w przypadku odstawy urobku: wydłużenie takiej trasy powoduje zwiększenie kosztów energii, nakładów związanych z zakupem trasy przENOŚnikowej, zwiększenie ilości punktów o dużej wrażliwości technicznej (przesypów), co niesie za sobą potrzebę zaangażowania większej liczby pracowników.

Wydłużenie czasu dojścia/dojazdu załogi do ściany wprost rzutuje na spadek efektywnego czasu pracy załogi. W przypadku kopalń o dość skomplikowanej i rozległej siatce wyrobisk kapitalnych (udostępniających) efektywny czas pracy załogi ścianowej nierzadko wynosi mniej niż 4 godziny. Tworzy to sytuację, w której połowa roboczo-dniówki jest przeznaczona na dojście pracowników do i z miejsca pracy.

## 2) Parametry geometryczne wyrobisk eksploatacyjnych:

- długość ściany [m],
- wybieg ściany [m],
- wysokość ściany [m],
- nachylenie poprzeczne [stopnie],
- nachylenie podłużne [stopnie].

Głównie ze względów ekonomicznych w ostatnich latach zakłady górnicze dążą do uzyskiwania jak największego udziału wydobywania z możliwie najmniejszej liczby ścian o większym wybiegu, przy utrzymaniu relatywnie dużej prędkości postępu frontu eksploatacyjnego. Długość, wybieg oraz wysokość ściany to parametry geometryczne wpływające w wielu przypadkach na ekonomiczną zasadność eksploatacji węgla. W myśl polskich przepisów ściany przewietrza się niezależnymi prądami powietrza, z tym że długość ściany (lub łączna długość ścian) przewietrzana jednym niezależnym prądem powietrza wynosi nie więcej niż 400 m. Wydłużenie długości ściany pozwala efektywnie wykorzystać czas pracy kompleksów ścianowych poprzez zmniejszenie ilości zawrębiania się kombajnu czy też ilości przekładki trasy przenośnika zgrzeblowego (wraz z przemieszczaniem się obudowy zmechanizowanej) odniesionych do ilości wydobytego węgla. Z drugiej strony dłuższa ściana niesie za sobą trudności techniczne związane z utrzymaniem trasy przenośnika ścianowego. Warto nadmienić, iż przy założonej grubości wybierania większa długość ściany wpływa nie tylko na ilość wydzielanego gazu z urabianej (odsłoniętej) calizny węglowej, ale także zwiększa zasięg dopływu metanu ze skał i pokładów otaczających zarówno do wyrobisk eksploatacyjnych, jak i zrobów (Konopko, Kabiesz 1996). W związku z powyższym przyrost ten nie jest liniowy, gdyż przykładowo do ściany o długości 300 m wydzielano się 100% więcej metanu, aniżeli do ściany o długości 200 m (Burtan i in. 2018), zatem wybieranie długich ścian powoduje znaczny wzrost zagrożenia metanowego. W polskich warunkach preferowane długości ścian zawierają się w przedziale 200 m (GZW) do 300 m (LZW).

Wybieg ściany w odniesieniu do śląskich kopalń wyznaczany jest poprzez ograniczenia wynikające z siatki uskoków o zrzutach nawet kilka razy większych od miąższości pokładu, które dzielą pokłady na mniejsze jednostki organizacyjne (partie, pola etc.). W myśl polskich przepisów ściany o wybiegu powyżej 2500 m muszą posiadać dodatkowe wyrobisko poprzeczne (przecinkę technologiczną) dla zapewnienia bezpieczeństwa i odpowiedniej wentylacji pola ścianowego. Im krótszy wybieg, tym częstsze przebrojenia ścian, które są okresem bez wydobywania, w którym zakład górniczy ponosi tylko koszty z nimi związane. W kopalniach GZW wybiegi rzadko przekraczają 1 km, natomiast w kopalni LW Bogdanka wybiegi ścian dochodzą nawet do 7 km, co wynika z braku znaczących zaburzeń tektonicznych w złożu.

Wysokość ściany jest bezpośrednio związana z miąższością pokładu oraz parametrami technicznymi dostępnych kompleksów ścianowych. Przy eksploatacji pokładów o miąższości poniżej 1,5 m niejednokrotnie ma miejsce przybieranie skał

stropowym bądź spągowych, co przekłada się na większe zanieczyszczenie trafiającej do zakładu przerobczego (ZPMW) nadawy, a co za tym idzie z wyższym kosztem wzbogacania węgla. Generalnie wyższe ściany charakteryzują się większą wydajnością oraz urobkiem o niskim stopniu zanieczyszczenia skałą płoną.

Najkorzystniejsze warunki eksploatacji występują w złożach poziomych lub prawie poziomych. Ze wzrostem kąta nachylenia wzrastają trudności i koszty wybierania. Przy kątach nachylenia powyżej 30° wykorzystuje się systemy eksploatacji z krótkimi przodkami, krótkie wybierki wybierane pasami, systemy zabierkowe lub wybieranie schodowe. Wszystkie te metody charakteryzują się znacznie niższymi wydajnościami w stosunku do klasycznego systemu ścianowego. Kolejną kwestią jest bezpieczna praca załogi i urządzeń w ścianie przy odpowiednim nachyleniu podłużnym i poprzecznym związanym m. in. ze zjawiskiem grawitacyjnego staczania się urobku.

#### 1) Interakcja ściany i górotworu:

- występowanie zaszczości eksploatacyjnych (krawędzie, resztki, filary, zroby) w otoczeniu ściany [skała od 1 do 5 (1 – b. mały, 5 – b. duży)],

Wielopokładowy charakter polskich złóż węgla kamiennego powoduje, iż istotną cechą prowadzonej eksploatacji jest występowanie różnego typu zaszczości eksploatacyjnych, czyli zmian w stanie złoża (górotworu) będących konsekwencją dawniej podejmowanych i później zaniechanych robót górniczych. Oddziaływanie zrobów, krawędzi obszarów różniących się właściwościami odkształceniowymi i filarów resztkowych wywołuje w górotworze nierównomierny rozkład stanu naprężenia, powodując spadek wartości składowych tensora naprężeń w otoczeniu zrobów oraz ich zwiększenie (w postaci stref koncentracji) w rejonach krawędzi i niewybranych calizn węglowych. Powstałe zaburzenia mogą zarówno ograniczać, jak i potęgować intensywność przejawów zagrożeń geomechanicznych, wpływając na stan zagrożenia tąpnięciami oraz wyrzutami gazów i skał. Eksploatacja w sąsiedztwie stref koncentracji naprężeń, poprzez wzrost szczelinowatości górotworu, może także powodować zwiększone zagrożenie pożarowe, a w polach metanowych także gazowe.

### **D. Czynniki środowiskowe**

W grupie czynników środowiskowych, które mają wpływ na efekt ekonomiczny eksploatacji wydzielono parametr ilości skały płonnej w urobku oraz wpływu eksploatacji na powierzchnię. Ilość skały płonnej w urobku ma bezpośredni wpływ na ekonomiczną opłacalność eksploatacji węgla. Po pierwsze skała płonna wpływa na koszty odstawy urobku, poprzez zwiększenie ilości wywożonej na powierzchnię masy i objętości. Podczas transportu urobku wpływa na rozdrobnienie węgla oraz na awaryjność pracy przenośników taśmowych (skała płonna charakteryzuje się większą gęstością i wytrzymałością, co niejednokrotnie przekłada się na uszkodzenia taśmy przenośnikowej). Po drugie zwiększa koszty związane z przeróbką me-

chaniczną węgla. Trzecim negatywnym wpływem skały płonnej na koszty produkcji są koszty związane ze zwałowaniem kamienia na hałdach.

Wpływ eksploatacji na powierzchnię jest zagadnieniem, które niejednokrotnie już na etapie oceny wpływu inwestycji na środowisko decyduje o przyznaniu bądź przedłużeniu koncesji na wydobywanie kopaliny ze złoża. W polskich realiach odstąpiono w ostatnich latach od kosztownej (ale o małym wpływie na powierzchnię) metodzie kierowania stropem poprzez zastosowanie podsadzki hydraulicznej. Standardem jest stosowanie zawału, który propaguje na powierzchni w formie osiadania terenu, co nie jest dla zakładu górniczego niejednokrotnie spore koszty związane z uszkodzeniem infrastruktury czy też budynków zlokalizowanych nad prowadzoną eksploatacją.

Przedstawiony powyżej zestaw cech statystycznych jest wyborem merytorycznym. Trzeba tu z naciskiem podkreślić, że w żadnym zagadnieniu agregatywnej oceny obiektów lub wariantów nie istnieje „najlepszy” zestaw cech. Jak najbardziej prawdziwe jest twierdzenie, że przy innym zestawie cech, hierarchia obiektów byłaby inna (Sokołowski 1982; Jajuga 1993). Rozsądnym wyjściem jest staranny dobór cech. Nie może ich być za mało – bo wówczas „wielowymiarowość” oceny jest problematyczna, jak również za dużo – bo następuje pewnego rodzaju uśrednianie i dążenie wskaźnika do rozkładu normalnego, co przy zagadnieniach porządkowania nie jest zjawiskiem pożądanym. Co do statystycznych związków między cechami, w literaturze statystycznej spotykamy dwa przeciwstawne poglądy. Według pierwszego z nich – cechy powinny być skorelowane, skoro mają mierzyć mniej więcej „to samo”. Hierarchia otrzymana z takich cech jest zazwyczaj bardzo stabilna, niewrażliwa na usuwanie cech bądź dodawanie nowych. Cechy skorelowane dają się łatwo i efektywnie sprowadzić do jednej cechy (na przykład przy pomocy analizy głównych składowych) i wielowymiarowość jest pozorna. Zgodnie z drugim poglądem cechy powinny być nieskorelowane, bo mają pokazywać różne (niekoniecznie powiązane ze sobą) aspekty pewnego zjawiska wielowymiarowego.

W prezentowanej analizie położono nacisk przede wszystkim na merytoryczny dobór cech, których wyboru dokonano po konsultacji z przedstawicielami kopalń. Pewnym naturalnym ograniczeniem jest dostępność danych. W związku z tym wybrano tylko takie cechy, co do których były wiarygodne informacje liczbowe w całym analizowanym okresie.

Jeżeli chodzi o statystyczne związki między cechami, w analizie przyjęto, że cechy mają pokazywać niekoniecznie powiązane ze sobą aspekty uciążliwości procesu eksploatacji i nie powinny być skorelowane. W związku z tym wszystkie wybrane cechy (kryteria) poddano analizie korelacji, która pokazała, że niektóre kryteria mają wysokie współczynniki korelacji. Cechy o wysokich współczynnikach korelacji to: głębokość zalegania pokładu oraz temperatura pierwotna górotworu i metanonośność, miąższość pokładu oraz wysokość ściany, kąt nachylenia pokładu oraz nachylenie podłużne ściany. Macierz korelacji kryteriów o wysokich współczynnikach korelacji przedstawiono w tabeli 2.5.

Tabela 2.5. Macierz korelacji zmiennych

	Głębokość spągu pokładu	Temperatura pierwotna górotworu	Mięższczość pokładu	Wysokość ściany	Kąt nachylenia pokładu	Nachylenie podłużne ściany
Głębokość spągu pokładu		0,69	0,03	0,00	-0,32	0,16
Temperatura pierwotna górotworu	0,69		0,04	0,00	-0,22	-0,22
Mięższczość pokładu	0,03	0,04		0,78	0,04	0,05
Wysokość ściany	0,00	0,00	0,78		0,24	0,19
Kąt nachylenia pokładu	0,32	-0,22	0,04	0,24		0,73
Nachylenie podłużne ściany	0,16	-0,22	0,05	0,19	0,73	

Źródło: opracowanie własne.

W związku z powyższym spośród skorelowanych par zmiennych w strukturze modelu uciążliwości procesu eksploatacji uwzględniono:

- temperaturę pierwotną górotworu i pominięto skorelowaną zmienną: głębokość zalegania pokładu,
- wysokość ściany skorelowaną z mięższczością,
- nachylenie podłużne ściany skorelowane z kątem nachylenia pokładu.

Z rekomendowanych czynników, zgodnie z metodyką AHP, zbudowano strukturę hierarchiczną dwóch modeli, zachowując założenia metody zarówno w stosunku do liczby elementów na poszczególnych poziomach, jak również ich porównywalności.





### **3. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na koszty eksploatacji**

---

---

Strukturę modelu uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji w kontekście kosztów wydobycia przedstawiono na rysunku 3.1.

Hierarchiczny model składa się z 5 poziomów. Na pierwszym umieszczono cel zadania – wpływ uciążliwości warunków eksploatacji na koszty procesu wydobycia. Drugi poziom modelu – reprezentowany jest przez 4 główne grupy kryteriów, do których zaliczono cztery kategorie uciążliwości:

- (UZN) Uciążliwość zagrożeń naturalnych,
- (UPZ) Uciążliwość parametrów złoża (pokładu),
- (UT) Uciążliwość techniczna (górnicza),
- (UŚ) Uciążliwość środowiskowa.

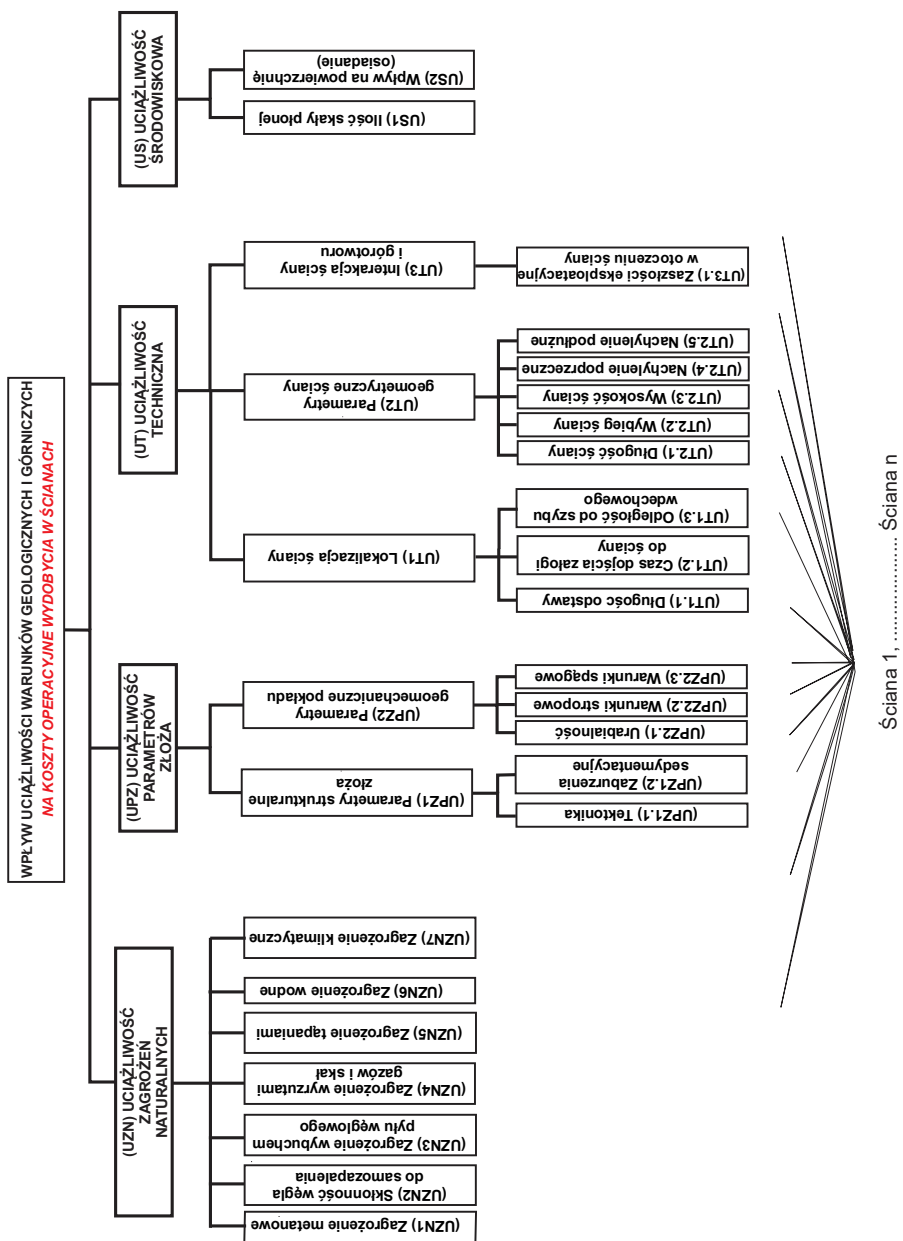
Na niższym, III poziomie modelu hierarchicznego, wprowadzono kryteria cząstkowe, będące bardziej szczegółowym rozwinięciem grupy kryteriów poziomu II. Dla niektórych kryteriów cząstkowych dokonano dalszych uszczegółowień (poziom IV). Dla każdej zmiennej podano miarę, która opisuje stopień oddziaływania na ściany wydobywcze, będące wariantami modelu.

W kategorii (UZN) Uciążliwości zagrożeń naturalnych, wprowadzono w szczególności:

- (UZN1) zagrożenie metanowe [metanonośność  $m^3/Mg$  c.s.w.],
- (UZN2) skłonność węgla do samozapalenia [grupa],
- (UZN3) zagrożenie wybuchem pyłu węglowego [klasa],
- (UZN4) zagrożenie wyrzutami gazów i skał [kategoria],
- (UZN5) zagrożenie tąpnięciami [stopnie],
- (UZN6) zagrożenie wodne [stopnie],
- (UZN7) zagrożenie klimatyczne [temperatura pierwotna górotworu °C].

W kategorii (UPZ) Uciążliwość parametrów złoża wydzielono 2 szczegółowe kryteria:

(UPZ1) Parametry strukturalne złoża, które scharakteryzowane są dwoma cechami:



Rys. 3.1. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na koszty wydobycia  
Źródło: opracowanie własne

(UPZ1.1) Tektonika [wskaźnik zuskokowania  $m/m^2$  pow. ściany],  
 (UPZ1.2) Zaburzenia sedymentacyjne [skala od 1 do 5 (1 - brak, 5 - b. duży)]  
 (UPZ2) Parametry geomechaniczne pokładu, które uszczegółowiono, wprowadzając zmienne:

- (UPZ2.1) urabialność [klasa],
- (UPZ2.2) warunki stropowe [klasa],
- (UPZ2.3) warunki spągowe [klasa].

W kategorii (UT) Uciążliwość techniczna, pod uwagę wzięto 3 kryteria cząstkowe:

(UT1) Lokalizacja ściany – do oceny tej kategorii wykorzystano następujące zmienne:

- (UT1.1) długość odstawy i transportu [m],
- (UT1.2) czas dojścia/dojazdu załogi do ściany [minuty],
- (UT1.3) odległość od szybu wdechowego lub wydechowego [m].

(UT2) Parametry geometryczne ściany scharakteryzowano następującymi kryteriami:

- (UT2.1) długość ściany [m],
- (UT2.2) wybieg ściany [m],
- (UT2.3) wysokość ściany [m],
- (UT2.4) nachylenie poprzeczne [stopnie],
- (UT2.5) nachylenie podłużne [stopnie],

(UT3) Interakcja ściany i górotworu oceniona została poprzez jedno kryterium:

- (UT3.1) występowanie zaszłości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany [skala od 1 do 5 (1 – b. mały, 5 – b. duży)]

W grupie (US) Uciążliwość środowiskowa wydzielono 2 kryteria cząstkowe:

- (US1) ilość skały płonnej w urobku [Mg],
- (US2) wpływ na powierzchnię (osiadanie) [mm].

Do kwantyfikacji oddziaływania kryteriów niewymiernych przyjęto pięciostopniową skalę werbalną (tab. 3.1).

Tabela 3.1. Skala do oceny kryteriów niewymiernych

Opis werbalny	Skala	Waga
Bardzo duże	5	0,42
Duże	4	0,26
Średnie	3	0,16
Małe	2	0,10
Bardzo małe	1	0,06

Źródło: opracowanie własne.

Przedstawiona metodyka posłużyła do opracowania modelu dla analizowanych kopalń, który stanowił podstawę do obliczeń analitycznych. Pozwoliło to na ocenę wszystkich elementów składowych modelu geologiczno-górniczego warunków eksploatacji dla poszczególnych ścian kopalń węgla kamiennego, w kontekście kosztów procesu eksploatacji.

Oceny ważności elementów zostały wyrażone w postaci priorytetów (wag). Bardzo istotną kwestią, z punktu widzenia poprawności i obiektywizmu wyceny, jest dobór ekspertów. Ocena uciążliwości procesu eksploatacji jest problemem decyzyjnym o charakterze interdyscyplinarnym wymagającym wiedzy z różnych dziedzin. Przedstawione w analizie oceny (porównania parami kryteriów i subkryteriów na podstawie 9-stopniowej skali ocen, tzw. skali Saaty'ego) zostały przeprowadzone w ramach grupowego procesu podejmowania decyzji, tzw. burzy mózgów (ang. *brainstorming*). Ekspertów wyłoniono spośród pracowników naukowo-badawczych uczelni wyższych i instytutów naukowych oraz kadry inżynierjno-technicznej z następujących działów kopalń węgla kamiennego: Działu Przygotowania Produkcji, Działu Robót Górniczych, Działu Wentylacji oraz Działu Mierniczo-Geologicznego. Ocenę przeprowadzono w 5 grupach ekspertów z każdej kopalni, a następnie dokonano agregacji wyników grupowych. Łącznie w wycenie modeli wzięło udział 52 ekspertów.

Na podstawie przygotowanych interaktywnych ankiet eksperci dokonali porównań parami wszystkich elementów poszczególnych poziomów względem każdego elementu poziomu wyższego, a uzyskane oceny zapisywano w macierzy kwadratowej NxN. Przykładową interaktywną ankietę przedstawiono na rysunku 3.2. W analizie korzystano z programu BPMMSG AHP Excel template version 12.08.2013 (Goepel 2013) oraz z arkuszy autorskich.

**AHP Analytic Hierarchy Process (EVM multiple inputs)**

n=  Number of criteria (3 to 10)      Scale:  Linear

N=  Number of Participants (1 to 20)      α:       Consensus:

p=  selected Participant (0=consol.)      2    7      Consolidated

Objective: Uciążliwość warunków geologiczno-górnicznych na koszty operacyjne wydobycia w ścianach

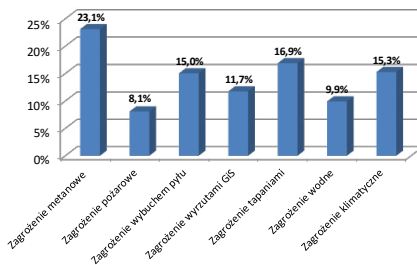
Author: JS

Date: 7-Dec-20      EVM check: 1,1268E-11

Table	Criterion	Comment	Weights	Rk
1	Zagrożenie metanowe	[metanonośność m <sup>3</sup> /Mg c.s.w.]	23,1%	1
2	Zagrożenie pożarowe	skłonność węgla do samozapalenia [grupa]	8,1%	7
3	Zagrożenie wybuchem pyłu	[klasa]	15,0%	4
4	Zagrożenie wyrzutami GtS	[kategoria]	11,7%	5
5	Zagrożenie tapaniami	[stopnie]	16,9%	2
6	Zagrożenie wodne	[stopnie]	9,9%	6
7	Zagrożenie klimatyczne	[temperatura pierwotna górotworu °C]	15,3%	3
8				
9		for 9&10 unprotect the input sheets and expand the question section ("*" in row 66)		
#				

Result

Eigenvalue	lambda: <input type="text" value="7,708"/>
Consistency Ratio	0,37    GC: <input type="text" value="0,31"/> CR: <input type="text" value="8,8%"/>



Rys. 3.2. Ankieta dotycząca porównywania zmiennych parami ze względu na uciążliwość zagrożeń naturalnych na proces eksploatacji  
Źródło: opracowanie własne

### 3.1. Wycena modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na koszty eksploatacji

Przedstawiona na rysunku 3.1 modelowa struktura hierarchiczna stanowiła podstawę do obliczeń analitycznych, czyli do oceny ważności wszystkich jej elementów składowych. Ocenę ważności wyrażono w postaci priorytetów (wag). W tym celu na każdym poziomie hierarchii porównano parami elementy danego poziomu względem poziomu wyższego, a wyniki zapisano w macierzy kwadratowej  $N \times N$ .

Na I poziomie zawsze znajduje się jeden element, w związku z tym priorytet wynosi 1. Cztery elementy znajdujące się na poziomie II wyceniono pod kątem ich oddziaływania na element wyżej położony, czyli na realizację celu decyzji – wpływ uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobywania.

W związku z tym rozwiązano jedną macierz MII(UE) o wymiarze  $4 \times 4$ , będącą wynikiem porównań parami elementów poziomu II względem elementu poziomu I.

Macierz MII(UE) ma następującą postać:

$$MII(UE) = \begin{bmatrix} UZN/UZN & UZN/UPZ & UZN/UT & UZN/US \\ UPZ/UZN & UPZ/UPZ & UPZ/UT & UPZ/US \\ UT/UZN & UT/UPZ & UT/UT & UT/US \\ US/UZN & US/UPZ & US/UT & US/US \end{bmatrix}$$

Zagregowana wycena grupy ekspertów z oszacowanymi wagami poszczególnych kategorii uciążliwości (wartości na przekątnej macierzy) przedstawia się następująco:

	UZN	UPZ	UT	UŚ
UZN	0,18	0,33	0,33	5,00
UPZ	3,00	0,48	3,00	5,00
UT	3,00	0,33	0,27	5,00
UŚ	0,20	0,20	0,20	0,07
$\lambda_{\max}=4,198$ ; C.R.=0,07				

gdzie:

(UZN) – Uciążliwość zagrożeń naturalnych,

(UPZ) – Uciążliwość parametrów złoża (pokładu),

(UT) – Uciążliwość techniczna (górnicza),

(UŚ) – Uciążliwość środowiskowa,

przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,

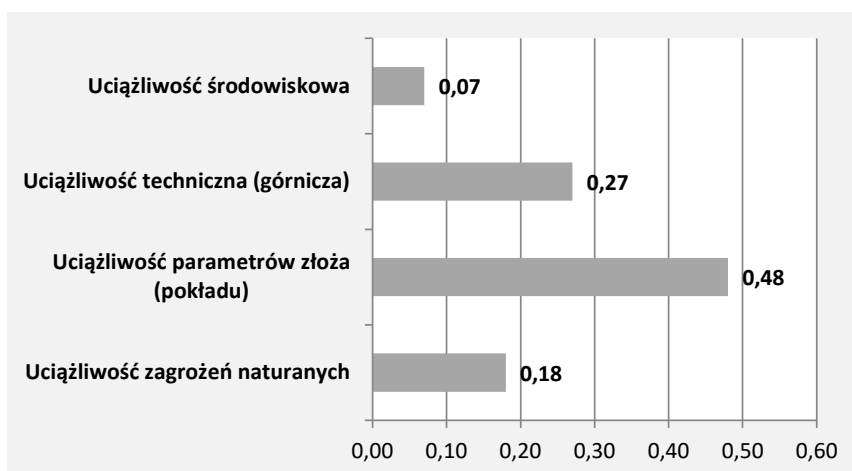
$\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,

C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

Budowa każdej macierzy jest wynikiem odpowiedzi na pytanie, który z elementów jest ważniejszy i w jakim stopniu, w stosunku do elementu poziomu wyższego. Dla przykładu w wierszu pierwszym i kolumnie czwartej wpisano liczbę 5, symetrycznie poniżej przekątnej macierzy jej odwrotność (zgodnie z budową macierzy). Liczba 5 nie oznacza, że uciążliwość zagrożeń naturalnych jest 5 razy ważniejsza niż uciążliwość środowiskowa, ale zgodnie z podaną skalą Saaty'ego, istotnie ważniejsza. Pozostałe elementy macierzy wyceniono w podobny sposób. Następnie obliczono priorytety kryteriów (składowe wektora własnego macierzy związane z maksymalną wartością własną macierzy), zgodnie ze wzorami w rozdziale 1.

Po obliczeniu macierzy  $M_{1II}$  otrzymano wektor wag lokalnych dla ocenianych kryteriów poziomu II, o następujących składowych:

$$W = [0,18_{UZN}; 0,48_{UPZ}; 0,27_{UT}; 0,07_{US}]^T$$



Rys. 3.3. Wynik wyceny II poziomu modelu uciążliwości eksploatacji  
Źródło: opracowanie własne

Analizując składowe wektora wag dla czterech głównych grup kryteriów, wynika, że na uciążliwość warunków geologicznych i górniczych, w kontekście kosztów wydobycia, zdecydowanie największy wpływ, zgodnie z ocenami ekspertów, ma uciążliwość parametrów złoża (0,48) (rys. 3.3). Wysoką wagę uzyskały kryteria uciążliwości technicznej (0,27) oraz uciążliwość wynikająca z zagrożeń naturalnych (0,18). Kryteria charakteryzujące uciążliwość środowiskową uzyskały najniższą wagę (0,07).

Kolejną ocenę poddano 4 grupy subkryteriów znajdujących się na poziomie III hierarchii. Rozwiązano 4 macierze, będące rozwinięciem merytorycznym czterech

podstawowych kategorii uciążliwości:  $M_{1III}(UZN)$ ,  $M_{2III}(UPZ)$ ,  $M_{3III}(UT)$  i  $M_{4III}(UŚ)$  o wymiarach odpowiednio (7x7), (2x2), (3x3) (2x2), gdzie:

Macierz  $M_{1III}(UZN)$  jest oceną subkryteriów ze względu na kryterium (UZN) – uciążliwość zagrożeń naturalnych i ma następującą postać:

	UZN1	UZN2	UZN3	UZN4	UZN5	UZN6	UZN7
UZN1	0,23	3,00	2,00	2,00	1,00	3,00	2,00
UZN2	0,33	0,08	0,50	0,50	0,33	2,00	0,50
UZN3	0,50	2,00	0,15	0,50	1,00	2,00	2,00
UZN4	0,50	2,00	2,00	0,12	0,50	0,50	0,50
UZN5	1,00	3,00	1,00	2,00	0,17	2,00	0,50
UZN6	0,33	0,50	0,50	2,00	0,50	0,10	1,00
UZN7	0,50	2,00	0,50	2,00	2,00	1,00	0,15
							$\lambda_{max}=7,708$ ; C.R.=0,09

gdzie:

- (UZN1) – zagrożenie metanowe,
- (UZN2) – skłonność węgla do samozapalenia,
- (UZN3) – zagrożenie wybuchem pyłu węglowego,
- (UZN4) – zagrożenie wyrzutami gazów i skał,
- (UZN5) – zagrożenie tąpnięciami,
- (UZN6) – zagrożenie wodne,
- (UZN7) – zagrożenie klimatyczne,

przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,

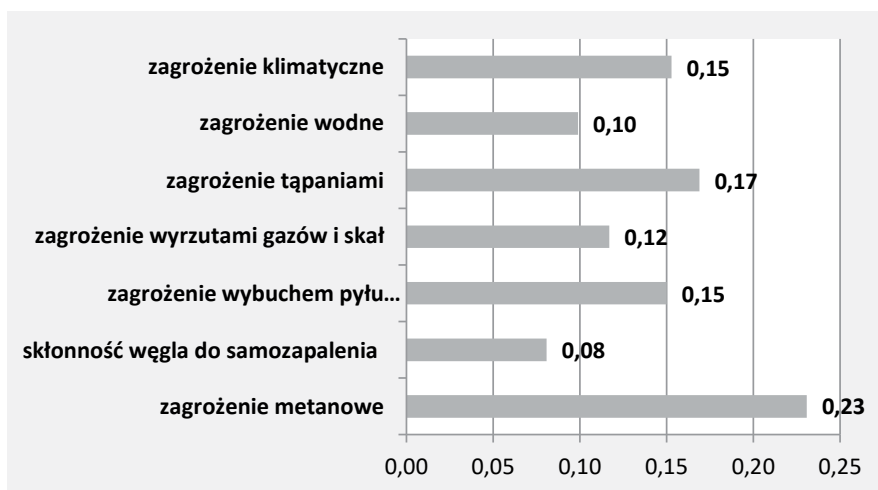
$\lambda_{max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,

C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

Po obliczeniu macierzy  $M_{1III}$  otrzymano wektor wag lokalnych o następujących składowych:

$$W = [0,23_{ZM}; 0,08_{ZPoż}; 0,15_{ZPył}; 0,12_{ZWGis}; 0,17_{ZT}; 0,10_{ZW}; 0,15_{ZK}]^T$$

W przypadku uciążliwości zagrożeń naturalnych najistotniejszy wpływ na poziom kosztów eksploatacji mają zagrożenia metanowe (0,23) oraz zagrożenie tąpnięciami (0,17) (rys. 3.4). W nieco mniejszym stopniu na wzrost uciążliwości wpływają zagrożenia klimatyczne (0,15) i zagrożenia wybuchem pyłu węglowego (0,15). Natomiast zagrożenie wyrzutami gazów i skał (0,12), zagrożenie wodne (0,10) oraz zagrożenie pożarowe (0,08) w opinii ekspertów odgrywają najmniejsze znaczenie.



Rys. 3.4. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z zagrożeń naturalnych  
Źródło: opracowanie własne

Macierz  $M_{2III}(UPZ)$  jest oceną subkryteriów ze względu na kryterium (UPZ) – uciążliwość parametrów złoża ze znormalizowanym wektorem wag  $W = [0,25_{UPZ1}; 0,75_{UPZ2}]^T$  ma następującą postać:

	UPZ1	UPZ2
UPZ1	0,25	3,00
UPZ2	0,33	0,75
$\lambda_{max} = 2,000; C.R.=0,00$		

gdzie:

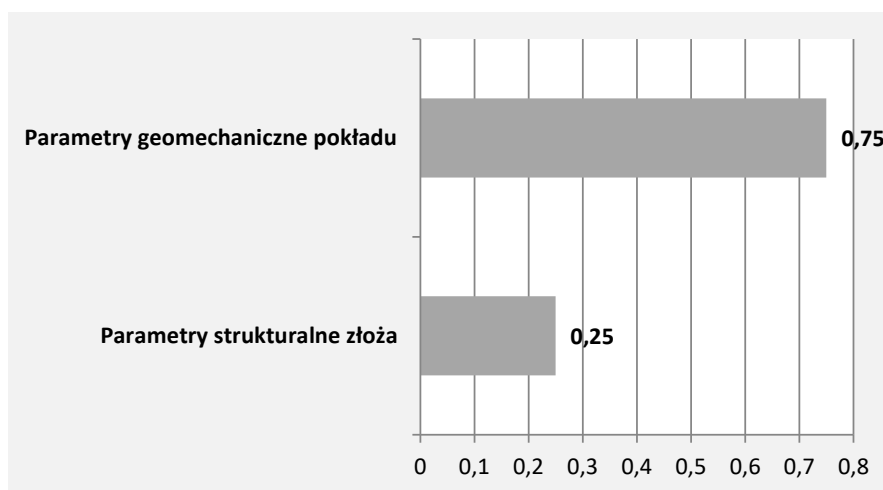
- (UPZ1) – parametry strukturalne złoża,
- (UPZ2) – parametry geomechaniczne pokładu,
- przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,
- $\lambda_{max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,
- C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

W grupie uciążliwości parametrów złoża (UPZ) większa uciążliwość związana jest z parametrami geomechanicznymi pokładu (0,75), natomiast uciążliwość wynikająca z parametrów strukturalnych złoża eksperci wycenili na poziomie (0,25) (rys. 3.5).

Kolejnie ocenie poddano czynniki w grupie uciążliwości parametrów złoża (UPZ), znajdujące się na IV poziomie modelu.

W macierzy  $M_{1IV}(UPZ1)$  oceniono czynniki ze względu na parametry strukturalne złoża, otrzymano wektor wag o składowych:  $W = [0,75_{UPZ1.1}; 0,15_{UPZ1.2}]^T$ . Przepró-





Rys. 3.5. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z parametrów złoża  
Źródło: opracowanie własne

wadzona wycena wskazała, że tektonika (0,75) w zdecydowanie wyższym stopniu wpływa na ocenę uciążliwości eksploatacji w kontekście kosztów wydobycia aniżeli zaburzenia sedymentacyjne (0,15).

Macierz  $M_2IV(UPZ2)$  jest oceną trzech czynników ze względu na parametry geomechaniczne pokładu. Otrzymano wektor wag o składowych:  $W = [0,17_{UPZ2.1}; 0,75_{UPZ2.2}; 0,08_{UPZ2.3}]^T$ . Ze składowych wektora wynika, że warunki stropowe (0,75) w zdecydowanie najwyższy sposób wpływają na ocenę uciążliwości eksploatacji, natomiast najmniejsza istotność związana jest z warunkami spągowymi (0,08).

Macierz  $M_3III(UT)$  – ocena subkryteriów ze względu na kryterium (UT) – uciążliwość techniczna ze znormalizowanym wektorem wag  $W = [0,23_{UT1}; 0,70_{UT2}; 0,07_{UT3}]^T$  ma następującą postać:

	UT1	UT2	UT3
UT1	0,23	4,00	0,33
UT2	0,25	0,70	6,00
UT3	3,00	0,17	0,07
$\lambda_{max} = 3,054; C.R. = 0,06$			

gdzie:

(UT1) – lokalizacja ściany,

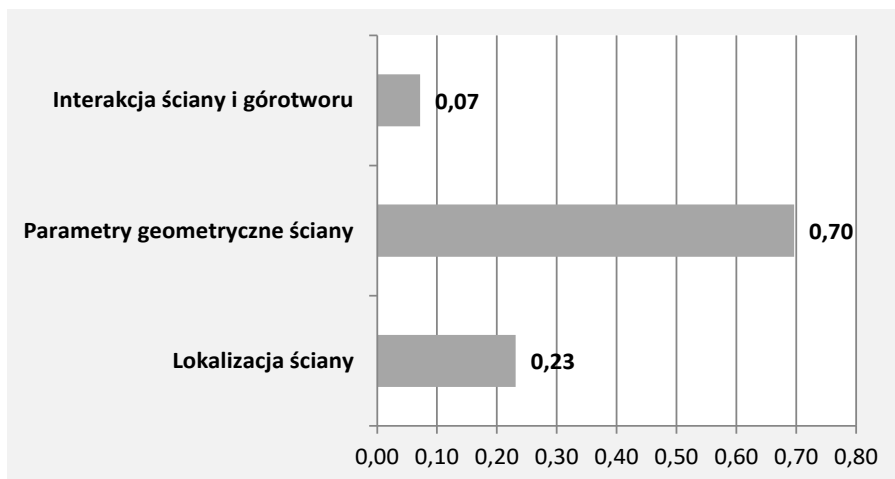
(UT2) – parametry geometryczne ściany,

(UT3) – interakcja ściany i górotworu,

przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,

$\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,  
 C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

W przypadku kryteriów charakteryzujących uciążliwość techniczną (górnictwem) (UT), największy wpływ na koszty eksploatacji stanowią parametry geometryczne ściany (0,70), lokalizacja ściany w obszarze górniczym (0,27) (rys. 3.6). Relatywnie najmniej istotna jest uciążliwość interakcji ściany i górotworu (0,07) wynikająca z zaszczości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany.



Rys. 3.6. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z uciążliwości technicznej  
 Źródło: opracowanie własne

Na kolejnym etapie ocenie poddano czynniki w grupie uciążliwości technicznej (UT), znajdujące się na IV poziomie modelu.

Macierz  $M_3IV(UT1)$  dotyczyła oceny wydzielonych czynników w kontekście lokalizacji ściany w obszarze górniczym. Otrzymano wyniki w postaci składowych wektora wag:  $W = [0,26_{UT1.1}; 0,64_{UT1.2}; 0,10_{UT1.3}]^T$ . Czas dojścia/dojazdu załogi do ściany został uznany za najistotniejszy czynnik wpływający na koszty wydobycia (0,64), w dalszej kolejności długość odstawy i transportu urobku (0,26), natomiast długość dróg wentylacyjnych otrzymała najmniejszą wagę (0,10).

W macierzy  $M_4IV(UT2)$  ocenie poddano 5 czynników ze względu na parametry geometryczne ściany. Otrzymano wektor wag o składowych:  $W = [0,13_{UT2.1}; 0,49_{UT2.2}; 0,26_{UT2.3}; 0,06_{UT2.4}; 0,06_{UT2.4}]^T$ . Wybieg ściany (0,49) oraz wysokość ściany (0,26) w opinii ekspertów najbardziej decydują o poziomie uciążliwości eksploatacji, korzystnie ją zmniejszając. Najmniejsza istotność w opinii ekspertów dotyczy nachylenia poprzecznego (0,06) i podłużnego (0,06).

Ostatnia macierz  $M_{4III}(U\acute{S})$  jest oceną wydzielonych dwóch kryteriów ze względu na uciążliwość środowiskową. Otrzymano uśredniony wektor wag:  $W = [0,75_{US1}; 0,25_{US2}]^T$ , a macierz ma następującą postać:

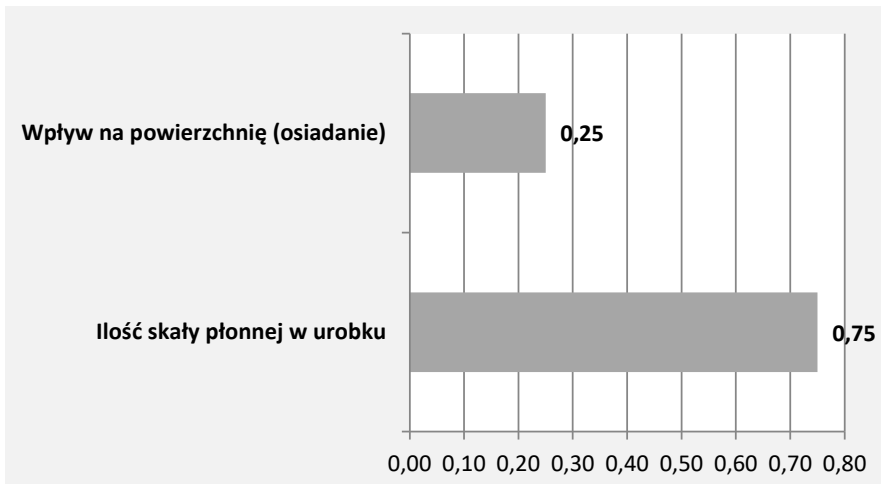
$$M_{4III}(UPZ) =$$

	US1	US2
US1	0,75	3,00
US2	0,33	0,25
$\lambda_{\max} = 2,000$ ; C.R. = 0,00		

gdzie:

- (US1) – ilość skały pónnej w urobku,
- (US2) – wpływ na powierzchnię (osiadanie),
- przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,
- $\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,
- C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

O wpływie uciążliwości środowiskowej na wynik ekonomiczny w opinii ekspertów decyduje przede wszystkim ilość skały pónnej w urobku (0,75) (rys. 3.7). Wpływowi na powierzchnię przypisano zdecydowanie niższą wagę (0,25).



Rys. 3.7. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z uciążliwości środowiskowej  
Źródło: opracowanie własne

Wyznaczone wagi w każdej z analizowanych macierzy mają znaczenie lokalne. Pomnożone przez wagi odpowiedniego elementu poziomu wyższego określone są wagami globalnymi na danym poziomie. Obliczone wagi lokalne i globalne dla

poszczególnych czynników i poziomów posłużyły do obliczenia wskaźnika uciążliwości eksploatacji w kontekście kosztów procesu eksploatacji. Interpretacja wskaźnika pokazuje, że im większa jego wartość w porównywanych ścianach eksploatacyjnych, tym większy wpływ warunków geologicznych i górniczych na wyniki ekonomiczne procesu wydobycia.

## 4. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian

---

---

Strukturę modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian przedstawiono na rysunku 4.1.

Hierarchiczny model składa się z trzech poziomów. Na pierwszym umieszczono cel zadania – wpływ uciążliwości warunków eksploatacji na dobowe wydobywanie ze ścian. Drugi poziom modelu – reprezentowany jest przez 3 główne grupy kryteriów, do których zaliczono trzy kategorie uciążliwości:

- (UZN) Uciążliwość zagrożeń naturalnych,
- (UPZ) Uciążliwość parametrów złoża (pokładu),
- (UT) Uciążliwość techniczna (górnicza).

Na niższym, III poziomie modelu hierarchicznego, wprowadzono kryteria cząstkowe, będące bardziej szczegółowym rozwinięciem grupy kryteriów poziomu II. Dla każdej zmiennej podano miarę, która opisuje stopień oddziaływania na poszczególne oceniane ściany, będące wariantami modelu.

W kategorii (UZN) Uciążliwości zagrożeń naturalnych, wprowadzono w szczególności:

- (UZN1) zagrożenie metanowe [metanonośność  $m^3/Mg$  c.s.w.],
- (UZN2) skłonność węgla do samozapalenia [grupa],
- (UZN3) zagrożenie wybuchem pyłu węglowego [klasa],
- (UZN4) zagrożenie wyrzutami gazów i skał [kategoria],
- (UZN5) zagrożenie tąpniętami [stopień],
- (UZN6) zagrożenie wodne [stopień],
- (UZN7) zagrożenie klimatyczne [temperatura pierwotna górotworu °C].

W kategorii (UPZ) Uciążliwość parametrów złoża wydzielono 5 szczegółowych kryteriów:

- (UPZ1) tektonika [wskaźnik zuskokowania  $m/m^2$  pow. ściany],
- (UPZ2) zaburzenia sedymentacyjne [skala od 1 do 5 (1 – brak, 5 – b. duży)],
- (UPZ3) urabialność [klasa],

(UPZ4) warunki stropowe [klasa],

(UPZ5) warunki spągowe [klasa].

W kategorii (UT) Uciążliwość górnicza (techniczna), pod uwagę wzięto 2 kryteria cząstkowe:

(UT1) występowanie zaszłości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany [skala od 1 do 5 (1 – b. mały, 5 – b. duży)],

(UT2) przerosty skały płonnej w profilu ściany [%].

Do kwantyfikacji oddziaływania kryteriów niewymiernych przyjęto pięciostopniową skalę werbalną (tab. 3.1).

Oceny ważności elementów zostały wyrażone w postaci priorytetów (wag), zgodnie z przedstawioną wcześniej (rozdział 1.1) metodyką. Stanowiło to podstawę do opracowania modelu, który posłużył do obliczeń analitycznych prowadzących do oszacowania wszystkich jego elementów składowych dla geologicznych i górniczych warunków eksploatacji w kontekście dobowego wydobycia ze ścian.

Ocena została przeprowadzona przez grupę ekspertów, która wyceniała model wpływu uciążliwości na koszty wydobycia ze ścian.

Ujednoczona wycena modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces wydobycia posłużyła do analizy wszystkich ścian w analizowanych kopalniach. Na podstawie historycznej zmienności oddziaływania poszczególnych czynników, jakie uwzględniono w modelu, przedstawiono prognozę wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian w latach 2020–2030.

#### **4.1. Wycena modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian**

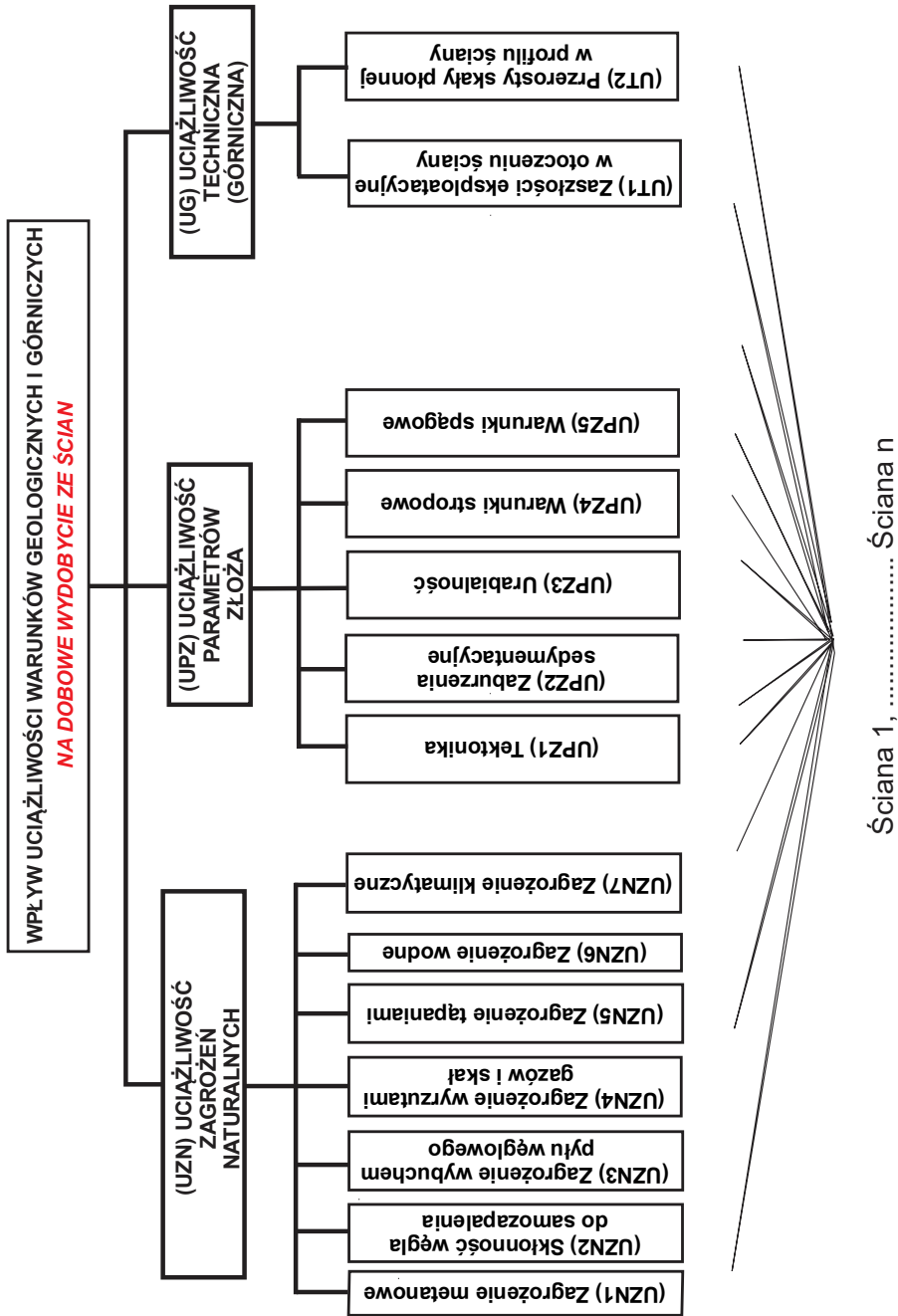
Przedstawiona na rysunku 4.1 struktura hierarchiczna stanowiła podstawę do oceny ważności wszystkich jej elementów składowych poprzez oszacowanie ich priorytetów (wag). W tym celu na każdym poziomie hierarchii porównano parami elementy danego poziomu względem poziomu wyższego, a wyniki zapisano w macierzy kwadratowej  $N \times N$ .

Główne grupy kryteriów na II poziomie modelu wyceniono pod kątem ich oddziaływania na element wyżej położony – czyli na realizację celu decyzji – wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian.

W pierwszej kolejności rozwiązano jedną macierz  $M_{II}(UT)$  o wymiarze  $3 \times 3$ , będącą wynikiem porównań parami kryteriów poziomu II względem elementu poziomu I.

Macierz  $M_{II}(UT)$  ma następującą postać:

$$M_{II}(UT) = \begin{bmatrix} UZN/UZN & UZN/UPZ & UZN/UT \\ UPZ/UZN & UPZ/UPZ & UPZ/UT \\ UT/UZN & UT/UPZ & UT/UT \end{bmatrix}$$



Rys. 4.1. Model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian  
Źródło: opracowanie własne

Wyniki wyceny ekspertów oraz wagi trzech głównych grup kryteriów uciążliwości (wartości na przekątnej macierzy) mają następującą postać:

	UZN	UPZ	UT
MII(UT) =	0,58	2,00	5,00
	0,50	0,32	4,00
	0,20	0,25	0,10
$\lambda_{\max} = 3,025$ ; C.R. = 0,03			

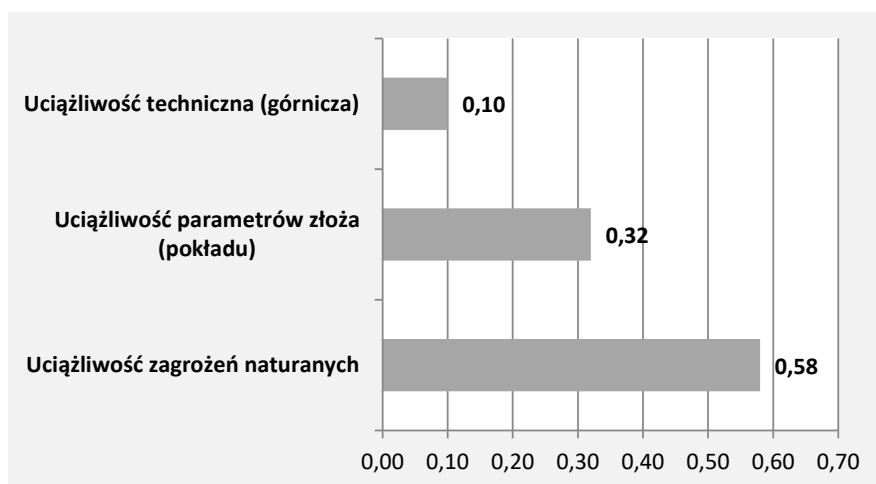
gdzie:

- (UZN) – Uciążliwość zagrożeń naturalnych,
- (UPZ) – Uciążliwość parametrów złoża (pokładu),
- (UT) – Uciążliwość techniczna (górnicza),
- przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,
- $\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,
- C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

W macierzy MII(UT) eksperci wykonali trzy porównania, odpowiadając kolejno na pytanie: które z porównywanych par kryteriów jest ważniejsze i w jakim stopniu ze względu na realizację celu?

Po obliczeniu macierzy MII(UT) otrzymano wektor wag lokalnych dla ocenianych kryteriów poziomu II, o następujących składowych:  $W = [0,58_{UZN}; 0,32_{UPZ}; 0,10]^T$ .

Z analizy składowych wektora wag dla trzech głównych grup kryteriów wynika, że na uciążliwość warunków geologicznych i górniczych, w kontekście dobowego



Rys. 4.2. Wynik wyceny II poziomu modelu uciążliwości eksploatacji  
Źródło: opracowanie własne



wydobywania ze ścian, zdecydowanie największy wpływ ma uciążliwość zagrożeń naturalnych (0,58) oraz uciążliwość wynikająca z parametrów złoża (0,32) (rys. 4.2).

Kolejnie ocenie poddano trzy grupy subkryteriów znajdujących się na poziomie III hierarchii. Rozwiązano 3 macierze, które stanowią kryteria cząstkowe głównych grup kryteriów uciążliwości M1III(UZN), M2III(UPZ) oraz M3III(UT) o wymiarach odpowiednio  $7 \times 7$ ,  $5 \times 5$  i  $2 \times 2$ , które stanowią kryteria cząstkowe trzech głównych grup kryteriów uciążliwości.

Macierz M1III(UZN) jest oceną subkryteriów ze względu na kryterium (UZN) i dotyczy oceny istotności czynników wpływających na poziom wydobywania ze względu na uciążliwość zagrożeń naturalnych. Macierz ma następującą postać:

	UZN1	UZN2	UZN3	UZN4	UZN5	UZN6	UZN7
UZN1	0,36	3,00	7,00	7,00	2,00	7,00	4,00
UZN2	0,33	0,09	3,00	4,00	0,17	3,00	0,25
UZN3	0,14	0,33	0,05	1,00	0,14	3,00	0,25
UZN4	0,14	0,25	1,00	0,05	0,13	3,00	0,33
UZN5	0,50	6,00	7,00	8,00	0,26	5,00	1,00
UZN6	0,14	0,33	0,33	0,33	0,20	0,03	0,20
UZN7	0,25	4,00	4,00	3,00	1,00	5,00	0,16
$\lambda_{\max} = 7,684$ ; C.R. = 0,08							

gdzie:

- (UZN1) – zagrożenie metanowe,
- (UZN2) – skłonność węgla do samozapalenia,
- (UZN3) – zagrożenie wybuchem pyłu węglowego,
- (UZN4) – zagrożenie wyrzutami gazów i skał,
- (UZN5) – zagrożenie tąpnięciami,
- (UZN6) – zagrożenie wodne,
- (UZN7) – zagrożenie klimatyczne,

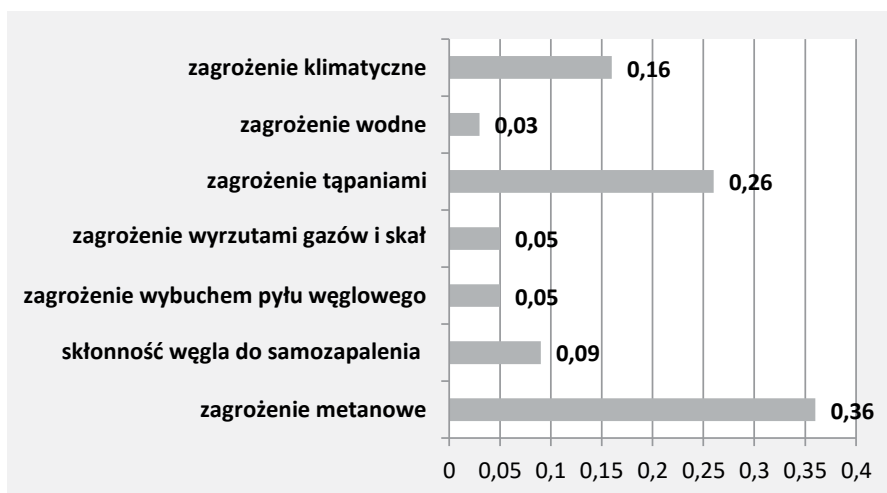
przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,

$\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,

C.R. (*Consistency Ratio*) – współczynnik niezgodności.

W wyniku wyceny grupy ekspertów uzyskano wektor wag o składowych:  $W = [0,36_{UZN1}; 0,09_{UZN2}; 0,05_{UZN3}; 0,05_{UZN4}; 0,26_{UZN5}; 0,03_{UZN6}; 0,16_{UZN7}]^T$ .

W przypadku uciążliwości zagrożeń naturalnych najistotniejszy wpływ na dobowe wydobywanie ze ścian mają zagrożenia metanowe (0,36) oraz zagrożenie tąpnięciami (0,26) (rys. 4.3). W mniejszym stopniu zagrożenie klimatyczne (0,16) i zagrożenia pożarowe (0,09). Natomiast pozostałe zagrożenia: wybuchem pyłu węglowego



Rys. 4.3. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z zagrożeń naturalnych  
Źródło: opracowanie własne

(0,05), wyrzutami gazów i skał (0,05) oraz wodne (0,03) w opinii grupy ekspertów mają najmniejsze znaczenie.

Macierz  $M_{2III}(UPZ)$  jest oceną czynników uciążliwości parametrów złoża (UPZ) na dobowe wydobywanie ze ścian i ma następującą postać:

	UPZ1	UPZ2	UPZ3	UPZ4	UPZ5
UPZ1	0,45	2,00	5,00	4,00	5,00
UPZ2	0,50	0,20	3,00	0,50	4,00
UPZ3	0,20	0,33	0,10	1,00	3,00
UPZ4	0,25	2,00	1,00	0,19	5,00
UPZ5	0,20	0,25	0,33	0,20	0,05
$\lambda_{max} = 5,401$ ; C.R. = 0,09					

gdzie:

((UPZ1) – tektonika,

(UPZ2) – zaburzenia sedymentacyjne,

(UPZ3) – urabialność,

(UPZ4) – warunki stropowe,

(UPZ5) – warunki spągowe,

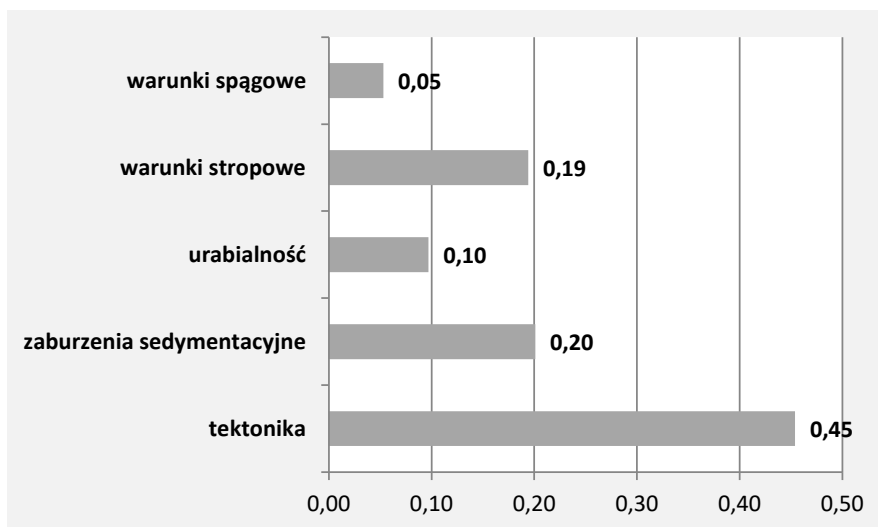
przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,

$\lambda_{max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,

C.R. (Consistency Ratio) – współczynnik niezgodności.

Otrzymano znormalizowany wektor wag o składowych  $W = [0,45_{UPZ1}; 0,20_{UPZ2}; 0,10_{UPZ3}; 0,19_{UPZ4}; 0,05_{UPZ5}]^T$ .

Przeprowadzona wycena wykazała, że ograniczenia wynikające z ryzyka wystąpienia uskoków w zdecydowanie najwyższym stopniu wpływają na ocenę uciążliwości eksploatacji (0,45) (rys. 4.4). Mniejszą wagę eksperci przypisują zaburzeniom sedymentacyjnym (0,20) i warunkom stropowym (0,19).



Rys. 4.4. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z parametrów złoża  
Źródło: opracowanie własne

Ze składowych wektora wynika, że najmniejsza istotność dotycząca oceny uciążliwości eksploatacji związana jest z urabialnością (0,10) i warunkami spągowymi (0,05).

Czynniki występowania zaszłości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany oraz występowania przerostów skały płonnej w profilu ściany zostały ocenione w macierzy  $M_{3III}(UT)$  w kontekście ich wpływu na uciążliwość eksploatacji. Otrzymano wektor wag o składowych:  $W = [0,83_{UT1}; 0,17_{UT2}]^T$ . Macierz  $M_{3III}(UT)$  ma następującą postać:

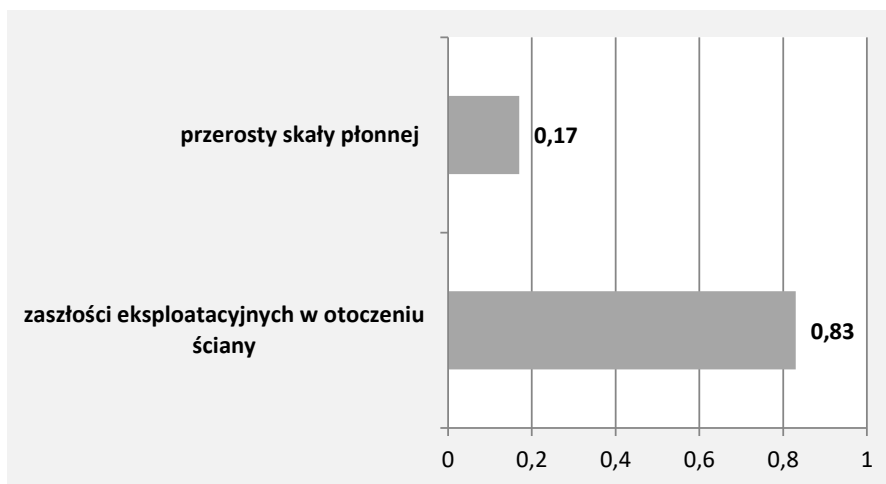
	UT1	UT2
UT1	0,83	5,00
UT2	0,20	0,17
$\lambda_{max} = 2,000; C.R. = 0,00$		

gdzie:

(UT1) – zaszłości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany,

(UT2) – przerosty skały płonnej w profilu ściany,

przekątna macierzy – wartość wektora  $w_i$  – waga kryterium,  
 $\lambda_{\max}$  – maksymalna wartość własna macierzy,  
 C.R. (Consistency Ratio) – współczynnik niezgodności.



Rys. 4.5. Wynik wyceny uciążliwości eksploatacji wynikającej z parametrów technicznych (górnictwa)  
 Źródło: opracowanie własne

W ocenie ekspertów uciążliwość wynikająca z zaszłości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany (0,83) ma zdecydowaną przewagę istotności (a tym samym ogranicza dobowe wydobycie ze ścian) nad występowaniem przerostów skały płonnej w profilu ściany (0,17).

Wyznaczone wagi w każdej z analizowanych macierzy mają znaczenie lokalne. Pomnożone przez wagi odpowiedniego elementu poziomu wyższego nazywane są wagami globalnymi na danym poziomie. Obliczone wagi lokalne i globalne dla poszczególnych czynników i poziomów posłużyły do obliczenia wskaźnika uciążliwości eksploatacji na dobowe wydobycie ze ścian. Interpretacja wskaźnika pokazuje, że im większa jego wartość w porównywanych ścianach eksploatacyjnych, tym większy wpływ warunków geologicznych i górniczych na wielkość wydobycia w ścianach.

## **5. Analiza wrażliwości modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji**

---

---

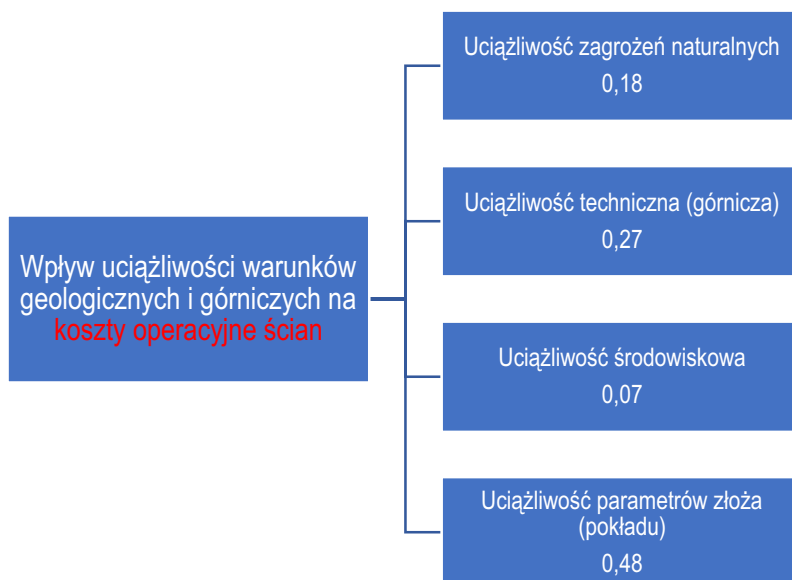
Bardzo istotnym czynnikiem wpływającym na wiarygodność wyceny w metodzie AHP jest wrażliwość wyniku. Przez wrażliwość rozumiemy zakres, w jakim zmiany danych wejściowych mogą zmienić wynik końcowy. Podstawowymi danymi są wagi poszczególnych kryteriów. Jeśli niewielkie zmiany wyceny modelu mogą znacząco 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 ufać, że uzyskany wynik jest konsekwencją danych decyzyjnych celowo wprowadzonych do wyceny modelu. Mówiąc najprościej, można założyć, że czułość można wykorzystać do określenia jakości procedury wyceny modelu.

W celu określenia stabilności modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji przeprowadzono analizę wrażliwości, która powinna odpowiedzieć na pytanie, jak zmienią się wyniki, jeżeli ulegną zmianie dane wejściowe. Analiza może wskazać, jak wrażliwy mógłby być wynik, gdyby struktura preferencji ekspertów wyceniających model była nieco inna.

### **5.1. Analiza wrażliwości modelu na koszty operacyjne ścian**

Zaprezentowane rezultaty analizy są zależne od kryteriów, które zostały uwzględnione w strukturze, oraz ich oceny. Zmiany w hierarchii lub ocenach mogą prowadzić do zmian w wyniku końcowym.

Na rysunku 5.1 przedstawione są cztery główne grupy kryteriów, wraz z powiązanymi z nimi wagami, które zostały wykorzystane w modelu uciążliwości.



Rys. 5.1. Cztery główne grupy kryteriów modelu uciążliwości wraz z wagami  
Źródło: opracowanie własne

### Analiza wrażliwości na parametry geologiczne pokładu

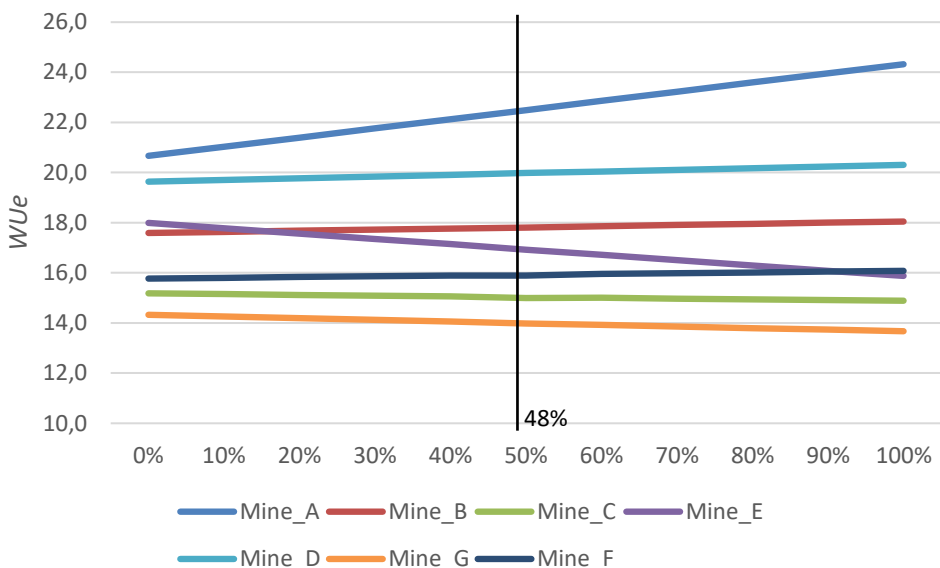
Ekspertci wyceniając model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji na koszty operacyjne ścian, uważali, że najważniejszą grupą kryteriów są parametry geologiczne pokładu i ocenili ją na 48% całkowitego wyniku.

Przeprowadzając analizę wrażliwości zmieniano wagę tego kryterium w krokach co 10%. Wagi pozostałych grup kryteriów zmieniają się, ale proporcjonalnie względem siebie (rys. 5.2).

Wyniki średnich wartości wskaźnika  $WUe$  dla analizowanych kopalń znajdują się na osi pionowej wykresu, a wagi od zera do 100 na osi poziomej (rys. 5.2). Czarna pionowa linia przedstawia wagę podstawową 48% dla tego kryterium. W wycenie ekspertów najwyższą wartość wskaźnika uciążliwości  $WUe$  zanotowano w kopalni Mine\_A, w dalszej kolejności Mine\_D i Mine\_B (rys. 5.2).

Należy zauważyć, że zmniejszenie wagi nie zmienia rankingu kopalń, dopóki waga nie spadnie do około 18%, a nawet wtedy tylko nieznacznie zmienia się kolejność, gdzie kopalnia Mine\_E notuje trzecią wartość wskaźnika  $WUe$ .

Jeżeli bardziej zwiększymy wpływ parametrów geologicznych pokładu, podwyższając jego wagę, kolejność nie zmieni się, dopóki nie osiągniemy wagi około 90%, w którym to momencie kopalnia Mine\_F osiągnie wyższą wartość wskaźnika  $WUe$  niż kopalnia Mine\_E (rys. 5.2).



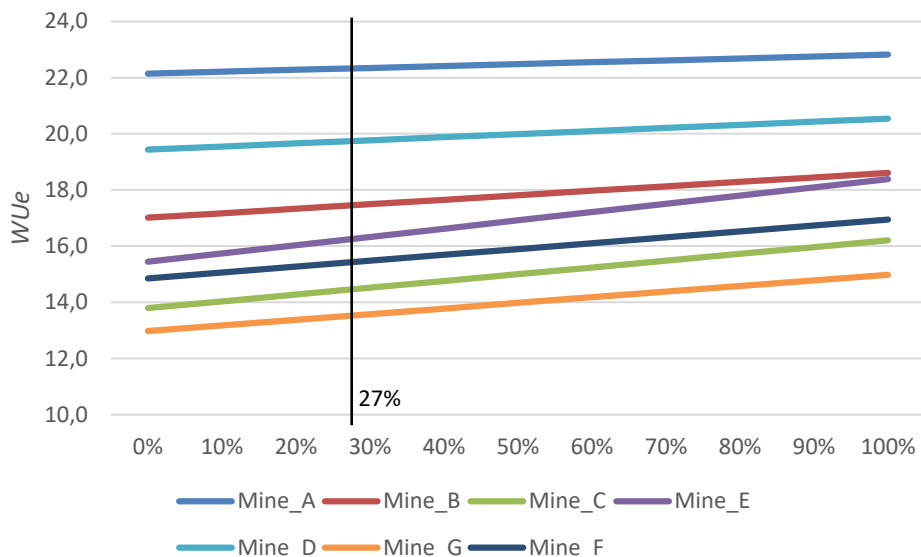
Rys. 5.2. Wykresy analizy wrażliwości dla wagi kryterium parametry geologiczne pokładu  
Źródło: opracowanie własne

### Analiza wrażliwości na parametry techniczne

Dugą grupą kryteriów, którą eksperci uznali za istotną, jest uciążliwość eksploatacji wynikająca z parametrów technicznych i przypisali jej wagę na 27% całkowitego wyniku. Podobnie jak w poprzednim przypadku, przeprowadzono ocenę stabilności modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji na koszty operacyjne ścian ze względu na zmianę wagi tej grupy kryteriów od zera do 100%. Pozostałe wagi trzech grup zmieniają się, ale proporcjonalnie względem siebie. Wyniki w formie graficznej przedstawiono na rysunku 5.3.

Należy zauważyć, że zarówno zmniejszenie wpływu parametrów technicznych, jak ich zwiększanie poprzez zmianę wagi nie zmienia zasadniczo rankingu kopalń. W wycenie ekspertów najwyższą wartość wskaźnika uciążliwości  $WUe$  zanotowano w kopalni Mine\_A, w dalszej kolejności Mine\_D i Mine\_B.

Powyższa analiza wykazała prawidłowość wyceny ekspertów, a oszacowany poziom wskaźnika  $WUe$  jest prawidłowy. Oznacza to, że analizowany model jest stosunkowo niewrażliwy na zmiany znaczenia dwóch najważniejszych grup kryteriów, które łącznie stanowią 75% całkowitego wyniku.



Rys. 5.3. Wykresy analizy wrażliwości dla wagi kryterium parametry techniczne  
Źródło: opracowanie własne

## 5.2. Analiza wrażliwości modelu na dobowe wydobywanie ze ścian

Podobnie jak w przypadku oceny stabilności modelu uciążliwości na koszty operacyjne ścian, przeprowadzona została analiza wrażliwości dla modelu wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian.

Na rysunku 5.4 przedstawione są trzy główne grupy kryteriów, wraz z powiązaniem z nimi wagami, które zostały wykorzystane w modelu uciążliwości.

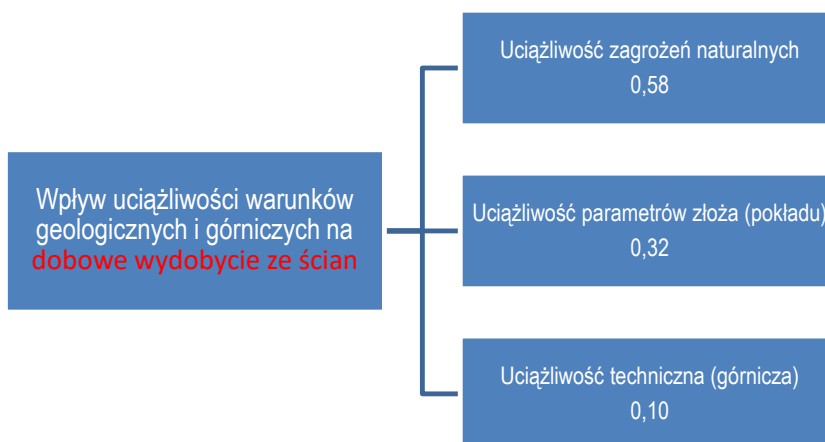
### Analiza wrażliwości na zagrożenia naturalne

Ekspertzy wyceniając model wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji na dobowe wydobywanie ze ścian, uznali, że najważniejszą grupą kryteriów są zagrożenia naturalne i ocenili ją na 58% całkowitego wyniku.

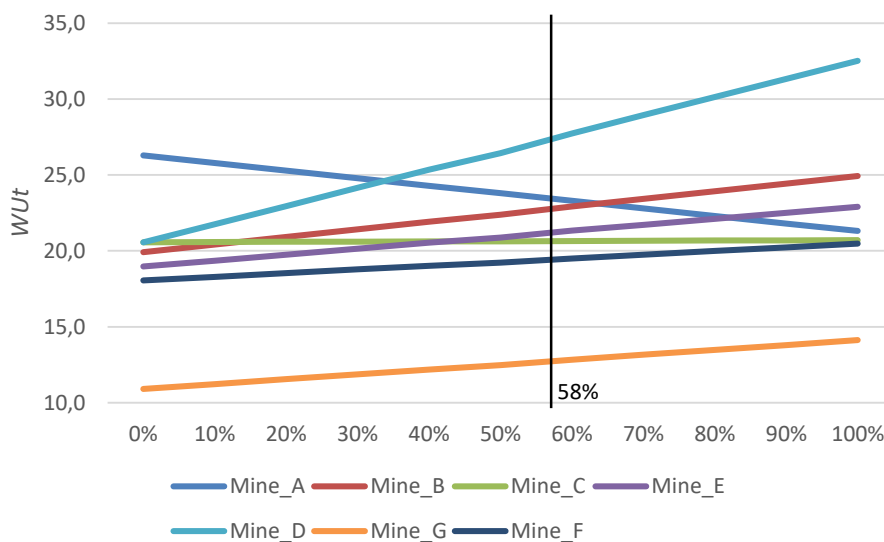
Przeprowadzając analizę wrażliwości, zmieniano wagę tego kryterium co 10%. Wagi pozostałych grup kryteriów zmieniają się, ale proporcjonalnie względem siebie.

Wyniki średnich wartości wskaźnika  $WU_t$  dla analizowanych kopalń znajdują się na osi pionowej wykresu, a wagi od zera do 100 na osi poziomej (rys. 5.5). Czarna pionowa linia przedstawia wagę podstawową 58% dla tego kryterium. W wycenie ekspertów najwyższą wartość wskaźnika uciążliwości  $WU_t$  zanotowano w kopalni Mine\_D, w dalszej kolejności Mine\_A i Mine\_B.





Rys. 5.4. Trzy główne grupy kryteriów modelu uciążliwości wraz z wagami  
Źródło: opracowanie własne



Rys. 5.5. Wykresy analizy wrażliwości dla wagi kryterium zagrożenia naturalne  
Źródło: opracowanie własne

Należy zauważyć, że zmniejszenie wagi nie zmienia rankingu kopalń, dopóki waga nie spadnie do około 40%, a nawet wtedy tylko nieznacznie zmienia kolejność, gdzie kopalnia Mine\_C notuje czwartą wartość wskaźnika *WUt*. Zmniejszenie wagi zagrożeń naturalnych do około 35% powoduje, że kopalnia Mine\_A notuje najwyższą wagę wskaźnika *WUt* (rys. 5.5).

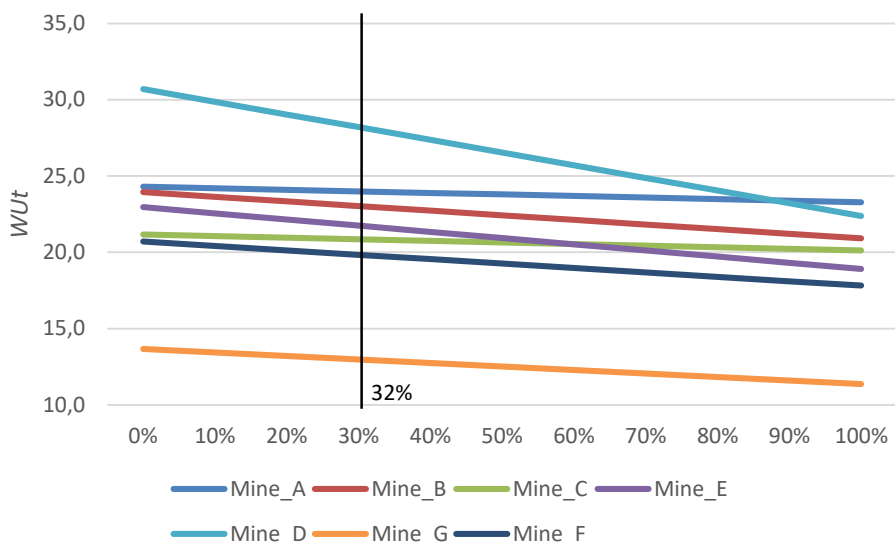
Jeżeli bardziej zwiększymy wpływ uciążliwości wynikającej z zagrożeń naturalnych, podwyższając wagę tej grupy kryteriów, kolejność zmieni się, kiedy osiągniemy wagę około 65%. Na tym poziomie wyceny kopalnia Mine\_B osiągnie wyższą wartość wskaźnika *WUt* niż kopalnia Mine\_A.

Należy zauważyć, że wszystkie kopalnie poza kopalnią Mine\_A są bardzo wrażliwe na oddziaływanie zagrożeń naturalnych na wielkość wydobycia ze ścian. W przypadku kopalni Mine\_A wzrost wagi zagrożeń naturalnych zmniejsza wartości wskaźnika *WUt*, a to oznacza, że na uciążliwość większy wpływ wywierają inne czynniki, w tym kryteria wynikające z parametrów geologicznych złoża.

Oczywiście kopalnie, w których notuje się wyższe kategorie zagrożeń naturalnych, są bardziej wrażliwe na zmiany tej grupy uciążliwości. Największy wpływ obserwuje się w kopalni Mine\_D, o czym świadczy nachylenie linii trendu wzrostu wskaźnika *WUt* wraz ze wzrostem wagi tej grupy kryteriów.

### Analiza wrażliwości na parametry geologiczne pokładu

Drugą grupą kryteriów, którą eksperci uznali za istotną jest uciążliwość eksploatacji wynikająca z parametrów geologicznych pokładu i przypisali jej wagę 32% całkowitego wyniku. Podobnie jak w poprzednim przypadku przeprowadzono ocenę stabilności modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji na zdolności produkcyjne ścian ze względu na zmianę wagi tej grupy kryteriów od zera do 100%. Pozostałe wagi dwóch grup zmieniają się, ale proporcjonalnie względem siebie. Wyniki w formie graficznej przedstawiono na rysunku 5.6.



Rys. 5.6. Wykresy analizy wrażliwości dla wagi kryterium parametry geologiczne pokładu

Źródło: opracowanie własne

Należy zauważyć, że zmniejszenie wpływu uciążliwości wynikającej z parametrów geologicznych pokładu, poprzez zmianę wagi nie zmienia rankingu kopalń. W wycenie ekspertów najwyższą wartość wskaźnika uciążliwości *WUt* zanotowano w kopalni Mine\_D, w dalszej kolejności Mine\_A i Mine\_B.

Jeżeli bardziej zwiększymy wpływ uciążliwości wynikającej z parametrów geologicznych pokładu, podwyższając wagę tej grupy kryteriów, kolejność zmieni się, kiedy osiągniemy wagę około 60%. Na tym poziomie wyceny kopalnia Mine\_C osiągnie wyższą wartość wskaźnika *WUt* niż kopalnia Mine\_E.

W kopalni Mine\_D wraz ze wzrostem wagi tej grupy kryteriów wyraźnie zmniejsza się wartość wskaźnika *WUt*. Oznacza to wyraźny wpływ innej grupy kryteriów uciążliwości, przede wszystkim zagrożeń naturalnych, na ograniczenia wydobywcze ścian.

Powyższa analiza wykazała prawidłowość wyceny ekspertów, a oszacowany poziom wskaźnika *WUt* jest prawidłowy. Oznacza to, że analizowany model jest stosunkowo niewrażliwy na zmiany znaczenia dwóch najważniejszych grup kryteriów, które łącznie stanowią 90% całkowitego wyniku.



## **6. Wskaźnik wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w ścianach**

---

Celem tej części pracy jest zbudowanie agregatowych wskaźników, które w sposób syntetyczny zmierzą wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w poszczególnych ścianach. Do konstrukcji wskaźników uciążliwości posłużyły wyniki wyceny modeli uciążliwości przez grupę ekspertów. Podjęto próbę porównania zmian uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030. Opracowane wskaźniki pozwolą na liniowe uporządkowanie ścian eksploatacyjnych według poziomu uciążliwości oraz ocenią dynamikę zmian uciążliwości w analizowanych kopalniach. W konsekwencji powinny być wykorzystane jako element podejmowania decyzji o kolejności i czasie eksploatacji poszczególnych ścian, a także o podjęciu określonych czynności w celu zmniejszenia bądź zminimalizowania ograniczeń w ścianach o wysokich wartościach wskaźników, w których mogą pojawić się ograniczenia w procesie wydobywania.

Na potrzeby oceny uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji został wykorzystany miernik oparty na konstrukcji formuły agregatywnej, który powstał według metodologii powszechnie stosowanej w statystycznej wielowymiarowej analizie porównawczej. Proces redukcji oryginalnej wielowymiarowej przestrzeni klasyfikacji do jednego wymiaru na ogół przebiega w pięciu etapach (Sobczyk 2009; Sokołowski 1982, 1992).

### **Etap I. Wybór cech statystycznych**

Do konstrukcji wskaźnika uciążliwości eksploatacji zostały wykorzystane wszystkie cechy, które zastosowano do budowy struktury hierarchicznej uciążliwości warunków geologicznych i górniczych eksploatacji.

### **Etap II. Określenie charakteru cech**

W zagadnieniach porządkowania cechy statystyczne mogą mieć charakter stymulant, destymulant lub nominant. Stymulanty to takie cechy, których duże wartości

są pożądane (zwiększają ocenę) z punktu widzenia kryterium ogólnego, czyli uciążliwości eksploatacji. Działa tu zasada „im więcej, tym lepiej”. Przykładem takiej cechy są zagrożenia naturalne; wyższy stopień zagrożeń zwiększa uciążliwość eksploatacji. Destymulanty to takie cechy, których duże wartości są niepożądane. Mamy więc tu postulat „im mniej, tym lepiej”. Przykładem mogą tu być warunki stropowe i spągowe otaczającego górotworu; mniejsza wytrzymałość górotworu zwiększa uciążliwość eksploatacji. Nominanty to takie cechy, które posiadają pewien optymalny poziom i odejście od niego (zarówno w stronę ujemną, jak i dodatnią) jest niekorzystne. W prezentowanym zagadnieniu nie ma takich cech.

### **Etap III. Doprowadzenie cech do porównywalności i zapewnienie tzw. jednolitości preferencji**

Cechy statystyczne wykorzystywane przy konstrukcji wskaźników agregatowych są na ogół mianowane. Tych mian trzeba się pozbyć, tak aby można przekształcone wartości cech dodawać do siebie. Na ogół stosuje się trzy sposoby doprowadzania cech do porównywalności:

- standaryzacja;
- unitaryzacja;
- przekształcenia ilorazowe.

W wielu pracach metodycznych dyskutuje się warianty przekształcania oraz wady i zalety tych podejść (Grabiński i in. 1989; Grabiński 1992; Zając 1992). W prezentowanej analizie wybrano metodę unitaryzacji, dzięki której zarówno przekształcone wartości cech, jak i wartości wskaźnika agregatowego przyjmują wartości z przedziału 0–1 lub przy prostej modyfikacji 0–100. Punkty odniesienia i wartości wskaźnika są zrozumiałe i łatwe do interpretacji. Przy danych obejmujących kilka lat warto stosować unitaryzację globalną. Jako punkty odniesienia wybiera się zaokrąglone najlepsze i najgorsze wartości cech z całego analizowanego okresu. Strategia unitaryzacji globalnej powoduje, że uzyskane wskaźniki agregatowe mogą być porównywane również w czasie.

Do przekształceń stosuje się dwa wzory. Odmienny wzór dla destymulant powoduje przekształcenie ich w stymulanty. Wzór unitaryzacyjny dla stymulant jest następujący:

$$Z_{ijt} = \frac{x_{ijt} - \min\{x_{ijt}\}}{\max\{x_{ijt}\} - \min\{x_{ijt}\}}$$

Wzór unitaryzacyjny dla destymulant jest następujący:

$$Z_{ijt} = \frac{\max\{x_{ijt}\} - x_{ijt}}{\max\{x_{ijt}\} - \min\{x_{ijt}\}}$$

W powyższych wzorach przyjęto następujące oznaczenia:

- $i$  – numer obiektu (ściany);
- $j$  – numer cechy statystycznej (kryterium);
- $t$  – zmienna czasowa (rok);
- $x_{ijt}$  – wartość  $j$ -tej cechy, w  $i$ -tej ścianie, w roku  $t$ ;
- $\min\{x_{ij}\}$  – wartość minimalna (dolny punkt odniesienia);
- $\max\{x_{ij}\}$  – wartość maksymalna (górnny punkt odniesienia);
- $Z_{ijt}$  – wartości przekształcone.

#### **Etap IV. Rozstrzygnięcie problemu ważenia cech**

Ważnym zagadnieniem przy konstruowaniu wskaźników agregatowych jest aspekt ważenia cech. W przypadku prezentowanej analizy problem ważenia cech został rozstrzygnięty przy zastosowaniu metody AHP, w części poświęconej budowaniu modelu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych eksploatacji. W konstrukcji wskaźnika wykorzystano obliczone tą metodą wagi (priorytety) dla poszczególnych cech (kryteriów).

#### **Etap V. Wybór formuły agregacji**

Miara agregatowa powstaje z połączenia w jednej formule przyjętych zasad normalizacji, ważenia i agregacji zmiennych. Formuły agregacji dzieli się zazwyczaj na dwie grupy: wzorcowe i bezwzorcowe. Metody bezwzorcowe sprowadzają się do uśredniania znormalizowanych wartości zmiennych z uwzględnieniem przyjętych współczynników wagowych. Stosuje się tu formuły agregacji odpowiadające trzem średnim: arytmetycznej, geometrycznej i harmonicznej. Istota metod wzorcowych polega na wyznaczaniu odległości poszczególnych obiektów od pewnego obiektu modelowego. Obiekty traktowane są jako zbiór punktów w wielowymiarowej przestrzeni znormalizowanych zmiennych. W trakcie określania dystansów można uwzględniać wagi zmiennych. W zależności od sposobu określania obiektu modelowego mamy metody „wzorca” lub „antyzorca” rozwoju (Sokołowski 1982, 1992). W zakresie metod wzorcowych wykorzystuje się różne miary odległości, najczęściej odległość euklidesową lub odległość miejską. Przy definiowaniu współrzędnych obiektu odniesienia należy pamiętać, które zmienne mają charakter stymulant, a które destymulant.

Najprostszą formułą agregacji przekształconych indywidualnych wartości cech jest ich sumowanie lub liczenie średniej arytmetycznej ze zmiennych diagnostycznych, które doprowadzono do porównywalności poprzez unitaryzację oraz wyrażenie tej średniej w skali punktowej.

Bardziej czytelny od wskaźnika w skali od zera do jednego jest wskaźnik syntetyczny wyrażony w skali od zera do 100. W związku z powyższym ostateczny wzór na wskaźnik agregatowy przybiera postać:

$$W_{it} = \frac{100}{m} \sum_{j=1}^m a_j \cdot z_{ijt}$$

gdzie:

- $W_{it}$  – wartość wskaźnika,
- $j$  – numer cechy statystycznej,
- $m$  – liczba cech statystycznych,
- $a_j$  – waga  $j$ -tej cechy statystycznej,
- $z_{ijt}$  – wartości cech po unitaryzacji.

Rezultatem przeprowadzonego postępowania jest liniowe uporządkowanie ścian eksploatacyjnych według wzrastającego poziomu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych prowadzenia eksploatacji (ustalenie rankingu ścian), a w konsekwencji opracowanie map uciążliwości dla eksploatowanych pokładów w poszczególnych kopalniach.

### 6.1. Trzystopniowa skala uciążliwości

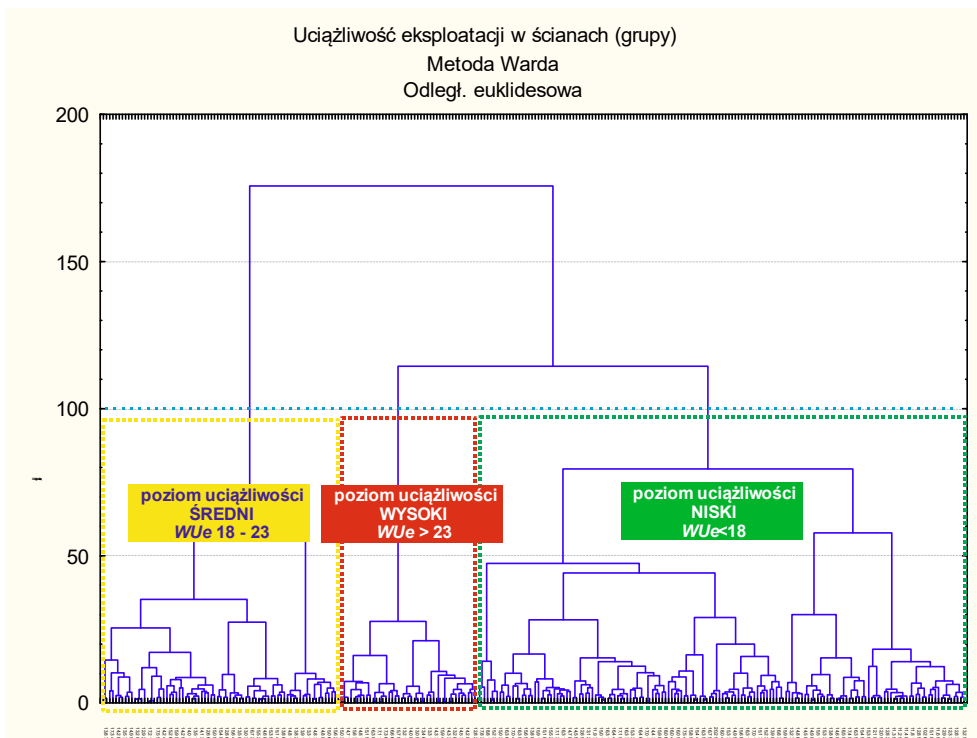
W celu wizualizacji poziomu i możliwości prezentacji wyników uciążliwości eksploatacji, np. na mapach pokładowych, wprowadzono trzystopniową skalę uciążliwości. Skalę opracowano na podstawie danych ze ścian eksploatowanych w latach 2010–2019. W tym celu wykorzystano obliczone metodą AHP wagi (priorytety) dla poszczególnych cech charakteryzujących uciążliwość eksploatacji, zarówno na poziomie kosztów procesu eksploatacji w ścianach, jak i na dobowe wydobywanie ze ścian.

Dla określenia progów uciążliwości wykorzystano hierarchiczną metodę aglomeracyjną – metodę Warda. W metodzie tej brana jest pod uwagę zmienność wewnątrzgrupowa. Odległość między grupami jest definiowana jako moduł różnicy między sumami kwadratów odległości punktów od środków grup, do których te punkty należą. Metoda ta ma skłonność do tworzenia równomiernego drzewka połączeń, a przy jego podziale powstają grupy o podobnej liczbie obiektów, bez podgrup zawierających pojedyncze obiekty izolowane (Sokołowski 1992). Stosując metody aglomeracyjne do podziału badanego zbioru obiektów na podgrupy bardziej jednorodne, należy na pewnym etapie przerwać proces łączenia, a aktualny uznać za ostateczny. W niniejszej analizie podział wynikowy wyznaczono w momencie, kiedy pojawia się pierwszy wyraźny przyrost odległości aglomeracyjnej na wykresie przebiegu grupowania. Moment ten wskazuje, że w poprzednim kroku uzyskano podział, który powinno się uznać za wynikowy.

Stosując powyższą metodykę, dokonano grupowania ścian eksploatowanych w analizowanych kopalniach w latach 2010–2019. Dzięki temu ściany zostały zróż-



nicowane i pogrupowane w zespoły o zbliżonych wartościach uciążliwości (rys. 6.1). Analiza taksonomiczna umożliwiła podział wszystkich analizowanych ścian na trzy grupy o zbliżonym poziomie uciążliwości, tym samym umożliwiła określenie progów wskaźnika uciążliwości warunków geologicznych i górniczych prowadzenia eksploatacji. Grupa pierwsza, o najniższym poziomie uciążliwości, charakteryzuje się tym, że w większości ścian wartość wskaźnika uciążliwości była poniżej 18. W grupie drugiej, o średnim poziomie uciążliwości, wartość wskaźnika uciążliwości zawierała się w przedziale 18–23. Grupa trzecia, o najwyższym poziomie uciążliwości, to ściany, w których wartość wskaźnika uciążliwości przekracza poziom 23.



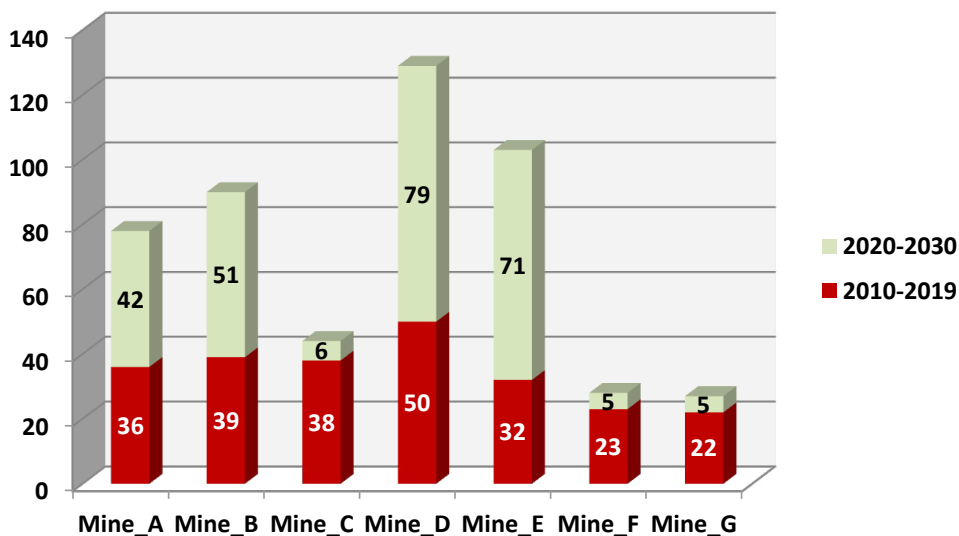
Rys. 6.1. Wynik grupowania ścian ze względu na uciążliwość prowadzenia eksploatacji  
Źródło: opracowanie własne

Wydzielenie trzech grup uciążliwości na bazie historycznych warunków eksploatacji pozwoliło na określenie poziomu uciążliwości w każdej z analizowanych ścian wydobywczych przewidzianych do eksploatacji w latach 2020–2030.



## 7. Wyniki analizy wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji ścian

W badaniach dotyczących określenia wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w wybranych kopalniach węgla kamiennego łącznie przeanalizowano 499 ścian, w tym 240 ścian, które były eksploatowane w latach 2010–2019 oraz 259, których wydobywanie przewidziano na lata 2020–2030 (rys. 7.1).



Rys. 7.1. Liczba ścian poddana analizie w 7 wybranych kopalniach  
Źródło: opracowanie własne

Źródłem informacji wykorzystanych w prezentowanej analizie jest zestaw danych historycznych, dotyczących parametrów geologicznych, górniczych, technicz-

nych i ekonomicznych ścian eksploatowanych w latach 2010–2019, pochodzący z hierarchicznego modelu uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji ścian, opracowanego w toku realizacji prac badawczych. W modelu określono wpływ czynników geologicznych i górniczych, wybranych we współpracy z kadrą inżynieryjno-techniczną kopalń, na poziom kosztów procesu eksploatacji w ścianach oraz na dobowe wydobywanie ze ścian, tak aby opisywały kompleksowo problematykę uciążliwości eksploatacji.

W analizie uwzględniono, oprócz wartości zagregowanych wskaźników uciążliwości eksploatacji ścian *WUe* i *WUt*, również inne zmienne. Zestawienie wszystkich kryteriów, które zostały wykorzystane w ocenie poziomu uciążliwości wraz z zakresem ich zmienności, zaprezentowano w tabeli 7.1.

Szczegółowa analiza prezentowana w niniejszej pracy dotycząca siedmiu wybranych kopalń pozwoliła określić zmienność warunków geologicznych i górniczych projektowanych ścian w analizowanych kopalniach do roku 2030.

Średnia głębokość eksploatacji w tych kopalniach konsekwentnie się zwiększa. O ile w roku 2010 wynosiła 823 m, to prognozowana głębokość w roku 2030 zwiększy się do 1032 m. Oznacza to, że rokrocznie średnia głębokość prowadzonych robót górniczych w tych kopalniach będzie się zwiększała o 11 m (rys. 7.2).

Konsekwencją wzrostu głębokości będzie wzrost temperatury pierwotnej górotworu. W najbliższej przyszłości należy się liczyć z dalszym pogarszaniem się warunków klimatycznych w kopalniach węgla kamiennego w wyniku zwiększenia koncentracji wydobywania oraz schodzenia z eksploatacją na głębsze poziomy. W analizowanych siedmiu wybranych kopalniach prognozuje się wzrost temperatury pierwotnej górotworu z 38,4°C w 2010 do 44°C w roku 2030 (rys. 7.3).

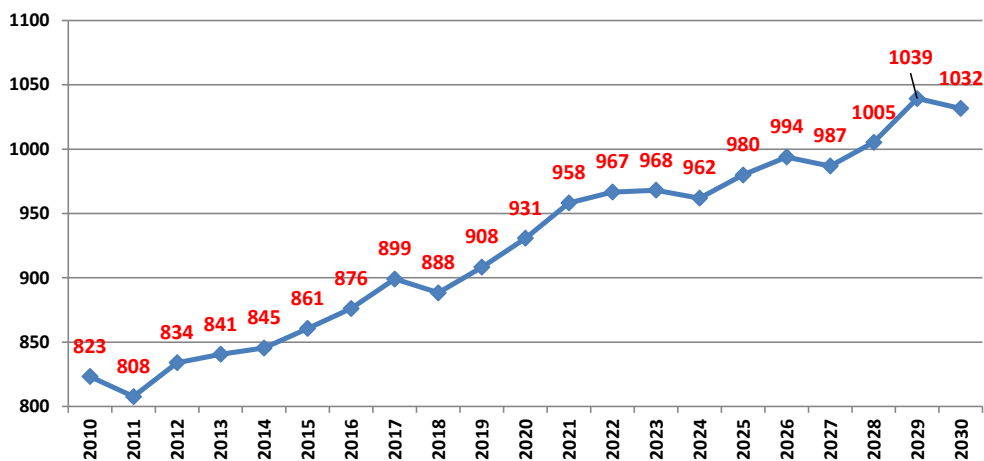
Wraz z głębokością notowany jest wzrost wytrzymałości skał otaczających pokłady, co wynika m.in. z kompaktacji materiału skalnego pod wpływem ciśnienia grawitacyjnego (Goszczyński 1999). Wysokie wartości składowych stanu naprężenia w pokładach i skałach otaczających (tzw. strefy koncentracji naprężeń), zwłaszcza w warstwach charakteryzujących się dużymi wytrzymałościami na ściskanie i/lub zginanie, są jedną z przyczyn występowania zagrożenia sejsmicznego i tąpnięciami (Kidybiński 1982). Zilustrowane na rysunku 7.4 średnie zmiany zagrożenia tąpnięciami, według przyjętej skali 0 – pokłady niezagrożone, 0,1 – I stopień, 0,3 – II stopień i 0,7 – III stopień zagrożenia tąpnięciami, pokazują, że uciążliwość wynikająca z zagrożeń tąpnięciami po roku 2017 ma trwały trend wzrostowy.

Ogólna metanonośność pokładów zależna jest od głębokości oraz ujawnianie się na znacznych głębokościach swobodnego metanu pod dużym ciśnieniem powodują wzrost zagrożenia metanowego (w aspekcie potencjalnej wybuchowości) oraz wyrzutowego (w kontekście wyrzutu gazów i skał). Na wielkość zagrożenia wyrzutami gazów i skał niekorzystnie wpływa również rejestrowany wraz z głębokością spadek wytrzymałości większości węgli w pokładach, a także mniejsza szczelność struktury węgla/skał, która przy jednoczesnym obniżeniu ich przepusz-

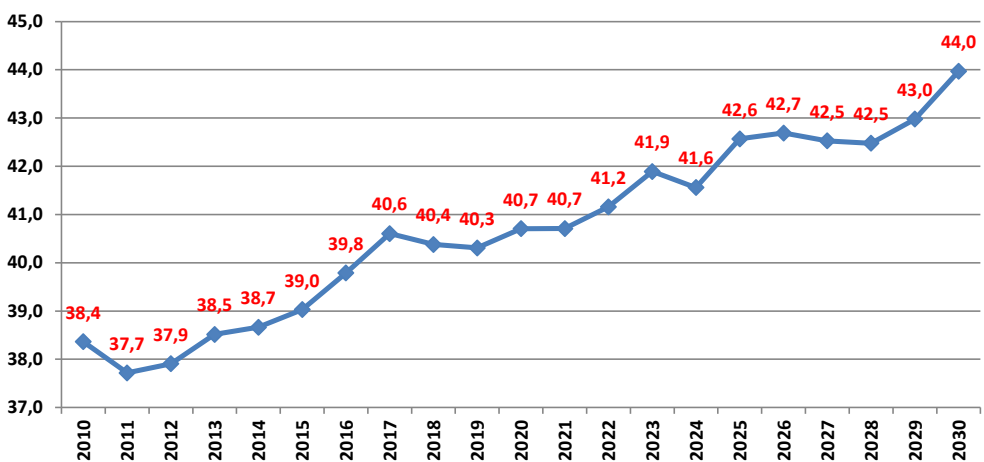
Tabela 7.1. Zakres i charakterystyka danych określających poziom uciążliwości eksploatacji w analizowanych ścianach

Kategoria	Czynnik	Jednostka	Zakres zmienności
(Uzn) Uciążliwość zagrożeń naturalnych	zagrożenie metanowe	kategoria	0–IV
	metanonośność	m <sup>3</sup> /Mg csw	0,061–13,121
	skłonność węgla do samozapalenia	grupa	I–IV
	zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	klasa	B
	zagrożenie wyrzutami gazów i skał	kategoria	0–III
	zagrożenie tąpnięciami	stopnie	0–II
	zagrożenie wodne	stopnie	0–II
	zagrożenie klimatyczne	°C	29–49
(Upz) Uciążliwość parametrów złoża (pokładu)	wskaźnik zuskokowania	m/m <sup>2</sup> pow. ściany	0–0,011
	zaburzenia sedymentacyjne	skala od 1 do 5 (1 – brak, 5 – b. duży)	1–5
	urabialność	klasa	0–VI
	warunki stropowe	klasa	I–VI
	warunki spągowe	klasa	I–III
(Ut) Uciążliwość techniczna (górnicza)	długość odstawy i transportu	m	770–9090
	czas dojścia/dojazdu załogi do ściany	minuty	20–110
	odległość od szybu wdechowego lub wydechowego	m	825–5092
	długość ściany	m	70,6–253
	wybieg ściany	m	223–2198
	wysokość ściany	m	1,07–4,225
	nachylenie poprzeczne	stopnie	0–12
	nachylenie podłużne	stopnie	0–24
	występowanie zasłóści eksploatacyjnych w otoczeniu ściany	skala od 1 do 5 (1 – b. mały, 5 – b. duży)	1–5
(Uś) Uciążliwość środowiskowa	ilość skały płonnej w urobku	%	25,0–62,0
	wpływ na powierzchnię (osiadanie)	mm	128–2750

Źródło: opracowanie własne.



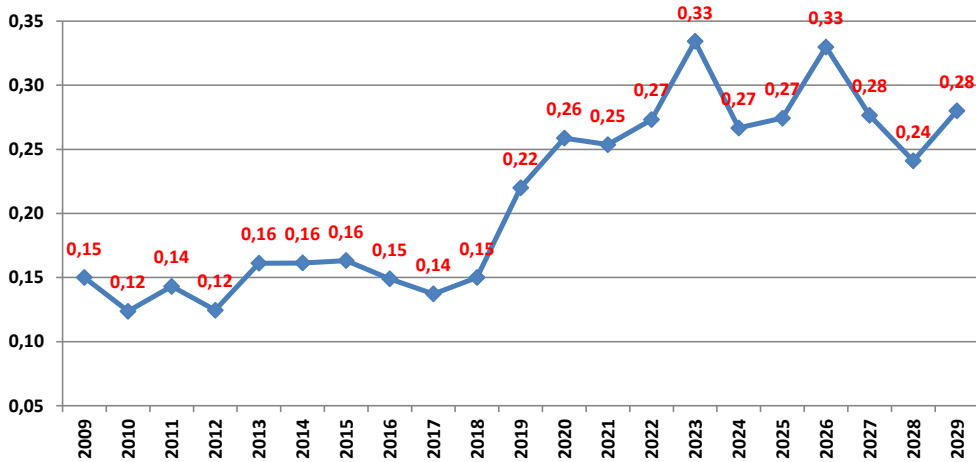
Rys. 7.2. Zmiana średniej głębokości eksploatacji w analizowanych kopalniach [m] w latach 2010–2030  
Źródło: opracowanie własne



Rys. 7.3. Zmiana średniej temperatury pierwotnej górotworu w analizowanych kopalniach [°C] w latach 2010–2030  
Źródło: opracowanie własne

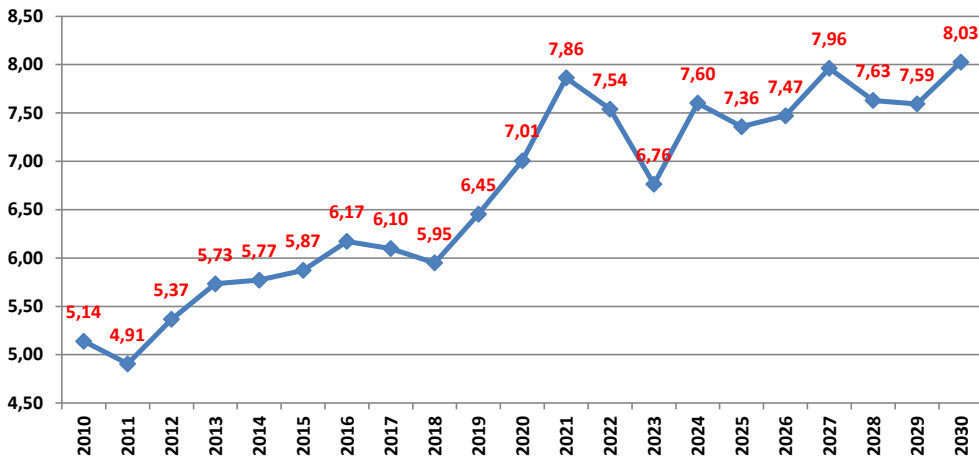
czalności względem gazu sprzyja występowaniu znacznych ilości metanu w stanie wolnym (Konopko red., 2013).

Zagrożenie metanowe, które w ostatnich latach wyraźnie wzrasta w analizowanych kopalniach, będzie wykazywało tę tendencję w kolejnych latach ich działalności (rys. 7.5). Średnia metanonośność pokładów węgla zwiększy się w roku 2030 o 56% w stosunku do roku 2010.



Rys. 7.4. Średnie zagrożenie tapaniami w analizowanych kopalniach [0 – pokłady niezagrożone, 0,1 I stopień, 0,3 – II stopień i 0,7 III stopień zagrożenia tapaniami]

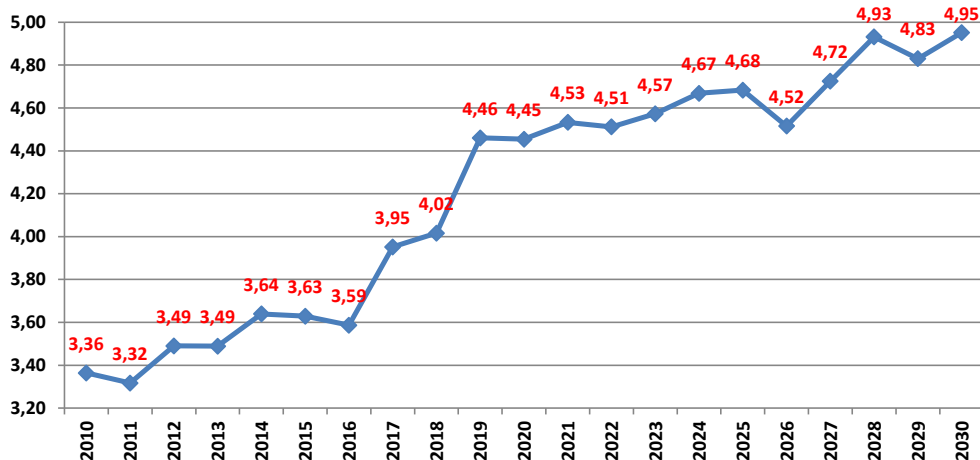
Źródło: opracowanie własne



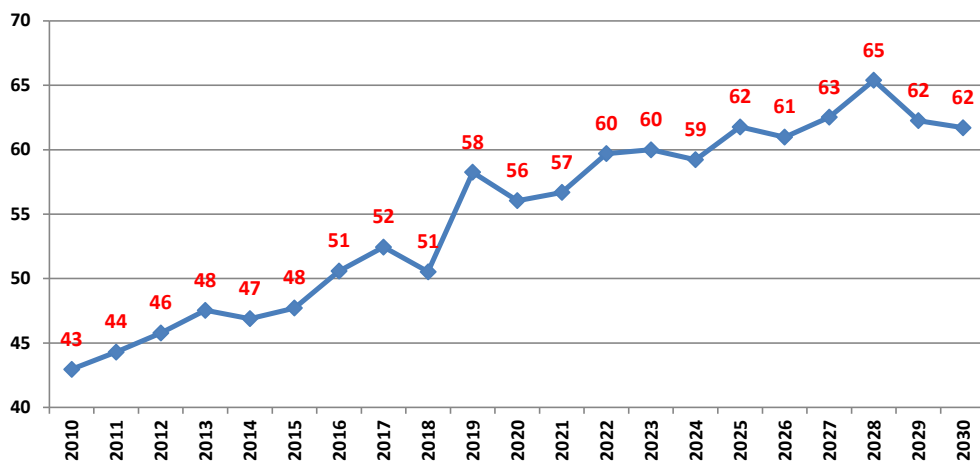
Rys. 7.5. Średnia metanonośność pokładów węgla w analizowanych kopalniach [m<sup>3</sup>/Mg<sub>cswl</sub>]

Źródło: opracowanie własne

Analiza dotycząca wybranych kopalń pokazała, że projektowanie eksploatacji w kolejnych latach będzie powodować coraz dalszą lokalizację pól ścianowych od szybów. Ma to niebagatelny wpływ na koszty eksploatacji w tych kopalniach. Dotyczy to przede wszystkim długości odstawy urobku (rys. 7.6), a także czasu dojścia załogi do ściany (rys. 7.7). W latach 2010–2030 średnia długość odstawy, jak i czas dojścia/dojazdu załogi do ściany zwiększą się o ponad 30%.



Rys. 7.6. Średnia długość odstawy urobku w analizowanych kopalniach [km]  
Źródło: opracowanie własne

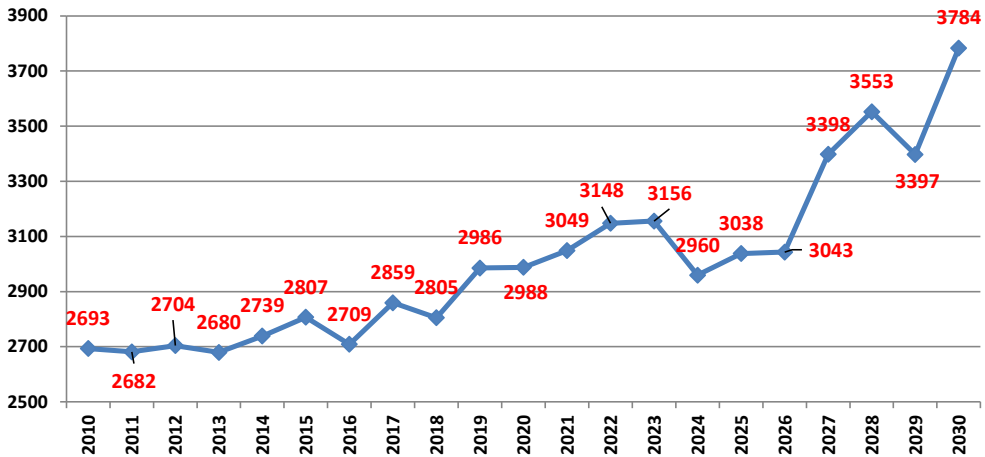


Rys. 7.7. Średni czas dojścia/dojazdu załogi do ściany w analizowanych kopalniach [min]  
Źródło: opracowanie własne

Odległość od szybu wdechowego lub wydechowego ma wpływ na dwa główne aspekty związane z organizacją pracy. Po pierwsze wentylacja wyrobiska ścianowego: świeże powietrze pokonuje krótszą trasę o mniejszych oporach i w sposób bardziej efektywny przewietrza ścianę. Jest to szczególnie ważny aspekt przy występowaniu zagrożenia metanowego. Po drugie klimatyzacja wyrobiska, w przypadku wysokiej temperatury pierwotnej górotworu: powietrze przy krótszej odległości od szybu wdechowego (gdzie coraz częściej montuje się systemy klimatyzacji central-



nej) nie nagrzewa się, co oddziałuje na lepszy komfort pracy załogi oraz ogranicza możliwość wystąpienia skróconego czasu pracy, który jeszcze bardziej obniża efektywny czas pracy. Średnia odległość od szybu wdechowego (główny prąd) zwiększy się od roku 2010 z 2693 m do 3784 m w roku 2030 (rys. 7.8).

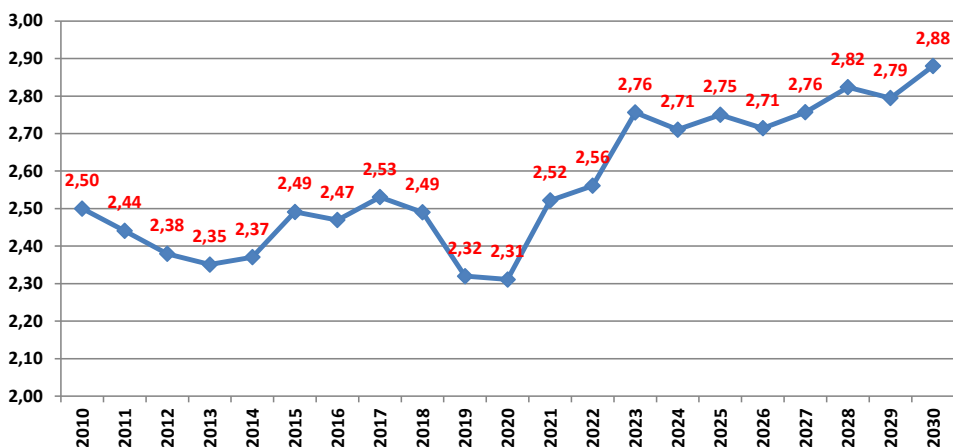


Rys. 7.8. Średnia odległość od szybu wdechowego (główny prąd) w analizowanych kopalniach [m]  
Źródło: opracowanie własne

Istotnym problemem kopalń węgla kamiennego (ze szczególnym uwzględnieniem tych, które w znacznej mierze szcerpały już swoje zasoby) jest konieczność prowadzenia eksploatacji w nieregularnych partiach resztkowych. Zwykle są to zasoby usytuowane w filarach ochronnych i oporowych likwidowanych szybów oraz wyrobisk kapitalnych (czasami obiektów powierzchniowych), w tym także części pokładów pozostawionych w wyniku decyzji o zaniechaniu (czasowym, zupełnym) eksploatacji. Konieczność prowadzenia robót górniczych w obszarach resztkowych charakteryzuje się wpływem krawędzi/resztek pokładów sąsiednich na bieżącą eksploatację. Przekłada się to na zwiększenie zagrożenia tąpnięciami i wyrzutami, głównie z uwagi na lokalną koncentrację naprężeń, natomiast możliwości występowania stref spękań w obrębie calizn węglowych, a w związku z tym przenikania i migracji powietrza w ośrodku szczelinowatym, przyczyniają się do wzrostu zagrożenia pożarowego (Zorychta, Burtan 2008).

Do kwantyfikacji oddziaływania zaszłości eksploatacyjnych na proces wydobycia w analizowanych kopalniach przyjęto pięciostopniową skalę werbalną (1 – b. mały, 5 – b. duży).

Zmianę oceny uciążliwości zaszłości eksploatacyjnych przedstawiono na rysunku 7.9. Zauważalny jest wyraźny trend wzrostowy od roku 2020, a najwyższą wartość wpływu zaszłości prognozuje się w roku 2030 (2,88).



Rys. 7.9. Średnia ocena wpływu zaszułości eksploatacyjnych  
Źródło: opracowanie własne

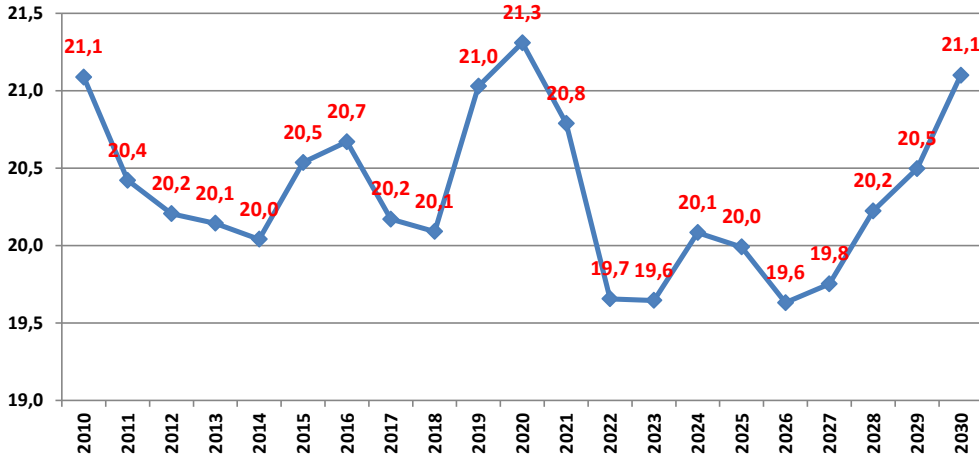
Uwzględniając wybrane czynniki naturalne i techniczne, które łącznie stanowią o możliwości i sposobie, a także o ograniczeniach prowadzenia eksploatacji, przeanalizowano uśrednioną uciążliwość warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji w analizowanych kopalniach.

Wskaźnik uciążliwości  $WUe$ , którego założenia metodyczne przedstawiono w rozdziale 6, uwzględnia wpływ zagrożeń naturalnych, parametrów geologicznych złoża oraz uciążliwości wynikającej z parametrów technicznych i środowiskowych na koszty operacyjne wydobywania w ścianach.

Zmianę średnich wartości wskaźnika uciążliwości  $WUe$  dla analizowanych ścian w latach 2010–2030 zilustrowano na rysunku 7.10.

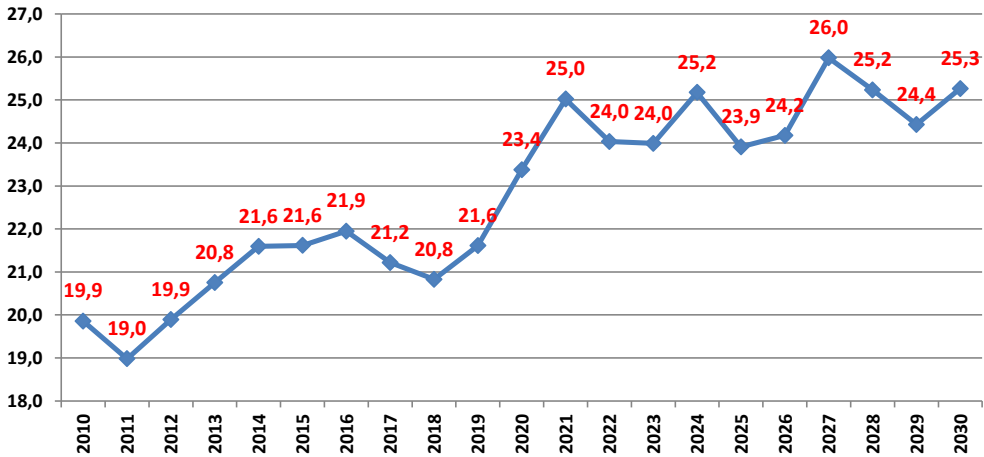
Analiza trendu wskaźnika  $WUe$  pokazuje jego bardzo dużą zmienność. To świadczy o tym, że warunki geologiczne i górnicze w analizowanych kopalniach w różnicowanym stopniu wpływają na koszty wydobywania z poszczególnych ścian. O ile w latach 2010–2018 wartość wskaźnika miała tendencję malejącą, to w kolejnych dwóch latach jego wartość zdecydowanie wzrosła, osiągając w roku 2020 swoje maksimum w analizowanym okresie ( $WUe = 21,3$ ). W kolejnych latach wartość wskaźnika się zmniejsza, osiągając minimum ( $WUe = 19,6$ ) w roku 2026. Od tego roku prognozowana wartość wskaźnika  $WUe$  systematycznie wzrasta, osiągając poziom  $WUe = 21,1$  na końcu analizowanego okresu.

Wskaźnik uciążliwości  $WUt$ , którego założenia metodyczne przedstawiono w rozdziale 6, uwzględnia zagrożenia naturalne (zagrożenie metanowe, zagrożenie pożarowe, zagrożenie tąpnięciami, zagrożenie wodne i zagrożenie klimatyczne), parametry pokładów (tektonika, zaburzenia sedymentacyjne, urabialność, warunki stropowe, warunki spągowe) oraz wpływ działalności górniczej (występowanie zaszułości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany, struktura urobku brutto/netto).



Rys. 7.10. Średnia wartość wskaźnika uciążliwości WUe  
Źródło: opracowanie własne

Zmianę średnich wartości wskaźnika uciążliwości WUt dla analizowanych ścian w latach 2010–2030 zilustrowano na rysunku 7.11.



Rys. 7.11. Średnia wartość wskaźnika uciążliwości WUt  
Źródło: opracowanie własne

Analiza trendu wskaźnika WUt pozwala stwierdzić, że ryzyko eksploatacji wynikające z uciążliwości warunków geologicznych i górniczych będzie wzrastać. Oznacza to, że wielkość projektowanych zdolności wydobywczych ścian, w których prognozowane są wysokie wartości wskaźnika WUt, mogą nie zostać zrealizowane.

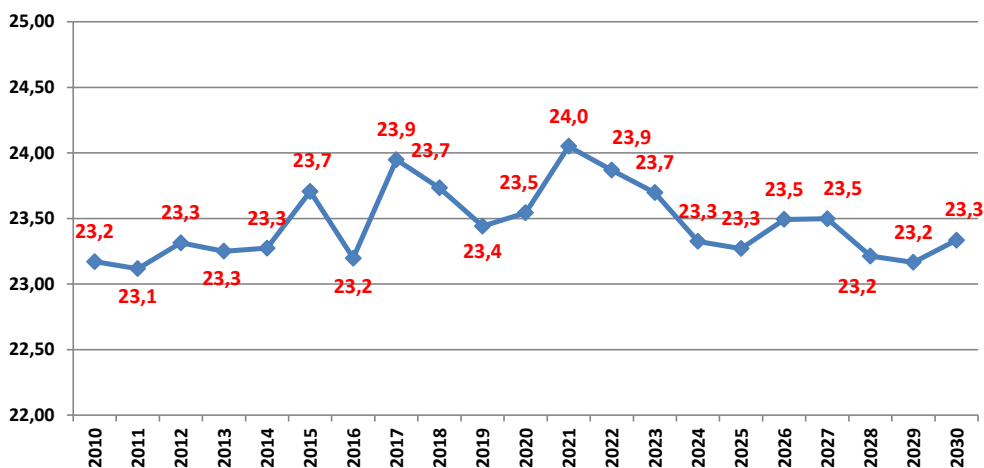
## 7.1. Wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów procesu eksploatacji ścian

Wykorzystując opracowaną metodykę oceny wpływu uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia, w kolejnych podrozdziałach przedstawiono proces oceny dla poszczególnych kopalń. Analiza dotyczy prognozy uciążliwości w okresie 2020–2030 i dotyczy tych kopalń, dla których były wiarygodne i pełne informacje liczbowe wybranych cech w tym okresie.

W szczegółowej analizie, z uwagi na zakres danych nieobejmujący ww. okresu, w sposób ograniczony czasowo uwzględniono kopalnie: Mine\_C, Mine\_F oraz Mine\_G. Harmonogram eksploatacji w kopalni Mine\_C obejmuje prognozę wydobycia w sześciu ścianach do roku 2025, a dla kopalń Mine\_F oraz Mine\_G charakterystyka warunków geologicznych i górniczych, z uwagi na dostępność danych, obejmuje prognozę do roku 2022 (po pięć ścian dla każdej kopalni).

### 7.1.1. Kopalnia Mine\_A

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości dla kopalni Mine\_A za okres 2010–2030 wynosi  $WUe = 23,5$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.12.



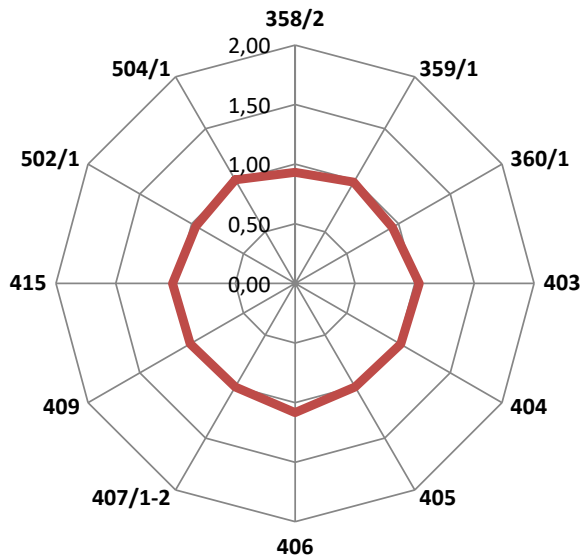
Rys. 7.12. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030

Źródło: opracowanie własne

Oszacowany średni poziom uciążliwości dla kopalni Mine\_A w okresie 2010–2030 jest stabilny. Wartości wskaźnika uciążliwości  $WUe$  oscylują pomiędzy  $WUe = 23$

a  $WUe = 24$ . Oznacza to, że kopalnia w całym okresie analizy prowadzi eksploatację w warunkach wysokiej uciążliwości.

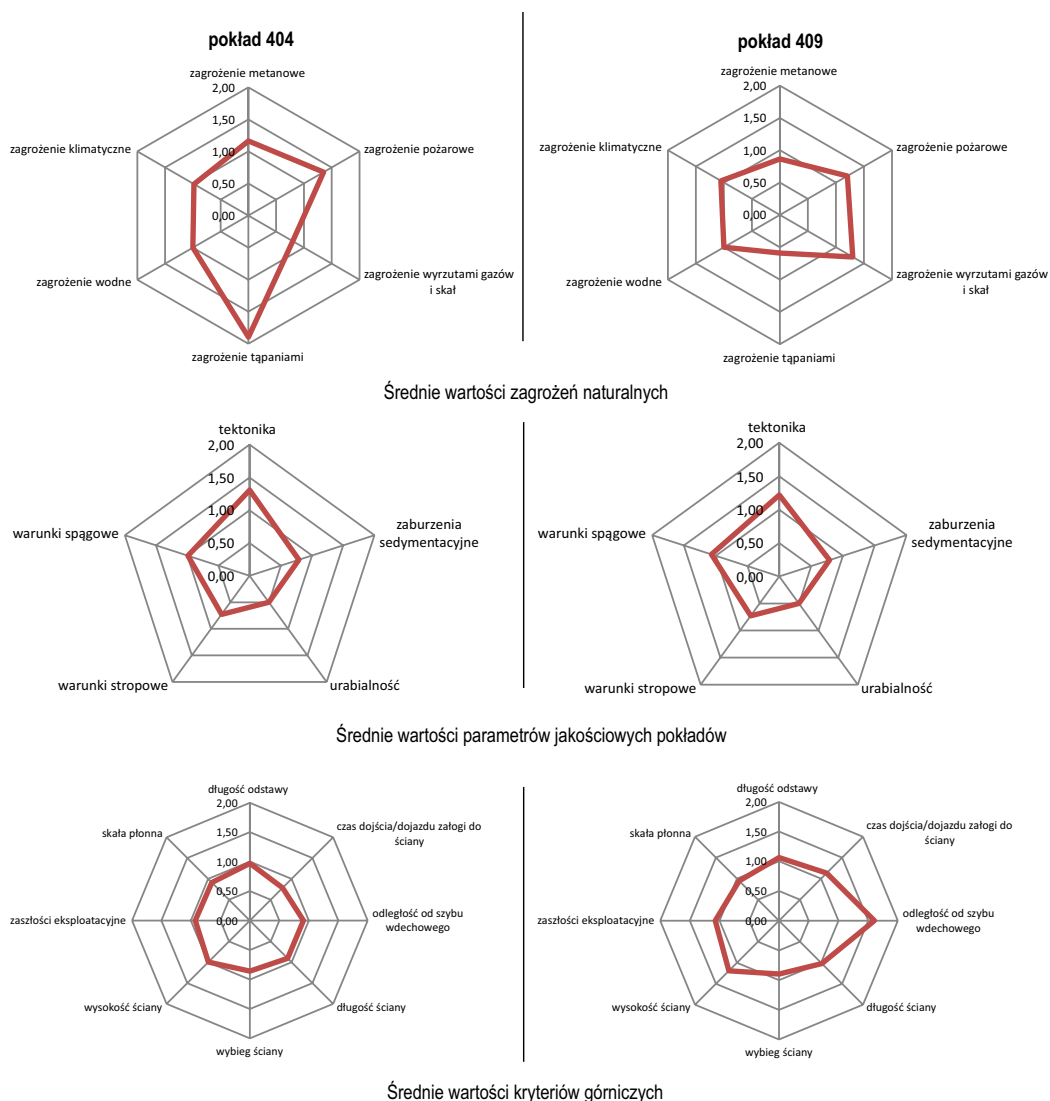
Założenia produkcyjne kopalni na lata 2020–2030 przewidują eksploatację w dziesięciu pokładach, a największa koncentracja wydobywania projektowana jest w pokładach: 409 (409/1-2 – 7 ścian, 409/5 – 2 ściany), 404 (404/1 – 2 ściany, 404/1łg+łd – 4 ściany, 404/2łg – 2 ściany), 405 (405/1 – 4 ściany, 405/1łg – 3 ściany), 415 (5 ścian) (rys. 7.13).



Rys. 7.13. Średnie wartości wskaźnika  $WUe$  w eksploataowanych pokładach kopalni Mine\_A  
Źródło: opracowanie własne

Analizując uciążliwość eksploatacji w pokładach, w których projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że we wszystkich pokładach wartości wskaźnika  $WUe$  są na podobnym poziomie ( $WUe = 23,5-24,0$ ). W związku z tym średnie parametry kryteriów uciążliwości scharakteryzowano w pokładach o największej projektowanej liczbie ścian do roku 2030. Charakterystykę pokładów 404 i 409 w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobywania przedstawiono na rysunku 7.14.

Uśrednione kryteria uciążliwości pokazują bardzo zbliżoną charakterystykę obydwu pokładów. Nieco wyższe ryzyko związane jest z zagrożeniami naturalnymi. W przypadku pokładu 404 występuje także podwyższone ryzyko wynikające z zagrożeń tąpnięciami, zagrożenia pożarowego i metanowego. W pokładzie 409 prognozuje się wyższą uciążliwość związaną z zagrożeniem pożarowym.



Rys. 7.14. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 404 i 409

Źródło: opracowanie własne

W grupie parametrów jakościowych pokładów największy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji będzie miała tektonika.

W przypadku czynników górniczych parametry ścian w obydwu pokładach są korzystne, co obniża wartość wskaźnika uciążliwości i zwiększa efektywność ekonomiczną wydobywania. Wyższa uciążliwość wynika głównie z lokalizacji ścian. W pokładzie 404 średnia długość odstawy urobku wynosi 3,4 km, a w pokładzie 409 – 3,75 km i odpowiednio czas dojścia załogi do ściany 55 min. i 78 min.

Tabela 7.2. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_A w latach 2020–2030

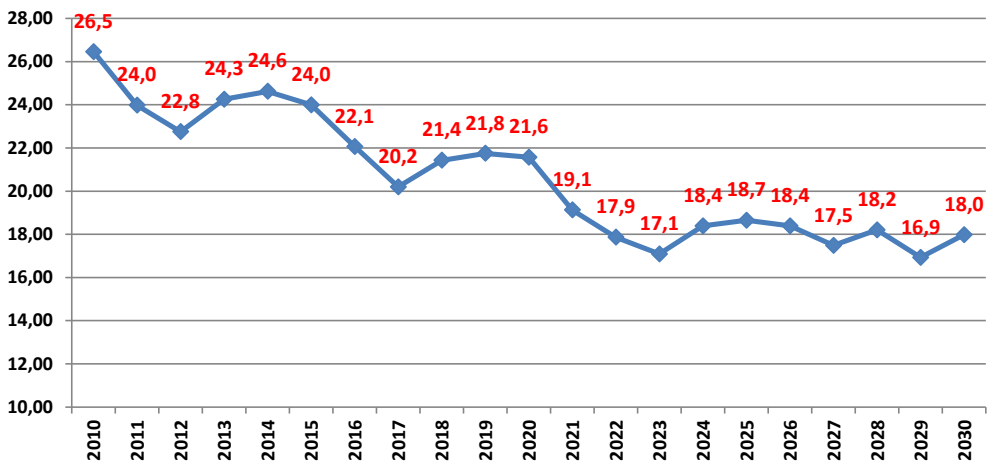
Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	0
Średni	18–23	15
Wysoki	>23	27

Źródło: opracowanie własne.

Analiza wszystkich ścian, które projektowane są w kopalni Mine\_A do eksploatacji w latach 2020–2030, pokazała, że aż 27 ścian ma wysoką uciążliwość ( $WUe > 23$ ). Pozostałe 15 ścian charakteryzuje się średnim poziomem uciążliwości ( $WUe = 18–23$ ). W analizowanym okresie nie ma ścian o niskim poziomie uciążliwości ( $WUe < 18$ ).

### 7.1.2. Kopalnia Mine\_B

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości dla kopalni Mine\_B za okres 2010–2030 wynosi  $WUe = 20,6$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.15.

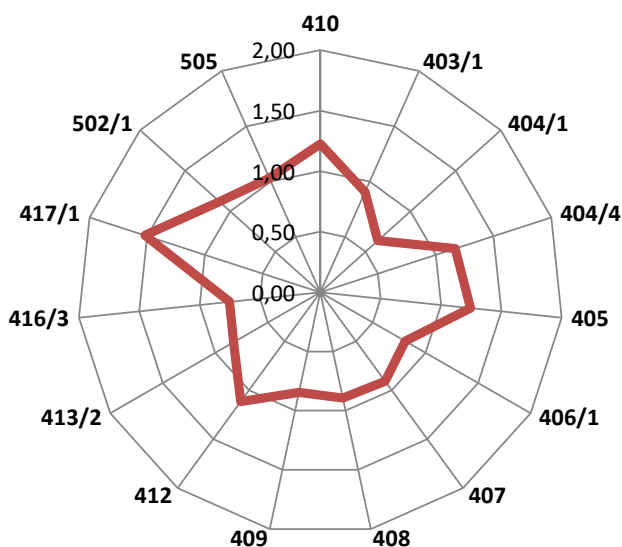


Rys. 7.15. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030  
Źródło: opracowanie własne

Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości występował na początku okresu analizy, w roku 2010 ( $WUe = 26,5$ ). W kolejnych latach trend uciążliwości

eksploatacji maleje. W roku 2030 uciążliwość eksploatacji zwiększa się, osiągając prognozowaną wartość wskaźnika  $WUe = 18,0$ . Ten wzrost uciążliwości wynika z faktu projektowania eksploatacji w pokładach 505/2, 408/2 i 403/1, w których projektowane ściany mają relatywnie wyższe wartości wskaźnika  $WUe$ .

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach, w których prowadzono wydobywanie bądź projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że największe wartości wskaźnika  $WUe$  występowały w pokładach 417/1 (eksploatowana w latach 2009–2011 ściana C-10 miała najwyższy poziom uciążliwości  $WUe = 31,9$ ), 405 ( $WUe = 26,2$ ), 410 ( $WUe = 25,8$ ) i 404/4 ( $WUe = 24,6$ ) (rys. 7.16). Najmniej uciążliwy był pokład 404/1 ( $WUe = 13,4$ ).



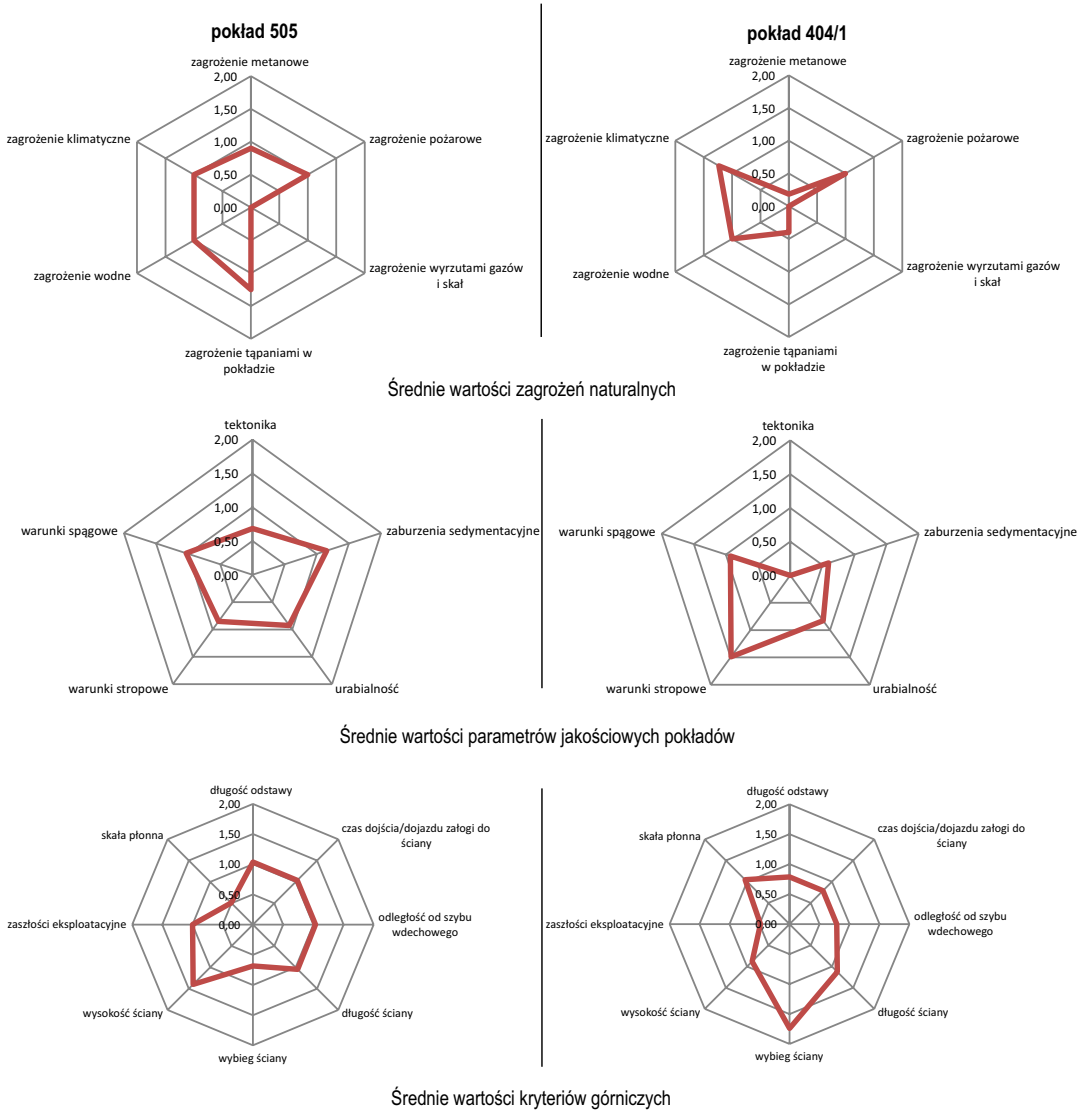
Rys. 7.16. Średnie wartości wskaźnika  $WUe$  w eksploатовanych pokładach kopalni Mine\_B  
Źródło: opracowanie własne

W latach 2020–2030 największa koncentracja wydobywania przewidziana jest w pokładzie 505 (zaprojektowano 8 ścian w pokładzie 505/1 i 5 ścian w 505/2). Spośród pokładów, które będą eksploatowane w tym okresie, jest to pokład o najwyższym poziomie uciążliwości. Natomiast najniższą uciążliwość prognozuje się w pokładzie 404/1, w którym zaprojektowano 6 ścian.

Charakterystykę pokładów 505 i 404/1 w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobywania przedstawiono na rysunku 7.17.

Analiza uśrednionych kryteriów uciążliwości pokazuje, że najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w pokładzie 505 będą miały parametry jakościowe, a przede wszystkim ryzyko wystąpienia zaburzeń sedymentacyjnych, a tak-





Rys. 7.17. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 505 i 404/1  
Źródło: opracowanie własne

że słabe spągi. W pokładzie tym występuje także podwyższone ryzyko wynikające z zagrożeń tąpniętami.

W przypadku czynników górniczych pokładu 505 parametry ścian są bardzo korzystne, jeżeli chodzi o wysokość (średnio 3,3 m) i wybieg (średnio 208 m), co zwiększa efektywność ekonomiczną wydobywania. Wyższa uciążliwość wynika głównie z krótkich wybiegów ścian (średnio 490 m).

W pokładzie 404/1, który charakteryzuje się najniższą uciążliwością ( $WUe = 3,4$ ), zwiększone ryzyko wzrostu kosztów eksploatacji może się wiązać z wyższą temperaturą górotworu, a także ze słabymi skałami stropowymi, które mogą w znacznym stopniu wpływać na zanieczyszczenie urobku.

W przypadku czynników górniczych parametry ścian w pokładzie 404/1 są bardzo korzystne (średni wybieg 1250 m, średnia wysokość 2,1 m, średnia długość 225 m), co obniża wartość wskaźnika uciążliwości i zwiększa efektywność ekonomiczną wydobycia.

Tabela 7.3. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_B w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	$WUe$	Liczba ścian
Niski	<18	24
Średni	18–23	21
Wysoki	>23	6

Źródło: opracowanie własne.

Na 51 ścian, które projektowane są do eksploatacji w latach 2020–2030, jedynie 6 ścian charakteryzuje się wysokim poziomem uciążliwości ( $WUe > 23$ ) i 21 ścian ze średnim poziomem uciążliwości ( $WUe = 18–23$ ), co w ich przypadku może prowadzić do wyższych kosztów wydobycia. Pozostałe 24 ściany charakteryzują się niską uciążliwością ( $WUe < 18$ ), co może oznaczać stabilną efektywność wydobycia.

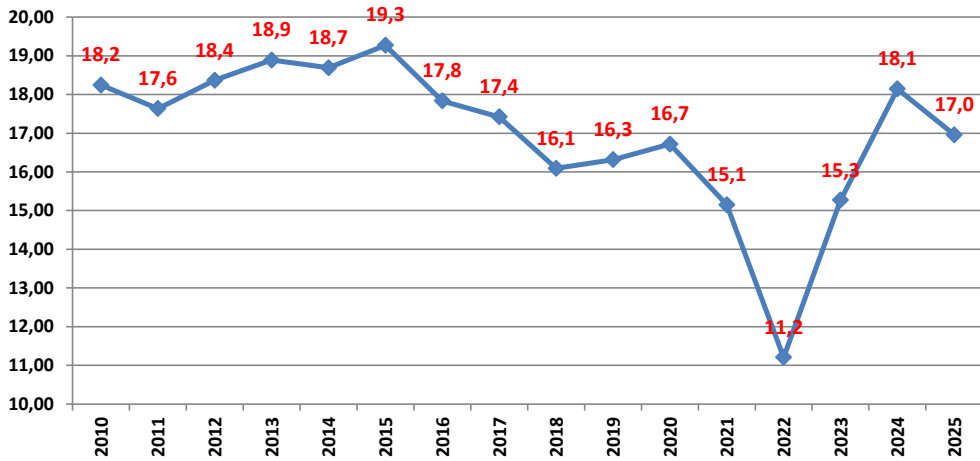
### 7.1.3. Kopalnia Mine\_C

Dla kopalni Mine\_C, z uwagi na planowane zakończenie eksploatacji w roku 2025, analiza dotyczyła okresu 2010–2025. Średnia wartość wskaźnika uciążliwości za ten okres wynosi  $WUe = 17,0$ .

Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości występował w latach 2010–2015 (średnia wartość  $WUe = 18,5$ ). W kolejnych latach uciążliwość eksploatacji zmniejsza się, osiągając prognozowane minimum w roku 2022 ( $WUe = 21,2$ ), by w kolejnych latach ponownie się zwiększać. Ten wzrost uciążliwości w latach 2023–2025 wynika z faktu projektowania eksploatacji w pokładach 510/1 (ściana 28a) i 505/2 (ściana 33a), w których wartości wskaźnika  $WUe$  jest wysoka.

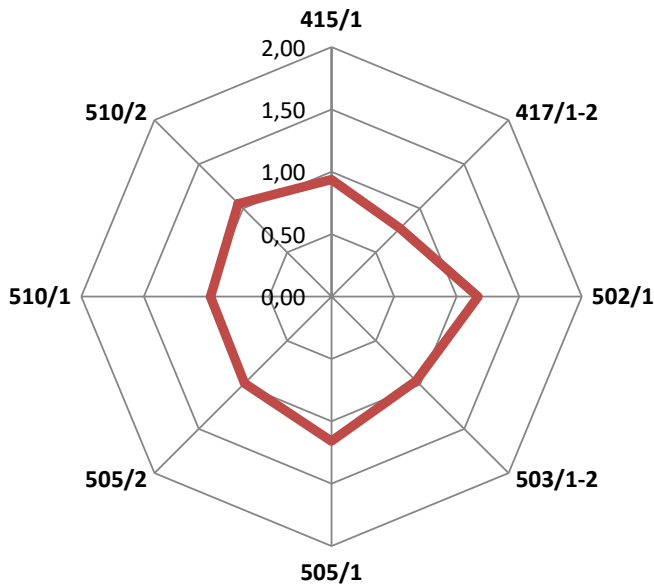
Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.18.

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach, w których prowadzono wydobycie bądź projektowana jest eksploatacja do roku 2025, moż-



Rys. 7.18. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2025  
Źródło: opracowanie własne

na zauważyć, że największe wartości wskaźnika  $WUe$  występowały w pokładach 502/1 ( $WUe = 21,22$ ) i 505/1 ( $WUe = 21,01$ ) (rys. 7.19). Najmniej uciążliwy był pokład 417/1-2 ( $WUe = 14,03$ ).



Rys. 7.19. Średnie wartości wskaźnika  $WUe$  w eksploatowanych pokładach kopalni Mine\_C  
Źródło: opracowanie własne

Projektowana eksploatacja na lata 2020–2025 skoncentrowana jest w dwóch pokładach: 505/2 i 510/1. Charakterystykę pokładów w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia przedstawiono na rysunku 7.20.

Analiza uśrednionych czynników uciążliwości pokazuje, że w obydwu pokładach najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji będą miały zagrożenia naturalne oraz czynniki wynikające z uciążliwości górniczej. W obydwu pokładach występuje podwyższone ryzyko wynikające z zagrożeń tąpnięciami, a w pokładzie 510/1 dochodzi jeszcze wysoki stopień metanośności i wyższa temperatura pierwotna górotworu.

Średnie wartości parametrów jakościowych pokazują, że uciążliwość w pokładzie 505/2 może wynikać głównie z występowania uskoków, natomiast pokład 510/1 charakteryzują słabe spągi.

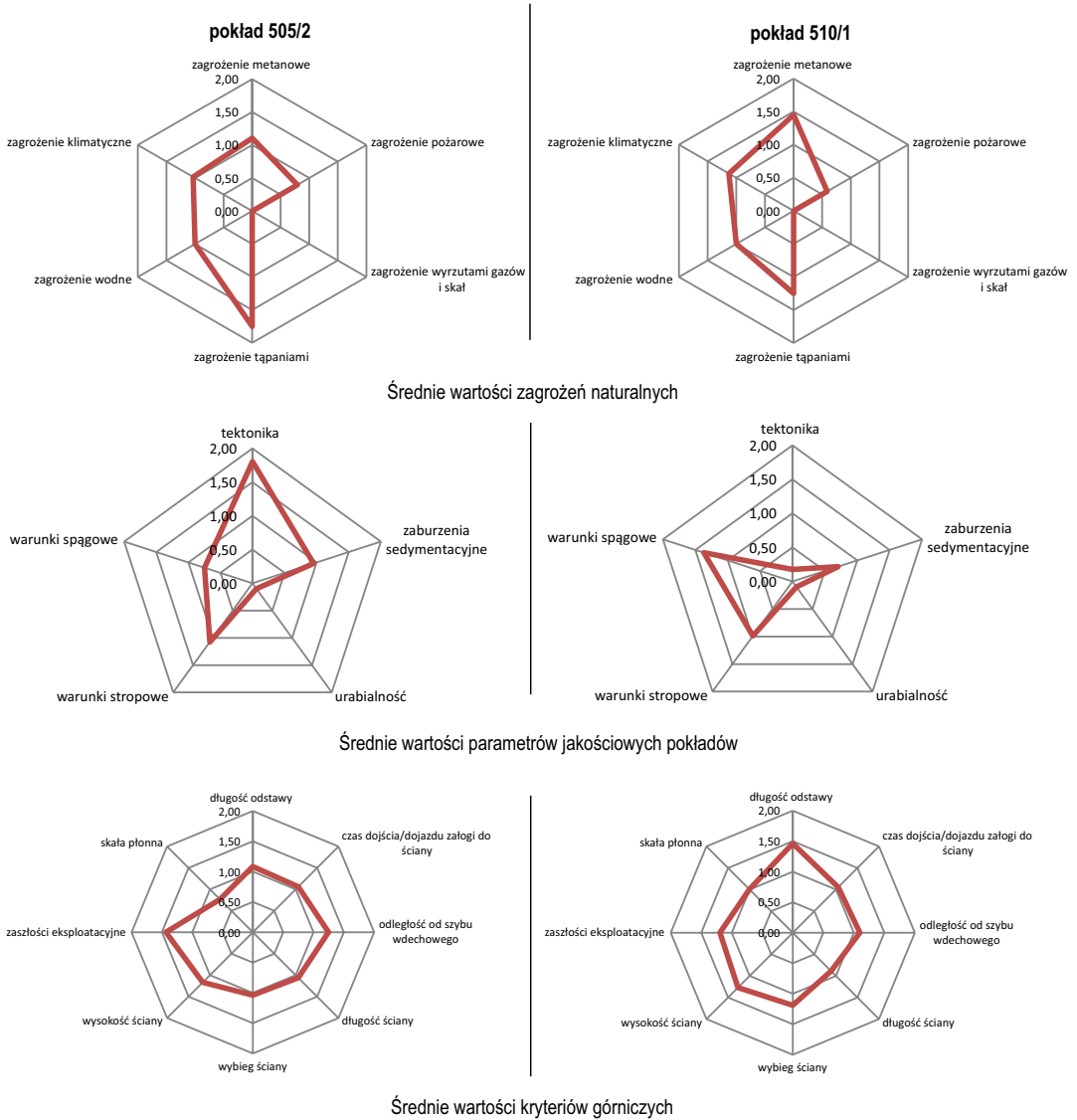
W przypadku czynników górniczych parametry ścian w obydwu pokładach są bardzo korzystne (średni wybieg – 1082 m, średnia wysokość – 3,16 m), co zwiększa efektywność ekonomiczną wydobycia, natomiast uciążliwość wynika głównie z lokalizacji ścian (średnia długość odstawy – 5,8 km, średnia odległość od szybu wdechowego (główny prąd) – 3,0 km). Wyższe ryzyko eksploatacji może wynikać także z występowania zaszłości eksploatacyjnych.

Tabela 7.4. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_C w latach 2020–2025

Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	4
Średni	18–23	2
Wysoki	>23	0

Źródło: opracowanie własne.

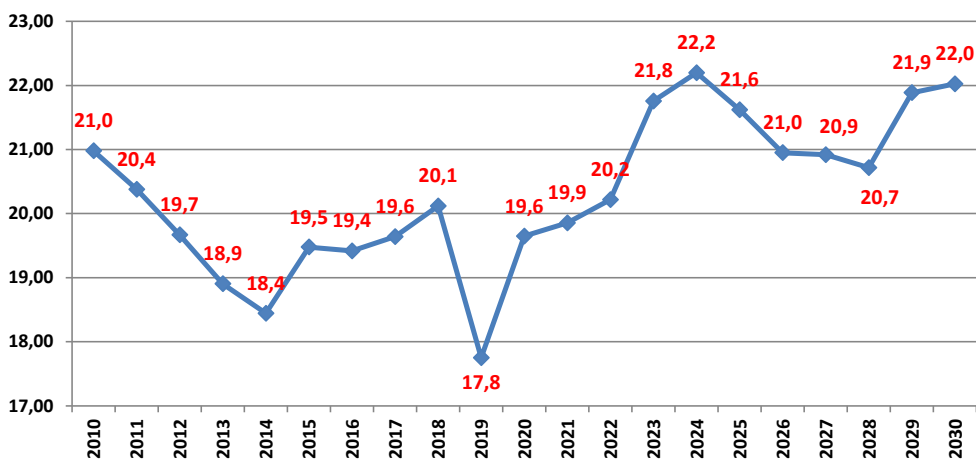
Do roku 2025 w kopalni Mine\_C planowana jest eksploatacja sześciu ścian. W czterech ścianach prognozowany jest niski poziom uciążliwości ( $WUe < 18$ ), a dwie ściany charakteryzują się średnim poziomem uciążliwości ( $WUe = 18-23$ ). Oznacza to, że w kopalni Mine\_C do końca żywotności kopalni uciążliwość wynikająca z warunków geologicznych i górniczych nie będzie w sposób znaczący wpływać na koszty wydobycia.



Rys. 7.20. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 505/2 i 510/1  
 Źródło: opracowanie własne

#### 7.1.4. Kopalnia Mine\_D

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości w kopalni Mine\_D za okres 2010–2030 wynosi  $WUe = 20,3$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.21.



Rys. 7.21. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030  
Źródło: opracowanie własne

Oszacowany najniższy średni poziom uciążliwości eksploatacji występuje w roku 2019 ( $WUe = 17,8$ ) i w kolejnych latach prognozowany trend uciążliwości zwiększa się osiągając w roku 2030 prognozowaną najwyższą wartość wskaźnika  $WUe = 22,0$ .

Ten wzrost uciążliwości w ostatnich latach analizy wynika z faktu projektowania eksploatacji w pokładach 401/1, 404/2 i 405/1, w których projektowane ściany mają bardzo wysokie wartości wskaźnika  $WUe$ .

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach, w których prowadzono wydobywanie bądź projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że największe wartości wskaźnika  $WUe$  występowały w pokładach 404/3 ( $WUe = 24,3$ ), 363 ( $WUe = 23,9$ ), 401/1 ( $WUe = 23,7$ ). Najmniej uciążliwy był pokład 403/1 ( $WUe = 16,3$ ) (rys. 7.22).

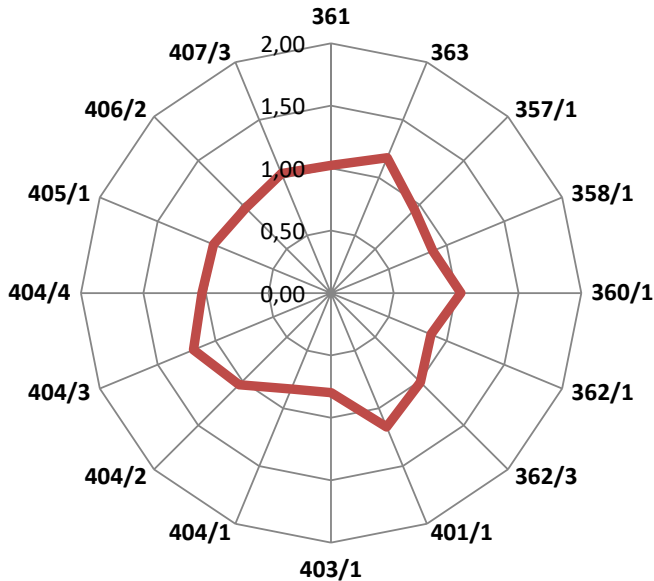
Projektowana eksploatacja na lata 2020–2030 skoncentrowana jest w pokładach: 404/4 (20 ścian), 404/2 (11 ścian) oraz 405/1 (7 ścian).

Charakterystykę dwóch wybranych pokładów (363 – o wysokiej wartości wskaźnika uciążliwości i 404/4 – o największej liczbie ścian) w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia przedstawiono na rysunku 7.23.

Analiza uśrednionych czynników uciążliwości pokazuje, że w obydwu pokładach najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji będą miały parametry jakościowe, a w przypadku pokładu 404/4 dochodzi jeszcze dodatkowo ryzyko wynikające z zagrożeń naturalnych.

W obydwu pokładach występuje podwyższone ryzyko wynikające z zagrożenia tąpnięciami, a w pokładzie 404/1 dochodzi wysoki stopień metanośności.

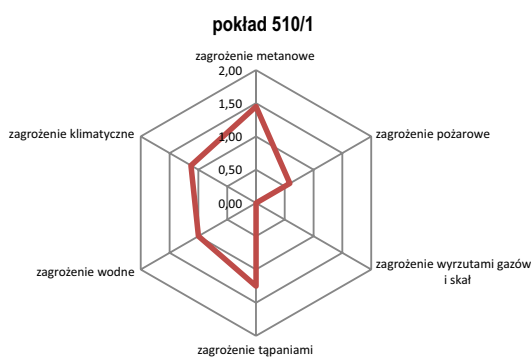
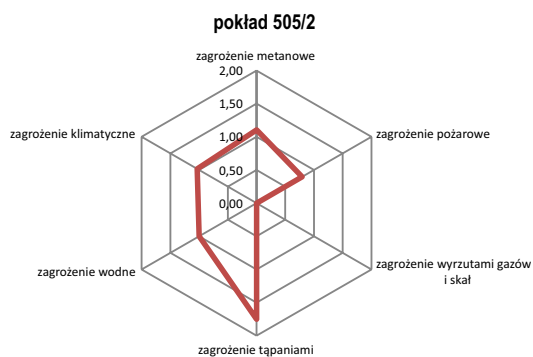
Średnie wartości parametrów jakościowych pokazują, że uciążliwość w pokładzie 363 może wynikać głównie z występowania uskoków, natomiast w pokładzie 404/4 istnieje podwyższone ryzyko wystąpienia zaburzeń sedymentacyjnych.



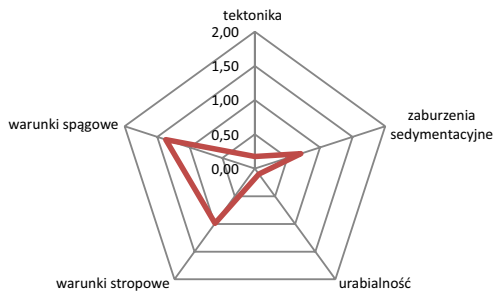
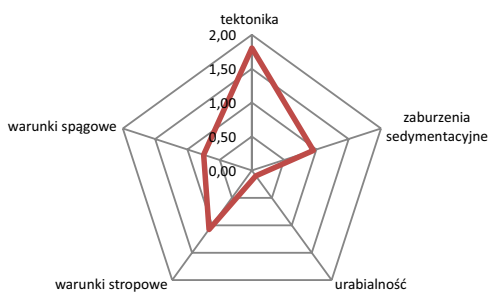
Rys. 7.22. Średnie wartości wskaźnika WUe w eksploataowanych pokładach kopalni Mine\_D  
Źródło: opracowanie własne

W przypadku czynników górniczych parametry ścian w obydwu pokładach są korzystne (średni wybieg – 880 m, średnia wysokość – 2,30 m), co zwiększa efektywność ekonomiczną wydobycia, natomiast uciążliwość wynika głównie z występowania zaszczości eksploatacyjnych. W pokładzie 363 wyższa uciążliwość w kontekście kosztów wydobycia wynika także z lokalizacji ścian, gdzie średnia długość odstawy wynosi 4,3 km.

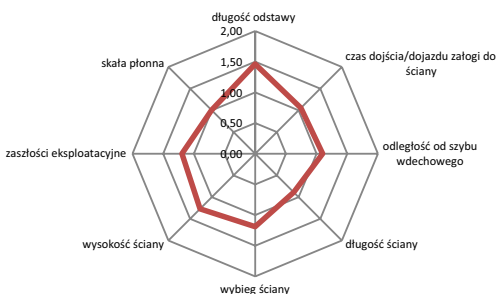
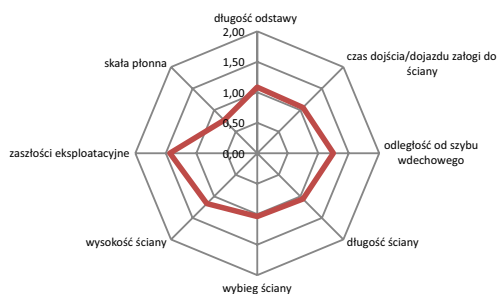
W latach 2020–2030 w kopalni Mine\_D projektowana jest eksploatacja w 79 ścianach. W zdecydowanej większości (52 ściany) wydobycie będzie prowadzone przy średnim poziomie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych ( $WUe = 18–23$ ). Jednakże w 14 ścianach prognozuje się wysoki poziom uciążliwości ( $WUe > 23$ ), gdzie mogą wystąpić zwiększone koszty wydobycia. W przypadku 13 ścian o niskim poziomie uciążliwości ( $WUe < 18$ ) można oczekiwać stabilnych efektów ekonomicznych.



Średnie wartości zagrożeń naturalnych



Średnie wartości parametrów jakościowych pokładów



Średnie wartości kryteriów górniczych

Rys. 7.23. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 363 i 404/4

Źródło: opracowanie własne



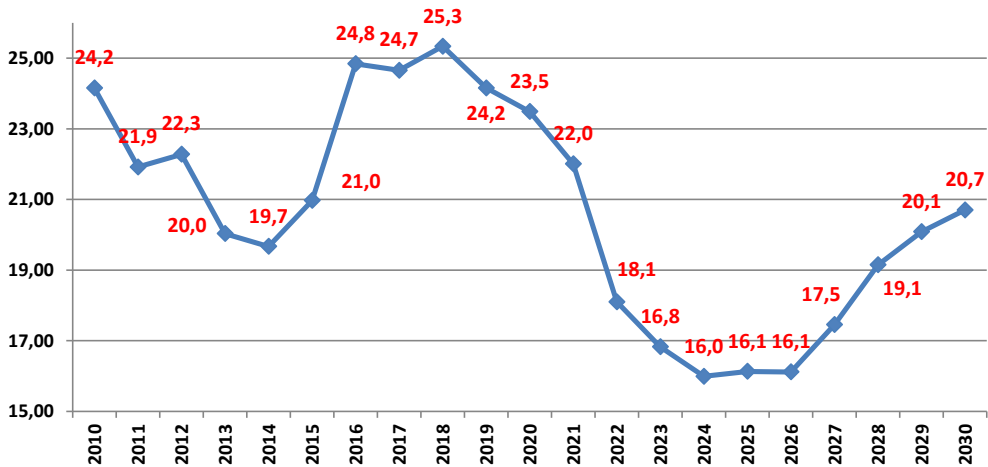
Tabela 7.5. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_D w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	13
Średni	18–23	52
Wysoki	>23	14

Źródło: opracowanie własne.

#### 7.1.5. Kopalnia Mine\_E

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości w kopalni Mine\_E za okres 2010–2030 wynosi  $WUe = 20,7$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.24.



Rys. 7.24. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030

Źródło: opracowanie własne

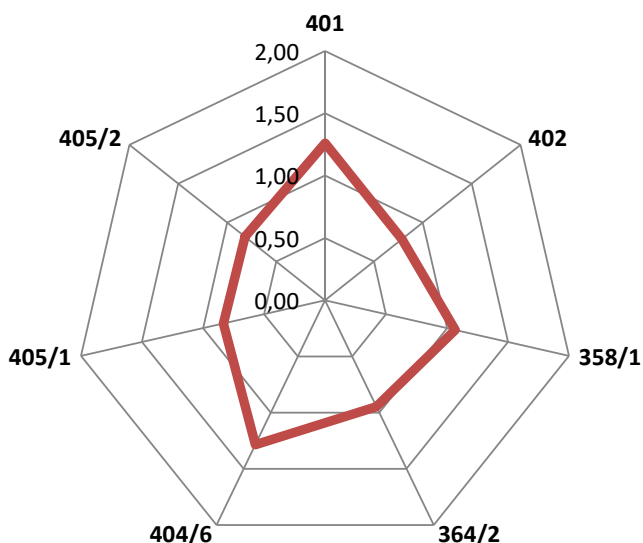
Prognozowany trend uciążliwości w analizowanym okresie ma tendencję malejącą, a wartości wskaźnika uciążliwości wykazują pewną cykliczność. Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości dotyczy okresu 2016–2019, kiedy wartość wskaźnika uciążliwości przekracza często poziom  $WUe > 24$ . Wysoka uciążliwość w tym okresie wynika z faktu prowadzenia eksploatacji w pokładach, w których wartość wskaźnika  $WUe$  jest wysoka: 401 (8 ścian o średniej wartości wskaźnika

$WUe = 28,8$ ), 358/1 (jedna ściana  $WUe = 31,6$ ) i 364/2 (dwie ściany o średniej wartości wskaźnika  $WUe = 29,9$ ).

W latach 2023–2027 prognozowany poziom uciążliwości eksploatacji wykazuje najniższe średnie wartości dochodzące do poziomu  $WUe = 16$ . W kolejnych latach uciążliwość ponownie wzrasta, osiągając w roku 2030 wartość wskaźnika  $WUe = 20,7$ .

Projektowana eksploatacja w kopalni Mine\_E na lata 2020–2030 skoncentrowana jest głównie w pokładach: 405/1 (24 ściany), 405/2 (15 ścian), 402 (13 ścian) oraz 401 (9 ścian).

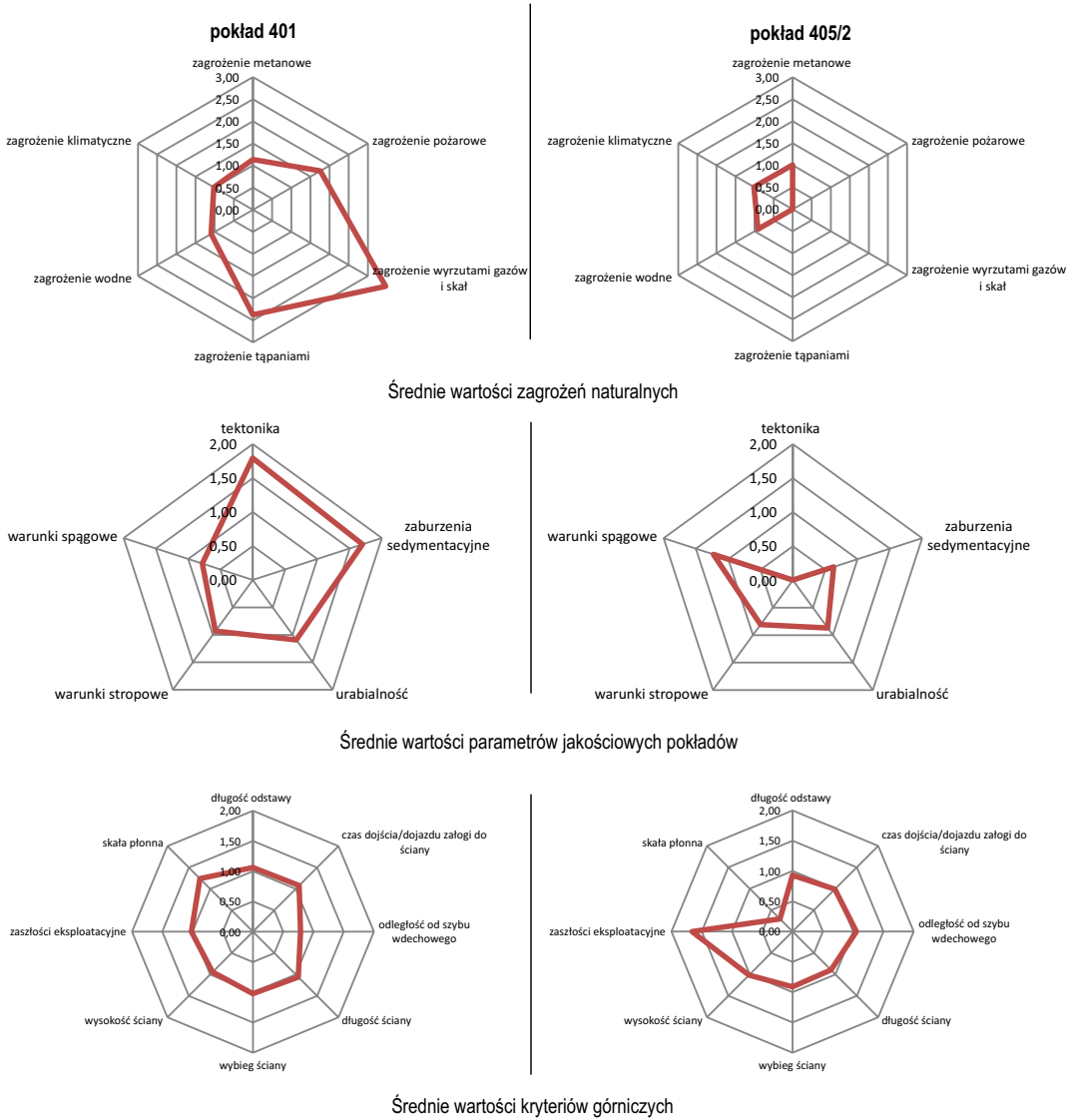
Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach, można zauważyć, że największe wartości wskaźnika  $WUe$  prognozowane są dla pokładu 401 (średnie dla okresu  $WUe = 28,5$ ), natomiast najniższe wartości uciążliwości wykazuje pokład 405/2 (średnie dla okresu  $WUe = 16,8$ ) (rys. 7.25). Wobec powyższego poniżej przedstawiono charakterystykę tych pokładów w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia.



Rys. 7.25. Średnie wartości wskaźnika  $WUe$  w eksploатовanych pokładach kopalni Mine\_E  
Źródło: opracowanie własne

Analiza uśrednionych czynników uciążliwości pokazuje, że w pokładzie 401 najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w kontekście kosztów wydobycia będą miały parametry jakościowe złoża oraz ryzyko wynikające z zagrożeń naturalnych.

Średnie wartości parametrów jakościowych złoża pokazują, że uciążliwość w pokładzie 401 może wynikać głównie z występowania uskoków oraz istnieje podwyższone ryzyko wystąpienia zaburzeń sedymentacyjnych (rys. 7.26).



Rys. 7.26. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 401 i 405/2  
 Źródło: opracowanie własne

Wysokie ryzyko eksploatacji wynika z zagrożenia wyrzutami gazów i skał, zagrożeń tąpnięciami i wysokiego stopnia zagrożenia pożarami.

W przypadku czynników górniczych wyższa uciążliwość wynika głównie z lokalizacji ścian, gdzie średnia długość odstawy wynosi 8,2 km, a średni czas dojścia załogi do ściany to 88 min.

W pokładzie 405/2, w którym prognozy pokazują najniższą uciążliwość, jedynie warunki spągowe spośród parametrów jakościowych i występowanie zaszczości eksploatacyjnych jako czynniki górnicze mogą zwiększyć ryzyko eksploatacji.

Tabela 7.6. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_E w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	38
Średni	18–23	15
Wysoki	>23	18

Źródło: opracowanie własne.

W latach 2020–2030 w kopalni Mine\_E zaprojektowano eksploatację w 71 ścianach. Większość ścian (38) charakteryzuje się niskim poziomem uciążliwości warunków geologicznych i górniczych ( $WUe < 18$ ). W 15 ścianach prognozowana jest uciążliwość na poziomie średnim ( $WUe = 18–23$ ), a w 18 ścianach uciążliwość będzie wysoka ( $WUe > 23$ ), co może generować wyższe koszty wydobywania.

#### 7.1.6. Kopalnia Mine\_F

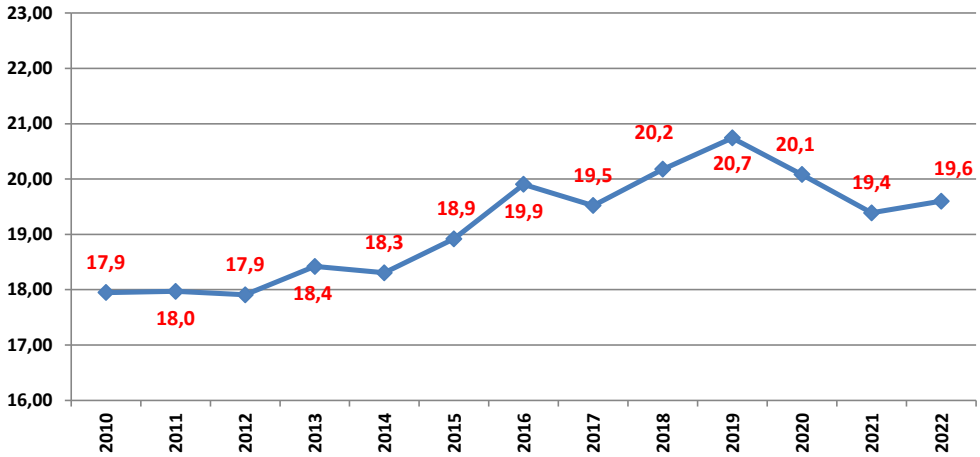
Dla kopalni Mine\_F, z uwagi na dostępność wiarygodnych danych dotyczących harmonogramu produkcji, analiza uciążliwości obejmuje prognozę do roku 2022.

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości dla kopalni Mine\_F za okres 2010–2022 wynosi  $WUe = 19,1$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.27.

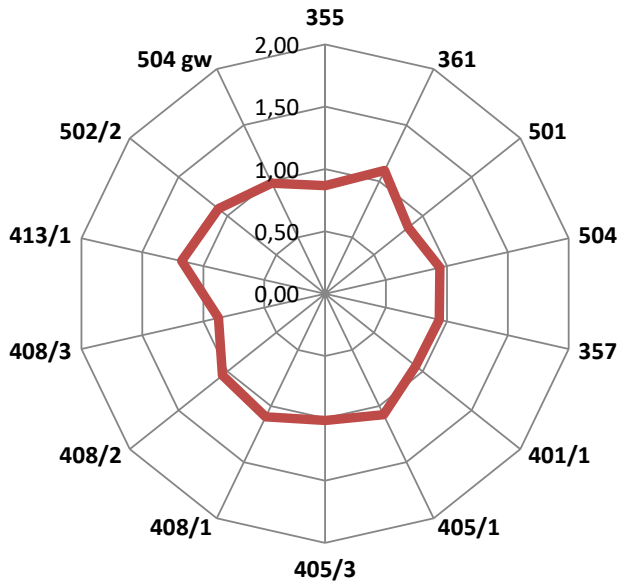
Trend uciążliwości w analizowanym okresie w złożu kopalni Mine\_F sukcesywnie wzrasta, osiągając maksimum w roku 2019, kiedy wartość  $WUe$  osiąga poziom 20,7. Wyższa szacowana uciążliwość spowodowana jest zaangażowaniem kopalni w eksploatację pokładów: 405/1 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUe = 23,6$ ), 405/3 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUe = 22,2$ ) i 361 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUe = 21,4$ ).

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach w okresie 2010–2021, można zauważyć, że największą wartość wskaźnika  $WUe$  oszacowano w pokładzie 413/1, gdzie w latach 2012–2013 eksploatowano ścianę o wartości wskaźnika  $WUe = 22,2$  (rys. 7.28).

Harmonogram wydobywania w kopalni Mine\_F przewiduje eksploatację ścian w pokładach: 355, 361, 504, 405/1, 405/3, 408/1, 408/2, 504gw. Spośród tych pokładów największa wartość wskaźnika  $WUe$  prognozowana jest dla pokładu 405/1 (jedna



Rys. 7.27. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2022  
Źródło: opracowanie własne



Rys. 7.28. Średnie wartości wskaźnika WUe w eksploатовanych pokładach kopalni Mine\_F  
Źródło: opracowanie własne

ściana o wartości wskaźnika WUe = 23,6), natomiast najniższe wartości uciążliwości wykazuje pokład 355 (jedna ściana o wartości wskaźnika WUe = 16,3). Wobec powyższego poniżej przedstawiono charakterystykę tych pokładów w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia (rys. 7.29).



Uciążliwość wynika głównie z występowania uskoków, z podwyższonego ryzyka wystąpienia zaburzeń sedymentacyjnych oraz wszystkich parametrów geomechanicznych pokładu, które są gorsze niż w pozostałych analizowanych pokładach. Na wyższą uciążliwość wpływają także zagrożenia tapaniami.

W przypadku czynników górniczych wyższa uciążliwość wynika głównie z lokalizacji ściany, gdzie średnia długość odstawy wynosi 3,8 km, średni czas dojścia załogi do ściany to 50 min., a długość dróg wentylacyjnych wynosi 4,5 km.

W pokładzie 355, w którym prognozy pokazują najniższą uciążliwość, warunki stropowe i urabialność spośród parametrów jakościowych, jak również zagrożenie metanowe mogą zwiększyć ryzyko eksploatacji.

W przypadku czynników górniczych wyższa uciążliwość wynika z lokalizacji ściany (długość odstawy wynosi 8,8 km), natomiast bardzo korzystne są parametry ściany (wybieg 1500 m, wysokość 2,0 m, długość 242 m), co obniża wartość wskaźnika uciążliwości i zwiększa efektywność ekonomiczną wydobycia.

Tabela 7.7. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_F w latach 2020–2022

Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	1
Średni	18–23	5
Wysoki	>23	1

Źródło: opracowanie własne.

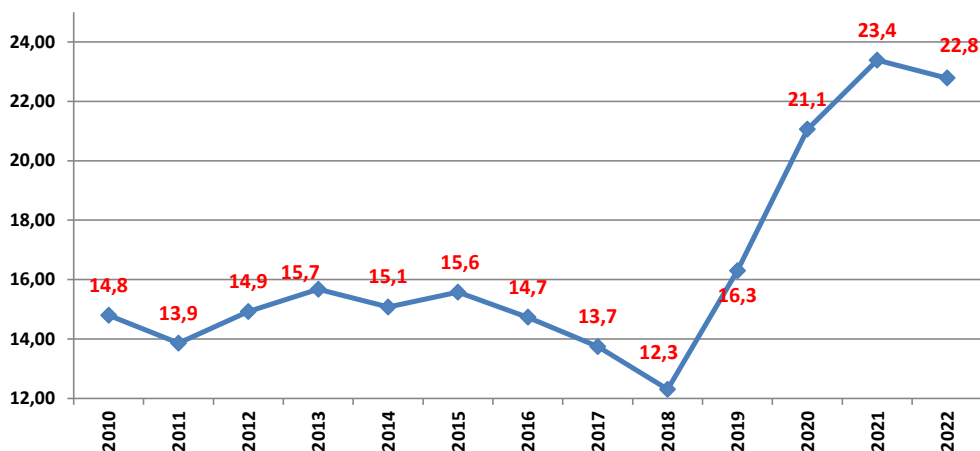
W latach 2020–2022 w kopalni Mine\_F projektowana jest eksploatacja w siedmiu ścianach. W jednej ścianie prognozowana jest niska uciążliwość ( $WUe < 18$ ), w jednej ścianie można się spodziewać wysokiego poziomu uciążliwości ( $WUe > 23$ ), natomiast w przypadku pięciu ścian wskaźnik uciążliwości prognozowany jest na poziomie średnim ( $WUe = 18–23$ ).

#### 7.1.7. Kopalnia Mine\_G

Dla kopalni Mine\_G, z uwagi na dostępność wiarygodnych danych dotyczących harmonogramu produkcji, analiza uciążliwości obejmuje prognozę do roku 2022.

Średnia wartość wskaźnika uciążliwości dla kopalni Mine\_G za okres 2010–2022 wynosi  $WUe = 16,5$ . Uśrednione wartości  $WUe$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje rysunek 7.30.

Średnia uciążliwość w złożu kopalni Mine\_G w analizowanym okresie wykazuje trend wzrostowy. W latach 2010-2018 jest na poziomie niskim, a wskaźnik  $WUe$



Rys. 7.30. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2022  
Źródło: opracowanie własne

przybiera wartości pomiędzy 14 a 16, osiągając minimum w roku 2018 ( $WUe = 12,3$ ). Od roku 2019 występuje wzrost uciążliwości eksploatacji, który spowodowany jest zaangażowaniem kopalni w eksploatację ścian, w których szacowany jest wyższy poziom wskaźnika  $WUe$  (pokład 405/1: jedna ściana –  $WUe = 24,6$ , pokład 407/3: jedna ściana –  $WUe = 23,2$ , pokład 405/3: jedna ściana –  $WUe = 22,4$ ).

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych pokładach w okresie 2010–2022, można zauważyć, że największą wartość wskaźnika  $WUe$  oszacowano w pokładzie 403/1, gdzie w latach 2010–2011 eksploatowano jedną ścianę o wartości wskaźnika  $WUe = 19,4$  (rys. 7.31).

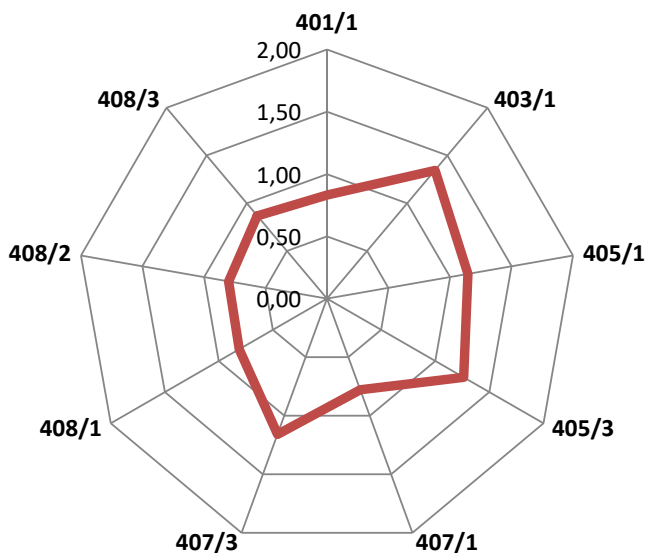
Harmonogram wydobywania w kopalni Mine\_G na lata 2020–2022 przewiduje eksploatację ścian w pokładach: 408/3 (dwie ściany), 405/1 (dwie ściany), 405/3 (dwie ściany) i 407/3 (jedna ściana).

Spośród tych pokładów największa wartość wskaźnika  $WUe$  prognozowana jest dla pokładu 405/1 (dwie ściany o średniej wartości wskaźnika  $WUe = 21,2$ ), natomiast najniższe wartości uciążliwości wykazuje pokład 408/3 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUe = 10,9$ ). Wobec tego poniżej przedstawiono charakterystykę tych pokładów w kontekście uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobywania (rys. 7.32).

Analiza uśrednionych czynników geologicznych i górniczych uciążliwości pokazuje, że w pokładzie 405/1 najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w kontekście kosztów wydobywania będą miały parametry jakościowe pokładu.

Wartości parametrów jakościowych wskazują, że na wyższą uciążliwość w pokładzie 405/1 mają wpływ możliwości wystąpienia zaburzeń sedymentacyjnych, a także stropy trudno przechodzące w stan zawału.





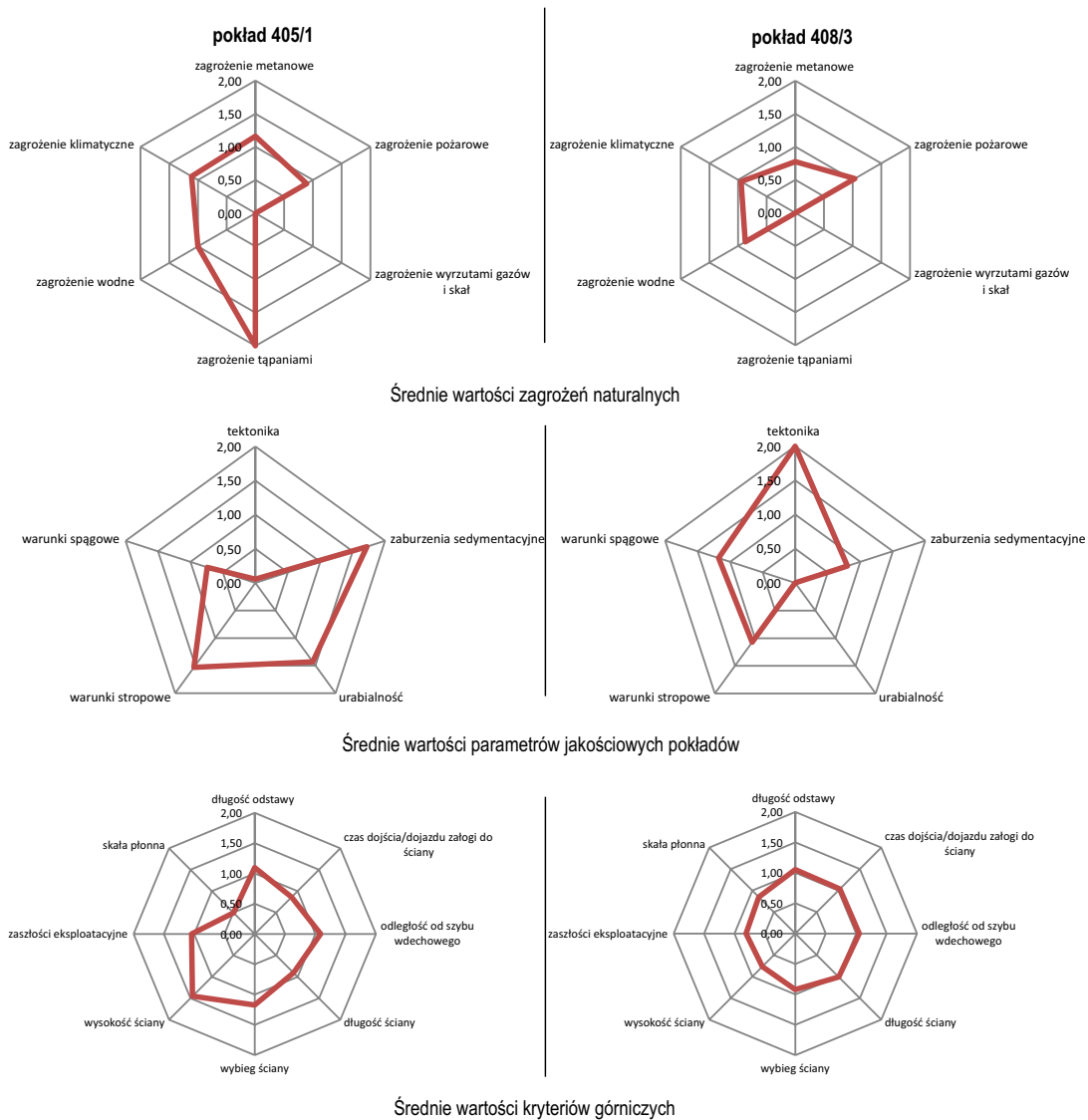
Rys. 7.31. Średnie wartości wskaźnika WUe w eksploатовanych pokładach kopalni Mine\_G  
Źródło: opracowanie własne

Wyższa uciążliwość związana z zagrożeniami naturalnymi wynika przede wszystkim z zagrożeń tąpnięciami w pokładzie, a także z zagrożenia metanowego i klimatycznego.

W przypadku czynników górniczych wyższa uciążliwość wynika głównie z lokalizacji ściany, gdzie średnia długość odstawy wynosi 3,0 km, średni czas dojścia załogi do ściany to 35 min, a długość dróg wentylacyjnych wynosi 2,2 km. Natomiast bardzo korzystne są średnie parametry ścian (wybieg 985 m, wysokość 3,8 m, długość 215 m), co obniża wartość wskaźnika uciążliwości i zwiększa efektywność ekonomiczną wydobywania.

W pokładzie 408/3, w którym prognozy pokazują najniższą uciążliwość, podwyższone ryzyko może wynikać z występowania uskoków.

W latach 2020–2022 w kopalni Mine\_G prognozowana jest eksploatacja siedmiu ścian. W czterech ścianach można się spodziewać stabilnych efektów ekonomicznych, gdyż prognozowane są tu niskie wartości wskaźnika uciążliwości ( $WUe < 18$ ). W jednej ścianie można się spodziewać średniego poziomu uciążliwości ( $WUe = 18–23$ ), a dwie ściany charakteryzują się wysoką uciążliwością i może to oznaczać wyższe koszty wydobywania z tych ścian.



Rys. 7.32. Średnie parametry kryteriów uciążliwości w pokładach 405/1 i 408/3

Źródło: opracowanie własne

## 7.2. Wyniki analizy wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian

Wykorzystanie metody AHP do oceny wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian pozwoliło przedstawić charakte-

Tabela 7.8. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na poziom kosztów w ścianach kopalni Mine\_G w latach 2020–2022

Poziom uciążliwości	WUe	Liczba ścian
Niski	<18	4
Średni	18–23	1
Wysoki	>23	2

Źródło: opracowanie własne.

rystykę i zmienność tego procesu w poszczególnych kopalniach. Analiza dotyczy prognozy uciążliwości w okresie 2020–2030 i uwzględnia te kopalnie, dla których w tym okresie były wiarygodne i pełne informacje liczbowe wybranych cech. Pełna analiza dotyczy czterech kopalń. W szczegółowej analizie nie uwzględniono kopalń: Mine\_C, Mine\_F oraz Mine\_G bowiem nie dysponowano dla tych kopalni pełnymi danymi. Harmonogram eksploatacji w kopalni Mine\_C obejmuje prognozę wydobycia w sześciu ścianach do roku 2025, a dla kopalń Mine\_F oraz Mine\_G charakterystyka warunków geologicznych i górniczych obejmuje dane do roku 2022 (po siedem ścian dla każdego ruchu).

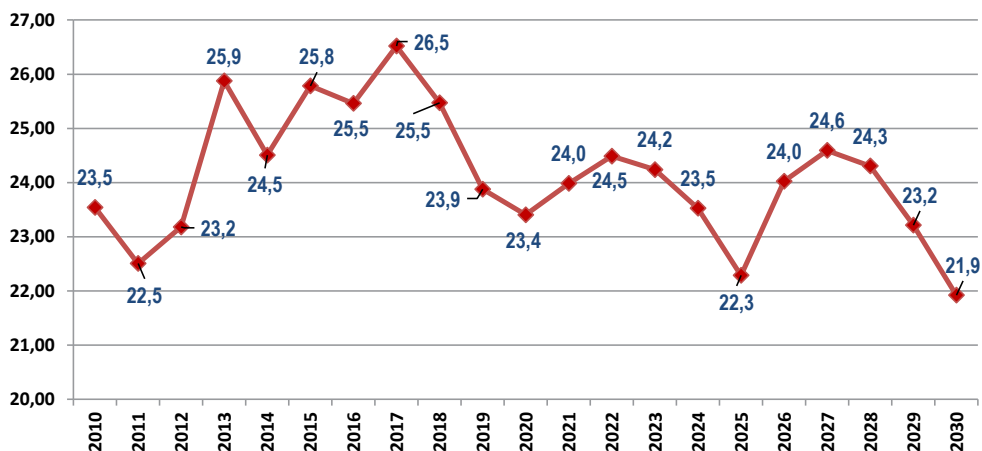
### 7.2.1. Kopalnia Mine\_A

Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian dla kopalni Mine\_A za okres 2010–2030 wynosi  $WUt = 24,1$ . Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.33.

Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości występował na początku okresu analizy. Trend uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian wzrastał, osiągając maksimum w roku 2017 ( $WUt = 26,5$ ). W kolejnych latach uciążliwość zmniejsza się, zachowując cykliczny charakter, do poziomu wartości wskaźnika  $WUt = 21,9$  w roku 2030.

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych, w których projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że największa prognozowana wartość wskaźnika uciążliwości wystąpi w partii A5 ( $WUt = 29,2$ ) (rys. 7.34). W partii A5 projektowane jest wydobycie w pokładach: 404/1łg+łd (4 ściany), 405/1 (3 ściany).

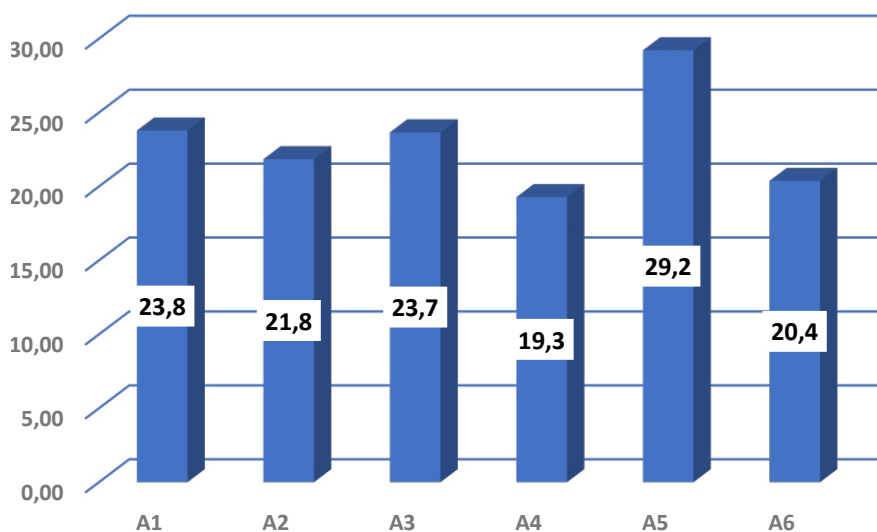
Charakterystykę partii A5 w kontekście wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian przedstawiono na rysunku 7.35.



Rys. 7.33. Uśrednione wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_A w latach 2010–2030

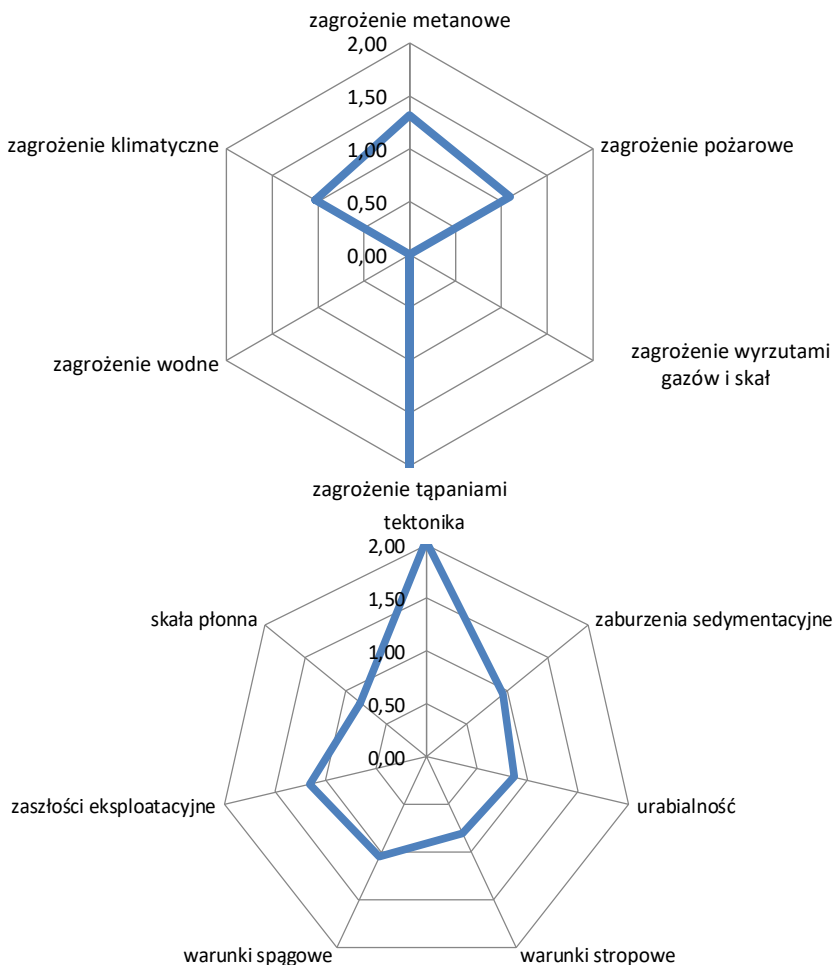
Źródło: opracowanie własne

Analiza uśrednionych kryteriów uciążliwości wskazuje, że najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w partii A5 będą miały zagrożenia tąpnięciami



Rys. 7.34. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w polach (partiach) eksploatacyjnych kopalni Mine\_A w latach 2020–2030

Źródło: opracowanie własne



Rys. 7.35. Średnie parametry kryteriów wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w partii A5 kopalni Mine\_A  
Źródło: opracowanie własne

oraz zagrożenie metanowe. Wyższe niż w pozostałych partiach kopalni występuje ryzyko zagrożenia pożarami. W partii tej występuje także podwyższone ryzyko wynikające z możliwości wystąpienia uskoków, a także wystąpienia naprężeń górotworu wynikające z oddziaływania zaszłości eksploatacyjnych. Najwyższe wskaźniki uciążliwości prognozowane są dla ścian w pokładzie 404/1łg+1d (trzy ściany o średniej wartości wskaźnika  $WUt = 31,3$ ).

Analiza wszystkich ścian, które projektowane są w kopalni Mine\_A do eksploatacji w latach 2020–2030, wskazała, że aż 22 ściany mają wysoką uciążliwość ( $WUt > 23$ ). Pozostałe 20 ścian charakteryzuje się średnim poziomem uciążliwości

Tabela 7.9. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w kopalni Mine\_A w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	0
Średni	18–23	20
Wysoki	>23	22

Źródło: opracowanie własne.

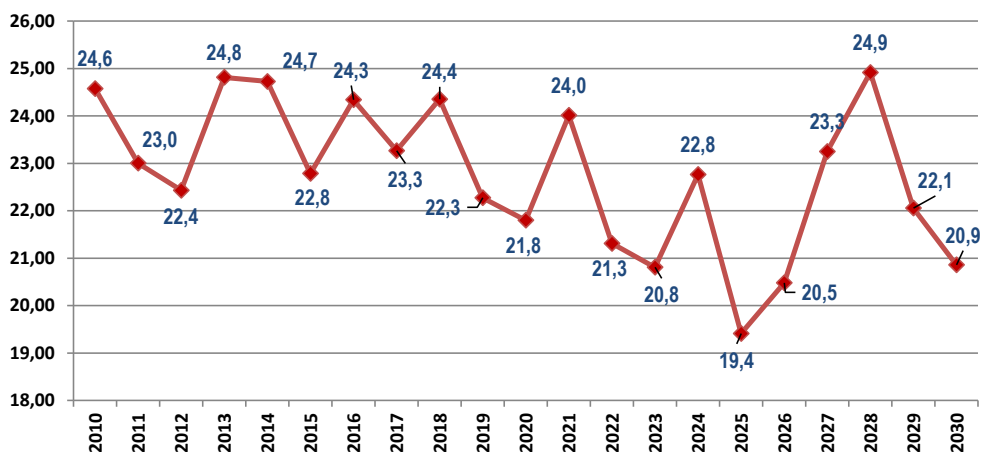
( $WUt = 18-23$ ). Prognozowany poziom uciążliwości oznacza, że wielkość wydobywania z tych ścian może być niższa od projektowanych zdolności wydobywczych.

W analizowanym okresie w kopalni Mine\_A nie ma ścian o niskim poziomie uciążliwości ( $WUt < 18$ ).

### 7.2.2. Kopalnia Mine\_B

Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian dla kopalni Mine\_B za okres 2010–2030 wynosi  $WUt = 24,1$ . Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.36.

Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości występował na początku okresu analizy, w roku 2013 ( $WUt = 24,8$ ) i w kolejnych latach trend uciążliwości eksplo-

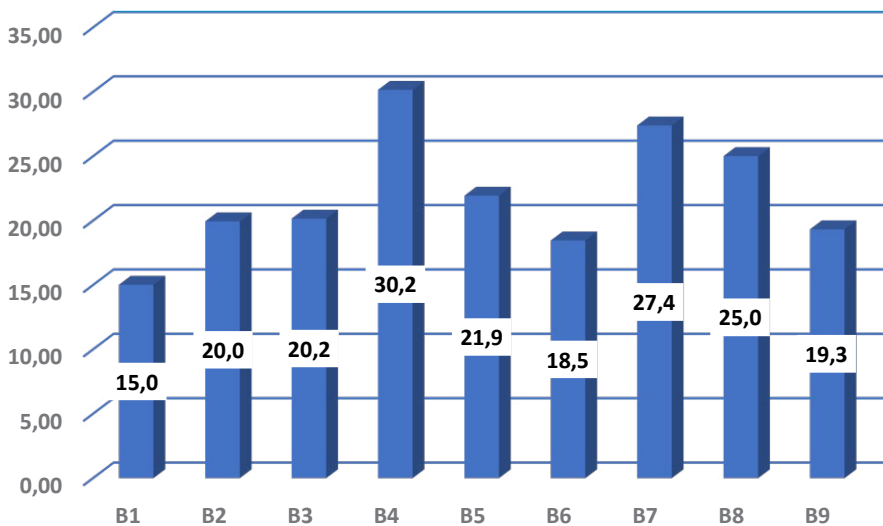


Rys. 7.36. Uśrednione wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_B w latach 2010–2030

Źródło: opracowanie własne

atacji maleje do najmniejszej prognozowanej wartości wskaźnika  $WUt = 19,4$  w roku 2025. W latach 2025–2028 uciążliwość eksploatacji zwiększa się, osiągając w roku 2028 prognozowaną wartość wskaźnika  $WUt = 24,9$ . W kolejnych latach analizy uciążliwość zmniejsza się do poziomu wartości wskaźnika  $WUt = 20,9$  w roku 2030.

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych, w których projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że największa prognozowana wartość wskaźnika uciążliwości wystąpi w partii B4 ( $WUt = 30,2$ ) (rys. 7.37). W partii B4 projektowane jest wydobywanie w pokładach: 412 łg+łd i 412 łg (2 ściany), 409/3 (3 ściany) i 413/2 (1 ściana).

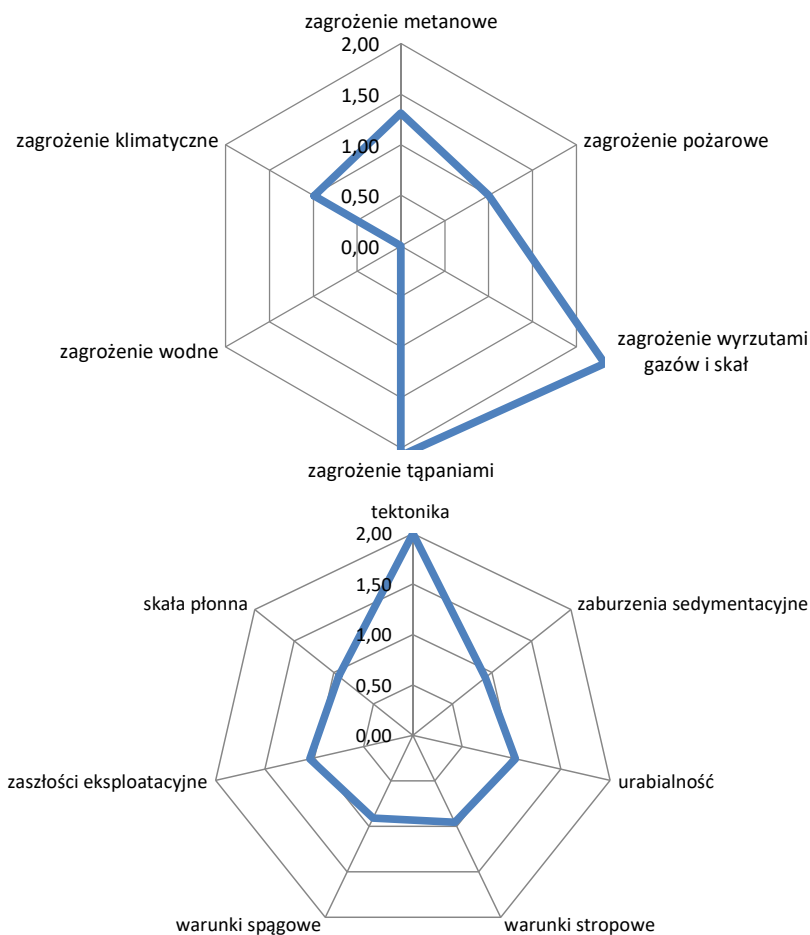


Rys. 7.37. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w polach (partiach) eksploatacyjnych kopalni Mine\_B w latach 2020–2030  
Źródło: opracowanie własne

Charakterystykę partii B4 w kontekście uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian przedstawiono na rysunku 7.38.

Analiza uśrednionych kryteriów uciążliwości pokazuje, że najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w partii B4 będą miały zagrożenia: tapaniami, wyrzutami gazów i skał oraz metanowe. W partii tej występuje także podwyższone ryzyko wynikające z możliwości wystąpienia uskoków. Najwyższe wskaźniki uciążliwości prognozowane są dla ścian w pokładzie 409/3 (trzy ściany o średniej wartości wskaźnika  $WUt = 33,4$ ).

Na pięćdziesiąt jeden ścian, które projektowane są do eksploatacji w latach 2020–2030, dziewiętnaście ścian charakteryzuje się wysokim poziomem uciążliwości ( $WUt > 23$ ) i piętnaście ścian ze średnim poziomem uciążliwości ( $WUt = 18–23$ ). W tych ścianach można się spodziewać ograniczeń wielkości wydobywania.



Rys. 7.38. Średnie parametry kryteriów wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_B w partii B4  
Źródło: opracowanie własne

Tabela 7.10. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w kopalni Mine\_B w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	17
Średni	18–23	15
Wysoki	>23	19

Źródło: opracowanie własne.



Pozostałe siedemnaście ścian charakteryzuje się niską uciążliwością ( $WUt < 18$ ), co może oznaczać, że warunki geologiczne i górnicze nie będą wpływać na poziom projektowanych zdolności wydobywczych.

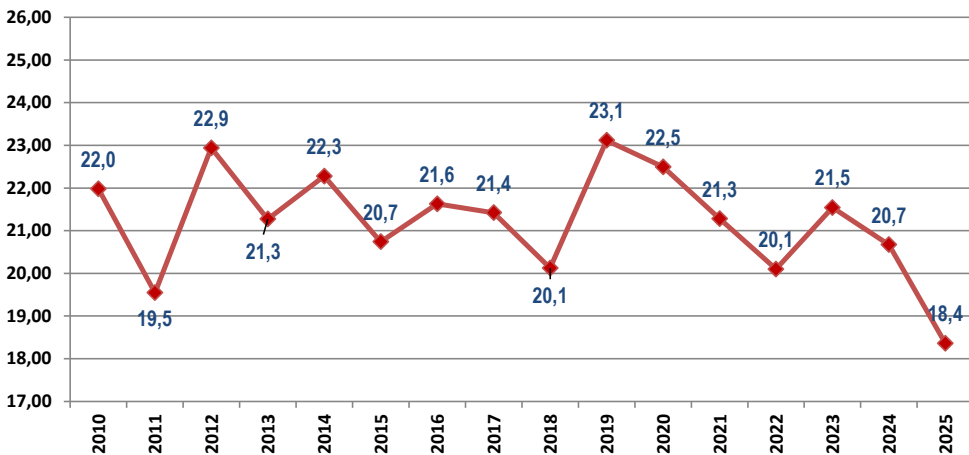
### 7.2.3. Kopalnia Mine\_C

Dla kopalni Mine\_C, z uwagi na planowane zakończenie eksploatacji w roku 2025, analiza dotyczy okresu 2010–2025. Średnia wartość wskaźnika uciążliwości za ten okres wynosi  $WUt = 21,2$ .

Oszacowany najwyższy średni poziom uciążliwości występował na początku okresu analizy. Do roku 2016 wartość wskaźnika uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian oscylowała pomiędzy 19 a 23, osiągając maksimum w roku 2012 ( $WUt = 22,9$ ). W kolejnych latach uciążliwość eksploatacji zmniejsza się, osiągając prognozowane minimum w roku 2025 ( $WUt = 18,4$ ).

Taki spadek uciążliwości w latach 2021–2025 wynika z faktu projektowania eksploatacji w pokładzie 510/1 (dwie ściany), w którym wartość wskaźnika uciążliwości  $WUt$  jest niska.

Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.39.



Rys. 7.39. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji kopalni Mine\_C w latach 2010–2025

Źródło: opracowanie własne

Do roku 2025 w kopalni Mine\_C planowana jest eksploatacja sześciu ścian. W pięciu ścianach prognozowany jest średni poziom uciążliwości ( $WUt = 18–23$ ),

Tabela 7.11. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w kopalni Mine\_C w latach 2020–2025

Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	0
Średni	18–23	5
Wysoki	>23	1

Źródło: opracowanie własne.

a jedna ściana charakteryzuje się wysokim poziomem uciążliwości ( $WUt > 23$ ). Oznacza to, że warunki geologiczne i górnicze mogą ograniczać wielkość zakładanych zdolności wydobywczych.

#### 7.2.4. Kopalnia Mine\_D

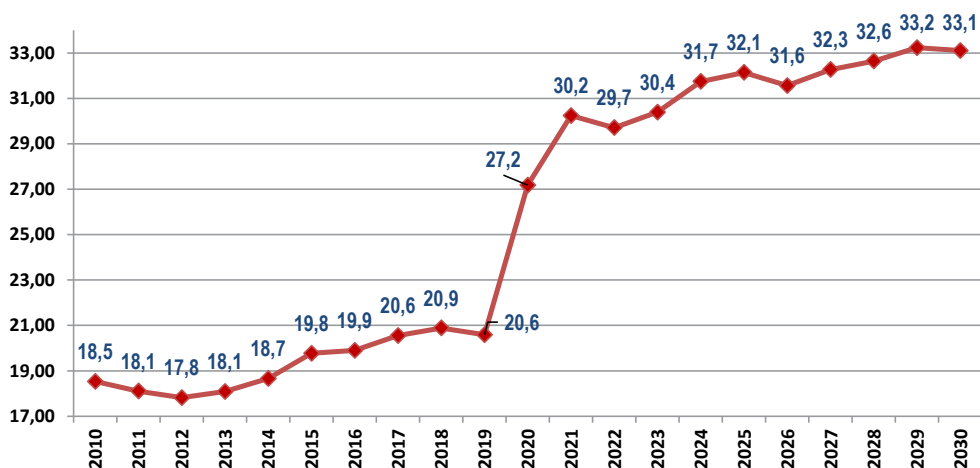
Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian dla kopalni Mine\_D za okres 2010–2030 wynosi  $WUt = 25,6$  i jest to najwyższa uciążliwość spośród analizowanych kopalń. Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.40.

Oszacowany średni poziom wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian od początku okresu analizy do roku 2019 był stabilny, a wskaźnik uciążliwości  $WUt$  oscylował wokół wartości 20. Od roku 2019 trend uciążliwości wyraźnie wzrasta, osiągając maksimum w roku 2029 ( $WUt = 33,2$ ).

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych, w których projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć, że największa prognozowana wartość wskaźnika uciążliwości wystąpi w partii D2 ( $WUt = 34,7$ ) (rys. 7.41). W partii D2 projektowane jest wydobywanie w pokładach: 404/2 (2 ściany), 404/4 (5 ścian) i 405/1 (2 ściany).

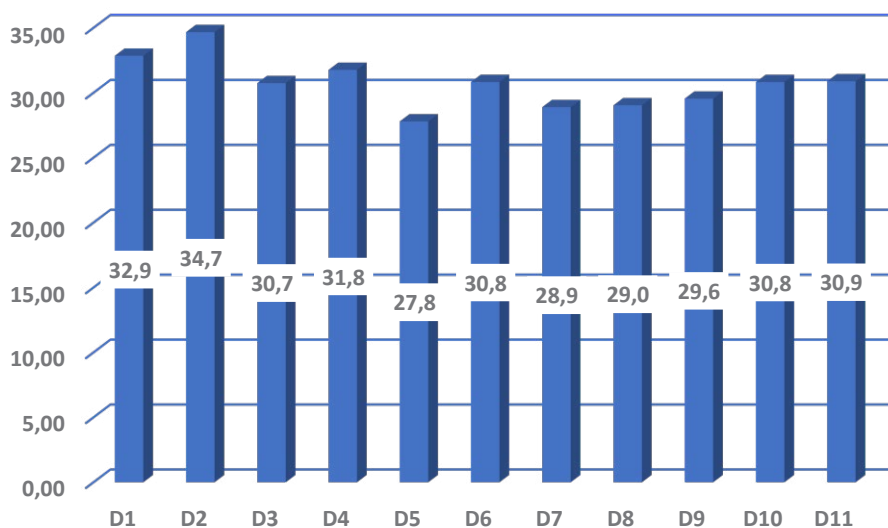
Charakterystykę partii D2 w kontekście uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian przedstawiono na rysunku 7.42.

Analiza uśrednionych kryteriów uciążliwości wskazuje, że najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w partii D2 będą miały zagrożenia: tąpnięciami oraz metanowe. Wyższe niż w pozostałych partiach kopalni występuje ryzyko związane z zagrożeniem klimatycznym. W partii tej występuje także podwyższone ryzyko wynikające z możliwości wystąpienia uskoków, a także z utrzymaniem stropów. Najwyższe wskaźniki uciążliwości prognozowane są dla ścian w pokładzie 405/1 (dwie ściany o średniej wartości wskaźnika  $WUt = 36,5$ ) i w pokładzie 404/4 (pięć ścian o średniej wartości wskaźnika  $WUt = 35,3$ ).



Rys. 7.40. Uśrednione wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_D w latach 2010–2030

Źródło: opracowanie własne



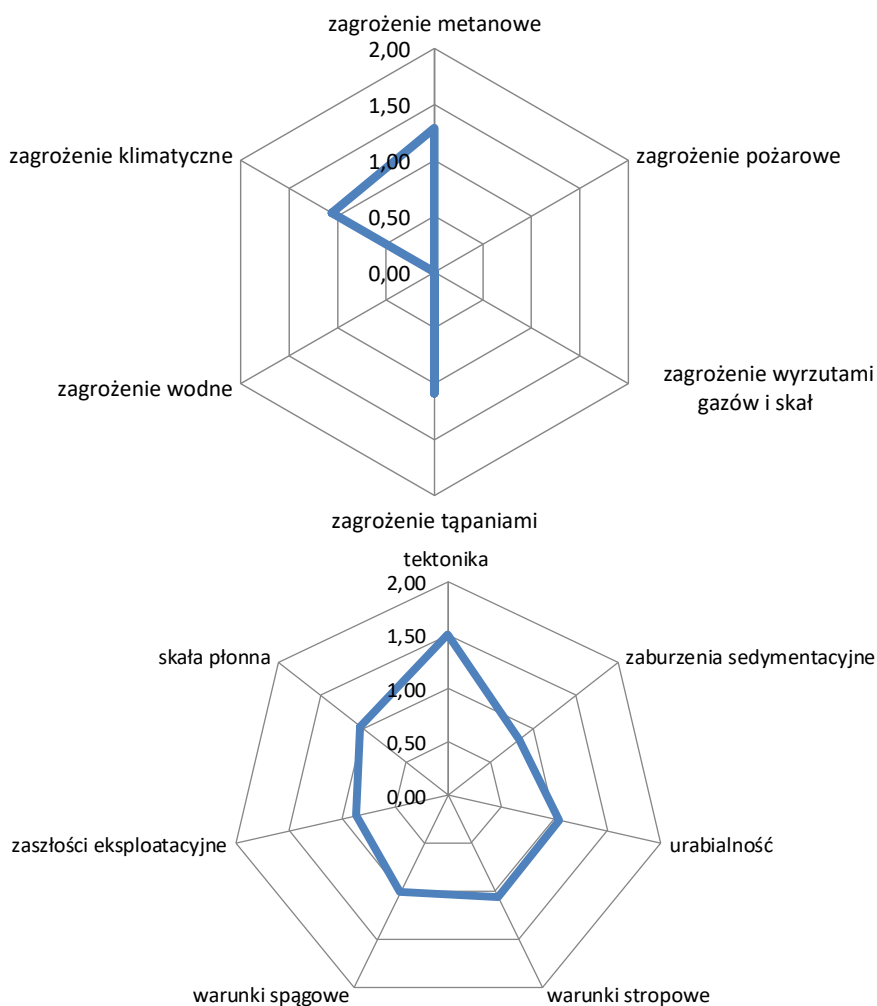
Rys. 7.41. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w polach (partiach) eksploatacyjnych kopalni Mine\_D w latach 2020–2030

Źródło: opracowanie własne

Tabela 7.12. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w kopalni Mine\_D w latach 2020–2030

Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	4
Średni	18–23	2
Wysoki	>23	73

Źródło: opracowanie własne.



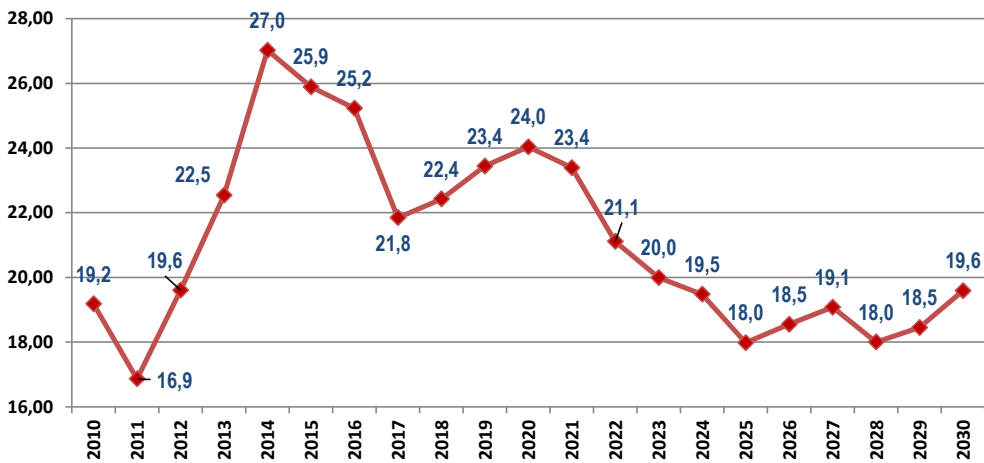
Rys. 7.42. Średnie parametry kryteriów wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w partii D2 kopalni Mine\_D

Źródło: opracowanie własne

W latach 2020–2030 w kopalni Mine\_D projektowana jest eksploatacji w siedemdziesięciu dziewięciu ścianach. W zdecydowanej większości (siedemdziesiąt trzy ściany) wydobywanie będzie prowadzone przy wysokim poziomie uciążliwości warunków geologicznych i górniczych ( $WUt > 23$ ). Prognozowany poziom uciążliwości oznacza, że wielkość wydobywania z tych ścian może być niższa od projektowanych zdolności wydobywczych. Dla dwóch ścian prognozuje się średni poziom uciążliwości ( $WUt = 18–23$ ), gdzie mogą także wystąpić ograniczenia wielkości wydobywania. W przypadku jednej ściany o niskim poziomie uciążliwości ( $WUt < 18$ ) można oczekiwać, że analizowane warunki geologiczne i górnicze nie będą wpływać na zakładany poziom wydobywania.

### 7.2.5. Kopalnia Mine\_E

Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian dla kopalni Mine\_E za okres 2010–2030 wynosi  $WUt = 21,1$ . Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.43.

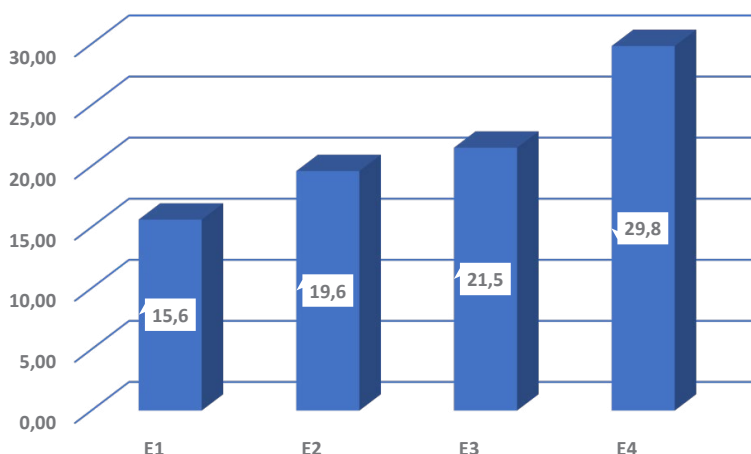


Rys. 7.43. Uśrednione wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_E w latach 2010–2030

Źródło: opracowanie własne

Oszacowany najwyższy średni poziom wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian występował na początku okresu analizy. Od roku 2011 trend uciążliwości wzrastał, osiągając maksimum w roku 2014 ( $WUt = 27,0$ ). W kolejnych latach prognozowana uciążliwość zmniejsza się do poziomu wartości wskaźnika  $WUt = 19,6$  w roku 2030.

Analizując uciążliwość eksploatacji w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych, w których projektowana jest eksploatacja do roku 2030, można zauważyć zróżnicowany poziom uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w poszczególnych partiach (rys. 7.44). Najmniejsza uciążliwość prognozowana jest dla pokładów 404/6 i 405/1 w partii E1 (uśredniona wartość  $WUt = 15,6$ ), które przewidziano do eksploatacji w latach 2025–2032. Największa prognozowana wartość wskaźnika uciążliwości występuje w partii E4 ( $WUt = 29,8$ ). W partii E4 projektowane jest wydobywanie w 4 ścianach w pokładzie 358/1 w latach 2019–2022.

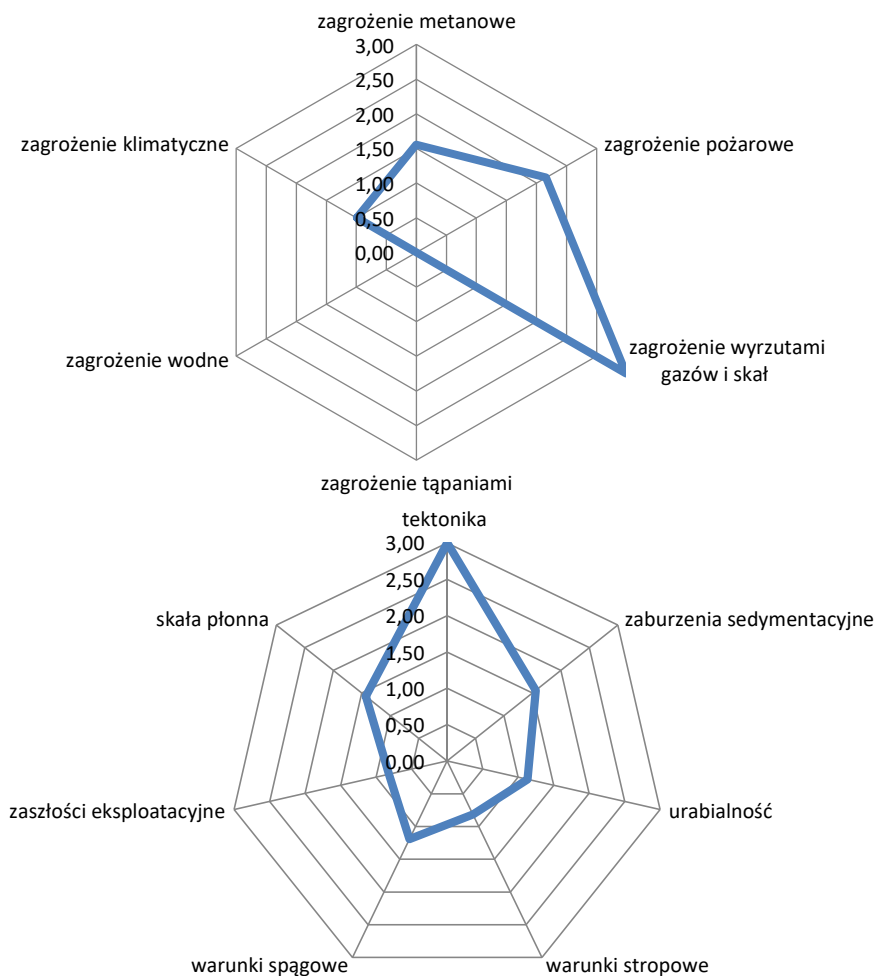


Rys. 7.44. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w polach (partiach) eksploatacyjnych kopalni Mine\_E w latach 2020–2030  
Źródło: opracowanie własne

Charakterystykę partii E4 w kontekście uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian przedstawiono na rysunku 7.45.

Analiza uśrednionych kryteriów uciążliwości wskazuje, że najistotniejszy wpływ na uciążliwość warunków eksploatacji w partii E4 będą miały przede wszystkim zagrożenie wyrzutami gazów i skał, zagrożenie pożarowe oraz w mniejszym stopniu zagrożenie metanowe. W partii tej występuje także wysokie ryzyko wynikające z możliwości wystąpienia uskoków, a także wystąpienia zaburzeń sedimentacyjnych.

W latach 2020–2030 w kopalni Mine\_E zaprojektowano eksploatację w siedemdziesięciu jeden ścianach. Większość ścian (28) charakteryzuje się niskim poziomem uciążliwości warunków geologicznych i górniczych ( $WUt < 18$ ). W dwudziestu pięciu ścianach prognozowana jest uciążliwość na poziomie średnim ( $WUt = 18–23$ ), a w osiemnastu ścianach uciążliwość będzie wysoka ( $WUt > 23$ ). Wysoki poziom uciążliwości oznacza, że wielkość wydobywania z tych ścian może być niższa od projektowanych zdolności wydobywczych.



Rys. 7.45. Średnie parametry kryteriów wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian kopalni Mine\_E w partii E4

Źródło: opracowanie własne

Tabela 7.13. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian w kopalni Mine\_E w latach 2020–2030

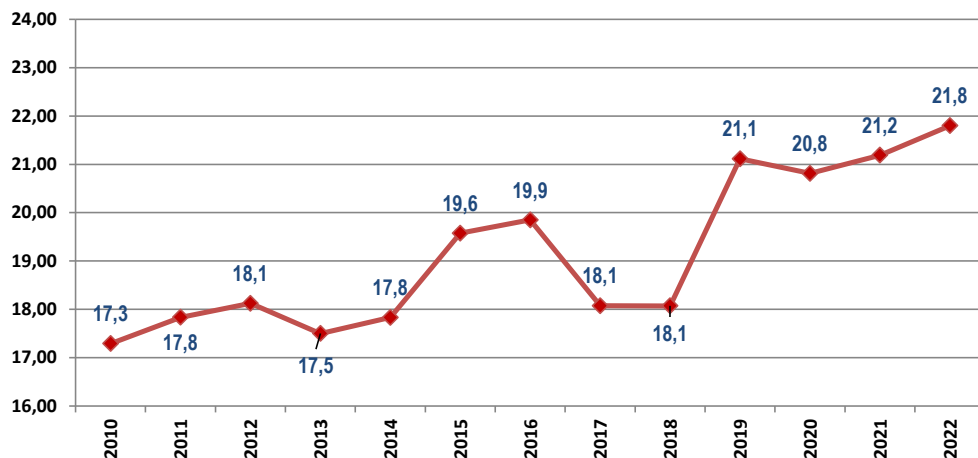
Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	28
Średni	18–23	25
Wysoki	>23	18

Źródło: opracowanie własne.

### 7.2.6. Kopalnia Mine\_F

Dla kopalni Mine\_F, z uwagi na dostępność wiarygodnych danych dotyczących harmonogramu produkcji, analiza uciążliwości obejmuje prognozę do roku 2022.

Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobywanie ze ścian dla kopalni Mine\_F za okres 2010–2022 wynosi  $WUt = 18,9$ . Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.46.



Rys. 7.46. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji kopalni Mine\_F w latach 2010–2022

Źródło: opracowanie własne

Trend uciążliwości w analizowanym okresie w złożu kopalni Mine\_F sukcesywnie wzrasta, osiągając maksimum w roku 2022, kiedy prognozowana wartość  $WUt$  osiąga poziom 21,8. Wyższa szacowana uciążliwość spowodowana jest zaangażowaniem kopalni w eksploatację pokładów: 504 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUt = 23,1$ ) oraz 408/2 (jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUt = 22,0$ ). W tych ścianach warunki geologiczne i górnicze będą wpływać na poziom projektowanych zdolności wydobywczych i można się spodziewać ograniczeń wielkości wydobywania.

W latach 2020–2022 w kopalni Mine\_F projektowana jest eksploatacja w siedmiu ścianach. W jednej ścianie prognozowana jest niska uciążliwość ( $WUt < 18$ ). Natomiast w pięciu ścianach gdzie wskaźnik uciążliwości prognozowany jest na poziomie średnim ( $WUt = 18–23$ ) oraz w jednej ścianie o wysokim poziomie uciążliwości ( $WUt > 23$ ) można się spodziewać ograniczeń wielkości zakładanych zdolności wydobywczych wynikających z warunków geologicznych i górniczych.



Tabela 7.14. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian w ścianach kopalni Mine\_F w latach 2020–2022

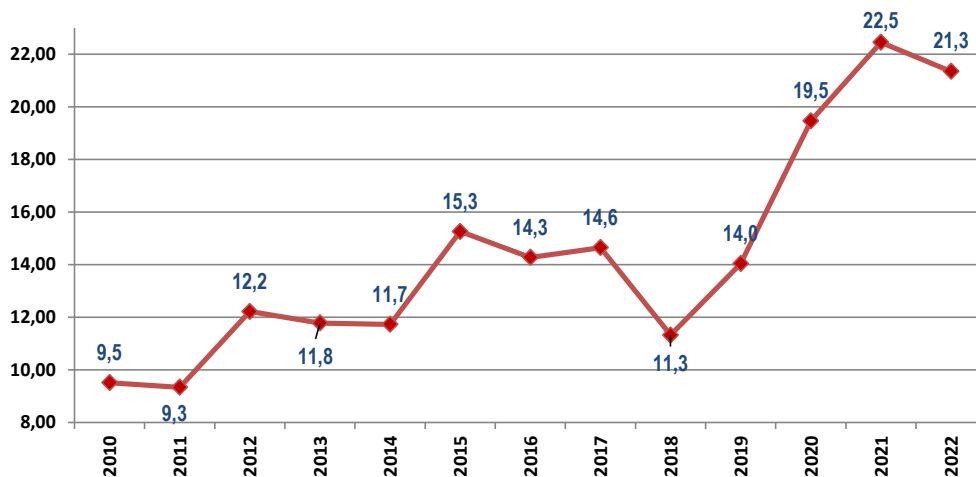
Poziom uciążliwości	WUt	Liczba ścian
Niski	<18	1
Średni	18–23	5
Wysoki	>23	1

Źródło: opracowanie własne.

### 7.2.7. Kopalnia Mine\_G

Dla kopalni Mine\_G, z uwagi na dostępność wiarygodnych danych dotyczących harmonogramu produkcji, analiza uciążliwości obejmuje prognozę do roku 2022.

Średnia wartość wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian dla kopalni Mine\_G za okres 2010–2022 wynosi  $WUt = 14,4$  i jest najniższa spośród wszystkich analizowanych kopalni. Uśrednione wartości  $WUt$  w poszczególnych latach analizowanego okresu ilustruje wykres 7.47.



Rys. 7.47. Uśrednione wartości wskaźnika uciążliwości warunków eksploatacji kopalni Mine\_G w latach 2010–2022

Źródło: opracowanie własne

Oszacowana średnia uciążliwość w złożu kopalni Mine\_G w analizowanym okresie wykazuje trend wzrostowy. W latach 2010–2017 jest na poziomie niskim, a wskaźnik  $WUt$  przybiera wartości pomiędzy 9 a 15, osiągając minimum w roku

2011 ( $WUt = 9,3$ ). Od roku 2019 występuje wzrost uciążliwości eksploatacji aż do prognozowanego maksimum w roku 2021 ( $WUt = 22,5$ ). Taki trend wzrostowy spowodowany jest zaangażowaniem kopalni w eksploatację ścian, w których szacowany jest wyższy poziom wskaźnika  $WUt$  (pokład 405/1 – jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUt = 24,7$ , pokład 407/3 – jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUt = 22,2$ , pokład 405/3 – jedna ściana o wartości wskaźnika  $WUt = 20,5$ ). W tych ścianach warunki geologiczne i górnicze będą wpływać na poziom projektowanych zdolności wydobywczych i można się spodziewać ograniczeń wielkości wydobycia.

Tabela 7.15. Prognozowane wartości wskaźnika wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian dla kopalni Mine\_G w latach 2020–2022

Poziom uciążliwości	$WUt$	Liczba ścian
Niski	<18	3
Średni	18–23	3
Wysoki	>23	1

Źródło: opracowanie własne.

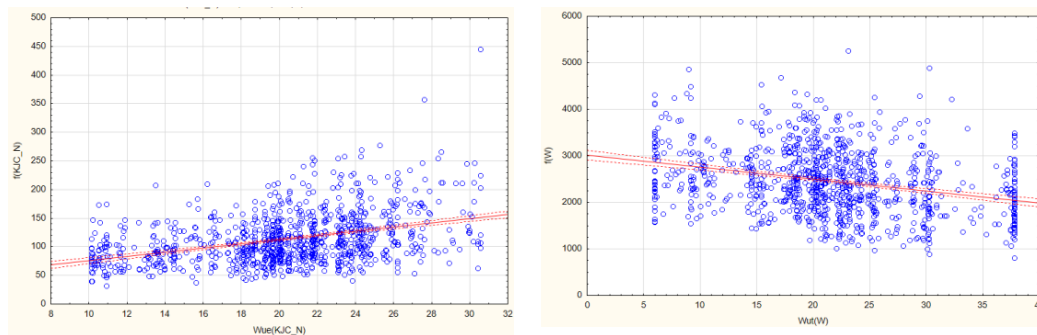
W latach 2020–2022 w kopalni Mine\_G prognozowana jest eksploatacja siedmiu ścian. W trzech ścianach warunki geologiczne i górnicze nie będą wpływać na poziom projektowanych zdolności wydobywczych, gdyż prognozowane są tu niskie wartości wskaźnika uciążliwości ( $WUt < 18$ ). W trzech ścianach można się spodziewać średniego poziomu uciążliwości ( $WUt = 18–23$ ), a jedna ściana charakteryzuje się wysoką uciążliwością i może to oznaczać, że wielkość wydobycia z tych ścian może być niższa od projektowanych zdolności wydobywczych.

## **8. Statystyczna aproksymacja zależności kosztów i wydobywania w ścianach jako funkcji uciążliwości czynników geologicznych i górniczych**

Niniejszy rozdział stanowi próbę parametryzacji zależności kosztów i wydobywania węgla jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych. W poprzednich rozdziałach pracy skoncentrowano uwagę na opracowaniu zagregowanych wskaźników uciążliwości na poziom kosztów procesu eksploatacji *WUe* oraz na dobowe wydobywanie ze ścian *WUt*.

Problemowi interpretacji wzajemnej zależności poszczególnych czynników geologicznych i górniczych składających się na uciążliwość prowadzonego wydobywania węgla poświęcono już sporo uwagi m.in. w publikacjach autora (Sobczyk 2006, 2006b, 2008; Sobczyk, Kopacz 2018; Sobczyk i in. 2020). W publikacji Sobczyk i in. 2020 opracowano dwa modele statystyczne tłumaczące wielkość kosztów ścian i wydobywania przy pomocy wyselekcjonowanych zmiennych geologicznych i górniczych oraz ekonomiczno-finansowych. Uzyskano satysfakcjonujące (jak na skalę problemu badawczego) wyjaśnienie zmienności kosztów i wydobywania jako funkcji czynników geologicznych i górniczych. Badania ujawniły jednak potrzebę pogłębienia analiz zmierzających do możliwie najlepszego wyjaśnienia obserwowanej losowości zmiennych objaśniających. Jest ona wynikiem pewnej specyfiki opisu zagadnień geologicznych i górniczych poszczególnych ścian, mającej swoje uzasadnienie w wymogach prawnych oraz procedurach gromadzenia i interpretacji danych przez służby geologiczne kopalń. Istnieje również naturalny element tej zmienności wynikający ze specyfiki procesów zarządczych i elastyczności wydobywania, która ujawnia się w sprzyjających warunkach panujących w miejscach wydobywania. Elastyczność ta przejawia się m.in. w tym, że dla tych samych poziomów szacowanej uciążliwości możliwy jest duży rozrzut kosztów, czy też wielkości wydobywania węgla (rys. 8.1). Na rysunku 8.1 dodatkowo widać, że 90% przedziału ufności dla krzywych regresji (tylko przykład) pokrywają zaledwie

część obserwacji. W monografii podjęto próbę rozwiązania tego problemu stosując metodę symulacyjną – technikę Monte Carlo, którą wykorzystano w szczególności do opracowania prognozy kosztów i wydobycia (wydajności) w warunkach zmienności poszczególnych składowych (czynników) uciążliwości. Dołączone przykładowe rysunki obrazują również inny bardzo istotny aspekt tego zagadnienia badawczego, a mianowicie, że postać równania mogącego wyjaśnić zmienność zagregowanych wskaźników  $WUe$  i  $WUt$  nie jest jawna, tzn. że wskaźniki te jako produkty modelowania AHP nie muszą się wyraźnie korelować ani z samymi kosztami, ani z wydobyciem realizowanym w poszczególnych ścianach.



Rys. 8.1. Zależność kosztów ścian od wskaźnika  $WUe$  (lewy rysunek) i wydobycia od zagregowanego wskaźnika  $WUt$  (prawy rysunek)

Źródło: opracowanie własne

W tej części pracy dokonano próby powiązania matematycznego (statystycznego) tak opracowanych wskaźników z poziomem kosztów i wielkości wydobycia (dobowe wydobycie) ścian. Zależność ta (o ile występuje) może być opisana w sposób bezpośredni i prosty jako:

- relacja wskaźnika uciążliwości  $WUe$  i kosztów wydobycia przypisanych do ścian,
- relacja dobowego wydobycie ze ściany i wskaźnika uciążliwości  $WUt$ .

Alternatywnie, jeżeli powyższy związek nie jest jawny (co zostanie zweryfikowane później), jako:

- funkcja określonych czynników geologicznych i górniczych i kosztów wydobywania przypisanych do ścian (dekompozycja wskaźnika  $WUe$ ),
- funkcja określonych czynników geologicznych i górniczych i wielkości wydobywania ścian (dekompozycja wskaźnika  $WUt$ ).

Badania w tym kierunku mają znaczenie nie tylko poznawcze, ale i praktyczne. Jeżeli faktycznie taki związek istnieje, można wykorzystać zgromadzoną na bazie doświadczeń historycznych wiedzę do prognozowania sytuacji kopalń przy określonych warunkach geologicznych i górniczych, wpływających na wydajność

wydobywania i koszty operacyjne wydobywania. Badania koncentrują się na ścianach jako centrach wydobywczych i agregują wiedzę i koszty bezpośrednio do nich przypisane.

### 8.1. Metodyka badań

Dla weryfikacji celu sformułowanego na wstępie monografii podporządkowano cele badawcze. Założono możliwość przedstawienia zależności kosztów ścian i dobowego wydobywania ze ściany jako funkcji uciążliwości czynników geologicznych i górniczych poprzez połączenie deterministycznych metod modelowania statystycznego z technikami symulacyjnymi. To powinno dać możliwość pośredniego powiązania w postaci modeli regresji zagregowanych wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$  z kosztami i poziomem wydobywania w ścianach.

Zasadniczym celem analiz przedstawionych w tym rozdziale jest opracowanie dwóch oddzielnych modeli statystycznych wspieranych narzędziami symulacyjnymi (techniką Monte Carlo), pozwalającymi wyjaśnić zależność zmienności kosztów ścian i poziomu wydobywania węgla (dobowego wydobywania ze ściany) jako funkcji wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$  lub ich komponentów (dylemat badawczy: czy możliwe jest wyjaśnienie zmienności kosztów i wydobywania tylko przy pomocy zagregowanych wskaźników uciążliwości, został rozstrzygnięty w kolejnych rozdziałach pracy). Wobec modeli statystycznych oczekiwano pewnej prostoty interpretacji uzyskanych wyników oraz użyteczności praktycznej. Problem zależności zmiennych objaśniających i objaśnianych został odwzorowany w doborze odpowiednich narzędzi i technik symulacyjnych, tak aby sformułowana na podstawie modelu prognoza odpowiadała rzeczywistości. Ostatnim celem monografii była parametryzacja niejawną zależność opracowanych wskaźników kosztowych i wydobywania w ścianach z  $WUe$  i  $WUt$ .

Metodyka badawcza zakłada w pierwszej kolejności analizę zgromadzonych danych, na podstawie których, dla realizacji tak przedstawionego celu, zostały dobrane odpowiednie metody statystyczne.

Zasadniczą część badań stanowiła analiza statystyczna, wykorzystująca techniki regresyjne, prowadząca do opracowania dwóch modeli statystycznych, reprezentujących zmienność jednostkowych kosztów (koszty całkowite przeliczone na wydobywanie węgla netto) oraz wielkości wydobywania (dobowe wydobywanie) poszczególnych ścian od wybranych czynników geologicznych i górniczych.

Trzecią część analizy stanowi symulacja Monte Carlo. Przy użyciu tej techniki w miejsce zmiennych objaśniających wprowadzono ich rozkłady empiryczne powiązane ze sobą kopułami (ang. *Copulas*), tak by możliwie dokładnie odzwierciedlić naturalne zależności występujące w zbiorze 20 zmiennych objaśniających. W ten sposób w model statystyczny wpisano procedury losowe, na podstawie których

zbudowano prognozę zgodną ze złożonym charakterem zależności wszystkich parametrów opisujących ze zmiennymi prognozowanymi. Opracowana prognoza została sformułowana w postaci rozkładu zmiennej prognozowanej kosztu i wydobywania. Przyjęte rozwiązanie posiada przewagę nad rozwiązaniami klasycznej statystyki, zakładającymi z góry, że dla normalnego rozkładu zmiennej prognozowanej możliwe jest zbudowanie odpowiednich przedziałów ufności (przedstawione w dalszej części badania stanowią również dyskusję z tym dylematem).

Następnie jakość prognozy została zweryfikowana ex-post w odniesieniu do wielkości historycznych, tj. parametrów, kosztów i wydobywania ścian, które skończyły już bieg.

Na podstawie zgromadzonych obserwacji ostatecznie opracowano dwa oddzielne modele kosztów jednostkowych i wydobywania jako funkcji wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$  i określono średnie oczekiwane poziomy zmian kosztów i wydobywania wraz z liczebnością w poszczególnych klasach zmienności rozkładów kosztów jednostkowych i wydobywania (wydajności dobowej).

Podsumowując, w monografii rozstrzygnięto kilka kwestii badawczych i problemowych, m.in.:

- jakie właściwości prognostyczne posiadają zgromadzone dane – czynniki geologiczne i górnicze i jaka może być ich użyteczność w prognozowaniu relacji uciążliwości wydobywania, kosztów i dobowego wydobywania ze ścian?
- czy istnieje jawny związek zagregowanych wskaźników uciążliwości z kosztami i wydobywaniem?

Badania zostały wykonane przy użyciu oprogramowania Statistica 13.x, programu do symulacji Model Risk 6.x oraz częściowo w arkuszu kalkulacyjnym Excel.

## **8.2. Wykorzystanie metod statystycznych i matematycznych w górnictwie ze szczególnym uwzględnieniem aspektu kosztów i wydobywania**

W tym rozdziale przedstawiono najważniejsze implementacje modeli statystycznych i matematycznych w polskim górnictwie, z uwzględnieniem kwestii kosztów i modelowania wydobywania.

Warto dodać, że zagadnieniem kosztów w górnictwie zajmowali się m.in. Gawlik (2008), Lisowski (2001), Michalak (2015), Sierpińska (2007), Turek (2002, 2013), Sobczyk i Kopacz (2018). Prace tych autorów prezentują modele kosztowe i podejścia do zarządzania kosztami w kopalniach węgla kamiennego, oceny wpływu poziomu wydobywania na koszty pozyskania węgla, oceny wpływu czynników geologicznych i górniczych na koszty w miejscach ich powstawania (np. ścianach). W pracach zastosowano techniki i modele regresyjne. Swoiste kompendium wiedzy

z zakresu oceny przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie w aspekcie wartości, kosztów i ryzyka stanowią publikacje Wanielisty i in. (2002), Uberman R. i Uberman R. (2005), czy Saługi (2009).

### 8.2.1. Regresja wieloraka

Regresja to metoda statystyczna pozwalająca na estymację warunkowej wartości oczekiwanej zmiennej losowej, tj. zmiennej objaśnianej, dla zadanych wartości innej zmiennej lub wektora zmiennych (objaśniających) (Seber i Wild 1989). Ogólnym celem regresji wielorakiej (termin ten został po raz pierwszy użyty przez Pearsona w 1908 roku) jest ilościowe ujęcie związków pomiędzy wieloma zmiennymi niezależnymi (objaśniającymi) a zmienną zależną (kryterialną, objaśnianą) (IPS 2020). Równanie regresji (liniowej) można przedstawić w ogólnej postaci jako (Neter i in. 1989):

$$Y = a + b_1 \cdot X_1 + b_2 \cdot X_2 + \dots + b_p \cdot X_p \quad (8.1)$$

gdzie:

- $Y$  – zmienna prognozowana,
- $a$  – stała,
- $b_1, b_2, b_p$  – współczynniki równania regresji,
- $X_1, X_2, X_p$  – zmienne objaśniające.

Równanie 8.1 przedstawia zatem kombinację liniową zmiennych objaśnianych. Współczynniki równania regresji reprezentują niezależne wkłady każdej zmiennej w modelu regresji. Rezultatem regresji wielorakiej (uogólnione modele liniowe) jest linia prosta, dla której możliwe jest utworzenie przedziałów ufności, zawierających określony procent obserwacji (Hair i in. 1995).

Utworzony model regresyjny opisuje zwykle kilka przekrojów informacyjnych, w których najważniejsze są: stopień wyjaśnienia zmiennej prognozowanej, mierzony współczynnikiem determinacji  $R^2$ , błąd regresji oraz błędy poszczególnych współczynników równania, stanowiące komponent analizy wariancji (Wooldridge 2013). Ważność poszczególnych współczynników i zmiennych w modelu regresji weryfikuje się dodatkowo oceną stopnia istotności. Do modelu mogą wchodzić zarówno zmienne istotne statystycznie, jak i nieistotne statystycznie, ponieważ mogą być kluczowe z innych względów.

Budowa modelu ekonometrycznego (statystycznego), regresyjnego wiąże się zwykle z koniecznością spełnienia określonych wymogów. Są to najczęściej (Kennedy 1992):

- liniowość zależności pomiędzy zmiennymi i zmienną objaśnianą i jednocześnie brak współliniowości zmiennych objaśnianych,

- normalność składnika resztowego,
- stacjonarność wariancji i niezależność składnika resztowego,
- brak autokorelacji reszt,
- statystycznie akceptowalna liczba obserwacji odstających lub ich brak.

W dalszej części pracy stosowany jest model regresji wielorakiej, który można przedstawić w postaci ogólnej następującym równaniem (Sobczyk i in. 2020):

$$\ln y = \beta X + \varepsilon \quad (8.1A)$$

gdzie:

- $y = (y_1, y_2, \dots, y_n)'$  – jest  $n \cdot 1$  wektorem  $n$  obserwacji zmiennej zależnej,
- $X$  – jest macierzą  $n \cdot (k + 1)$   $n$  obserwacji każdej  $k$  zmiennej objaśniającej (pierwsza kolumna stanowi stałą 1),
- $\beta = (\beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_k)'$  – jest  $(k + 1) \cdot 1$  wektorem współczynników regresji i stałej,
- $\varepsilon = (\varepsilon_1, \varepsilon_2, \dots, \varepsilon_n)'$  – jest  $n \cdot 1$  wektorem obserwacji losowych błędów.

Współczynniki regresji są aproksymowane z użyciem metody najmniejszych kwadratów (OLS). Ponieważ niektóre zmienne były transformowane przy użyciu funkcji logarytmu naturalnego  $\ln$  i standaryzowane względem odchylenia standardowego, ich interpretacja (ze względu na  $Y$ ) wymagała uwzględnienia właśnie tych faktów. W przypadku ogólnego równania regresji, które zostało przedstawione wyżej, można przyjąć przez uproszczenie, że  $j$ -ty współczynnik regresji  $\beta_j$  powoduje w przybliżeniu (w szczególności dla wartości  $\beta_j$  mniejszych od 0,1) oczekiwany wpływ na  $Y$  w postaci  $100 \cdot \beta_j$  [%] na jednostkę wzrostu  $j$ -ej zmiennej  $X_j$ , przy niezmienności pozostałych parametrów objaśniających. Warto dodać, że wpływ procentowy zmiennych oryginalnych (bez transformacji logarytmicznej) był interpretowany dopiero po transformacji odwrotnej (do wartości oryginalnych) funkcją  $\exp(x)$  (ze względu na  $\ln y \rightarrow y$ ). Obliczenia wartości funkcji  $\ln(y)$  i  $Y$  były wykonane bezpośrednio w arkuszu Excel (dzięki temu uniknięto skomplikowanych teoretycznych przeliczeń podanych wzorów).

Liniowy charakter zmiennych objaśniających był weryfikowany metodami graficznymi i wykresami normalności. Wysoka współliniowość zmiennych oznacza, że dwie zmienne silnie ze sobą skorelowane dostarczają nadmiarowej informacji dla wyjaśnienia zmienności zmiennej prognozowanej. Dla przygotowanych modeli regresji współliniowość zmiennych została oceniona przy pomocy współczynnika inflacji wariancji VIF (*Variation Inflation Factor*). VIF mierzy, w jakim stopniu wariancja współczynników regresji jest zdominowana przez współliniowość. Jeżeli VIF wynosi 0, to oznacza brak korelacji w zbiorze zmiennych objaśniających. Zwykle przyjmuje się, że VIF powinien być mniejszy niż 5 (Rogerson 2001), choć niektóre publikacje wskazują na jego wartość graniczną równą 4 (Pan i Jackson 2008).



Normalność składnika resztowego jest zasadniczo wymagana dla małych zbiorów danych w celu prawidłowego oszacowania przedziału ufności prognozy i testowania hipotez. Przy dużych odchyleniach od normalności interwały w prognozie mogą być zbyt duże lub zbyt wąskie. W mniejszym stopniu normalność jest wymagana do uzyskania obiektywnych oszacowań współczynników regresji. Regresja z metodą najmniejszych kwadratów wymaga jedynie, aby reszty (błędy) były stałe i losowe. W dalszej części pracy nad modelami statystycznymi normalność składnika resztowego będzie oceniana na podstawie wykresu normalności reszt w układzie Q-Q. Dodatkowo na etapie oceny źródeł danych dla każdej zmiennej objaśniającej będą generowane statystyki testów Kołmogorowa-Smirnowa i Lilliefora oraz Shapiro-Wilka. Ten ostatni test uchodzi za jeden z najsilniejszych testów przy danym poziomie istotowości (Shapiro i Wilk 1965; Shapiro i Francia 1972).

Niezależność błędów obserwacji była badana pod kątem występowania korelacji reszt w predykcji zmiennej zależnej.

Autokorelacja była z kolei oceniana przy pomocy testu Durбина-Watsona. Test Durбина-Watsona służy do korelacji pomiędzy resztami pierwszego rzędu, czyli między kolejnymi resztami. Teoria jednak mówi, że test Durбина-Watsona może być stosowany w przypadku, gdy model regresji ma stałą, a rozkład składnika losowego jest zbliżony do rozkładu normalnego (Durbin i Watson 1951).

Ocena obserwacji odstających będzie wykonana na bazie histogramów zmiennych objaśniających i charakterystyki normalności rozkładów reszt. Wpływ obserwacji odstających jest szczególnie widoczny w zbiorach małych liczebnych. W przypadku wykonanej regresji obserwacje odstające pojawiały się sporadycznie, głównie w prawych ogonach rozkładów, nie miały jednak istotnego wpływu na model oraz wnioskowanie.

### 8.2.2. Symulacja Monte Carlo

Symulacja Monte Carlo (MC) to metoda używana do opisu skomplikowanych procedur symulacyjnych, polegająca na wykorzystaniu generatorów liczb losowych. Użycie podejścia symulacyjnego stanowi alternatywę używaną do rozwiązywania skomplikowanych zagadnień algebraicznych, dla których określenie postaci matematycznej zjawiska fizycznego jest bardzo skomplikowane lub wręcz niemożliwe. Techniki symulacyjne, generatory liczb losowych i pseudolosowych oraz umiejętności przekształcania generatorów bazujących na rozkładzie jednostajnym w inne, w ciągu ostatnich siedemdziesięciu lat bardzo się rozwinęły, ale istota metody ukonstytuowana przez Von Neumanna pozostaje ta sama (Zieliński i Wiczorkowski 1997). Symulacja Monte Carlo wg Metropolis i Ulama (1949) to „...metoda, która wykorzystuje liczby losowe do konstrukcji próby losowej, na podstawie której

wyciągane są wnioski dla populacji”. W polskim górnictwie wykorzystaniem metod komputerowych, symulacyjnych, stochastycznych zajmowali się m.in. Lisowski i Czyłok (1965), Snopkowski (2000, 2005, 2012), Magda i in. (2002), Saługa (2009), Brzychczy (2012), Kęsek (2013), Kopacz (2009, 2017), Kopacz i in. (2018, 2019), Kęsek i in. (2019).

W dalszych części badań wykorzystano kilka technik symulacyjnych. W szczególności:

- bootstrap nieparametryczny,
- empiryczne rozkłady prawdopodobieństwa,
- korelowanie zmiennych przy pomocy kopuł.

Technika bootstrapu została wprowadzona w roku 1993 (Efron i Tibshirani 1993). Technika ta polega na generowaniu rozkładów zmiennych prognozowanych (określane są statystyki rozkładu w populacji generalnej) bezpośrednio na podstawie obserwacji empirycznych. Wyróżnia się bootstrap parametryczny i nieparametryczny. Bootstrap nieparametryczny stosowany jest w szczególności tam, gdzie nie jest znana postać rozkładu danej cechy w populacji generalnej i brakuje podstaw statystycznych do przyjęcia określonych wartości jego charakterystycznych parametrów. Dotyczy to zatem najczęściej zbiorów mało licznych (Kopacz 2017). W procedurze symulacyjnej obserwacje są porządkowane według rang w kolejności rosnącej pomiędzy minimum a maksimum w rozkładzie. W technice bootstrapu można uwzględniać także niepewność wobec parametrów charakterystycznych tego rozkładu i ten zabieg został wykonany dla wszystkich rozkładów czynników geologicznych i górniczych, celem uwzględnienia informacji płynącej z liczności poszczególnych zmiennych. Próbkowanie trwa tak długo, aż wykonana zostanie narzucona liczba przeliczeń modelu.

W monografii technika ta służy do zreplikowania wartości i zależności występujących w zbiorach analizowanych czynników geologicznych i górniczych. Jest to możliwe poprzez użycie rozkładów empirycznych (ang. *ogive distributions*) (ModelRisk 6.x) i funkcji korelujących – kopuły normalnej (ang. *Gaussian copula*).

Rozkład empiryczny rozkładem typu first-order, jest definiowany przez minimum i maksimum w zbiorze danych empirycznych. Rozkład ten obejmuje cały zbiór danych empirycznych uporządkowany w następującej postaci  $f(x) = (min, max, data)$ , dla którego funkcję gęstości prawdopodobieństwa można przedstawić następującym wzorem (Kopacz 2017):

$$f(x) = \frac{1}{n+1} \cdot \frac{1}{x_{i+1} - x_i} \quad \text{dla } x_i \leq x \leq x_{i+1}; \quad i \in \{0, 1, \dots, n+1\} \quad (8.2)$$

gdzie:

$$x_0 = min; \quad x_{n+1} = max; \quad P(x_0) = 0 \quad \text{i} \quad P(x_{n+1}) = 1$$

Dystrybuanta przyjmuje postać:  $F(x) = i/(n + 1)$ , natomiast wartość średnią można policzyć ze wzoru:  $\frac{i}{n+1} \sum_{i=0}^n \frac{x_i + x_{i+1}}{2}$ , gdzie  $n$  jest liczbą obserwacji. Przybliżenie

wariancji, skośności i kurtozy jest dla tego rozkładu skomplikowane.

Kopuła normalna została wykorzystana, aby powiązać ze sobą poszczególne zmienne objaśniające i zmienną objaśnianą. Połączenie rozkładów empirycznych i kopuł daje takie możliwości.

Kopuły to funkcje połączenia dystrybuant brzegowych w poszukiwaną dystrybuantę łączną.

Ogólnie kopuła  $d$ -wymiarowa ( $C$ ) może być przedstawiona przy wykorzystaniu twierdzenia Sklara (Cherubini i in. 2004) jako wielowymiarowy rozkład  $F$ , którego funkcje brzegowe ( $F_1, F_2, \dots, F_d$ ) są rozkładami jednostajnymi  $U(0,1)$  w  $[0,1]$ , co można zapisać w następującej postaci:

$$F(x_1, x_2, \dots, x_d) = C(F_1(x_1), F_2(x_2), \dots, F_d(x_d)) \quad (8.3)$$

Kopułę można z kolei wyodrębnić, stosując następującą transformację:

$$C(u_1, u_2, \dots, u_d) = F(F_1^{(-1)}(u_1), F_2^{(-1)}(u_2), \dots, F_d^{(-1)}(u_d)) \quad (8.3A)$$

gdzie:

- $F_1^{(-1)}$  – oznacza funkcję kwantylową dystrybuanty,
- $F_i, u_i$  – posiadają rozkład jednostajny w przedziale  $[0,1]$ .

Związane z kopułą współczynniki korelacji  $\tau$ -Kendalla i  $\rho$ -Spearmana mogą być wówczas wyrażone w sensie kopuły jako takiej, odzwierciedlając zależności korelacyjne między zmiennymi. Ogólnie zależność pomiędzy  $\tau$ -Kendalla dla dwóch zmiennych losowych  $X, Y$  i kopuły  $C(u,v)$  dwuwymiarowego rozkładu  $XY$  można przedstawić wzorem (Vose 2008; Kopacz 2017):

$$\tau(X, Y) = 4 \int_0^1 \int_0^1 C(u, v) dC(u, v) - 1 \quad (8.3B)$$

Dla danych empirycznych szacowany jest najpierw współczynnik  $\tau$ -Kendalla, a następnie wykorzystywany jest jego związek z parametrem charakterystycznym danej kopuły (najczęściej oznaczanym jako  $\alpha$ ). Po przekształceniu (tzw. transformacja kwantyla i prawdopodobieństwa) wyznaczane są parametry dopasowywanej kopuły (reprezentacje kopuły  $C$  względem  $F$  oraz jej funkcji brzegowych). Ograniczeniem dla wiarygodności utworzonej kopuły jest wielkość zbioru danych.

### 8.2.3. Charakterystyka danych geologicznych i górniczych

Próba badawcza obejmowała 120 ścian eksploatacyjnych, w których prowadzono wydobywanie w siedmiu kopalniach węgla kamiennego. Ściany były eksploatowane w latach 2010–2019. Dla wszystkich ścian przygotowano zestaw parametrów geologicznych i górniczych oraz kosztowych składających się na uciążliwość warunków, w których prowadzone było wydobywanie. Zebrane zmienne podzielono na cztery grupy czynników, wpływających na stopień uciążliwości eksploatacji, w szczególności:

- zagrożenia naturalne,
- parametry złoża,
- czynniki techniczne,
- czynniki środowiskowe.

Zagrożenia naturalne i parametry złoża są związane z geologiczno-strukturalną budową złóż węgla kamiennego. Obejmują one: miąższość pokładów, występowanie przerostów skał płonnych, wykształcenie litologiczne skał stropowych i spągowych, występowanie uskoków i innego rodzaju zaburzeń, kąt upadu pokładów węgla, spękania w pokładach oraz w skałach otaczających, występowanie ścienień oraz wymyć erozyjnych w pokładach, skład petrograficzny węgla (Sobczyk i in. 2020). Grupa ta obejmuje także warunki hydrogeologiczne, gazowe, termiczne i geotechniczne. Warunki hydrogeologiczne determinowane są przez hydrografię terenu, budowę geologiczną, charakter nadkładu oraz dokonaną eksploatację górniczą. Warunki gazowe złoża związane są z występowaniem lub brakiem metanu, przy czym istotna jest ilość występującego metanu. Warunki termiczne złoża kształtowane są przez temperaturę pierwotną skał w powiązaniu ze stopniem geotermicznym występującym w złożu. Warunki geotechniczne związane są ze skłonnością węgla i skał otaczających do tąpnięć, klasami stropu i spągu w sąsiedztwie pokładów węgla oraz urabialnością węgla oraz skał płonnych.

Czynniki techniczne to ogół parametrów związanych z fizyczną lokalizacją wyrobisk (ścian), parametry geometryczne tych ścian, czynniki określane jako interakcja ściany i górotworu.

Czynniki środowiskowe to parametry określające wpływ eksploatacji górniczej na środowisko.

Spośród wyżej wymienionych czynników tylko niektóre uznano za istotne ze względu na cele przeprowadzonej analizy. Część czynników posiadała niewielki zakres zmienności, do innych nie uzyskano kompletnych danych. Niektóre zmienne były typu jakościowego. Praktyka górnicza pokazuje ponadto, że eksploatacja w warunkach zagrożeń naturalnych, również ze względu na ograniczenia prawne, organizacyjne i BHP, wiąże się z ponoszeniem znacznych kosztów na działania profilaktyczne dotyczące bezpieczeństwa pracy. Obserwacje ciągłe ruchu ścian wskazują również, że zagrożenia naturalne (np. metanowe, tąpnięciami) bardzo silnie limitują postępy ścian, wpływając na ograniczenia wielkości wydobywania.

Znaczenie posiada również lokalizacja ścian w obszarze górniczym, pokładzie, rejonie, co ma związek z logistyką transportu, długością dróg odstawy czy też czasem dotarcia do miejsca pracy. Na efektywność techniczną i ekonomiczną ścian bardzo istotnie wpływają parametry samej ściany. Ściany o dużych wybiegach, umiejscowione w średnich i grubych pokładach cechuje wysoka koncentracja wydobywania, a co za tym idzie – niskie jednostkowe koszty. Ilość skały płonnej ma też istotne znaczenie, co podkreślają Kopacz (2017), Kicki, Sobczyk (2016). Przechodzenie przez strefy kamienne i inne zaburzenia pokładu wiąże się z silnym spowolnieniem tempa wydobywania i wzrostem kosztów zużycia materiałów eksploatacyjnych i gospodarki remontowej. Oczywiście na efektywność wydobywania i koszty wpływają również głębokość eksploatacji, warunki stropowe i spągowe czy też tektonika. Wyższa głębokość wiąże się ze wzrostem kosztów zużycia energii na wentylację, klimatyzację czy też z ograniczeniem czasu pracy. Pogarszanie się warunków stropowych i spągowych wpływa na rytmikę procesu wydobywczego i koszty utrzymania wyrobisk, drażenia i postęp. Występowanie ww. czynników z dużą intensywnością niekiedy wiąże się z podjęciem decyzji o wcześniejszym zakończeniu wydobywania w tym miejscu.

Przy ocenie użyteczności określonej zmiennej zastosowano ocenę ekspercką, bazując na doświadczeniu autora, licznych publikacjach z tego zakresu oraz znajomości praktyki górniczej. Do grupy czynników, określających uciążliwość warunków naturalnych i parametrów pokładu, za kluczowe uznano:

- zagrożenie metanowe,
- skłonność węgla do samozapalenia,
- zagrożenia wyrzutami gazów i skał,
- zagrożenia tąpnięciami,
- zagrożenia klimatyczne,
- tektonikę analizowanego złoża – wskaźnik zuskokowania,
- warunki sedymentacyjne,
- głębokość zalegania,
- grubość przerostów,
- warunki spągowe i stropowe.

Do parametrów kształtujących uciążliwość techniczną zaliczono:

- długość odstawy i transportu,
- czas dojścia/dojazdu załogi do ściany,
- odległość od szybu wdechowego,
- parametry ściany (długość, wybieg, wysokość),
- występowanie zaszłości eksploatacyjnych.

Uciążliwość środowiskowa była natomiast opisana zawartością skały płonnej w urobku.

W tabeli 8.1 przedstawiono wykaz analizowanych zmiennych oraz ich oznaczenie stosowane w modelach statystycznych.

Tabela 8.1. Zmienne wykorzystane w określeniu poziomu uciążliwości eksploatacji w analizowanych ścianach

Kategoria	Czynnik	Zmienna w modelu
Uciążliwość zagrożeń naturalnych	Zagrożenie metanowe	X1
	Skłonność węgla do samozapalenia	X2
	Zagrożenie wyrzutami gazów i skał	X3
	Zagrożenie tąpnięciami	X4
	Zagrożenie klimatyczne	X5
Uciążliwość parametrów złoża (pokładu)	Wskaźnik zuskokowania	X6
	Zaburzenia sedimentacyjne	X7
	Głębokość zalegania	X8
	Grubość przerostów	X9
	Urabialność	X10
	Warunki stropowe	X11
	Warunki spągowe	X12
Uciążliwość techniczna (górnicza)	Długość odstawy i transportu	X13
	Czas dojścia/dojazdu załogi do ściany	X14
	Odległość od szybu wdechowego lub wydechowego	X15
	Długość ściany	X16
	Wybieg ściany	X17
	Wysokość ściany	X18
	Występowanie zaszczości eksploatacyjnych w otoczeniu ściany	X19
Uciążliwość środowiskowa	Wielkość skały płonnej w urobku	X20

Źródło: opracowanie własne.

W ramach procesu przygotowania danych do dalszych analiz przekształcono wartości skokowe (punktowe), stosowane w klasyfikacji niektórych parametrów geologicznych i górniczych (np. zagrożenia tąpnięciami), na zmienne porządkowe, co zostało podyktowane wymaganiami numerycznych narzędzi statystycznych.

W tabeli 8.2 zaprezentowano podstawowe statystyki opisowe ww. zmiennych.

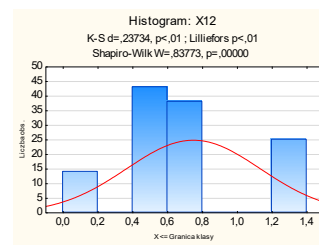
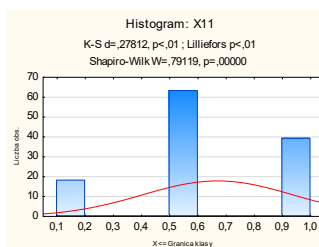
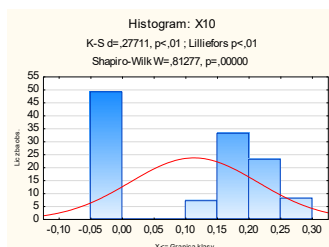
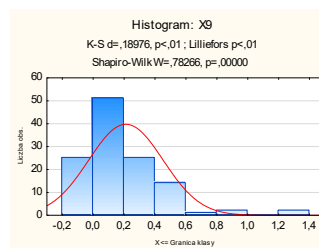
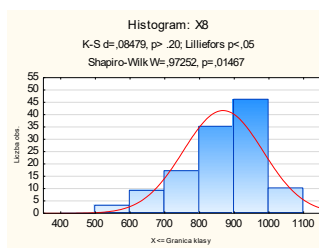
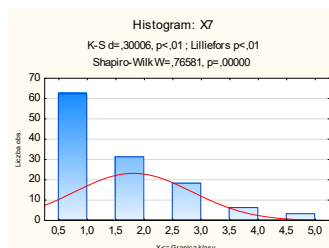
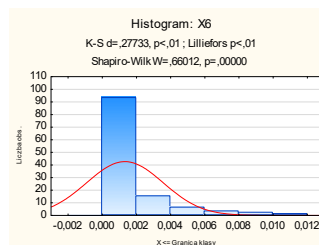
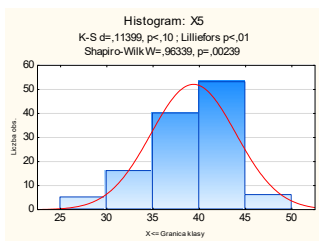
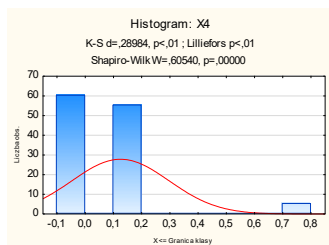
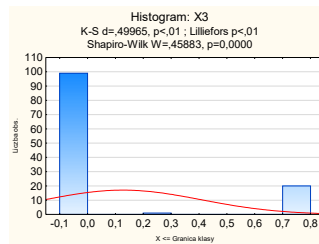
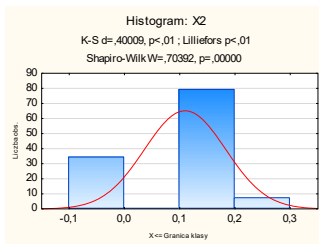
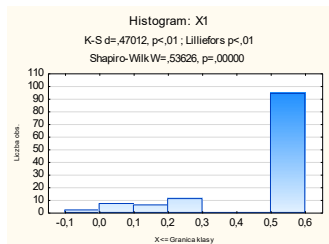
Uwagę zwraca wartość wskaźników skośności, kurtozy i wskaźników zmienności. Rozkłady większości zmiennych wyraźnie odstają od rozkładu normalnego (wartości kurtozy różne od 3 i skośność różna od 0). Część zmiennych posiada tylko kilka wartości charakterystycznych, co wskazuje na ich dyskretny charakter. W celu poprawy stopnia percepcji danych, przedstawione w tabeli 8.1 zmienne zaprezentowano w postaci histogramów (rys. 8.2). Testy Kołmogorowa-Smirnowa (K-S)

Tabela 8.2. Podstawowe statystyki opisowe wybranych zmiennych geologicznych i górniczych

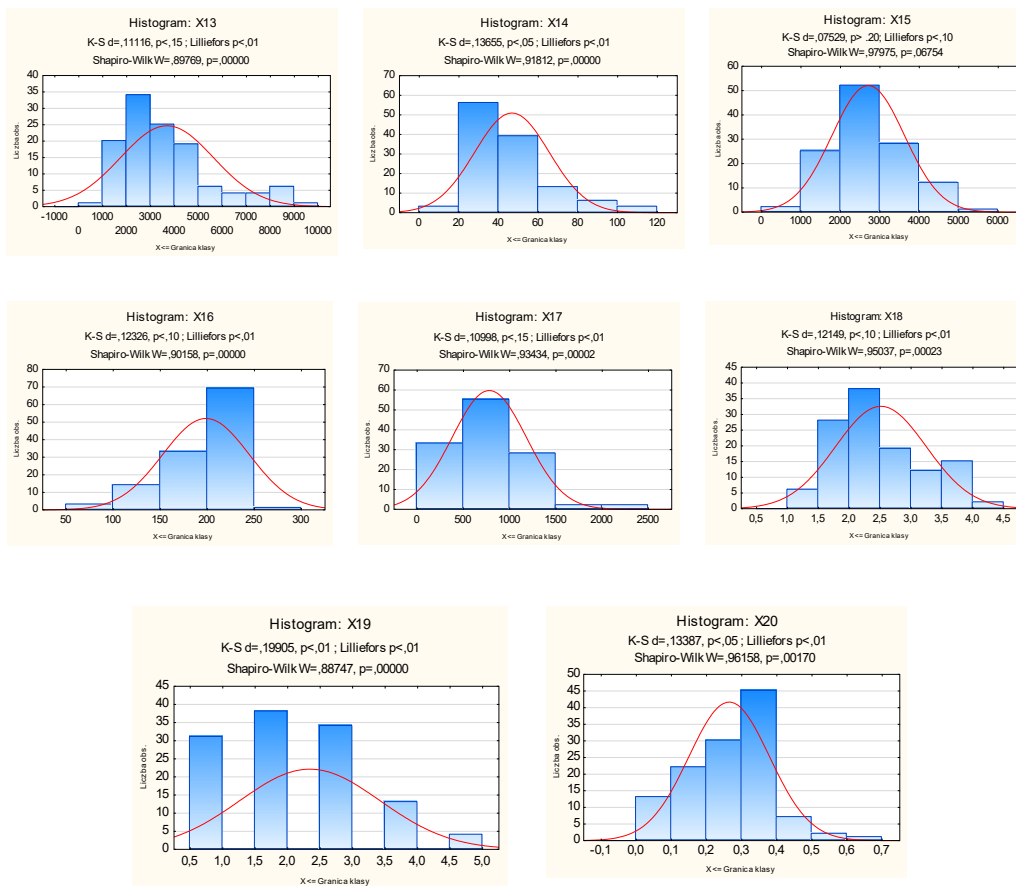
Zmienna	Statystyki opisowe (Dane - Modelowanie kosztów -statystyki opisowe)												
	Srednia	Mediana	Minimum	Maksimum	Dolny Kwartyl	Górny Kwartyl	Wariancja	Odch.std	Wsp.zmn.	Skośność	Kurtoza		
X1	0,45	0,53	0,00	0,53	0,53	0,53	0,03	0,16	35,90	-1,87	2,13		
X2	0,11	0,14	0,00	0,29	0,00	0,14	0,01	0,07	67,00	-0,46	-0,60		
X3	0,13	0,00	0,00	0,75	0,00	0,00	0,08	0,28	220,86	1,79	1,25		
X4	0,13	0,10	0,00	0,80	0,00	0,20	0,03	0,17	137,69	2,42	7,54		
X5	39,37	40,00	29,00	49,00	36,45	42,30	21,08	4,59	11,66	-0,50	-0,27		
X6	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	169,26	2,19	4,86		
X7	1,81	1,00	1,00	5,00	1,00	2,00	1,06	1,03	57,04	1,24	0,93		
X8	867,97	886,50	554,00	1100,00	808,00	953,25	13187,81	114,84	13,23	-0,54	-0,07		
X9	0,21	0,15	0,00	1,31	0,05	0,29	0,06	0,24	113,79	2,19	6,47		
X10	0,11	0,17	0,00	0,27	0,00	0,21	0,01	0,10	89,24	-0,00	-1,60		
X11	0,67	0,60	0,20	1,00	0,60	1,00	0,07	0,27	39,96	-0,22	-0,77		
X12	0,75	0,80	0,20	1,40	0,50	0,80	0,15	0,38	51,42	0,60	-0,67		
X13	3682,22	3175,00	770,00	9090,00	2175,00	4457,50	3758893,97	1938,79	52,65	1,12	0,73		
X14	46,72	42,67	15,77	110,00	35,00	55,00	353,45	18,80	40,24	1,14	1,42		
X15	2704,50	2600,00	825,00	5092,00	2065,00	3337,50	844972,29	919,22	33,99	0,41	-0,35		
X16	198,58	206,50	70,60	253,00	172,75	241,50	2111,70	45,95	23,14	-0,83	-0,17		
X17	779,69	684,25	223,75	2198,00	488,50	1015,00	160580,78	400,73	51,40	0,98	1,09		
X18	2,51	2,30	1,07	4,23	1,98	2,95	0,54	0,73	29,26	0,50	-0,56		
X20	0,26	0,28	0,03	0,62	0,18	0,34	0,01	0,11	43,45	0,03	0,00		

Źródło: opracowanie własne.

i Lillieforsa oraz Shapiro-Wilka (S-W) potwierdzają, w większości przypadków, z wyjątkiem zmiennej X15 – odległość od szybu wdechowego, inny niż zgodny z rozkładem normalnym charakter danych (pomijając zmienne dyskretne). Część zmiennych (np. X5 – zagrożenie klimatyczne, X8 – głębokość zalegania) wykazuje rozkład zbliżony do rozkładu normalnego. Wskazane testy jednak nie zweryfikowały hipotezy zerowej w dostatecznym stopniu (hipoteza zerowa dla obu testów o zgodności obu rozkładów byłaby pozytywnie zweryfikowana przy p-value większym od 0,05).







Rys. 8.2. Histogramy wybranych zmiennych geologicznych i górniczych  
Oznaczenia symboli – w tabeli 8.1

### 8.2.4. Charakterystyka danych ekonomiczno-finansowych

Podstawowe statystyki opisowe zmiennych ekonomiczno-finansowych zaprezentowano w tabeli 8.3. Dane kosztowe ścian zostały przygotowane z uwzględnieniem zasad ewidencji kosztów zarówno w przekrojach miejsc pracy, jak i realizowanych procesów, czy też rodzajów kosztów. Dla każdej ściany wykazano koszty z podziałem na trzy fazy: zbrojenie, eksploatacja, likwidacja, a następnie z podziałem na rodzaj kosztu: wynagrodzenia, materiały, energia, amortyzacja, remonty oraz pozostałe koszty. Dodatkowo została przekazana informacja o łącznych kosztach dla każdej z wyżej wymienionych faz, a także o udziale w nich kosztów związanych z transportem. Jednostkowe wartości kosztów obliczono z wykorzystaniem przekazanych przez kopalnię danych produkcyjnych (wydobywanie netto, wydobywanie brutto).

Źródłem danych kosztowych był system SAP (*Business Objects*), którego operatorem są m.in. komórki kontrolingowe. Stosując te same zasady rejonizacji, dla każdej ze ścian zidentyfikowano odpowiednie miejsca pracy agregujące koszty w różnych fazach procesu produkcyjnego, dla których wygenerowano dane do programu Excel w przedstawionym uprzednio zakresie informacyjnym.

Na podstawie ww. danych oraz wielkości wydobycia wyznaczono wskaźniki kosztowe w ujęciu jednostkowym, służące do przeprowadzenia dalszych analiz. Pierwotnie liczba badanych wskaźników była bardzo duża, przy czym ostatecznie zdecydowano się na ograniczenie zakresu analiz do najbardziej reprezentatywnych wskaźników ekonomiczno-technicznych, których charakterystykę przedstawiono w tabeli 8.3. Zbiory danych obejmowały wartości zmiennych ze 120 ścian. Dobór wskaźników kosztowych był podporządkowany zasadzie możliwie najlepszego wyjaśnienia zmienności wskaźnika *WUe*. Ze względu na fakt, że *WUe* został wyliczony w modelu hierarchicznym (szczegółowo opisanym w rozdziałach wcześniejszych), nie oczekiwano silnego związku kosztów z tym wskaźnikiem. Wynika to z faktu, że model AHP cechują daleko idące przekształcenia zmiennych oraz udział wiedzy eksperckiej, która nie musi się przekładać na związki opracowanych wskaźników (*WUe*, *WUt* – stosowanym w drugim modelu ekonometrycznym) z danymi pierwotnymi. Ponadto znaczenie miał fakt podziału kosztów na procesy i fazy w całym cyklu życia przodka ścianowego celem wyłonienia zbioru kosztów możliwie najbardziej zmiennych i powiązanych ze wskaźnikiem uciążliwości. Analizowano zatem ostatecznie związki kosztów i uciążliwości w następujących przekrojach:

- KC – koszty całkowite ściany,
- KC\_G – koszty całkowite gotówkowe (tj. bez amortyzacji),
- KC\_E – koszty całkowite ściany w fazie eksploatacji,
- KJC\_B – koszty jednostkowe przeliczone na wydobycie brutto,
- KJC\_N – koszty jednostkowe przeliczone na wydobycie węgla netto,
- KJC\_E – koszty w fazie eksploatacji przeliczone na wydobycie netto,
- KJC\_G\_E – koszty całkowite, gotówkowe w fazie eksploatacji przeliczone na wydobycie netto.

Zakres i charakterystykę analizowanych wskaźników kosztowych zestawiono w tabeli 8.3.

Dodatkowo, w celu pogłębienia percepcji ww. zmiennych kosztowych oraz ich związku ze wskaźnikiem *WUe*, na rysunku 8.3 przedstawiono histogramy kosztów w analizowanych przekrojach. Analizowane zmienne mają charakter ciągły, jednak ich rozkłady w wyniku przeprowadzonych testów K-S i Lillieforsa oraz S-W odbiegają od rozkładu normalnego. Jedynie rozkład *WUe*, na bazie testu Shapiro-Wilka, spełnia wymagania nieodrzućenia hipotezy zerowej o zgodności z rozkładem normalnym.

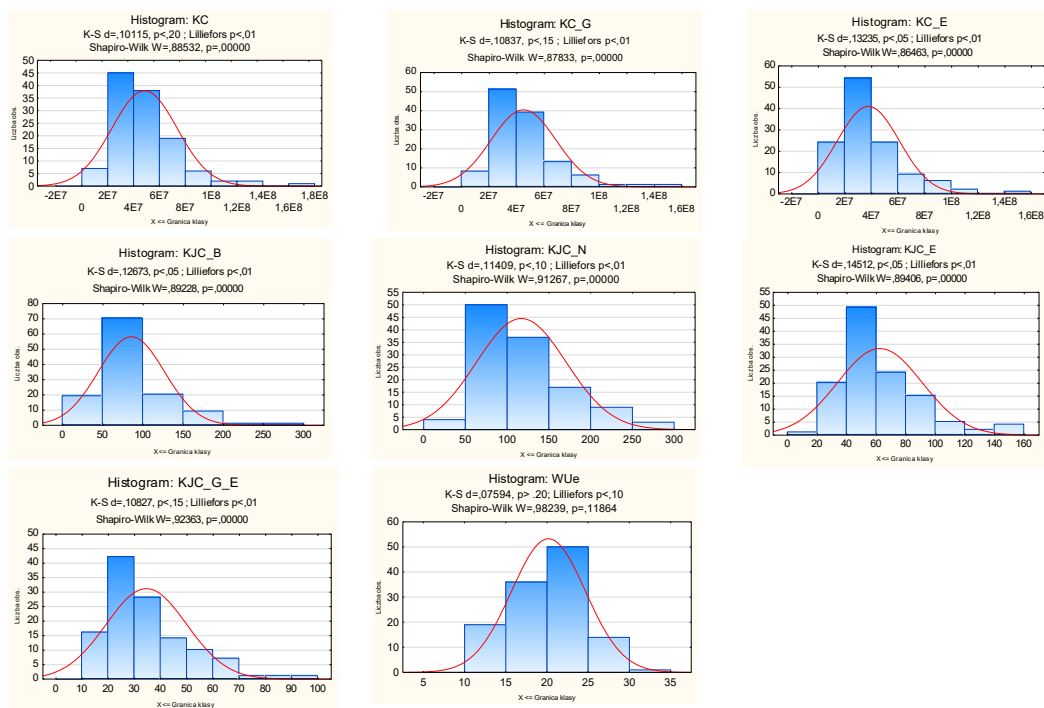
Dodatkowo, celem wyboru odpowiedniej zmiennej z grupy kosztów, przy pomocy której możliwe staje się wyjaśnienie zmienności wskaźnika *WUe* w modelu

Tabela 8.3. Kluczowe statystyki opisowe wybranych zmiennych ekonomiczno-finansowych oraz wskaźnika uciążliwości WUe

Zmienna	Statystyki opisowe (Baza tylko kosztów)										
	Nwaznych	Średnia	Mediana	Minimum	Maksimum	Wariancja	Odch.std	Wsp.zmn.	Skośność	Kurtoza	
KC	120	48 505 497	44 091 880	12 559 447	161 131 077	6,378142E+14	25 254 983	52,1	1,59	3,77	
KC_G	120	44 862 581	40 510 313	11 911 304	149 937 345	5,603279E+14	23 671 245	52,8	1,63	3,90	
KC_E	120	37 459 062	32 600 327	7 470 321	144 321 140	5,442269E+14	23 328 672	62,3	1,67	3,84	
KJC_B	120	85,37	74,28	28,08	261,39	1,690446E+03	41,12	48,2	1,46	2,91	
KJC_N	120	117,00	106,80	34,35	280,88	2,889310E+03	53,75	45,9	1,07	0,81	
KJC_E	120	62,28	54,68	18,74	154,08	8,238151E+02	28,70	46,1	1,32	1,81	
KJC_G_E	120	34,51	30,70	11,99	90,15	2,352202E+02	15,34	44,4	1,12	1,45	
WUe	120	20,18	20,16	10,12	30,57	2,017998E+01	4,49	22,3	-0,28	-0,24	

Objaśnienia: KC – koszty całkowite ściany, KC\_G – koszty całkowite gotówkowe (tj. bez amortyzacji), KC\_E koszty całkowite ściany w fazie eksploatacji, KJC\_B – koszty jednostkowe przeliczone na wydobywanie brutto, KJC\_N – koszty jednostkowe przeliczone na wydobywanie węgla netto, KJC\_E – koszty w fazie eksploatacji przeliczone na wydobywanie netto, KJC\_G\_E – koszty całkowite, gotówkowe w fazie eksploatacji przeliczone na wydobywanie netto.

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 8.3. Histogramy wybranych kosztów  
 Objasnienia poszczególnych skrótów – jak w tabeli 8.1  
 Źródło: opracowanie własne

statystycznym, przeprowadzono analizę korelacji. Z uwagi na zaobserwowane odstępstwa od liniowości, zastosowano współczynnik korelacji rangowej rho-Spearmana.

Analizując tabelę 8.4, można zauważyć słabe związki kosztów całkowitych i jednostkowych ze zmienną *WUe*. Najsilniejszą korelację posiadają koszty jednostkowe dla fazy eksploatacji (*KJC\_E*). Wskaźniki jednostkowe kosztów lepiej korelują się ze wskaźnikiem *WUe*, choć różnice są niewielkie. W związku z tym faktem do dalszych analiz wybrano ujęcie jednostkowe kosztów całkowitych (tj. w przeliczeniu na wydobyte węgla netto), oznaczone jako *KJC\_N*. Prezentacja kosztów wydobywania węgla netto w ujęciu jednostkowym jest spotykanym w praktyce ujęciem kosztu produkcji węgla. Jest to też kategoria powszechnie znana i akceptowana w praktyce górniczej, choć niepozbawiona wad interpretacyjnych. Ponadto warto podkreślić, że ostatecznie działalność górnicza nastawiona jest na wydobywanie węgla (nie zaś urobku brutto). Wydobywanie węgla, prowadzące następnie do określenia produkcji węgla handlowego, stanowi agregat przychodów i kosztów w rachunku efektywności ekonomicznej i rachunku kosztu własnego przedsiębiorstwa (Gawlik, 2008). Wydaje się zatem, że prognoza kosztu wydobywania węgla ze ścian w ujęciu jednostkowym będzie satysfakcjonująca dla określenia struktury modelu ekonomicznego.

Tabela 8.4. Macierz korelacji rangowej – rho-Spearmana dla wybranych przekrojów kosztów

Zmienna	Korelacja porządku rang Spearmana BD usuwane parami Oznaczone wsp. korelacji są istotne z $p < 0,05000$							
	KC	KC_G	KC_E	KJC_B	KJC_N	KJC_E	KJC_G_E	WUe
KC	1,000	0,996	0,968	0,006	0,077	0,191	0,160	0,109
KC_G	0,996	1,000	0,960	0,063	0,139	0,244	0,202	0,109
KC_E	0,968	0,960	1,000	-0,068	-0,004	0,179	0,082	0,101
KJC_B	0,006	0,063	-0,068	1,000	0,933	0,929	0,818	0,143
KJC_N	0,077	0,139	-0,004	0,933	1,000	0,870	0,825	0,140
KJC_E	0,191	0,244	0,179	0,929	0,870	1,000	0,781	0,169
KJC_G_E	0,160	0,202	0,082	0,818	0,825	0,781	1,000	0,141
WUe	0,109	0,109	0,101	0,143	0,140	0,169	0,141	1,000

Źródło: opracowanie własne.

trycznego, gdzie zmiennymi objaśniającymi będą poszczególne czynniki geologiczne i górnicze (zmiennie od X1 do X20).

Analiza korelacji ujawniła również kolejny, bardzo ważny aspekt zidentyfikowanego problemu badawczego, a mianowicie, że żadna z ww. kategorii kosztów – indywidualnie – nie wyjaśnia wskaźnika uciążliwości w dostatecznym stopniu. Wskazuje to tym samym na konieczność dekompozycji wskaźnika *WUe* (do elementarnych składowych, tj. poszczególnych czynników geologicznych i górniczych) celem podjęcia próby bardziej satysfakcjonującego wyjaśnienia zmienności wybranej kategorii kosztów (w tym przypadku *KJC\_N*).

Podsumowując dotychczasowe rozważania, można stwierdzić, że zgromadzone dane cechuje niejednokrotnie dyskretny charakter oraz odstępstwa od rozkładu normalnego. Wykorzystanie tych zmiennych w modelach statystycznych skutkowałoby obniżeniem zdolności prognostycznej modeli (wniosek ten jest poparty fazą licznych badań wstępnych). Zbiory są natomiast wystarczająco liczne dla wdrożenia w miarę stabilnych mechanizmów symulacyjnych. W danych ujawnia się losowość, będącą cechą specyficzną i jednocześnie naturalną badanego zjawiska. W związku z powyższym uznano, że dane te należy odpowiednio przekształcić, stosując (dla wybranych zmiennych) transformacje logarymiczną, a dla wszystkich czynników ostatecznie – standaryzację. Po zlogarytmowaniu do modelu w tej postaci wprowadzono następujące zmienne:

- zagrożenie tąpnięciami,
- zagrożenie klimatyczne,
- grubość przerostów,
- urabialność,
- warunki spągowe,
- warunki stropowe,
- wybieg ściany,
- wysokość ściany,
- zawartość skały płonnej w urobku.

### 8.3. Opracowanie modelu zależności kosztów wydobycia od wybranych czynników geologicznych i górniczych

Na podstawie wcześniejszych analiz wyjaśniono, iż niemożliwe stało się opracowanie prostego modelu zależności zagregowanego wskaźnika uciążliwości (np. *WUe*) z kosztami ścian (związek tych parametrów pozostaje niejawnym). W związku z powyższym przyjęto podejście alternatywne, tj. podjęto próbę dekompozycji wskaźnika *WUe* celem wyznaczenia związków statystycznych elementarnych zmiennych z kosztami ścian przeliczonymi na wydobycie węgla netto (koszty jednostkowe – zmienna *KJC\_N*). Postępowanie badawcze zostało udokumentowane w dalszej części rozdziału.

#### 8.3.1. Określenie postaci modelu statystycznego

Badania wstępne potwierdziły, że po utworzeniu skorygowanego zbioru zmiennych objaśniających (częściowo zlogarytmowanych) kierunki korelacji i (w niewielkim stopniu) jej siła poprawiły się. Poprawa ta jest też wynikiem zlogarytmowania zmiennej prognozowanej  $\ln(KJC\_N)$ .

Tabela 8.5 prezentuje macierz korelacji rangowej rho-Spearmana. Macierz ta obejmuje 19 zmiennych objaśniających i zmienną prognozowaną  $\ln(KJC\_N)$ . Korelacje istotne statystycznie ( $p < 0,05$ , test t-Studenta) wyróżniono kolorem czerwonym. Można zauważyć, że najsilniejsze korelacje występują pomiędzy zmienną *X1* a zmienną *X8* i  $\ln X11$ , zmienną *X2* i zmienną *X7*, zmienną *X3* i  $\ln X5$ , zmienną  $\ln X4$  i zmienną *X7* oraz  $\ln X11$ , zmienną  $\ln X5$  i zmienną *X8* i  $\ln X12$ , zmienną *X13* i zmienną *X14* oraz  $\ln X15$ .

Z kolei najsilniej ze zmienną prognozowaną skorelowane są zmienne:  $\ln X17$ ,  $\ln X18$ ,  $\ln X12$  oraz *X6*. Ogólnie stwierdzono słaby i średni związek poszczególnych zmiennych ze zmienną prognozowaną i wzajemnie ze sobą.

Na podstawie macierzy korelacji, bazując również na wiedzy eksperckiej i znajomości problematyki, poszczególne zmienne objaśniające pogrupowano na stymulanty, tj. zmienne objaśniające pozytywnie skorelowane ze zmienną prognozowaną, oraz destymulanty, czyli zmienne ujemnie skorelowane, których wzrost powoduje spadek wielkości prognozowanej. Interpretacja tych oznaczeń jest następująca:

- wzrost poziomu zagrożeń naturalnych, zuskokowania, zaburzeń sedymentacyjnych, głębokości zalegania, grubości przerostów i urabialności, wzrost długości odstawy, czasu dojścia, odległości od szybów powodują wzrost kosztów wydobycia przypisanych do miejsc wydobycia, w tym przypadku analizowanych ścian,
- ściany dłuższe, wyższe i o większych wybiegach, wybierane w bardziej sprzyjających warunkach stropowych i spągowych powinny cechować niższe jednostkowe koszty produkcji.

Tabela 8.5. Macierz korelacji rangowej – rho-Spearmana dla wybranych zmiennych geologicznych i górniczych oraz zmiennej prognozowanej  $\ln(KJC\_N)$ 

Zmienna		Korelacja porządku rang Spearmana (Dane – Modelowanie kosztów STAT-new)																			
		X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7	X8	X9	X10	X11	X12	X13	X14	X15	X16	X17	X18	X20	Ln(KJC_N)
X1	1.00	-0.37	0.24	-0.13	0.20	0.01	-0.27	-0.37	0.10	-0.17	-0.49	0.08	-0.28	0.02	0.07	-0.00	-0.03	-0.09	-0.17	0.16	
X2	-0.37	1.00	0.14	0.12	-0.14	0.08	0.41	0.33	-0.22	-0.13	0.25	-0.20	0.30	-0.03	-0.11	0.07	0.03	-0.03	0.04	0.10	
X3	0.24	0.14	1.00	0.11	0.28	0.09	0.25	-0.22	-0.05	-0.16	0.03	-0.13	0.07	0.14	-0.19	-0.01	-0.04	-0.20	-0.03	0.21	
LnX4	-0.13	0.12	0.11	1.00	0.07	0.03	0.39	-0.12	-0.19	-0.26	0.39	-0.24	-0.21	-0.37	0.11	0.25	0.23	-0.27	0.50	0.13	
LnX5	0.20	-0.14	0.28	0.07	1.00	0.13	0.14	-0.67	-0.10	0.00	0.19	-0.43	0.00	-0.16	-0.15	-0.02	0.17	-0.02	0.07	0.01	
X6	0.01	0.08	0.09	0.03	0.13	1.00	-0.07	-0.09	-0.08	0.10	0.16	-0.28	0.04	-0.17	-0.08	0.00	-0.05	-0.17	-0.00	0.25	
X7	-0.27	0.41	0.25	0.39	0.14	-0.07	1.00	0.04	-0.09	-0.26	0.36	-0.27	0.12	-0.04	0.01	0.09	0.20	-0.02	0.34	0.10	
X8	-0.37	0.33	-0.22	-0.12	-0.67	-0.09	0.04	1.00	0.12	0.21	-0.09	0.04	0.36	0.31	-0.05	-0.21	-0.26	0.14	-0.07	0.17	
LnX9	0.10	-0.22	-0.05	-0.19	-0.10	-0.08	-0.09	0.12	1.00	-0.06	-0.06	0.05	-0.05	0.17	0.07	-0.07	-0.21	0.08	-0.01	0.18	
LnX10	-0.17	-0.13	-0.16	-0.26	0.00	0.10	-0.26	0.21	-0.06	1.00	-0.15	-0.15	0.29	0.19	-0.07	-0.52	-0.31	0.21	-0.28	0.23	
LnX11	-0.49	0.25	0.03	0.39	0.19	0.16	0.36	-0.09	-0.06	-0.15	1.00	-0.36	0.04	-0.25	-0.18	0.25	0.24	-0.15	0.36	-0.10	
LnX12	0.08	-0.20	-0.13	-0.24	-0.43	-0.28	-0.27	0.04	0.05	-0.15	-0.36	1.00	-0.27	0.15	0.14	0.11	-0.05	0.15	-0.27	-0.26	
X13	-0.28	0.30	0.07	-0.21	0.00	0.04	0.12	0.36	-0.05	0.29	0.04	-0.27	1.00	0.46	-0.48	-0.34	-0.37	0.34	-0.14	0.15	
X14	0.02	-0.03	0.14	-0.37	-0.16	-0.17	-0.04	0.31	0.17	0.19	-0.25	0.15	0.46	1.00	-0.47	-0.42	-0.45	0.28	-0.24	0.06	
LnX15	0.07	-0.11	-0.19	0.11	-0.15	-0.08	0.01	-0.05	0.07	-0.07	-0.18	0.14	-0.48	-0.47	1.00	0.16	0.28	-0.34	0.10	0.14	
X16	-0.00	0.07	-0.01	0.25	-0.02	0.00	0.09	-0.21	-0.07	-0.52	0.25	0.11	-0.34	-0.42	0.16	1.00	0.42	-0.31	0.23	-0.23	
LnX17	-0.03	0.03	-0.04	0.23	0.17	-0.05	0.20	-0.26	-0.21	-0.31	0.24	-0.05	-0.37	-0.45	0.28	0.42	1.00	-0.23	0.21	-0.41	
LnX18	-0.09	-0.03	-0.20	-0.27	-0.02	-0.17	-0.02	0.14	0.08	0.21	-0.15	0.15	0.34	0.28	-0.34	-0.31	-0.23	1.00	-0.37	-0.30	
LnX20	-0.17	0.04	-0.03	0.50	0.07	-0.00	0.34	-0.07	-0.01	-0.28	0.36	-0.27	-0.14	-0.24	0.10	0.23	0.21	-0.37	1.00	0.19	
Ln(KJC_N)	0.16	0.10	0.21	0.13	-0.01	0.25	0.10	0.17	0.18	0.23	-0.10	-0.26	0.15	0.08	0.14	-0.23	-0.41	-0.30	0.19	1.00	

Źródło: opracowanie własne.

Tym samym do modelu wprowadzono 14 stymulant i 5 destymulant, co prezentuje tabela 8.6.

Tabela 8.6. Klasyfikacja zmiennych objaśniających – podział na stymulanty i destymulanty

Wskaźniki zagrożeń naturalnych				Parametry pokładu								Wskaźniki uciążliwości technicznej				Uciążliwość środowiskowa		
Stymulanty								Destymulanty				Stymulanty		Destymulanty		Stymulanta		
X1	X2	X3	lnX4	lnX5	X6	X7	X8	lnX9	lnX10	lnX11	lnX12	X13	X14	lnX15	X16	lnX17	lnX18	lnX20

Źródło: opracowanie własne.

Następnie stosując regresję wieloraką metodą najlepszego podzbioru, kryterium rankingu: wartość współczynnika determinacji  $R^2$ , ustalono zbiór ponad 700 kombinacji modeli, które zostały posortowane wg malejącej wartości wskaźnika  $R^2$ -skorygowanego. Rezultaty tej analizy prezentuje tabela 8.7.

Można zauważyć, że na pozycji 37 przedstawiona jest struktura modelu, który przy dwunastu zmiennych objaśniających pozwala na osiągnięcie skorygowanego współczynnika determinacji ( $R^2$ ) na poziomie 0,644 – bliskim modelom zawierającym 15 czynników i więcej. Na tej podstawie w dalszej części badań, do skonstruowania modelu kosztu jednostkowego (KJC<sub>n</sub>) jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych wybrano model z dwunastoma zmiennymi objaśniającymi zmienną prognozowaną  $\ln(KJC_n)$ .

Do modelu regresyjnego zakwalifikowano ostatecznie zmienne: X1, X3, lnX4, lnX5, X6, X8, lnX10, X13, lnX15, lnX17, lnX18 oraz lnX20. Następnie w programie Statistica 13.x, w ramach ogólnych modeli regresji, wykonano regresję wieloraką, gdzie zmienną objaśnianą była  $\ln(KJC_N)$ . Wyniki tej regresji, analizę wariancji, błędów oraz istotności poszczególnych zmiennych objaśniających zaprezentowano w tabelach 8.8 i 8.9.

Wszystkie zmienne zostały wprowadzone do modelu, przy czym tylko zmienne lnX4 i lnX5 nie są istotne statystycznie (w przypadku lnX5 zmiana decyzji wobec hipotezy zerowej wymagałaby poprawy p-value jedynie o 0,016).

Brak współliniowości zmiennych potwierdzają również wartości testu VIF (*Variance Inflation Factor*). Najwyższe wartości testu obserwuje się dla zmiennych lnX5 oraz X8. Wszystkie statystyki są jednak znacząco niższe niż 5, co mieści się w ogólnych zaleceniach wobec tego testu (Hair i in. 1995) i wyklucza istnienie znaczącej współliniowości analizowanych zmiennych.

Matematyczną postać równania regresji prezentuje wzór 8.4:

$$\ln(KJC_N) = 2,76 + 0,09 \cdot X1 + 0,11 \cdot X3 + 0,04 \cdot \ln X4 + 0,08 \cdot \ln X5 - 0,08 \cdot X6 + 0,11 \cdot X8 + 0,06 \cdot \ln X10 + 0,10 \cdot X13 + 0,16 \cdot \ln X15 - 0,22 \cdot \ln X17 - 0,09 \cdot \ln X18 + 0,10 \cdot \ln X20 + (0, \sigma^2) \quad (8.4)$$

gdzie:  $\varepsilon$  to błąd standardowy (SSE) z wartością oczekiwaną równą „0” i wariancją  $\sigma^2$ .



Tabela 8.7. Wyniki regresji metodą najlepszego podzbioru – ranking modeli prognostycznych dla zmiennej  $\ln(KJC\_N)$

Nr podzb.	Skorygowany R <sup>2</sup>	Liczba Efektów	"X1"	"X2"	"X3"	"LnX4"	"LnX5"	"X6"	"X7"	"X8"	"LnX9"	"LnX10"	"LnX11"	"LnX12"	"X13"	"X14"	"LnX15"	"X16"	"LnX17"	"LnX18"	"LnX20"
4	0.649836	15	0.24	0.24	0.24	0.13	0.25	0.22	0.30	0.06	0.20	0.05	0.16	0.28	0.28	0.37	-0.46	-0.24	0.23		
5	0.649332	14	0.24	0.24	0.24	0.11	0.27	0.22	0.32	0.32	0.19	0.05	0.16	0.27	0.27	0.38	-0.48	-0.23	0.24		
6	0.649061	15	0.22	0.23	0.23	0.13	0.26	0.22	0.02	0.29	0.07	0.19	0.15	0.27	0.27	0.36	-0.46	-0.24	0.23		
7	0.648891	15	0.21	0.24	0.24	0.14	0.26	0.22	0.29	0.07	0.18	0.05	0.15	0.27	0.27	0.38	-0.01	-0.46	0.24		
8	0.648817	15	0.22	0.24	0.24	0.14	0.26	0.22	0.29	0.07	0.19	0.05	0.14	0.27	0.27	0.36	-0.46	-0.24	0.24		
9	0.648658	14	0.22	0.03	0.23	0.11	0.28	0.22	0.31	0.31	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.37	-0.46	-0.23	0.25		
10	0.648218	14	0.22	0.23	0.23	0.12	0.28	0.22	0.02	0.31	0.17	0.05	0.15	0.26	0.26	0.36	-0.48	-0.23	0.25		
11	0.648177	14	0.21	0.23	0.23	0.12	0.28	0.23	0.31	0.31	0.17	0.05	0.15	0.26	0.26	0.36	-0.48	-0.23	0.25		
12	0.648126	14	0.22	0.24	0.24	0.12	0.28	0.23	0.31	0.31	0.17	0.05	0.15	0.26	0.26	0.36	-0.48	-0.23	0.25		
13	0.647971	16	0.25	0.05	0.23	0.13	0.25	0.22	0.29	0.08	0.22	0.04	0.16	0.26	0.26	0.36	-0.47	-0.24	0.24		
14	0.647304	16	0.23	0.05	0.23	0.13	0.26	0.22	0.29	0.08	0.20	0.05	0.15	0.25	0.25	0.35	-0.01	-0.46	0.24		
15	0.647277	16	0.23	0.05	0.23	0.13	0.26	0.22	0.01	0.28	0.08	0.21	0.15	0.25	0.25	0.35	-0.46	-0.24	0.24		
16	0.647251	16	0.23	0.05	0.23	0.13	0.26	0.22	0.28	0.08	0.21	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.46	-0.24	0.24		
17	0.646570	16	0.24	0.05	0.23	0.13	0.25	0.22	0.30	0.06	0.20	0.05	0.16	0.28	0.28	0.37	-0.01	-0.46	0.23		
18	0.646536	16	0.24	0.23	0.23	0.13	0.25	0.22	0.01	0.30	0.07	0.21	0.04	0.16	0.27	0.37	-0.47	-0.24	0.23		
19	0.646444	16	0.24	0.23	0.23	0.13	0.25	0.22	0.30	0.06	0.20	0.05	0.16	0.27	0.27	0.37	-0.46	-0.24	0.23		
20	0.646411	15	0.25	0.03	0.23	0.11	0.27	0.22	0.31	0.31	0.18	0.05	0.16	0.26	0.26	0.38	-0.49	-0.23	0.25		
21	0.646170	15	0.24	0.23	0.23	0.11	0.27	0.22	0.32	0.32	0.19	0.05	0.16	0.27	0.27	0.38	-0.48	-0.23	0.24		
22	0.646057	15	0.24	0.24	0.24	0.12	0.26	0.22	0.32	0.32	0.19	0.05	0.16	0.27	0.27	0.38	-0.48	-0.23	0.24		
23	0.646005	15	0.24	0.24	0.24	0.11	0.26	0.22	0.01	0.32	0.19	0.05	0.16	0.27	0.27	0.38	-0.48	-0.23	0.24		
24	0.645714	16	0.22	0.23	0.23	0.13	0.26	0.22	0.02	0.29	0.07	0.19	0.15	0.27	0.27	0.36	-0.01	-0.46	0.23		
25	0.645658	16	0.22	0.23	0.23	0.13	0.26	0.22	0.02	0.29	0.07	0.19	0.15	0.27	0.27	0.36	-0.46	-0.24	0.23		
26	0.645482	16	0.21	0.24	0.24	0.14	0.26	0.22	0.29	0.07	0.18	0.05	0.15	0.27	0.27	0.36	-0.46	-0.24	0.24		
27	0.645407	15	0.22	0.03	0.23	0.11	0.28	0.22	0.31	0.31	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.01	-0.46	0.24		
28	0.645405	15	0.22	0.03	0.23	0.12	0.28	0.22	0.30	0.07	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.02	-0.48	0.23		
29	0.645355	15	0.23	0.03	0.23	0.11	0.28	0.22	0.30	0.07	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.02	-0.48	0.23		
30	0.645247	13	0.21	0.23	0.23	0.11	0.28	0.22	0.01	0.31	0.19	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.46	-0.23	0.25		
31	0.644949	15	0.22	0.25	0.25	0.11	0.16	0.19	0.24	0.07	0.16	0.05	0.15	0.23	0.23	0.36	-0.48	-0.22	0.21		
32	0.644873	15	0.22	0.23	0.23	0.12	0.27	0.22	0.01	0.31	0.17	0.05	0.15	0.25	0.25	0.36	-0.48	-0.23	0.25		
33	0.644841	15	0.21	0.23	0.23	0.12	0.28	0.23	0.31	0.31	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.37	-0.48	-0.23	0.25		
34	0.644662	17	0.25	0.05	0.23	0.13	0.25	0.22	0.29	0.08	0.22	0.04	0.16	0.26	0.26	0.36	-0.01	-0.46	0.24		
35	0.644566	17	0.25	0.05	0.23	0.13	0.25	0.22	0.29	0.08	0.22	0.04	0.16	0.26	0.26	0.36	-0.46	-0.24	0.24		
36	0.644532	17	0.25	0.05	0.23	0.13	0.25	0.22	0.00	0.29	0.08	0.22	0.04	0.16	0.26	0.36	-0.47	-0.24	0.24		
37	<b>0.644232</b>	<b>12</b>	<b>0.21</b>	<b>0.25</b>	<b>0.09</b>	<b>0.18</b>	<b>0.19</b>	<b>0.26</b>	<b>0.26</b>	<b>0.26</b>	<b>0.15</b>	<b>0.15</b>	<b>0.11</b>	<b>0.22</b>	<b>0.22</b>	<b>0.37</b>	<b>-0.50</b>	<b>-0.21</b>	<b>0.22</b>		
38	0.643977	12	0.20	0.23	0.23	0.13	0.26	0.22	0.01	0.32	0.16	0.05	0.15	0.25	0.25	0.37	-0.48	-0.23	0.26		
39	0.643900	17	0.23	0.05	0.23	0.13	0.26	0.22	0.31	0.32	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.35	-0.01	-0.46	0.24		
40	0.643866	17	0.23	0.05	0.23	0.13	0.26	0.22	0.31	0.32	0.18	0.05	0.15	0.25	0.25	0.35	-0.01	-0.46	0.24		

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.8. Wyniki regresji wielorakiej

Wyniki regresji wielorakiej			
Zmn. zależ. Ln(KJC_N)	Wielor. R = ,82468670	F = 18,95734	
	R <sup>2</sup> = ,68010815	df = 12,107	
Liczba przyp. 120	Popraw. R <sup>2</sup> = ,64423243	p = 0,000000	
	Błąd standardowy estymacji: ,264730312		
Wyr. wolny 2,762024885	Błąd std.: 1,233228	t( 107) = 2,2397	p = ,0272
X1 b* = ,213	X3 b* = ,249	LnX4 b* = ,092	
LnX5 b* = ,176	X6 b* = ,191	X8 b* = ,256	
LnX10 b* = ,146	X13 b* = ,219	LnX15 b* = ,371	
LnX17 b* = -,50	LnX18 b* = -,21	LnX20 b* = ,224	
(istotne b* są podświetlone na czerwono)			

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.9. Wyniki regresji wielorakiej – analiza wariancji i istotność współczynników modelu

N=120	Podsumowanie regresji zmiennej zależnej: Ln(KJC_N)					
	b*	Bł. std. z b*	b	Bł. std. z b	t(107)	p
W. wolny			2,762025	1,233228	2,23967	0,027180
X1	0,212780	0,066169	0,094045	0,029245	3,21573	0,001721
X3	0,249111	0,067153	0,110102	0,029680	3,70961	0,000331
LnX4	0,091630	0,064398	0,040499	0,028463	1,42287	0,157683
LnX5	0,176403	0,095292	0,077967	0,042117	1,85119	0,066900
X6	0,190556	0,057429	0,084222	0,025383	3,31810	0,001239
X8	0,255653	0,106821	0,112994	0,047213	2,39329	0,018440
LnX10	0,145897	0,062698	0,064483	0,027711	2,32696	0,021850
X13	0,218863	0,078091	0,096733	0,034515	2,80268	0,006018
LnX15	0,370608	0,067309	0,163802	0,029749	5,50606	0,000000
LnX17	-0,495636	0,064520	-0,219062	0,028517	-7,68189	0,000000
LnX18	-0,209746	0,068479	-0,092704	0,030266	-3,06293	0,002773
LnX20	0,223878	0,063608	0,098950	0,028114	3,51963	0,000636

Źródło: opracowanie własne.

W dalszej kolejności przeprowadzono analizę składnika resztowego modelu. Stacjonarność wariancji składnika losowego i niezależność reszt jest widoczna w rozkładzie wartości przewidywanych względem reszt oraz wykresie normalności (rys. 8.4). Reszty mają rozkład normalny, co potwierdza m.in. wynik testu Shapiro-Wilka (brak podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej: próba pochodzi z populacji o rozkładzie normalnym na poziomie istotności). Potwierdza się również losowy charakter zmiennych i duży ich rozrzut, co tym bardziej uzasadnia wykonanie prognozy wartości z tego modelu już z wykorzystaniem symulacji Monte Carlo. Przy pomocy

Tabela 8.10. Wartości testu współliniowości zmiennych w opracowanym modelu regresji

Zmienna	VIF	Zmienna	VIF
X1	1,45	LnX10	1,30
X3	1,50	X13	2,02
LnX4	1,38	LnX15	1,50
LnX5	3,01	LnX17	1,38
X6	1,09	LnX18	1,56
X8	3,78	LnX20	1,34

Źródło: opracowanie własne.

symulacji MC możliwe stało się również ustalenie dokładnego rozkładu odchylenia standardowego błędu estymacji dla wartości reszt wynikających z różnicy wartości określonych z modelu (8.4) i obserwowanych w rzeczywistości. Uzupełniając<sup>1</sup>, zaprezentowano również statystykę Durбина–Watsona (D–W; tab. 8.11), która ukształtowała się na poziomie bliskim 2, co wskazuje na potencjalny brak autokorelacji składnika resztowego pierwszego rzędu ( $H_0$ : brak autokorelacji, wobec  $H_1$ : występuje autokorelacja pierwszego rzędu).

Tabela 8.11. Statystyka d-Durбина-Watsona w opracowanym modelu regresji

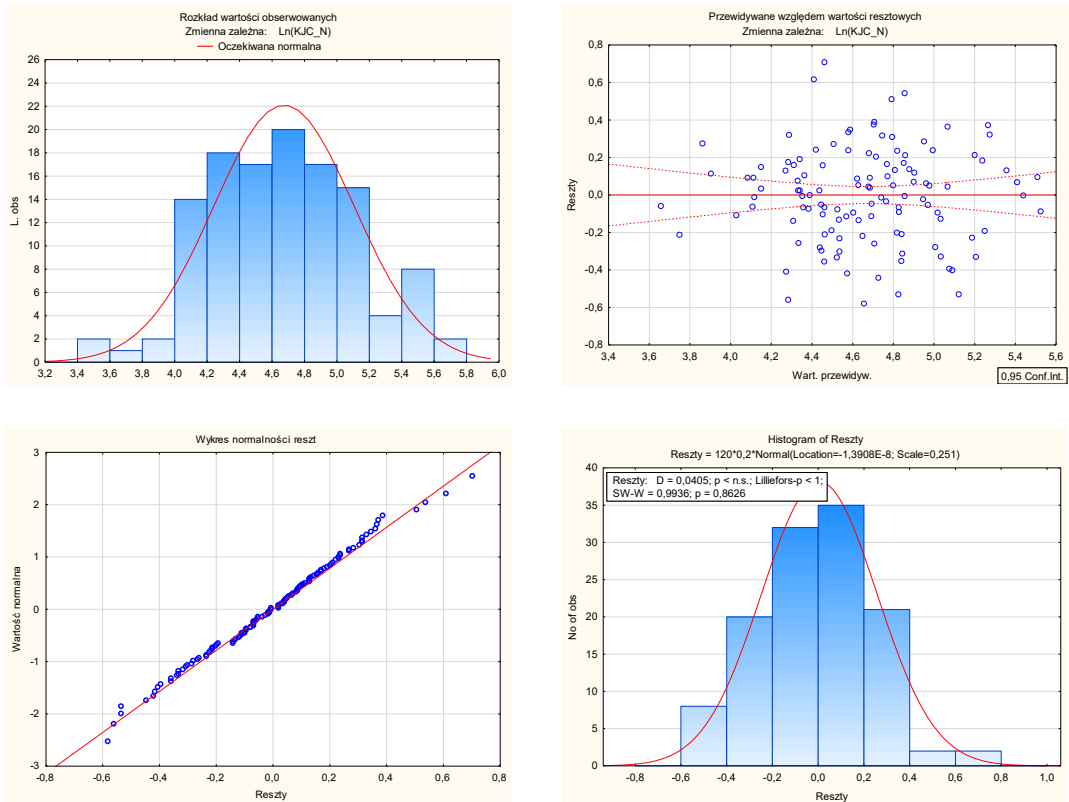
	d-Durбина-Watsona   i korelacja seryjna reszt	
	d-Durбина-Watsona	seryjna korelacja
Estymac.	1,904125	0,047645

Źródło: opracowanie własne.

### Interpretacja wyników

Ponieważ tylko część zmiennych była logarytmowana, a następnie standaryzowana względem odchylenia standardowego, interpretacja liczbowego wpływu poszczególnych zmiennych na zmienną prognozowaną po transformacji odwrotnej została przedstawiona w tabeli 8.12. Jest to zatem wpływ na zmienną prognozowaną KJC\_N za każdym razem o jedno odchylenie standardowe (transformacja dla zmiennych wprowadzonych bez poprzedniej transformacji logarymicznej ( $\ln$ ) następuje wg wzoru:

<sup>1</sup> Zasadniczo autokorelacja dotyczy cech obserwacji w analizie szeregów czasowych. Tutaj ma jedynie znaczenie uzupełniające. Trzeba jednak dodać, że eksploatacja kolejnych ścian ma miejsce w czasie, a na wartość kosztów i wydobycia mają wpływ również procesy rynkowe, kształtujące koniunkturę i ceny węgla na rynku. Procesy te mają często charakter cykliczny. Okresowa poprawa koniunktury wpływa pośrednio na wielkość kosztów kopalń (droższą usługami zewnętrznymi, materiałami, sprzętem górniczym). Wzrost ten ma często dynamikę znacząco wyższą niż wskaźnik cen i usług konsumpcyjnych.



Rys. 8.4. Graficzna charakterystyka składnika resztowego w opracowanym modelu statystycznym  
 Źródło: opracowanie własne

$$\exp(X_i) - 1 \rightarrow \% \text{ zmiany } KJC\_N$$

przy czym dla niewielkich wartości współczynników we wzorze 1, interpretacja wartości współczynników „wprost” jest również akceptowalna, co wynika z właściwości funkcji wykładniczej dla niewielkich wartości  $X_i$ . Przykładowo wzrost  $X_1$  (zagrożenia metanowego) o  $1\sigma$  (w przybliżeniu 1) powoduje wzrost  $KJC\_N$  o blisko 10%, podobnie wzrost (głębokości zalegania) o  $1\sigma$  powoduje wzrost  $KJC\_N$  o 12%. Natomiast spadek  $X_{17}$  (wybiegu ściany) o  $1\sigma$  powoduje spadek  $KJC\_N$  o blisko 22%. Bazując na tabeli 8.12, najsilniej (w ujęciu bezwzględnym) wpływają zmienne  $X_{17}$  (wybieg ściany),  $X_{15}$  (odległość od szybu wdechowego),  $X_8$  (głębokość zalegania) i  $X_3$  (zagrożenie wyrzutami gazów i skał).

Tabela 8.12. Wpływ poszczególnych zmiennych objaśniających na zmienną prognozowaną  $KJC_N$  w opracowanym modelu regresji

Zmienna	Wpływ na	Zmienna	Wpływ na
X1	9,9%	X10	6,7%
X3	11,6%	X13	10,2%
X4	4,0%	X15	16,4%
X5	7,8%	X17	-21,9%
X6	8,8%	X18	-9,3%
X8	12,0%	X20	9,9%

Źródło: opracowanie własne.

### 8.3.2. Opracowanie prognozy kosztów eksploatacji ścian z użyciem symulacji Monte Carlo

W kolejnym etapie przystąpiono do sformułowania prognozy dla zmiennej  $\ln(KJ-C_N)$ . Prognoza ta została wykonana przy użyciu symulacji Monte Carlo w ten sposób, że w miejsce poszczególnych zmiennych objaśniających podstawiono ich rozkłady empiryczne powiązane kopułą. Stosując symulację MC, uzyskano bardzo dokładne przybliżenie rzeczywistych relacji występujących pomiędzy poszczególnymi zmiennymi i zmienną prognozowaną  $KJC_N$ . Wprowadzenie rozkładów empirycznych oznacza z jednej strony możliwość odejścia od wymogów związanych z normalnością rozkładu zmiennej prognozowanej i rozkładu reszt, z drugiej zaś zaufanie, że zebrane zmienne i ich wzajemne relacje są poprawne i nie wymagają korekty w prognozie.

Modelowanie z uwzględnieniem symulacji MC odbyło się według ogólnej metody najmniejszych kwadratów, używanej do estymacji parametrów modelu regresji i błędów składnika losowego, którą można przedstawić w następującej postaci:

$$SST = SSR + SSE(\varepsilon)$$

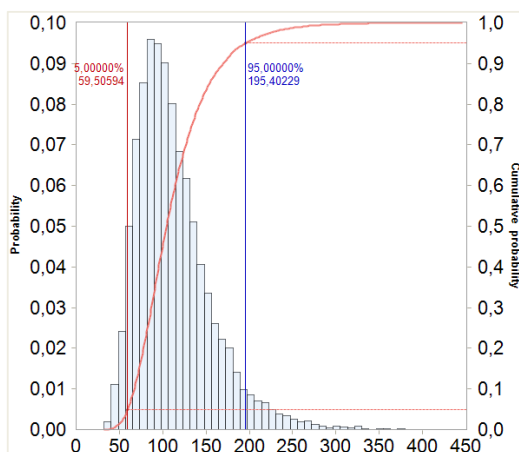
gdzie:

- $SST$  – całkowita suma kwadratów,
- $SSR$  – suma kwadratów wyjaśniona modelem regresji,
- $SSE(\varepsilon)$  – suma kwadratów błędów wynikających z reszt w modelu.

W przypadku opracowanego podejścia symulacyjnego odpowiednik  $SSR$  stanowi rozkład zmiennej prognozowanej  $KJC_N$ , a  $SSE$  to indywidualny rozkład błędu standardowego reszt (dla każdego z opracowanych modeli). Losowa suma obu rozkładów (błędów) stanowi prognozę rozkładu nieznannej wartości  $KJC_N$  w populacji

generalnej z uwzględnieniem skorelowanego z nią błędu składnika losowego dla 5000 iteracji modelu. Zatem „ramę” prognozy stanowi określony model regresyjny, a poszczególne zmienne są losowane z ich rozkładów empirycznych skorelowanych kopułą. Jest to prognoza zakładająca fakt współwystępowania poszczególnych zmiennych w środowisku rzeczywistym i odnosi się bardziej do danych niż przyjmowanych a priori założeń teoretycznych wobec parametrów równania regresji. Uwzględnienie naturalnych zależności korelacyjnych spowodowało redukcję błędu standardowego prognozy poprzez wyeliminowanie z symulacji obserwacji (wyników) mało prawdopodobnych w rzeczywistości.

Rozkład zmiennej prognozowanej KJC\_N, po uprzedniej transformacji z użyciem funkcji wykładniczej dla 5 000 przeliczeń modelu, przedstawiono na rysunku 8.5. Statystyki opisowe tego rozkładu zaprezentowano natomiast w tabeli 8.13. Wartość średnia kosztu jednostkowego dla wszystkich analizowanych ścian wyniosła 113,3 zł/Mg. Rozkład cechuje silna prawostronna asymetria, o czym świadczy wartość 1,41 skośności i kurtoza znacznie większa od 3. Pomiędzy 5% i 95% percentylem rozkładu, tj. w przedziale 60–195 zł/Mg, znajduje się 90% wszystkich obserwacji.



Rys. 8.5. Rozkład zmiennej KJC\_N uzyskany w symulacji Monte Carlo

Tabela 8.13. Statystyki opisowe rozkładu KJC\_N

Zmienna	KJC_N
Statystyki położenia [zł/Mg]	
Średnia	113
Minimum	32
Maksimum	446
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	44
Wariancja	1 905
Współczynnik zmienności	0,39
Statystyki kształtu	
Skośność	1,41
Kurtoza	6,39
Percentyle	
5%	60
50%	104
95%	195

Źródło: opracowanie własne.

### 8.3.3. Ocena błędu prognozy kosztów jednostkowych eksploatacji ścian

Analizując tabelę 8.8, można było zauważyć, że błąd standardowy estymacji wyrażony jest w tych samych wartościach co zmienna prognozowana, mająca postać logarytmu naturalnego. Tak przedstawioną wartość tego błędu trudno jest zinterpretować w odniesieniu do zgromadzonych danych empirycznych (zmienne objaśniające były dodatkowo standaryzowane, a niektóre z nich także przekształcone logarytmicznie). Jest to też reprezentacja błędu całkowitego prognozy opracowanego modelu regresyjnego. Celem oceny błędu prognozy składnika losowego (niewyjaśnionego regresją), zgodnie z ideą szacowania  $SSE(\varepsilon)$ , porównano ze sobą wielkości prognozowane  $\hat{y}_i$  przy pomocy modelu (wzór 1) z kosztami historycznymi analizowanych ścian  $y_i$ .

Wariancję  $S_e^2$  składnika losowego  $SSE(\varepsilon)$  dla modelu regresyjnego nr 1 (dla  $k = 12$  zmiennych objaśniających i  $n = 5000$ ) określono przy pomocy następującego wzoru (Wątroba 2011):

$$S_e^2 = \frac{\sum_1^n e_i^2}{n-k-1}, \quad \text{przy } e_i = KJC\_N_i - \widehat{KJC\_N}_i$$

gdzie:

$KJC\_N_i$  – wartości kosztów prognozowanych przy pomocy modelu określonego wzorem (8.4),

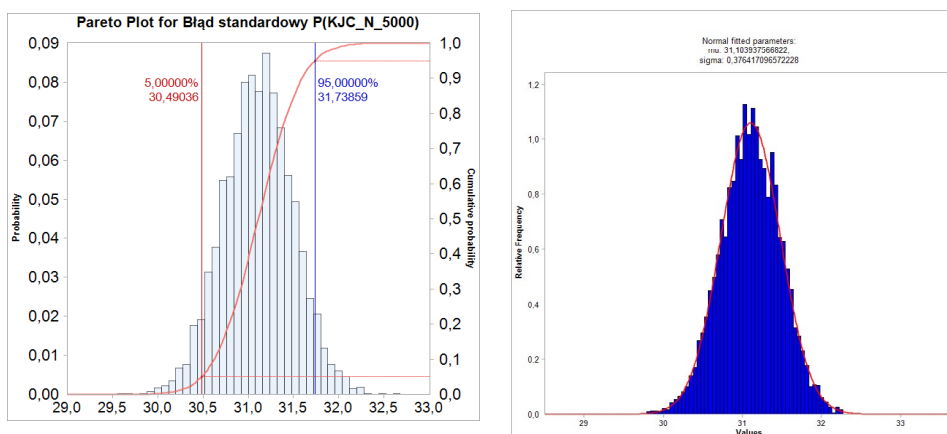
$\widehat{KJC\_N}_i$  – zarejestrowana wartość kosztu dla danej ściany.

Ponieważ wykonano dokładną prognozę tego błędu przy 5000 iteracji modelu, wartość wyrażenia:  $n - k - 1$  wyniosła 4987. Z kolei błąd standardowy, tj. odchylenie standardowe  $\sigma$ , wyznaczono jako pierwiastek drugiego stopnia z wyrażenia stanowiącego wariancję składnika losowego. Aby określić ten błąd dla liczby przeliczeń większej niż pierwotna liczba zmiennych w modelu regresji (120), posłużono się Centralnym Twierdzeniem Granicznym mówiącym o tym, że suma zmiennych losowych o tym samym rozkładzie (niekoniecznie normalnym) dąży do rozkładu normalnego (przy  $n$  dążącym do nieskończoności), wg wzoru:  $\Sigma(e_i^2) \sim N(n\mu; \sigma\sqrt{n})$ ;  $\mu, \sigma$  pochodzi z próby 120 ścian.

Opracowany rozkład statystyczny błędu standardowego prognozy zaprezentowano na rysunku 8.6, natomiast statystyki opisowe tego rozkładu – w tabeli 8.14. Rozkład normalny o parametrach charakterystycznych  $\mu = 31,1$ ;  $\sigma = 0,38$  stanowi najlepszą teoretyczną aproksymację zmienności odchylenia standardowego składnika losowego modelu dla  $KJC\_N$ .

Analizując tabelę 8.13, można zauważyć, że 90% wszystkich obserwacji mieści się w przedziale 30,5–31,7 zł/Mg; prognoza jest zatem bardzo stabilna. Wartość

oczekiwana tzw. współczynnika zmienności losowej (błąd standardowy reszt odniesiony do średniej) wyniosła około 27%.



Rys. 8.6. Rozkład błędu standardowego prognozy KJC\_N uzyskany w symulacji Monte Carlo. Prawy rysunek – dobrany rozkład normalny  
Źródło: opracowanie własne

Tabela 8.14. Statystyki opisowe rozkładu błędu standardowego prognozy KJC\_N

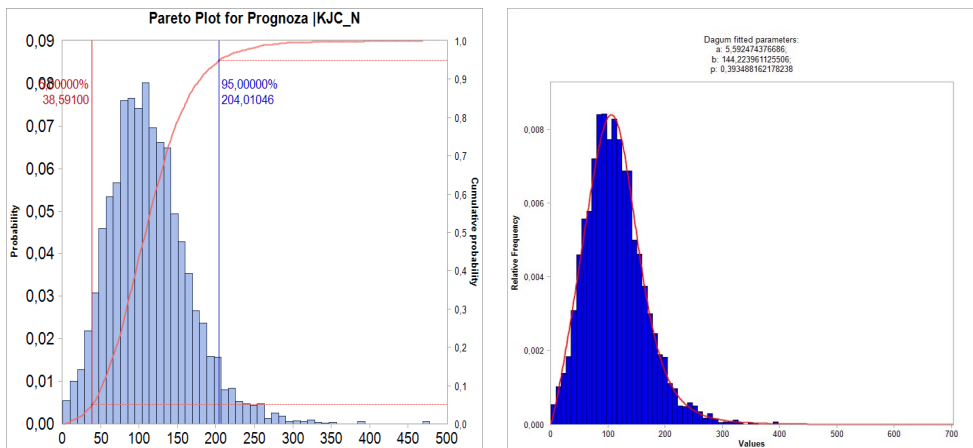
Zmienna: Błąd standardowy KJC_N			
Statystyki położenia [zł/Mg]		Statystyki kształtu	
Średnia	31,10	Skośność	-0,06
Minimum	29,79	Kurtoza	2,95
Maksimum	32,37		
Statystyki rozproszenia		Percentyle	
Odchylenie standardowe	0,38	5%	30,48
Wariancja	0,14	50%	31,11
Współczynnik zmienności	0,01	95%	31,71

Źródło: opracowanie własne.

Ostatecznie rysunek 8.7 stanowi prognozę kosztów jednostkowych wydobycia ze ścian łączącą model kosztów i błędu, będący rezultatem modelowania symulacyjnego. Rozkład ten jest niesymetryczny (prawostronna asymetria; dominuje wpływ SSR, przy  $R^2 = 0,68$ ), podkreślona wartością dodatnią skośności (0,93) oraz kurtozą bliską 5,4. Pomiedzy 5% a 95% percentylem, tj. w przedziale 39 zł/Mg a 204 zł/Mg znajduje się 80% wszystkich obserwacji (tab. 8.15). Najlepiej dopasowanym teoretycznym rozkładem opisującym zmienność kosztu jednostkowego wydobycia ze



ścian jest rozkład Daguma i parametrach charakterystycznych  $a = 5,59$ ;  $b = 144,22$ ;  $p = 0,39$  (rys. 8.7).



Rys. 8.7. Rozkład prognozy kosztów KJC\_N uzyskany w symulacji Monte Carlo  
Źródło: opracowanie własne

Tabela 8.15. Statystyki opisowe rozkładu Prognoza KJC\_N

Zmienna: Prognoza KJC_N			
Statystyki położenia [zł/Mg]		Statystyki kształtu	
Średnia	113	Skośność	0,93
Minimum	1	Kurtoza	5,39
Maksimum	469		
Statystyki rozproszenia		Percentyle	
Odchylenie standardowe	52,42	5%	39
Wariancja	2 747,44	50%	109
Współczynnik zmienności	0,46	95%	204

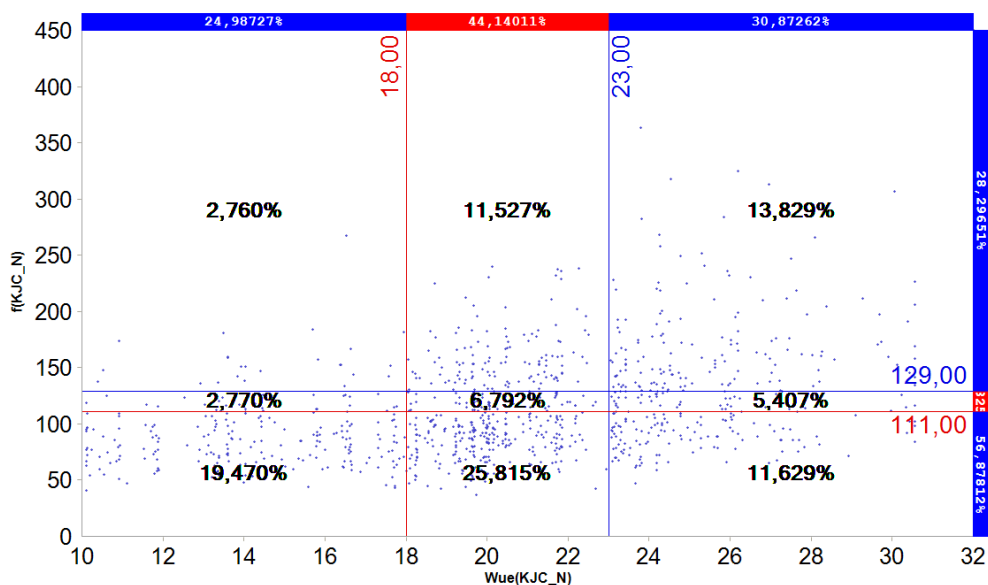
Źródło: opracowanie własne.

Podsumowując, opracowany symulacyjny model prognozy dla KJC\_N jest zgodny z oczekiwaniami (zgromadzonymi danymi) i może służyć prognozie kosztów jednostkowych również dla innych ścian w kopalniach, z których wydobywanie będzie prowadzone w przyszłości. Model znajduje zastosowanie w zakresie modelowanej zmienności poszczególnych czynników geologicznych i górniczych.

### 8.3.4. Prognoza kosztów jednostkowych wydobycia węgla jako funkcja wskaźnika uciążliwości *WUe*

W tej części monografii wykonano prognozę zależności kosztów jednostkowych wydobycia określonych modelem ekonometrycznym jako funkcji zagregowanego wskaźnika uciążliwości *WUe*. We wstępie monografii stwierdzono, że prognoza bezpośredniej zależności kosztów i uciążliwości przy pomocy modeli statystycznych nie przyniesie satysfakcjonującego wyjaśnienia obserwowanej zmienności, co potwierdzały niskie wartości wskaźników korelacji kosztów i *WUe*. Dzięki dekompozycji wskaźnika *WUe* i użyciu symulacji Monte Carlo powiązано zagregowany wpływ wszystkich czynników geologicznych i górniczych na koszty jednostkowe wydobycia w ścianach. Wynik przedstawiono w postaci wykresu punktowego, który został podzielony na 12 części, dla ustalonych arbitralnie granic uciążliwości *WUe* w przedziałach (0–18), (18–23) i powyżej 23 oraz kosztów odpowiadających tym wartościom, tj. odpowiednio (98–111), (111–129) i powyżej 129 zł/Mg. Dla każdej części wyznaczono procent obserwacji.

Analizując rysunek 8.8, można zauważyć rozszerzający się i zwrócony do góry wzorec współwystępowania zagregowanego wskaźnika uciążliwości *WUe* i jednostkowych kosztów wydobycia w ścianach. Występuje jednak silna koncentracja obserwacji w przedziale uciążliwości 18–25. Około 19% obserwacji mieści się w przedziale kosztów do 98 zł/Mg i uciążliwości niższej niż 18. W przedziale 18–



Rys. 8.8. Rozkład punktowy zmiennej *KJC\_N* na tle wskaźnika *WUe*

Źródło: opracowanie własne

–23  $WUe$  i przy kosztach niższych od 98 zł/Mg znajduje się około 26% wszystkich obserwacji. Ogólnie w przedziale kosztów do 98 zł/Mg i w całym zakresie zmienności  $WUe$  mieści się blisko 57% wszystkich prognoz. Blisko 15% obserwacji mieści się w przedziale kosztów od 98 zł/Mg do 119 zł/Mg i około 28% obserwacji leży powyżej górnej granicy kosztów. Na bazie tego wykresu można także stwierdzić, że w przedział uciążliwości do 18 wpada blisko 25% wszystkich obserwacji, do przedziału 18–23 najwięcej – bo około 44%, i odpowiednio powyżej 23–31% wszystkich prognoz.

#### **8.4. Opracowanie modelu zależności dobowego wydobywania ze ścian jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych**

Ta część monografii poświęcona jest opracowaniu modelu zależności wydobywania (dobowego wydobywania ze ścian) jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych. Podobnie jak poprzednio uznano, że wykonanie prawidłowego modelu statystycznego i prognozy na jego podstawie będzie możliwe w wyniku dekompozycji zagregowanego wskaźnika  $WU_t$ , ponieważ związek zagregowanego wskaźnika uciążliwości technicznej i poziomu wydobywania nie jest jawny, co wynika ze specyfiki modelu AHP, na podstawie którego był on wyznaczony.

##### **8.4.1. Budowa modelu statystycznego**

Tabela 8.16 prezentuje macierz korelacji rangowej rho-Spearmana. Macierz ta obejmuje 17 zmiennych objaśniających i zmienną prognozowaną  $\ln(W)$ . Korelacje istotne statystycznie ( $p < 0,05$ , test t-Studenta) wyróżniono kolorem czerwonym. Można zauważyć, że najsilniejsze korelacje występują pomiędzy zmienną  $X_1$  a zmienną  $X_8$  i  $\ln X_{11}$ , zmienną  $X_2$  i zmienną  $X_7$ , zmienną  $X_3$  i  $X_5$ , zmienną  $\ln X_4$  i zmienną  $X_7$  i  $\ln X_{11}$  oraz zmienną  $\ln X_{14}$ , zmienną  $\ln X_5$  i zmienną  $\ln X_{12}$ , zmienną  $\ln X_{14}$  oraz  $X_{16}$  i  $\ln X_{17}$ , zmiennymi  $X_{16}$  i  $\ln X_{17}$  i  $\ln X_{18}$ .

Z kolei najsilniej ze zmienną prognozowaną  $\ln(W)$  skorelowane są zmienna  $X_3$ ,  $X_7$ ,  $\ln X_{17}$ ,  $\ln X_{18}$  oraz  $\ln X_{20}$ . Podobnie jak poprzednio macierz korelacji prezentuje słabe i średnie związki poszczególnych zmiennych ze sobą i ze zmienną prognozowaną.

Dostarczona macierz korelacji potwierdziła podział zmiennych na stymulanty i destymulanty w docelowym modelu statystycznym. W tym przypadku interpretacja obu kategorii zmiennych jest odwrotna jak poprzednio, w szczególności:

- wzrost poziomu zagrożeń naturalnych, zuskokowania, zaburzeń sedymentacyjnych, głębokości zalegania, grubości przerostów i urabialności, powoduje spadek wydobywania (wydajności dobowej) analizowanych ścian,

Tabela 8.16. Macierz korelacji rangowej – rho-Spearmana dla wybranych zmiennych geologicznych i górniczych oraz zmiennej prognozowanej ln(W)

Zmienna	X1	X2	X3	LnX4	X5	X6	X7	LnX9	LnX10	LnX11	LnX12	LnX14	X16	LnX17	LnX18	LnX19	LnX20	Ln(W)
X1	1,00	-0,37	0,24	-0,13	-0,20	0,01	-0,27	0,10	-0,17	-0,49	0,08	-0,02	-0,00	-0,03	-0,09	0,01	-0,17	-0,07
X2	-0,37	1,00	0,14	0,12	0,14	0,08	0,41	-0,22	-0,13	0,25	-0,20	0,03	0,07	0,03	-0,03	-0,06	0,04	-0,21
X3	0,24	0,14	1,00	0,11	-0,28	0,09	0,25	-0,05	-0,16	0,03	-0,13	-0,14	-0,01	-0,04	-0,20	-0,05	-0,03	-0,31
LnX4	-0,13	0,12	0,11	1,00	-0,07	0,03	0,39	-0,19	-0,26	0,39	-0,24	0,37	0,25	0,23	-0,27	-0,04	0,50	-0,13
X5	-0,20	0,14	-0,28	-0,07	1,00	-0,13	-0,14	0,10	-0,00	-0,19	0,43	-0,16	0,02	-0,17	0,02	-0,41	-0,07	0,01
X6	0,01	0,08	0,09	0,03	-0,13	1,00	-0,07	-0,08	0,10	0,16	-0,28	0,17	0,00	-0,05	-0,17	-0,03	-0,00	-0,18
X7	-0,27	0,41	0,25	0,39	-0,14	-0,07	1,00	-0,09	-0,26	0,36	-0,27	0,04	0,09	0,20	-0,02	0,17	0,34	-0,26
LnX9	0,10	-0,22	-0,05	-0,19	0,10	-0,08	-0,09	1,00	-0,06	-0,06	0,05	-0,17	-0,07	-0,21	0,08	-0,10	-0,01	-0,13
LnX10	-0,17	-0,13	-0,16	-0,26	-0,00	0,10	-0,26	-0,06	1,00	-0,15	-0,15	-0,19	-0,52	-0,31	0,21	0,17	-0,28	-0,07
LnX11	-0,49	0,25	0,03	0,39	-0,19	0,16	0,36	-0,06	-0,15	1,00	-0,36	0,25	0,25	0,24	-0,15	0,03	0,36	0,05
LnX12	0,08	-0,20	-0,13	-0,24	0,43	-0,28	-0,27	0,05	-0,15	-0,36	1,00	-0,15	1,00	-0,05	0,15	-0,26	-0,27	0,20
LnX14	-0,02	0,03	0,03	0,37	-0,16	0,17	0,04	-0,17	-0,19	0,25	-0,15	1,00	0,42	0,45	-0,28	0,06	0,24	0,11
X16	-0,00	0,07	-0,01	0,25	0,02	0,00	0,09	-0,07	-0,52	0,25	0,11	0,42	1,00	0,42	-0,31	-0,18	0,23	0,18
LnX17	-0,03	0,03	-0,04	0,23	-0,17	-0,05	0,20	-0,21	-0,31	0,24	-0,05	0,45	0,42	1,00	-0,23	0,08	0,21	0,26
LnX18	-0,09	-0,03	-0,20	-0,27	0,02	-0,17	-0,02	0,08	0,21	-0,15	0,15	-0,28	-0,31	-0,23	1,00	0,04	-0,37	0,26
LnX19	0,01	-0,06	-0,05	-0,04	-0,41	-0,03	0,17	-0,10	0,17	0,03	-0,26	0,06	-0,18	0,08	0,04	1,00	0,13	-0,05
LnX20	-0,17	0,04	-0,03	0,50	-0,07	-0,00	0,34	-0,01	-0,28	0,36	-0,27	0,24	0,23	0,21	-0,37	0,13	1,00	-0,22
Ln(W)	-0,07	-0,21	-0,31	-0,13	0,01	-0,18	-0,26	-0,13	-0,07	0,05	0,20	0,11	0,18	0,26	0,26	-0,05	-0,22	1,00

Źródło: opracowanie własne.

- poprawa warunków stropowych i spągowych oraz czynników uciążliwości technicznej (bez zaszczości eksploatacyjnych) powinny pozytywnie wpływać na prognozowany wzrost wydobywania,
- obecność zaszczości eksploatacyjnych i ich zwiększony wpływ oddziaływania, podobnie jak i poziomu zawartości skały płonnej w urobku, powinny skutkować obniżeniem wielkości wydobywania węgla (wydajności dobowej).

Ostatecznie do modelu wprowadzono 6 stymulant i 11 destymulant, co podsumowuje tabela 8.17.

Tabela 8.17. Klasyfikacja zmiennych objaśniających – podział na stymulandy i destymulandy

Czynniki zagrożeń naturalnych				Parametry pokładu						Czynniki uciążliwości technicznej				Uciążliwość środowiskowa		
Destymulandy							Stymulandy						Destymulandy			
X1	X2	X3	LnX4	X5	X6	X7	LnX9	LnX10	LnX11	LnX12	LnX14	X16	LnX17	LnX18	LnX19	LnX20

Źródło: opracowanie własne.

Aby przybliżyć docelową postać modelu statystycznego dla zmiennej  $\ln(W)$ , przy pomocy regresji wielorakiej i metody najlepszego podzbioru, w programie Statistica 13.x wygenerowano kilkaset modeli prognostycznych, przedstawiających różne kombinacje zmiennych objaśniających, które uszeregowano według malejącego skorygowanego współczynnika determinacji  $R^2$ . Analizując tabelę 8.18, można zauważyć, że na pozycji 39 przedstawiona jest struktura modelu, który przy 9 zmiennych objaśniających pozwala na osiągnięcie skorygowanego współczynnika determinacji ( $R^2$ ) na poziomie 0,471 i bliskim modelom zawierającym większą liczbę czynników. Na tej podstawie w dalszej części badań związanych z wykonaniem prognozy dla zmiennej objaśnianej  $\ln(W)$ , skonstruowano model z dziewięcioma zmiennymi objaśniającymi.

Na tej podstawie do modelu regresyjnego zakwalifikowano ostatecznie zmienne: X2, X3, X6, X7, LnX11, X16, LnX17, LnX18 oraz LnX20. Następnie przeprowadzono regresję wieloraką, gdzie zmienną objaśnianą była  $\ln(W)$ . Wyniki regresji wielorakiej i analiz powiązanych prezentują tabele 8.19 i 8.20.

Wszystkie zmienne weszły do modelu. Zmienna X2 była nieistotna statystycznie. Stopień wyjaśnienia zmiennej prognozowanej wynosi 51% ( $R^2$  – skorygowane odpowiednio 47%), a błąd standardowy regresji dla tej postaci modelu ukształtował się na poziomie 0,3.

Poprzez analizę testu na współliniowość zmiennych VIF, którego wyniki prezentuje tabela 8.21, można stwierdzić, iż wszystkie zmienne wprowadzone do modelu nie wykazują budzącej wątpliwości współliniowości (wartości testu są znacząco niższe niż 5).

Tabela 8.18. Wyniki regresji metodą najlepszego podzbioru – ranking modeli prognostycznych dla zmiennej ln(W)

Regresja metodą najlepszego podzbioru Ln(W) (Dane - Modelowanie WYD STAT-NE(W))		Poprawione R kwadrat i standaryzowane współczynniki regresji dla każdego podmodeli																		
Nr podzb.	Skorygow R <sup>2</sup>	Liczba Efektów	"X1"	"X2"	"X3"	"LnX4"	"X5"	"X6"	"X7"	"LnX9"	"LnX10"	"LnX11"	"LnX12"	"LnX14"	"X16"	"LnX17"	"LnX18"	"LnX19"	"LnX20"	
4	0.476510	13	-0.17	-0.22	0.09	-0.22	-0.22	-0.20	-0.10	-0.10	-0.12	0.17	-0.12	0.07	0.22	0.28	0.29	-0.30	-0.30	
5	0.476411	12	-0.14	-0.25	-0.22	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.08	0.15	-0.08	0.05	0.21	0.27	0.28	-0.29	-0.29	
6	0.475787	11	-0.13	-0.25	-0.20	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	0.18	0.18	0.18	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.27	-0.27	
7	0.475253	12	-0.15	-0.27	-0.22	-0.22	-0.11	-0.04	-0.04	-0.04	-0.10	0.15	-0.10	0.20	0.29	0.28	0.28	-0.28	-0.28	
8	0.475107	12	-0.15	-0.26	-0.22	-0.21	-0.10	-0.05	-0.05	-0.05	-0.10	0.15	-0.10	0.22	0.29	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
9	0.474666	13	-0.18	-0.24	0.08	-0.22	-0.22	-0.11	-0.10	-0.10	-0.14	0.16	-0.14	0.21	0.30	0.29	0.29	-0.30	-0.30	
10	0.474547	12	-0.14	-0.26	0.02	-0.21	-0.22	-0.10	-0.10	-0.10	-0.08	0.15	-0.08	0.22	0.28	0.28	0.28	-0.29	-0.29	
11	0.474526	12	-0.15	-0.25	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	0.15	-0.10	0.22	0.29	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
12	0.473948	10	-0.12	-0.26	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	0.14	-0.10	0.22	0.32	0.27	0.27	-0.29	-0.29	
13	0.473607	13	-0.17	-0.23	0.01	0.08	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.13	0.17	-0.13	0.22	0.30	0.28	0.28	-0.30	-0.30	
14	0.473565	13	-0.17	-0.24	0.08	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.13	0.17	-0.13	0.22	0.30	0.28	0.28	-0.29	-0.29	
15	0.473552	13	-0.17	-0.24	0.07	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.13	0.17	-0.13	0.22	0.30	0.28	0.28	-0.29	-0.29	
16	0.472828	11	-0.14	-0.26	0.03	-0.19	-0.22	-0.10	-0.10	-0.10	-0.14	0.18	-0.14	0.19	0.30	0.27	0.27	-0.27	-0.27	
17	0.472763	11	-0.15	-0.23	0.07	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.14	0.16	-0.14	0.22	0.33	0.28	0.28	-0.30	-0.30	
18	0.472728	11	-0.14	-0.25	0.02	-0.19	-0.21	-0.11	-0.11	-0.11	-0.14	0.19	-0.14	0.19	0.30	0.26	0.26	-0.27	-0.27	
19	0.472406	14	-0.18	-0.23	0.09	-0.22	-0.21	-0.11	-0.11	-0.11	-0.04	0.18	-0.11	0.06	0.20	0.28	0.29	-0.30	-0.30	
20	0.472403	11	-0.14	-0.26	0.09	-0.19	-0.21	-0.11	-0.11	-0.11	-0.04	0.18	-0.11	0.19	0.30	0.26	0.26	-0.27	-0.27	
21	0.472386	11	-0.14	-0.26	0.09	-0.19	-0.21	-0.11	-0.11	-0.11	-0.04	0.18	-0.11	0.19	0.30	0.26	0.26	-0.27	-0.27	
22	0.472367	11	-0.14	-0.26	0.09	-0.19	-0.21	-0.11	-0.11	-0.11	-0.04	0.18	-0.11	0.19	0.30	0.26	0.26	-0.27	-0.27	
23	0.472208	13	-0.15	-0.26	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.15	-0.10	0.05	0.20	0.27	0.28	-0.29	-0.29	
24	0.472187	13	-0.15	-0.25	-0.22	-0.20	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.15	-0.10	0.05	0.21	0.27	0.28	-0.29	-0.29	
25	0.472118	13	-0.15	-0.24	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.09	0.14	-0.09	0.06	0.21	0.27	0.28	-0.29	-0.29	
26	0.471808	12	-0.14	-0.24	0.03	-0.20	-0.20	-0.11	-0.11	-0.11	-0.09	0.14	-0.09	0.07	0.18	0.28	0.28	-0.29	-0.29	
27	0.471671	11	-0.12	-0.24	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.09	0.14	-0.09	0.06	0.21	0.30	0.28	-0.29	-0.29	
28	0.471560	14	-0.17	-0.22	-0.01	0.09	-0.22	-0.20	-0.10	-0.10	-0.17	0.17	-0.13	0.07	0.22	0.28	0.29	-0.30	-0.30	
29	0.471541	14	-0.17	-0.22	0.09	-0.22	-0.20	-0.10	-0.10	-0.10	-0.13	0.17	-0.13	0.06	0.22	0.28	0.29	-0.30	-0.30	
30	0.471531	14	0.00	-0.17	-0.22	0.09	-0.22	-0.20	-0.10	-0.10	-0.12	0.17	-0.12	0.06	0.22	0.28	0.29	-0.30	-0.30	
31	0.471480	13	-0.14	-0.25	0.00	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.08	0.15	-0.08	0.05	0.21	0.27	0.28	-0.29	-0.29	
32	0.471368	12	-0.15	-0.22	0.08	-0.23	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.13	0.16	-0.13	0.07	0.21	0.31	0.29	-0.31	-0.31	
33	0.471210	12	-0.02	-0.14	-0.24	-0.20	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.11	0.17	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
34	0.471168	13	-0.04	-0.16	-0.26	-0.21	-0.22	-0.11	-0.11	-0.11	-0.06	0.13	-0.11	0.20	0.29	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
35	0.470953	13	-0.15	-0.26	-0.22	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.14	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
36	0.470898	12	-0.13	-0.25	0.00	-0.20	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.18	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
37	0.470891	12	-0.13	-0.25	0.00	-0.20	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.18	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
38	0.470888	12	-0.13	-0.25	0.00	-0.20	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.18	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
39	0.470764	9	-0.11	-0.26	-0.19	-0.21	-0.21	-0.10	-0.10	-0.10	-0.04	0.18	-0.11	0.07	0.18	0.27	0.27	-0.28	-0.28	
40	0.470512	13	-0.15	-0.27	0.02	-0.21	-0.22	-0.11	-0.11	-0.11	-0.04	0.15	-0.10	0.20	0.29	0.28	0.28	-0.29	-0.29	

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.19. Wyniki regresji wielorakiej

Wyniki regresji wielorakiej			
Zmn. zależ. Ln(W)	Wielor. R =	,71469596	F = 12,76138
	R <sup>2</sup> =	,51079031	df = 9,110
Liczba przyp. 120	Popraw. R <sup>2</sup> =	,47076406	p = ,000000
	Błąd standardowy estymacji:	,296929367	
Wyr. wolny	5,296042000	Błąd std.: ,4365699	t( 110) = 12,131 p = 0,0000
X2 b*=-,11	X3 b*=-,26	X6 b*=-,19	
X7 b*=-,21	LnX11 b*=-,176	X16 b*=-,184	
LnX17 b*=-,325	LnX18 b*=-,260	LnX20 b*=-,27	
(istotne b* są podświetlone na czerwono)			

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.20. Wyniki regresji wielorakiej – analiza wariancji i istotność współczynników modelu

Podsumowanie regresji zmiennej zależnej: Ln(W)						
R= ,71469596 R <sup>2</sup> = ,51079031 Popraw. R <sup>2</sup> = ,47076406						
F(9,110)=12,761 p<,00000 Błąd std. estymacji: ,29693						
N=120	b*	Bł. std. z b*	b	Bł. std. z b	t(110)	p
W. wolny			5,296042	0,436570	12,13103	0,000000
X2	-0,110113	0,074288	-0,044756	0,030195	-1,48224	0,141136
X3	-0,258030	0,074258	-0,104877	0,030182	-3,47481	0,000732
X6	-0,193890	0,069731	-0,078807	0,028342	-2,78055	0,006386
X7	-0,214805	0,082135	-0,087308	0,033384	-2,61528	0,010166
LnX11	0,176409	0,082118	0,071702	0,033377	2,14825	0,033888
X16	0,183542	0,079806	0,074601	0,032437	2,29986	0,023343
LnX17	0,325228	0,078716	0,132190	0,031994	4,13166	0,000070
LnX18	0,259627	0,077987	0,105526	0,031698	3,32911	0,001186
LnX20	-0,271949	0,077046	-0,110535	0,031316	-3,52969	0,000609

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 8.21. Wartości testu współliniowości zmiennych w opracowanym modelu regresji

Zmienna	VIF	Zmienna	VIF
X2	1,23	X16	1,42
X3	1,23	LnX17	1,38
X6	1,08	LnX18	1,36
X7	1,50	LnX20	1,32
LnX11	1,50		

Źródło: opracowanie własne.

Matematyczną postać równania regresji prezentuje wzór 8.5:

$$\ln(W) = 5,30 - 0,04 \cdot X_2 - 0,10 \cdot X_3 - 0,08 \cdot X_6 - 0,09 \cdot X_7 + 0,07 \cdot \ln X_{11} + 0,07 \cdot X_{16} + 0,13 \cdot \ln X_{17} + 0,11 \cdot \ln X_{18} - 0,11 \cdot \ln X_{20} + (0, \sigma^2) \quad (8.5)$$

gdzie:

$\varepsilon \sim (0, \sigma^2)$  – stanowi rozkład składnika losowego modelu.

Powyższy model jest poprawnie zbudowany, o czym świadczy również analiza składnika resztowego. Stałość wariancji reszt i ich niezależność jest widoczna w rozkładach wartości przewidywanych względem reszt oraz w wykresie normalności (rys. 8.8). Potwierdza się również losowy charakter zmiennych: duży ich rozrzut wskazuje na konieczność wykonania prognozy dla tego modelu już z wykorzystaniem symulacji Monte Carlo. Reszty mają również rozkład normalny, co potwierdza m.in. wynik testu Shapiro-Wilka (brak podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej: próba pochodzi z populacji o rozkładzie normalnym na poziomie istotności). Uzupełniająco, statystyka d-Durbina-Watsona (D-W; tab. 1.22) ukształtowała się na poziomie nieznacząco niższym niż 2, co wskazuje na brak autokorelacji składnika resztowego ( $H_0$ : brak autokorelacji, wobec  $H_1$ : występuje autokorelacja pierwszego rzędu).

Tabela 8.22. Statystyka d-Durbina-Watsona w opracowanym modelu regresji

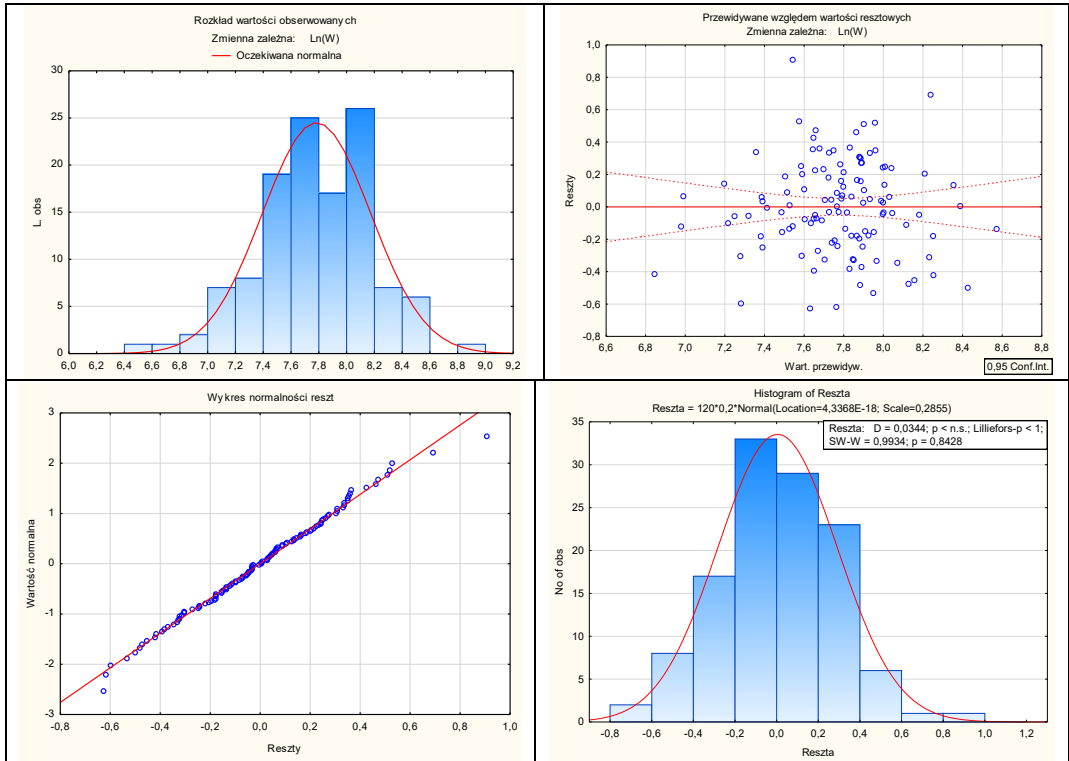
	d-Durbina-Watsona i korelacja seryjna reszt	
	d-Durbin Watsona	seryjna korelacja
Estymac.	1,977567	-0,008100

Źródło: opracowanie własne.

### Interpretacja wyników

Przekształcone wartości współczynników przed zmiennymi objaśniającymi przedstawiono w tabeli 8.23. Najsilniejszy jednostkowy wpływ na zmienną prognozowaną  $W$  mają zmienne  $X_{17}$ ,  $X_3$ ,  $X_{20}$  oraz  $X_{18}$ . Otrzymane wyniki są prawidłowe: destymulacyjny zmniejszają wartość prognozowanej  $W$ , natomiast stymulacyjny (zmienne  $X_{11}$ ,  $X_{16}$ ,  $X_{17}$  i  $X_{18}$ ) powodują jej wzrost. Przykładowo, wzrost zagrożenia wyrzutami gazów i skał o jedno odchylenie standardowe (wartość bliska 1) powoduje spadek poziomu wydobywania (dobowego wydobywania ze ściany) o 10%. Podobnie wzrost wybiegu ścian o  $1\sigma$  (wartość bliska 1) powoduje zwiększenie wydobywania o ponad 13%. Interpretacja wpływu pozostałych zmiennych jest analogiczna.





Rys. 8.9. Graficzna charakterystyka składnika resztowego w opracowanym modelu statystycznym  
Źródło: opracowanie własne

Tabela 8.23. Wpływ poszczególnych zmiennych objaśniających na zmienną prognozowaną w opracowanym modelu regresji

Zmienna	Wpływ na	Zmienna	Wpływ na
X2	-4,4%	X16	7,7%
X3	-10,0%	X17	13,2%
X6	-7,6%	X18	10,6%
X7	-8,4%	X20	-11,1%
X11	7,2%		

Źródło: opracowanie własne.

### 8.4.2. Opracowanie prognozy dobowego wydobycia ze ścian z użyciem symulacji Monte Carlo

Na bazie modelu określonego wzorem (8.5), postępując zgodnie z procedurą opisaną w rozdziale 8.3.2, wykonano prognozę wydobycia (dobowego wydobycia ze ścian) przy użyciu symulacji Monte Carlo.

Rozkład wydobycia (dobowego wydobycia ze ścian) ( $W$ ), odpowiadający składnikowi SSR prezentuje rysunek 8.10, natomiast statystyki opisowe tego rozkładu zamieszczono w tabeli 8.24. Wartość średnia prognozowanego wydobycia (wydajności dobowej) wyniosła 2469 Mg/d. Rozkład cechuje prawostronna asymetria, o czym świadczy dodatnia wartość skośności (0,64) i kurtoza rzędu 4,14. W przedziale od 1389 Mg/d do 3713 Mg/d mieści się 90% wszystkich obserwacji.

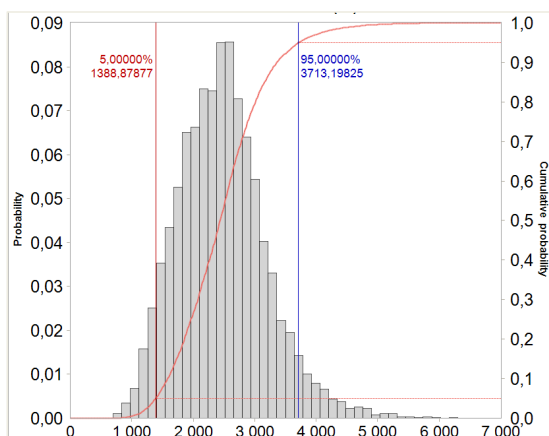


Tabela 8.24. Statystyki opisowe rozkładu zmiennej  $W$

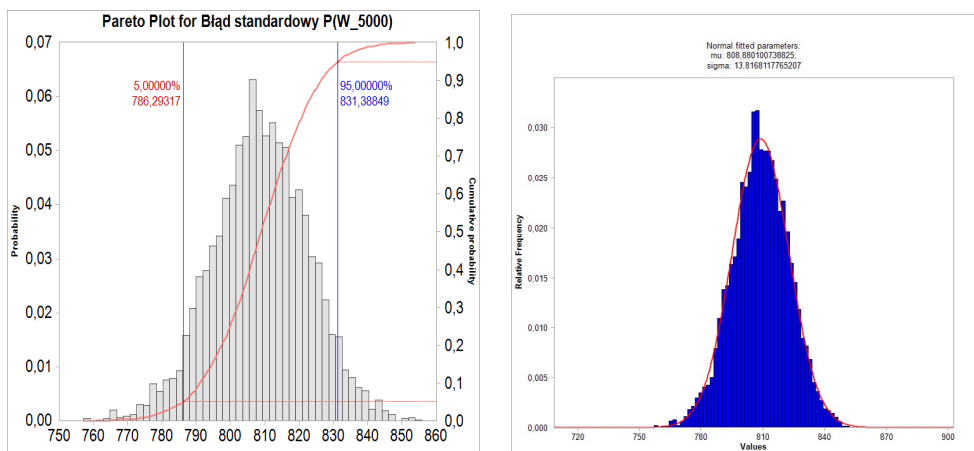
Zmienna: $W$	
Statystyki położenia [Mg/d]	
Średnia	2 469
Minimum	718
Maksimum	7 371
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	717,72
Wariancja	515 119
Współczynnik zmienności	0,29
Statystyki kształtu	
Skośność	0,64
Kurtoza	4,14
Percentyle	
5%	1 389
50%	2 435
95%	3 713

Źródło: opracowanie własne.

### 8.4.3. Ocena błędu prognozy wydobycia węgla ze ścian

Dla oceny wiarygodności opracowanego modelu (8.5) również wykonano ocenę błędów predykcji poprzez porównanie wielkości prognozowanych  $W_i$  z wydobyciem ze ścian (wydajnością dobową) w okresach historycznych  $\hat{W}_i$ , postępując analogicznie jak poprzednio, dla  $n - k - 1 = 4990$  (założono 5 000 przeliczeń modelu w symulacji). Następnie oszacowano błąd standardowy prognozy i wyznaczono

rozkład odchylenia standardowego  $\sigma_e$  dla składnika losowego. Rozkład statystyczny błędu standardowego prognozy zaprezentowano na rysunku 8.11, natomiast statystyki opisowe tego rozkładu w tabeli 8.25. Najlepiej dopasowanym rozkładem teoretycznym był rozkład normalny o parametrach charakterystycznych  $\mu = 808,9$  i  $\sigma = 13,8$ . Pomędzy 5% i 95% percentylem rozkładu, tj. w przedziale 786–831 Mg/d mieści się 90% wszystkich obserwacji.



Rys. 8.11. Rozkład błędu standardowego prognozy  $W$  uzyskany w symulacji Monte Carlo.

Prawy rysunek – dobrany rozkład normalny

Źródło: opracowanie własne

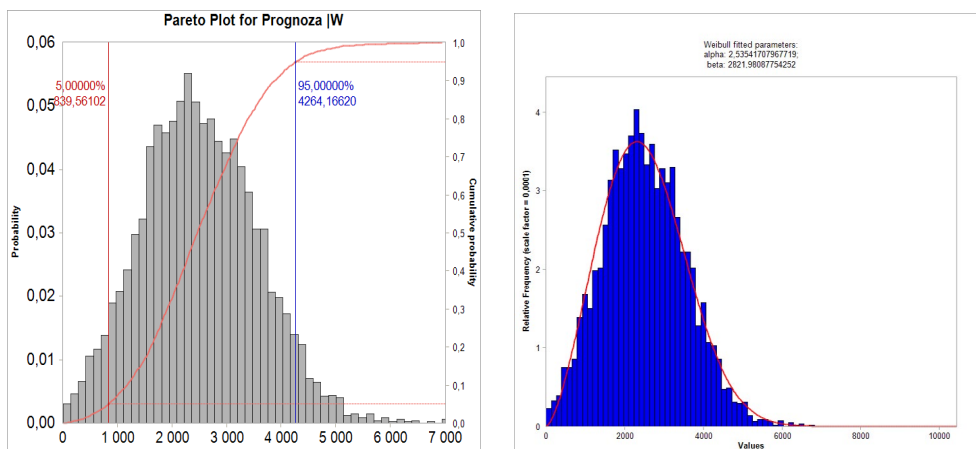
Tabela 8.25. Statystyki opisowe rozkładu błędu standardowego wydobywania ( $W$ )

Zmienna: Błąd standardowy ( $W$ )			
Statystyki położenia [Mg/d]		Statystyki kształtu	
Średnia	809	Skośność	-0,09
Minimum	757	Kurtoza	3,08
Maksimum	854		
Statystyki rozproszenia		Percentyle	
Odchylenie standardowe	13,82	5%	786
Wariancja	190,94	50%	809
Współczynnik zmienności	0,02	95%	831

Źródło: opracowanie własne.

Rysunek 8.12. stanowi prognozę wielkości wydobywania ze ścian, łączącą model (rozkład) wydobywania ( $W$ ) i błędu standardowego, będący rezultatem symulacji MC.

Rozkład ten jest niesymetryczny (prawostronna asymetria) o parametrach: skośności (0,28) oraz kurtozą bliską 3,1. Pomiędzy 5% a 95% percentylem, tj. w przedziale 840 Mg/d a 4264 Mg/d, znajduje się 80% wszystkich obserwacji (tab. 1.15). Jednym z najlepiej dobranych rozkładów teoretycznych, pozwalających opisać rzeczywiste wydobywanie ze ścian (wydajność dobową), może być rozkład Weibulla o parametrach charakterystycznych  $\alpha = 2,53$  i  $\beta = 2821,98$ .



Rys. 8.12. Rozkład prognozy wydobywania W uzyskany w symulacji Monte Carlo.  
Prawy rysunek przedstawia dobrany rozkład Weibulla  
Źródło: opracowanie własne

Tabela 8.26. Statystyki opisowe rozkładu Prognoza wydobywania (W)

Zmienna: Prognoza wydobywania (W)			
Statystyki położenia [Mg/d]		Statystyki kształtu	
Średnia	2 511	Skośność	0,28
Minimum	7	Kurtoza	3,07
Maksimum	6 950		
Statystyki rozproszenia		Percentyle	
Odchylenie standardowe	1 050,56	5%	840
Wariancja	1 103 678,38	50%	2 457
Współczynnik zmienności	0,42	95%	4 264

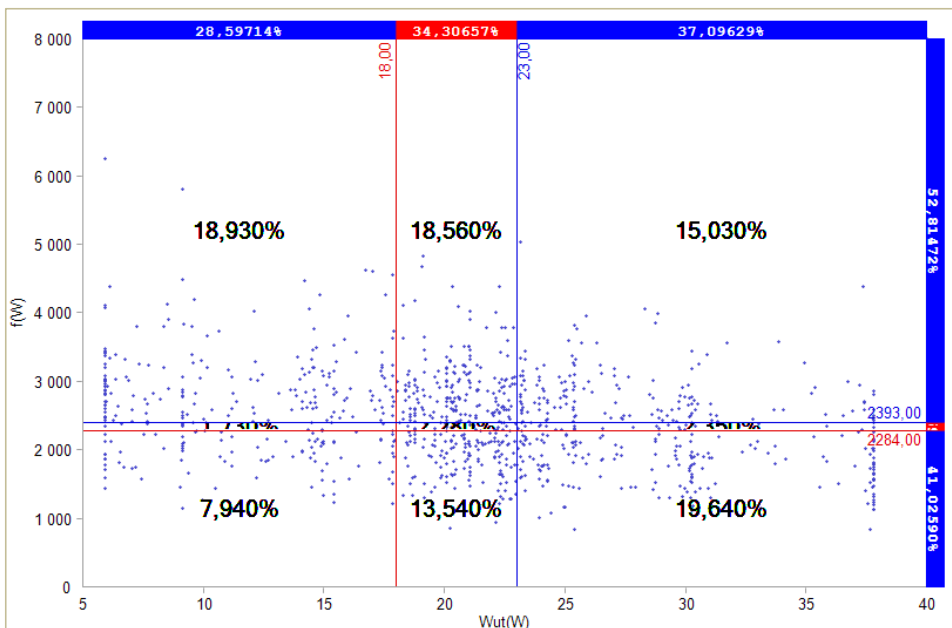
Źródło: opracowanie własne.

Podsumowując, opracowany model statystyczny prognozy wydobywania węgla (wydajności dobowej) w populacji może służyć prognozie tych wielkości również dla innych ścian analizowanych kopalń, eksploatowanych w przyszłości.

#### 8.4.4. Prognoza wydobywania węgla jako funkcja wskaźnika uciążliwości $WUt$

Istotne znaczenie badawcze posiada przedstawienie wzajemnej relacji prognozowanego wydobywania (dobowego wydobywania ze ścian) względem wskaźnika uciążliwości  $WUt$ . Jak uprzednio stwierdzono, zależność ta jest niejawną. Dzięki dekompozycji wskaźnika  $WUt$  i użyciu symulacji Monte Carlo powiązано zagregowany wpływ wszystkich czynników geologicznych i górniczych na wydobywanie węgla (wydajność dobową) ze ścian. Wynik przedstawiono w postaci wykresu punktowego, który został podzielony na 12 części, dla ustalonych arbitralnie granic uciążliwości  $WUt$  w przedziałach (0–18), (18–23) i powyżej 23 oraz wydobywania odpowiadającego tym wartościom przedstawionym w kolejności malejącej tj. odpowiednio (2462–2393), (2393–2284) i poniżej 2284 Mg/d. Dla każdej części wyznaczono procent zawartych w nich obserwacji.

Analizując rysunek 8.13, można zauważyć, że występuje stosunkowo duża koncentracja obserwacji wokół średniej i niewielkie nachylenie chmury punktów do dołu dla wyższych wartości wskaźnika  $WUt$ . Zjawisko to jest prawidłowe, przy czym spadek ten jest niewielki. W pierwszej klasie uciążliwości mieści się blisko 29% wszystkich obserwacji, w klasie drugiej odpowiednio 34% i najwyższej 37%. Blisko 41% wszystkich obserwacji  $f(W)$  występuje w pierwszym przedziale funkcji  $f(W)$ , tj. do 2284 Mg/d, z kolei 53% najwyższych prognoz dobowego wydobywania ze ścian dla całego zakresu uciążliwości  $WUt$  znajduje się powyżej granicy 2462 Mg/d.



Rys. 8.13. Rozkład punktowy zmiennej  $f(W)$  na tle wskaźnika  $WUt$

Źródło: opracowanie własne

## 8.5. Prognoza jednostkowych kosztów wydobycia ścian i wielkości wydobycia dobowego dla wybranych zakładów górniczych

Cel badań zakładał, że istnieje możliwość rozwikłania niejawniej funkcji łączącej zależność kosztów i wielkości wydobycia poszczególnych ścian z zagregowanymi wartościami wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$ . W tym rozdziale, jako podsumowanie dotychczasowych prac, zaprezentowano w postaci graficznej i tabelarycznej proste postaci funkcji, przy pomocy których możliwe jest oszacowanie wartości jednostkowych kosztów ścian i wielkości wydobycia dobowego jako funkcji odpowiednio obu wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$ . Na rysunku 8.14 przedstawiono dane z obserwacji empirycznych – wykres punktowy zależności  $KJC\_N$  od  $WUe$ , wygenerowane przy pomocy wzoru 8.4, który został zaprezentowany i skomentowany w rozdziale 8.3.1. Przekształcony do wartości rzeczywistych wzór 8.4 tłumaczył zmienność kosztów jednostkowych funkcją liniową: kombinacją 12 czynników geologicznych i górniczych. Opracowany wzór 8.6 stanowi, jak się okazuje, stateczną aproksymację tej samej zależności, przy czym charakteryzuje go prostota i aplikacyjny charakter. Postać matematyczną tego wzoru przedstawia równanie 8.6.

$$f(KJC\_N) = 56,9135 \cdot \exp(0,0307 \cdot WUe) \quad (8.6)$$

Weryfikację jakości prognostycznej wzoru 8.6 prezentuje tabela 8.24. Wartość błędu względnego pomiędzy oboma wzorami (modelami) została określona przy pomocy wyrażenia:

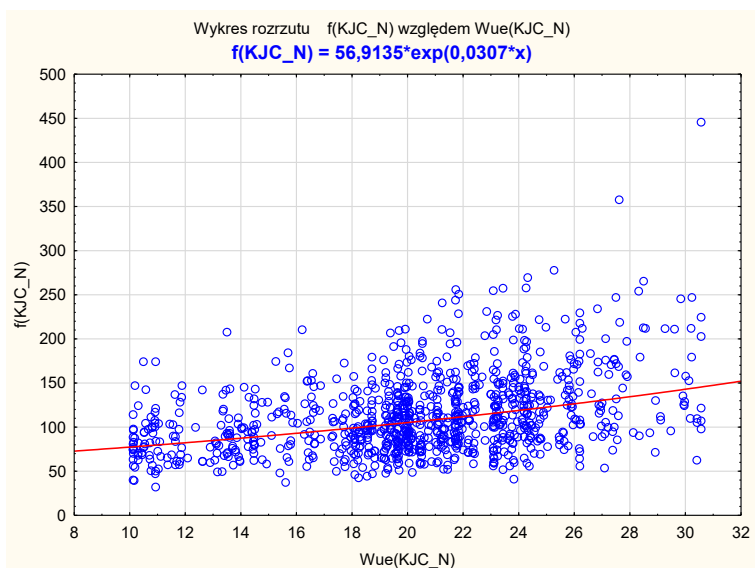
$$(P_i(M3) - E_i(M1))/E_i(M1)$$

gdzie:

- $P_i(M3)$  – prognoza ze wzoru (modelu) 8.6,
- $E_i(M1)$  – prognoza ze wzoru (modelu) 8.4 (na bazie rzeczywistych parametrów ścian).

Średnia względna różnica wartości prognozowanych przy pomocy obu tych wzorów nie przekracza 5%, co jest wynikiem bardzo zadawalającym przy tej skali rozrzutu obserwacji. Funkcja oznaczona wzorem 8.6 nieco zawyża wartości względem wyników równania regresji oznaczonego 8.4.

Podobnie postąpiono z określeniem matematycznej postaci wzoru zależności pomiędzy poziomem wydobycia (dobowego wydobycia ze ścian)  $F(W)$  a zagregowanym wskaźnikiem uciążliwości technicznej  $WUt$ . Dopasowano model wykładniczy, określony wzorem 8.7. Następnie zweryfikowano empirycznie jakość progno-



Rys. 8.14. Rozkład punktowy zmiennej  $F(KJC\_N)$  wobec wskaźnika  $WUe$   
 Źródło: opracowanie własne

Tabela 8.23. Jakość prognozy kosztów  $KJC\_N$  z funkcji określonej wzorem 8.6 względem prognozy ze wzoru 8.4

Klasy uciążliwości	$E_i(M1)$	$E_i(M3)$	Błąd
do 18	98	99	1,1%
18–23	111	115	3,6%
23>	129	134	4,2%

Źródło: opracowanie własne.

zy, porównując prognozę wykonaną przy pomocy wzorów 8.7 i 8.6 (rozdział 8.4.1). Wartość otrzymanych błędów prezentuje tabela 8.24, natomiast graficzną postać zależności wydobywania (wydajności dobowej) od uciążliwości  $WU_t$  przedstawia rysunek 8.15. Do określenia błędu zastosowano to samo podejście, które można przedstawić przy pomocy wyrażenia:

$$(P_i(M4) - E_i(M2))/E_i(M2)$$

gdzie:

- $P_i(M4)$  – prognoza ze wzoru (modelu) 8.7,
- $E_i(M2)$  – prognoza ze wzoru (modelu) 8.5.

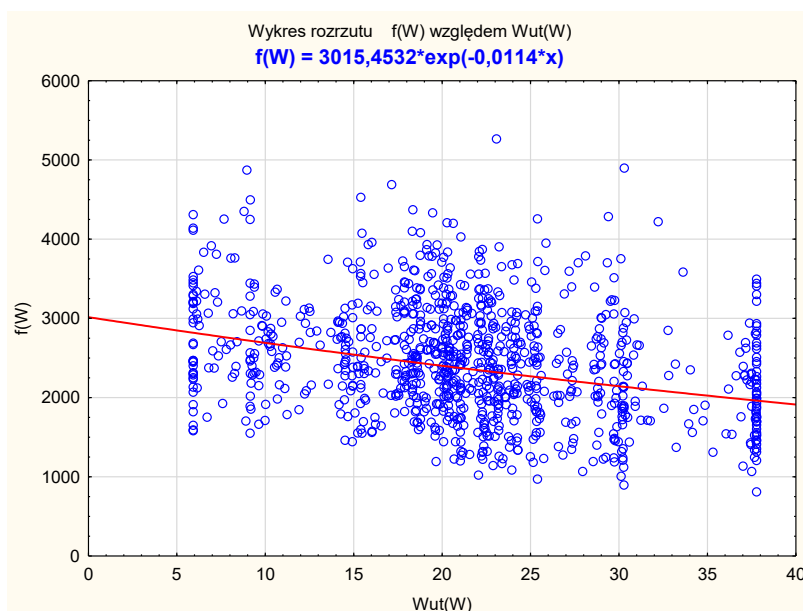
W tym przypadku funkcja oznaczona wzorem 8.7 przybliża wartości docelowego wydobycia nieco niższe niż wynikające z równania regresji 8.5.

$$f(W) = 3015,4532 \cdot \exp(-0,0114 \cdot WUt) \quad (8.7)$$

Tabela 8.24. Jakość prognozy kosztów KJC\_N z funkcji określonej wzorem 8.7 względem prognozy ze wzoru 8.5

Klasy uciążliwości			Błąd
do 18	2 462	2 456	-0,24%
18-23	2 393	2 320	-3,07%
23>	2 284	2 191	-4,05%

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 8.15. Rozkład punktowy zmiennej  $f(W)$  wobec wskaźnika  $WUt$

Źródło: opracowanie własne

Wzory 8.6 i 8.7 stanowią użyteczną postać wzorów 8.4 i 8.5, w których występuje odpowiednio 12 i 9 zmiennych określających zmienność kosztów jednostkowych ścian i dobowego wydobycia ze ścian. We wzorach 8.6 i 8.7 jedyną zmienną objaśniającą poziom kosztów i wydobycia jest zagregowana uciążliwość  $WUe$  i  $WUt$ .



Przedstawione w postaci wzorów zależności kosztów i wydobywania od zagregowanych wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$  można przenieść również na poszczególne zakłady górnicze, stosując przekształcenie podane wzorami 8.8 i 8.9.

$$f(KJC\_N) = (1 + \gamma) \cdot [56,9135 \cdot \exp(0,0307 \cdot WUe)] \quad (8.8)$$

$$f(W) = (1 + \lambda) \cdot [3015,4532 \cdot \exp(0,0307 \cdot WUe)] \quad (8.9)$$

Można to zrobić, podwyższając lub obniżając odpowiednio prognozę otrzymaną z modeli 8.6 i 8.7 o wartość różnicy w kosztach ( $\gamma$ ) i wydobywaniu dobowym ( $\lambda$ ) w tych samych klasach uciążliwości  $WUe$  lub  $WUt$ , na bazie obserwacji historycznych. Można również stosować przybliżenie kosztu jednostkowego lub wydobywania (wydajności dobowej) w danej kopalni, porównując bezpośrednio średnie wartości kosztu jednostkowego lub wydobywania dla całego zbioru ścian w danej kopalni. Przykładowo jeżeli średni historyczny koszt ścian w ujęciu jednostkowym w kopalni X jest o 20% wyższy, to wartość prognozy „przyszłego kosztu” dla nowych wyrobisk w tej kopalni (w danej klasie uciążliwości) można zwiększyć o 20%. Podobnie można postąpić w przypadku oszacowania docelowego wydobywania, stosując korekty określone współczynnikami  $\lambda$ . Otrzymane przybliżenie spodziewanych kosztów i wydobywania będzie właściwe.

W przeprowadzonych badaniach, w skład próby badawczej wchodziło 120 ścian z siedmiu zakładów górniczych. Wartości parametrów korygujących dla tych zakładów przedstawiono w tabeli 8.25.

Tabela 8.25. Różnice wartości średnich prognozy kosztów  $f(KJC\_N)$  oraz  $f(W)$

Zakład górniczy	Korekta $\gamma$	Korekta $\lambda$
Mine_A	13%	-1%
Mine_E	-29%	21%
Mine_C	17%	-2%
Mine_F	-26%	18%
Mine_D	13%	-9%
Mine_G	-32%	17%
Mine_B	39%	-19%

Źródło: opracowanie własne.

Tak opracowane modele regresji  $f(KJC\_N)$  oraz  $f(W)$  posłużyły do prognozy kosztów jednostkowych wydobywania oraz dobowego wydobywania w projektowanych ścianach w kontekście zróżnicowanych warunków geologicznych i górniczych.

Analizą prognozy objęto 259 ścian wydobywczych w siedmiu kopalniach węgla kamiennego, które są przewidziane do eksploatacji w harmonogramach produkcji do roku 2030.

Średnie prognozowane jednostkowe koszty ścian (zł/Mg) według grup uciążliwości w poszczególnych kopalniach przedstawiono w tabeli 8.26, a średnie dobowe wydobywanie ze ścian (Mg/d) według grup uciążliwości w tabeli 8.27.

Można oczekiwać, że im wyższa jest wartość wskaźników uciążliwości przypisana do ścian eksploatacyjnych, tym większy jest wpływ geologicznych i górniczych warunków prowadzenia eksploatacji na wyniki ekonomiczne procesu wydobywania oraz na możliwości wydobywania. To oznacza, że wydobywanie węgla w pogarszających się warunkach otoczenia ścian powinno mieć swoje konsekwencje w wyższych rejestrowanych kosztach, czy też w ograniczeniach poziomu wydobywania.

We wszystkich analizowanych kopalniach najniższe prognozowane całkowite koszty jednostkowe występują w ścianach wydobywczych o najniższych wskaźnikach uciążliwości  $WUe < 18$  (tab. 8.26). Koszty rosną wraz ze wzrostem uciążliwości. W grupie o średnim poziomie uciążliwości ( $WUe = 18-23$ ) uśredniony wzrost kosztów wynosi 22%.

Najwyższe jednostkowe koszty produkcji prognozowane są dla kopalni Mine\_B. Dla tej kopalni prognozuje się także najwyższy relatywny wzrost kosztów wraz ze wzrostem wartości wskaźników uciążliwości. O ile w ścianach wydobywczych o uciążliwości  $WUe < 18$  średnie koszty jednostkowe wynoszą 124,0 zł/Mg, to wraz ze wzrostem uciążliwości do poziomu drugiej grupy ( $WUe = 18-23$ ) średnie koszty rosną o 21% i wynoszą 149 zł/Mg. W ścianach o najwyższej uciążliwości ( $WUe > 23$ ) koszty relatywnie wzrastają o 13% do 169,0 zł/Mg.

W najwyższej grupie uciążliwości ( $WUe > 23$ ) obserwuje się średni wzrost kosztów nawet o 13%. Najwyższy relatywny wzrost kosztów występuje w kopalniach Mine\_E i Mine\_D. W kopalni Mine\_E prognozowane średnie koszty rosną o 28%: z 74,0 zł/Mg w ścianach o poziomie uciążliwości  $WUe = 18-23$  do 95,0 zł/Mg w ścianach o najwyższej uciążliwości ( $WUe > 23$ ). Natomiast w kopalni Mine\_D, przy uciążliwości poniżej  $WUe < 18$  koszt jednostkowy ukształtował się na poziomie 105,0 zł/Mg i rośnie do 140 zł/Mg przy uciążliwości powyżej  $WUe > 23$ .

W przypadku prognozowanego dobowego wydobywania ze ścian największe wartości wydobywania występują w grupie ścian o najniższej wartości wskaźnika uciążliwości  $WUt < 18$ . Wraz ze wzrostem uciążliwości, a tym samym ze zwiększeniem wpływu geologicznych i górniczych warunków prowadzenia eksploatacji, zmniejsza się średnie prognozowane dobowe wydobywanie (tab. 8.27).

Średnie wartości dobowego wydobywania ze ścian pokazują, że w ścianach wydobywczych o najniższych wskaźnikach uciążliwości  $WUe < 18$  średnie wydobywanie wynosi 2668 Mg/d i zmniejsza się o 9% w grupie uciążliwości  $WUe = 18-23$  do 2417 Mg/d. W grupie ścian o najwyższej wartości wskaźnika uciążliwości  $WUt > 23$  średnie dobowe wydobywanie ze ścian zmniejsza się o 14% do 2084 Mg/d.

Tabela 8.26. Średnie prognozowane koszty eksploatacji ścian według grup uciążliwości w poszczególnych kopalniach [zł/Mg]

Zakład górniczy		WUe < 18	WUe = 18–23	WUe > 23
Mine_A	KJC [zł/Mg]		128,0	136,0
	WW [%]			6%
Mine_E	KJC [zł/Mg]	65,0	74,0	95,0
	WW [%]		14%	28%
Mine_C	KJC [zł/Mg]	108,0	122,0	
	WW [%]		14%	
Mine_F	KJC [zł/Mg]	70,0	79,0	86,0
	WW [%]		13%	9%
Mine_D	KJC [zł/Mg]	105,0	120,0	140,0
	WW [%]		15%	17%
Mine_G	KJC [zł/Mg]	67,0	73,0	81,0
	WW [%]		9%	11%
Mine_B	KJC [zł/Mg]	124,0	149,0	169,0
	WW [%]		21%	13%
AVG	KJC [zł/Mg]	96,0	117,0	132,0
	WW [%]		22%	13%

KJC [zł/Mg] – jednostkowe koszty wydobywania.

WW [%] – wartość względna (zmiana wartości w wyższej grupie uciążliwości w stosunku do wartości w niższej grupie uciążliwości).

Źródło: opracowanie własne.

Przykładowo, w kopalni Mine\_D, w najwyższej grupie uciążliwości ( $WUt > 32$ ) obserwuje się średni spadek wydobywania o 16%. W kopalni tej średnie prognozowane dobowe wydobywanie zmniejsza się z 2285 Mg/d w ścianach o najniższej uciążliwości do 1918 Mg/d w ścianach o najwyższych wartości wskaźnika  $WUt$ .

Przedstawione obliczenia przy wykorzystaniu modeli regresji  $f(KJC_N)$  oraz  $f(W)$  dla 259 ścian wydobywczych przewidzianych do eksploatacji w harmonogramach produkcji do roku 2030, potwierdzają związek warunków geologicznych i górniczych z kosztami jednostkowymi wydobywania oraz dobowym wydobywaniem ze ścian. W ten sposób cel badawczy został potwierdzony pozytywnie. Wzrost uciążliwości przekłada się nieliniowo na wzrost kosztów produkcji w analizowanych ścianach i jednocześnie pogorszenie ich wyników wydobywczych. Zastosowanie modeli regresji dało możliwość powiązania parametrów geologicznych i górniczych w określone funkcje matematyczne, pozwalające na prognozę kosztów operacyjnych ścian i ich potencjału wydobywczego.

Tabela 8.27. Średnie dobowe wydobywanie ze ścian według grup uciążliwości w poszczególnych kopalniach [Mg/d]

Zakład górniczy		WUt < 18	WUt = 18–23	WUt > 23
Mine_A	DW [Mg/d]	2370	2199	
	WW [%]		-7	
Mine_E	DW [Mg/d]	3048	2886	2651
	WW [%]		-5	-8
Mine_C	DW [Mg/d]	2496	2325	2224
	WW [%]		-7	-4
Mine_F	DW [Mg/d]	3005	2793	2677
	WW [%]		-7	-4
Mine_D	DW [Mg/d]	2285	2178	1918
	WW [%]		-5	-12
Mine_G	DW [Mg/d]	3153	2787	2654
	WW [%]		-12	-5
Mine_B	DW [Mg/d]	2075	1927	1759
	WW [%]		-7	-9
AVG	DW [Mg/d]	2668	2417	2084
	WW [%]		-9	-14

DW [Mg/d] – średnie dobowe wydobywanie ze ścian.

WW [%] – wartość względna (zmiana wartości w wyższej grupie uciążliwości w stosunku do wartości w niższej grupie uciążliwości).

Źródło: opracowanie własne.

## Podsumowanie

---

---

Prowadzenie działalności gospodarczej w górnictwie węgla kamiennego obarczone jest dużym ryzykiem. O wysokości ryzyka w dużej mierze decyduje złożość charakteryzujące się niepewnością w zakresie wielkości i jakości zasobów, warunków geologicznych i górniczych zalegania, tektoniki czy zagrożeń naturalnych. Parametry charakteryzujące złożość i mające wpływ na ograniczenia procesu wydobycia określa się jako uciążliwość procesu eksploatacji.

Warunki geologiczne i górnicze w kopalniach, w miarę postępującej działalności wydobywczej, pogarszają się. Oznacza to, że wydobycie węgla w pogarszających się warunkach otoczenia ścian powinno mieć swoje konsekwencje w wielkości rejestrowanych kosztów lub też w ograniczeniach w wydobyciu. Nieznany jest jednak poziom oddziaływania uciążliwości na koszty oraz na efektywność techniczną ścian, mierzoną poziomem wydobycia węgla (dobowym wydobyciem ze ścian).

W monografii przedstawiono analizę prowadzącą do wyjaśnienia zależności kosztów i wielkości wydobycia węgla jako funkcji określonych czynników geologicznych i górniczych. Przy użyciu metody AHP opracowano dwa modele wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji. Pierwszy model oceniał uciążliwość wobec kosztów wydobycia, a drugi odnosił się do wpływu uciążliwości na dobowe wydobycie ze ścian.

Ocena ważności poszczególnych kryteriów budujących modele została przeprowadzona w ramach grupowego procesu podejmowania decyzji przez 52 ekspertów wyłonionych spośród pracowników naukowo-badawczych uczelni wyższych i instytutów naukowych, oraz kadry inżynierjno-technicznej kopalń węgla kamiennego.

W przypadku modelu pierwszego wykazano, że na uciążliwość warunków geologicznych i górniczych, w kontekście kosztów wydobycia, zdecydowanie największy wpływ mają parametry złożość (0,48). W grupie tej uciążliwość wynika głównie z parametrów geomechanicznych pokładu, w tym z warunków stropowych, a w mniejszym stopniu z parametrów strukturalnych złożość (tektonika i występowanie uskokiów o zrzutach powyżej 50% miąższości pokładu).

Wysoką wagę uzyskały kryteria uciążliwości technicznej (0,27). Na ekonomiczną zasadność eksploatacji węgla największy wpływ mają parametry geometryczne

ściany, czyli takie parametry jak: długość, wybieg oraz wysokość ściany. Istotną grupą czynników wpływających na koszty wydobycia jest lokalizacja ściany w obszarze górniczym. W tej grupie czas dojazdu załogi do ściany został uznany za najważniejszy, gdyż wprost rzutuje na spadek efektywnego czasu pracy załogi. Wpływ zagrożeń naturalnych na poziom kosztów eksploatacji wyceniono na 0,18, a za najważniejsze uznano zagrożenia metanowe oraz zagrożenie tąpnięciami. Kryteria charakteryzujące uciążliwość środowiskową uzyskały najniższą wagę (0,07).

W modelu drugim wyceniono wpływ warunków geologicznych i górniczych na dobowe wydobycie ze ścian. Największy wpływ na ograniczenie wielkości wydobycia mają zagrożenia naturalne (0,58), w kolejności: zagrożenia metanowe, zagrożenie tąpnięciami, zagrożenie klimatyczne i zagrożenia pożarowe. Duży wpływ na poziom wydobycia ma także uciążliwość wynikająca z parametrów złoża (0,32). W tej grupie ograniczenia wynikające z ryzyka wystąpienia uskoków w zdecydowanie najwyższym stopniu wpływają na ocenę uciążliwości eksploatacji. Mniejszą wagę przypisuje się zaburzeniom sedymentacyjnym i warunkom stropowym.

W przypadku trzeciej grupy kryteriów – uciążliwości technicznej (0,10 całkowitego wyniku) największy wpływ na ograniczenie dobowego wydobycia mają zaszczości eksploatacyjne występujące w otoczeniu ściany, będące konsekwencją wcześniej podejmowanych i zaniechanych robót górniczych.

Wyniki wyceny modeli posłużyły do obliczenia wskaźników uciążliwości procesu eksploatacji:

- $WUe$  – wpływ uciążliwości na koszty operacyjne ścian,
- $WUt$  – wpływ uciążliwości na dobowe wydobycie ze ścian.

Interpretacja wskaźników wskazuje, że im większe są ich wartości w porównywanych ścianach eksploatacyjnych, tym bardziej znaczący jest wpływ warunków geologicznych i górniczych na proces wydobycia.

W pracy podjęto próbę analizy zmian uciążliwości warunków eksploatacji w latach 2010–2030. Opracowane wskaźniki pozwoliły na liniowe uporządkowanie ścian eksploatacyjnych według poziomu uciążliwości oraz oceniły dynamikę zmian uciążliwości w analizowanych kopalniach. Najwyższa wartość wskaźnika uciążliwości eksploatacji  $WUe$  w kontekście efektywności ekonomicznej w latach 2010–2030 występuje w kopalniach Mine\_A ( $WUe = 23,5$ ) oraz Mine\_B ( $WUe = 23,5$ ), natomiast największe ograniczenia dobowego wydobycia ze ścian występują w kopalniach: Mine\_D ( $WUt = 25,6$ ), Mine\_A ( $WUt = 24,1$ ) oraz Mine\_B ( $WUt = 24,1$ ).

Wykorzystując wskaźniki uciążliwości  $WUe$  oraz  $WUt$ , wykonano ocenę wszystkich pokładów eksploatowanych w analizowanych kopalniach. Pokłady oraz pola eksploatacyjne o najwyższych wartościach wskaźników uciążliwości poddano szczegółowej analizie wszystkich kryteriów uciążliwości.

W ostatnim etapie badań dokonano próby powiązania matematycznego (statystycznego) wskaźników z poziomem kosztów i wielkością wydobycia (dobowe wydobycie ze ścian).

Zakład górniczy	<i>WUe</i>	<i>WUt</i>
Mine_A *	23,5	24,1
Mine_B *	23,5	24,1
Mine_C **	17,0	21,2
Mine_E*	20,7	21,1
Mine_D*	20,3	25,6
Mine_G ***	16,5	14,4
Mine_F ***	19,1	18,9

\* Średnia wartość w latach 2010–2030.

\*\* Średnia wartość w latach 2010–2025.

\*\*\* Średnia wartość w latach 2010–2022.

Opracowano dwa modele regresji  $f(KJC\_N)$  oraz  $f(W)$  wspierane techniką Monte Carlo, pozwalające objaśnić zmienność kosztów eksploatacji ścian i wielkości wydobywania węgla jako funkcji wskaźników uciążliwości *WUe* i *WUt*. Modele regresji posłużyły do prognozy kosztów jednostkowych wydobywania oraz dobowego wydobywania w projektowanych ścianach w kontekście zróżnicowanych warunków geologicznych i górniczych. Analizą prognozy objęto 259 ścian wydobywczych w 7 kopalniach węgla kamiennego, które są przewidziane do eksploatacji w harmonogramach produkcji do roku 2030.

Analiza wpływu warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji pozwala na sformułowanie następujących wniosków:

- Uciążliwość warunków geologicznych i górniczych stanowi istotny barometr prognostyczny eksploatacji. Ściany z wyższą uciążliwością generują wyższe koszty operacyjne eksploatacji. Istnieje duże prawdopodobieństwo, że będą one nieefektywne ekonomicznie, przynosząc kopalni straty. Ich wybieranie, konieczne z uwagi na uwarunkowania techniczne i górnicze, winno być przewidziane na okresy sprzyjających cen lub w ogóle zaniechane. W ścianach o wysokiej uciążliwości można oczekiwać ograniczeń w ich potencjale wydobywczym.
- Wskaźniki uciążliwości procesu eksploatacji mogą być wykorzystane jako element podejmowania decyzji o kolejności i czasie eksploatacji poszczególnych ścian. Selektywne zarządzanie eksploatacją ścian z uwzględnieniem uciążliwości warunków geologicznych i górniczych daje możliwości optymalizacji kosztów wydobywania i planowanej wielkości wydobywania, co winno wpłynąć także na poprawę wyników działalności operacyjnej kopalń.
- Opracowane modele regresji pozwoliły na prognozę kosztów operacyjnych ścian i dobowej wielkości wydobywania w kontekście warunków geologicznych i górniczych przy wykorzystaniu zagregowanych wskaźników uciążliwości *WUe* i *WUt*, które są jedynymi zmiennymi objaśniającymi.

- Zastosowanie modeli regresji ma duże znaczenie praktyczne. Daje możliwość oszacowania kosztów jednostkowych i wielkości wydobywania również dla nowo projektowanych wyrobisk ścianowych. W praktyce służby kopalń nie posługują się tego typu analizami. Wykorzystanie tej wiedzy istotnie poprawia jakość procesów planistycznych i efektywność wydobywania. Takie analizy podnoszą świadomość możliwych konsekwencji ekonomicznych i produkcyjnych, wynikających z prowadzenia wydobywania w określonych warunkach geologicznych i górniczych.



## Literatura

---

---

- Adamus W., Łasak P. 2010 – *Zastosowanie metody AHP do wyboru umiejscowienia nadzoru nad rynkiem finansowym*. Bank i Kredyt 41(4).
- Adamus W., Szara K. 2000 – Zastosowanie Analitycznego Procesu Hierarchicznego AHP do racjonalizacji zarządzania i organizacji przedsiębiorstw. *Zagadnienia Ekonomiki Rolnej* nr 4–5.
- Baran J., Lewandowski P., Szpor A., Witajewski-Baltvilks J. 2018 – Coal transition in Poland, Options for a fair and feasible transition for the Polish coal sector, IBS. [Online] [https://coaltransitions.files.wordpress.com/2018/09/coaltransitions\\_finalreport\\_poland\\_2018.pdf](https://coaltransitions.files.wordpress.com/2018/09/coaltransitions_finalreport_poland_2018.pdf) [Dostęp: 9.06.2020].
- Bascetin A. 2009 – The study of decision making tools for equipment. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 25(3).
- Biedrawa A., Sobczyk W. 2010 – AHP – komputerowe wspomaganie podejmowania złożonych decyzji. Rozdział w monografii *Edukacja – Technika – Informatyka*, *Rocznik Naukowy* nr 1, cz. 1, Przemysł.
- Borecki M., Kidybiński A. 1964 – Nośność spągów pokładów węglowych. *Przegląd Górniczy* nr 3.
- Brzychczy E. 2012 – Metoda modelowania i optymalizacji robót eksploatacyjnych w wielozakładowym przedsiębiorstwie górniczym. Kraków: Wydawnictwa AGH. Seria Rozprawy i Monografie nr 245.
- Bukowska M. 2005 – Prognozowanie zagrożenia tąpnięciami. *Przegląd Górniczy* nr 4.
- Bukowska M. 2007 – Charakterystyka skłonności do tępnięć górotworu karbońskiego w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. *Górnictwo i Środowisko*. Prace Naukowe GIG z. I, Katowice.
- Burkowski P. 2007 – Zagrożenia wodne w kopalniach węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym w dobie restrukturyzacji górnictwa. *Materiały Polskiego Kongresu Górniczego*, Kraków.
- Burtan Z. 2016 – Znaczenie skojarzonych zagrożeń naturalnych w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. *Przegląd Górniczy* nr 11.
- Burtan Z., Chlebowski D., Kapusta M. 2018 – Uwarunkowania i skala występowania katastroficznych zagrożeń naturalnych w polskim górnictwie węgla kamiennego. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* nr 7.
- Cherubini U., Luciano E., Vecchiato W. 2004 – *Copula Methods in Finance*, John Wiley & Sons Ltd, Oxford, UK.
- Cybulski K. 2005 – Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego oraz ocena skuteczności działań profilaktycznych w polskich kopalniach węgla kamiennego. *Prace Naukowe GIG* nr 864, Katowice.

- Dubiński J., Konopko W. 1995 – Kierunki zwiększania efektywności profilaktyki tapaniowej. *Przegląd Górniczy* nr 4.
- Dubiński J., Stec K. 2000 – Modalność sejsmiczności górniczej w świetle badań mechanizmu ognisk wstrząsów. *Mat. Konf.: Nauka o Ziemi w badaniach podstawowych, złożowych i ochronie środowiska na progu XXI wieku*. Wyd. AGH, Kraków.
- Durbin J., Watson G.S. 1951 – Testing for Serial Correlation in Least Squares Regression, II. *Biometrika* 38 (1–2).
- Efron B., Tibshirani R.J. 1993 – *An introduction to the Bootstrap*, Chapman & Hall, New York.
- Eurostat – Source of data Eurostat. [Online] <https://ec.europa.eu/eurostat/data/database> [Dostęp: 30.09.2020].
- Fałtyń M., Naczyński D. 2018 – The factors shaping the demand, supply, and prices on the hard coal market. Modelling of possible changes in the long-term horizon. *Polityka Energetyczna – Energy Policy Journal* 21(3).
- Gawlik L. 2008 – Wpływ poziomu wydobycia węgla kamiennego na koszty jego pozyskania w kopalniach. *Studia, Rozprawy i Monografie* nr 148, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Goepel K.D. 2013 – Implementing the Analytic Hierarchy Process as a Standard Method for Multi-Criteria Decision Making In Corporate Enterprises – A New AHP Excel Template with Multiple Inputs, *Proceedings of the International Symposium on the Analytic Hierarchy Process*, Kuala Lumpur 2013, DOI: 10.13033/isahp.y2013.047.
- Goszcz A. 1999 – *Elementy mechaniki skał oraz tapania w polskich kopalniach węgla i miedzi*. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Grabiński T., Wydymus S., Zeliaś A. 1989 – *Metody taksonomii numerycznej w modelowaniu zjawisk społeczno-gospodarczych*. PWN, Warszawa.
- Grabiński T. 1992 – *Metody taksonometrii*. Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej, Kraków.
- Hair J.F. Jr., Anderson R.E., Tatham. R.L., Black. W.C. 1995 – *Multivariate Data Analysis* (3<sup>rd</sup> ed.), New York, US.
- IPS, *Internetowy Podręcznik Statystyki*, Statsof 2020. [Online] [https://www.statsoft.pl/textbook/stathome\\_stat.html?https%3A%2F%2Fwww.statsoft.pl%2Ftextbook%2Fstmulreg.html](https://www.statsoft.pl/textbook/stathome_stat.html?https%3A%2F%2Fwww.statsoft.pl%2Ftextbook%2Fstmulreg.html) [Dostęp: 20.10.2020].
- Jajuga K. 1993 – *Statystyczna analiza wielowymiarowa*. Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa.
- Jaszczuk M., Kania J. 2008 – Coal production costs components and coal price as crucial factors.
- Kabiesz J. red. 2018 – *Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.
- Kabiesz J. 2002 – Charakterystyka skojarzonych zagrożeń górniczych w aspekcie ich oceny oraz doboru metod prewencji. *Prace Naukowe GIG* nr 849, Katowice.
- Kabiesz J. 2004 – Zagrożenia skojarzone a ocena ryzyka zawodowego. *Wiadomości Górnicze* nr r. Katowice.
- Kennedy P. 1992 – *A Guide to Econometrics*. Oxford: Blackwell.
- Kęsek M. 2013 – Zastosowanie wybranych metod eksploracji danych w systemie wspomagającym zarządzanie produkcją w kopalni węgla kamiennego. *Rozprawy Monografie* 289, AGH.
- Kęsek M., Adamczyk A., Kłaś M. 2019 – Computer simulation of the operation of a longwall complex using the “Process Flow” concept of FlexSim software. *Advances in Intelligent Systems and Computing* 835.
- Kicki J., Sobczyk E.J. (red. nauk.) 2016 – *Prawne, techniczne, ekonomiczne i środowiskowe aspekty gospodarki skałą płonną w kopalniach węgla kamiennego*. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

- Kicki J., Sobczyk E.J. 2006 – Restrukturyzacja górnictwa w Polsce a struktura i wystarczalność zasobów węgla kamiennego. Studia, Rozprawy, Monografie nr 134, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Kidybiński A. 1982 – Podstawy geotechniki kopalnianej. Wydawnictwo Śląsk, Katowice.
- Konopko W. red. 2013 – Bezpieczeństwo pracy w kopalniach węgla kamiennego. Tom 2 Zagrożenia naturalne, Główny Instytut Górnictwa. Katowice.
- Konopko W. 1994 – Doświadczalne podstawy kwalifikowania wyrobisk górniczych w kopalniach węgla kamiennego do stopni zagrożenia tąpnięciami. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa nr 795, Katowice.
- Konopko W., Kabiesz J., Cygankiewicz J. 1994 – Wstrząsy i tąpnięcia jako inicjatory zagrożenia metanowego. Przegląd Górniczy nr 2.
- Konopko W. 2006 – Zagrożenia naturalne w kopalniach węgla kamiennego – stan aktualny i tendencje zmian. Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
- Konopko W., Kabiesz J. 1996 – Prędkość postępu frontu ściany a zagrożenie tąpnięciami i metanem. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Wyd. CPPGSMiE PAN, Kraków.
- Kopacz M. 2017 – Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnictwa na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Studia, Rozprawy, Monografie 201, Kraków.
- Kopacz M., Kulpa J., Galica D., Dyczko A., Jarosz J. 2019 – Economic valuation of coal deposits – The value of geological information in the resource recognition process. Resour. Policy 63.
- Kopacz M., Sobczyk E.J., Galica D. 2018 – The impact of variability and correlation of selected geological parameters on the economic assessment of bituminous coal deposits with use of non-parametric bootstrap and copula-based Monte Carlo simulations. Resour. Policy 55.
- Kopacz M. 2009 – Metoda wyceny projektów inwestycyjnych w polskim górnictwie rudnym z wykorzystaniem symulacji stochastycznej. Studia, Rozprawy i Monografie nr 159, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Korski J. 2019 – Efektywny czas pracy kompleksu ścianowego i przyczyny jego zmniejszania. Inżynieria Mineralna 21(2/2).
- Kutkowski J., Badura H. 1998 – Wpływ wstrząsów sejsmicznych na zagrożenia metanowe w KWK Jas-Mos. Przegląd Górniczy nr 3.
- Liberatore M.J., Nydick R.L. 2008 – The analytic hierarchy process in medical and health. European Journal of Operational Research 189.
- Lisowski A. 2001 – Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż. Wyd. GIG i PWN, Katowice-Warszawa.
- Lisowski A., Czyłok A. 1965 – Możliwości wykorzystania metod i modeli matematycznych oraz symulacyjnych do optymalizacji decyzji w górnictwie. Przegląd Górniczy nr 6.
- Magda R., Woźny T., Kowalczyk B., Głodzik S., Grylik D. 2002 – Racjonalizacja modelu i wielkości kopalń węgla kamiennego w warunkach gospodarczych początku XXI wieku. Kraków: Wyd. AGH.
- Mark D. 2001 – Adaptive AHP: a review of marketing applications with extensions. European Journal of Marketing 35(7/8).
- Metropolis N., Ulam S. 1949 – The Monte Carlo Method, Journal of the American Statistical Association 44(247).
- Michalak A. 2015 – Modele kosztu kapitału i ich implementacje w zarządzaniu przedsiębiorstwem górnictwem. Wyd. Difin, Warszawa.
- Najafi A.B., Saeedi G.R., Farsangi M.A.E. 2014 – Risk analysis and prediction of out-of-seam dilution in longwall Mining. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences (70).

- Namin S., Shahriar K., Bascetin A., Ghodsypour SH. 2012 – FMMSIC: a hybrid fuzzy based decision support system for MMS (in order to estimate interrelationships between criteria). *Journal of the Operational Research Society*, 63.
- Neter. J., Wasserman. W., Kutner. M.H. 1989 – *Applied Linear Regression Models*. Homewood, IL, US.
- Ney R., Sokołowski A., Sobczyk E.J., Kicki J., Jarosz J., Saługa P., Dyczko A., Paszcza H. 2006 – *Strategia restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego – doświadczenia i prognozy. Projekt badawczy nr 4T12A 02726*, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Palei S.K., Das. S.K. 2009 – Logistic regression model for prediction of roof fall risks in bord and pillar workings in coal mines: An approach. *Safety Science* 47.
- Pan Y., Jackson. R.T. 2008 – Ethnic difference in the relationship between acute inflammation and serum ferritin in US adult males. *Epidemiology and Infection* 136. PN-93/G-04558. *Węgiel kamienny. Oznaczenie wskaźników samozapalności*.
- PN-G-44200:2013-10: *Górnictwo – Oznaczanie metanonośności w pokładach węgla kamiennego – Metoda zwiercinowa*. Polski Komitet Normalizacyjny, 2013.
- Pohekar S.D., Ramachandran M. 2004 – Application of multi-criteria decision making to sustainable energy planning – a review. *Renewable and Sustainable Energy Reviews* 8.
- Prusak A., Stefanów P. 2011 – *Badania nad właściwościami operacyjnymi metody AHP*. *Folia Oeconomica Cracoviensia*, Vol. LII.
- Rogerson P.A. 2001 – *Statistical methods for geography*. London, UK.
- Rogoż M., Posytek E. 2000 – *Problemy hydrogeologiczne w polskich kopalniach węgla kamiennego*. Wyd. GIG, Katowice.
- Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14.06.2002 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych. *Dziennik Ustaw* nr 94, poz. 841.
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29.01.2013 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych (Dz.U. z 2015 r. poz. 1702 i 2204, z 2016 r. poz. 949 oraz z 2017 r. poz. 1247) (obowiązuje od 1.07.2017 r.).
- Saaty T.L. 1977 – Scaling Method for Priorities in Hierarchical Structures. *Journal of Mathematical Psychology* Vol. 15.
- Saaty T.L. 1980 – *The Analytic Hierarchy Process*. McGraw-Hill, New York.
- Saaty T.L. 2001 – *The Analytic Network Process, fundamentals of decision making and priority theory*. RWS Publications, Pittsburgh, Second edition.
- Saeedi G., Shahriar K., Rezai B., Karpuz C. 2010 – Numerical modelling of out-of-seam dilution in longwall retreat mining. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 47.
- Saługa P. 2009 – *Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie*. *Studia, Rozprawy, Monografie* nr 152, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Sari M., Selcuk A., Karpuz C., Sebnem H., Duzgun B. 2007 – Stochastic modeling of accident risks associated with an underground coal mine in Turkey. *Safety Science* 47.
- Seber G.A.F., Wild Ch.J. 1989 – *Nonlinear regression*. New York, Wiley.
- Shapiro S.S., Francia R.S. 1972 – An approximate analysis of variance test for normality. *Journal of the American Statistical Association* 67(337).
- Shapiro S.S., Wilk M.B. 1965 – An analysis of variance test for normality (complete samples). *Biometrika* 52(3–4).
- Shchokin V., Shchokina O. 2015 – Neuro-fuzzy activation sub-system of effective control channels in adaptive control system of agglomerative process. *Metallurgical and Mining Industry* 3.
- Sierpińska M. red. 2007 – *Wykorzystanie nowoczesnych koncepcji wspomaganie decyzji dla poprawy efektywności zarządzania zakładem górniczym i spółką węglową*. ART-TEKST, Kraków, Poland.

- Snopkowski R. 2012 – Stochastyczne metody analizy procesu produkcyjnego realizowanego w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego. Wyd. AGH, Kraków.
- Snopkowski R. 2005 – Symulacja stochastyczna w zastosowaniu do identyfikacji funkcji gęstości prawdopodobieństwa wydobywania. *Górnictwo i Geoinżynieria* 29(4).
- Snopkowski R. 2000 – Metoda identyfikacji rozkładu prawdopodobieństwa wydobywania uzyskiwanego z przodków ścianowych kopalń węgla kamiennego. AGH, Kraków
- Sobczyk E.J. 2006a – Uciążliwość warunków geologicznych i górniczych w kopalniach węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* 22, z. spec. 2.
- Sobczyk E.J. 2006b – Wskaźnik stopnia uciążliwości warunków geologicznych i górniczych a gospodarka zasobami złóż węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* 22, z. spec. 2.
- Sobczyk E.J. 2008 – Analytic Hierarchy Process (AHP) and Multivariate Statistical Analysis (MSA) in Evaluating Mining Difficulties in Coal Mines. 21<sup>st</sup> World Mining Congress – New Challenges and Visions for Mining. Kraków. Taylor&Francis Group, A Balkema Book, London.
- Sobczyk E.J., Kaczmarek J., Fijorek K., Kopacz M. 2020 – Efficiency and financial standing of coal mining enterprises in Poland in terms of restructuring course and effects. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 36(2).
- Sobczyk E.J., Kopacz M. 2018 – Ocena uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji węgla kamiennego i ich wpływ na koszty prac górniczych. *Przegląd Geologiczny* 66(3).
- Sobczyk E.J., Rożek R. 2009 – Próba oceny uciążliwości warunków geologicznych i górniczych dla potrzeb porównywania wyników produkcyjnych oddziałów wydobywczych KGHM Polska Miedź SA. Międzynarodowy Kongres Górnictwa Rud Miedzi – Perspektywy i Wyzwania 2.
- Sobczyk E.J., Sokołowski A., Kopacz M., Fijorek K., Denkowska S. 2020 – The analysis of dependence of the level of operational costs and production outputs upon geological and mining conditions in selected hard coal mines in Poland. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 36(3).
- Sobczyk E.J., Wota A., Krężolek S. 2011 – Zastosowanie matematycznych metod wielokryterialnych do wyboru optymalnego wariantu źródła pozyskania węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* 27(3).
- Sobczyk E.J. 2009 – Uciążliwość geologicznych i górniczych warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem. *Studia, Rozprawy, Monografie nr 150*, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Sobczyk W., Sobczyk E.J., Kowalska A. 2014 – Wykorzystanie wielokryterialnej metody AHP i macierzy Leopolda do oceny wpływu eksploatacji złóż żwirowo-piaskowych na środowisko przyrodnicze doliny Jasiołki. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 30(2).
- Sokołowski A. 1982 – O zagadnieniach taksonomicznych. *Zeszyty Naukowe Akademii Ekonomicznej w Krakowie nr 165*.
- Sokołowski A. 1992 – Empiryczne testy istotności w taksonomii. *Zeszyty Naukowe, Seria Specjalna: Monografie nr 108*, Akademia Ekonomiczna, Kraków.
- Statistica Pl. Ogólne konwencje i statystyki I, Wyd. StatSoft Sp. z o.o., Kraków 1997.
- Szłazak J. 2004 – Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1990–2002. Biblioteka SEP, Kraków.
- Szłazak N., Obracaj D., Borowski M. 2007 – Metody zwalczania zagrożenia temperaturowego w polskich kopalniach węgla kamiennego. *Górnictwo i Środowisko. Prace Naukowe GIG z. I/2007*, Katowice.

- Trzaskalik T. 2008 – Wprowadzenie do badań operacyjnych z komputerem. Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa, Wyd. 2.
- Turek M. 2002 – Analiza ekonomicznej efektywności wybierania pokładów cienkich. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2002, t. II.
- Turek M. 2007 – Wysokość ścian prowadzonych w kopalniach węgla kamiennego. Prace Naukowe GIG Górnictwo i Środowisko nr 1.
- Turek M. 2013 – System zarządzania kosztami w kopalni węgla kamiennego w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego, wyd. Difin, Warszawa.
- Uberman Ry., Uberman Ro. 2005 – Wycena wartości złóż kopalin. Uczelniane Wydawnictwo naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
- U.S. EIA, 2020. [Online] <https://www.eia.gov/international/data/world> [Dostęp: 15.11.2021].
- Vose D. 2008 – Risk analysis. A quantitative guide. John Wiley&Sons Ltd.: 3<sup>rd</sup> edition, Chichester, West Sussex, England.
- Wanielista K., Saługa P., Kicki J., Dzieża J., Jarosz J., Miłkowski R., Sobczyk E. J., Wirth H. 2002 – Wycena wartości zasobów złoża – Nowa strategia i metody wyceny. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Wątroba J. 2011 – Prosto o dopasowaniu prostych, czyli analiza regresji liniowej w praktyce. Statsoft Polska Sp. z o.o. [Online] [http://media.statsoft.pl/\\_old\\_dnn/downloads/analiza\\_regresji liniowej\\_w\\_praktyce.pdf](http://media.statsoft.pl/_old_dnn/downloads/analiza_regresji liniowej_w_praktyce.pdf) [Dostęp: 14.12.2020].
- Wind Y., Saaty T.L. 1980 – Marketing applications of the Analytic Hierarchy Process. Management Science 26(7).
- Wooldridge J.M. 2013 – Introductory Econometrics: A Modern Approach (5<sup>th</sup> ed.), South-Western, Cengage Learning, US.
- Zajac E. 1992 – Wielowymiarowa analiza porównawcza pracy kopalń węgla kamiennego. Skrypty Uczelniane nr 1291, Wyd. AGH, Kraków.
- Zhu B. 2011 – Quantitative evaluation of coal-mining geological condition. Procedia Engineering 26.
- Zieliński R., Wieczorkowski R. 1997 – Komputerowe generatory liczb losowych. Warszawa: WNT.
- Zorychta A., Burtan Z. 2008 – Uwarunkowania i kierunki rozwoju technologii podziemnej eksploatacji złóż w polskim górnictwie węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi z. spec. 1/2.

# **Uciążliwość eksploatacji złóż węgla kamiennego wynikająca z warunków geologicznych i górniczych**

---

---

## **Streszczenie**

Górnictwo węgla kamiennego charakteryzuje się cechami, które powodują liczne wyzwania bieżącej działalności oraz problemy strategiczne i operacyjne planowania jego rozwoju. Wśród najważniejszych z nich należy wskazać dużą kapitałochłonność górniczych projektów inwestycyjnych, dynamicznie zmieniających się warunków, w jakich funkcjonuje ten sektor, a jego długoterminowa rola jest uzależniona od czynników, mających swoje źródło zarówno na szczeblu krajowym, jak i międzynarodowym. Jednocześnie pogarszają się warunki wydobycia węgla, wyczerpują się zasoby łatwiej dostępne w czynnych kopalniach, rośnie głębokość eksploatacji, wzrasta poziom temperatury w wyrobiskach, wydłużają się drogi transportu załogi i materiałów, maleje efektywny czas pracy, rosną zagrożenia naturalne, a wybierane są pokłady z coraz większą zawartością skały płonnej.

Branża ta jest obecnie w bardzo trudnej sytuacji zarówno pod względem technicznym (wydobywczym), jak i ekonomicznym. Nie można jednak nie zauważyć, że trudną sytuację finansową polskich przedsiębiorstw górniczych w dużej mierze pogłębiają wysokie koszty ich funkcjonowania. Poziom kosztów pozyskania węgla oraz jego cena stanowią dwa zasadnicze elementy wyznaczające poziom efektywności polskich kopalń. Możliwości poprawy tej sytuacji można upatrywać w usprawnieniu procesów planistycznych. Poprawa ta miałaby zmierzać do takiego planowania produkcji, która będzie w jak największym stopniu przewidywalna, z drugiej zaś strony ekonomicznie efektywna. W tym zakresie pomocne jest planowanie produkcji w ścianach eksploatacyjnych z pełną świadomością złożoności warunków geologicznych i górniczych oraz wynikających z tego konsekwencji ekonomicznych.

Ograniczenia wzrostu efektywności procesu eksploatacji wynikają z potencjału technicznego procesu eksploatacji, czynników organizacyjnych, a przede wszystkim z warunków geologicznych i górniczych.

Głównym celem postawionym w niniejszej monografii jest identyfikacja zależności występujących pomiędzy parametrami geologicznymi i górniczymi a poziomem kosztów wydobycia ścian oraz określanym dla nich dobowym wydobyciem. Wobec powyższego założono, że istnieje możliwość przedstawienia zależności kosztów wydobycia ścian i dobowego wydobycia węgla ze ściany jako funkcji uciążliwości czynników geologicznych i górniczych.

W monografii opracowano dwa modele uciążliwości warunków geologicznych i górniczych, obejmujące zagrożenia naturalne, parametry złoża (pokładu), parametry górnicze (techniczne) oraz czynniki środowiskowe. Modele te posłużyły do obliczenia wskaźników uciążliwości  $WU_e$  oraz  $WU_t$ , które w sposób syntetyczny określają poziom wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w odniesieniu do:

- kosztów operacyjnych w przodkach ścianowych – wskaźnik  $WU_e$ ,
- dobowego wydobycia ze ściany – wskaźnik  $WU_t$ .

W kolejnym kroku badawczym przeprowadzono analizę bezpośrednich związków wybranych czynników geologicznych i górniczych z kosztami ścian oraz poziomem wydobycia. W tym celu zbudowano dwa modele statystyczne dla następujących zmiennych zależnych: jednostkowy koszt operacyjny (Model 1) oraz dobowe wydobycie ze ściany (Model 2). Modele posłużyły dwóm dodatkowym celom cząstkowym: interpretacji wpływu zmiennych niezależnych na zmienne zależne oraz prognozom punktowym. Modele te wykorzystywano również do celów prognostycznych.

Modele statystyczne zostały zbudowane na podstawie historycznych wyników produkcyjnych wybranych siedmiu polskich kopalń. Na podstawie zmienności warunków geologicznych i górniczych w 120 ścianach określono wpływ poszczególnych parametrów na eksploatację ścian w latach 2010–2019. Zidentyfikowane zależności pozwoliły na sformułowanie liczbowej prognozy jednostkowego kosztu produkcji i dobowego wydobycia ze ściany w odniesieniu do poziomu spodziewanych uciążliwości. Okres prognozy przyjęto na lata 2020–2030. Na tej podstawie sformułowano opinię o prognozie przewidywanych jednostkowych kosztach produkcji i wydajności 259 ścian planowanych do eksploatacji w tych kopalniach.

Opracowano schemat postępowania, w którym wykorzystano następujące metody:

- 1) matematyczną wielokryterialną metodę podejmowania decyzji AHP (*Analytic Hierarchy Process*),
- 2) wielowymiarową analizę porównawczą,
- 3) analizę regresji,
- 4) symulację Monte Carlo.

Celem użytecznym monografii jest udostępnienie środowisku badawczemu koncepcji budowy modeli, które mogą być zastosowane do rozwiązywania rzeczywistych problemów decyzyjnych w trakcie planowania ruchu ścian w kopalniach węgla kamiennego.



Określonym powyżej celom podporządkowany został układ monografii, na który składa się wprowadzenie, osiem głównych rozdziałów oraz podsumowanie.

Pierwszy rozdział przedstawia metodykę wykorzystaną dla oceny wpływu uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji. Dokonano przeglądu wielokryterialnego wspomaganie decyzji (MCDA – *MultiCriteria Decision Analysis*), a następnie wprowadzono podstawowe definicje wykorzystywane w dalszej części pracy. Rozdział zawiera opis metody AHP, którą zastosowano w prezentowanej analizie.

Poszczególne czynniki wynikające z zagrożeń naturalnych, z budowy geologicznej złoża (pokładu), z ograniczeń spowodowanych wymaganiami technicznymi, z oddziaływania eksploatacji na środowisko naturalne, które mają wpływ na proces eksploatacji, opisane zostały wyczerpująco w rozdziale drugim.

W rozdziałach trzecim i czwartym zaprezentowano budowę dwóch modeli hierarchicznych uciążliwości geologicznych i górniczych warunków eksploatacji: pierwszy w kontekście kosztów wydobycia, drugi w odniesieniu do dobowego wydobycia ze ściany. Przedstawiono procedurę wyceny ważności przez grupę ekspertów ich elementów składowych (porównanie parami kryteriów i subkryteriów na podstawie 9-stopniowej skali ocen Saaty'ego).

Metoda AHP jest bardzo podatna nawet na niewielkie zmiany wartości macierzy porównań. W celu określenia stabilności wyceny obydwu modeli uciążliwości przeprowadzono analizę wrażliwości, którą szczegółowo opisano w rozdziale piątym.

Kolejny rozdział jest poświęcony problematyce budowy agregatowych wskaźników  $WUe$  i  $WUt$ , które w sposób syntetyczny mierzą wpływ uciążliwości warunków geologicznych i górniczych na proces eksploatacji w poszczególnych ścianach i pozwalają na liniowe uporządkowanie ścian eksploatacyjnych według wzrastającego poziomu uciążliwości.

Siódmy rozdział otwiera część badawczą pracy, w której przeanalizowano wyniki opracowanych modeli i wskaźników w poszczególnych kopalniach. Przedstawiono szczegółową analizę oceny wpływu uciążliwości warunków eksploatacji na koszty wydobycia w wybranych pokładach analizowanych kopalń, a w przypadku wpływu uciążliwości na dobowe wydobycie ze ścian scharakteryzowano zmienność tego procesu w poszczególnych polach (partiach) eksploatacyjnych kopalń.

W rozdziale ósmym zaprezentowano równania regresji zależności kosztów i poziomu wydobycia od zagregowanych wskaźników uciążliwości  $WUe$  i  $WUt$ . Tak opracowane modele regresji  $f(KJC_N)$  oraz  $f(W)$  posłużyły do prognozy kosztów jednostkowych wydobycia oraz dobowego wydobycia w projektowanych ścianach w kontekście zróżnicowanych warunków geologicznych i górniczych.

Wykorzystanie modeli regresji ma duże znaczenie praktyczne. Daje możliwość przybliżenia kosztów jednostkowych oraz dobowego wydobycia dla nowo projektowanych wyrobisk ścianowych. Wykorzystanie tej wiedzy może istotnie poprawić jakość procesów planistycznych i efektywność procesu eksploatacji.

# **Onerousness of hard coal mining resulting from geological and mining conditions**

---

---

## **Abstract**

Hard coal mining is characterised by features that pose numerous challenges to its current operations and cause strategic and operational problems in planning its development. The most important of these include the high capital intensity of mining investment projects and the dynamically changing environment in which the sector operates, while the long-term role of the sector is dependent on factors originating at both national and international level. At the same time, the conditions for coal mining are deteriorating, the resources more readily available in active mines are being exhausted, mining depths are increasing, temperature levels in pits are rising, transport routes for staff and materials are getting longer, effective working time is decreasing, natural hazards are increasing, and seams with an increasing content of waste rock are being mined.

The mining industry is currently in a very difficult situation, both in technical (mining) and economic terms. It cannot be ignored, however, that the difficult financial situation of Polish mining companies is largely exacerbated by their high operating costs. The cost of obtaining coal and its price are two key elements that determine the level of efficiency of Polish mines. This situation could be improved by streamlining the planning processes. This would involve striving for production planning that is as predictable as possible and, on the other hand, economically efficient. In this respect, it is helpful to plan the production from operating longwalls with full awareness of the complexity of geological and mining conditions and the resulting economic consequences.

The constraints on increasing the efficiency of the mining process are due to the technical potential of the mining process, organisational factors and, above all, geological and mining conditions.

The main objective of the monograph is to identify relations between geological and mining parameters and the level of longwall mining costs, and their daily output. In view of the above, it was assumed that it was possible to present the relationship

between the costs of longwall mining and the daily coal output from a longwall as a function of onerous geological and mining factors.

The monograph presents two models of onerous geological and mining conditions, including natural hazards, deposit (seam) parameters, mining (technical) parameters and environmental factors. The models were used to calculate two onerousness indicators,  $WUe$  and  $WUt$ , which synthetically define the level of impact of onerous geological and mining conditions on the mining process in relation to:

- operating costs at longwall faces – indicator  $WUe$ ,
- daily longwall mining output – indicator  $WUt$ .

In the next research step, the analysis of direct relationships of selected geological and mining factors with longwall costs and the mining output level was conducted. For this purpose, two statistical models were built for the following dependent variables: unit operating cost (Model 1) and daily longwall mining output (Model 2). The models served two additional sub-objectives: interpretation of the influence of independent variables on dependent variables and point forecasting. The models were also used for forecasting purposes.

Statistical models were built on the basis of historical production results of selected seven Polish mines. On the basis of variability of geological and mining conditions at 120 longwalls, the influence of individual parameters on longwall mining between 2010 and 2019 was determined. The identified relationships made it possible to formulate numerical forecast of unit production cost and daily longwall mining output in relation to the level of expected onerousness. The projection period was assumed to be 2020–2030. On this basis, an opinion was formulated on the forecast of the expected unit production costs and the output of the 259 longwalls planned to be mined at these mines.

A procedure scheme was developed using the following methods:

- 1) Analytic Hierarchy Process (AHP) – mathematical multi-criteria decision-making method,
- 2) comparative multivariate analysis,
- 3) regression analysis,
- 4) Monte Carlo simulation.

The utilitarian purpose of the monograph is to provide the research community with the concept of building models that can be used to solve real decision-making problems during longwall planning in hard coal mines.

The layout of the monograph, consisting of an introduction, eight main sections and a conclusion, follows the objectives set out above.

Section One presents the methodology used to assess the impact of onerous geological and mining conditions on the mining process. Multi-Criteria Decision Analysis (MCDA) is reviewed and basic definitions used in the following part of the paper are introduced. The section includes a description of AHP which was used in the presented analysis.

Individual factors resulting from natural hazards, from the geological structure of the deposit (seam), from limitations caused by technical requirements, from the impact of mining on the environment, which affect the mining process, are described exhaustively in Section Two.

Sections Three and Four present the construction of two hierarchical models of geological and mining conditions onerousness: the first in the context of extraction costs and the second in relation to daily longwall mining. The procedure for valuing the importance of their components by a group of experts (pairwise comparison of criteria and sub-criteria on the basis of Saaty's 9-point comparison scale) is presented.

The AHP method is very sensitive to even small changes in the value of the comparison matrix. In order to determine the stability of the valuation of both onerousness models, a sensitivity analysis was carried out, which is described in detail in Section Five.

Section Six is devoted to the issue of constructing aggregate indices,  $WU_e$  and  $WU_t$ , which synthetically measure the impact of onerous geological and mining conditions on the mining process in individual longwalls and allow for a linear ordering of longwalls according to increasing levels of onerousness.

Section Seven opens the research part of the work, which analyses the results of the developed models and indicators in individual mines. A detailed analysis is presented of the assessment of the impact of onerous mining conditions on mining costs in selected seams of the analysed mines, and in the case of the impact of onerous mining on daily longwall mining output, the variability of this process in individual fields (lots) of the mines is characterised.

Section Eight presents the regression equations for the dependence of the costs and level of extraction on the aggregated onerousness indicators,  $WU_e$  and  $WU_t$ . The regression models  $f(KJC_N)$  and  $f(W)$  developed in this way are used to forecast the unit mining costs and daily output of the designed longwalls in the context of diversified geological and mining conditions.

The use of regression models is of great practical importance. It makes it possible to approximate unit costs and daily output for newly designed longwall workings. The use of this knowledge may significantly improve the quality of planning processes and the effectiveness of the mining process.

## Fragmenty recenzji

---

*Recenzowana praca jest istotną pozycją naukową całościowo ujmującą problem badawczy od strony teoretycznej, posługującą się rzeczywistymi danymi pochodzącymi z wielu kopalń. Autor dzieli się swą wiedzą z przyszłym Czytelnikiem nie tylko o praktycznych stronach zastosowania wybranych i przyjętych narzędzi i metod analizy, ale dokonuje bardzo głębokiego, podstawowego wprowadzenia w technologię przygotowania danych do analizy i interpretację wyników końcowych.*

*Praca ma charakter bardzo profesjonalnego studium, przewodnika metodycznego, opracowania eksperckiego, ekspertyzy, a nawet podręcznika pozwalającego czytelnikowi poznać i stosować w praktyce opisywane metody badawcze.*

*Przedstawiona praca będzie miała dużą wartość naukową i praktyczną. Powinna być skierowana do kadry zarządzającej przedsiębiorstwami sektora mineralnego wydobywczego. Wykorzystywane przez Autora metody mogą być zastosowane nie tylko do sektora węgla kamiennego, lecz do całego sektora wydobywczego.*

prof. dr hab. Krzysztof Szamałek

*Recenzowana monografia stanowi cenną, specjalistyczną pozycję naukową. Autor wykazał się ugruntowaną wiedzą, dojrzałością i rzetelnością w analizie przedstawionej problematyki. Wartością użytkową monografii jest udostępnienie środowisku górniczemu koncepcji budowy modeli, które mogą być zastosowane do rozwiązywania rzeczywistych problemów decyzyjnych w trakcie planowania ruchu ścian w kopalniach węgla kamiennego.*

*Uznaję monografię za pracę wnoszącą duży wkład w rozpowszechnienie osiągnięć polskiej nauki z pogranicza górnictwa, bezpieczeństwa pracy, inżynierii środowiska, zarządzania środowiskowego i systemów modelowania komputerowego.*

dr hab. inż. Zbigniew Burtan, prof. AGH







Dr hab. inż. Eugeniusz Jacek Sobczyk, prof. IGSMiE PAN, absolwent Uniwersytetu Łódzkiego – Wydział Biologii i Nauk o Ziemi (1982) oraz Akademii Górniczo-Hutniczej – Wydział Geologiczno-Poszukiwawczy (1986). W roku 2000 uzyskał stopień doktora nauk o Ziemi – specjalność: geologia złóż węgla, a w 2010 r. doktora habilitowanego – specjalność: geologia górnicza. Od roku 1986 pracuje w Instytucie Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, od 2010 roku na stanowisku profesora, a od 2013 kieruje Zakładem Badań Rynku Surowcowego i Energetycznego. Jest autorem i współautorem kilkunastu książek i kilkudziesięciu publikacji naukowych z zakresu gospodarki surowcami mineralnymi. Obszar działalności badawczej obejmuje: zarządzanie gospodarką zasobami złóż kopalin użytecznych, szacowanie zasobów złóż kopalin, wykazywanie wyników prac geologicznych i zasobów złóż kopalin, wycenę wartości złóż i projektów górniczych, klasyfikację zasobów złóż kopalin, ocenę uciążliwości warunków geologicznych i górniczych procesu eksploatacji.

Członek zespołu i lider ponad 60 projektów dotyczących górnictwa podziemnego i odkrywkowego oraz kilkudziesięciu opracowań niepublikowanych, na które składają się projekty finansowane przez Komitet Badań Naukowych, a także inne dokumentacje, ekspertyzy i opracowania dla potrzeb przemysłu.

Członek Polskiego Towarzystwa Geologicznego oraz The Geological Society of London. Posiada certyfikat Taksatora Złóż (TZK022) Polskiego Stowarzyszenia Wyceny Złóż Kopalin oraz certyfikat Competent Person (European Geologist, Title No. 1239).