



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

ROZPRAWA DOKTORSKA

Dynamiczna baza zasobowa jako element efektywnego zarządzania złożem

mgr inż. Leszek Malinowski

Promotor: dr hab. inż. Michał Kopacz, prof. IGSMiE PAN

Promotor pomocniczy: dr inż. Dominik Galica

Składam serdeczne podziękowania promotorowi, dr. hab. inż. Michałowi Kopaczowi, za opiekę naukową oraz wsparcie merytoryczne w dziedzinie ekonomii.

Promotorowi pomocniczemu dr. inż. Dominikowi Galicy, a także dr. inż. Jarosławowi Kulpie pragnę podziękować za cenne uwagi i wsparcie merytoryczne w dziedzinie geoinżynierii i geologii.

Dr. Piotrowi Zgłobickiemu dziękuję za wsparcie merytoryczne w dziedzinie herpetologii, teriologii, ornitologii, entomologii i teorii gier.

Mojej mamie, lek. stom. Aleksandrze Malinowskiej, dziękuję za wsparcie we wszystkich dziedzinach.

Spis treści

1	Wprowadzenie.....	7
2	Hipotezy badawcze, cel pracy i zastosowane metody	11
3	Wykazywanie i wycena zasobów złóż surowców mineralnych	14
3.1	Standardy wykazywania złóż	14
3.1.1	Modelowanie złóż surowców mineralnych.....	18
3.1.2	Podział cyfrowych modeli złóż.....	20
3.2	Szacowanie wartości złoża i jego fragmentów	23
3.2.1	Ewidencja kosztów w przedsiębiorstwach górniczych	24
3.2.2	Metody i miary oceny efektywności inwestycji rzeczowych	26
3.2.3	Praktyczne aspekty wyceny projektu górniczego	31
3.2.4	Ryzyko w wycenie górniczych projektów inwestycyjnych	32
4	Planowanie produkcji górniczej z użyciem narzędzi cyfrowych	37
4.1	Czynniki podejmowania decyzji inwestycyjnych w sektorze górniczym	40
4.2	Czynniki ograniczające produkcję górniczą	43
4.2.1	Zaburzenia geologiczne w projektowaniu eksploatacji	46
4.2.2	Ochrona infrastruktury zakładu górniczego oraz obiektów na powierzchni.....	48
4.3	Projektowanie eksploatacji w warunkach zagrożeń naturalnych	49
4.3.1	Zagrożenie wodne	49
4.3.2	Zagrożenie pożarami endogenicznymi	50
4.3.3	Zagrożenie tąpnięciami i wyrzutami gazów i skał	52
4.3.4	Zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego	55
4.3.5	Zagrożenie klimatyczne.....	57
4.4	Wspomaganie planowania eksploatacji z wykorzystaniem narzędzi informatycznych.....	58
5	Podsumowanie przeglądu literaturowego i zidentyfikowanie luki badawczej	64
6	Metoda wyznaczania wielkości bazy zasobowej.....	66

6.1	Koncepcja podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej	66
6.2	Cyfrowy model geologiczny złoża – źródło danych geologicznych	70
6.3	Środowisko badań – cyfrowy model eksploatacji	73
6.4	Szacowanie wskaźników ekonomicznych dla wariantów rozcięcia złoża	75
6.4.1	Wartość surowca możliwego do wybrania w parceli	76
6.4.2	Nakłady przedsiębiorstwa górniczego i koszty eksploatacji	77
6.4.3	Koszty operacyjne	79
6.4.4	Szacowanie kosztów eksploatacji złoża „N” na bazie kosztów kopalni macierzystej.....	85
6.5	Algorytm rozcięcia i zagospodarowania pojedynczej parceli eksploatacyjnej ..	88
6.5.1	Wyznaczanie granic parceli	90
6.5.2	Określenie warunków brzegowych dla algorytmu	92
6.5.3	Testowanie wariantów – generowanie układów wyrobisk ścianowych w parceli	95
6.5.4	Wyniki obliczeń przykładowej parceli i analiza wrażliwości	96
7	Wyznaczanie dynamicznej bazy zasobowej	99
7.1	Analiza wyników i ponowna ocena wariantów eksploatacji parceli	100
7.2	Opcje bazy zasobowej	102
7.3	Scenariusze eksploatacji	104
7.4	Ryzyko eksploatacji wynikające z warunków geologicznych i górniczych i jego wpływ na koszty wydobywania	107
7.5	Wybór harmonogramu produkcji	111
8	Podsumowanie i wnioski.....	113
9	Literatura	120
10	Spis Tabel	129
11	Spis Rysunków	130

Wykaz użytych skrótów

AGG	Aktywa górniczo-geologiczne
AHP	(z ang. Analytic Hierarchy Process), analityczny proces hierarchiczny
AIRR	(z ang. Average Internal Rate of Return), średnia wewnętrzna stopa zwrotu
APV	(z ang. Adjusted Present Value), skorygowana wartość bieżąca
CAMRA	(z ang. China Association of Mineral Resource Appraisers), Chińskie Stowarzyszenie Rzeczoznawców Zasobów Mineralnych
CAPEX	(z ang. CAPital EXpenditure), nakłady inwestycyjne
CAPM	(z ang. Capital Asset Pricing Model), model wyceny aktywów kapitałowych
CF	(z ang. Cash Flow), przepływ pieniężny
CRI	(z ang. Coke Reactivity Index), wskaźnik reaktywności koksu
CRIRSCO	(z ang. Committee for (Mineral) Reserves International Reporting Standards), Międzynarodowa Komisja dla Standardów Wykazywania Zasobów
CSR	(z ang. Coke Strength after Reactivity), wskaźnik wytrzymałości poreakcyjnej koksu
DCF	(z ang. Discounted Cash Flow), zdyskontowane przepływy pieniężne
DPP	(z ang. (Discounted Payback Period), zdyskontowany okres zwrotu
EBIT	(z ang. Earnings Before deducting Interest and Taxes), zysk operacyjny (przed odliczeniem podatków i odsetek)
EVA	(z ang. Economic Value Added), ekonomiczna wartość dodana
FAHP	(z ang. Fuzzy Analytic Hierarchy Process), rozmyta analiza procesu hierarchicznego
FEM	(z ang. Finite Element Method), metoda elementów skończonych
IMIC	Indian Mineral Industry Code
INVERSE	(z ang. Inverse) – odwrotny, funkcja interpolacji danych geologicznych bazująca na odwrotności odległości od źródła danych
IRR	(z ang. Internal Rate of Return), wewnętrzna stopa zwrotu
IGSMiE PAN	Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk
IP	(z ang. Integer Programming), programowanie całkowitoliczbowe
ISO	(z ang. International Organisation for Standardization), Międzynarodowa Organizacja Normalizacyjna
KJC	Kategorie zasobów złoża wg standardu JORC
KWK	Kopalnia Węgla Kamiennego
KZS	Grupy samozapalności węgla
KZT	Stopnie zagrożenia tąpnięciami
KZU	Wskaźnik zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych
KZW	Kategorie zagrożenia wodnego
JORC	(z ang. Joint Ore Reserves Committee), Wspólny Komitet ds. Zasobów Złóż Rud
LKAB	(ze szwedzkiego Luossavaara-Kiirunavaara Aktiebolag), akronim szwedzkiego przedsiębiorstwa wydobywczego
LP	(z ang. Linear Programming), programowanie liniowe
MIP	(z ang. Mixed Integer Programming) programowanie całkowitoliczbowe mieszane
MIRR	(z ang. Modified Internal Rate of Return), zmodyfikowana wewnętrzna stopa zwrotu
NPV	(z ang. Net Present Value), wartość bieżąca netto
ORK	Oddziałowy Rachunek Kosztów
PERC	(z ang. Pan European Reserves and Resources Reporting Committee), Ogółouropejski Komitet ds. Zgłaszania Zasobów i Rezerw
PKB	Produkt Krajowy Brutto

PI	(z ang. Profitability Index), wskaźnik rentowności
PN-G	Polskie Normy – Górnictwo
POLVAL	(z ang. Polish Associate of Mineral Asset VALuators), Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalin
PP	(z ang. Payback Period) – okres zwrotu
PROMETHEE	(z ang. Preference Ranking Organisation METHod for Enrichment Evaluations), dyskretna metoda wspomagania decyzji wykorzystująca relacje przewyższania
PZZ	Projekt zagospodarowania złoża
RADR	(z ang. Risk Adjusted Discount Rate method), stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka
RF	Wskaźnik ryzyka, miara atrakcyjności złoża
ROA	(z ang. Return on Assets), rentowność aktywów
ROI	(z ang. Return on Investment). zwrot z inwestycji
ROR	(z ang. Rate of Return), stopa zwrotu
Rp	Ryzyko własne projektu
SCADA	(z ang. Supervisory Control and Data Acquisition), nadzór, sterowanie i zbieranie danych – system informatyczny służący do monitorowania i zarządzania procesami technologicznymi
SME	(z ang. Society for Mining, Metallurgy & Exploration), Towarzystwo Górnictwa, Metalurgii i Poszukiwań Złóż
SIP	(z ang. Stochastic Integer Programming), programowanie mieszane stochastyczne
STK	Stanowiska Kosztów
UNFC	(z ang. United Nations Framework Classification), Międzynarodowa Ramowa Klasyfikacja Zasobów ONZ
UZN	wskaźnik uciążliwości zagrożeń naturalnych
UPZ	wskaźnik uciążliwości parametrów pokładu
UT	wskaźnik uciążliwości parametrów technicznych
UŚ	wskaźnik uciążliwości wpływu eksploatacji na środowisko naturalne
UNFC	(z ang. United Nations Framework Classification), Międzynarodowa Ramowa Klasyfikacja Zasobów ONZ
VaR	(z ang. Value at Risk), wartość zagrożona ryzykiem
VBA	(z ang. Visual Basic for Applications), język oprogramowania
WACC	(z ang. Weighted Average Cost of Capital), średni ważony koszt kapitału
WIBOR	Referencyjna wysokość oprocentowania pożyczek na polskim rynku międzybankowym
ZPMW	Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla

1 Wprowadzenie

Górnictwo węgla kamiennego w Polsce przechodzi transformację, a jego udział w rynku energetycznym systematycznie maleje. W roku 2025 wydobyte wynosiło 40.2 mln ton, a więc niemal 4-krotnie mniej niż w roku 1990 [1]. Stan zasobów bilansowych węgla kamiennego w zagospodarowanych złożach na dzień 31.12.2025 r wynosił 28.4 mld ton, z czego 3.9 mld ton stanowiły zasoby przemysłowe [2]. Analiza polityki energetycznej państwa, która kładzie nacisk na dalsze ograniczanie wydobycia, prowadzi jednak do wniosku, że jedynie część zasobów przemysłowych węgla energetycznego zostanie wyeksploatowana przed planowanym terminem zamknięcia zakładów zajmujących się ich wydobyciem. Równocześnie według szacunków całkowite odejście od produkcji energii z węgla w Polsce skutkuje obniżeniem PKB o 0.8-1.1% [3]. Do obniżenia kosztów transformacji energetycznej może się przyczynić dostosowanie strategii wydobycia polskich kopalń do sytuacji rynkowej. Dlatego zasadnym jest poszukiwanie metod wspierania przedsiębiorstw w przygotowywaniu tych strategii, między innymi poprzez wskazywanie takich planów i harmonogramów produkcyjnych, które będą pozwalały na maksymalizację korzyści technicznych, ekonomicznych i społecznych.

Podziemne zakłady górnicze, żeby móc bezpiecznie wydobyć surowiec ze złoża, muszą zainwestować znaczne środki i potrzebują czasu, zanim pracujący kapitał zacznie przynosić zyski. Ponadto branża wydobycia węgla kamiennego jest podatna na zmienność cen surowców na światowych giełdach i mierzy się z rosnącymi kosztami produkcji, jak i niską wydajnością pracy [1]. Aby uniknąć błędnych decyzji na kolejnych etapach procesu górniczego, od poszukiwania surowców i rozpoznania złoża, poprzez budowę kopalni, a następnie wydobycie aż po likwidację i rekultywację, ważne jest przygotowanie odpowiedniego planu i harmonogramu działania [4]. Każdy z tych etapów wiąże się z poniesieniem nakładów, a praktycznie do samego końca przedsiębiorca nie ma gwarancji co do wysokości osiągniętego zysku [5].

Plany produkcyjne i harmonogramy eksploatacji przygotowuje się przy niepełnej informacji o złożu, bazując na zestawie założeń i danych cząstkowych, które dotyczą zarówno wielkości zasobów jak ich parametrów jakościowych, trudności z ich wydobyciem, zmienności cen sprzedaży produkowanego surowca, dostępności odpowiednich technologii i wreszcie kosztów zatrudnienia, zużycia energii czy materiałów [6]. Stąd też plany i harmonogramy

produkcji, ze względu na brak możliwości pozyskania pełnej informacji i doskonałej prognozy przyszłych warunków, podlegają w czasie istnienia kopalni ciągłym modyfikacjom wraz z napływem nowych informacji zarówno wewnętrznych jak i zewnętrznych, w szczególności rynkowych. Aby minimalizować koszty związane z tymi zmianami, przedsiębiorca powinien dbać o dostateczne rozpoznanie geologiczne złoża oraz bazować na bieżących prognozach rynkowych, a także stosować metody uodpornienia planów produkcyjnych na zmiany, na przykład poprzez wyznaczanie i przygotowywanie ścian rezerwowych, uruchamianych w przypadku wystąpienia zdarzeń zaburzających planowane wydobywanie.

Standardem dla największych światowych spółek wydobywczych jest wsparcie procesu planowania przez narzędzia cyfrowe do modelowania złóż i wyrobisk górniczych [7]. Narzędzia te pozwalają zbierać informacje o złożu i eksploatacji, pochodzące zarówno z automatyki przemysłowej, jak i z ustrukturyzowanych baz danych tworzonych przez różnych użytkowników branżowych. To z kolei umożliwia tworzenie cyfrowych modeli złoża oraz cyfrowych modeli eksploatacji. Modele cyfrowe złóż pozwalają na wirtualną reprezentację i analizę parametrów złóż, zarówno projektowanych jak i już eksploatowanych. Wspierają one przedsiębiorcę w procesie poszukiwania, oceny i eksploatacji złoża, gromadząc informacje o lokalizacji złoża, jego strukturze geologicznej, geometrii, ciągłości, zawartości surowca i jego jakości oraz innych czynnikach mających wpływ na proces wydobywania, takich jak nieciągłości czy zagrożenia naturalne.

Decyzje inwestycyjne dotyczące budowy nowych lub rozbudowy istniejących zakładów górniczych obarczone są wysokim ryzykiem. Jego materializacja może obniżyć zysk, zwiększyć zużycie maszyn, a nawet zatrzymać całą inwestycję, od czego przedsiębiorca powinien być ubezpieczony [8]. Dlatego konieczne jest rozpoznanie źródeł, przyczyn i rodzajów ryzyka zagrażającego inwestycji, a następnie powinno ono być uwzględnione już na etapie przygotowania planu eksploatacji.

Wystarczalność zasobów, a więc wielkość zasobów kopaliny użytecznej dostępnej do wydobywania dla danego zakładu górniczego, stanowi jeden z najważniejszych parametrów warunkujących czas istnienia zakładu górniczego, a co za tym idzie decyzję o inwestowaniu w jego powstanie lub dalsze funkcjonowanie. Zakład górniczy nie ma możliwości prowadzenia rentownego wydobywania, jeżeli w złożu, którego zagospodarowanie rozważa, nie ma zasobów o wartości pieniężnej wystarczającej by zrównoważyć nakłady potrzebne na budowę niezbędnej infrastruktury, eksploatację złoża i późniejszą rekultywację obszaru górniczego.

Wyjątkiem od tej zasady mogą być zasoby o znaczeniu strategicznym, których wydobyć jest na tyle istotne dla danego podmiotu lub państwa, że jest on gotowy ponosić koszty przewyższające wartość rynkową surowca. Sytuacja taka może nastąpić w wyniku np. zagrożenia bezpieczeństwa energetycznego kraju. W stosowanej obecnie metodyce, wystarczalność zasobów złoża wyznacza się na podstawie tzw. kryteriów bilansowości złóż kopalin, zawartych w rozporządzeniu ministra środowiska z dn. 18.12.2001 [9]. Za zasoby wchodzące do obliczeń wystarczalności uznaje się więc wszystkie zasoby kopaliny posiadające odpowiednie parametry geologiczne, niezależnie od panujących w danym czasie warunków technicznych i rynkowych, co nie musi gwarantować ich efektywnego ekonomicznie wydobycia. Niejednokrotnie również zakwalifikowanie zasobów do przemysłowych i operatywnych nie przesądza o ich opłacalnym wydobyciu [10].

Praca przygotowana przez autora wskazuje na nowe podejście do wyznaczania wystarczalności zasobów, w którym zasoby złoża określane są w sposób dynamiczny, przy uwzględnieniu zmiennych w czasie warunków rynkowych (cena surowca, koszty zużycia materiałów i energii, czy koszty zatrudnienia) jak i warunki złożowe i jakościowe kopaliny, warunkujące potencjał wewnętrzny zasobów złoża. Założeniem opracowanej metody jest uznanie za zasoby przemysłowe jedynie tych zasobów, których wydobyć jest ekonomicznie opłacalne w bieżących warunkach rynkowych, czego miarą jest dodatnia wartość bieżąca NPV (*Net Present Value*) przedsięwzięcia inwestycyjnego. NPV jest miarą uzależniającą efekt ekonomiczny od okresu jego realizacji. Oznacza to, że aby ocenić opłacalność wydobycia fragmentu złoża – parceli eksploatacyjnej, do zasobów znajdujących się w każdej rozważanej parceli konieczne jest przypisanie planowanego czasu jej wydobycia. Jest to możliwe jedynie po przygotowaniu wstępnego harmonogramu wydobycia, dostosowanego do możliwości produkcyjnych zakładu górniczego. Z tego powodu w ramach pracy zbudowano zestaw narzędzi pozwalających na testowanie wielu wariantów planu i scenariuszy harmonogramu eksploatacji w poszukiwaniu rozwiązania najkorzystniejszego dla przedsiębiorcy. Przygotowanie planów i harmonogramów produkcji, zgodnie z opracowywaną metodą, bazuje na dwóch kluczowych decyzjach, pierwszej - co do wyboru rozkładu ścian w parceli eksploatacyjnej oraz drugiej – bazującej na zestawie kryteriów w ramach późniejszej optymalizacji z uwzględnieniem technicznych i ekonomicznych uwarunkowań wydobycia. W ten sposób tworzony jest ranking scenariuszy dla planów i harmonogramów produkcji, według ustalonego kryterium wartości.

W dobie głęboko rozwiniętej cyfryzacji wielu obszarów działalności człowieka, wsparcie w podejmowaniu racjonalnych decyzji inwestycyjnych związanych z kierunkiem i zakresem podejmowanej eksploatacji, zależnie od sytuacji rynkowej i uwarunkowań wewnętrznych projektu, stanowi ważny krok w patrzeniu na przyszłość polskich kopalń, które zmagają się z silną presją cenową. W szczególności opracowane narzędzia i metody mogą wspierać inwestora w podejmowaniu decyzji dotyczących złoża poprzez wyznaczenie takiej bazy zasobowej, która pozwoli na efektywne ekonomicznie prowadzenie wydobywania, w zależności od zmieniających się warunków rynkowych, parametrów geologicznych i górniczych złoża.

2 Hipotezy badawcze, cel pracy i zastosowane metody

Doświadczenia autora zdobyte w ramach współpracy IGSMiE PAN z polskimi przedsiębiorstwami wydobywającymi węgiel kamienny wskazują na rozbieżność między zmianami wielkości zasobów operatywnych węgla kamiennego a zmianami jednostkowych kosztów wydobywania. Równocześnie zauważyć należy, że obecnie przyjmowana umowa społeczna między rządem Polski, związkami zawodowymi górników, gminami górniczymi a zarządami spółek górniczych przewiduje zamknięcie kopalń węgla do roku 2049 [11]. Jeżeli umowa ta zostanie w pełni wdrożona, to przy wielkości wydobywania na poziomie 42.5 mln ton rocznie, zasobów wystarczy na około 50 lat eksploatacji [12]. Biorąc pod uwagę, że wydobywanie węgla kamiennego maleje z roku na rok, wnioskować można, że większość, jeżeli nie wszystkie, zakłady górnicze zostaną zamknięte zanim szcerpane zostaną ich zasoby operatywne.

Na podstawie tych przesłanek oraz analizy literatury zidentyfikowano lukę badawczą w obszarze i zakresie metod wyznaczania bazy zasobowej złóż, szczególnie złóż węgla kamiennego. Po przeglądzie stanu wiedzy można stwierdzić, że brakuje profesjonalnego wykorzystania narzędzi informatycznych, metod i technik wyznaczania bazy zasobowej. W dotychczasowych realiach, baza zasobowa wyznaczana jest w sposób statyczny na etapie tworzenia dokumentacji geologicznej, a następnie jest weryfikowana metodami eksperckimi zwykle na etapie przygotowania Planu zagospodarowania złoża (PZZ). Eksperski wkład polega m.in. na wskaźnikowym wyznaczeniu wielkości zasobów przemysłowych, a ich efektywność ekonomiczna jest wstępnie i w znacznym uproszczeniu określana na etapie tworzenia PZZ (zgodnie z Prawem geologicznym i górniczym - przygotowanie PZZ nie wymaga pogłębionej analizy efektywności ekonomicznej) [13]. Brakuje zatem realnej weryfikacji wykonalności przyjętych wówczas założeń. Kompleksowe uwzględnienie warunków rynkowych, jak i wpływu warunków złożowych, geologicznych, górniczych oraz zagrożeń naturalnych na koszty i ryzyko eksploatacji, i tym samym ekonomiczną efektywność prowadzenia eksploatacji, zasadniczo pogłębia i urealnia wartość oceny przedsięwzięcia inwestycyjnego w górnictwie węgla kamiennego.

Aby wypełnić tę lukę w ramach pracy przyjęta została następująca hipoteza główna:

Istnieje możliwość opracowania metody wyznaczania dynamicznej bazy zasobowej z wykorzystaniem narzędzi informatycznych dedykowanych zarządzaniu złożem.

Temat i praca wprowadza pojęcie dynamicznej bazy zasobowej. Idea dynamicznej bazy zasobowej przyjmuje założenie, że jako materialny zasób należy traktować jedynie tę część kopaliny zalegającej w złożu, którą można technicznie i efektywnie ekonomicznie wydobyć, przy dostępie odpowiedniej technologii, która obecnie istnieje, przy założeniu zmienności warunków rynkowych, złożowych, górniczych i jakościowych kopaliny. Stosowanie proponowanej metody ma więc dostarczyć informacji odnośnie do wielkości zasobów w złożu i tym samym ich wystarczalności, przy uwzględnieniu optymalnej konfiguracji rozcinki złoża, rozmieszczenia ścian, nakładów i kosztów wydobycia oraz zmiennej w czasie ceny węgla.

Za hipotezę pomocniczą przyjęto:

Wykorzystanie cyfrowego modelu złoża, narzędzi do harmonogramowania produkcji oraz środowiska optymalizacyjnego daje możliwość wyboru optymalnego scenariusza eksploatacji zasobów złóż surowców mineralnych, uwzględniającego efektywność ekonomiczną tego procesu i maksymalizującego wartość złoża.

Za główny cel prac przyjęto **opracowanie narzędzi, metodyki i technik szacowania wielkości bazy zasobowej ocenianego złoża, która będzie respektować warunki geologiczne, górnicze i techniczne danej kopalni oraz pozwalać na określenie scenariusza eksploatacji maksymalizującego efektywność ekonomiczną i wartość przedsięwzięcia inwestycyjnego.**

Realizacja tego celu wymagała wytypowania następujących zadań badawczych:

- analiza literatury naukowej z zakresu dokumentowania złóż surowców mineralnych i wyznaczania bazy zasobowej złóż, metod wspomagania planowania eksploatacji złóż, metod wyceny wartości złóż oraz oceny efektywności ekonomicznej działalności górniczej.
- Opracowanie metody agregacji kosztów pierwotnych - rodzajowych lub procesowych do formy pozwalającej na szacowanie kosztów wybierania parceli złoża zależnie od przyjętej geometrii wyrobisk.
- Opracowanie metody szacowania marży dla pojedynczej parceli eksploatacyjnej wskazania najkorzystniejszego ekonomicznie sposobu wybrania danej parceli wyrobiskami ścianowymi.
- Opracowanie algorytmu optymalnej alokacji ścian w ramach danej rozcinki złoża.

- Opracowanie metody uwzględnienia wpływu warunków technicznych oraz geologicznych, w szczególności zagrożeń naturalnych, w postaci ryzyka w prognozowaniu wyniku ekonomicznego poszczególnych scenariuszy eksploatacyjnych.
- Opracowanie metodyki wyznaczania dynamicznej bazy zasobowej złoża łączącej wykorzystywane narzędzia i opracowane metody badawcze.
- Weryfikacja opracowanej metodyki na przykładowym złożu węgla kamiennego w Polsce i wskazanie najlepszych, ze względu na wybrane kryteria, scenariuszy jego przyszłej eksploatacji ze wskazaniem dostępnej bazy zasobowej.

W realizacji pracy badawczej wykorzystany został szereg metod badawczych:

- modelowanie danych geologicznych,
- modelowanie symulacyjne procesu eksploatacji,
- analiza statystyczna parametrów złożowych,
- modelowanie matematyczne wartości surowców i kosztów ich wybrania,
- modelowanie optymalizacyjne sposobu rozcięcia pojedynczej parceli złożowej,
- modelowanie uciążliwości złoża metodą AHP,
- weryfikacja metodyki poprzez metodę eksperymentalną,
- statystyki opisowe otrzymanych wyników weryfikacji,
- analiza wrażliwości algorytmu rozcięcia parceli złożowej ze względu na cenę.

W trakcie pracy wykorzystano narzędzia cyfrowe dostępne w zasobach IGSMiE PAN. Model złoża, stanowiący źródło danych geologicznych, wykonany został w programie DataMine. Model eksploatacji, w którym gromadzone były dane geologiczne i warunki techniczne wykonany został w narzędziu do planowania produkcji Deswik.CAD. Harmonogramy eksploatacji wygenerowane zostały za pomocą Deswik.Sched. W programie Deswik.CAD i Deswik.Sched zaimplementowane zostały również funkcje szacujące wartość surowców zawartych w złożu, koszty ich wybrania i pochodne wskaźniki ekonomiczne, kolejno dla obrysów ścian i pojedynczych zadań eksploatacyjnych. Autorski algorytm wyboru sposobu rozcięcia parceli systemem ścianowym został napisany w języku VBA w ramach narzędzia Process Map, będącego środowiskiem programistycznym wbudowanym w program Deswik.CAD. Model uciążliwości oraz wyniki przykładu obliczeniowego zostały przygotowane i opisane za pomocą Microsoft Excel.

3 Wykazywanie i wycena zasobów złóż surowców mineralnych

Wyznaczenie bazy zasobowej surowców mineralnych stanowi podstawę podejmowania decyzji dotyczących eksploatacji złoża i poszczególnych jego części. Dostarcza ono także wiedzy odnośnie do warunków prowadzenia wydobycia. Do wyznaczenia bazy zasobowej konieczne jest zebranie informacji na temat zalegania złoża, szczególnie [14], [15]:

- wymiarów przestrzennych i położenia złoża,
- tektoniki, w szczególności zaburzeń ograniczających zakres eksploatacji złoża w częściach lub określonych całościach,
- wielkości kopaliny użytecznej zawartej w złożu oraz sposobu jej związania,
- parametrów jakościowych kopaliny *in situ*,
- zagrożeń naturalnych mogących uniemożliwiać lub utrudniać efektywne wybranie części złoża.

Informacje te pozyskuje się wykonując lub analizując dostępne otwory i chodniki badawcze oraz poprzez szereg badań geofizycznych. W przypadku złoża nierozpoznanego otworami lub słabo rozpoznanego, kluczowe jest dobranie właściwej siatki otworów powierzchniowych do wywiercenia. Siatka ta jest dobierana na podstawie typu złoża i spodziewanej jego zmienności, zakładanej wstępnie na podstawie wiedzy geologicznej o rejonie, a następnie zagęszczana w miarę postępu prac geologicznych i górniczych. Spodziewana zmienność geologiczna pozwala zaliczyć złożo do jednej z trzech grup, a jej ocena ma charakter jakościowy: grupa I stanowi złoża o prostej budowie, a grupa III złoża o budowie skomplikowanej.

3.1 Standardy wykazywania złóż

Metodyka wykazywania zasobów złóż, opracowana na potrzeby Ministerstwa Środowiska, wskazuje maksymalne odległości między otworami wiertniczymi wymagane celem udokumentowania złoża w danej kategorii, które jednak różnią się znacząco zależnie od typu złoża i grupy zmienności. Przykładowo celem rozpoznania złoża w kategorii C₂ przyjmuje się odległości między otworami badawczymi w zakresie od 4 km - dla złóż grupy I - do nawet 75 m dla złóż grupy III (na przykład złóż rud cynku i ołowiu). Odległości zalecane dla złoża węgla kamiennego należącego do I grupy zmienności wynoszą od 2 do 4 km, dla grupy II od 1 do 2 km i dla grupy III od 500 do 1000 m [16].

Pewność informacji geologicznej określa kategoria rozpoznania złoża. Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 22 grudnia 2011 wyróżnia się kategorie D, C₂, C₁, B i A [17]. Kategorie te są w przepisach określone na podstawie dopuszczalnego błędu oszacowania średnich wartości parametrów złoża [17]. Oprócz tego w praktyce geologicznej dodaje się kategorie D₂ i D₃.

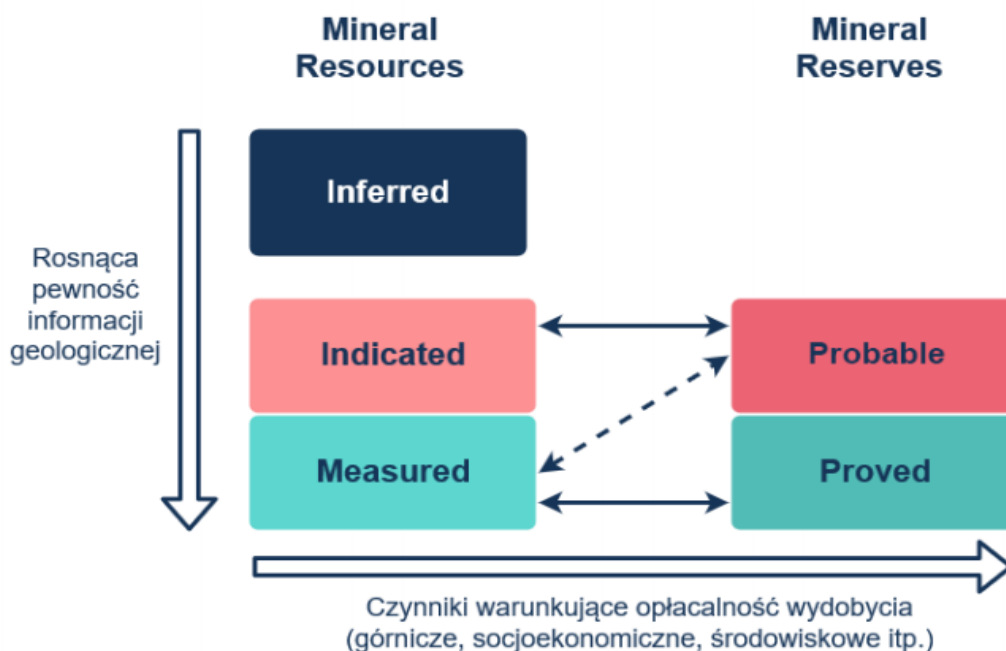
Na scenie międzynarodowej funkcjonuje wiele standardów klasyfikowania złóż, w tym stopnia ich rozpoznania. Aby ujednolicić wiedzę geologiczną o światowych złożach surowców powołana została międzynarodowa organizacja CRIRSCO (tłum. Komitet Międzynarodowych Standardów Wykazywania Zasobów Kopalin). Komitet ten w 2006 ustanowił wytyczne dotyczące klasyfikacji złóż i wskazał, które z istniejących standardów je wypełniają. Autorytet CRIRSCO w sprawach wytycznych uznawany jest przez wiele państw i organizacji, których sumaryczna wartość na giełdzie sięga 80% całego światowego kapitału przemysłu surowców [18]. W ramach wytycznych CRIRSCO uznawane jest obecnie 16 krajowych standardów w tym stosowany w Kanadzie NI-43-101, ogólnoeuropejski PERC Reporting Standard, stosowany w Stanach Zjednoczonych SME Guide, przyjęty w Indiach IMIC, używany w Chinach CAMRA Code, a spośród za bazowy uznaje się pochodzący z Australii JORC Code [19], [20]. Standard ten jest wykorzystywany również przez niektóre Polskie spółki górnicze, co wynika z wymagań stawianych im przez międzynarodowe instytucje finansowe przy rozważaniu finansowania przedsięwzięć górniczych. Standardem odrębnym od CRIRSCO, ale również powszechnie uznawanym na arenie międzynarodowej standard UNFC (*United Nations Framework Classification for Fossil Energy and Mineral Reserves and Resources*) został opracowany na zlecenie Europejskiej Komisji Gospodarczej ONZ (UNECE).

JORC Code, opracowany przez *Australasian Joint Ore Reserves Committee*, za podstawowe zasady stosowania przyjmuje przejrzystość raportowania, konieczność ujęcia wszystkich danych istotnych dla oceny statusu złoża i kompetencje osób sporządzających raport. Standard dzieli zasoby według dwóch kryteriów:

- możliwości opłacalnego ekonomicznie wydobycia,
- stopnia rozpoznania złoża.

W ramach pierwszego kryterium standard wyróżnia 2 grupy: Pierwszą z nich jest *Resources*, a więc zasoby o takim wolumenie i parametrach jakościowych, że ich wydobycie

może być uzasadnione ekonomicznie przy zaistnieniu sprzyjających, ale realistycznych warunków. Druga kategoria to *Reserves*. Stanowi ona część *Resources*, której wydobycie jest możliwe i ekonomicznie uzasadnione w panujących warunkach, w przybliżeniu odpowiadając polskiemu rozumieniu zasobów operatywnych objętych obowiązującymi koncesjami. Podział na kategorie zależy od kryterium stopnia rozpoznania złoża został ujęty na rysunku 3.1. Rysunek przedstawia również warunki przenoszenia zasobów złoża między kategoriami standardu JORC.



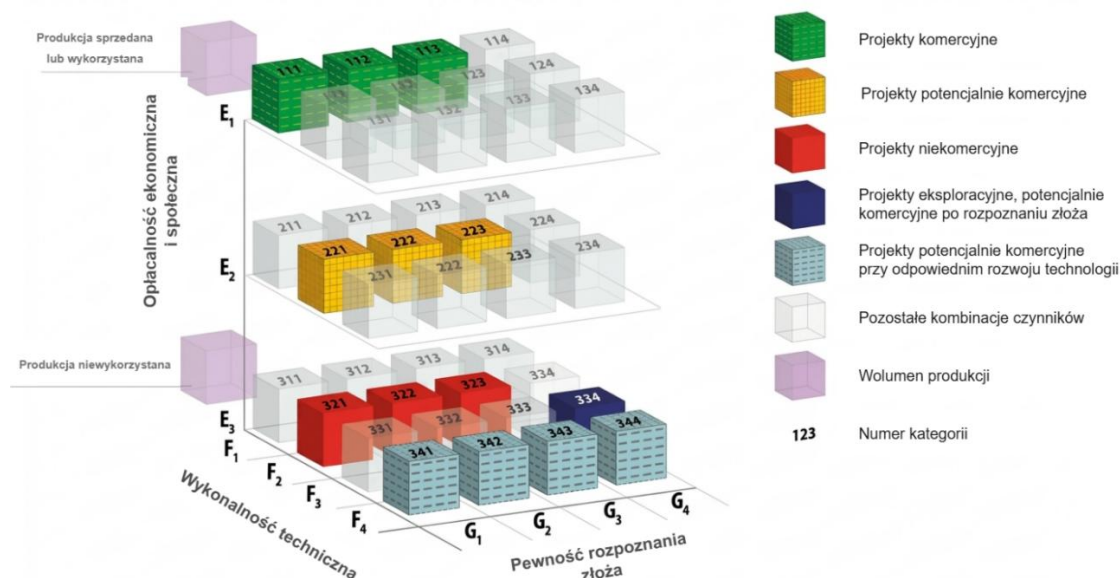
Rysunek 3.1 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code.

Źródło: [1]

Standard UNFC klasyfikuje złoża według trzech podstawowych kryteriów:

- Opłacalności ekonomicznej i społecznej. Wyróżnia trzy kategorie odnoszące się do poziomu wypełnienia warunków społecznych, prawnych i gospodarczych koniecznych dla wybrania złoża.
- Stanu i wykonalności projektu. Kryterium to określa trzy kategorie dotyczące tego, w jakim stopniu dostępne dane umożliwiają przygotowanie rzetelnych harmonogramów eksploatacji, i tym samym jaki stopień dalszego rozpoznania geologicznego jest konieczny przed określeniem wartości złoża.
- Wiedzy geologicznej. W tym kryterium wyróżniane są cztery jakościowe kategorie poziomu pewności informacji geologicznej.

Klasyfikacja złoża polega na przypisaniu mu kombinacji numerycznych wartości poszczególnych kryteriów. W odróżnieniu od JORC standard ten nie określa precyzyjnie gęstości otworów wiertniczych i opróbowań wymaganej do zakwalifikowania złoża do danej kategorii. Na rys. 3.2 zamieszczono podział złóż według standardu UNFC.



Rysunek 3.2 System klasyfikacji zasobów w standardzie UNFC.

Źródło: opracowanie własne na podstawie [21]

W tabeli 3.1 przedstawiono porównanie kategorii rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji oraz przypisanego im szacowanego błędu rozpoznania (dopuszczalnego błędu szacowania wartości średniej) z klasyfikacjami międzynarodowymi.

Tabela 3.1 Kategorie rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji a standardy międzynarodowe

Polska klasyfikacja zasobów			UNFC		JORC Code
Kategoria	Etap badania złoża	Dopuszczalny błąd średni	Kat.	Etap badania złoża	
E	Prace zwiadowcze	-	-	-	-
D ₂	Poszukiwania wstępne	-	G4	Reconnaissance	-
D ₁		>40%	G3	Prospecting	Inferred
C ₂	Poszukiwania szczegółowe	<40%			
C ₁	Rozpoznanie wstępne	<30%	G2	Preliminary Exploration	Indicated

B	Rozpoznanie szczegółowe	<20%	G1	Detailed Exploration	Measured
A	Rozpoznanie eksploatacyjne	<10%			

Źródło: opracowano na podstawie [16], [17].

3.1.1 Modelowanie złóż surowców mineralnych

Aby wyznaczyć bazę zasobową złoża potrzebna jest informacja o sposobie jego zalegania, o charakterze jego ciągłości, czy przestrzennym położeniu. Otwory i chodniki badawcze dostarczają ww. informacji tylko w ujęciu punktowym, liniowym lub lokalnie ciągłym, dlatego celem interpretacji dane te są interpolowane oraz ekstrapolowane [22]. W ten sposób generowany jest model złoża, czyli cyfrowa reprezentacja złoża kopaliny przedstawiająca jego wybrane aspekty, takie jak położenie przestrzenne, lokalizację, parametry jakościowe [23]. Modele cyfrowe złóż, jak wszystkie modele matematyczne, cechują się stosowanymi uproszczeniami przedstawianych elementów i procesów, np. poprzez pominięcie niektórych zmienności takich jak drobne uskoki lub niebilansowe fragmenty złoża.

Istnieje wiele metod modelowania złóż, a wybór metody zależy m. in. od spodziewanego charakteru zalegania złoża oraz gęstości dostępnych danych. W przypadku, gdy zmienność parametrów złożowych ma charakter losowy lub liczba dostępnych próbek jest niewielka, a więc najczęściej na wstępnym etapie rozpoznawania złoża, stosować należy metody uproszczone [16].

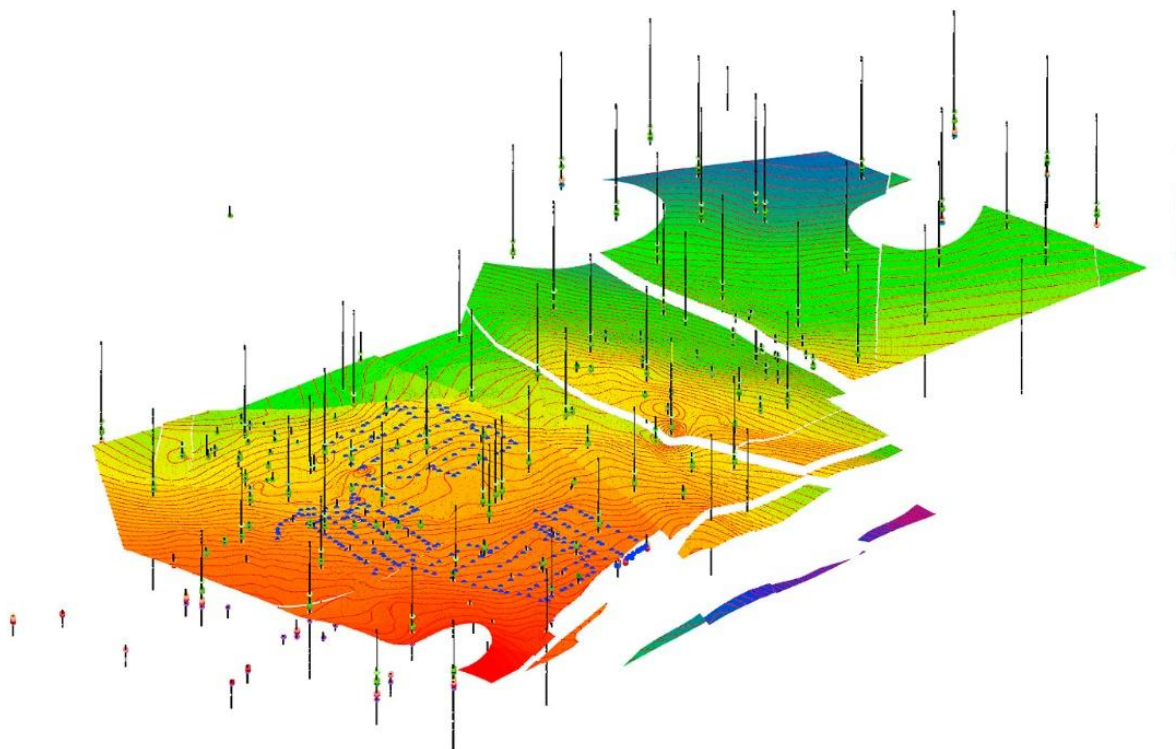
Przez metody uproszczone, albo inaczej tradycyjne, rozumie się zbiór technik analitycznych lub geometrycznych, których prostota pozwala na ich stosowanie przy ograniczonej liczbie danych, a nawet bez użycia mocy obliczeniowej komputerów. Metody te polegają na geometryzacji, czyli zastąpieniu nieznanej bryły złoża bryłą o prostej geometrii, a następnie wyliczeniu i zsumowaniu objętości każdej z brył. Założeniem w tych metodach jest równoważność objętości rzeczywistych fragmentów złoża i odpowiadających im brył modelowanych, jednakże jego prawidłowość jest niemożliwa do zweryfikowania na etapie obliczania zasobów. Z tego powodu niejednokrotnie stwierdzane są znaczące rozbieżności między wielkością zasobów oszacowanych, a rzeczywiście stwierdzanych w wybieraniu złoża. Stosowane metody uproszczone podzielić można na metody geometryczno-geologiczne, w których obliczenia zasobów nawiązują do przyjętej

koncepcji budowy złoża oraz geometryczno-statystyczne, w których parametry złoża są traktowane jako zmienne opisane rozkładami statystycznymi [16], [22].

Wielkość bazy zasobowej oceniana na wczesnych etapach rozpoznania złóż niejednokrotnie jest negatywnie weryfikowana w miarę zwiększania się wiedzy o złożu. Jeśli złoże jest dobrze rozpoznane, a jego budowa nie wyklucza stosowania semiwariogramów do jego opisu, zaleca się obliczanie zasobów poprzez użycie narzędzi geostatystycznych, takich jak kriging blokowy lub poligonowy. Warunkiem koniecznym jest wyraźny składnik nielosowy widoczny w zmienności parametrów złoża. Metody geostatystyczne to metody modelowania struktury złoża przyjmujące założenie, że niepewność oszacowania parametrów złoża zależy od odległości między punktem szacowania a ich pomiarem. W szacowaniu pomiarowi znajdującemu się bliżej punktu estymacji przypisywana jest więc większa waga [24]. Należy przy tym pamiętać, że metody te nie mogą być stosowane przy niedoborze danych geologicznych pozyskanych z prawidłowo prowadzonego rozpoznania odpowiednio gęstą siatką otworów wiertniczych [14]. Przy niewystarczającej ilości danych modele te mogą przyjmować niestabilne parametry, co powoduje ograniczenie ich zdolności prognostycznych [25], [26].

W metodach geostatystycznych parametry złożowe są opisywane przez semiwariogramy, pozwalające na ocenę zmienności parametrów w złożu i zasięg wykrytej struktury zmienności. Następnie do semiwariogramów dobiera się, poprzez ręczne lub automatyczne dopasowanie statystyczne, modele powierzchniowe. Najpopularniejsze z nich to model sferyczny i Matherona, a do rzadziej stosowanych należą model liniowy, eksponencjalny, czy Gaussa. Kriging blokowy i poligonowy różnią się od podstawowego krigingu punktowego tym, że zamiast wartości parametrów w każdym punkcie złoża szacuje się średnią wartość dla jego wydzielonej części, bloku - o rzucie kwadratowym - lub poligonu - o rzucie wielobocznym. Najprostsza wersja krigingu zakłada model deterministyczny o nielosowych parametrach wejściowych. Rosnącą popularność zyskuje jednak kriging losowy. Zakłada się w nim, że dane wejściowe modelu są opisane rozkładem normalnym [27], [28]. Niestety założenie to często odbiega od rzeczywistości, dlatego poszukuje się metody pozwalającej na stosowanie krigingu w symulacjach stochastycznych z jego pominięciem [29]. W ocenie wiarygodności wartości uzyskanych w rozkładzie statystycznym wykorzystane być mogą metoda *bootstrap* i testy nieparametryczne [14]. Na

rysunku 3.4 przedstawiono przykładowy fragment złoża zamodelowany przy pomocy metod geostatystycznych.



Rysunek 3.3 Zamodelowana powierzchnia pokładu złoża wraz z otworami zastosowanymi do interpolacji danych
Źródło: [30]

Dobrana metoda estymacji ma znaczący wpływ zarówno na otrzymane modele strukturalne jak i jakościowe złoża, a co się z tym wiąże - na wybór sposobu eksploatacji i osiągnięty przezeń prognozowany wynik finansowy [15], [30].

3.1.2 Podział cyfrowych modeli złóż

Modelowanie matematyczne wyróżnia wiele grup modeli. Wyróżniamy podziały na modele analityczne i modele numeryczne [31]. Modele analityczne to takie, w których modelowane między zmiennymi zależności są opisane funkcjami, a wyznaczenie parametrów jest możliwe poprzez dowód matematyczny. W przypadku, gdy uzyskanie wyniku w sposób analityczny jest niemożliwe, lub gdy złożoność obliczeń przerasta korzyści wynikające z tej metody, stosuje się również modele numeryczne, w których do argumentów funkcji opisujących zagadnienie przypisuje się losowe lub pseudolosowe wartości w dziedzinie, każdorazowo wyznaczając jej wartość.

Modele deterministyczne i modele stochastyczne

W modelach deterministycznych wszystkie zmienne są opisane parametrami w sposób jednoznaczny bez elementu losowości. Do modelowania wykorzystywane są jedynie obserwacje i ich interpretacja. W modelach stochastycznych część zmiennych może mieć charakter losowy i być opisana rozkładami prawdopodobieństwa. Rozkładami tymi opisuje się te parametry, których wartość charakteryzuje niepewność pomiarowa, lub te zależności, których zrozumienie jest zbyt słabe aby opisać je funkcją inną niż losowa.

Modele statyczne i dynamiczne

W modelach statycznych parametry modelu są niezależne od zmiennej czasowej, a jego parametry nie zmieniają się bez ingerencji w model. W modelach dynamicznych uwzględniana jest zmienna czasowa, dlatego modelowane parametry są opisane funkcjami ich zmienności w funkcji czasu.

Modele siatkowe (np. gridowe) lub blokowe

W modelach siatkowych zmienna Z jest funkcją położenia pokładu określaną przez współrzędne dwuwymiarowe (X, Y) . Dla każdego zestawu zmiennych (X, Y) , zmienna położenia może przyjąć tylko jedną wartość, przez co modele te nie znajdują zastosowania dla złóż o nieregularnej budowie takich, jak żyły, czy konkracje. Mogą natomiast z powodzeniem być stosowane do modelowania złóż pokładowych oraz szeroko pojętych warstw geologicznych. Wymagają one mniej mocy obliczeniowej niż modele blokowe, w związku z czym pozwalają na dokładniejsze odwzorowanie przy zachowaniu sprawności obliczeń. Modele blokowe współrzędnym (X, Y) przypisać mogą wiele wartości zmiennej Z , a obszar modelowania dzieli się na elementarne bloki. Modele siatkowe zostały zastosowane w Polsce do budowy modeli złóż węgla kamiennego [32], z kolei modele blokowe wykorzystywane były m.in. do modelowania złóż miedzi [33]. Celem wykorzystania zalet obu typów modeli możliwa jest budowa modelu kombinowanego, w których główne jednostki stratygraficzne modelowane są z użyciem siatek, a zróżnicowanie złożonych elementów jest lokalnie modelowane z użyciem bloków.

Modele jawne (explicite) i niejawne (implicite)

W modelach jawnych niejednorodne bryły złoża są modelowane za pomocą zbioru trójkątów o wprost podanych współrzędnych. Metody te są czasochłonne, gdyż dla każdej powierzchni dane muszą być digitalizowane niezależnie, a każda zmiana w modelu wymaga

ponownego przeliczenia wszystkich powierzchni. Ponadto metody te wymagają wprowadzania interpretacji niektórych zależności, np. lokalnych trendów zalegania [34]. W modelach niejawnych modelowane powierzchnie są reprezentowane przez siatkę przestrzenną. Siatka ta jest opisana funkcją matematyczną aproksymowaną na podstawie dostępnych danych oraz interpolacji. Funkcję tę nazywamy funkcją estymacyjną, rzadziej estymatorem. Istnieje wiele funkcji interpolacyjnych znajdujących zastosowanie w modelowaniu geologicznym, m.in.:

- interpolacja liniowa [35],
- metoda najbliższego sąsiada [36],
- funkcja INVERSE [37],
- interpolacja wielomianowa,
- radialne funkcje bazowe,
- funkcja *spline*,
- kriging prosty,
- kriging indykatorowy,
- kriging uniwersalny [38].

Modelowanie niejawne wymaga znacznie mniejszej mocy obliczeniowej niż modelowanie jawne i pozwala na modelowanie skomplikowanych deformacji, jak np. fałdy złożone.

Modele strukturalne i modele jakości złoża

Modele strukturalne opisują fizyczną budowę złoża, a więc przestrzenny rozkład zalegania kopaliny. Modele jakości złoża opisują zmienność parametrów jakościowych złoża, czyli elementów charakterystyki kopaliny, wybieranych zależnie od potrzeb odbiorcy modelu. W modelach blokowych struktura i parametry jakościowe złoża są modelowane jednocześnie. W modelach siatkowych jednakże model strukturalny jest nadrzędny względem modelu jakościowego i jest modelowany osobno w postaci zbioru powierzchni rozdzielających jednostki strukturalne złoża (np. pokłady). Model jakości w modelu siatkowym powstaje na podstawie najczęściej mniej gęstej siatki otworów wiertniczych oraz profilowań wykonywanych w wyrobiskach górniczych. Parametry jakościowe są estymowane niezależnie w każdej jednostce strukturalnej.

3.2 Szacowanie wartości złoża i jego fragmentów

W literaturze istnieje wiele definicji wartości złoża, jednak najpowszechniej stosowaną jest wartość rynkowa, a więc najbardziej prawdopodobna cena, za jaką złożo zostałoby zakupione na rynku konkurencyjnym, przy założeniu braku wpływu czynników zaburzających, takich jak różnica w pozycji negocjacyjnej, dostępie do informacji, presji dokonania transakcji [39]. Zaznaczyć przy tym należy, że wiele złóż surowców mineralnych w Polsce jest objętych własnością górnictw i stanowi niezbywalną własność Skarbu Państwa. Przedsiębiorca może jednak nabyć aktywa w postaci użytkowania górnictwa – prawa do korzystania z przestrzeni, w której może być prowadzona eksploatacja złoża, w określonym okresie [13].

Według Kodeksu Wyceny Złóż Kopalin (PoIVAL) do wyceny złóż stosować można wszystkie podejścia wykorzystywane do wyceny aktywów, a więc dochodowe, porównawcze lub kosztowe. W kodeksie określono jednak ograniczenia, które z podejść mogą być stosowane do danych aktywów geologiczno-górnictw (AGG) - a co za tym idzie danych faz działalności górnictwa. 5 typów AGG odpowiada kolejno [40]:

- pracom poszukiwawczym,
- rozpoznaniu i dokumentacji,
- projektowaniu i zagospodarowaniu,
- eksploatacji,
- likwidacji.

Podejście porównawcze, nazywane także rynkowym, zakłada, że dwa aktywa, które generują identyczne przepływy pieniężne, powinny mieć tę samą cenę, a więc cenę złoża można przybliżyć posługując się zawartymi transakcjami zakupu złoża o podobnych parametrach. Podejście to sprawdza się dla złóż niewielkich, dla których baza transakcji jest szeroka. Przy próbie stosowania tego podejścia dla złóż o znaczącej wartości, przykładowo złóż rud, czy węgla kamiennego, wydobywanych metodą podziemną, trudność stanowić może zebranie bazy transakcji mogących stanowić punkt odniesienia, gdyż liczba transakcji zakupu takich złóż jest niewielka. Kolejną trudnością jest określenie sposobu wyznaczania różnic między złożem wycenianym a złożami referencyjnymi, z uwzględnieniem zmian warunków rynkowych w okresie między transakcjami referencyjnymi a rozważaną. Podejście to jest jednak przez POLVAL dopuszczone dla wszystkich pięciu AGG.

Podejście dochodowe traktuje wartość złoża w odniesieniu do jego zdolność do generowania zysków, a więc określa opłacalność inwestycji w złoża. Aby ją określić najczęściej konieczne jest stosowanie wielu subiektywnych wskaźników, a ostateczna wartość zasobów złoża może zależeć od możliwości technologicznych czy finansowych danego przedsiębiorcy. Przy ograniczeniach tego podejścia i tak znajduje ono szerokie zastosowanie w praktyce. Według wytycznych PolVAL podejście to może być stosowane do wyceny złóż będących w fazie projektowania i zagospodarowania lub eksploatacji.

Podejście kosztowe zakłada z kolei, że wartość aktywa jest równoważna kosztowi jego odtworzenia pomniejszonemu o zużycie. Z powodu niemożności odtworzenia zasobów surowców mineralnych podejście to nie jest dopuszczalne dla etapów udostępnienia, przygotowania i eksploatacji złoża, a jedynie dla faz eksploracji, rozpoznania i likwidacji [41].

Choć podejście porównawcze wydaje się najlepiej przybliżać wartość i potencjał przedsięwzięcia inwestycyjnego, to jednak z perspektywy przedsiębiorcy bardziej przydatne może się okazać jednak podejście dochodowe. W nim za wartość złoża należy przyjąć potencjał dochodowy, jaki przedsiębiorca może osiągnąć realizację górniczego projektu inwestycyjnego, którego wynikiem będzie eksploatacja surowca ze złoża. Wartość ta zawiera w sobie przychód osiągnięty ze sprzedaży możliwego do wydobywania surowca o określonej jakości, uwzględniając cenę prognozowaną dla okresu, w którym będzie możliwe jego sprzedanie całość kosztów i nakładów koniecznych do poniesienia na rzecz wydobywania surowca [42].

3.2.1 Ewidencja kosztów w przedsiębiorstwach górniczych

W przedsiębiorstwach wydobywających węgiel kamienny koszty są ewidencjonowane i rozliczane w czterech podstawowych przekrojach [43]:

- rodzajowym – układ ten obejmuje zespół kont 4* i służy do rejestracji ogółu kosztów poniesionych w danym okresie sprawozdawczym,
- funkcjonalnym – realizowanym w zespole kont 5*. Wyodrębnia się w nim koszty zakupu, koszty działalności podstawowej, koszty działalności pomocniczej, koszty ogólnego zarządu oraz sprzedaży,

- kalkulacyjnym – również ulokowanym w zespole kont 5*. Służy on do ujmowania kosztów produkcji (zarówno bezpośrednich, jak i pośrednich) w podziale na nośniki w przekroju wyrobów,
- według miejsc powstawania kosztów – może być prowadzony w zespole kont 5* lub 4*. Koszty są w nim dzielone według podstawowych obiektów dekretacji, np. według działów, rejonów, procesów oraz centrów kosztowych.

Ostatnie podejście w kopalniach węgla kamiennego nazywane jest Oddziałowym Rachunkiem Kosztów [44]. Podstawową jednostką w ORK są stanowiska kosztów (STK). Są one wyznaczone na podstawie schematu organizacyjnego przedsiębiorstwa. Każdy element struktury jest przypisany do stanowiska kosztów, a stanowiska opisują całość kosztów w formie drzewa relacyjnego, w którym stanowiska wyższego rzędu mogą mieć przypisane wiele stanowisk podrzędnych [45]. Poszczególne STK dla danej kopalni realizowanym w niej procesom technologicznym. STK są grupowane w rejony wydzielone na podstawie przestrzennego położenia, podstawowymi są rejony ścian eksploatacyjnych. Wykaz rejonów jest aktualizowany wraz z dodawaniem nowych ścian eksploatacyjnych i realizacją poprzednich, na podstawie harmonogramów biegu ścian i robót przygotowawczych. Dodatkowo w części kopalni wyszczególnia się rejony własne oddziałów, w których dekretowane są koszty, których nie można przypisać konkretnym rejonom.

Ewidencja w ujęciu procesowym

Dekretacja w ramach stanowisk tworzenia kosztów (STK) stanowi powszechnie stosowaną metodę ewidencji kosztów wykorzystującą ujęcie procesowe. Ze strony formalnej stosowanie tej metody jest określone w:

- przepisach ustawy o rachunkowości,
- zakładowym planie kont, przyjętych procedurach rachunku kosztów oraz instrukcjach wykonawczych.

Stanowiska kosztów są w nim określone czterocyfrowym numerem, a koszty na wyższym poziomie ewidencji są możliwe przez dekretację kosztów do stanowisk z ich przypisaniem do oddziałów i rejonów. Koszty wtórne (zawarte w zespołach kont 5*-7*) są przypisywane STK o numerach od 1000 do 9999. W ramach ORK wyodrębnia się centra kosztów. Często stosowanym w polskich zakładach górniczych jest podział na centra:

- górnicze:
 - wydobywcze,
 - Przygotowawcze,
 - Transportowe;
- wentylacji,
- energomaszynowe:
 - szybowe,
 - elektryczne,
 - mechaniczne;
- przeróbki mechanicznej węgla,
- pomocnicze,
- sprzedaży,
- pozostałe.

Ten podział nie jest jednakowy we wszystkich kopalniach i może ulegać rozbudowie w trakcie prowadzenia działalności. Rozliczanie kosztów odbywa się w praktyce w ramach sprawozdawczości okresowej: miesięcznej, kwartalnej czy rocznej.

3.2.2 Metody i miary oceny efektywności inwestycji rzeczowych

Inwestycją rzeczową nazywamy inwestycję, której skutkiem jest nabycie lub wytworzenie aktywów rzeczowych: majątku trwałego lub wartości niematerialnych i prawnych. Za składnik aktywów rzeczowych można uznać przykładowo złoża surowców mineralnych lub jego fragment. Projekt inwestycyjny, którego skutkiem jest zagospodarowanie i eksploatacja złoża surowców lub jego części odnosi się więc do inwestycji rzeczowej.

Zaprezentowane metody wyceny mogą być stosowane na dwa sposoby: do wyceny projektów inwestycyjnych, gdzie przez wycenę rozumiemy wyznaczenie wartości AGG dla danych warunków wyceny, lub do określenia wartości przedsiębiorstwa, rozumianej jako sumy wartości jego aktywów. Z tego względu podejścia do wyceny inwestycji i aktywów są tożsame: wyróżniamy podejścia kosztowe, dochodowe i porównawcze.

Do metod bazujących na podejściu porównawczym zaliczyć można między innymi [46]:

- Metodę porównywalnych transakcji (*comparable transactions*) – W metodzie w celu wyceny aktywów zbiera się próbę transakcji zakupu aktywów o zbliżonych cechach,

zwanych referencyjnymi, następnie dokonuje ich porównania na podstawie wybranych, najczęściej ekspercko, atrybutów.

- Analizę kapitalizacji rynkowej (*market capitalization*) – Metoda ta pozwala na ocenę wartości przedsiębiorstwa znajdującej się na giełdzie, wartość stanowi iloczyn liczby akcji przedsiębiorstwa i ceny rynkowej jednej akcji [47].
- Analizę warunków umów *farm-in* (*farm-in agreement term analysis*) – wartość projektu jest wyceniana na podstawie warunków zawartych w umowach opcji lub *farm-in* zawartych na projekt wyceniany lub projekty o zbliżonych cechach. Umowa *farm-in* to umowa zawarta między inwestorem a jednostką posiadającą prawa do zagospodarowania złoża, w której inwestor deklaruje poniesienie części nakładów na rozwój projektu górniczego, a w zamian otrzymuje od część udziałów w prawie użytkowania górniczego [48].

Podejście kosztowe reprezentują metody:

- Wartości szacunkowej (*appraised value*) – w metodzie tej wartość przedsięwzięcia (na przykład rozpoznania złoża) jest równa sumie poniesionych już nakładów i tych koniecznych jeszcze do poniesienia celem jego realizacji [49].
- Wielokrotności wydatków (*multiple of expenditure*) – metoda typowa dla projektów rozpoznania złoża. Polega na oszacowaniu akceptowalnych wydatków na rozpoznanie, a następnie przemnożenie ich przez współczynnik zależny od „perspektywiczności” złoża, a więc tego czy poniesione dotąd nakłady zwiększyły wartość złoża (poprzez stwierdzenie zasobów), czy nie.

Przyjmując podejście dochodowe, do pomiaru wartości inwestycji rzeczowych stosować można metody i miary statyczne i dynamiczne [50]. Metody statyczne i ich pokrewne wskaźniki zakładają stałą wartość pieniądza w czasie, czyli nie uwzględniają inflacji (lub deflacji). Do miar statycznych zaliczymy m.in.:

- Prosty okres zwrotu (PP – *Payback Period*) – rozumiany jako liczba lat potrzebna do zwrotu nakładów inwestycyjnych na przedsięwzięcie od początku jego eksploatacji. Inaczej mówiąc jest to punkt w czasie, w którym przyptywy wynikające z inwestycji staną się równe zainwestowanym środkom.
- Stopę zwrotu, (ROR – *Rate of Return*) – wyraża ona stosunek korzyści netto (zysku) do nakładów inwestycyjnych

- Zwrot z inwestycji, rentowność aktywów (ROI – *Return on Investment*, ROA – *Return on Assets*) – stosunek opodatkowanego zysku operacyjnego wynikającego z inwestycji do zaangażowanych aktywów przedsiębiorstwa. Za kryterium opłacalności w metodzie przyjmuje się np. zwrot z nakładów inwestycyjnych w branży, albo średni ważony koszt kapitału (WACC – *weighted average cost of capital*), czyli przeciętny koszt względny środków zaangażowanych w inwestycję [51], [52].

Metody dynamiczne różnią się od statycznych tym, że uwzględniają zmiany wartości pieniądza w czasie, inflację lub deflację. Wśród nich najczęściej stosowane są metody bazujące na zdyskontowanych przepływach pieniężnych (DCF – *Discounted Cash Flows*), w których wartość złoza jest równoważna wartości zaktualizowanych przepływów pieniężnych projektu górniczego, przy uwzględnieniu wszystkich kosztów związanych z jego udostępnieniem, zagospodarowaniem, eksploatacją i likwidacją [53]. W literaturze DCF bywa określana jako grupa metod [53], lub jedna metoda w ramach której obliczyć można szereg miar [54]. Niezależnie od przyjętej nomenklatury do wskaźników stanowiących kryterium w metodzie (metodach) DCF należą [55]:

- Zdyskontowana wartość bieżąca netto (NPV) – stanowi sumę wszystkich przepływów pieniężnych wynikających z inwestycji, zdyskontowanych na moment wyceny odpowiednio dobraną stopą procentową (dyskontową). Opisuje ją wzór (nakłady początkowe i pozostałe są w tym przypadku wliczone w strukturę kolejnych CF_t):

$$NPV = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+k)^t} \quad (3.1)$$

gdzie:

- NPV – Zdyskontowana wartość bieżąca netto [PLN],
 CF_t – Przepływy pieniężne w roku t [PLN],
 n – czas funkcjonowania inwestycji [lata],
 k – stopa dyskontowa [-].

Kryterium decyzyjne kładzie nacisk na to, aby NPV była wyższa od zera, choć podejmowanie decyzji na bazie wyłącznie NPV jest obarczone dużym ryzykiem (tj. może np. prowadzić do błędnych decyzji inwestycyjnych – polegających na wyborze projektu o dodatnim NPV a odrzuceniu projektu o NPV niższym od zera – bez uwzględnienia wartości wynikających np. z wartości poszczególnych opcji).

- Wskaźnik rentowności (PI – *Profitability Index*) – wyraża stosunek bieżącej wartości przepływów pieniężnych do bieżącej wartości wydatków inwestycyjnych. Rozumie się go jako miarę zyskowności w przeliczeniu na zainwestowaną złotówkę. Wyraża się go wzorem [52]:

$$PI = \frac{\sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+k)^t}}{\sum_{t=0}^n \frac{I_t}{(1+k)^t}} \quad (3.2)$$

gdzie:

- CF_t – przepływy generowane przez inwestycje w roku t [PLN],
- I_t – wydatki generowane przez inwestycję w roku t [PLN],
- n – czas funkcjonowania inwestycji [lata],
- k – stopa dyskontowa [-].

Projekt uznaje się za opłacalny dla $PI > 1$.

- Wewnętrzna stopa zwrotu (IRR – *Internal Rate of Return*) – to wartość stopy dyskontowej, dla której NPV inwestycji (projektu) wynosi zero. Do jej obliczenia posłużyć może równanie (podobnie jak poprzednio nakłady inwestycyjne są zawarte w przepływach pieniężnych):

$$0 = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+IRR)^t} \quad (3.3)$$

- IRR – wewnętrzna stopa zwrotu [%],
- CF_t – przepływy generowane przez inwestycje w roku t [PLN],
- n – czas funkcjonowania inwestycji [lata].

Równanie to jest nieliniowe. Wartość IRR można wyznaczyć metodą numeryczną lub w sposób przybliżony, przez iteracyjne zwiększanie stopy dyskontowej do momentu aż NPV wyniesie zero. Wskaźnik ten, choć powszechnie stosowany przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnych, może wykazywać trudności w interpretacji (istnienie więcej niż jednej wartości IRR , konflikt decyzyjny względem NPV, tj. przedziały wartości dla których IRR jest większa od zera i niższa niż przyjęta stopa dyskonta, przy ciągle ujemnym NPV). Dodatkowo IRR nie może być szacowana, gdy stopa dyskontowa jest zmienna w czasie. Dlatego

podejmowane są liczne próby modyfikacji i ulepszania tego wskaźnika. Przykładowo Magni [56] proponuje Średnią Wewnętrzną Stopę Zwrotu (AIRR – *Average Internal Rate of Return*), umożliwiającą poprawne ustanowienie rankingu konkurujących projektów. Dużą popularnością cieszy się też Zmodyfikowana Wewnętrzna Stopa Zwrotu (MIRR – *Modified Internal Rate of Return*), w której nie zakłada się reinwestycji nadwyżek finansowych, co uniezależnia MIRR od wewnętrznej stopy zwrotu uzyskiwanej w okresie inwestycji. Ma ona charakter zewnętrzny do ocenianej inwestycji i zależy od rynkowych warunków inwestowania, co znacznie ułatwia jej wyznaczenie i interpretację [57].

- Zdyskontowany okres zwrotu (DPP – *Discounted Payback Period*) – okres zwrotu uwzględniający zmienną wartość pieniądza. Jest to okres, w którym suma wszystkich zdyskontowanych przepływów pieniężnych osiąga wartość równą zero [51], [52].

Wśród innych metod dynamicznych metody DCF wymienić należy [58].:

- Metodę zdyskontowanych zysków – wartość inwestycji stanowi sumę przewidywanych zysków generowanych w jej ramach w kolejnych latach, zdyskontowanych stopą dyskontową uwzględniającą poziom ryzyka oraz wartości rezydualnej zdyskontowanej w momencie wyceny.
- Metodę ekonomicznej wartości dodanej (EVA – *Economic Value Added*) – wartość inwestycji szacowana z uwzględnieniem kosztów kapitałów. Z matematycznego punktu widzenia równa się różnicy pomiędzy zyskiem operacyjnym po opodatkowaniu i kosztem kapitału zarówno obcego, jak i własnego.
- Metodę skorygowanej wartości bieżącej (APV – *Adjusted Present Value*) – wartość inwestycji jest rozumiana jako suma wolnych przepływów pieniężnych wolnych przepływów pieniężnych dyskontowanych kosztem kapitałów własnych, skorygowana o wartość korzyści podatkowych związanych z finansowaniem dłużnym.
- Metodę zdyskontowanych dywidend – suma zdyskontowanych prognozowanych dywidend. Stosowana tylko do inwestycji finansowanych kapitałem własnym.

W opracowanej metodyce za bazę zasobową złoża przyjmuje się część złoża o dodatniej wartości, a więc tą, której eksploatacja w górniczym projekcie inwestycyjnym przyniesie korzyść ekonomiczną. Pomiar tej korzyści został wykonany metodą DCF za pomocą kryterium NPV. Zaznaczyć przy tym należy, że przedstawiony przykład obliczeniowy stanowi rozpoczęcie inwestycję, w której poniesiono już część nakładów początkowych koniecznych do

udostępnienia złoza. W stosowaniu metody DCF wskazuje się, że nakładów już poniesionych nie należy uwzględniać, dlatego zostały one pominięte.

3.2.3 Praktyczne aspekty wyceny projektu górniczego

Wycena projektu górniczego to proces szacowania wartości danego przedsięwzięcia inwestycyjnego – projektu górniczego stanowiąca dalej podstawę dla podjęcia ewentualnej decyzji o realizacji projektu i jego zakresie. Bazując na metodach dyskontowych, aby oszacować wartość projektu górniczego należy wyliczyć (oszacować) wartość zaktualizowaną oczekiwanych przepływów pieniężnych wynikających z realizacji danego projektu, następnie wartość bieżącą strumienia nakładów inwestycyjnych i obie te zmienne odjąć od siebie, otrzymując wartość zaktualizowaną netto (NPV – *net present value*). Mając na uwadze tylko kryterium NPV, inwestycję zaleca się rozpocząć przy NPV większym od zera. Nie jest to jednak kryterium rozstrzygające. W praktyce zwraca się jeszcze uwagę na poziom drugiego wskaźnika jakim jest wewnętrzna stopa zwrotu (IRR – *internal rate of return*). Jeżeli IRR jest wyższa od przyjętej stopy aktualizacji przepływów pieniężnych projektu górniczego, wówczas otrzymuje się potwierdzenie, że realizacja inwestycji przyniesie zwrot na poziomie wyższym niż przyjęty koszt kapitałów lub wymagana stopa zwrotu. W przypadku już realizowanego projektu przedsiębiorstwo powinno powiększać poziom produkcji gdy cena produktu (surowca) przewyższa jednostkowe koszty operacyjne [59].

Jak już wspomniano, powszechnie do oceny ekonomicznej przedsięwzięć inwestycyjnych – również w górnictwie, stosuje się analizę zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF – *discounted cash flow analysis*). Zdaniem niektórych uczonych, metoda ta ma skłonność do zaniżania wartości projektów [60], [61], ponieważ bazuje na założeniu, że całe przedsięwzięcie zostanie zrealizowane według jednego scenariusza bez możliwości reakcji na zmianę warunków zewnętrznych. W projektach rzeczywistych przedsiębiorstwo ma możliwość zmiany podejmowanych decyzji. Uwzględnia to analiza opcji rzeczowych. Wg tego podejścia wartość wyznaczona przy pomocy NPV stanowi specjalny przypadek tej wyceny [60]. Z kolei metoda opcji rzeczowych (ang. *real options*) pozwala na oszacowanie pieniężnej wartości elastyczności decyzyjnej, wynikającej m.in. z określenia możliwie najlepszego momentu rozpoczęcia realizacji projektu lub jego części czy też wartość wynikającą z odsunięcia przedsięwzięcia w czasie.

Zdaniem Sobczyka i innych [62], analiza wartości górniczych projektów inwestycyjnych powinna uwzględnić szereg czynników, takich jak:

- wartość posiadanych surowców i aktywów, koszty stałe i zmienne produkcji, kapitał obrotowy netto,
- przepływy pieniężne i koszt pozyskania kapitału, oczekiwane przychody ze sprzedaży,
- zakładana wydajność pracy ludzkiej i kapitału, wskaźnik odtworzenia majątku.

Do wyliczenia nakładów pracy koniecznych do wydobycia danej partii złoża zastosować można funkcję produkcji, a więc stosunek nakładów siły roboczej oraz środków trwałych do wartości wytworzonego produktu. Na wartość wytworzonej produkcji największy wpływ mają nakład pracy ludzkiej i nakład kapitału. Jest więc ona wyraźnie skorelowana z osiąganą w zakładzie wydajnością pracy, czyli średnią ilością surowca wydobytego przez jednego pracownika w jednostce czasu. Funkcja ta cechuje się pewną bezwładnością, która skłania przedsiębiorstwo do utrzymywania stałego wolumenu produkcji. Bezwładność ta wynika z długiego okresu użytkowania środków trwałych oraz trudności wprowadzania gwałtownych zmian w stanie zatrudnienia zakładu [63]. Wyznaczenie funkcji produkcji ma szczególne znaczenie przy ocenie opłacalności wydobycia parceli złożowej, gdyż zaangażowanie środków produkcji do jej wydobycia wiąże się z kosztami operacyjnymi jak i przedłużeniem czasu trwania kopalni, co ma wpływ na poziom ponoszonych nakładów na utrzymanie infrastruktury strategicznej. Ponadto funkcja ta może zostać poddana optymalizacji, jeśli za kryterium optymalizacji przyjęty zostanie minimalny koszt wytworzenia produkcji, a za parametry zależne nakłady pracy ludzkiej i zużycie środków trwałych [64].

3.2.4 Ryzyko w wycenie górniczych projektów inwestycyjnych

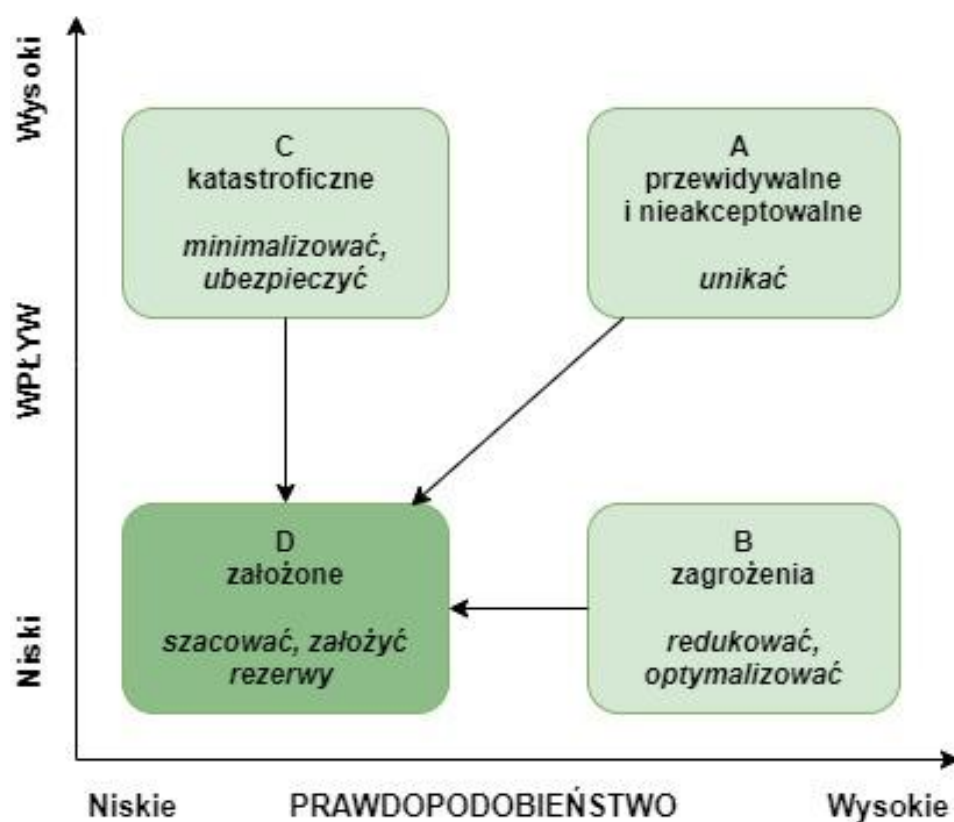
Pojęcie ryzyka nie ma jednolitej definicji. Słownik wyrazów obcych definiuje ryzyko zarówno jako przedsięwzięcie o nieznanym wyniku, jak i prawdopodobieństwo zajścia szkody. W kontekście projektów inwestycyjnych ryzyko jest definiowane jako występowanie kwantyfikowalnej możliwości zaistnienia sytuacji, w której rzeczywiste nakłady na projekt lub efekty inwestowania będą odchylone niekorzystnie od pierwotnie oszacowanych [65]. W działalności górniczej występuje wiele źródeł pochodzenia ryzyka, wśród których wyróżnimy źródła geologiczne, górnicze, środowiskowe, społeczne, ekonomiczne i prawne. Względem innych przedsięwzięć inwestycyjnych charakterystyczny jest znaczący udział źródeł geologicznych i technicznych, wynikających z niepewności oszacowania warunków złożowych.

Eksploatacja podziemna, w tym wydobywanie węgla kamiennego jest dodatkowo szczególnie narażone na ryzyko związane z zagrożeniami naturalnymi [66].

W przypadku inwestycji o długim okresie istnienia, takiej jak zagospodarowanie i eksploatacja złoża węgla kamiennego, duże znaczenie ma zarządzanie ryzykiem. Według [67] przez zarządzanie ryzykiem inwestycyjnym rozumiemy ilościowe wyrażenie wpływu niepewności i zmienności warunków na decyzje inwestycyjne. Z kolei międzynarodowa norma ISO 31000:2018 zarządzanie ryzykiem definiuje jako skoordynowane działania mające na celu kierowanie i kontrolowanie organizacji w zakresie ryzyka. Strategia zarządzania ryzykiem stanowi integralną część procesu planowania inwestycji i zarządzania przedsiębiorstwem. W zarządzaniu ryzykiem wyróżnić można 6 faz [20], [68]:

- 1) Identyfikacja ryzyka. W ramach tego etapu ustala się przyczyny ryzyka, stwierdza możliwe następstwa jego realizacji i potencjalnie dotknięte podmioty.
- 2) Analiza ryzyka. W tej fazie należy ustalić prawdopodobieństwo wystąpienia poszczególnych zdarzeń i ich konsekwencje.
- 3) Sformułowanie opcji. Polega na ustaleniu możliwych alternatyw działania oraz analizie związanych z nimi nakładów i kosztów.
- 4) Ocena ryzyka. Na tym etapie ustalana jest zdolność spółki do podjęcia ryzyka, ustala się poziom ryzyka i określana jest zdolność rozważanych alternatyw do opanowania ryzyka.
- 5) Sterowanie ryzykiem. Polega na wyborze narzędzi mitygacji ryzyka, ustalenie priorytetów w zarządzaniu ryzykiem oraz dobór najlepszej kombinacji działań.
- 6) Kontrola, monitoring i ocena działań. Na tym etapie dokonuje się oceny skutków podejmowanych działań i w razie potrzeby ponownego ich wyboru.

Ryzyko uwzględniać powinno zarówno potencjalne zmiany negatywne jak i pozytywne. To na minimalizacji ryzyka opiera się wiele modeli decyzyjnych. Ilustrację procesu zarządzania ryzykiem stanowi rysunek 3.5.



Rysunek 3.4 Heurystyczny model zarządzania ryzykiem projektowym

Źródło: opracowano na podstawie [67]

Wyróżnia się cztery typy ryzyka, dla których przewidywane są następujące metody mitygacji:

- Ryzyka typu A, jeśli nie zostaną wykryte podczas studiów wykonalności, mogą zagrażać wykonalności projektu. W górnictwie zazwyczaj dotyczą warunków złożowych i wynikają z niewystarczającego rozpoznania. Ryzykiem typu A może być rozpoczęcie udostępnienia dla złoża o znacznie niższym niż oszacowany wolumenie surowca, lub wyznaczenie kosztów dla eksploatacji na zawał, gdy warunki wymuszają stosowanie podsadzki.
- Ryzyka typu B wynikają z niepewności naturalnie występujących przy projektowaniu. Zarządzanie ryzykiem polega na zbieraniu informacji i optymalizacji procesu produkcyjnego. Przykładem wystąpienia ryzyka może być zastosowanie kruszarki

niepoprawnie dobranej to rozdrabnianej skały, czego wynikiem będzie jej niska produktywność.

- Ryzyka typu C dotyczą zdarzeń, których wystąpienie powodują koszty wyższe od zakładanych zysków inwestycji. Są to mało prawdopodobne zdarzenia katastroficzne, jak trzęsienia ziemi, powodzie, huragany, które mogą zatrzymać projekt. Zarządzanie nimi polega na przygotowaniu planów kryzysowych oraz odpowiednim ubezpieczeniach.
- Ryzyka typu D są akceptowane przez inwestora, gdyż koszt ich wyeliminowania przerasta szkodę wynikającą z ich wystąpienia. Powinny być one oszacowane, zmierzone, a na ich wystąpienie powinna zostać założona rezerwa pieniężna [67].

Aby móc prawidłowo zarządzić ryzykiem konieczna jest jego ocena, metody oceny ryzyka są obszernie opisane w literaturze. Jedno z klasycznych podejść [69] wyróżnia 5 faz oceny:

- Określenie źródeł i rodzajów ryzyka,
- Określenie konsekwencji podjęcia ryzyka,
- Określenie prawdopodobieństwa realizacji ryzyka,
- Określenie skłonności inwestora do podjęcia ryzyka,
- Ostateczna ocena ryzyka.

Dla celów zarządczych cenna jest kwantyfikacja ryzyka, a więc określenie go miarą liczbową. W zarządzaniu inwestycjami miary ryzyka dzieli się zazwyczaj na 3 grupy:

- Miary zmienności – zakresy zmienności analizowanych zmiennych. Do tej grupy należą miary bezwzględne, jak wariancja, odchylenie standardowe, oraz względne, jak współczynnik asymetrii [70].
- Miary wrażliwości – wpływ czynników ryzyka na wskaźniki opłacalności inwestycji. Przykładem miary wrażliwości jest współczynnik β , lub współczynnik agresywności akcji, określający zależność między zmianą wartości stopy zwrotu na rynku akcji a zmianą wartości stopy zwrotu z akcji danej spółki.
- Miary zagrożenia – możliwe niekorzystne odchylenia wartości wskaźników opłacalności bądź badanych zmiennych. Należą do nich m.in. semiwariancja i semiodchylenie standardowe zmiennych a także Value at Risk (VaR) – graniczny poziom straty, inaczej kwota nadwyżki gotówki koniecznej do dodania, by uniemożliwić osiągnięcie straty na inwestycji.

W przedsiębiorstwach prowadzących działalność górnictw występują czynniki ryzyka nieobecne w innych branżach przemysłu, wynikające m.in. z niepewności opisu parametrów geologicznych złoża i występujących w nim zagrożeń naturalnych. Dodatkowo projekty górnicze są wrażliwe na wystąpienie działań niepożądanych ze względu na ich wysoką kapitałochłonność, długi okres zwrotu oraz skomplikowanie procesu [71]. Szacuje się, że przeciętne przekroczenie zakładanych kosztów w przedsiębiorstwach górniczych eksploatujących rudy wynosi 37%, i jest średnio wyższe dla dużych projektów inwestycyjnych [72]

Metodą uwzględnienia ryzyka w ocenie wartości projektu może być stopa dyskontowa, która zawiera w sobie bazowy koszt kapitału powiększony o składnik ryzyka specyficznego dla projektu. Określenie wysokości stopy odbywać się może na dwa sposoby:

- Ocena subiektywna – wysokość stopy ustalana na podstawie wiedzy eksperckiej finansisty
- Zastosowanie modelu, np. modelu wyceny aktywów kapitałowych [59].

4 Planowanie produkcji górniczej z użyciem narzędzi cyfrowych

Planowanie jest kluczowe w zarządzaniu każdym przedsięwzięciem biznesowym. Przez planowanie rozumieć należy proces określania sposobu, w jaki organizacja lub przedsięwzięcie może osiągnąć założone cele. W planowaniu wyróżniamy cztery podstawowe etapy [73]:

- rozpoznanie sytuacji bieżącej,
- ustalenie celów przedsięwzięcia,
- ustalenie warunków sprzyjających lub utrudniających realizację celów,
- opracowanie zbioru zadań prowadzących do realizacji celów oraz sposobów ich wykonania.

Planowanie cechuje się odnoszeniem się do przyszłości, przewidywalnością, wolą działania, dążeniem do założonych celów oraz podejmowaniem decyzji. Planowanie jest elementem szeroko omawianym w literaturze, co przekłada się na wiele podziałów i grupowań planów. Powszechną opinią jest jednak, że plan powinien być dostosowany do celu, któremu ma służyć [74].

Plany przedsięwzięcia górniczego można podzielić na kilka sposobów. Zależnie od hierarchii wyróżnić można [73]:

- Plany strategiczne, w których wyznaczone są podstawowe cele przedsiębiorstwa oraz ramy jego funkcjonowania. Dotyczą najczęściej długiego okresu działania, w tym całości funkcjonowania zakładu. Określają obszary koncentracji zasobów przedsiębiorstwa. Na ich podstawie wykonywany jest np. projekt zagospodarowania złoża.
- Plany operacyjne, obejmują określenie celów krótkookresowych oraz zabezpieczenie środków do ich realizacji. W ich ramach uwzględniana jest szczególnie gospodarka materiałowa oraz krótkookresowe zarządzanie kadrami.
- Plany taktyczne, określają ogólne zadania dla przedsiębiorstwa. Są regularnie dostosowywane i aktualizowane w zależności od panujących warunków, szczególnie w przypadku zmiany warunków rynkowych lub geologicznych.

Zależnie od ram czasowych objętych planem wyróżnić możemy natomiast [75]:

- planowanie długoterminowe – najczęściej powyżej 5 lat,
- średnioterminowe – obejmujące od 2 do 5 lat (najczęściej trzy lata),

- krótkoterminowe – obejmują okres do jednego roku.

Plan działania przedsiębiorstwa górniczego stanowi podstawę dla harmonogramu produkcji, w którym określone jest pochodzenie surowców będących przedmiotem wydobywania oraz ramy czasowe wybierania poszczególnych fragmentów złoża. W harmonogramie zawiera się również informacja o zasobach ludzkich oraz maszynach lub materiałach koniecznych do prowadzenia eksploatacji. Kolejną cechą unikalną w planowaniu górnictwa jest konieczność uwzględnienia wpływu wydobywania z poprzednich okresów na wydobywanie w okresach następnych, co wynika z konieczności racjonalnego współdzielenia planowanych zasobów. Dlatego ocena planów eksploatacji musi uwzględniać cały jej okres [76].

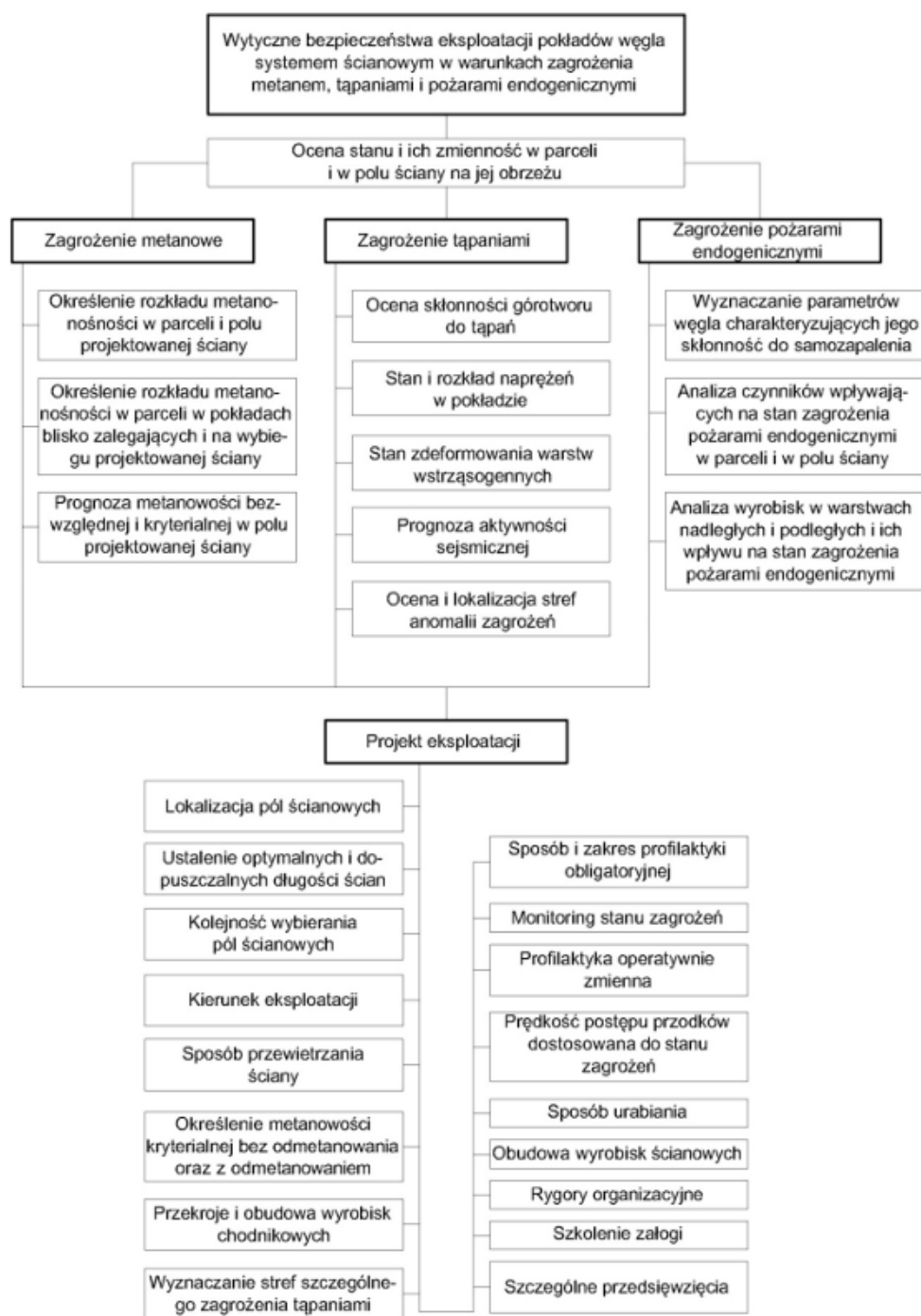
Prawidłowo opracowany plan przedsiębiorstwa górniczego powinien [74]:

- umożliwiać realizację zadań w danych warunkach,
- porządkować proces zapewniania kadr i ograniczać dezorganizację,
- umożliwiać rozwój i przygotowanie produkcji na kolejne okresy,
- racjonalizować wykorzystanie czasu pracy,
- minimalizować straty zasobów geologicznych, zgodnie z założeniami zrównoważonego rozwoju.

Plany przedsiębiorstwa górniczego są gromadzone w kolejnych dokumentach, które podlegają ocenie organów nadzorczych. W ramach analiz działalności najczęściej przygotowuje się między innymi założenia techniczno-ekonomiczne, studium możliwości, studium przedinwestycyjne i studium wykonalności. Ostateczną wersję studium wykonalności zawiera Projekt zagospodarowania złoża. W Projekcie zagospodarowania złoża określa się [73]:

- zasoby przemysłowe,
- zasoby nieprzemysłowe,
- straty w zasobach przemysłowych i nieprzemysłowych,
- zasoby operatywne,
- zagrożenia środowiskowe,
- zagrożenia naturalne,
- projekt eksploatacji złoża.

Projekt eksploatacji powinien zawierać z kolei zbiór informacji określających obszary i metody eksploatacji poszczególnych fragmentów złoża pozwalając na ich bezpieczne wybranie, w związku z czym powinien być poprzedzony analizą warunków geologicznych, technicznych i zagrożeń naturalnych. Elementy konieczne do uwzględnienia w projekcie eksploatacji pokładów węgla kamiennego zostały wymienione w [77], co przedstawiono na rysunku 4.1.



Rysunek 4.1 Projektowanie wybierania pokładów węgla

Źródło: [77]

Narzędzia informatyczne od wielu lat z powodzeniem stosowane są w planowaniu produkcji górniczej, jednak szybkość wdrażania nowych systemów i programów różni się w czasie zależnie od regionu, typu złoża i sposobu jego wybierania. Wiele metod i narzędzi może z powodzeniem być stosowane w eksploatacji systemami komorowymi lub blokowymi, albo w górnictwie odkrywkowym, jednak wymagają znacznych modyfikacji, zanim będzie je można zastosować w zakładach eksploatujących systemem ścianowym. Ściana eksploatacyjna stanowi najmniejszą komórkę eksploatacji w systemie ścianowym. Jej przygotowanie wymaga poniesienia wysokich, w stosunku do innych systemów eksploatacji, nakładów inwestycyjnych i znaczącego czasu. Z tego powodu projekt eksploatacji bazujący na systemie ścianowym obarczony jest znaczącą bezwładnością i jest mniej odporny na zmianę warunków zewnętrznych.

4.1 Czynniki podejmowania decyzji inwestycyjnych w sektorze górniczym

Zgodnie z teorią ekonomii istnieje szereg czynników skłaniających przedsiębiorcę do podjęcia inwestycji w dany sektor. Wśród nich najczęściej wymienia się [78]:

- poziom kapitału funkcjonującego już w danym regionie (np. państwie) i stopień jego wykorzystania;
- potencjał osiągnięcia zysku z inwestycji, mierzony np. stopą zwrotu;
- kluczowe stopy procentowe obowiązujące w danym państwie (inwestycja jest opłacalna, gdy oczekiwany poziom zwrotu z inwestycji przekracza stopę procentową dla alternatywnych inwestycji lub koszt kapitałów).

Planowanie procesu górniczego jest zagadnieniem szczególnie złożonym, co wynika z mnogości warunków mających wpływ na produkcję oraz niepewności ich rozpoznania. Na proces górniczy wpływ mają warunki:

- techniczne, geologiczne i górnicze – zaliczamy do nich, m.in.: strukturę złoża i otaczającego je górotworu, sposób mineralizacji kopaliny użytecznej, dostępne technologie umożliwiające wydobywanie oraz zagrożenia naturalne, inne,
- ekonomiczne – odnoszą się zazwyczaj do otoczenia rynkowego projektu górniczego, w szczególności nakładów wymaganych do wydobywania kopaliny oraz jej potencjalnej wartości, zależnej od ceny produktów handlowych [22],

- społeczne – zaliczymy do nich takie elementy jak stopień rozbudowy infrastruktury regionu, dostępność kadr, nastawienie społeczeństwa lokalnego do inwestycji,
- środowiskowe – stan zanieczyszczenia środowiska naturalnego, występowanie obszarów szczególnej ochrony ograniczona wystarczalność zasobów mineralnych, w tym surowców krytycznych [79],
- polityczne i prawne – przykładowo subwencje, podatki i przepisy regulujące korzystanie ze złoża, które panują w danym kraju, czy regionie [22], [34].

Dla sektora wydobywczego specyficzną grupą czynników, które muszą być uwzględnione przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnej, są parametry złoża rozważanego do eksploatacji. Wśród nich wymieniamy [80]:

1) parametry strukturalne:

- a) miąższość pokładu, lub szerzej geometrię złoża. Przekłada się ona na masę kopaliny użytecznej rozważanej pod wydobycie oraz przyjęty system eksploatacji [81];
- b) głębokość zalegania. Ma ona wpływ na koszt udostępnienia pionowego, a ponadto silnie koreluje z ciśnieniem skał stropowych i występowaniem zagrożeń naturalnych, szczególnie zagrożenia tąpnięciami, klimatycznego, wypływu metanu i innych gazów do wyrobisk;
- c) stopień spękania, charakter, wytrzymałość skał otaczających złoże. Parametry te determinują koszty obudowy koniecznej do utrzymania wyrobisk oraz urabiania;
- d) występowanie deformacji nieciągłych. Uskoki o dużym zrzuć powodują konieczność rozdzielenia złoża na mniejsze parcele, wymagają utworzenia filarów bezpieczeństwa, co zmniejsza wielkość zasobów i zwiększa koszty eksploatacji; małe uskoki mogą powodować lokalne wzrosty ciśnienia stropu, wypływy gazów itd., co zwiększa koszty zapewnienia bezpieczeństwa w wyrobiskach;
- e) występowanie przerostów, lub innych form skały płonnej, która dostaje się do urobku w trakcie urabiania, przez co zwiększa zużycie materiałów wybuchowych lub noży maszyn urabiających, podwyższa koszty transportu i przeróbki surowca i wymaga składowania lub utylizacji;

- 2) warunki hydrogeologiczne i zagrożenie wodne. Koszty eksploatacji mogą podwyższać zarówno konieczność odpompowywania wody dostającej się do wyrobisk, jak i brak dostępu do źródła wody koniecznej w niektórych procesach technologicznych;
- 3) występowanie gazów niebezpiecznych, w szczególności metanu, siarkowodoru, tlenku azotu, tlenku i dwutlenku węgla, których dostanie się do wyrobisk grozi zatruciem załogi kopalni lub wytworzeniem mieszanki wybuchowej w atmosferze kopalnianej [82];
- 4) warunki termiczne, a w szczególności zagrożenie klimatyczne. Jest pochodną głębokości eksploatacji i stopnia geotermicznego regionu;
- 5) parametry jakościowe surowca, mające przełożenie na jego szacowaną wartość. Dla węgla energetycznego najistotniejsze parametry to [83]:
 - a) wartość opałowa,
 - b) zawartość popiołu,
 - c) zawartość siarki,
 - d) zawartość chloru,
 - e) zawartość części lotnych;

natomiast dla węgla koksowego uwzględnia się także [84]:

- a) reakcyjność koksu (CRI),
- b) wytrzymałość poreakcyjną koksu CSR.
- c) wskaźnik wolnego wydymania,
- d) refleksyjność witrinitu,
- e) dylatację,
- f) spiekalność,

Wśród czynników makroekonomicznych mających najistotniejszy wpływ na projekty inwestycyjne w górnictwie wymienić można, m.in.: [85]:

- 1) prognozowaną cenę surowca;
- 2) poziom koniunktury gospodarczej krajowej i zagranicznej mierzonej np. przez PKB (produkt krajowy brutto)
- 3) koszty maszyn i urządzeń oraz energii,
- 4) koszty usług i koszty pracy.

Vivoda wyróżnia aż 9 grup kryteriów decyzyjnych dla inwestycji górniczych [86]:

- 1) geologiczne – rozumiane nie tylko jako charakterystyka złoża, ale też prawne i techniczne warunki prowadzenia rozpoznania geologicznego;
- 2) polityczne – stałość przepisów, bezpieczeństwo i stabilność państwa, konflikty, transparentność, niski poziom korupcji itd.;
- 3) wspieranie inwestorów – programy prywatyzacji, wsparcie lokalnych władz w uzyskaniu poparcia społecznego, polityka eksportowa;
- 4) prawne – stałość i aktualność przepisów górniczych, sprawne sądownictwo;
- 5) podatkowe – przewidywalność, stabilność systemu podatkowego oraz poziom podatków i opłat;
- 6) finansowe – możliwości repatriacji zysków, uczciwe rozliczanie kursów walut, możliwości pozyskiwania zewnętrznego finansowania;
- 7) środowiskowe i społeczne – możliwość przewidzenia regulacji środowiskowych, obciążenie inwestora przez regulacje dotyczące ochrony środowiska, możliwość pozyskania wsparcia społecznego;
- 8) operacyjne – infrastruktura, pakiet kontrolny istotnych aktywów;
- 9) zysk i jego pochodne wskaźniki ekonomiczne.

Wszystkie te elementy mogą decydować o konieczności rezygnacji z wydobywania części lub całości złoża, a więc muszą być rozważane przy ocenie bazy zasobowej oraz tworzeniu planu wydobywania. Należy przy tym zaznaczyć, że warunki te są obarczone niepewnością wynikającą z niepełnej wiedzy, jak i losową, odwzorowującą zmienność czynników w czasie [87]. Już samo wydobywane złożo nakłada specyficzne warunki niepewności, ponieważ jego pełne rozpoznanie jest niemożliwe, a wiedza o nim rośnie wraz z postępem procesu eksploatacji. Niepewność ta w modelowaniu procesów górniczych narzuca stosowanie metod stochastycznych [88].

4.2 Czynniki ograniczające produkcję górniczą

Produkcja górnicza jest ograniczana przez szereg czynników, począwszy od ograniczeń dotyczących możliwości sprzedaży surowca, poprzez efektywność zakładów przerobczych i przepustowość szybów, ograniczenia wynikające ze sposobu zalegania złoża i jego tektoniki, aż po wydajność pracy i zużycie maszyn, czy zagrożenia naturalne. Szeroki przegląd, bo ponad 50 kryteriów oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego wykonany został [89] przez Z. Lubosika. Wybrane z nich zebrano w tabeli 4.1.

Tabela 4.1 Kryteria oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego

Geologiczne	Techniczne	Ekonomiczne	Środowiskowe, społeczne
Mięższość	Stosowane systemy eksploatacji	Jednostkowy koszt własny wydobycia	Warunki pracy
Poziom zagrożeń naturalnych	Możliwość urabiania mechanicznego	Wysokość stopy procentowej	Prawo górnicze
Stabilność skał stropowych i spągowych	Dostępna infrastruktura i dostęp mediów	Wielkość nakładów inwestycyjnych	Wpływ eksploatacji na stosunki wodne
głębokość	Wielkość i kształt parceli	Stopa zwrotu z inwestycji	Ilość i rodzaj produkowanych odpadów
Struktura i ciągłość złoża	Wydajność pracy maszyn oraz kadry	Wrażliwość inwestycji	Poparcie społeczności lokalnej
Zagrożenia naturalne	Straty kopaliny w złożu	Zdyskontowana wartość przepływów finansowych	Obszary prawnie chronione będące pod wpływem eksploatacji
Wielkość zasobów	Osiągalna wielkość produkcji	Cena jednostkowa węgla	Zabudowania i tereny wrażliwe na osiadanie terenu
Jakość surowca	Dostępna kadra pracownicza		

Źródło: opracowano na podstawie [89].

Przy tworzeniu harmonogramu górniczego, uwzględnienie wszystkich wcześniej opisanych czynników jest praktycznie niemożliwe; obciążałoby znacząco model mając niejednokrotnie znikomy wpływ na ogół procesu. Dlatego w procesie modelowania wydobycia ze złoża kluczowe jest oszacowanie, które z elementów można pominąć celem uproszczenia modelu [90].

Do grupy ograniczeń najczęściej wprowadzanych do modelu należą:

- ograniczenia sprzętowe – prędkość wydobywania nie może przekraczać wydajności technicznej wykorzystywanych maszyn,
- ograniczenia wentylacyjne – w zadanym rejonie wentylacyjnym zużycie powietrza nie może przekraczać wydajności systemu wentylacyjnego. Nie można rozpocząć dążenia wyrobiska eksploatacyjnego przed zapewnieniem obiegowego ruchu powietrza [91],
- ograniczenia procesu przeróbki surowców – ilość urobku dostarczanego do zakładu przeróbczego nie może przekroczyć minimum ani maksimum wydajności, na jaką jest zaprojektowany zakład. Dla uproszczenia modelu często ograniczenie to połączone jest z wydajnością odstawy i szybów wydobywczych,
- ograniczenia rynkowe – ilość produktu otrzymanego z zakładu przeróbczego nie powinna przekraczać maksymalnej wartości możliwej do sprzedania w danym okresie [92],
- ograniczenia mobilności związane z czasem wymagającym do przebrojenia lub przemieszczenia sprzętu w nowy rejon [93].

Dodatkowo przy tworzeniu modelu procesu górniczego bez użycia dedykowanego oprogramowania konieczny może być zapis formalny ograniczeń z pozoru trywialnych, jak:

- jednostka objętości zasobu może zostać wydobyta tylko jeden raz,
- wybranie jednostki złoża musi zostać poprzedzone wybraniem jednostki przylegającej, jednostki nadkładu lub doprowadzeniem wyrobiska przygotowawczego, zależnie od stosowanej metody,
- zaburzenia tektoniczne oraz granice obszaru koncesyjnego wyznaczają krawędzie złoża oraz wymuszają podział złoża na mniejsze parcele [94], [95].

Wybór warunków i ograniczeń wprowadzonych do modelu powinien być poprzedzony skwantyfikowaniem wpływu poszczególnych czynników na proces wydobywania. Może być wykonane za pośrednictwem wskaźnika uciążliwości [80]. Uciążliwość eksploatacji jest to miara wskaźnikowa trudności, z jakimi zmierzyć się musi przedsiębiorca jeżeli chce wydobyć daną parcelę. Bazuje ona na podejściu wielokryterialnym AHP (*Analytic Hierachy Process*) i obejmuje cztery wskaźniki częściowe:

- a) wskaźnik uciążliwości zagrożeń naturalnych (UZN),
- b) wskaźnik uciążliwości parametrów pokładu (UPZ),

- c) wskaźnik uciążliwości parametrów technicznych (UT),
- d) wskaźnik uciążliwości wpływu eksploatacji na środowisko naturalne (UŚ).

W metodzie tej źródło danych stanowi cyfrowy model złoża, którego bazodanowy charakter pozwala na analizę uciążliwości dla wielu scenariuszy eksploatacji. Metoda ta jest dostosowana do warunków eksploatacji węgla kamiennego w Polsce, gdyż została przygotowana na podstawie danych z 471 ścian wydobywczych eksploatowanych bądź planowanych do eksploatacji w górnośląskim zagłębiu węglowym. Metoda pozwala także na ocenę wpływu uciążliwości na koszty eksploatacji ścian.

4.2.1 Zaburzenia geologiczne w projektowaniu eksploatacji

Zaburzenia geologiczne, a w szczególności uskoki, stanowią jeden z podstawowych elementów krępujących eksploatację w kopalniach podziemnych. Wysokim zagęszczeniem sieci uskoków cechuje się Górnośląskie Zagłębie Węglowe [96] [97]. Wpływ uskoków na eksploatację zależy przede wszystkim od ich geometrii, którą opisują parametry:

- a) Zrzut uskoku – odległość pionowa między skrzydłami uskoku. Na podstawie tego parametru wyróżnia się uskoki:
 - drobne – o zrzucie do 2 m,
 - średnie – o zrzucie od 2 do 20 m,
 - duże, o zrzucie 20-200 m,
 - bardzo duże o zrzucie ponad 200 m.
- b) Nachylenie powierzchni uskokowej α , dzieli uskoki na:
 - pionowe – o nachyleniu $\alpha = 90^\circ$,
 - strome – $45^\circ < \alpha < 90^\circ$,
 - połogie – $0^\circ < \alpha < 45^\circ$,
 - poziome – $\alpha = 0^\circ$.

Dodatkowo, zależnie od położenia płaszczyzny uskokowej rozróżniamy uskoki normalne, odwrócone i przesuwcze.

Wyróbiska eksploatacyjne przy obecnie stosowanej technologii mogą bez większych trudności przekraczać uskoki o zrzucie niższym niż wysokość furty eksploatacyjnej [98]. W przypadku uskoków o większym zrzucie podjąć należy dodatkowe środki bezpieczeństwa. Po pierwsze należy rozpoznać parametry i przebieg uskoku. Eksploatacja

w pobliżu uskoku wiąże się ze wzrostem ciśnienia geomechanicznego, co w konsekwencji zwiększa koszty poniesione na obudowę wyrobisk, np. dodatkowe kotwienie czy grodzenie kasztami. Postoje związane z takimi działaniami powodują dodatkową akumulację ciśnień.

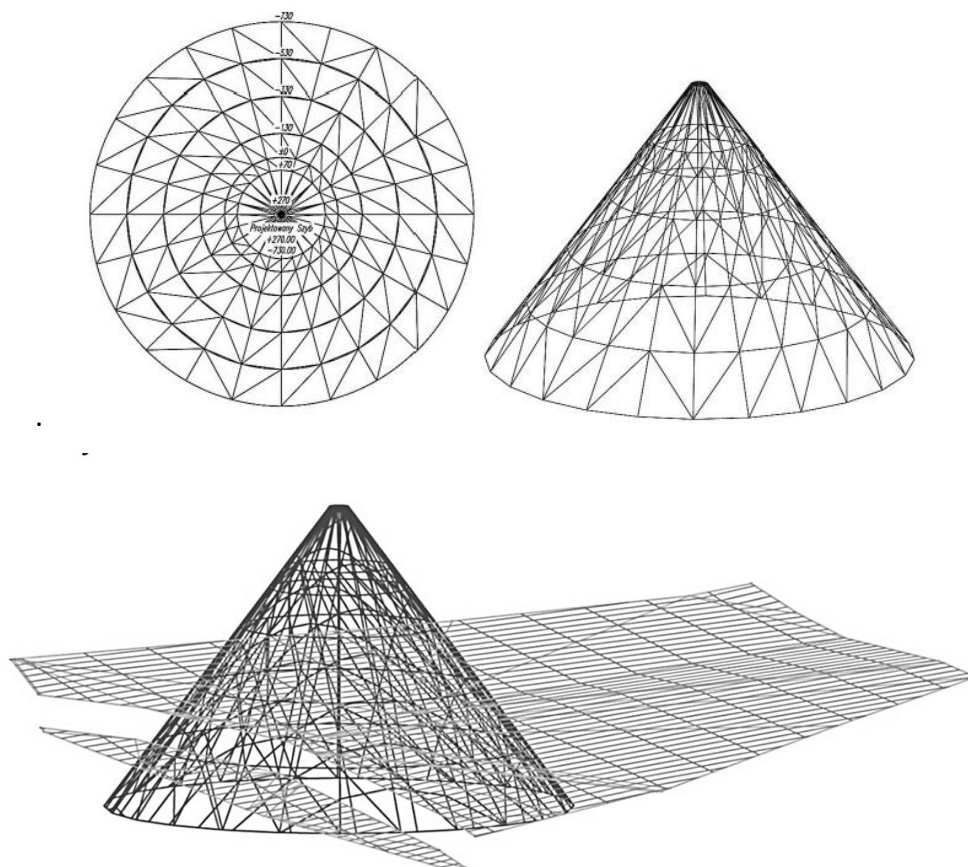
Uskok, w stanie naturalnym, nazywanym często litostatycznym, przy braku oddziałujących nań sił zewnętrznych, pozostaje w równowadze sił normalnych i stycznych działających na jego powierzchnię, zaburzanej jedynie w powolnych procesach takich jak ruch płyt tektonicznych. Prowadzenie eksploatacji w pobliżu uskoku powoduje gwałtowną zmianę stanu naprężenia - składu naprężeń normalnych i stycznych. W wypadku wystarczająco dużych zmian następuje poślizg skał po płaszczyźnie uskoku, zwany w górnictwie odprężeniem, aż do wyrównania się składowych naprężeń. Z tego powodu eksploatacja w pobliżu uskoków, szczególnie tych o dużych zrzutach, o charakterze regionalnym, indukuje zwiększoną sejsmiczność górotworu, co może stanowić zagrożenie dla wyrobisk [99]. Z geomechanicznego punktu widzenia przy próbie przejścia uskoku korzystne jest więc ustawienie frontu ściany wzdłuż biegu uskoku. Również uskoki o niewielkich zrzutach, występujące w polu ściany lub jej bezpośrednim otoczeniu, mogą powodować zagrożenie polegające na tworzeniu się lokalnych ognisk wysokiego naprężenia, zwiększających ryzyko wystąpienia zawału czy tąpnięcia [100]. Dodatkowo w sąsiedztwie uskoków obserwuje się zwiększone ryzyko wyrzutu gazów i skał.

W literaturze naukowej brak jest jasnych wytycznych dotyczących odległości, którą powinno się utrzymywać pomiędzy prowadzoną eksploatacją a uskokami. Zamiast tego, przy ustaleniu tej odległości wykorzystuje się doświadczenie pracowników zakładów górniczych z pracy w podobnych rejonach, wspierane przez monitoring zagrożeń, badania geofizyczne oraz okazjonalnie przez indywidualne modele numeryczne ciśnienia górotworu [101]. Takie modele składa się z szeregu modeli podstawowych, w tym: modeli elastycznych, opisujących zachowanie skał zgodnie z prawem Hooke'a (np. do wyznaczenia stref opadu stropu), modele elasto-plastyczne Coulomba-Mohra do modelowania przemieszczania się skał stropowych, czy modele elastoplastyczne z powierzchniami nieciągłości do modelowania warstw węgla i łupka węglowego oraz uskoków. Z badań numerycznych układów wyrobiska ścianowe - uskok można dla indywidualnie określonych sytuacji oszacować bezpieczną odległość eksploatacji od uskoku. Taki model wykonali Tajduś et. al. [102], i na podstawie otrzymanych wyników zalecili eksploatację w odległości nie mniejszej niż 30 m od płaszczyzny uskoku, lub 45 m dla zmniejszenia uciążliwości

wstrząsów na powierzchni. Modele dotychczas stosowane zwracają dobre przybliżenia zachowania się skał jedynie w przypadku dostarczenia względnie szczegółowej informacji geologicznej na temat badanego rejonu, która najczęściej nie jest dostępna na etapie planowania rozczinki. Dlatego znajduje on zastosowanie głównie w harmonogramowaniu krótkoterminowym lub średnioterminowym, gdy podstawowe założenia dotyczące planu eksploatacji parceli są już ustalone [103], [104]. Na etapie strategicznym kopalnie polegają na doświadczeniach swoich lub zakładów znajdujących się w pobliżu.

4.2.2 Ochrona infrastruktury zakładu górniczego oraz obiektów na powierzchni

Eksploatacja górnicza, poprzez zmianę układu warstw skalnych, zaburza równowagę ciśnień w górotworze i powoduje nasilenie wstrząsów, a także deformację górotworu. Aby zapewnić bezpieczeństwo wyrobiskom technologicznym niezbędnym do funkcjonowania zakładu górniczego, takim jak główne wyrobiska transportowe lub wentylacyjne oraz szyby, wyznacza się dla nich filary ochronne, tj. obszary objęte stałym lub czasowym zakazem eksploatacji. Podobne filary wyznacza się dla budynków oraz innych cennych, a podatnych na deformacje obiektów istniejących na powierzchni, takich jak zabytki, drogi, rurociągi czy też zbiorniki wodne i rzeki. W przypadku niektórych obiektów możliwe jest późniejsze wybranie filarów, po zlikwidowaniu lub zakończeniu wykorzystywania chronionych wyrobisk [13]. Filary ochronne szybów stanowią w przestrzeni stożki, a na mapach górniczych są reprezentowane przez obwody powstałe przez przecięcie się tych stożków z powierzchnią pokładów. Są one wyznaczane w sposób geometryczny na podstawie wzorów teorii Knothe'go - Budryka, które mogą być wspomagane metodami komputerowymi [105], [106]. Przykłady takich stożków przedstawiono na rysunku 4.3.



Rysunek 4.2 Wizualizacja przecięcia stożka filara ochronnego ze spągami modelowanego pokładu.

Źródło: [105]

4.3 Projektowanie eksploatacji w warunkach zagrożeń naturalnych

Aby umożliwić bezpieczne wybranie złoża, projektowanie eksploatacji górniczej uwzględniać musi mogące wystąpić zagrożenia naturalne. Występowanie zagrożeń może krępować eksploatację, przekładając się na dopuszczalne wartości parametrów eksploatacji, takich jak wysokość wyrobisk ścianowych, długość i wybieg ściany, postęp eksploatacji, czy też wymuszając drążenie dodatkowych wyrobisk korytarzowych, przykładowo celem wsparcia wentylacji, lub odwodnienia czy odmetanowania pokładu.

4.3.1 Zagrożenie wodne

Zagrożenie to możliwość niekontrolowanego dopływu wody do wyrobisk, stanowiącego zagrożenie dla ruchu zakładu górniczego lub pracowników. Przepisy określają dla zakładów podziemnych wydobywających surowce inne niż sól trzy stopnie zagrożenia wodnego, zależnie od położenia cieków i zbiorników wodnych na powierzchni lub poziomów wodonośnych względem planowanej eksploatacji oraz ich stopnia odizolowania.

W zakładzie górniczym należy nie rzadziej niż dwa razy w roku wykonywać pomiary dopływu wód do wyrobisk. Należy też stosować system odwadniania zabezpieczający przed zatopieniem wyrobisk. W częściach złożeń zaliczonych do II lub wyższego stopnia zagrożenia wyrobiska eksploatacyjne muszą być wcześniej rozpoznane otworami badawczymi lub wyrobiskami korytarzowymi na odległość co najmniej 50 m. Niedopuszczalne jest tworzenie zbiorników wodnych mogących stanowić zagrożenie. W związku z tym w parcelach zagrożonych dopływem wody zalecane jest prowadzenie eksploatacji po wzniosie lub rozciągłości.

Eksploatacja parceli powinna odbywać się począwszy od jej najniższej położonych części, co pozwala na gromadzenie się wody w zrobach i tym samym ogranicza jej dostęp do funkcjonujących wyrobisk. W przypadku stwierdzenia źródła zagrożenia górniczego, przed rozpoczęciem robót górniczych w jego sąsiedztwie należy wokół źródła utworzyć minimum 20 metrów filara bezpieczeństwa [107]. W ramach zabezpieczania kopalni przed zagrożeniem wodnym stosuje się dodatkowo systemy odwadniania, przy czym wydajność tych systemów powinna uwzględniać potencjalne zwiększenie się dopływów wody. Dodatkowo wyrobiska badawcze i udostępniające zagrożone nadmiernym dopływem wody można odgrodzić tamami wodoszczelnymi. W wypadku, gdy część złoża przewidywanego do eksploatacji znajduje się w zbiorniku wodnym lub jego pobliżu, zbiornik należy odwodnić, najpierw poprzez wykonanie otworów odprowadzających grawitacyjnie wodę do niżej położonych wyrobisk a następnie przez odprowadzenie jej przez system odwadniania kopalni.

4.3.2 Zagrożenie pożarami endogenicznymi

Zagrożenie pożarami endogenicznymi to inaczej zagrożenie wynikające z możliwości samozapalenia się węgla, który ulega utlenianiu na skutek kontaktu z powietrzem atmosferycznym. Objawia się ono wzrostem temperatury calizny węglowej lub zrobów oraz emisją tlenu węgla do atmosfery kopalnianej. Pożarem podziemnym określa się wystąpienie w wyrobiskach ognia otwartego, palącej się lub żarzącej substancji, oraz stwierdzenie w powietrzu kopalnianym dymu, lub tlenu węgla w rejonowym prądzie powietrza, w ilości powyżej 25 dm³/min.

W górnictwie jako miarę zagrożenia pożarowego najczęściej stosuje się wskaźnik samozapalności węgla zgodnie z normą PN-G-04558:1993 zatytułowaną „Węgiel kamienny.

Oznaczanie wskaźnika samozapalności”. W tabeli 4.2 przedstawiono 5 grup samozapalności węgla:

Tabela 4.2 Grupy samozapalności węgla

Grupa samozapalności węgla	Wskaźnik samozapalności węgla Sz^a , °C/min	Energia aktywacji węgla, kJ/mol	Skłonność węgla do samozapalenia
I	Do 80	Powyżej 67	Bardzo mała
II		46-67	mała
III		Poniżej 46	Średnia
IV	81-100	Powyżej 42	
		Poniżej lub równo 42	Duża
	101-120	Powyżej 34	
V	101-120	Poniżej lub równo 34	Bardzo duża
	Powyżej 120		

Źródło: [108]

Rejony wentylacyjne w pokładach zaliczonych do kategorii II-IV zagrożenia metanowego należy zastosować rozwiązania umożliwiające ich szybkie zamknięcie w przypadku wzrostu zagrożenia pożarowego. Dodatkowo chodniki międzyścianowe należy izolować od zrobów wyeksploatowanych ścian, celem blokowania dostępu powietrza. Likwidację wyrobisk ścianowych po zakończeniu eksploatacji należy prowadzić w czasie nie dłuższym niż 3 miesiące lub okres inkubacji węgla. Zadbaj należy też o minimalizację urabiania mechanicznego skał stropowych, ponieważ spowodowane tym postoje mogą zwiększyć ryzyko samozapalenia się węgla. Z drugiej strony ten sam efekt ma pozostawianie w stropie półki węglowej.

Zwalczanie zagrożenia pożarowego stoi w konflikcie ze zwalczaniem zagrożeń metanowego i klimatycznego, gdyż dostarczanie do wyrobisk dużej ilości powietrza powoduje przyspieszanie procesu samozagrzewania się węgla. Równocześnie samozapalenie się węgla może prowadzić do pożaru, a ten do wybuchu metanu. Wybuch metanu może z kolei być zapalnikiem dla wybuchu pyłu węglowego [109]. W przypadku wysokiego zagrożenia pożarowego chodniki przygotowawcze, szczególnie przyścianowe, powinny być pojedyncze i utrzymywane na potrzeby kolejnej ściany, gdyż filary oporowe

pozostawiane między chodnikami ulegają zazwyczaj rozkruszeniu i mogą stanowić ogniska samozapalenia się węgla. System eksploatacji powinien umożliwiać możliwie czyste wybieranie pokładu, gdyż pozostawione resztki lub półki węglowe mogą ulec samozapaleniu. Szybkie wybieranie określonych partii pokładu skraca okres ekspozycji węgla na powietrze, co obniża możliwość postawienia pożarów [110]. Kolejną metodą ograniczania zagrożenia pożarowego jest zalewanie zrobów wodą, co jest możliwe w przypadku eksploataowania parceli począwszy od jej niżej zalegającej części [111].

4.3.3 Zagrożenie tąpnięciami i wyrzutami gazów i skał

Zagrożenie tąpnięciami oznacza możliwość wystąpienia w wyniku wstrząsu lub górotworu odprężenia lub zniszczenia wyrobiska lub jego części. Górotwór skłonny do tępnięć to taki w którym energia może się gromadzić, a następnie w wyniku zniszczenia struktury górotworu gwałtownie uwalniać [112]. Przepisy określają 2 stopnie zagrożenia tąpnięciami, przy czym stopień I występuje, jeżeli pokład lub jego część znajduje się w górotworze skłonnym do tępnięć, który został odprężony w określony rozporządzeniem sposób, natomiast stopień II dotyczy części pokładu znajdującego się w górotworze skłonnym do tępnięć, którego nie odprężono lub w którym wystąpiło wcześniej tąpnięcie.

Eksploatacja górnicza zawsze powoduje nagromadzenie energii naprężeń w skałach, ale sposób jej uwalniania różni się zależnie od sposobu zaprojektowania eksploatacji. Przy wstrząsach wywołanych prowadzeniem eksploatacji z podsadzką, ze względu na mniejszy współczynnik osiadania, uwalniana jest znacznie mniejsza energia niż przy eksploatacji na zawał. Eksploatacja na zawał jest natomiast uważana za bezpieczniejszą z punktu widzenia zagrożenia tąpnięciami, gdyż znaczna energia wstrząsów nią wywołanych uwalniana jest w skałach nad zrobami, z dala od przestrzeni roboczej [113].

Zagrożenie wyrzutami gazów i skał polega na ryzyku uwolnienia ciśnienia nagromadzonego w odspajanym górotworze poprzez gwałtowne rozdrobnienie i wyrzut odsłoniętej części pokładu (najczęściej węgla) do wyrobiska, z równoczesnym wydzieleniem gazu. Wyrzut taki jest niebezpieczny dla załogi i sprzętu zarówno z powodu energii niesionej przez wyrzucane skały jak i ze względu na gwałtowne podnoszenie się stężenia niebezpiecznych gazów – głównie metanu – w atmosferze kopalnianej. Wyrzuty występują przede wszystkim w mało zwięzłych skałach o dużej gazoności.

Wytyczne dotyczące projektowania eksploatacji w zagrożeniu tąpniętami

Przy eksploatacji na zawał punktu widzenia zagrożenia tąpniętami za korzystniejsze uważa się prowadzenie frontu robót wzdłuż rozciągłości pokładu. Wynika to z tego, że w tym układzie skrzydła frontu znajdują się na różnych wysokościach. Wypadkowa przemieszczeń wywołanych siłą grawitacji i przemieszczeń do zrobów jest częściowo skierowana w kierunku dolnego skrzydła frontu. Przy dolnym skrzydle frontu duży gradient przemieszczeń pionowych skał stropowych tworzy niestabilne strefy. Osiadanie utworzonych bloków stropów odbywa się z różną prędkością, czego wynikiem są wstrząsy o ogniskach nad zrobami. Uwalnianie tej energii nad zrobami jest jednak uważane za korzystne ze względu na zagrożenie tąpniętami, energia sejsmiczna rozprasza się w zrobach i tym samym stanowi niższe zagrożenie dla przestrzeni roboczej. W górnym skrzydle frontu zwiększone są natomiast poziome rozciągania, które przyspieszają pękanie skał. Spękania powstające pod wpływem rozciągań nie powodują jednak niebezpiecznych zjawisk sejsmicznych [113].

Przy eksploatacji z użyciem podsadzki technologia wymusza system poprzeczny prowadzony po wzniosie, który jest niekorzystny, gdyż wektor przemieszczeń skał stropowych skierowanych jest w nich w stronę przestrzeni roboczej.

Na sposób projektowania eksploatacji wpływ mają też wyrobiska już istniejące oraz prowadzone wcześniej wydobywanie. Wyrobiska w pokładach leżących pod krawędziami eksploatacji należy prowadzić w odległości powyżej 30 m w poziomie od strony calizny węglowej, gdzie pozostają poza wpływem krawędzi, lub opcjonalnie w odległości około 20 m w poziomie od krawędzi od strony zrobów, gdzie spękana calizna nie przenosi znacznych naprężeń, choć jej struktura powoduje duże naciski na obudowę i tym samym znacznie utrudnia utrzymanie wyrobiska. projektowaniu eksploatacji powinno się także unikać prowadzenia frontu w kierunku istniejących zrobów.

Z badań wynika, że dla prowadzenia pojedynczej ściany jej długość nie ma wpływ na zagrożenia sejsmiczne i tąpniętami. W przypadku prowadzenia wielu ścian w jednym polu korzystne jest jednak ograniczenie ich liczby, gdyż na krawędziach wyrobisk ścianowych tworzą się strefy wzrostu naprężeń. Wynika z tego, że im dłuższe wyrobiska ścianowe we froncie, tym niższy poziom zagrożeń sejsmicznych [113].

Od lat 60-tych wiadomo, że wraz ze wzrostem wysokości frontu poziom zagrożenia tąpniętami rośnie. Dokładnie nie ustalono zależności między tymi parametrami, ale uważa się, że ilość wstrząsów rośnie wykładniczo w stosunku do wzrostu wysokości frontu, a wykładnik zależności jest większy od 2.

Niedopuszczalne jest krzyżowanie się, mijanie lub wyprzedzanie frontów eksploatacyjnych znajdujących się mniej niż 200 m od siebie. Jeśli to możliwe, pokłady zaliczone do II stopnia zagrożenia tąpniętami należy odprężyć uprzednim wybraniem pokładu odprężającego. Wysokość warstwy eksploatacyjnej w pokładzie zaliczonym do II stopnia zagrożenia nie powinna przekraczać 3 m, zaś rozpiętość wyrobiska ścianowego nie powinna być szersza niż 6m dla wybierania pokładu z zawałem stropu. Dodatkowo należy unikać prowadzenia wyrobisk korytarzowych równoległe do krawędzi eksploatacji, jeśli znajdują się one w strefie ich oddziaływania, lub w określonych przypadkach długość takiego odcinka wyrobiska nie powinna przekraczać 100 m. W przypadku wyrobisk prowadzonych na zbieżnej strefie II stopnia zagrożenia tąpniętami jedno z nich powinno zostać zatrzymane w odległości co najmniej 50 m od czoła drugiego przodka. Dodatkowo, choć metoda ta została praktycznie zarzucona ze względów ekonomicznych, bezpieczniejszą metodą rozcięcia frontu jest prowadzenie wyrobisk przygotowawczych w płonnych skałach spągu pokładu. Ogólną zasadą jest natomiast dążenie do ograniczenia liczby wyrobisk korytarzowych w polu, gdyż są one najmocniej zagrożone tąpniętami i tworzą zaburzenia w rozkładzie naprężeń otaczających skał. Dlatego wskazane jest utrzymywanie wyrobisk przyścianowych.

Zagrożenie tąpniętami, poza metodami pasywnymi polegającymi na właściwym planowaniu i harmonogramowaniu eksploatacji, można zwalczać aktywnie. Do metod aktywnych zaliczamy:

- strzelania wstrząsowe w złożu lub odprężające w skałach otaczających,
- nawadnianie calizny pokładu i skał otaczających, wysoko- lub niskociśnieniowe,
- rozwiercanie pokładu lub skał otaczających otworami wielkośrednicowymi,
- hydroszczelinowanie skał stropowych,
- szczelinowanie skał stropowych za pomocą techniki strzelniczej [110].

Profilaktyka w zagrożeniu wyrzutami gazów i skał

W rejonie zagrożonym wyrzutami gazów i skał konieczne jest stosowanie szeregu zabiegów profilaktycznych i ochronnych. Wśród nich znajdziemy:

- eksploatację ścian na zawał i wywoływanie zawału,
- zawężanie zabioru urabiania,
- kierowanie stropem zapewniające możliwie niskie obciążenie ociosu w pokładzie,
- poprzedzenie eksploatacji wybieraniem pokładu odprężającego,
- strzelanie odprężające,
- odgazowanie wyprzedzające,
- utrzymywanie regularnych kształtów wyrobisk eksploatacyjnych,
- otwory odprężające.

W kopalniach o wysokim zagrożeniu wyrzutami konieczne może być stosowanie ograniczeń eksploatacji, takich jak spowalnianie postępu robót czy pozostawianie filarów węglowych [114].

4.3.4 Zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego

Zagrożenie wybuchem metanu wynika z wydzielania się do atmosfery kopalnianej metanu uwalnianego z pokładów węgla. Metan może wybuchnąć jeżeli jego zawartość w atmosferze kopalni wynosi 5%-15%. Obszary zagrożone wybuchem metanu to te znajdujące się w zasięgu oddziaływania pokładu o wysokiej metanonośności. Eksploatacja pokładów o wysokiej zawartości metanu może powodować spowolnienia lub ograniczenia w prędkości urabiania. Zagrożenie to nasila się, jeżeli wyrobisko eksploatacyjne znajduje się w zasięgu wpływu innego silnie metanonośnego pokładu lub w pobliżu zaburzeń tektonicznych.

W zakładach wydobywających węgiel kamienny zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska [110] wyznacza się cztery kategorie zagrożenia metanowego, zależnie od metanonośności, czyli ilości objętościowej metanu w jednostce masy calizny węglowej:

- Kategoria I, dla metanonośności $0.1-2.5\text{m}^3/\text{Mg}$ czystego węgla,
- Kategoria II, dla metanonośności $2.5-4.5\text{m}^3/\text{Mg}$ czystego węgla,
- Kategoria III, dla metanonośności $4.5-8\text{m}^3/\text{Mg}$ czystego węgla,
- Kategoria IV, dla metanonośności powyżej $8\text{m}^3/\text{Mg}$ czystego węgla,

W polach metanowych kluczowe jest zapewnienie przepływu powietrza pozwalającego na utrzymanie limitów zawartości metanu w wyrobiskach. Stężenie metanu na wylocie z rejonowych prądów powietrza musi wynosić nie więcej niż 1%, lub 1.5% przy zastosowaniu metanometrii automatycznej. Przewietrzanie wyrobisk jednym prądem powietrza jest dopuszczalne jeżeli w powietrzu doprowadzanym stężenie metanu nie wynosi więcej niż 0.5%, lub 1% przy stosowaniu systemu gazometrycznego. Równocześnie przepisy określają, że prędkość powietrza w wyrobisku ścianowym nie może przekraczać 5 m/s.

Z wymienionych przepisów wynika pośrednio, że zagrożenie metanowe może stanowić ograniczenie długości wyrobisk ścianowych oraz postępu ścian, gdyż powierzchnia odsłoniętej calizny węglowej oraz wolumen odspajanego węgla przyczyna się bezpośrednio do ilości metanu dostającego się do atmosfery wyrobiska w jednostce czasu. Zapisy rozporządzenia Ministra Energii z dn. 23 listopada 2016, które określa, że długość ściany przewietrzanej jednym niezależnym prądem powietrza nie może przekraczać 400 m dla pokładów zaliczonych do II lub wyższej kategorii zagrożenia metanowego. Dla kategorii I lub w przypadku braku zagrożenia metanowego dopuszczalna jest eksploatacja wyrobiskami o większej długości, jeżeli co nie więcej niż 250 m doprowadzone są drogi ucieczkowe z wyrobiska. Rejony o wysokiej metanowości powinny być przewietrzane systemami na Z, Y lub H, co pozwala na zwiększenie ilości powietrza doprowadzanego do rejonu. Systemy Y i H dają również możliwość doświeżenia prądu powietrza zużytego i utrzymywania w wyrobisko wentylacyjnym otworów drenażowych.

Równocześnie metan gromadzi się w zrobach ścian zawałowych, dlatego planując eksploatację w polach metanowych należy ograniczać powierzchnię kontaktu przewietrzanego rejonu ze zrobami [114]. Szczególnie trudne dla eksploatacji w tym zagrożeniu jest wydobywanie systemem U „od pola”, gdyż w takim systemie metan ze zrobów na dużej powierzchni ulatnia się do wyrobisk przyścianowych i wentylacyjnych. Dla profilaktyki przed tym zagrożeniem korzystne jest również stosowanie podwójnych wyrobisk nadścianowych, metoda ta jest jednak niezalecana dla pokładów zagrożonych tąpnięciami lub pożarami endogenicznymi.

W przypadku eksploatacji systemem poprzecznym za korzystniejsze uważa się prowadzenie wyrobisk na upad i odprowadzanie powietrza wzdłuż zrobów, gdyż w urabianiu po wzniosie metan ze zrobów migruje do wyrobiska eksploatacyjnego. Wysoce

efektywną metodą przewietrzania jest jednak prowadzenie eksploatacji systemem podłużnym z przewietrzaniem na upad [114].

Częściowe ograniczenie wpływu zagrożenia metanowego jest możliwe dzięki zastosowaniu odmetanowania otworami wiertniczymi. Mogą być prowadzone:

- z czoła ściany, co jednak powoduje spowolnienie postępu ściany,
- z wyrobisk przyścianowych, jego skuteczność jest jednak ograniczona dla wyrobisk ścianowych o dużej długości,
- lub z chodnika odmetanowującego znajdującego powyżej eksploatowanej ściany, którego wykonanie wiąże się ze znaczącymi dodatkowymi kosztami.

Skuteczne odmetanowanie jest jednak konieczne dla eksploatacji wyrobisk znajdujących się w pokładach o dużej metanonośności, gdyż zbyt powolna eksploatacja zwiększa ryzyko uaktywnienia się innych zagrożeń naturalnych, w szczególności zagrożenia pożarowego.

4.3.5 Zagrożenie klimatyczne

Zagrożenie klimatyczne stanowi zagrożenie wzrostu temperatury powietrza kopalnianego powyżej wartości dopuszczającej pracę ludzką. Dla kopalni węgla kamiennego przepisy [110], [112] określają 3 stopnie zagrożenia klimatycznego, wyznaczanego dla każdego wyrobiska, zależnie od zmierzonej w nim termometrem suchym temperatury powietrza:

- I stopień, jeżeli temperatura wynosi od 28°C do 31°C, lub intensywność chłodzenia wynosi poniżej 11 katastopni wilgotnych.
- II Stopień, jeżeli temperatura wynosi od 31°C do 33°C.
- III stopień dla temperatury wyższej od 33°C,

Dla wyrobisk zaliczonych w których temperatura powietrza wynosi od 28°C do 33°C należy zastosować metody obniżenia temperatury lub ograniczyć czas pracy. Dla wyrobisk w których przekracza ona 33°C dopuszczalne jest jedynie prowadzenie akcji ratowniczych.

Miarą zagrożenia klimatycznego dla całej kopalni jest temperatura pierwotna skał zmierzona na najgłębszym poziomie eksploatacyjnym. Wyróżnia się 4 grupy:

- Grupa I – bardzo silnie zagrożone - dla temperatury pierwotnej skał powyżej 40°C
- Grupa II – silnie zagrożone - dla temperatury pierwotnej skał 35-40°C
- Grupa III – słabo zagrożone - dla temperatury pierwotnej skał 30-35°C

- Grupa IV – niezagrożone - dla temperatury pierwotnej poniżej 30°C

Zagrożenie klimatyczne może pośrednio wpływać na dopuszczalną długość wyrobiska ścianowego i postęp eksploatacji ściany. Wraz ze wzrostem długości wyrobiska ścianowego jego przewietrzanie i klimatyzacja są utrudnione. Postęp eksploatacji natomiast znacząco spowolniony w przypadku konieczności zastosowania skróconego czasu pracy w wyrobisku ścianowym. Zagrożenie klimatyczne można mitygować poprzez stosowanie odpowiednich systemów przewietrzania, a także stosowanie urządzeń chłodniczych. Zagrożenie klimatyczne może być skojarzone z zagrożeniem pożarowym, gdyż wysoka temperatura powietrza przewietrzającego może przyspieszać proces samozagrzewania się węgla.

4.4 Wspomaganie planowania eksploatacji z wykorzystaniem narzędzi informatycznych

Mnogość i zmienność czynników mających wpływ na proces wydobywania przekłada się na brak możliwości wyznaczenia jednoznacznie optymalnego sposobu eksploatacji złoża. Jednakże, proces eksploatacji górniczej może i powinien być ciągle optymalizowany w taki sposób, by wydobywanie pożądanego wolumenu surowca było opłacalne ekonomicznie, a równocześnie bezpieczne i możliwie mało uciążliwe dla lokalnego środowiska i społeczeństwa. Planowanie produkcji górniczej ma charakter cykliczny; plany są ciągle udoskonalane w miarę gromadzenia informacji o warunkach eksploatacji [76].

Narzędzia informatyczne wspomagają podejmowanie decyzji na wielu płaszczyznach, dostarczając możliwości udoskonalania (optymalizacji) opracowanych planów i harmonogramów produkcji [115]. Jak już wspomniano, mnogość czynników mających wpływ na inwestycję górniczą uniemożliwia poprawne uwzględnienie wszystkich bez zastosowania uproszczeń, a wybór ostatecznego kształtu inwestycji w dużej mierze opiera się o wiedzę ekspercką i doświadczenie osób decyzyjnych. Dlatego badacze poszukują rozwiązań umożliwiających ustrukturyzowanie tych kryteriów i opisanie ich ilościowo lub przypisanie im odpowiednich wag. Wśród obszarów, na potrzeby których wykonywane były modele optymalizacyjne wymienić można między innymi:

- dobór lokalizacji i siatki otworów geologicznych tak, by możliwie dobrze rozpoznać złoża przy minimalizacji poniesionych kosztów [116],

- dobór progu opłacalności, czyli minimalnej zawartości i jakości surowca pozwalającej na jego efektywne ekonomicznie wydobycie, zarówno globalnie dla zakładu jak i poszczególnych jego części [117], [118], [119],
- dobór wielkości i kształtu pól i wyrobisk eksploatacyjnych, zależnie od systemu eksploatacji mogą to być m.in. filary, komory, ściany [94], [120], [121],
- projektowanie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych tak, by zminimalizować koszty drążenia i późniejsze koszty eksploatacji [122],
- dobór metody eksploatacji zależnie od kształtu i głębokości zalegania złoża, twardości skał złoża i nakładu oraz zagrożeń naturalnych [123],
- optymalizacja harmonogramu wydobycia, pozwalająca na odłożenie w czasie poniesionych nakładów i jednocześnie przyspieszenie osiągnięcia przychodów [124].

Klasycznym rozwiązaniem optymalizacyjnym jest model Hotellinga [125]. W modelu tym inwestor decyduje o wielkości i sposobie eksploatacji poprzez poszukiwanie rozwiązania maksymalizującego założony poziom zysku, przy znanym, skończonym zasobie surowca. Ograniczenie tego modelu wynika z niepewności danych w nim stosowanych, zagregowanych na poziomie przedsiębiorstwa lub nawet państwa z ograniczoną informacją na poziomie pojedynczego zakładu. Model i jego pochodne zakładają, że efekty eksploatacji na poziomie kopalni mogą zostać zagregowane i zastosowane do osiągnięcia zbliżonego efektu co dane zagregowane na poziomie branży. Model ten często nie znajduje odzwierciedlenia w zastosowaniach empirycznych. Przykładowo przy eksploatacji rud miedzi uwzględnić należy obniżanie się zawartości surowca w rudzie w ramach wybierania złoża w przypadku, gdy eksploatacja prowadzona jest począwszy od najbogatszych części złoża, co ma miejsce w większości zakładów [126].

W modelu opracowanym przez V. Aguirregabiria i A. Luengo w każdym okresie (roku) przedsiębiorca podejmuje cztery decyzje w [126]:

- czy kontynuować działalność?,
- w przypadku decyzji o kontynuacji działalności, jak wysoki poziom wydobycia jest optymalny?
- jakie inwestycje w zwiększenie wydajności (np. sprzętu) podjąć?,
- jakie środki zainwestować w dalsze rozpoznanie?

Z kolei za istotne przyjmuje się cztery zmienne, tj.:

- ilość zasobów pozostałych w złożu,
- aktywność (lub jej brak) w poprzednim okresie, gdyż jej brak wymusza poniesienie dodatkowych kosztów wznowienia produkcji,
- zawartość surowca w urobku,
- dostępna wydajność zakładu.

Model ten został opracowany dla przedsiębiorstw wydobywających miedź w Chile, w warunkach dynamicznie zmieniającej się sytuacji cenowej. Zakładał on ponadto zdolność przedsiębiorstwa do szybkiej adaptacji i przesuwania środków produkcji, tymczasem w zakładach o wysokim poziomie kosztów stałych i kosztów inwestycji, takich jak górnictwo węgla kamiennego systemem ścianowym, możliwości adaptacyjne są ograniczone.

W pracy Z. Lubosika [89] proponowany jest algorytm oceny wybierania parcel resztkowych podzielony na trzy etapy: w pierwszym rozważa się możliwość wybrania parceli na podstawie kryteriów geoinżynierskich, w drugim dobiera i ocenia się technologię wybierania na podstawie tych samych kryteriów, a w trzecim rozważa się eksploatację uwzględniając kryteria ekonomiczne. Z jego badań wynika, że wśród czynników geoinżynierskich największą rolę odgrywają kształt i wymiary parceli, oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnych, zagrożenie tąpnięciami, tektonika i zagrożenie metanowe. O'Reagan i Moles [127] zaproponowali model cyfrowy, przy pomocy którego badano zależności między przepisami podatkowymi, środowiskowymi i handlowymi a działaniami funduszy bazujących na handlu surowcami mineralnymi. Wyniki symulacji pozwoliły autorom wnioskować, że zmiany przepisów nie zawsze mają jednakowy wpływ na fundusze inwestycyjne, a jednakowa zmiana może przynieść różne efekty zależnie od atrakcyjności złoża i rynku danego państwa.

Yu i in. [128] przedstawili z kolei model wykorzystujący wielokryterialne programowanie nieliniowe, mający na celu poszukiwanie inwestycji zmniejszających zużycie energii i emisje dwutlenku węgla, przy czym za funkcję celu zastosowano 'optimum pareto' tj. takie rozwiązanie, w którym żadna ze zmiennych funkcji nie może uzyskać lepszej wartości bez pogorszenia jednej z pozostałych. W pracy Camargo i in. [129] obliczenia bazują na symulacji procesu produkcyjnego. Proponowane rozwiązanie, zamiast symulować niepewność produkcyjną przy pomocy dedykowanych rozkładów prawdopodobieństwa, opisuje je funkcjami wyrażającymi zależności między produktywnością a jakością surowca. Algorytm ten w pierwszej fazie poszukuje relacji między zmiennymi wpływającymi na poziom produkcji

i jakość surowca. W drugim etapie opracowano model koncepcyjny systemu produkcyjnego, uwzględniając szczegółowy opis wszystkich operacji w łańcuchu produkcyjnym. Trzeci etap odpowiadał za identyfikację zmiennych koniecznych do określenia poszukiwanych parametrów oraz źródeł danych. Czwarty etap to zastosowanie modeli regresyjnych do opisu zebranych danych. Piąta faza to parametryzacja i walidacja modelu za pomocą próbkowania danych. Rozwiązanie optymalizacji planu strategicznego przedstawiono w pracy Del Castillo i Dimitrakopoulou [130]. Uwzględnia ono koszty alternatywne i przedstawia plan jako koncept dynamiczny, używając modelu stochastycznego i iteracyjnie testując wykonalne metody rozcięcia złoża. Zostało ono jednak opracowane dla kopalni odkrywkowych.

W literaturze najczęściej przez optymalizację harmonogramu produkcji kopalni rozumie się uzyskanie harmonogramu o optymalnej wartości kryterium ekonomicznego; przykładowo - maksymalna wartość bieżąca netto (NPV), minimalne koszty, utrzymanie zadanego poziomu produkcji przez pewien okres, lub ich kombinacja [131], [132]. Harmonogramy górnicze składają się z projektów i harmonogramów udostępnienia i produkcji. Elementy te najczęściej optymalizuje się oddzielnie, a wyniki optymalizacji pierwszej fazy stanowią dane źródłowe dla drugiej.

Najwięcej badań dotyczących optymalizacji harmonogramów eksploatacji prowadzone były i jest dla kopalni odkrywkowych. Rozwiązanie, wykorzystujące metodę programowania całkowitoliczbowego mieszanego (MIP), zostało zaproponowane już 2003 roku dla kopalni LKAB w Kirunie [133], [134]. MIP stanowi odmianę programowania liniowego (LP), czyli zakładającego liniową funkcję celu i szereg liniowych ograniczeń. Z kolei programowanie całkowitoliczbowe (IP) wykorzystuje ograniczenia logiczne, przyjmujące wartości 0 lub 1. Reprezentują one wartości niepodzielne, takie jak liczba maszyn czy pracowników [135]. Model nazywamy mieszanym jeśli wykorzystuje zarówno ograniczenia liniowe jak i całkowitoliczbowe. Programowanie mieszane zastosowane zostało do planowania produkcji górniczej na przykład w zakładzie w Stillwater, Montana [136] do budowy harmonogramu maksymalizującego dochody z eksploatacji rudy (rozwiązanie to przyjmuje dane geologiczne jako deterministyczne).

Metodą uwzględniającą niepewność pomiarów geologicznych jest programowanie mieszane stochastyczne (SIP) [124], [137]. Odmienne podejście przedstawiono w [138]. Rozwiązanie to pozwala na optymalizację wielokryterialną w oparciu o algorytm ewolucyjny. Za funkcję celu przyjmuje ono minimalne odchylenie standardowe od założonego zmiennego okresowo

wolumenu wydobywania oraz minimalne odchylenie standardowe samej wysokości wydobywania. Rozwiązanie nie uwzględniło jednak czasu koniecznego na wykonanie robót przygotowawczych.

Problemy optymalizacyjne w literaturze dotyczącej górnictwa podziemnego rozwiązuje się najczęściej metodami numerycznymi. Dla optymalizacji sieci wyrobisk udostępniających i przygotowawczych były stosowane algorytmy heurystyczne i sieciowe [139], [140]. Optymalizację w zakresie doboru parku maszynowego wykonywano również przy pomocy *data mining*, poprzez drzewa klasyfikacyjne i reguły asocjacji [141]. Próby wykorzystania modelu złoża do optymalizacji produkcji dokonywane są w IGSMiE PAN, przy udziale autora niniejszej rozprawy. W pracach tych uwzględniane są informacje o strukturze i jakości kopaliny, a także ograniczenia procesu eksploatacji [142], [143].

Przy planowaniu inwestycji górniczej często zaniedbywane, a istotne są kryteria społeczne. W warunkach europejskich powstanie i funkcjonowanie zakładu górniczego bez poparcia społecznego jest bardzo utrudnione, niemal niemożliwe [144]. Do istotnych kryteriów społecznych zaliczymy więc:

- wysokość płac w regionie, która ma znaczący wpływ na koszty zatrudnienia w planowanym przedsiębiorstwie,
- tradycje górnicze, umożliwiające pozyskanie kadry w lokalnym środowisku,
- stopień rozwoju regionu: społeczność obszarów zamożnych, silnie zurbanizowanych, może być nastawiona niechętnie do ingerencji w ich otoczenie, obszary słabiej rozwinięte mają szansę na rozwój dzięki inwestycji,
- funkcjonowanie w regionie przedsiębiorstw usług górniczych, mogących wspierać inwestycję na kolejnych etapach rozwoju.

Cyfrowy model złoża i model struktury kopalni w planowaniu eksploatacji

Uwzględnienie mnogości warunków zalegania złoża jak i zagrożeń w planowaniu górniczym jest możliwe dzięki zastosowaniu modelu złoża. Modele takie są stosowane jako baza do modeli struktury kopalni oraz stanowią źródło danych jakościowych i ilościowych wykorzystywanych w opracowywaniu harmonogramów eksploatacji oraz modeli ekonomicznych [145].

Projektowanie eksploatacji w ramach modelu złoża wykonywane może być za pośrednictwem modelu struktury kopalni, w którym planowane wyrobiska reprezentowane

są przez trójwymiarowe bryły. Bryły te są modelowane w odniesieniu do powierzchni pokładów pobranych z modelu cyfrowego złoża. Wyróbiska korytarzowe są tworzone na podstawie położenia spągu pokładu oraz przekroju poprzecznego wyróbiska. Wyróbiska kamienne projektowane są na podstawie położenia ich połączeń z wyróbkami pokładowymi, bezpośrednio w przestrzeni trójwymiarowej [146].

Na podstawie przygotowanych brył wykonywany jest harmonogram wykonywania wyróbk górniczych, który określa sekwencję wykonywania wyróbk oraz zaangażowanie zasobów ludzkich i materiałowych. W warunkach Polski harmonogramy takie są wykonywane przede wszystkim na poziomie strategicznym, a stosowane narzędzia pozwalają na częściową optymalizację alokacji zasobów. Budowa harmonogramu wymaga analizy zależności między wyróbkami, a więc reguł określających kolejność wykonywania wyróbk w tych miejscach, w których jej zmiana uniemożliwiłaby wykonanie projektu [147]. Określić należy też ograniczenia produkcyjne oraz przypisać pulę zasobów, które mogą być wykorzystane do wykonania danej grupy zadań. W efekcie otrzymuje się sekwencję zadań górniczych mogącą stanowić przedmiot oceny efektywności ekonomicznej.

Cyfrowy model geologiczny i model struktury kopalni wspomagać może również planowanie operacyjne oraz monitorowanie procesu eksploatacji. Zebrane w nim informacje pozwalają na dostosowywanie techniki eksploatacji złoża i sposób kierowania stropu do warunków geologicznych [32]. Systemy te mogą być podłączone do systemów kontroli jakości urobku węglowego, jak i systemów kontroli procesów, takich jak SCADA [148]. Dane geologiczne gromadzone w formie cyfrowej pozwalają na wykorzystanie ich również w oprogramowaniu wykorzystywanym w monitorowaniu systemu wentylacyjnego, czy budowie modeli geomechanicznych [90].

5 Podsumowanie przeglądu literaturowego i zidentyfikowanie luki badawczej

Instytucje finansowe celem udzielenia przedsiębiorstwom górniczym finansowania wymagają wykazania bazy zasobowej na podstawie jednego z międzynarodowych standardów, jak JORC. Według standardu JORC zasoby wykazuje się jedynie, jeżeli opróbowanie geologiczne złoża jest odpowiednio gęste i odpowiedniej jakości. Szczególnie wymagane jest wykazanie tych części złoża, których wydobywanie jest ekonomicznie uzasadnione. Przy wykazywaniu zasobów popularność cyfrowe modele złoża, które pozwalają na stosowanie złożonych funkcji estymacyjnych i gromadzą estymacje w formie umożliwiającej ich stosowanie w innych narzędziach cyfrowych.

Jedną z grup narzędzi wykorzystujących cyfrowe modele złoża są narzędzia służące do planowania i harmonogramowania produkcji górniczej. W narzędziach tych możliwe jest modelowe odwzorowanie zadań produkcyjnych w formie brył umieszczonych w przestrzeni trójwymiarowej i opisanych danymi pomocniczymi. Działalność górnicza ma cechy unikalne na tle innych działalności przemysłowych, ze względu na długi okres zwrotu inwestycji oraz niepewność wynikającą z niepełnego rozpoznania warunków geologicznych i technicznych. Z tego względu plany eksploatacji w miarę uzupełniania informacji geologicznych lub zmiany panujących warunków są nieustannie aktualizowane. Aby wspierać przedsiębiorców w tym procesie na przestrzeni ostatnich dekad podejmowano liczne próby budowania modeli matematycznych dotyczących szeregu elementów procesu planowania. Analiza literatury wskazuje, że większość takich działań podejmowano dla złóż wydobywanych odkrywkowo. Modele optymalizacyjne produkcji systemami ścianowymi cechowały się znacznym stopniem uogólnień bez pełnego uwzględnienia szeregu warunków mogących mieć wpływ na wydobywanie.

Do wyceny wartości złoża zastosować można wiele metod, dla przedsiębiorcy jednak za najkorzystniejsze uznawane jest podejście dochodowe, a szczególnie metoda dyskontowanych przepływów pieniężnych. W metodzie tej często stosowana subiektywnie dobierana stopa dyskontowa, która w literaturze jest powszechnie krytykowana. Aby jej uniknąć możliwe jest zastosowanie modelu matematycznego na podstawie warunków prognozowanych na dany okres. Jedną z metod możliwych do zastosowania w przypadku inwestycji górniczych jest metoda oceny uciążliwości warunków eksploatacji.

Dokonując przeglądu literatury badawczej stwierdzono brak rozwiązań wspierających w ocenie bazy zasobowej wykorzystującej harmonogram eksploatacji, uwzględniających w sposób kompleksowy geologię złoża, warunki techniczne i czynniki ekonomiczne. Wyróżnić na tej podstawie można luki badawcze w trzech obszarach:

- Luka w obszarze koncepcyjnym. Metody stosowane w wyznaczaniu bazy zasobowej nie uwzględniają założeń Efektywnej Parceli Eksploatacyjnej. Choć w stosowanych metodykach funkcjonuje pojęcie zasobów operatywnych, to metody ich wyznaczania są wskaźnikowe i nie pozwalają na dostateczne uwzględnienie warunków rynkowych.
- Luka w zakresie oceny przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie z wykorzystaniem narzędzi, technik i metod planowania, projektowania i harmonogramowania produkcji. Choć cyfrowe modele złoża i narzędzie do harmonogramowania produkcji są zaimplementowane w niektórych polskich kopalniach, to znajdują one zastosowanie głównie w aspekcie planowania pracy, a nie są one stosowane w ocenie górniczych projektów inwestycyjnych. Ze względu na złożoność obliczeń ocena projektów górniczych dokonywana jest najczęściej na podstawie jedynie kilku scenariuszy eksploatacji, które opracowywane są w dużej mierze w oparciu o wiedzę ekspercką i doświadczenie planistów i geologów. Dostępne modele wsparcia przedsiębiorcy w opracowywaniu harmonogramu eksploatacji w sposób wskaźnikowy traktują istotne warunki złożowe, lub nie są dostosowane do specyfiki eksploatacji systemem ścianowym.
- Luka w zakresie metod oceny projektów górniczych, szczególnie zakładających eksploatację systemem ścianowym. Oceny wykonywane dla sektora górniczego nie uwzględniają w sposób kompleksowy warunków geologicznych, technicznych i rynkowych. Stosowane metody nie uwzględniają możliwości optymalizacji projektu na wielu poziomach, a więc optymalizacji geometrii ściany, układu ścian w parceli i całego harmonogramu kopalni.

Na tej podstawie stwierdzono potrzebę wykonania badań w zakresie poszukiwania sposobu na analizę wielu scenariuszy eksploatacji złoża pokładowego, respektującą pełen zakres warunków geologicznych, technicznych i rynkowych, celem wyboru harmonogramu pozwalającego na efektywne i bezpieczne wybieranie złoża w sposób maksymalizujący zysk operacyjny lub minimalizujący straty przedsiębiorstwa górniczego.

6 Metoda wyznaczania wielkości bazy zasobowej

6.1 Koncepcja podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej

W ramach wykonanych badań opracowano metodę wsparcia przedsiębiorcy w ocenie bazy zasobowej bazującą na modelu geologicznym i respektującą warunki techniczne, ekonomiczne i zagrożenia naturalne. W opracowanej koncepcji dynamicznej bazy zasobowej za zasoby złoża uznawane są tylko te ich części, które w panujących warunkach są możliwe do wybrania w sposób pozwalający na osiągnięcie korzyści ekonomicznej, rozumianej w metodzie jako dodatnie przepływy pieniężne. Dlatego celem określenia bazy zasobowej, na podstawie analizy czynników spośród wielu wariantów eksploatacji wybierany jest plan, a później harmonogram eksploatacji o najlepszej kombinacji wartości kluczowych na danym etapie kryteriów ekonomicznych. Metoda ustalania kolejności eksploatacji pozwala na uwzględnienie szerokiego zakresu czynników ujętych w ramach modelu uciążliwości eksploatacji.

W ramach koncepcji określono trzy opcje bazy zasobowej, nazwane „efektywną kopalnią”, „efektywną parcelą” i „efektywną ścianą”. Wszystkie trzy opcje wymagają dodatniej wartości marży wynikającej z wybrania zasobów, jednakże:

- dla „efektywnej kopalni” marża jest dodatnia dla całości projektu górniczego,
- do „efektywnej parceli” zaliczone są wyłącznie parcele o dodatniej marży,
- w „efektywnej ścianie” dodatnią szacowaną marżę ma każde wyrobisko ścianowe.

Dla każdej z tych opcji tworzone są scenariusze, dla których przy wykorzystaniu ustalonej na podstawie warunków uciążliwości eksploatacji, zmiennej w czasie stopy dyskontowej wyznaczane są przepływy pieniężne. Do bazy zasobowej ostatecznie zaliczone mogą być te wyrobiska, które należą do jednego ze scenariuszy o dodatniej zdyskontowanej wartości netto NPV.

Zakres badań objął roboty przygotowawcze i eksploatację złoża, nie uwzględniał jednak zagadnień udostępnienia złoża. Z tego względu na potrzeby badań przyjęto założenie, że nakłady początkowe projektu górniczego, obejmujące udostępnienie złoża oraz budowę podstawowej infrastruktury zakładu górniczego są stałe, niezależne od przyjętego scenariusza.

Opracowana metoda składa się z sześciu modułów:

- Cyfrowy model złoża

Stanowi źródło danych dotyczących warunków geologicznych złoża. Na podstawie dostępnych danych geologicznych estymowane są w nim położenie i struktura zalegania złoża, występujące zaburzenia geologiczne oraz parametry jakościowe surowca. Ponadto do modelu wprowadzone są strefy występowania poszczególnych kategorii zagrożeń naturalnych.

- Cyfrowy model eksploatacji

W ramach tego modelu gromadzone są warunki i ograniczenia techniczne eksploatacji. Stanowi on główne środowisko obliczeń i analizy scenariuszy. Model umożliwia oszacowanie wartości parametrów zamodelowanych w cyfrowym modelu złoża dla kolejnych form reprezentacji wyrobisk. W modelu przechowywane są obrysy ścian w ramach rozważanych wariantów wybierania parceli. Również w tym modelu tworzone są reprezentacje zadań eksploatacyjnych w postaci brył oraz ustalane są między nimi zależności określające kolejność eksploatacji.

- Moduł wskaźników ekonomicznych

W module tym przetwarzane są roczne koszty przedsiębiorstwa w układzie procesowym oraz dane rynkowe. Koszty są rozdzielane do trzech grup: kosztów przypisywanych eksploatacji pojedynczej ściany eksploatacyjnej, kosztów drążenia wyrobisk przygotowawczych dla ściany eksploatacyjnej, oraz narzut kosztów utrzymania zakładu produkcji rozdzielany między czynne ściany eksploatacyjne. Na ich podstawie wyznaczone są wskaźniki jednostkowych kosztów produkcji. Moduł zawiera też formuły wyznaczania wartości surowca, który w danym wariantcie eksploatacji ma zostać wydobyty.

- Algorytm wyznaczania sposobu rozcięcia parceli

Stanowi metodę wyznaczania sposobu rozcięcia pojedynczej parceli eksploatacyjnej systemem ścianowym, umożliwiającemu w danych warunkach osiągnięcie najlepszej wartości danego kryterium ekonomicznego. Jego rdzeniem jest autorski program napisany w środowisku programistycznym stanowiącym element oprogramowania do harmonogramowania produkcji. W programie, po ustaleniu warunków brzegowych, rysowane są wszystkie dopuszczalne warianty rozcięcia parceli. Następnie dla każdego z wariantów pobierane są dane dotyczące parametrów jakościowych surowca i w oparciu o

moduł wskaźników ekonomicznych prognozowane są zysk operacyjny i marża będące wynikiem jego eksploatacji. Na podstawie tych wskaźników wyznaczany jest wariant o najwyższym sumarycznym dochodzie. Algorytm jest w metodzie stosowany dla wszystkich potencjalnych parcel złoża, a jego wynikiem jest zbiór obrysów wyrobisk ścianowych z przypisanymi parametrami geologicznymi, technicznymi i wskaźnikami ekonomicznymi, spośród których wybiera się ściany zaliczane do poszczególnych opcji bazy zasobowej.

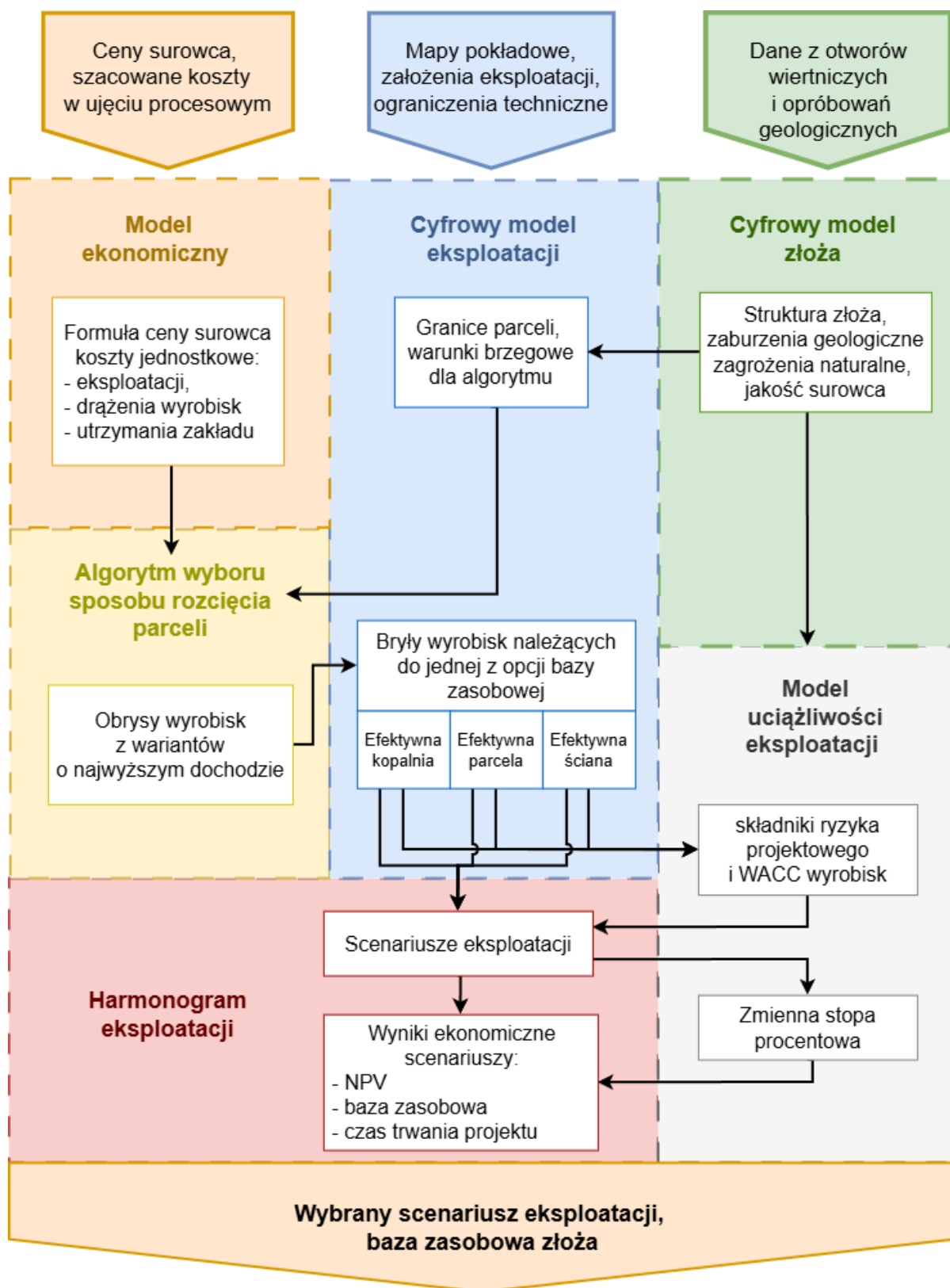
- Model uciążliwości warunków eksploatacji

Model określa ryzyko zwiększenia kosztów eksploatacji. W modelu tym z wielu możliwych czynników wybrano czynniki geologiczne, górnicze oraz zagrożenia naturalne mające największy wpływ na ryzyko wzrostu kosztów wydobywania i przypisano im wagi. Następnie dla każdego wyrobiska należącego do jednej z opcji bazy zasobowej – efektywnej kopalni, efektywnej parceli lub efektywnej ściany – na podstawie tego modelu określane jest ryzyko projektowe oraz składowe wartości ważonego kosztu kapitału, które stanowią podstawę późniejszego określenia zmiennej w czasie stopy dyskontowej dla scenariuszy eksploatacji.

- Harmonogram eksploatacji

Z obrysów wyrobisk wygenerowanych w opisanym wyżej algorytmie, należących do jednej z opcji bazy zasobowej, tworzone są zadania eksploatacji, które następnie układane są w scenariusze eksploatacji w ramach narzędzia dedykowanego harmonogramowaniu produkcji górniczej. Kolejność wybierania wyrobisk jest ustalana na podstawie ustalonej dla nich marży. Opracowane w ramach narzędzia do harmonogramowania raporty umożliwiają przypisywanie prognozowanych warunków eksploatacji oraz wskaźników ekonomicznych do kolejnych lat trwania inwestycji. Dzięki temu, na podstawie stopy dyskontowej określonej przy pomocy modelu uciążliwości określa się NPV poszczególnych scenariuszy. Dopiero po porównaniu NPV, bazy zasobowej i czasu realizacji poszczególnych scenariuszy eksploatacji przedsiębiorca może podjąć decyzję o wyborze harmonogramu eksploatacji.

Przepływ danych między modułami oraz kolejność działań w ramach metody został zilustrowany na diagramie 6.1.



Rysunek 6.1 Przepływ danych między modułami metodyki.
Źródło: opracowanie własne

W metodzie celem najlepszego w danych warunkach harmonogramu eksploatacji ustala się trzy etapy selekcji rozwiązań:

- wybór sposobu rozcięcia parceli złożowej systemem ścianowym. Na tym etapie dla każdej parceli złoża spośród wszystkich dopuszczalnych możliwości, nazywanych wariantami, wybierane są najlepsze według kryterium zysku operacyjnego położenie i geometria ścian eksploatacyjnych,
- wybór wyrobisk należących do poszczególnych opcji bazy zasobowej. Spośród wyrobisk należących do najlepszych wariantów ustalonych na poprzednim etapie wybierane są te, które spełniają kryteria Efektywnej Kopalni, Efektywnej Parceli lub Efektywnej Ściany,
- wybór najlepszego scenariusza – harmonogramu eksploatacji. Na tym etapie spośród harmonogramów eksploatacji wyrobisk poszczególnych opcji bazy zasobowej, na podstawie kryteriów NPV i wielkości bazy zasobowej wybierany jest ten, który najlepiej wypełnia oczekiwania przedsiębiorstwa górniczego.

6.2 Cyfrowy model geologiczny złoża – źródło danych geologicznych

Na potrzeby badań wykorzystano cyfrowy model złoża „N”. Obszar złoża „N” zlokalizowany jest w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. Rozciągłość warstw ma kierunek od S – N do NWW – SEE, a upad skierowany na E i NE wynosi od 2° do 10°. Karbon reprezentowany jest przez osady karbonu produktywnego. W zakresie głębokości odwierconych otworów, tj. do ok. 1000 m, rozpoznano utwory reprezentowane przez warstwy libiąskie (westfal D), łaziskie (westfal C) oraz orzeskie (westfal B). Do eksploatacji wytypowano pokład „1”.

Pokład „1” jest niezaburzony i bilansowy. W skrajnej północno-zachodniej części złoża ma swoją wychodnię. Miąższość w pokładzie zmienna, od 1.3 m w otworze Bhl-Vlk do 4.4 m w otworze G-15.

Pokład zajmuje powierzchnię ponad 36 km² i charakteryzuje się nachyleniem w przedziale około 2-7°.

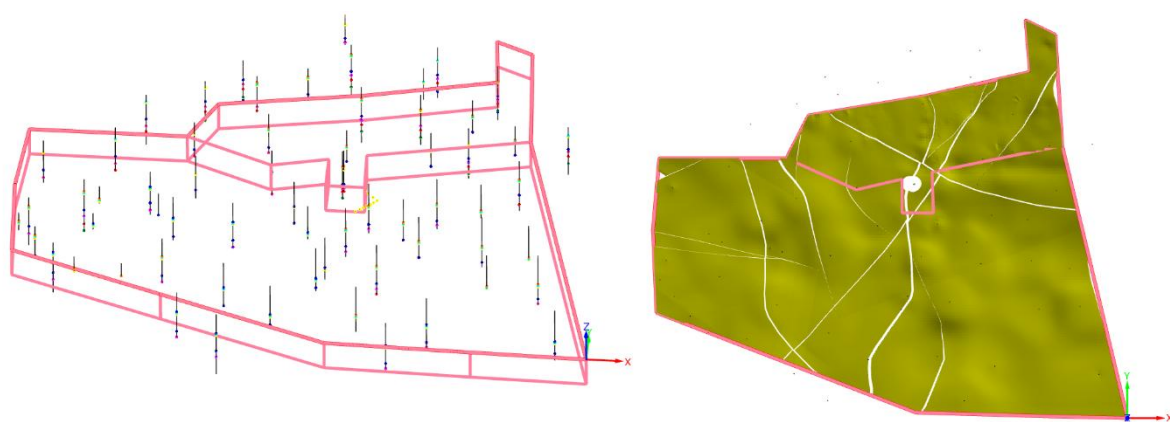
Złoże przecina szereg uskoków o zrzutach dochodzących do 280 m. Część dyslokacji jest rozpoznana pod względem przebiegu i wartości zrzutu, część natomiast przebiega pomiędzy otworami wiertniczymi i ich przebieg może być określony dopiero wyrobiskami górniczymi.

Źródłem danych geologicznych wykorzystanych do budowy modelu złoża było 66 historycznych otworów badawczych wykonanych na etapie wstępnego rozpoznania złoża

oraz 10 profilowań wyrobisk chodnikowych wykonanych w ostatnim roku. Otwory te zostały zilustrowane na rysunku 6.2.

Podczas prowadzonego modelowania, skorzystano przede wszystkim z map pokładowych 2D oraz z danych dotyczących parametrów jakościowych. Oprócz tego wykorzystano, w ramach porównania, mapy oraz przekroje pochodzące z dokumentacji geologicznej złoża.

W przypadku modelu parametrów jakościowych wykorzystano 42 próbki, które obejmowały zawartość popiołu (AA), wartość opałową (QIA), zawartość siarki (SA), wilgoć związaną (WA), gęstość pozorną (DA) oraz zawartość części lotnych (VA).



Rysunek 6.2 Wizualizacja otworów powierzchniowych z których skorzystano podczas modelowania oraz bryła zamodelowanego pokładu złoża „N”

Źródło: [143]

Cyfrowy model złoża „N” składa się z dwóch elementów: modelu strukturalnego i modelu jakości.

Pierwszym etapem budowy modelu strukturalnego jest opracowanie schematu określającego porządek stratygraficzny warstw oraz relacje między nimi. Następnie definiuje się powierzchnie i interwały (pokłady) uwzględniane w tabeli Stratmodel. W programie MineScape dostępnych jest siedem wariantów konfiguracji modelu; dla analizowanych złóż zastosowano opcję „all”, obejmującą wszystkie możliwe powierzchnie i miąższości, tj. strop i spąg pokładów, ich miąższość, miąższość nadkładu oraz warstw międzypokładowych.

Do modelowania wytypowano pokłady elementarne i złożone należące do karbonu oraz erozyjną powierzchnię stropu karbonu. Powierzchnię terenu opracowano na podstawie numerycznego modelu terenu. Strop karbonu rozpoznano w otworach

powierzchniowych i oznaczono jako STROPC. Dodatkowo wykorzystano dokładniejsze rozpoznanie jego przebiegu przedstawione na mapie izoliniowej, którą po przypisaniu wartości Z zastosowano do interpolacji powierzchni stropu karbonu, stanowiącej erozyjne ograniczenie jego występowania.

Dobór interpolatorów MineScape przeprowadzono na podstawie prób modelowania i analizy uzyskanych wyników. Do modelowania miąższości i trendu zastosowano interpolator FEM 0, natomiast do modelowania powierzchni złoża – FEM 1, który dobrze odwzorowuje sposób zalegania pokładów. Alternatywny interpolator HEIGHT 4 również zapewnia dobre rezultaty, jednak przy znacznych odległościach między otworami wykazuje zbyt dużą podatność na lokalne trendy

W modelu zdefiniowano również warunki brzegowe dotyczące minimalnej miąższości pokładów i przerostów oraz minimalnej miąższości rozdzielania, określającej granicę, przy której pokład złożony traktowany jest jako dwa odrębne interwały odpowiadające pokładom elementarnym.

Model jakości (parametrów jakościowych) opracowano poprzez estymację punktowych wartości parametrów jakościowych złoża z wykorzystaniem metod interpolacyjnych. Dla złoża „N” zastosowano metodę średniej ważonej odwrotnością odległości (Inverse Distance Interpolator), w której wartość parametru w punkcie siatki określana jest na podstawie wartości w sąsiednich punktach, z wagami malejącymi wraz z ich odległością. Wpływ poszczególnych punktów kontrolowany jest za pomocą wykładnika potęgowego.

Dane wejściowe do modeli jakości stanowiły wyniki analiz chemicznych próbek pobranych z rdzeni wiertniczych oraz wyniki profilowań parametrów jakościowych wykonanych *in situ* w wyrobiskach górniczych.

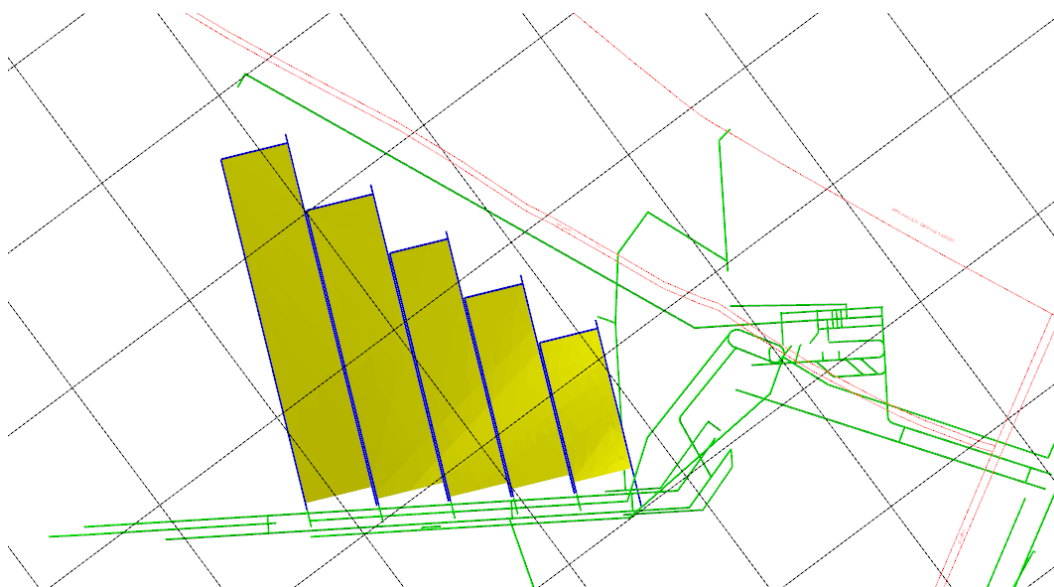
Ponadto, na potrzeby wykonywanego później modelu uciążliwości, zawarte w nim zostały informacje o strefach występowania zagrożeń naturalnych – stopień zagrożenia wodnego (KZW), grupę samozapalności węgla (KZS), stopień zagrożenia tąpniętami (KZT), a także kategorię rozpoznania złoża wg standardu JORC (KJC) oraz wskaźnik reprezentujący gęstość zuskokowania (KZU).

6.3 Środowisko badań – cyfrowy model eksploatacji

Na potrzeby pracy na podstawie cyfrowego modelu złoża o węgla kamiennego przygotowano model eksploatacji w nowym – perspektywicznym złożu „N” kopalni „X”, potrzebny do walidacji opracowanej metody. Kopalnia ta w przygotowanym przykładzie obliczeniowym, zaprojektowana na podstawie modelu geologicznego złoża dostępnego w bazach IGSMiE PAN, wydobywa węgiel kamienny systemem ścianowym, równocześnie eksploatując cztery przodki ścianowe. W ramach rozwoju działalności planuje włączyć do eksploatacji nowe złożo „N” i eksploatować równolegle złożo macierzyste i nowe złożo, prowadząc po dwa przodki eksploatacyjne w każdym. Złożo „N” składa się z jednego pokładu węgla kamiennego energetycznego spośród którego wydzielić można 9 parcel eksploatacyjnych.

Celem badań jest wyznaczenie bazy zasobowej złoża „N” na podstawie warunków geologicznych tego złoża oraz warunków rynkowych i technicznych kopalni „X”. W kopalni rocznie drążone jest średnio 10.7 km wyrobisk korytarzowych (nie licząc wyrobisk udostępniających), w tym 0.72 km przecinek eksploatacyjnych, 8.54 km wyrobisk przyścianowych i 1.44 km wyrobisk głównych dróg transportowych.

W modelu zaprojektowane zostały wyrobiska udostępniające, które są uznane za stałe (to jest bez ingerencji w ich liczbę, kształt i położenie – niezależnie od dalszych etapów pracy), gdyż ich położenie jest zależne od czynników technicznych wykraczających poza możliwości modelowania w ramach stosowanych narzędzi. Są one jednak konieczne dla wskazania ograniczeń dotyczących kolejności eksploatacji poszczególnych parcel, ich kształtu oraz wyznaczania kosztów infrastruktury zakładu. Wyrobiska udostępniające przedstawiono na rysunku 6.3.



Rysunek 6.3 Wizualizacja zadań drążenia wyrobisk udostępniających w formie brył – zaznaczone kolorem zielonym
Źródło: opracowanie własne

Aby możliwe było skonstruowanie harmonogramu produkcyjnego na podstawie narysowanych wyrobisk, konieczne jest połączenie zadań szeregiem zależności. Zależności są tu rozumiane jako obiekty, które wstrzymują rozpoczęcie zadania znajdującego się na końcu przed zakończeniem zadania poprzedzającego. Jest to wymagane przez logikę harmonogramowania i odpowiada fizycznym ograniczeniom konstruowania wyrobisk (wymagany dostęp do wyrobiska, przy uwzględnieniu ograniczeń technicznych, wynikającym m.in. z wymagań wentylacyjnych czy przeciwdziałaniu podbierania pokładów). Zależności te zostały podzielone na wewnętrzne, tworzone automatycznie podczas generowania brył zadań, ręczne – tworzone pojedynczo przez użytkownika oraz zależności automatyczne – tworzone na podstawie zaprojektowanych reguł. Na rysunku 6.4. przedstawiono przykładowe reguły zależności automatycznych stosowane w projekcie.

ID	Order	Method	From	To	Delay	Type	Reversible	Layer
2	1	AttributeGroup	*Zbrojenie po dowieczni	Der: Zbrojenie ściany	0d	FS	☐	4 Oczo - dowiecznia do zbrojenia
7	2	Spatial	*Zbrojenie klasyczne	Der: Zbrojenie ściany	0d	FS	☐	4 Oczo - całe oczko do startu ściany
20	3	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	*Nazwa czynności: Postęp ścian AND Odcinek: 1	0d	FS	☐	4 Oczo - całe oczko do startu ściany
9	4	AttributeGroup	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	0d	FS	☐	4 Oczo - wyrobiska wg Oczko - numer
4	5	Spatial	*Typ chodnika: Chodnik nadścianowy OR podścianowy	*Typ chodnika: Dowiecznia rozruchowa	0d	FS	☐	4 Oczo - podścianowy do dowieczni
17	6	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
16	7	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
18	8	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika <> Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
19	9	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika=Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
10	10	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika <> Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
15	11	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika=Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
6	12	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika <> Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
14	13	Spatial	*Nazwa czynności: Postęp wyrobisk	Typ chodnika=Pochylnia AND Oczko - numer <=1	0d	FS	☐	4 Oczo - łączenie wyrobisk w Oczko - kolejność
21	14	Spatial	*Typ chodnika: Chodnik nadścianowy	*Typ chodnika: Dowiecznia rozruchowa	0d	FS	☐	4 Oczo - dowiecznia do zbrojenia
22	15	Spatial	*Typ chodnika: Chodnik podścianowy	*Typ chodnika: Dowiecznia rozruchowa	0d	FS	☐	4 Oczo - dowiecznia do zbrojenia

Rysunek 6.4 Reguły zależności przyjęte do ustalenia kolejności eksploatacji wewnątrz parceli

Źródło: opracowanie własne

6.4 Szacowanie wskaźników ekonomicznych dla wariantów rozcięcia złoża

Poniżej opisano założenia i wzory pozwalające na kalkulację kluczowych zmiennych techniczno-ekonomicznych służących wycenie i pozycjonowaniu poszczególnych wariantów rozcięcia złoża N. Wskaźniki te zostały wykorzystane na kolejnych etapach ustalania, które części złoża spełniają kryteria dynamicznej bazy zasobowej. Opracowana metoda wyceny bazuje na założeniach metody DCF. Kryteriami selekcji na kolejnych etapach metody są:

- Ekwiwalent zysku operacyjnego z eksploatacji ścian parceli. Określany jako różnica wartości surowca zawartego w wyrobiskach pojedynczej parceli oraz kosztów koniecznych celem jej wybrania. Stanowi kryterium decyzyjne w algorytmie wyboru sposobu rozcięcia parceli spośród wielu wariantów. Następnie stosowany jest do określenia, które z wyrobisk najlepszych wariantów poszczególnych parcel zostaną włączone do opcji potencjalnej bazy zasobowej. Wyznaczany jest wzorem:

$$Z_{op}^* = W_s - K_c \quad (6.1)$$

Gdzie:

- Z_{op}^* – ekwiwalent zysku operacyjnego z eksploatacji parceli [PLN],
- W_s – wartość surowca możliwego do wybrania w wariantcie rozczinki [PLN],
- K_c – skorygowane łączne koszty wybrania parceli [PLN],

- Ekwiwalent marży operacyjnej. Stanowi iloraz ekwiwalentu zysku operacyjnego i masy surowca zawartego w ścianach. Na jego podstawie wykonywany jest ranking parcel i ścian oraz ustalana kolejność wybierania parcel w scenariuszach eksploatacji układanych dla poszczególnych opcji potencjalnej bazy zasobowej. Pozwala również na selekcję ścian, które powinny być objęte priorytetem w przypadku ograniczenia czasu trwania przedsięwzięcia – przykładowo na podstawie polityki energetycznej państwa. Wyznaczany jest wzorem:

$$m_{op}^* = \frac{Z_{op}^*}{m_w} \quad (6.2)$$

gdzie:

- m_{op}^* – ekwiwalent marży operacyjnej z wybrania parceli [PLN/Mg]
- Z_{op}^* – ekwiwalent zysku operacyjnego z eksploatacji parceli [PLN],
- m_w – masa węgla złożowego zawartego w ścianach parceli [Mg],

6.4.1 Wartość surowca możliwego do wybrania w parceli

Wartość surowców (węgla) możliwych do wybrania w danym wariantcie rozcięcia parceli, jest określana na podstawie ich objętości, gęstości węgla pokładowego, oraz jakości, które są ustalane dla każdej ściany na podstawie nałożenia jej obrysu na bryłę modelu złoża, a następnie sumowane dla całego wariantu rozcięcia parceli. Wartość surowca – węgla kamiennego energetycznego W_s zawartego w ścianie wyznacza się według wzoru:

$$W_s = \sum_1^i (p_{wi} * m_i * d_i) * C_w * k_i \quad (6.3)$$

Gdzie:

- W_s – wartość surowca możliwego do wybrania wariantu rozczinki [PLN],
- p_{wi} – jednostkowa powierzchnia pokładu wybieranego w pokładzie [m²],
- m_i – jednostkowa miąższość pokładu [m],
- d_i – jednostkowa gęstość węgla w pokładzie [Mg/m³],
- C_w – cena węgla wzorcowego o wartości opałowej $Q_w = 25\text{MJ/kg}$ [PLN/Mg],
- k_i – współczynnik korekcyjny ceny węgla wzorcowego ze względu na indywidualne parametry jakościowe węgla złożowego [-].

Korekty ceny węgla złożowego względem wzorcowego dokonano wykorzystując opracowaną w IGSMiE PAN na potrzeby Polskiej Grupy Górniczej formułę sprzedażną dla węgla energetycznego [149]:

$$k_i = 1 - \left(\frac{W_{gQ}}{100} * (Q_w - Q_K) \right) \quad (6.4)$$

gdzie:

- k_i – współczynnik korekcyjny ceny węgla wzorcowego ze względu na indywidualne parametry jakościowe węgla złożowego [-],
- W_{gQ} – współczynnik gradacji [%] – Określony przez Z. Grudzińskiego i in. [149] na podstawie analizy cen węgla energetycznego na światowych giełdach, w obecnych warunkach rynkowych autorzy zalecają przyjąć wartość rzędu 6-7% (przyjęto 6.5%),
- Q_w – kaloryczność węgla wzorcowego (25 MJ/kg),
- Q_K – rzeczywista kaloryczność węgla [MJ/kg]

6.4.2 Nakłady przedsiębiorstwa górniczego i koszty eksploatacji

Jak wiadomo, przedsiębiorstwo górnicze przed podjęciem eksploatacji ponosi określone nakłady na wytworzenie środków trwałych, których wysokość waży później na efektywności ekonomicznej przedsięwzięcia. Nakłady takie określa nazywane są początkowymi. Oprócz nich przedsiębiorstwo w trakcie działalności ponosić musi nakłady odtworzeniowe, które wyrażają zużycie środków na odtworzenie pierwotnej wartości środków trwałych, utraconej na skutek ich wykorzystywania.

W opracowanym modelu całość nakładów została podzielona na trzy grupy:

1. nakłady dotyczące infrastruktury zakładu wydobywczego (kopalni) niezależnie od wybranych do eksploatacji parceli,
2. nakłady na wyrobiska korytarzowe parceli eksploatacyjnej,
3. nakłady dotyczące pojedynczej ściany wydobywczej.

Nakłady na infrastrukturę kopalni

Do grupy nakładów inwestycyjnych służących wytworzeniu infrastruktury stałej kopalni zaliczono te nakłady, które są konieczne do poniesienia niezależnie od prowadzonej eksploatacji w poszczególnych ścianach, parcelach czy partiach złoża. Są to zatem nakłady niezależne od wielkości wydobywania w fazie operacyjnej kopalni. Do nich zaliczono środki trwałe oraz inne wartości niematerialne i prawne, takie jak:

- a) grunty, jeżeli ich nabycie jest konieczne do rozpoczęcia inwestycji,
- b) budynki, lokale i obiekty inżynierii lądowej i wodnej.

Najistotniejsze kosztowo są wydatki związane z udostępnieniem pionowym i poziomym złoża, czyli szyby wydobywcze i wentylacyjne, główne drogi transportowe i wentylacyjne. Do tej grupy nakładów zaliczono ponadto koszty budowy Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla, obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych, infrastruktury odwadniającej, elektrycznej, teleinformatycznej i administracyjnej.

- c) urządzenia techniczne i maszyny, w szczególności wentylatory głównego przewietrzania, przenośniki odstawy głównej, główne pompy odwadniające. Stanowią one około 30% nakładów inwestycyjnych zakładu w fazie budowy.
- d) środki transportu, stanowiące w zakładach wydobywających węgiel kamienny jedynie około 2% całości nakładów,

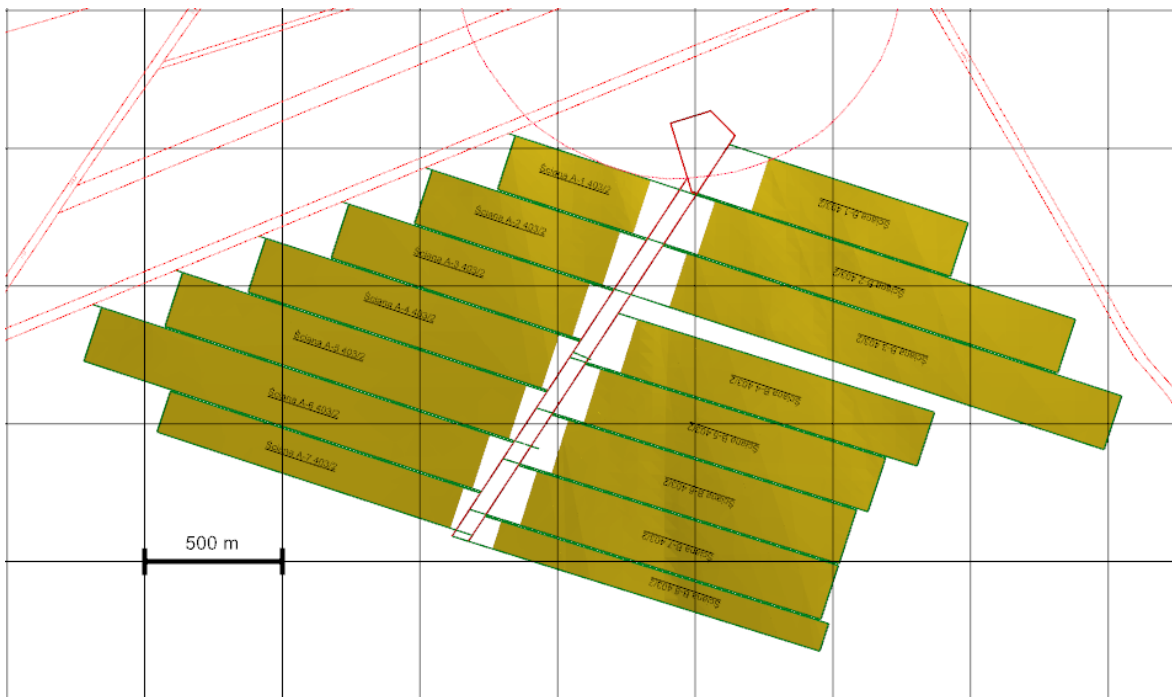
e) Inne środki trwałe, nie uwzględnione w pozostałych pozycjach. Na bazie doświadczeń przyjęto w obliczeniach, że stanowią one 18% całości nakładów.

Nakłady na wyrobiska parceli eksploatacyjnej

W pracy, jako parcelę eksploatacyjną w systemie ścianowym przyjęto odrębny wentylacyjny fragment struktury kopalni, składający się z jednej lub więcej ścian wydobywczych oraz wyrobisk korytarzowych niezbędnych do ich wybrania, ale niewykorzystywanych przy wybraniu żadnej innej parceli. Składnik taki został określony jako podstawowy element optymalizacji harmonogramu. Jej wydzielenie miało znaczenie również ze względu na optymalizację, polegającą na poszukiwaniu najlepszego sposobu rozcięcia określonego fragmentu złoża oraz możliwość jej wyłączenia ze struktury kopalni bez zaburzania ciągłości wentylacyjnej pozostałej części zakładu.

Nakłady na wyrobiska parceli eksploatacyjnej dotyczą tych wyrobisk korytarzowych, które nie byłyby drążone gdyby dana parcela została wyłączona z harmonogramu. Są to więc nakłady ponoszone na wykonanie wyrobisk przygotowawczych, wyrobisk głównych transportowych i wentylacyjnych, wyrobisk przyścianowych i przecinek zawierających się w parceli.

Do wyznaczenia wartości nakładów związanych z rozcięciem parceli przyjęto iloczyn długości poszczególnych wyrobisk i szacowanych nakładów jednostkowych na wykonanie metra bieżącego danego typu wyrobiska. W rzeczywistości kopalnianej parcele mogą się łączyć w grupy posiadające wspólne wyrobiska wentylacyjne i transportowe. Podział części złoża na dwie parcele o wspólnej części wyrobisk korytarzowych – zaznaczonych kolorem czerwonym - pokazano na rysunku 6.5. Precyzyjne rozdzielanie nakładów pomiędzy parcele na wyrobiska wspólne jest możliwe dopiero po ustaleniu sposobu rozcięcia parceli. Dlatego, aby móc oszacować wielkość nakładów zaliczonych do tej grupy już na etapie testowania wariantów rozcięcia parceli, łączne długości wyrobisk korytarzowych w parcelach ustalono wskaźnikowo, na podstawie odpowiadających im wymiarów ścian.



Rysunek 6.5 Grupa dwóch parcel eksploatacyjnych wykorzystujących wspólne wyrobiska transportowe

Źródło: opracowanie własne

Nakłady na ścianę wydobywczą

Należą do nich nakłady, które są ponoszone celem eksploatacji ściany. Obejmują one przede wszystkim nakłady związane z zabudową kompleksu ścianowego, a także nakłady na instalację i późniejsze rabowanie infrastruktury produkcyjnej. Nakłady te w modelu zostały wyrażone przy pomocy ekwiwalentu amortyzacji, przechodząc bezpośrednio w koszty produkcji. Ponieważ jeden kompleks ścianowy służy eksploatacji często kilku ścian, udział tego kosztu był wyznaczany na podstawie czasu potrzebnego na wybranie danej ściany, który jest pochodną postępu wybierania i wybiegu ściany.

6.4.3 Koszty operacyjne

Do oceny ekonomicznej każdego projektu inwestycyjnego złoża konieczne jest oszacowanie związanych z nim kosztów. W opracowanej metodzie wykorzystano ujęcie procesowe kosztów, umożliwiające szczegółowe odniesienie się do kosztów w miejscu ich powstawania z przypisaniem do realizowanych procesów głównych i pomocniczych. Od strony kosztów rodzajowych w kalkulacji uwzględniono amortyzację środków trwałych oraz zużycie materiałów i energii, wynagrodzenia, podatki i opłaty, usługi obce, ubezpieczenia społeczne, inne świadczenia oraz pozostałe koszty. W szczególności, w odniesieniu do

amortyzacji, w systemie rachunkowości nakłady inwestycyjne, po przyjęciu na stan środków trwałych są następnie amortyzowane przechodząc w koszty działalności operacyjnej, która odpowiada wyrażonej liczbowo utarcie wartości środków trwałych. W opracowanej metodzie przyjęto założenie, że udziały poszczególnych elementów układu rodzajowego, w tym amortyzacji, w całkowitych kosztach przedsiębiorstwa są stałe przez cały okres działalności operacyjnej przedsiębiorstwa. Względnie stały w czasie udział amortyzacji wyraża w praktyce stopniowe zastępowanie amortyzacji nakładów początkowych przez amortyzację nakładów odtworzeniowych.

Aby móc oszacować koszty eksploatacji danej ściany, parceli, wariantu dla całego złoża, posłużono się jednak, zdaniem autora, wygodniejszym układem tj. układem procesowym kopalni macierzystej. Wykorzystano zasadę, że co do wartości koszty w układzie rodzajowym odpowiadają wartości kosztom w układzie procesowym. Ujęcie procesowe dzieli koszty w odrębnym wymiarze w stosunku do układu rodzajowego. Oznacza to, że wszystkie koszty, w tym amortyzacja, są rozdzielane pomiędzy poszczególne procesy. W ujęciu tym wyróżniono procesy podstawowe i pomocnicze. Procesy podstawowe są związane z głównym przedmiotem działalności – w tym wypadku wydobywaniem, przeróbką urobku węglowego i produkcją węgla handlowego, logistyką wejścia i wyjścia, marketingiem, sprzedażą oraz usługami posprzedażowymi. Z kolei do procesów pomocniczych zaliczane są działania pośrednie umożliwiające realizację procesów podstawowych. Należą do nich zaopatrzenie, rozwój technologii, zarządzanie zasobami ludzkimi, utrzymanie infrastruktury przedsiębiorstwa [150].

W przedsiębiorstwach górniczych eksploatujących węgiel metodą podziemną, proces wydobywania analizować można dodatkowo w dwu układach przestrzennych:

- pionowym, wydzielającym strefy procesów produkcyjnych:
 - dołowych,
 - powierzchniowych.
- poziomym, wydzielającym obszary (grupy):
 - procesów przygotowania produkcji,
 - ciągu technologicznego produkcji zasadniczej,
 - rejonu działań zabezpieczenia procesu produkcyjnego [151].

Wykorzystując te dwie perspektywy ewidencji kosztów w ramach swojej pracy Kopacz [152] zaproponował podział i agregację całkowitych kosztów przedsiębiorstwa do 22 procesów głównych i pomocniczych. Na potrzeby obliczeń w niniejszej pracy procesy te zagregowano do 14 grup, osiągając wystarczający podział funkcyjny i przestrzenny.

Aby ustalić koszty całkowite wynikające z wybrania parceli złożowej, dokonano autorskiego podziału kosztów w ujęciu procesowym na trzy grupy, które zostały przedstawione w tabeli 6.1. Grupy te zostały wydzielone według sposobu, w który koszty poszczególnych procesów są włączane do formuły wyliczającej koszty całkowite eksploatacji parceli. Z kosztów w poszczególnych grupach zostały odjęte udziały kosztów wytworzenia produktów na własne potrzeby jednostki, oszacowanych na 20% kosztów całkowitych.

Tabela 6.1 Podział grup kosztów zakładu górniczego w opracowanej metodzie

I Koszty eksploatacji ścian	II Koszty drążenia wyróbisk	III Koszty niezależne zakładu
2. Eksploatacja urobku w ścianach 3.1. Odstawa urobku ze ścian	1. Drążenie wyróbisk chodnikowych 3.2. Odstawa urobku z chodników 4.1. Zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyr. chodnikowych	3.3. Odstawa główna urobku 3.4. Ciągnienie szybem (obsługa, rem., konserwacje) 3.5. Pozostałe procesy odstawy, transportu 5. Gospodarka energetyczna 6. Odwadnianie 7. Wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń 10. ZPMW i procesy przeróbcze 8.; 9.; 11-22. Pozostałe procesy razem

Źródło: opracowanie własne na podstawie [152]

Koszty całkowite wybrania parceli są określone jako suma składników kosztów wyznaczonych na podstawie wzorów 6.6, 6.9 i 6.11. Do wzoru wprowadzono dodatkowo

korektę uwzględniającą koszty wynikające z wybierania odpadów kamiennych (skały płonnej) towarzyszących eksploatacji:

$$K_c = (K_{\xi} + K_w + NK_z)e^{0.005*U_{\xi r}} \quad (6.5)$$

Gdzie:

- K_c – koszty całkowite eksploatacji parceli [PLN],
- K_{ξ} – łączne koszty eksploatacji ścian w parceli [PLN],
- K_w – łączne koszty drążenia i utrzymania wyrobisk przygotowawczych koniecznych do eksploatacji parceli [PLN],
- NK_z – narzut kosztów niezależnych zakładu w danym wariancie [PLN],
- $U_{\xi r}$ – średni uzysk węgla z wyrobisk ścianowych w parceli [%]

Korekta wynika ze statystycznej zależności kosztów produkcji od uzysku, opracowanej w [152].

Grupę I stanowią koszty eksploatacji ścian wydobywczych. Ich składnik jest wprowadzany do kosztów wybrania parceli na podstawie szacowanego dziennego kosztu dnia pracy kompleksu ścianowego. Jest on określony wzorem:

$$K_{\xi} = k_{j\xi} * \sum_{i=1}^n \frac{w_{\xi i}}{p_n} + (k_{zb} + k_{li}) * n \quad (6.6)$$

gdzie:

- K_{ξ} – łączne koszty eksploatacji ścian w parceli [PLN],
- $k_{j\xi}$ – koszt jednostkowy dnia prowadzenia eksploatacji kompleksem ścianowym [PLN/d],
- $w_{\xi i}$ – wybieg ściany i w wariancie [m],
- p_n – średni dzienny postęp przyjęty dla ściany n w wariancie [m/d],
- k_{zb} – koszt instalacji kompleksu ścianowego [PLN],
- k_{li} – koszt likwidacji przecinki ścianowej i wyrobienia obudowy [PLN],
- n – liczba ścian w parceli [-].

Koszty eksploatacji są silnie zależne od czasu potrzebnego na wybranie złoża, a co za tym idzie postępu wyrobisk ścianowych. Postęp wybierania wyrobisk ścianowych zależy od szeregu czynników, a ich prognozowanie stanowi wyzwanie trudne do opisania jednorodną funkcją. W badaniach, po analizie ścian wybieranych historycznie w złożu zdecydowano się

na zastosowanie postępu opisanego funkcją zależną od miąższości eksploatowanego pokładu:

$$\begin{cases} \text{dla } m_i \leq 3 \text{ m, } p_n = \frac{2}{3} * m_i + 1 \\ \text{dla } m_i > 3, p_n = -\frac{2}{3} * m_i + 5 \end{cases} \quad (6.7)$$

gdzie:

- p_n – średni dzienny postęp przyjęty dla ściany n w wariancie [m/d],
- m_i – jednostkowa miąższość pokładu [m],

Koszt jednostkowy prowadzenia eksploatacji kompleksem ścianowym w danym dniu obliczano na podstawie wzoru:

$$k_{j\acute{s}} = (K_2 + K_{3.1})/n_r \quad (6.8)$$

gdzie:

- $k_{j\acute{s}}$ – koszt jednostkowy dnia prowadzenia eksploatacji kompleksem ścianowym [PLN],
- $K_2, K_{3.1}$ – roczne koszty przedsiębiorstwa w grupach 2 i 3.1. w roku referencyjnym [PLN],
- n_r – liczba roboczodniówek pracy kompleksów ścianowych w roku referencyjnym [-].

W grupie II zawarto koszty drążenia i utrzymania wyrobisk przygotowawczych i przecinek ścianowych. Ich składnik dotyczący danej parceli wyznaczano jako sumę iloczynów jednostkowych kosztów drążenia i utrzymania wyrobisk o określonym przekroju i przeznaczeniu oraz oszacowanych łącznych długościach poszczególnych grup wyrobisk. Wyznaczana jest wzorem:

$$K_w = k_{j_{wp}} * d_{wp} + \sum_{i=1}^n d_{\acute{s}c} (k_{j_{p\acute{s}}} + 2 * k_{j_g}) \quad (6.9)$$

gdzie:

- K_w – łączne koszty drążenia i utrzymania wyrobisk przygotowawczych koniecznych do eksploatacji parceli [PLN],
- $k_{j_{wp}}$ – koszty drążenia i utrzymania metra wyrobiska przyścianowego [PLN/m],
- $k_{j_{p\acute{s}}}$ – koszty drążenia i utrzymania metra wyrobiska przyścianowego [PLN/m],

- kj_g – koszty drążenia i utrzymania metra głównego wyrobiska transportowego [PLN/m],
- d_{wp} – suma długości chodników przyścianowych w parceli [m],
- $d_{\acute{s}c}$ – długość wyrobiska eksploatacyjnego i w parceli [m].
- n – liczba ścian w parceli [-].

Za łączną długość przecinek ścianowych przyjęto iloczyn liczby wyrobisk ścianowych w parceli i bazowej długości ściany. Określono ją wzorem:

$$d_{wp} = 2 * \sum_{i=1}^n (w_{\acute{s}i} + d_t) \quad (6.10)$$

gdzie:

- d_{wp} – łączna długość chodników przyścianowych koniecznych do wydrążenia celem wybrania parceli [m],
- $w_{\acute{s}i}$ – wybieg ściany i w parceli [m],
- d_t – długość odcinków chodników między głównymi wyrobiskami transportowymi i wentylacyjnymi parceli, a liniami rozpoczęcia i zakończenia ściany. Zależy ona od przyjętego filaru bezpieczeństwa wyrobisk głównych. W przykładzie obliczeniowym przyjęto $d_t = 50\text{m}$ [m],
- n – liczba ścian w parceli [-].

Łączną długość wyrobisk głównych określono jako dwukrotność sumy długości wyrobisk ścianowych parceli, mając na uwadze, że wartość ta w rzeczywistości jest większa i zależy od położenia parceli względem kapitalnych wyrobisk zakładu. Wyznaczona wartość przybliży jednak tę część wyrobisk głównych, której położenie bezpośrednio zależy od sposobu rozcięcia parceli.

W grupie trzeciej zamieszczono wszystkie koszty niezależne bezpośrednio od procesu drążenia wyrobisk i eksploatacji. Część z tych kosztów, którą przypisuje się danemu wariantowi rozcięcia wyznacza się wzorem:

$$NK_z = K_z * \frac{\sum_{i=1}^n \frac{w_{\acute{s}n}}{p_n}}{(365 * n_r)} \quad (6.11)$$

Gdzie:

- NK_z – narzut kosztów niezależnych zakładu w danym wariantcie [PLN],
- $w_{\acute{s}n}$ – wybieg ściany i w parceli [m],

- p_n – średni dzienny postęp przyjęty dla ściany n w wariancie [m/d],
- K_z – średnie roczne koszty utrzymania zakładu górniczego zaliczone do grupy III [PLN/r],
- n_r – liczba wyrobisk ścianowych prowadzonych równolegle w zakładzie według planów [-].

6.4.4 Szacowanie kosztów eksploatacji złoża „N” na bazie kosztów kopalni macierzystej

W tabeli 6.2. zgromadzono koszty przedsiębiorstwa górniczego „X” w roku referencyjnym, wyznaczone na podstawie zanonimizowanych danych kopalni macierzystej. Stanowią one bazę obliczeniową dla celów kolejnych prac.

Tabela 6.2 Roczne koszty produkcji węgla kamiennego w kopalni „X” w ujęciu procesowym

Oznaczenie	Wyszczególnienie	Koszt [PLN]
1	Drażenie wyrobisk chodnikowych	280 000 000
2	Eksploatacja urobku w ścianach	190 000 000
3	Odstawa i transport (poziomy; pionowy)	
3.1	Odstawa urobku ze ścian	110 000 000
3.2	Odstawa urobku z chodników	40 000 000
3.3	Odstawa główna urobku	100 000 000
3.4	Ciągnięcie szybem (obsługa, rem., konserwacje)	100 000 000
3.5	Pozostałe procesy odstawy, transportu	80 000 000
4.	Zbrojenie, przebudowy i likwidacja	
4.1	Zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyr. chodnikowych	180 000 000
4.2	Zbrojenie i likwidacja wyr. ścianowych	35 000 000
5	Gospodarka energetyczna	30 000 000
6	Odwadnianie	40 000 000
7	Wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń	180 000 000
10	ZPMW i procesy przeróbcze	110 000 000
8;9; 11-22	Pozostałe procesy razem	445 000 000
	Koszty całkowite	1 760 000 000

Źródło: opracowano na podstawie [152].

Na potrzeby wyznaczania kosztów wybrania parceli szeregu wariantów rozcięcia parceli kopalni „X” wyliczone zostały wartości szeregu wskaźników, które następnie zostały wprowadzone do algorytmu wyboru rozcięcia parceli i wykorzystane w ich ocenie.

Po pierwsze wyznaczono jednostkowy koszt pracy dnia ściany eksploatacyjnej w kopalni „X” podstawiając koszty kopalni „X” do wzoru 6.7:

$$kjś = \frac{190\,000\,000\,PLN + 110\,000\,000\,PLN}{1642} = 182648\,PLN/d$$

Aby wyznaczyć jednostkowe koszty wyrobisk chodnikowych wykorzystano metraż odpowiednich wyrobisk zakładu w roku referencyjnym, a następnie odniesiono go do całkowitych kosztów grupy II (koszty drążenia i utrzymania wyrobisk chodnikowych), przy zachowaniu proporcji między kosztami drążenia poszczególnych typów wyrobisk. Jako wyznacznik proporcji w przykładzie obliczeniowym przyjęto referencyjne jednostkowe koszty drążenia pozyskane od jednego z czołowych przedsiębiorstw oferujących usługi na rzecz górnictwa w Polsce, które zebrano w tabeli 6.3.

Tabela 6.3 referencyjne koszty jednostkowe drążenia wyrobisk chodnikowych

Typ wyrobiska	Typ obudowy	Koszt drążenia i utrzymania
kamienno-węglowe odstawcze kj_g'	ŁP12	48 tys. PLN/m
kamienno-węglowe przyścianowe kj_{wp}'	ŁP12	15 tys. PLN/m
kamienno-węglowe eksploatacyjne kj_{ps}'	ŁP/RPJ	21 tys. PLN/m

Źródło: opracowanie własne.

Całkowity koszt drążenia wyrobisk w kopalni opisano układem równań:

$$\left\{ \begin{array}{l} K_{II} = kj_g * D_g + kj_{wp} * D_{wp} + kj_{ps} * D_{ps} \\ \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} = \frac{kj_{ps}}{kj_{wp}} \\ \frac{kj_{ps}'}{kj_g'} = \frac{kj_{ps}}{kj_g} \end{array} \right. \quad (6.11)$$

gdzie:

- K_{II} – koszty zaliczone do grupy II w roku referencyjnym [PLN],
- D_{wp} – długość wyr. przyścianowych wydrążonych w KWK „X” roku referencyjnym [m],
- D_{ps} – długość przecinek ścianowych wydrążonych w KWK „X” w r. referencyjnym [m],
- D_g – długość wyr. odstawczych wydrążonych w KWK „X” w r. referencyjnym [m],
- kj_{wp} – koszty drążenia i utr. metra wyrobiska przyścianowego w KWK „X” [PLN/m],
- kj_{ps} – koszty drążenia i utr. metra przecinki ścianowej w KWK „X” [PLN/m],

- kj_g – koszty drążenia i utr. metra wyrobiska odstawczego w KWK „X” [PLN/m],
 kj_{wp}' – referencyjne koszty drążenia i utr. metra wyrobiska przyścianowego [PLN/m],
 kj_{ps}' – referencyjne koszty drążenia i utr. metra przecinki ścianowej [PLN/m],
 kj_g' – referencyjne koszty drążenia i utr. metra wyrobiska odstawczego [PLN/m].

Rozwiązując powyższy układ równań:

$$kj_{ps} = kj_{wp} * \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'}$$

$$kj_g = kj_{wp} * \frac{kj_g'}{kj_{wp}'}$$

$$K_{II} = kj_{wp} * D_{wp} + kj_{wp} * \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + kj_{wp} * \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} * D_{ps}$$

$$K_{II} = kj_{wp} * \left(D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} * D_{ps} \right)$$

otrzymano:

$$kj_{wp} = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} * D_{ps}}$$

$$kj_{ps} = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} * D_{ps}} * \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'}$$

$$kj_g = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{ps}'}{kj_{wp}'} * D_{ps}} * \frac{kj_g'}{kj_{wp}'}$$

Na potrzeby przykładu obliczeniowego przyjęto, że kopalnia X w roku referencyjnym wydrążyła łącznie 11050 m wyrobisk przygotowawczych, w tym:

$$D_{wp} = 9350 \text{ m}$$

$$D_{ps} = 850 \text{ m}$$

$$D_g = 1700 \text{ m}$$

Podstawiając wartości z tabeli 6.2 i 6.3 do wzorów otrzymano:

$$kj_{wp} = \frac{320\,000\,000}{9350 + \frac{48000}{15000} * 1700 + \frac{21000}{15000} * 850} = 20025 \frac{\text{PLN}}{\text{m}}$$

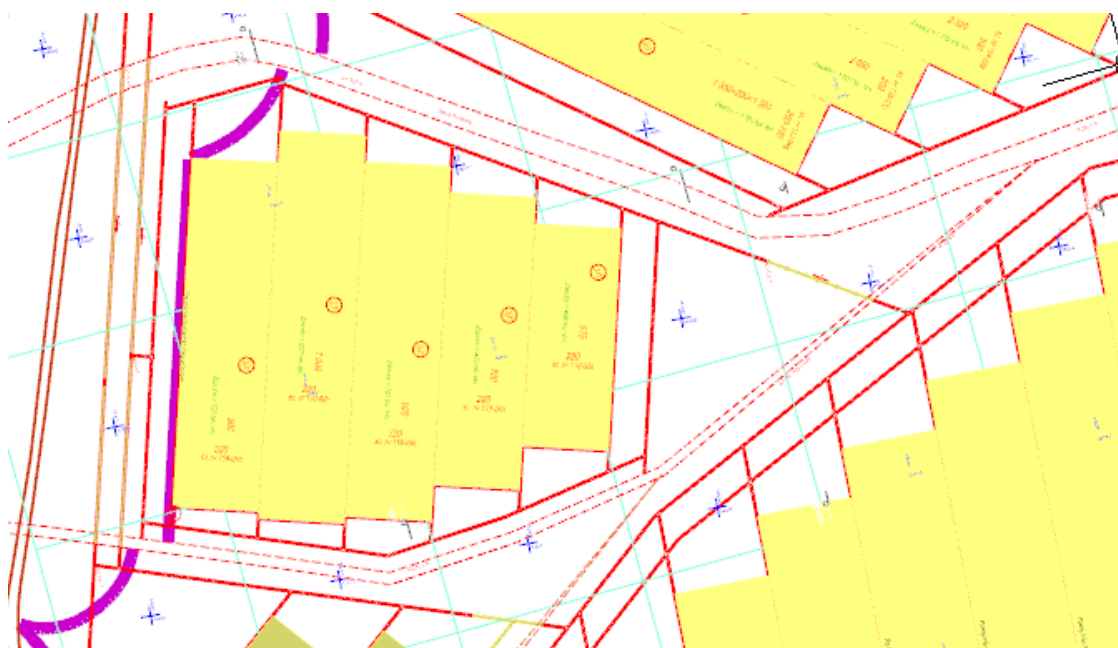
$$kj_{ps} = \frac{320\,000\,000}{9350 + \frac{48000}{15000} * 1700 + \frac{21000}{15000} * 850} * \frac{21000}{15000} = 28035 \frac{\text{PLN}}{\text{m}}$$

$$kj_g = \frac{320\,000\,000}{9350 + \frac{48000}{15000} * 1700 + \frac{21000}{15000} * 850} * \frac{48000}{15000} = 64080 \frac{\text{PLN}}{\text{m}}$$

6.5 Algorytm rozcięcia i zagospodarowania pojedynczej parceli eksploatacyjnej

Za jeden z celów badawczych założonych w pracy przyjęto przygotowanie metodyki pozwalającej na zwiększenie efektywności planowania górniczego w obrębie jednej parceli. W opracowanej metodzie celem wyznaczenia możliwie korzystnego wariantu eksploatacji złoża podjęta została próba wyboru optymalnego układu ścian eksploatacyjnych dla obszarów parcel eksploatacyjnych.

Na projektowanie wyrobisk eksploatacyjnych składa się wiele czynników, w szczególności parcele powinny być zaprojektowane w taki sposób, by możliwe było ich bezpieczne wybranie. W związku z tym planowanie rozpoczyna się od analizy filarów bezpieczeństwa i uskoków stanowiących jej granice oraz zagrożeń naturalnych mogących wystąpić w jej obrębie. Na rysunku 6.6 przedstawiono przykładową parcelę eksploatacyjną z wrysowanymi wyrobiskami eksploatacyjnymi. Jej granice są wyznaczone przez filary bezpieczeństwa (na fioletowo) i uskoki (na czerwono, linią przerywaną).



Rysunek 6.6 Przykładowa parcela złoża „X” z wrysowanymi wyrobiskami.
Źródło: opracowanie własne na podst. danych pozyskanych z zakładu górniczego

O sposobie ułożenia ścian w ramach parceli decydować mogą warunki górnicze, w szczególności znaczenie ma tu wpływ eksploatacji na powierzchnię oraz zagrożenia wodne, pożarowe i tąpnięciami. Dodatkowo uwzględnić również należy podbieranie pokładu wyżej leżącego, który na skutek wybrania pokładu położonego poniżej może ulec zniszczeniu. Za odległość między pokładami, pozwalającą na podbieranie nieniszczące, przyjmuje się zazwyczaj siedmiokrotność miąższości pokładu podbierającego. Wreszcie uwzględnić należy krawędzie eksploatacji, czyli granice wybiek i ścian wyeksploatowanych uprzednio w pobliskich pokładach, które mogą generować skoki naprężeń.

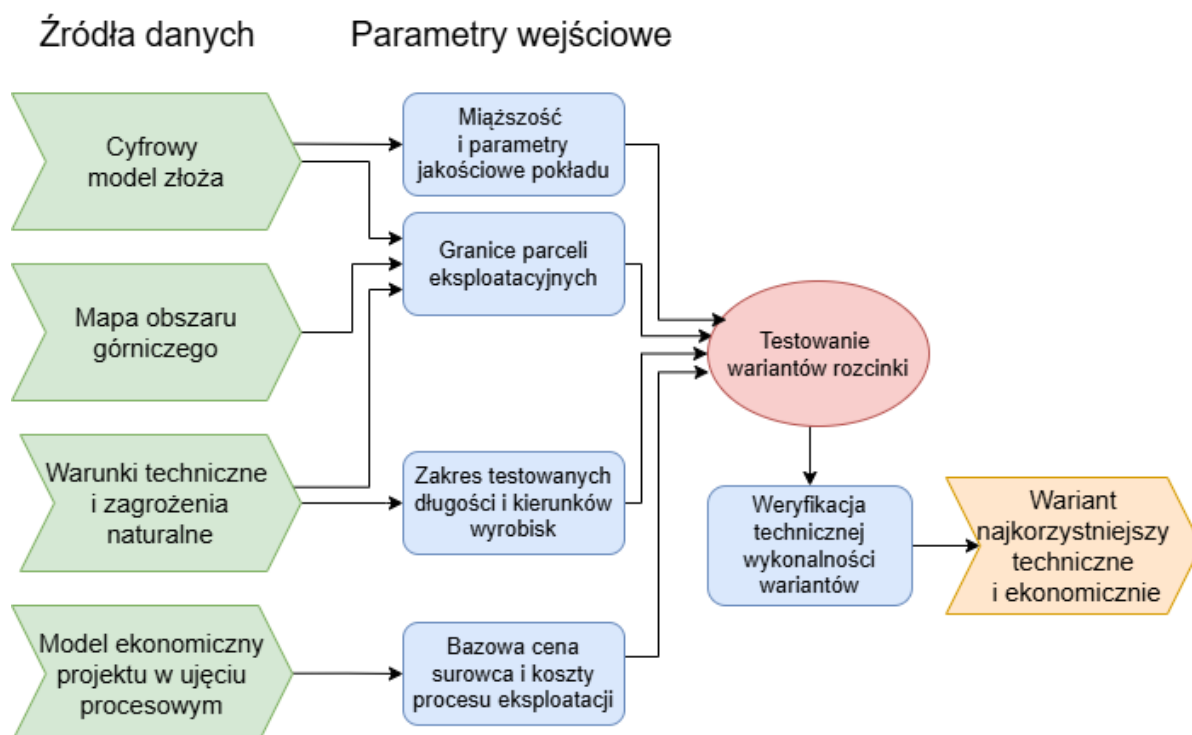
Po uwzględnieniu wszystkich tych czynników planista próbuje zaprojektować wyrobiska ścianowe w ramach parceli mając na celu maksymalnie wysoki wynik ekonomiczny. Brak dostępu do szczegółowo zamodelowanej informacji i odpowiednich narzędzi sprawia jednak, że ta część projektowania jest najczęściej prowadzona w sposób nieprecyzyjny, w którym planista samodzielnie próbuje tak wrysować wyrobiska ścianowe w parcele, by uzyskać możliwie dużą łączną powierzchnię wyrobisk ścianowych w rzucie z góry. Testowanie kolejnych wariantów jest pracochłonne, a dodatkowo napływ nowej informacji geologicznej sprawia, że warunki brzegowe zmieniają się, a proponowane warianty się dezaktualizują. Z tego względu planiści nie są w stanie w codziennej pracy uwzględnić wszystkich czynników mogących mieć wpływ na planowaną eksploatację, a następnie wyniki ekonomiczne kopalni.

Ideę opracowanego algorytmu stanowi maksymalne wykorzystanie potencjału informacyjnego cyfrowego modelu złoża tj. możliwie pełnej informacji geologicznej. Po wprowadzeniu szeregów założeń i warunków technicznych i rynkowych, w algorytmie automatycznie testowane i rysowane jest wiele wariantów układu ścian w parceli i wskazywane są te, które zwracają najlepsze wartości wybranego wskaźnika efektu. Aby algorytm (narzędzie) do projektowania ścian w parceli mógł zwrócić prawdopodobny i technicznie możliwy do wybrania układ ścian, konieczne jest odzwierciedlenie rzeczywistych ograniczeń geologicznych, technicznych oraz zagrożeń naturalnych w algorytmie.

W pracy jako podstawową funkcję celu algorytmu przyjęto maksymalizację wartości ekwiwalentu zysku osiągniętego przez wybranie danej parceli. Alternatywnie za funkcję celu przyjąć można przykładowo całkowitą wartość surowca znajdującego się w obrębie

rozcinki, lub jego wolumen; te funkcje mają jednak skłonność do generowania nadmiernej liczby ścian o niewielkiej długości, których wybranie wiązałoby się z kosztami przekraczającymi wartość dodatkowego surowca.

Proponowany algorytm wyznaczania sposobu eksploatacji parceli składa się z kilku kroków, a jego skuteczne zastosowanie wymaga wiedzy z zakresu technologii eksploatacji i warunków rynkowych. Ideowy diagram procesu przedstawiono na rysunku 6.7.



Rysunek 6.7 Ideowy diagram procesu wyboru sposobu rozcięcia parceli eksploatacyjnej.
Źródło: opracowanie własne

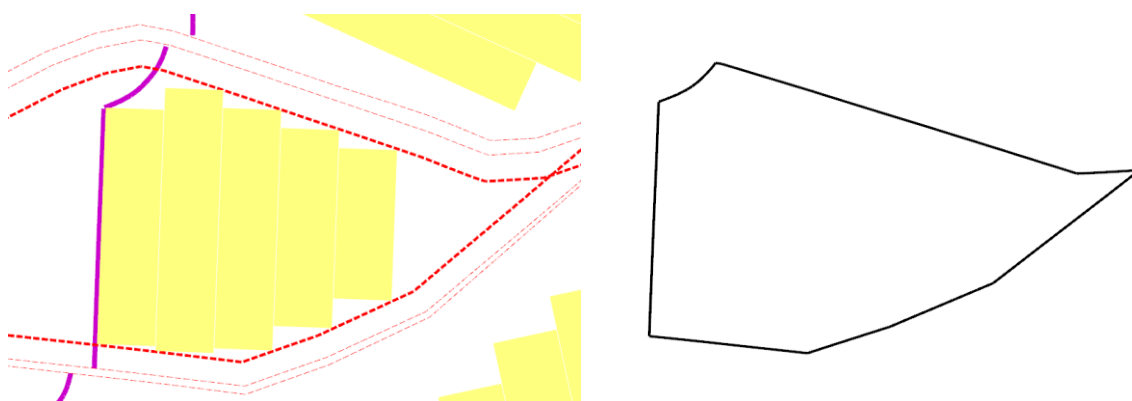
6.5.1 Wyznaczanie granic parceli

Pierwszym krokiem dla każdej z badanych parcel jest wyznaczenie granic obszarów, w których możliwa jest eksploatacja wiązką ścian. Granice obszaru są wyznaczane przez:

- przebiegi uskoków, których przekraczanie wyrobiskiem ścianowym jest technicznie nieuzasadnione. Zazwyczaj w praktyce górniczej za graniczną wartość przyjmuje się zrzut uskoku przekraczający wysokość furty eksploatacyjnej, jednak w wyjątkowych przypadkach możliwe jest przekraczanie wyrobiskiem ścianowym uskoków o zrzutach do kilkunastu metrów,
- filary ochronne głównych wyrobisk i szybów, obiektów technologicznych, zbiorników, obiektów chronionych na powierzchni,

- izolinie wyznaczające miąższości pokładów o wartości poniżej miąższości bilansowych, lub miąższości określonych jako graniczne dla uzasadnienia eksploatacji,
- Granice obszaru złoża.

Po przygotowaniu granic tworzony jest zamknięty obrys, wewnątrz którego zawierać się mają wszystkie wyrobiska ścianowe w danej parceli. Na rysunku 6.8 przedstawiono ograniczenia wyznaczające granicę parceli złożowej oraz wynikający z nich obrys parceli przygotowany na potrzeby algorytmu.



a) Rzuty uskoku i filarów ograniczających parcelę b) zamknięty obrys parceli

Rysunek 6.8 Wyznaczenie granic obszaru, w którym narzędzie może wpasowywać ściany eksploatacyjne

Źródło: opracowanie własne

Uskoki i inne zaburzenia geologiczne

Od przebiegu linii uskoku granicznych, a więc uskoku o zrzucie przekraczających przyjmowaną w zakładzie granicę przechodzenia uskoku eksploatacją, granicę parceli eksploatacyjnej należy odsunąć o zadaną odległość. Odległość odsunięcia zależy od parametrów uskoku, w tym jego zrzutu, stwierdzonych nagromadzeń naprężeń czy zawodnienia. Jest ona określana przez zakładowy dział tupań. Na podstawie analizy dostępnych map górniczych określono, że za tą odległość najczęściej przyjmuje się od 30 m do nawet 100 m od linii przebiegu uskoku. W pracy przyjęto, że uskoki regionalne będą otoczone filarem ochronnym o szerokości 40 m. Kolejne 40 m powinno dzielić linię zakończenia ścian od głównych wyrobisk transportowych parceli.

Filary ochronne wyrobisk podziemnych i szybów oraz obiektów na powierzchni

Wyznaczenie filarów ochronnych jest zadaniem służby mierniczej powołanej na zakładzie górniczym i zatwierdzone przez Okręgowy Urząd Górniczy. Dlatego przy planowaniu rozcinki granice tych filarów są określone i eksploatacja jest możliwa aż do linii przebiegu tych granic, co przyjęto w pracy.

Granice obszaru górniczego

Granice obszaru górniczego są określane na podstawie planu zagospodarowania złoża oraz koncesji na wydobywanie kopalin, zgodnie z ustawą Prawo Geologiczne i Górnicze. O utworzeniu takiego obszaru i jego granicach decyduje odpowiedni organ koncesyjny, a zmiany granic mogą nastąpić jedynie w uzgodnieniu z Prezesem Wyższego Urzędu Górniczego [13]. W związku z tym linie te mogą zostać bezpośrednio wykorzystane jako granice parceli eksploatacyjnej. W przypadkach, gdy sąsiadujące ze sobą obszary górnicze należą do jednego przedsiębiorcy, możliwa jest eksploatacja przekraczająca granice obszarów, co umożliwia ich pominięcie przy tworzeniu obrysów parceli.

6.5.2 Określenie warunków brzegowych dla algorytmu

W algorytmie długość ścian eksploatacyjnych, azymut wybiegu ścian, a także punkt startu pierwszej ściany stanowią zmienne prognozowane. Aby umożliwić integrację algorytmu z modelem geologicznym problem wyznaczenia najlepszego wariantu ściany, będący w sensie matematycznym problemem ciągłym, został zamieniony na dyskretny, o skończonej liczbie testowanych wariantów. Warianty rozcięcia parceli złożowej są tworzone przez rysowanie obrysów wyrobisk ścianowych dla dopuszczalnych kombinacji zmiennych prognozowanych.

Przed uruchomieniem algorytmu wprowadza się do niego szereg atrybutów geometrycznych – sterujących i brzegowych:

- zakres testowanych długości ściany,
- zakres testowanych kierunków wybiegu ściany, reprezentowanych przez azymut kierunku wybiegu,
- odstęp między osiami wyrobisk przyścianowych sąsiadujących ścian. W przypadku utrzymywania wyrobiska międzyścianowego przyjęta została wartość zero.
- jednostkową zmianę długości ściany,

- jednostkową zmianę wybiegu ściany,
- jednostkową zmianę azymutu wybiegu ściany,
- jednostkową zmianę testowanego położenia punktu startowego.

Ponadto w pracy przyjęto, że w obrębie jednej parceli nie można prowadzić więcej niż jednego wyrobiska eksploatacyjnego jednocześnie.

Bezpieczne i technicznie osiągalne wydobywanie surowców uzależnione jest od szeregu warunków geologicznych i górniczych, w tym w szczególności od stanu zagrożeń naturalnych panujących w danym złożu. Dlatego przy badaniu poszczególnych parceli złoża na algorytm nakładano szereg ograniczeń wynikających z występujących w analizowanym złożu zagrożeń naturalnych.

Zakresy testowanych długości i kierunków wybiegu zostały określone na podstawie możliwości technicznych zakładu górniczego i panujących warunków geologicznych i zagrożeń naturalnych. Maksymalna długość ściany jest określona w PZZ, może jednak zostać zmniejszona w przypadku spodziewanych trudnych warunków górniczych, w szczególności wysokiego poziomu zagrożenia metanowego, pożarowego lub zagrożenia sejsmicznego i tąpnięciami. Minimalna długość ściany zależy od intencji użytkownika, nie może jedynie być mniejsza od jednostkowej zmiany długości. Należy jednak pamiętać, że ściany o zbyt małej długości są wysoce nieopłacalne ekonomicznie, więc testowanie takich wariantów na ogół niepotrzebnie obciąża jedynie program i może być interesujące jedynie w rzadkich przypadkach.

W przypadku braku zagrożeń wpływających na eksploatację, za zakres długości ścian przyjmuje się na bazie doświadczeń, przedziale 100-500 m. Zakres azymutu wyznacza się z kolei w przedziale 0-360°. Zgodnie z przepisami dla wyrobisk projektowanych „na upad”, przy nachyleniu poprzecznym powyżej 10° wyrobiska takie można prowadzić tylko na warunkach zatwierdzonych przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego. Prowadzenie ściany po wzniosie przy nachyleniu powyżej 20° całym frontem jest niedopuszczalne [110]. Dlatego w symulacji dokonano analizy nachylenia złoża w parcelach i zablokowano przekraczanie tych wartości.

W badaniach przyjęto, że w rejonach o drugim stopniu zagrożenia tąpnięciami, o ile to możliwe należy unikać planowania eksploatacji o azymutach wybiegów ścian w zakresie 20-70° względem kierunku uskoków regionalnych, aby zmniejszyć problem koncentracji

ciśnień w pobliżu uskoku oraz pozostawianie resztek eksploatacyjnych mogących gromadzić naprężenia, co jest zabronione nam mocy rozporządzenia [110].

Zakres kierunków wybiegu zależy od warunków górniczych oraz kierunku zapadania pokładu, który w procesie można określić na podstawie modelu geologicznego. Ze względu na występujące w złożu zagrożenie wodne wybieg wyrobisk ścianowych był kierowany względem upadu i granic parceli tak, by minimalizować pozostawianie w złożu resztek pokładu i umożliwić zalewanie zrobów, co zrealizowano poprzez ograniczenia azymutu wybiegu ścian. Zakres tych ograniczeń różnił dla każdej parceli zależnie od średniego kierunku rozciągłości pokładu.

Jednostkowe zmiany długości ściany, jej wybiegu, azymutu wybiegu i położenia punktu startowego określają różnice w wartości tych parametrów dla kolejnych wariantów. Tym samym w pracy konieczne było dokonanie wyboru pomiędzy optymalnym skokiem ww. wartości sterujących, czasem przeliczeń, funkcją celu i wartością osiąganym rezultatów, mając na uwadze horyzont czasowy przewidywany dla rozpoczęcia rozcięcia parceli, dokładność dostępnych danych i potrzeby w zakresie dokładności szacowania. W tabeli 6.4. zebrano techniczne założenia przyjęte w narzędziu dla parceli złoża „N”.

Tabela 6.4 Parametry i warunki brzegowe działania algorytmu wyboru sposobu rozcięcia parceli przyjmowane w przykładzie obliczeniowym

Parametr	Jednostka	Wartość
Liczba ścian eksploatowanych równolegle w planach ZG	-	4
Liczba ścian eksploatowanych równolegle w złożu „N”	-	2
Maksymalny dzienny postęp eksploatacji ścian	m/d	3
Zakres dopuszczalnego azymutu kierunku drążenia wyrobisk ścianowych względem azymutu wzniosu pokładu*	°	+90
Zakres dopuszczalnych długości ścian wariantu	m	180-250
Minimalny wybieg wyrobiska ścianowego	m	500
Zmiana azymutu kierunku drążenia wyrobisk ścianowych	°	2.5
zmiana położenia punktu początkowego rysowania	m	5
zmiana wybiegu wyrobisk ścianowych	m	10
Zmiana długości bazowej ściany	m	5

Źródło: opracowanie własne

*o ile eksploatacja nie mogła powodować koncentracji naprężeń przy uskoku regionalnych.

6.5.3 Testowanie wariantów – generowanie układów wyrobisk ścianowych w parceli

Algorytm (model) do projektowania wariantów rozcinki został zaprogramowany w środowisku programistycznym Process Map, stanowiącym aplikację wbudowaną w przestrzeń oprogramowania do harmonogramowania produkcji Deswik.CAD. Narzędzie to, mając zadane granice eksploatacji w formie obrysu parceli, wpisuje obrys parceli w kolejne prostokąty o boku równoległym do przyjętego w danym kroku azymutu wybiegu ścian, a następnie wpasowuje w obrys parceli jak najwięcej równoległych wyrobisk ścianowych o określonej długości wyrobiska i kierunku wybiegu zgodnym z zewnętrznym prostokątem. Wybieg ścian jest wynikowym parametrem położenia osi wyrobiska ścianowego i granic parceli. Następnie generowane są rozcinki dla kolejnych kombinacji wartości zmiennych prognozowanych.

W kolejnym kroku do konturów wszystkich wyrobisk ścianowych wygenerowanych w kolejnych wariantach przypisywane są odpowiadające im parametry pobierane z cyfrowego modelu złoża, w szczególności miąższość pokładu, gęstość węgla, kaloryczność węgla, zawartość skały płonnej kategorii zagrożeń naturalnych i stopień zuskokowania złoża. Po zaczytaniu tych danych dla wariantów, a także konturów pojedynczych wyrobisk ścianowych parceli wyliczane są wartości możliwego do wybrania węgla, koszty całkowite eksploatacji, a następnie Z_{op}^* i m_{op}^* .

Po przetestowaniu wszystkich wariantów rozcinki zgodnie z zadanymi parametrami, obrysy projektowanych ścian rysowane są na odrębnej warstwie, a ich parametry udostępniane w formie tabeli, w formacie pliku .csv. Dla przyspieszenia obliczeń możliwe jest generowanie formy graficznej tylko części wariantów o najlepszej wartości funkcji celu. Co istotne, program sprawdza skończoną liczbę wariantów wynikających z kombinacji możliwych wartości zmiennych geometrycznych. Dlatego czas i dokładność obliczeń zależy od wprowadzonych parametrów skoku zmiany poszczególnych wartości. W przypadku, gdy geometria parceli pozwala na wstępne wnioskowanie o prawdopodobnym azymucie najlepszego wariantu eksploatacji, korzystne wyniki może być ograniczenie zakresu azymutu wybiegu do wartości zbliżonych do oczekiwanej, przy jednoczesnym zmniejszeniu kroku jego zmiany.

Weryfikacja wyników działania algorytmu i wybór wariantu eksploatacji parceli

Po otrzymaniu wyników pracy programu możliwe jest szeregowanie i filtrowanie wariantów testowych według wyznaczonych właściwości, w tym określających wariant parametrów geometrycznych, przypisanych do danego wariantu kosztów i wartości surowca, czy wreszcie szacowanego ekwiwalentu zysku Z_{op}^* i marży m_{op}^* . Opracowane narzędzia pozwalają na przeglądanie wariantów i wybór wariantu najkorzystniejszego ze względu na wybrane kryterium – jak już wspomniano w pracy do oceny wariantów rozcięcia pojedynczej parceli za kryterium przyjęto Z_{op}^* . Ostateczny wybór wariantu powinien zostać jednak poprzedzony weryfikacją technicznej trudności jego realizacji. W szczególności zwracano uwagę, czy:

- pozostawione w wariacie resztki kalizny węglowej nie mogły gromadzić naprężeń lub samozagrzewać się w stopniu stwarzającym zagrożenie,
- kluczowe chodniki wariantu nie przebiegały pod lub nad krawędziami eksploatacji,
- udostępnienie parceli w ramach wariantu nie wymagało wykonania nadmiernej liczby wyrobisk nieprzewidzianych w szacunkach programu,
- możliwe było efektywne przewietrzanie w ramach wariantu.

6.5.4 Wyniki obliczeń przykładowej parceli i analiza wrażliwości

Aby zilustrować przebieg procesu projektowania w opracowanej metodzie dla wszystkich dziewięciu parceli złoża „N” dokonano wyboru najlepszego wariantu ze względu na ekwiwalent zysku operacyjnego Z_{op}^* . Poniżej przedstawiono wyniki działania algorytmu dla parceli H. Założenia kosztowe i ekonomiczne przyjęte w obliczeniach zebrano w tabeli 6.5.

Tabela 6.5 Założenia kosztowe i ekonomiczne zastosowane przy wyborze najlepszych wariantów rozcięcia parceli złoża „N”

Parametr	Jednostka	Wartość
Cena węgla wzorcowego	PLN	450
Koszt drążenia metra wyrobiska przyścianowego	PLN/m	20025
Koszt drążenia metra przecinki ścianowej	PLN/m	28035
Koszt drążenia metra wyrobiska głównego	PLN/m	64080
Średni koszt dnia pracy kompleksu ścianowego	PLN/d	182648
Koszt zbrojenia ściany	PLN	21 000 000
Koszt likwidacji ściany i wyprowadzenia obudowy	PLN	6 000 000
Koszty niezależne zakładu	PLN/rok	1 085 000 000

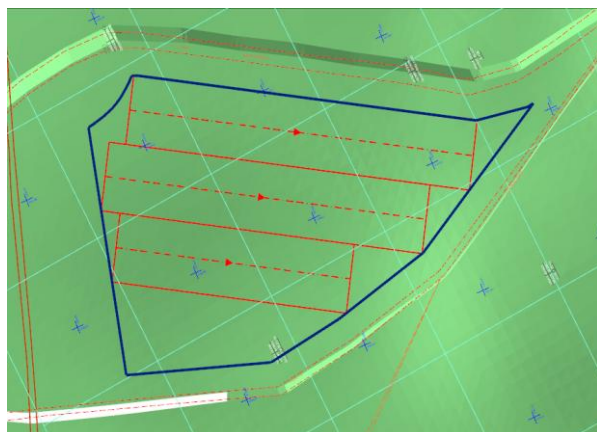
Źródło: opracowanie własne

Cenę węgla wzorcowego przyjęto na podstawie zaokrąglenia średniej ceny węgla energetycznego określonej w raporcie Polskiej Grupy Górniczej za rok 2025, a strukturę ceny węgla na podstawie formuły Z. Grudzińskiego danej wzorem 6.4.

Roczne koszty prowadzenia wydobycia w ujęciu procesowym oszacowano na podstawie zanonimizowanych danych pochodzących z modelu ekonomicznego rzeczywistej kopalni X, co zostało opisane w punkcie 6.4.4.

Pozostałe parametry przyjęto na podstawie analizy zagrożeń i sposobu zalegania złoża w badanej parceli i technologii stosowanej dotychczas w kopalni macierzystej.

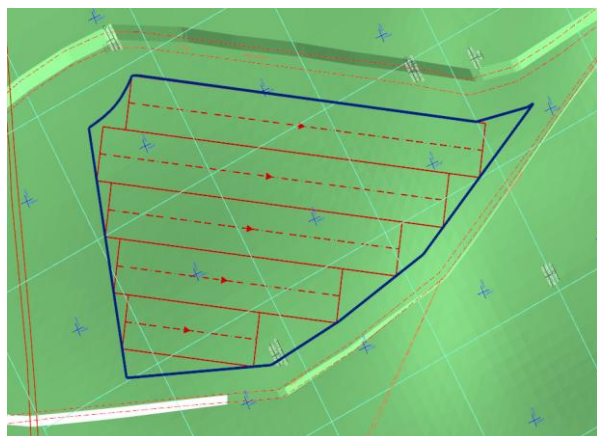
Przy tak dobranych parametrach narzędzie przetestowało 6864 warianty ułożenia wyrobisk ścianowych w parceli H. Na rysunku 6.9 przedstawiono wybrane warianty wynikowe:



Azymut kierunku drążenia: 35°
Bazowa długość ściany: 250 m
Liczba ścian: 3
Łączna wartość węgla: 1 455 904 765 PLN
Łączne koszty wybrania: 1 318 546 708 PLN
Zysk operacyjny: 137 358 057 PLN

Rysunek 6.9 Wariant o najwyższym szacowanym dochodzie.

Źródło: opracowanie własne



Azymut kierunku drążenia: 35°
Bazowa długość ściany: 195 m
Liczba ścian: 5
Łączna wartość węgla: 1 739 934 707 PLN
Łączne koszty wybrania: 2 029 318 202 PLN
Zysk operacyjny: -289 383 495 PLN

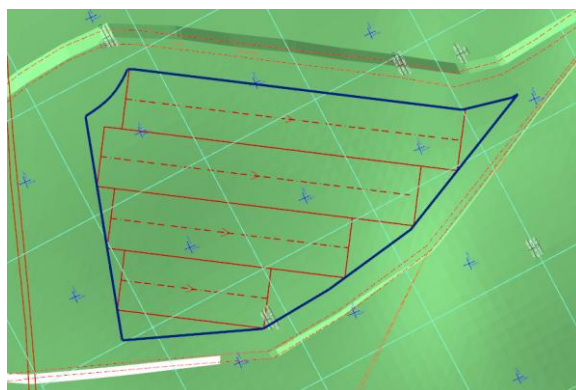
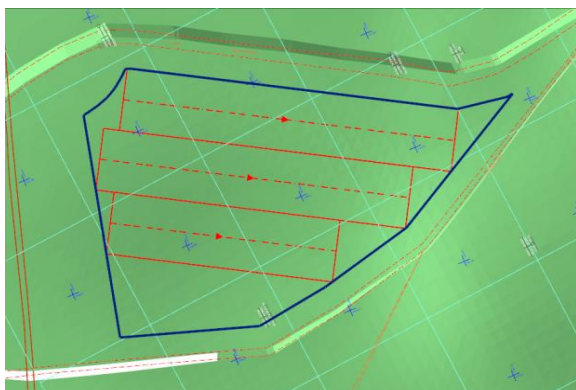
Rysunek 6.10 Wariant o najwyższej łącznej wartości wybieranego węgla.

Źródło: opracowanie własne

Wyniki proponowanej metody zmieniają się znacząco w zależności od przyjętych warunków rynkowych. Aby zobrazować wpływ tych parametrów na sposób rozcinki danej parceli (i ostatecznie złoża), w przykładzie przeprowadzono analizę wrażliwości wyników dla wariantu najkorzystniejszego przy zmianach ceny surowca wzorcowego. Wyniki analizy przedstawiono na rysunku 6.11 i zestawiono w tabeli 6.6.

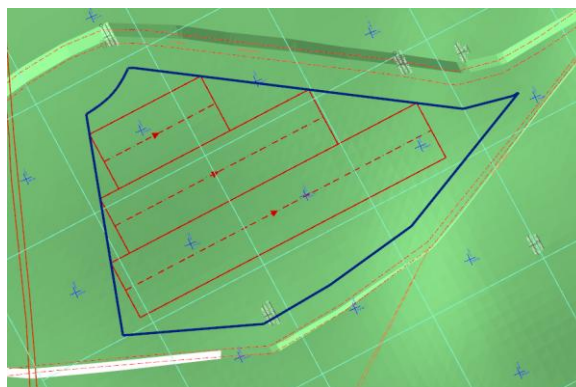
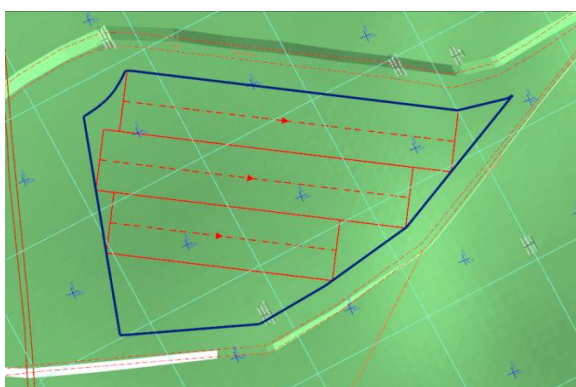
a) cena surowca = 110%,120%,

b) cena surowca =130% , 140%, 150%



c) cena surowca= 90% bazowej

d) cena surowca = 80% ceny bazowej



Rysunek 6.11 Analiza wrażliwości wariantu na zmianę ceny surowca

Źródło: opracowanie własne

Tabela 6.6 Najlepsze warianty przy zmianie ceny surowca w przedziale od -20% do +50%.

Wariant	Azymut kierunku drążenia [°]	Długość ścian [m]	Liczba ścian	Szacowany zysk operacyjny [PLN]
Cena -20%	0°	250 m	3	-165 592 994
Cena -10%	35°	250 m	3	-19 848 357
Bazowy	35°	250 m	3	137 358 057
Cena +10%	35°	250 m	3	294 564 471
Cena +20%	35°	250 m	3	451 770 886
Cena +30%	35°	240 m	4	613 923 010
Cena +40%	35°	240 m	4	793 791 305
Cena +50%	35°	240 m	4	973 659 600

Źródło: opracowanie własne.

7 Wyznaczanie dynamicznej bazy zasobowej

Dzięki zastosowaniu przedstawionego powyżej algorytmu możliwe było wstępne określenie najlepszego układu wyrobisk w każdej z potencjalnych parcel eksploatacyjnych. Oszacowany został również ekwiwalent zysku Z_{op}^* wynikający z podjęcia decyzji eksploatacyjnej.

W rezultacie po uwzględnieniu wszystkich zasobów złoża „N” i zaplanowanych do eksploatacji parcel otrzymano 33 ściany wydobywcze o parametrach zaprezentowanych w tabeli 7.1. Tabela ta zawiera również szacunki ekwiwalentu marży m_{op}^* i wartości węgla przy odpowiednio ustalonej cenie.

Tabela 7.1 Ściany należące do najlepszych wariantów eksploatacji złoża „X”

Ściana	Azymut wybiegu ścian [°]	Długość ścian [m]	Zysk operacyjny ściany Z_{op}^* [mln PLN]	Marża ściany m_{op}^* [PLN/Mg]	Marża wariantu m_{op}^* [PLN/Mg]
118 A śc. 1	165	245	43.60	32.24	23.32
118 A śc. 2	165	245	17.57	13.83	23.32
118 B śc. 1	185	250	-6.68	-11.12	29.48
118 B śc. 2	185	250	74.74	49.51	29.48
118 B śc. 3	185	250	49.00	33.56	29.48
118 B śc. 4	185	250	26.85	20.47	29.48
118 B1 śc. 1	218	250	2.27	3.71	3.71
118 C śc. 1	345	250	68.91	52.41	43.80
118 C śc. 2	345	250	75.96	56.98	43.80
118 C śc. 3	345	250	7.69	9.21	43.80
118 D śc. 1	0	250	19.56	21.16	27.39
118 D śc. 2	360	250	62.55	43.32	27.39
118 D śc. 3	360	250	45.70	34.21	27.39
118 D śc. 4	360	250	-6.15	-8.33	27.39
118 E śc. 1	345	250	21.93	14.74	-5.38
118 E śc. 2	345	250	2.98	2.19	-5.38
118 E śc. 3	345	250	-14.02	-12.43	-5.38
118 E śc. 4	345	250	-35.77	-55.27	-5.38
118 F śc. 1	42	250	145.72	47.77	40.95
118 F śc. 2	42	250	115.75	43.52	40.95
118 F śc. 3	42	250	49.90	26.36	40.95
118 H śc. 1	35	250	8.12	5.86	-7.41
118 H śc. 2	35	250	2.06	1.45	-7.41
118 H śc. 3	35	250	-38.60	-37.41	-7.41
118 J śc. 1	355	250	-75.85	-150.95	-3.03
118 J śc. 2	355	250	-70.69	-60.35	-3.03
118 J śc. 3	355	250	-42.53	-23.36	-3.03

118 J śc. 4	355	250	-13.95	-6.16	-3.03
118 J śc. 5	355	250	88.72	31.70	-3.03
118 J śc. 6	355	250	97.53	35.46	-3.03
118 J śc. 7	355	250	-8.84	-7.14	-3.03
118 J śc. 8	355	250	-3.39	-3.19	-3.03
118 J śc. 9	355	250	-14.84	-16.89	-3.03

Źródło: opracowanie własne.

Jak można zauważyć, stosowany algorytm jako warianty eksploatacji parcel o najwyższym zysku operacyjnym wskazywał najczęściej te, w których ściany miały największą dopuszczalną długość. To pozwoliło na obniżenie kosztów eksploatacji poprzez zmniejszenie liczby wyrobisk przygotowawczych i wykonywanych instalacji i deinstalacji kompleksów ścianowych. Jako jedną z możliwych przyczyn tego trendu w trakcie badań rozważano przyjęcie w obliczeniach funkcji postępu niezależnej od długości ściany. Żeby przetestować tę hipotezę obliczenia wykonano ponownie dla zmodyfikowanej funkcji postępu, w której zmiana postępu ściany była odwrotnie proporcjonalna do połowy zmiany jej długości. Wyniki tego testu wskazały, że choć wartości zysku operacyjnego i marży zmieniły się, to warianty wskazywane jako najkorzystniejsze nie uległy zmianie.

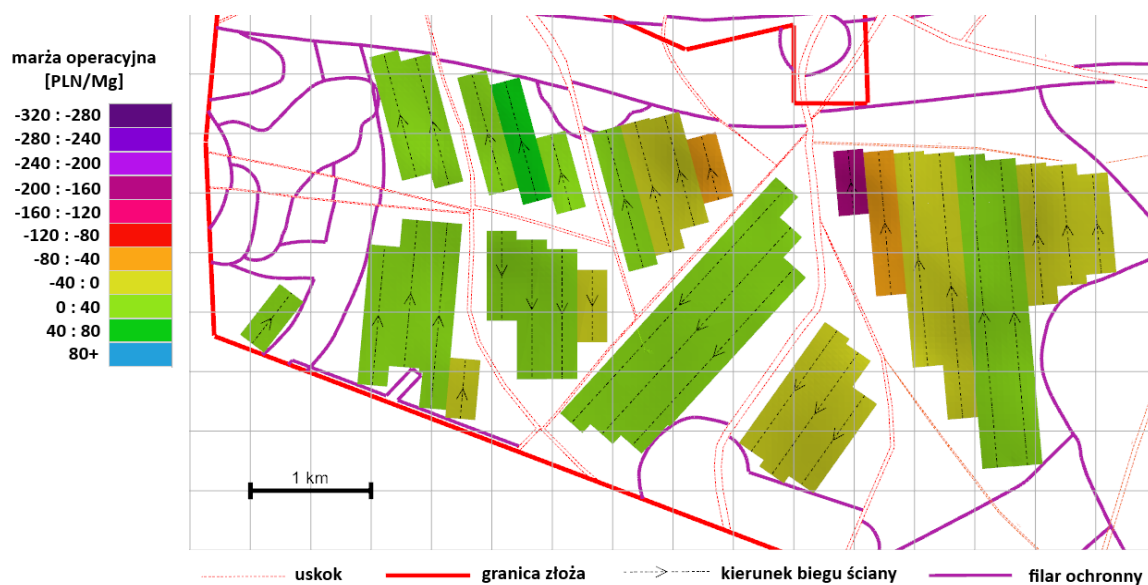
Celem optymalizacji poszczególnych harmonogramów metoda zakłada, że w ramach wariantów rozcięcia i zagospodarowania parceli (złoża) możliwa jest indywidualna selekcja ścian wchodzących do danego scenariusza eksploatacji. Dzięki określeniu Z_{op}^* ścian możliwe było ich uszeregowanie i wybór tych, których włączenie do tworzonych dalej harmonogramów przyniesie pożądany efekt ekonomiczny. Eliminacja ścian o ujemnych wartościach wybranych zmiennych ekonomicznych powodowała naturalnie poprawę oceny ekonomicznej danego scenariusza.

7.1 Analiza wyników i ponowna ocena wariantów eksploatacji parceli

Po wybraniu najlepszych wariantów układu ścian w każdej z parceli złoża, w module harmonogramu produkcji (środowisku Deswik.Sched) z konturów ścian stworzono zadania eksploatacyjne, przedstawione w środowisku graficznym w formie brył. W środowisku tym za jedno zadanie eksploatacyjne przyjęto 20 m wyrobiska ścianowego, a kolejność eksploatacji ścian w danej parceli zależała przede wszystkim od przyjętego systemu eksploatacji, który dobrany został na podstawie przyjętych założeń projektowych. Wskaźniki ekonomiczne opisane w algorytmie zaprezentowanym w rozdziale 6.5

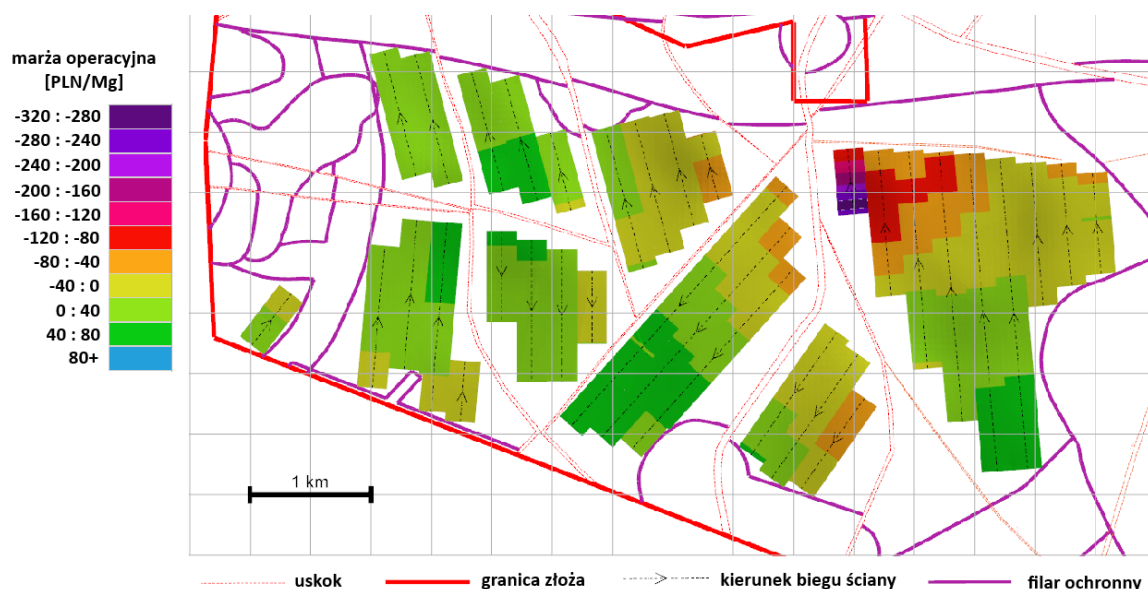
uwzględniają stały postęp eksploatacji i uśredniają parametry jakości surowca dla całej ściany.

Po przekształceniu obrysów w zadania harmonogramu, ponownie oszacowano wskaźniki ekonomiczne, co umożliwiło dla ich wyznaczenie z dokładnością do jednego zadania. Na tej podstawie możliwe było porównanie Z_{op}^* i m_{op}^* planowanych do osiągnięcia w ramach poszczególnych parcel. Zaznaczyć należy, że na tym etapie wynik ekonomiczny nie uwzględniał niektórych parametrów mogących zwiększać koszt eksploatacji, które zostały wprowadzone do obliczeń na kolejnych etapach. Na rysunku 7.1 przedstawiono m_{op}^* poszczególnych parceli wyznaczany w ramach autorskiego narzędzia z dokładnością do wariantu, a na rysunku 7.2 m_{op}^* wyliczony ponownie po wprowadzeniu obrysów ścian do harmonogramu, z dokładnością do pojedynczego zadania.



Rysunek 7.1 Ekwiwalent marży m_{op}^* poszczególnych ścian wyznaczony w algorytmie.

Źródło: opracowanie własne



Rysunek 7.2 Ekwiwalent marży m_{op}^* ścian wyznaczony w algorytmie wyboru układu ścian – z dokładnością do zadania eksploatacyjnego

Źródło: opracowanie własne

Równocześnie zaznaczyć należy, że choć fragmenty wyrobisk ścianowych lub całe wyrobiska mogą zwracać ujemny wynik ekonomiczny, to równocześnie parcele, do których należą mogą w dalszym ciągu generować dodatni zysk operacyjny. Ponadto, przedstawione na rys. 7.2 m_{op}^* dla pojedynczych zadań są prawidłowe tylko przy założeniu eksploatacji całej ściany, do której należą (zaniechanie wybierania części ściany niekoniecznie poprawiało wynik z jej eksploatacji). Przedstawiona wizualizacja posłużyła analizie i weryfikacji przyjętych założeń.

7.2 Opcje bazy zasobowej

Dzięki zastosowaniu opracowanego algorytmu możliwe stało się określenie docelowego układu wyrobisk w każdej z potencjalnych parcel eksploatacyjnych i utworzenie zbioru ścian, których zasoby mogą zostać włączone do bazy zasobowej, co stanowiło istotę niniejszej pracy. A ponieważ zagadnienie to jest niejednoznaczne, w dalszej części pracy przeprowadzono dyskusję nad sposobem wyznaczenia bazy zasobowej ze względu na przyjęte kryterium decyzyjne.

Kryteriami wykorzystywanymi na tym etapie są:

- wielkość możliwych do wybrania zasobów – maksymalizacja wielkości bazy zasobowej,

- Zysk operacyjny – maksymalizacja wyniku finansowego.

W badaniach zaproponowano trzy opcje bazy zasobowej, w różny sposób wartościujące przyjęte kryteria:

Opcja 1. Efektywna Kopalnia (EK) – Maksymalizacja zasobów.

W tej opcji spośród ścian usuwane są te o najniższym m_{op}^* tak długo, aż całkowity ekwiwalent marży kopalni osiągnie wynik dodatni. W prezentowanym przykładzie osiągnięcie dodatniego m_{op}^* nie wymagało usuwania z bazy zasobowej żadnej ściany. Dlatego zbiór ścian włączonych do bazy zasobowej w ramach tej opcji jest tożsamy z wynikami poprzedniego etapu metody i został już przedstawiony na rysunku 7.2.

Opcja 2. – Efektywna Parcela (EP) – równoważenie kryteriów wysokości ekwiwalentu zysku operacyjnego i wielkości bazy zasobowej.

W tej opcji za parcelę efektywną uważa się taką, dla której całkowita wartość m_{op}^* jest dodatnia. Z każdej parceli, począwszy od ściany o najniższym m_{op}^* , usuwano ściany aż do osiągnięcia dodatniego m_{op}^* dla całej parceli. Wyrobiska ścianowe uwzględnione w ramach tej opcji zaprezentowano na rysunku 7.3. Choć nie wszystkie wyrobiska danych parcel mają dodatnie m_{op}^* , to średni m_{op}^* każdej z parcel jest dodatni.



Rysunek 7.3 Wyrobiska uwzględnione do wybrania według założeń Efektywnej Parceli.

Źródło: opracowanie własne

Opcja 3. – Efektywna ściana (EŚ) – maksymalizacja wyniku finansowego.

W tej opcji do bazy zasobowej włączane są tylko te wyrobiska ścianowe, których indywidualny m_{op}^* jest dodatni. Wyrobiska uwzględnione w ramach tej opcji przedstawiono na rysunku 7.4.



Rysunek 7.4 Ściany uwzględnione do wybrania według założeń Efektywnej Ściany.

Źródło: opracowanie własne

7.3 Scenariusze eksploatacji

Zgodnie z przyjętą metodą DCF do oceny wartości złoża służy NPV. Przy stosowaniu tej miary przepływy pieniężne są dyskontowane zależnie od momentu, w którym pojawią się w inwestycji. Aby ją więc wyznaczyć konieczne było uszeregowanie ścian zawierających się w poszczególnych opcjach bazy zasobowej w scenariusze decyzyjne – harmonogramy eksploatacji.

Aby zbadać wpływ kolejności wybierania parcel na wynik ekonomiczny projektu, dla każdej z opcji bazy zasobowej przygotowano trzy scenariusze, w ramach których parcele były eksploatowane w różnej kolejności. Kolejność wybierania ścian w każdej z parceli jest ustalona na podstawie zasad bezpiecznego prowadzenia eksploatacji systemem ścianowym.

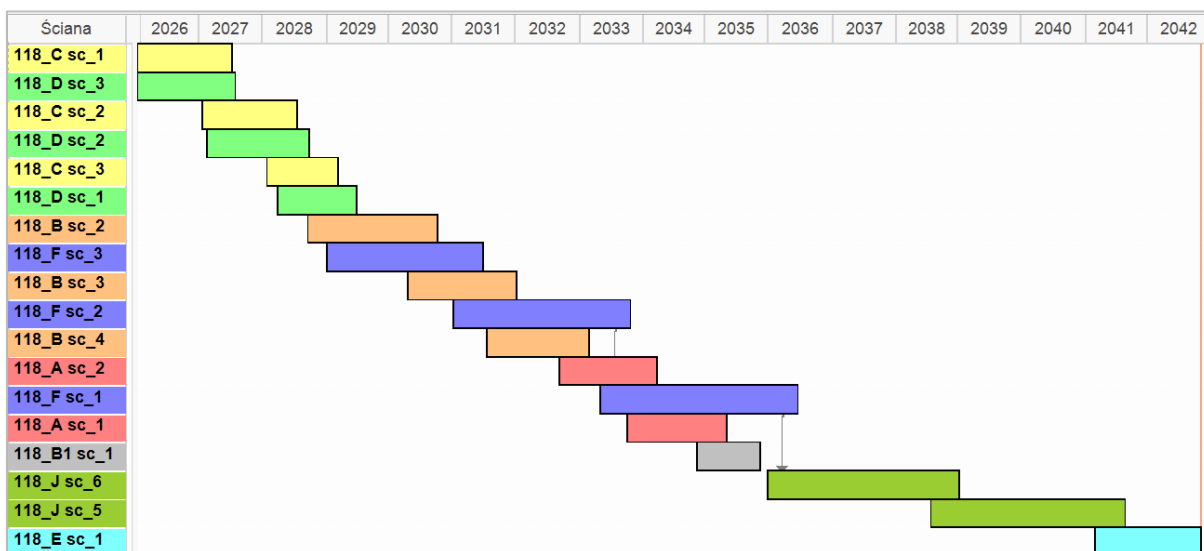
Dla każdej z opcji bazy zasobowej przygotowano:

- Scenariusz MAX-MIN, w którym założono wybieranie parceli w kolejności od najwyższego m_{op}^* do najniższego,

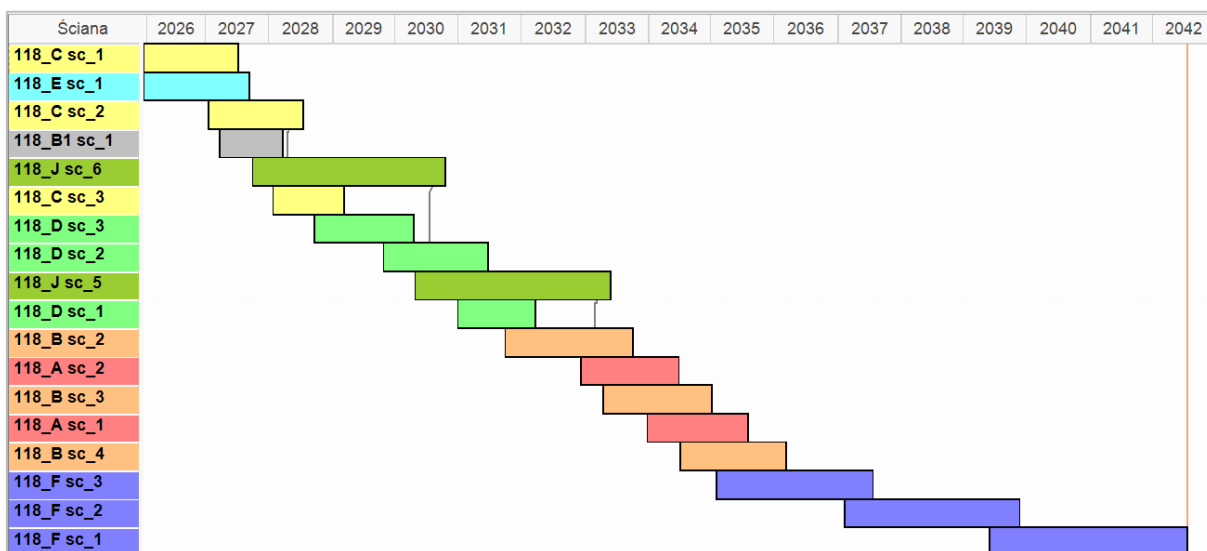
- Scenariusz UŚR, w którym założono uśrednianie m_{op}^* poprzez równoległe wybieranie parceli o najwyższym i najniższym m_{op}^* , następnie przejście do parceli o drugim najniższym i drugim najwyższym m_{op}^* , a zakończenie eksploatacji na parceli opisanej medianą m_{op}^* .
- Scenariusz SZYB, w którym za nadrzędny cel przyjęto ograniczenie czasu, w którym kopalnia prowadzi eksploatację tylko jednym przodkiem ścianowym. W związku z tym wszystkie parcele podzielono na dwie grupy tak, aby sumaryczny czas wybierania ścian każdej z grup był możliwie równy, a następnie układano harmonogram wybierając równoległe po jednej parceli z każdej z grup, począwszy od tych o odpowiednio najwyższych m_{op}^* .

Na rysunku 7.5 przedstawiono porównanie scenariuszy - harmonogramów biegu ścian stworzonych w opcji bazy Efektywna Ściana. Kolorami oznaczono poszczególne parcele złoża.

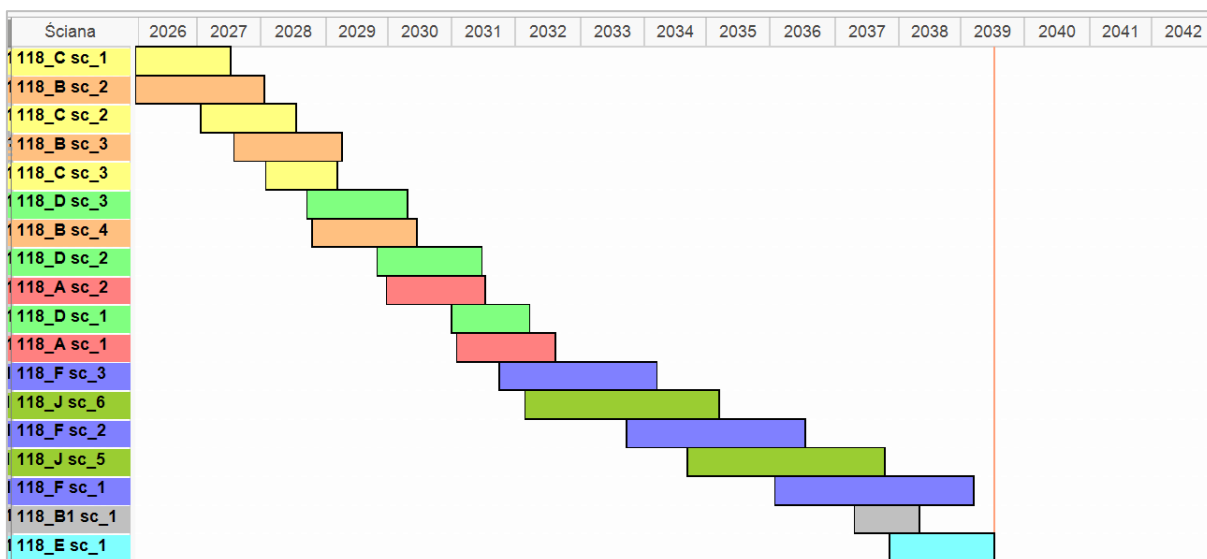
a) Scenariusz MAX-MIN



b) Scenariusz UŚR - uśredniany



c) Scenariusz SZYB - szybki



Rysunek 7.5 Scenariusze - harmonogramy eksploatacji bazy zasobowej Efektywna Kopalnia

Źródło: opracowanie własne

Po ułożeniu ścian eksploatacyjnych w harmonogramie dla poszczególnych scenariuszy określono wartości przepływów pieniężnych w kolejnych latach projektu inwestycyjnego, dzięki czemu możliwe było wyznaczenie NPV dla ww. scenariuszy. Do wyznaczenia NPV posłużono się zmienną stopą dyskontową, która została wyznaczona na podstawie metody oceny atrakcyjności złożeń.

7.4 Ryzyko eksploatacji wynikające z warunków geologicznych i górniczych i jego wpływ na koszty wydobywania

Oprócz ograniczeń narzucanych na możliwe parametry eksploatacji, warunki geologiczne, górnicze oraz zagrożenia naturalne występujące w parceli (w złożu) mają wpływ na koszty jej wybrania. Aby oszacować wpływ tych warunków na przepływy pieniężne projektu eksploatacji złoża, opracowana została metoda kwantyfikacji ryzyka eksploatacji [153] wykorzystująca model uciążliwości warunków eksploatacji [154].

Metoda ta bazuje na wielokryterialnym modelu decyzyjnym AHP (*Analytic Hierarchy Process*). W ramach metody tworzony jest model oceny poziomu ryzyka, który jest podzielony na trzy poziomy. Na poziomie pierwszym znajduje się cel zadania – ocena poziomu ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji. Drugi poziom modelu zawiera trzy główne grupy czynników ryzyka, a poziom trzeci poszczególne czynniki zawarte w każdej z grup, wybrane spośród szerszej listy możliwych czynników za pomocą modelu AHP.

Wagę wpływu poszczególnych czynników na ryzyko określa się na dziewięciostopniowej skali za pomocą metody eksperckiej. Następnie wpływ poszczególnych czynników ryzyka na eksploatację można wyrazić w sposób zagregowany w postaci wskaźnika ryzyka eksploatacji RF . Wskaźnik ten stanowi sumę iloczynów wag czynników i ich znormalizowanych wartości dla poszczególnych fragmentów złoża i przyjmuje wartości w przedziale [0-1]. Może on być wyznaczany dla całego złoża oraz dla każdej ściany i parceli z osobna.

Aby wyznaczyć wpływ wskaźnika RF na wynik ekonomiczny scenariusza eksploatacji wykorzystuje się zależności między RF , ryzykiem projektowym Rp i ważonym kosztem kapitałów $WACC$.

Kulpa wykazał [153], że ważony koszt kapitałów ($WACC$) jest zależny od ryzyka projektowego zgodnie ze wzorem:

$$WACC \cong KKW + KKO = (\beta(Rp) + r_f) + (r_f + Rp + Z) \quad (7.1)$$

gdzie:

KKW – koszt kapitałów własnych,

KKO – koszt kapitałów obcych,

- β – miara ryzyka systematycznego danego aktywu, czyli jego zmienność w porównaniu do całego rynku [%],
- R_p – specyficzne ryzyko projektu,
- r_f – rynkowy ekwiwalent ryzyka niezdywersyfikowanego (otoczenia), które może być wyrażone dla projektów do jednego roku, np. stopą WIBOR [%], lub dla projektów średnio- i długoterminowych – oprocentowaniem obligacji Skarbu Państwa, o odpowiednim terminie zapadalności, [%],
- Z – Zysk, [%],

Znając dodatkowo udział kosztu kapitałów własnych (A) i obcych ($1-A$), na drodze przekształceń możliwe jest wyrażenie ryzyka projektowego jako:

$$R_p = \frac{WACC - Z \cdot (1 - A) - r_f}{(A \cdot \beta + 1 - A)} \quad (7.2)$$

Względą różnicę wskaźnika RF między poszczególnymi ścianami i parcelami złoża wyrazić wzorem:

$$\delta_i = \frac{(RF_i - RF_c)}{RF_c} \quad (7.3)$$

gdzie:

- δ_i – względna różnica wskaźnika RF
- RF_i – wskaźnik ryzyka oszacowany dla parceli,
- RF_c – wskaźnik ryzyka oszacowany dla złoża.

Dlatego znając wartości wskaźnika RF dla poszczególnych ścian eksploatacyjnych możliwe jest określenie specyficznego ryzyka projektowego dla ściany:

$$Rp_i = R_p (1 + \delta_i) \quad (7.4)$$

gdzie:

- Rp_i – specyficzne ryzyko projektowe dla pojedynczej ściany,
- R_p – specyficzne ryzyko projektu,
- δ_i – względna różnica wskaźnika RF .

W ramach opracowanej metody, po przyjęciu średniego $WACC$ dla złoża „N”, wyznaczyć można było składowe $WACC_i$ dla każdej ze ścian i parcel złoża. Po zważeniu poszczególnych ścian udziałem zasobów utworzono strukturę stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka, która w pracy była wykorzystywana do wyznaczenia NPV dla poszczególnych scenariuszy eksploatacji.

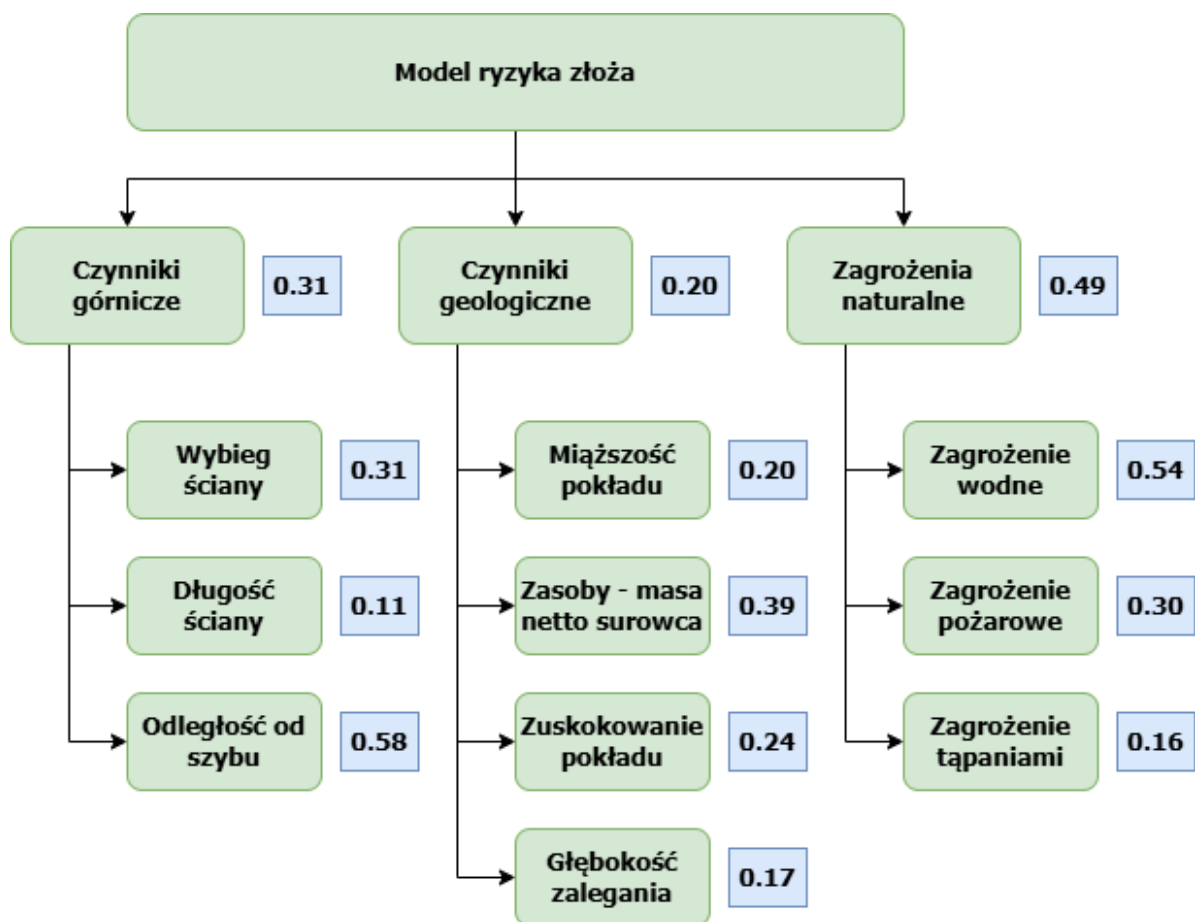
W ramach modelu obliczeniowego przedstawionego w tej pracy, do grup czynników będących źródłem ryzyka zaliczono:

- czynniki górnicze,
- czynniki geologiczne,
- zagrożenia naturalne.

Według powyższych zagregowanych kryteriów, jako kluczowe czynniki powodujące zmianę kosztów wydobycia określono:

- wybieg ściany,
- długość ściany,
- odległość od szybu materiałowo-zjazdowego.
- miąższość pokładu,
- zasoby wydobywalne,
- zaburzenia tektoniczne,
- głębokość zalegania pokładu.
- zagrożenie wodne,
- skłonność węgla do samozapalenia,
- zagrożenie tąpnięciami.

Wagi czynników ryzyka wyznaczone dla złoża „N” przedstawiono na rysunku 7.6.



Rysunek 7.6 Model ryzyka złoża „X”

Źródło: opracowanie własne.

Jak już wspomniano, znając ustandaryzowane wartości czynników ryzyka, dla każdej opcji bazy zasobowej możliwe stało się oszacowanie $WACC_i$ poszczególnych wyrobisk ścianowych. Po utworzeniu scenariuszy wartości $WACC_i$ uśredniono w latach, za wagę przyjmując udział danej ściany eksploatacyjnej w wydobywaniu węgla ze złoża „N” w kolejnych latach projektu. Na tej podstawie wyznaczono średnie, zmienne $WACC_i$ dla kolejnych lat scenariuszy eksploatacji, które stanowiło zmienną w czasie stopę dyskonta przy wyznaczaniu NPV scenariuszy.

7.5 Wybór harmonogramu produkcji

Poprzez zastosowanie opracowanej metody do wyznaczenia bazy zasobowej złoża „N” uzyskano 9 scenariuszy, które zostały przedstawione w tabeli 7.2.

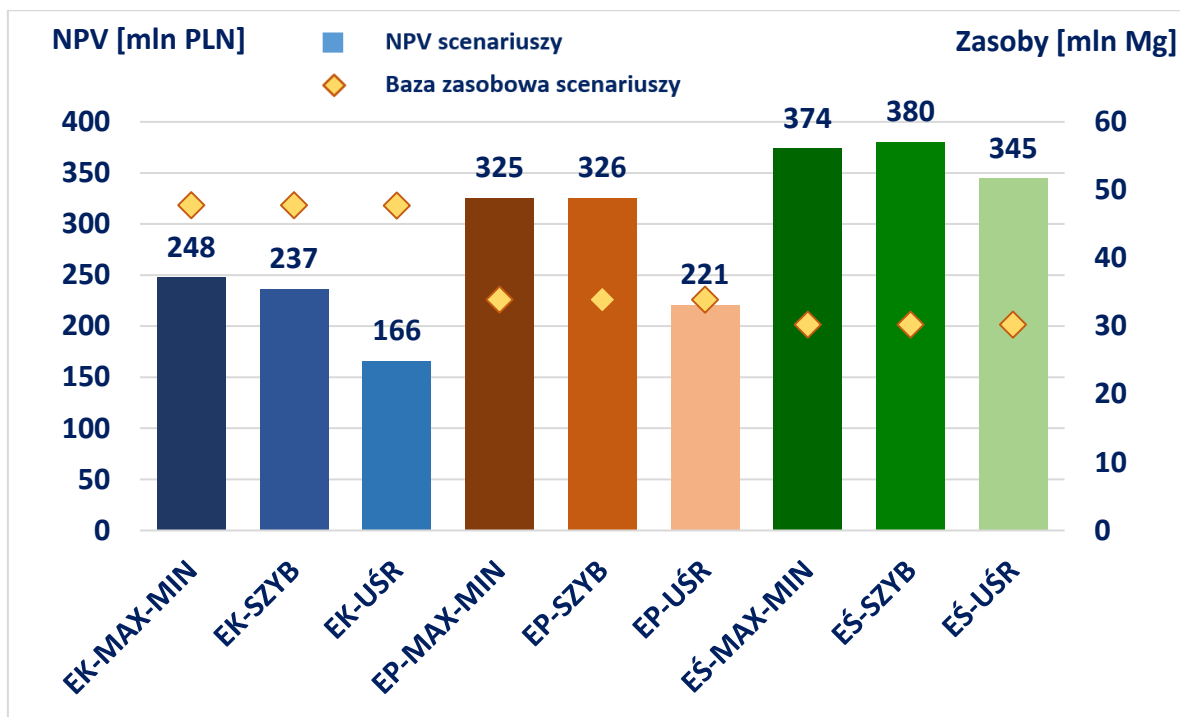
Tabela 7.2 Scenariusze eksploatacji złoża „N”

Opcja bazy zasobowej	Scenariusz	Liczba ścian	Masa netto surowca	Ekw. zysku operacyjnego	Ekw. marży operacyjnej	Czas trwania projektu
		-	Mg	PLN	PLN/Mg	lata
Efektywna Kopalnia	EK-MAX-MIN	33	47 762 092	166 414 280	3.48	28
	EK-SZYB					22
	EK-UŚR					22
Efektywna Parcela	EP-MAX-MIN	22	33 911 437	576 453 934	17.00	19
	EP-SZYB					15
	EP-UŚR					22
Efektywna Ściana	EŚ-MAX-MIN	18	30 254 213	632 587 712	20.91	17
	EŚ-SZYB					14
	EŚ-UŚR					17

Źródło: opracowanie własne

Do rozróżniania scenariuszy zastosowano NPV, przy czym uwzględnione nakłady początkowe i odtworzeniowe obciążają inwestycje w postaci amortyzacji o stałym udziale w całkowitych kosztach przez cały okres eksploatacji. Nie uwzględniana jest natomiast zamortyzowana część nakładów inwestycyjnych na środki trwałe już wytworzone.

Zaprezentowane scenariusze w ujęciu statycznym wykazują grupami jednakowe zyski i wolumen wydobytego surowca, jednak zmiana kolejności eksploatacji powoduje, że ich realizacja wymaga różnych okresów. Przyjęta kolejność eksploatacji przekłada się również na różny czas oddziaływania czynników ryzyka, z czego wynikają różnice w wartościach zmiennej stopy dyskontowej $WACC_i$ wykorzystanej do wyznaczenia NPV w poszczególnych scenariuszach. Wartości NPV uzyskane dla poszczególnych scenariuszy przedstawiono na rysunku 7.7.



Rysunek 7.7 Wielkość bazy zasobowej oraz NPV dla rozważanych harmonogramów eksploatacji

Źródło: opracowanie własne

Jak widać na wykresie, w przykładzie obliczeniowym występuje negatywna korelacja między wielkością eksploatowanych zasobów a NPV wynikającym z eksploatacji. W badanym złożu część obszarów branych pod uwagę do eksploatacji ma parametry niewystarczające, by móc w nich ulokować wyrobiska ścianowe przynoszące korzyść finansową. Wyrażna jest również zależność NPV od kolejności eksploatacji poszczególnych parcel. Z punktu widzenia NPV wskazane jest rozpoczynanie eksploatacji od najatrakcyjniejszych części złoża. W praktyce górniczej czynnik ten niejednokrotnie jest trudny do kontrolowania i przedsiębiorca decyduje się na rozpoczęcie eksploatacji od parcel znajdujących się najbliżej dróg transportowych. Taka metoda może przynosić korzyść ze względu na wpływ odległości od szybu na stopę dyskontową. Budowa harmonogramu w sposób możliwie przyspieszający wybranie wszystkich zasobów ma znikomy skutek na wyznaczone NPV, co wynika z cech dla metod dyskontowych.

Z przedstawionych obliczeń wynika, że dla wszystkich opracowanych scenariuszy eksploatacji złoża „N” całkowite NPV jest dodatnie, co oznacza że w przypadku braku zmian warunków każdy ze scenariuszy może zostać wybrany do eksploatacji przez przedsiębiorcę, a wybór zależy od przyjętych przez niego priorytetów.

8 Podsumowanie i wnioski

Poziom wydobycia węgla kamiennego w Polsce maleje, a polityka energetyczna państwa wskazuje na dalsze odchodzenie od wykorzystywania węgla jako surowca energetycznego. Wymagania polityki energetycznej kraju wskazują, że nawet część zasobów uznawanych obecnie za przemysłowe nie zostanie wyeksploatowana przed zamknięciem zagospodarowujących je zakładów górniczych. Co więcej pomimo ambitnych planów transformacji energetycznej, wiele zakładów górniczych nie ma obecnie możliwości prowadzenia eksploatacji na poziomie wymaganym do zaspokojenia potrzeb energetycznych kraju, a koszty ich eksploatacji niejednokrotnie przekraczają przychody uzyskiwane ze sprzedaży. Wszystkie te elementy składają się na koszty energii oraz obciążają budżet Skarbu Państwa, będącego właścicielem większości spółek zajmujących się eksploatacją węgla kamiennego w Polsce.

Podstawą decyzji o czasie i sposobie funkcjonowania zakładów górniczych jest wystarczalność ich zasobów. W metodyce przyjętej w Polsce wystarczalność określana jest na podstawie kryteriów bilansowości złóż, które nie uwzględniają warunków rynkowych. Jednak, zgodnie z międzynarodowymi standardami wykazywania zasobów złóż, za zasoby wydobywalne uznaje się tylko te, które są możliwe do wydobycia w sposób ekonomicznie uzasadniony. Zasobom takim w polskiej nomenklaturze odpowiadają tzw. zasoby przemysłowe, ale sposób ich wyznaczania oparty jest przede wszystkim o przesłanki górnicze uwzględniając kryteria finansowe jedynie w sposób drugorzędny.

Koszty transformacji mogą być obniżone poprzez dostosowanie strategii wydobycia w kopalniach do bieżącej sytuacji rynkowej poprzez realizację harmonogramów eksploatacji w sposób dostosowanych do tych realiów. Eksploatacja górnicza obarczona jest niepewnością charakterystyczną dla tego sektora przemysłu, a wynikającą z niepełnego rozpoznania warunków panujących w złożu. W związku z tym, harmonogramy eksploatacji powinny być aktualizowane w zakładach górniczych w miarę poszerzania wiedzy geologicznej o złożu (w praktyce tak bywa, choć znaczenie kryteriów ekonomicznych bywa bagatelizowane). Dlatego implementacja metod wspierania podejmowanie decyzji zarządczych w zakładach górniczych dotycząca przygotowania harmonogramów eksploatacji może przynieść wymierną korzyść ekonomiczną. W procesie tym, w kopalniach należących do największych światowych spółek zajmujących się wydobyciem, stosowane są narzędzia cyfrowe, między innymi służące do modelowania złóż i harmonogramowania

produkcji. Narzędzia te pozwalają na wizualizację i analizę parametrów złoża oraz warunków górniczych oraz usprawniają przygotowywanie scenariuszy eksploatacji. Trzeba jednak dodać, że ich wykorzystanie w polskich przedsiębiorstwach górniczych jest ograniczone do roli drugorzędowej (dominuje wykorzystanie MS Excel, w którym przygotowywane są harmonogramy biegu ścian i drążenia wyrobisk chodnikowych).

Za główny cel niniejszej pracy przyjęto opracowanie narzędzi, metodyki i technik szacowania wielkości bazy zasobowej ocenianego złoża, która będzie respektować warunki geologiczne, górnicze i techniczne danej kopalni oraz pozwalać na określenie scenariusza eksploatacji maksymalizującego efektywność ekonomiczną i wartość przedsięwzięcia inwestycyjnego. Badania zostały poprzedzone analizą literaturową odnośnie standardów wyznaczania i wyceny zasobów złóż, metod oceny wartości projektów górniczych, a także czynników i wytycznych uwzględnianych przy planowaniu eksploatacji górniczej oraz narzędzi cyfrowych i modeli mogących wspierać przedsiębiorstwa w podejmowaniu decyzji koniecznych w trakcie opracowywania planów.

Opracowana przez autora metoda wyznaczania bazy zasobowej pozwala na określenie wielkości zasobów złoża możliwych do wyeksploatowania w sposób opłacalny ekonomicznie, przy uwzględnieniu warunków geologicznych, technicznych jak i rynkowych. W rozumieniu autora baza zasobowa jest dynamiczna – wielkość wyznaczonych zasobów jest zależna nie tylko od parametrów złoża, ale zmienia się wraz ze zmianą warunków zewnętrznych prowadzenia eksploatacji, w tym warunków rynkowych takich jak cena surowca, czy koszty energii. W opracowanej metodzie wyznaczenie wielkości bazy zasobowej składa się z następujących kroków:

- na podstawie danych geologicznych, pochodzących między innymi z otworów wiertniczych, opróbowań złoża, odwiertów dołowych budowany jest model cyfrowy złoża gromadzący informacje na temat położenia złoża, jego miąższości, występowania zaburzeń i parametrów jakościowych kopaliny. Ponadto w modelu wprowadzone są dane na temat występujących w złożu zagrożeń naturalnych,
- na podstawie cyfrowego modelu złoża, map pokładowych, warunków górniczych oraz przyjętych założeń w modelu eksploatacji wyznaczane się granice parcel eksploatacyjnych i zbierane są informacje na temat ograniczeń prowadzenia eksploatacji,

- znając roczne koszty całkowite przedsiębiorstwa referencyjnego, wyznacza się wskaźniki kosztowe wymagane do określenia efektywności danego scenariusza eksploatacji. Wskaźniki te są określone na podstawie autorskiej koncepcji alokacji kosztów do trzech grup: kosztów eksploatacji ścian, kosztów drążenia i utrzymania wyrobisk przygotowawczych oraz pozostałych kosztów kopalni, rozumianych w metodzie jako narzut kosztów utrzymania infrastruktury zakładu górniczego. Ponadto na tym etapie ustalana jest formuła określająca zależność ceny surowca od parametrów jakościowych złoża,
- w autorskim narzędziu konstruowane jest wiele wariantów rozcięcia pojedynczej parceli eksploatacyjnej, a dla każdego z nich określone są wielkość i wartość możliwych do wydobywania zasobów, koszty wybrania parceli, a na ich podstawie – zysk operacyjny i marża. Zysk operacyjny, rozumiany jako różnica w przychodach i kosztach związanych z daną parcelą, służy do wyboru wariantu eksploatacji parceli. Wybrane warianty są następnie reprezentowane w modelu eksploatacji jako trójwymiarowe bryły oraz wydzielone zadania produkcyjne,
- następnie spośród ścian należących do najlepszych wariantów rozcięcia i zagospodarowania danej parceli wybierane są te, które spełniają kryterium jednej z opcji bazy zasobowej: efektywnej kopalni, efektywnej parceli lub efektywnej ściany. Kryterium przypisania zasobów do danego scenariusza jest dodatnia wartość marży (zysk przeliczony na jednostkę zasobów), która jest szacowana przy uśrednieniu kolejno na kopalnię, parcelę i złożę,
- na podstawie ścian przynależnych do poszczególnych wariantów bazy zasobowej budowane są scenariusze eksploatacji w postaci harmonogramów biegu ścian. Zaproponowano trzy sposoby budowania scenariuszy – harmonogramów biegu ścian: w scenariuszach MAX-MIN parcele eksploatowane są w kolejności od parcel o najwyższych marżach operacyjnych do tych o najniższych. W scenariuszach UŚR jako pierwsze wydobywane są parcele o najwyższej i najniższej marży, a następnie kolejne w taki sposób, by średnia marża eksploatowanych parcel utrzymywała możliwie stabilny poziom. W scenariuszach SZYB parcele zostały podzielone na dwie grupy tak, by ich łączny szacowany czas eksploatacji był zbliżony, a następnie eksploatowano równolegle po jednej z parceli każdej grupy, w kolejności malejącej

marży. Określana jest zmienność poszczególnych przepływów pieniężnych, a także występowanie czynników ryzyka w czasie.

- Dla poszczególnych ścian budowany jest model uciążliwości warunków eksploatacji, który uwzględnia wpływ warunków geologicznych, górniczych i zagrożeń naturalnych na ryzyko wzrostu kosztów eksploatacji. Ten model jest następnie wykorzystywany do określenia zmiennej w czasie stopy dyskontowej.
- na podstawie zdyskontowanych przepływów pieniężnych w poszczególnych scenariuszach określana jest NPV. Na tej podstawie dokonuje się wyboru scenariusza maksymalizującego wartość zadanego kryterium.

Działanie opracowanej metody zostało zweryfikowane poprzez jej zastosowanie na przykładzie złoża węgla kamiennego „N”. Było to złożo jeszcze nie rozcięte i zagospodarowanie, przylegające do kopalni macierzystej. W złożu tym stwierdzono 47.8 mln ton węgla możliwego do wydobywania przy NPV większej od zera. Na tej podstawie stwierdzono, że maksymalna baza zasobowa tego złoża wynosi właśnie tyle, przy założeniu stabilnego poziomu wydobywania jednocześnie dwoma ścianami. Na tej podstawie wyliczono, że okres stabilnej eksploatacji tego złoża wyniesie 22 lata. Scenariusz ten jest najkorzystniejszy w przypadku gdy priorytetem dla przedsiębiorcy staje się zapewnienie stabilnej podaży surowca w długiej perspektywie. Należy jednak zauważyć, że przy eksploatacji całkowitych zasobów tego złoża w wariantcie „Efektywnej kopalni” ekwiwalent marży jest bliski zera, co oznacza, że jest on wysoce wrażliwy na zmiany warunków rynkowych jak i geologicznych. Warto jednak zauważyć i podkreślić, iż w przypadku rezygnacji z eksploatacji około 17.5 mln Mg zasobów i skróceniu czasu realizacji projektu do 14 lat możliwe jest zwiększenie NPV nawet o 53%.

Ponadto stwierdzono, że dla złoża „N” w wariantach, w których stosowano zasadę zrównoważonego, stabilnego w czasie szczyptywania złoża (konsekwencją była uśredniania marża operacyjna) osiągnięta wyraźnie niższe wartości NPV względem tych, w których eksploatacja rozpoczyna się od najatrakcyjniejszych ekonomicznie parceli złoża. Różnice NPV między scenariuszami MAX-MIN (malejącej marży) i SZYB (możliwie szybkiej realizacji projektu górniczego) są jednak niewielkie, i były konsekwencją wpływu procesu dyskontowania przepływów pieniężnych (przepływy odroczone w czasie, w końcowych etapach realizacji danego wariantu są silnie redukowane do wartości bieżących).

Stosowanie opracowanej metody ujawniło również trend, że przy stosowaniu metody do wyznaczania najlepszego ekonomicznie wariantu rozcięcia parceli eksploatacyjnej systemem ścianowych silnie preferowane są układy ścian o możliwie najdłuższych ścianach. Zależność ta utrzymuje się również wtedy gdy, do modelu wprowadzona była funkcja obrazująca wpływ zwiększania długości ścian na możliwy w praktyce spadek postępu eksploatacji ścian. Na tej podstawie można sformułować generalny wniosek, że wyniki ekonomiczne optymalizacji są silnie zależne od stopnia koncentracji wydobywania i wielkości zasobów w danej ścianie.

W pracy udało się wykazać postawione hipotezy badawcze mówiące o możliwości i istotnym znaczeniu wykorzystania cyfrowych narzędzi do zarządzania złożem i ostatecznie do określenia wielkości dynamicznej bazy zasobowej, a także wyboru scenariusza eksploatacji zasobów złóż mineralnych maksymalizującego wartość złoża.

Opracowana metoda wnosi nową wartość poznawczą i naukową w zakresie podejścia do wyznaczania bazy zasobowej złóż węgla kamiennego. Jest to podejście nowe, kompleksowe, o silnym znaczeniu praktycznym. Baza zasobowa wyznacza jest bowiem w kontekście zmienności warunków geologicznych i górniczych, jakościowych kopalni, zmienności warunków cenowych i kosztowych. Wartość naukową przedstawia również rozwiązanie informatyczne – narzędzie służące do optymalizacji rozcięcia parceli i optymalizacji parametrów ścian zgodnie z zadanymi kryteriami. Za wartościową uznać można również koncepcję scenariuszowego i wielowariantowego podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej, gdzie uzyskana wiedza stanowi istotny wkład w proces zarządzania złożem, a w szczególności – w sposób jego eksploatacji.

Nowe i wartościowe rozwiązanie, szczególnie w zakresie metod oceny górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych, jest wykorzystanie cyfrowego modelu złoża i narzędzi do harmonogramowania produkcji, które umożliwiają wieloaspektową wizualizację różnych cech złoża, które mogą się następnie przekładać na ogólny poziom ryzyka eksploatacji. W metodzie używana jest autorska koncepcja alokacji kosztów przedsiębiorstwa górniczego, w odniesieniu do szacowania kosztów pojedynczej ściany, parceli jak i całego złoża. Wychodzi ona od ujęcia procesowego, które pozwala uwzględnić zarówno koszty procesów głównych jak i pomocniczych ale również koszty zależne od czasu i rodzaju wykonywanej pracy. Autor zaproponował również wskaźniki określające całkowity udział ściany eksploatacyjnej w kosztach przedsiębiorstwa, zależnie od jej wybiegu, długości

i szacowanego postępu eksploatacji. W metodzie za pośrednictwem zmiennej w czasie stopy dyskontowej uwzględniono również wpływ zmienności czynników górniczych, geologicznych i zagrożeń naturalnych na ostateczną wycenę i wartość projektowanego przedsięwzięcia górniczego, które obrazowane jest wartości uzyskanej dla danego wariantu NPV.

Opracowana metoda stanowi bazę do dalszych badań naukowych. W szczególności autor rozważa w przyszłości następujące kierunki badań i rozwoju:

- ocena wpływu stosowania złożonych funkcji postępów na wielkość bazy zasobowej i rekomendowane scenariusze eksploatacji, w tym funkcji postępu frontu ścianowego określonych rozkładami prawdopodobieństwa,
- opracowanie mechanizmów przenoszenia czynników ryzyka określonych w modelu uciążliwości eksploatacji bezpośrednio na koszty poszczególnych ścian oraz procesów składających się na eksploatację danej parceli,
- ocena możliwości wprowadzenia do modelu alternatywnych sposobów rozcięcia parceli poprzez wprowadzenie wariantów eksploatacji ścianami o zróżnicowanych długościach.

Podsumowując, opracowana metoda odpowiada na potrzebę rewaluacji wielkości zasobów węgla kamiennego w złożach, w szczególności jeszcze niezagospodarowanych, względem znanych dotychczas, wskaźnikowych i statycznych podejść do szacowania wielkości zasobów operatywnych. Może ona znaleźć również zastosowanie w polskich przedsiębiorstwach górniczych, które na mocy Umowy społecznej mają wyznaczony termin zamknięcia do określenia maksymalnie korzystnego wyboru wariantu eksploatacji, wskazując te zasoby, które z jednej strony są możliwe do wybrania w określonym czasie, a z drugiej strony – te warianty, które pozwolą na maksymalizację efektu ekonomicznego. Trzeba również dodać, że opracowana metoda faworyzuje te scenariusze eksploatacji, które są najkorzystniejsze dla przedsiębiorstwa górniczego skupionego na maksymalizacji zysku operacyjnego. Jednakże, biorąc pod uwagę fakt, że polski sektor energetyczny bazuje na współpracy ze spółkami górniczymi Skarbu Państwa, odpowiedź na pytanie o najlepszy scenariusz eksploatacji złoża węgla kamiennego jest złożona. Nie powinna ona być udzielana bez uwzględnienia sytuacji pozostałych zakładów. W warunkach określonego popytu na węgiel kamienny oraz planu wygaszania kolejnych zakładów górniczych wybór scenariusza eksploatacji, określenie efektów ekonomicznych, jak i też wyznaczenie bazy

zasobowej dostępnego w krajowej bazie surowca powinno uwzględniać wyniki osiągnięte również w innych zakładach górniczych ocenionych tą samą metodą. Dlatego zastosowanie opracowanej metody w eksploatowanych i perspektywicznych złożach węgla kamiennego może stanowić punkt wyjścia do ponownej dyskusji nad planem wygaszania kolejnych zakładów górniczych oraz opracowania takiego rozwiązania, które bazowałoby na ekonomicznym potencjale zasobów poszczególnych kopalń, szacowaniu efektywnej bazy zasobowej złóż oraz na maksymalizacji łącznych efektów na poziomie całego sektora. Ta perspektywa pozostaje wyzwaniem na dalsze okresy pracy naukowej doktoranta.

9 Literatura

- [1] J. Kicki i in., „Górnictwo węgla kamiennego w Polsce. Raport 2024”, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk, Kraków, 5, 2026.
- [2] „Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2024”, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2025.
- [3] M. Pełowska, S. Tokarski, i P. Olczak, „Modelling the Impact of Hard Coal Mining Reduction on the Structure Energy Mix and Economy in an Inter-Industry Approach—A Case Study of Poland”, *Energies*, t. 18, nr 22, s. 6021, lis. 2025, doi: 10.3390/en18226021.
- [4] M. Godoy, „A Risk Analysis Based Framework for Strategic Mine Planning and Design—Method and Application”, w *Advances in Applied Strategic Mine Planning*, R. Dimitrakopoulos, Red., Cham: Springer International Publishing, 2018, s. 75–90. doi: 10.1007/978-3-319-69320-0_7.
- [5] A. M. Newman, E. Rubio, R. Caro, A. Weintraub, i K. Eureka, „A review of operations research in mine planning”, *Interfaces*, t. 40, nr 3, s. 222–245, maj 2010, doi: 10.1287/inte.1090.0492.
- [6] P. H. L. Monkhouse i G. A. Yeates, „Beyond Naïve Optimisation”, w *Advances in Applied Strategic Mine Planning*, R. Dimitrakopoulos, Red., Cham: Springer International Publishing, 2018, s. 3–18. doi: 10.1007/978-3-319-69320-0_1.
- [7] P. Chimunhu, E. Topal, M. W. A. Asad, R. S. Faradonbeh, i A. D. Ajak, „The future of underground mine planning in the era of machine learning: Opportunities for engineering robustness and flexibility”, *Mining Technology: Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*, t. 133, nr 4, s. 331–347, grudz. 2024, doi: 10.1177/25726668241281875.
- [8] R. Ranosz, „Wycena inwestycji z zabezpieczeniem ceny surowców za pomocą opcji”, *Inżynieria Mineralna*, t. 17, nr 2, 2016.
- [9] „Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin.” Dz.U. 2001 nr 153 poz. 1774.
- [10] E. J. Sobczyk, J. Kicki, J. Jarosz, I. Kowalczyk, i K. Stachurski, „The management of hard coal reserves in Poland in the years 1990–2015”, *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, t. 92, 2016.
- [11] „Umowa Społeczna Dotycząca Transformacji Sektora Górnictwa Węgla Kamiennego oraz Wybranych Procesów Transformacji Województwa Śląskiego”. 28 maj 2021. Dostęp: 3 sierpień 2026. [Online]. Dostępne na: <https://solidarnoskatowice.pl/wp-content/uploads/2021/04/Umowa-Spoleczna.pdf>
- [12] P. Urbański, „Odpowiedź Państwowego Instytutu Geologicznego-Państwowego Instytutu Badawczego na zapytanie Stowarzyszenia Demagog dotyczące wystarczalności polskich zasobów węgla kamiennego i brunatnego”. 28 styczeń 2025. Dostęp: 3 sierpień 2026. [Online]. Dostępne na: https://demagog.org.pl/wp-content/uploads/2025/01/Odpowiedz_wegiel-demagog-1.pdf
- [13] „Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze”. Dz.U. 2011 nr 163 poz. 981.
- [14] M. Kopacz, „The use of statistical distributions of coal seams thickness for forecasting the amount of operational coal reserves”, *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk*, t. 92, s. 57–74, 2016.

- [15] M. Maleki, N. Madani, i E. Jélvez, „Geostatistical Algorithm Selection for Mineral Resources Assessment and its Impact on Open-pit Production Planning Considering Metal Grade Boundary Effect”, *Natural Resources Research*, t. 30, nr 6, s. 4079–4094, grudz. 2021, doi: 10.1007/s11053-021-09928-z.
- [16] M. Nieć, „Metodyka Dokumentowania Złóż Kopalin Stałych”, *Wydawnictwo IGSMiE PAN*, t. 4, 2012.
- [17] „Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 1 lipca 2015 r. w sprawie dokumentacji geologicznej złoża kopaliny, z wyłączeniem złoża węglowodorów”. Dz.U. 2015 poz. 987.
- [18] *CRIRSCO*. Dostęp: 26 sierpień 2026. [Online]. Dostępne na: <https://crirSCO.com/about-us/>
- [19] L. P. Thomas, „Coal resources and reserves”, w *The Coal Handbook: Towards Cleaner Production*, Elsevier, 2013, s. 80–106. doi: 10.1533/9780857097309.1.80.
- [20] A. Krzemień, A. Suárez Sánchez, P. Riesgo Fernández, K. Zimmermann, i F. González Coto, „Towards sustainability in underground coal mine closure contexts: A methodology proposal for environmental risk management”, *Journal of Cleaner Production*, t. 139, s. 1044–1056, grudz. 2016, doi: 10.1016/j.jclepro.2016.08.149.
- [21] UNECE, *United Nations Framework Classification for Resources, Update 2019*. ECE Energy Series No. 62, 2020. Dostęp: 26 sierpień 2026. [Online]. Dostępne na: https://unece.org/fileadmin/DAM/energy/se/pdfs/UNFC/publ/UNFC_ES61_Update_2019.pdf
- [22] M. B. Revuelta, *Mineral Resources From Exploration to Sustainability Assessment*. 2018. [Online]. Dostępne na: <http://www.springer.com/series/15201>
- [23] M. Kopacz, J. Kulpa, D. Galica, A. Dyczko, i J. Jarosz, „Economic valuation of coal deposits – The value of geological information in the resource recognition process”, *Resources Policy*, t. 63, s. 101450, paź. 2019, doi: 10.1016/j.resourpol.2019.101450.
- [24] J. P. C. Kleijnen, „Kriging metamodeling in simulation: A review”, *European Journal of Operational Research*, t. 192, nr 3, s. 707–716, luty 2009, doi: 10.1016/j.ejor.2007.10.013.
- [25] Mucha, J., Nieć, Marek, Wasilewska, M., Sobczyk, EJ., i Saługa, P., „Dokładność szacowania zasobów węgla kamiennego jako element oceny ryzyka inwestycyjnego”, *Wydawnictwo akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie*, 2007.
- [26] W. Naworyta, „Zastosowanie symulacji geostatystycznej w procesie analizy złoża pod kątem jego eksploatacji - przypadek złoża antropogenicznego.”, *Górnictwo Odkrywkowe*, t. 56, nr 2, Art. nr 2, 2015.
- [27] S. Rojas Gonzalez, H. Jalali, i I. Van Nieuwenhuyse, „A multiobjective stochastic simulation optimization algorithm”, *European Journal of Operational Research*, t. 284, nr 1, s. 212–226, lip. 2020, doi: 10.1016/j.ejor.2019.12.014.
- [28] W. C. M. van Beers i J. P. C. Kleijnen, „Kriging for interpolation in random simulation”, *Journal of the Operational Research Society*, t. 54, nr 3, s. 255–262, mar. 2003, doi: 10.1057/palgrave.jors.2601492.
- [29] L. Ouyang, M. Han, Y. Ma, M. Wang, i C. Park, „Simulation optimization using stochastic kriging with robust statistics”, *Journal of the Operational Research Society*, s. 1–14, mar. 2022, doi: 10.1080/01605682.2022.2055498.
- [30] M. Kopacz, J. Kulpa, D. Galica, i P. Olczak, „The influence of variability models for selected geological parameters on the resource base and economic efficiency measures - Example of coking coal deposit”, *Resources Policy*, t. 68, paź. 2020, doi: 10.1016/j.resourpol.2020.101711.

- [31] K. Krupa, *Modelowanie, symulacja i prognozowanie*. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, 2008.
- [32] A. Dyczko, D. Kołomański, i I. Kowalczyk, „Modelowanie blokowe skał stropowych pokładów węgla LW Bogdanka SA”, *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, t. 92, nr 12, 2016.
- [33] M. Twardowski, P. Hoffmann, i D. Mróz, „Modelowanie budowy geologicznej z użyciem pseudoprób na przykładzie złoża rud Cu-Ag Głogów Głęboki-Przemysłowy”, *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego*, t. 14, 2018.
- [34] D. Galica, *Cyfrowy model geologiczny złoża jako narzędzie wspomaganie decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego*. Kraków: IGSMiE PAN, 2022.
- [35] N. Dyn, D. Levin, i S. Rippa, „Data Dependent Triangulations for Piecewise Linear Interpolation”, *IMA J Numer Anal*, t. 10, nr 1, s. 137–154, 1990, doi: 10.1093/imanum/10.1.137.
- [36] R. Olivier i C. Hanqiang, „Nearest Neighbor Value Interpolation”, *IJACSA*, t. 3, nr 4, 2012, doi: 10.14569/IJACSA.2012.030405.
- [37] G. Y. Lu i D. W. Wong, „An adaptive inverse-distance weighting spatial interpolation technique”, *Computers & Geosciences*, t. 34, nr 9, s. 1044–1055, wrz. 2008, doi: 10.1016/j.cageo.2007.07.010.
- [38] J. Wang, H. Zhao, L. Bi, i L. Wang, „Implicit 3D Modeling of Ore Body from Geological Boreholes Data Using Hermite Radial Basis Functions”, *Minerals*, t. 8, nr 10, s. 443, paź. 2018, doi: 10.3390/min8100443.
- [39] R. Uberman, „Prawo własności i wartość złóż węgla brunatnego”, *Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej*, t. 24, 2010.
- [40] P. Saługa, A. Byrska-Rapała, A. Dzieża, i K. Galos, „Kodeks Wyceny Złóż Kopalni POLVAL”, Kraków, 2019.
- [41] R. Uberman, „Wycena wartości złóż kopalni. Wybrane metody wyceny.”, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej*, nr 125, Art. nr 125, 2009.
- [42] R. Uberman, „Potencjał dochodowy jako jedyny atrybut wyznaczania wartości złoża w podejściu porównawczym. Propozycja zmodyfikowanego podejścia metodycznego.”, *Studia Ekonomiczne. Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Katowicach*, nr 354, Art. nr 354, 2018.
- [43] A. Dyczko i in., „Koncepcja planowania i rozliczania kosztów w LW «Bogdanka» S.A., Kraków”. 2013.
- [44] M. Kopacz, „Evaluation of the waste rock management costs as a function of the level of coal yield on the example of the coal mine”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi / Mineral Resources Management*, t. 31, nr 3, Art. nr 3, wrz. 2015, doi: 10.1515/gospo-2015-28.
- [45] H. Dźwigoł, „Zmiany w systemie zarządzania kopalniami węgla kamiennego na przykładzie Rudzkiej Spółki Węglowej SA”, *Górnictwo*, t. 25, nr 4, 2001.
- [46] *The CIMVAL Code for the Valuation of Mineral Properties*, Westmount, Canada., 29 listopad 2019.
- [47] J. Fernando, „Market Capitalization: What It Means for Investors”, *Investopedia*, 28 czerwiec 2026. Dostęp: 28 sierpień 2026. [Online]. Dostępne na: <https://www.investopedia.com/terms/m/marketcapitalization.asp>
- [48] P. Guj, „A practical real option methodology for the evaluation of farm-in/out joint venture agreements in mineral exploration”, *Resources Policy*, t. 36, nr 1, s. 80–90, mar. 2011, doi: 10.1016/j.resourpol.2010.08.006.

- [49] S. Baurens, „Valuation of Metals and Mining Companies”, w *Immobilienwirtschaft aktuell*, Zurych: Univesity of Zurich, 2010.
- [50] K. Bednarz, „Ocena opłacalności projektu inwestycyjnego z użyciem opcji realnej”, *REiZ*, t. 10(46), nr 4, s. 71–90, 2018, doi: 10.18290/reiz.2018.10.4-5.
- [51] M. Michalski, „Okresy i stopy zwrotu nakładów inwestycyjnych w ocenie efektywności inwestycji rzeczowych”, *Ekonomia Menedżerska*, nr 5, Art. nr 5, 2009.
- [52] F. Crundwell, *Finance for Engineers: Evaluation and Funding of Capital Projects*. London: Springer, 2008.
- [53] E. Nowak i M. Nieplowicz, Red., *Rachunkowość a controlling*. w Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu = Research Papers of Wrocław University of Economics, no. nr 251. Wrocław: Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego, 2012.
- [54] Z. Cichy i in., Red., *Współczesne wyzwania rozwoju przedsiębiorstw i regionów*. Konin: Wydawnictwo Państwowej Wyższej Szkoły Zawodowej, 2014.
- [55] R. Ranosz, A. Janicki, i B. Kowal, „Costs of Transition Towards Renewable Energy in Poland”, *Energies*, t. 19, nr 5, s. 1280, mar. 2026, doi: 10.3390/en19051280.
- [56] C. A. Magni, „Average Internal Rate of Return and Investment Decisions: A New Perspective”, *The Engineering Economist*, nr 55, Art. nr 55, 2010, doi: 10.1080/00137911003791856.
- [57] Xie, M i Chen, W. K., „Research On The Modified Internal Rate Of Return”, *Turkish Journal of Computer and Mathematics Education*, 2021.
- [58] A. Ścisło, „The discounted cash flow approach of business valuation as a value based management tool.”, *NSZ*, t. 7, nr 1, s. 283–295, cze. 2012, doi: 10.5604/18969380.1159251.
- [59] P. Saługa, „Wycena projektu górniczego z opcjami równoległymi”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 27, nr 1, 2011.
- [60] P. Saługa, A. Dzieża, i J. Kicki, „Opcje realne w ocenie ekonomicznej górniczych projektów inwestycyjnych”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 18, 2002.
- [61] N. Kulatilaka i A. J. Marcus, „Project Valuation under Uncertainty: When does DCF fail?”, *J Applied Corp Finance*, t. 5, nr 3, s. 92–100, wrz. 1992, doi: 10.1111/j.1745-6622.1992.tb00229.x.
- [62] E. J. Sobczyk, J. Kaczmarek, K. Fijorek, i M. Kopacz, „Efficiency and financial standing of coal mining enterprises in poland in terms of restructuring course and effects”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi / Mineral Resources Management*, t. 36, nr 2, s. 127–152, 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.132565.
- [63] T. Franik, „Analiza produktywności branży górnictwa węgla kamiennego w Polsce z wykorzystaniem funkcji produkcji”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 23, nr 1, Art. nr 1, 2007.
- [64] T. Franik, „The attempt of optimization of expenditures factors production in mining of hard coal from to use the non - linear programming”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi / Mineral Resources Management*, t. 3, nr 23, Art. nr 23, 2007.
- [65] K. Marcinek, *Ryzyko projektów inwestycyjnych*. w Prace Naukowe / Akademia Ekonomiczna im. Karola Adamieckiego. Katowice: Wydaw. Uczelniane AE, 2000.
- [66] M. Turek i A. Michalak, „Metoda kompleksowego audytu kopalń węgla kamiennego w kontekście oceny ich perspektyw rozwojowych”, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Organizacja i Zarządzanie*, t. 87, 2016.
- [67] J. A. Botin, R. R. Guzman, i M. L. Smith, „A methodological model to assist in the optimization and risk management of mining investment decisions”, *Dyna*, t. 78, 2011.

- [68] T. T. Kaczmarek, *Ryzyko i zarządzanie ryzykiem. Ujęcie interdyscyplinarne*. Warszawa: Difin, 2005.
- [69] T. F. Torries, *Evaluating Mineral Projects—Applications and Misconceptions*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 1998.
- [70] A. Siewiera, „Risk management in investment projects”, *Zesz. Nauk. US Fin. Ryn. Fin. Ubezp.*, t. 2015, nr 74/1, s. 545–533, kwi. 2015, doi: 10.18276/frfu.2015.74/1-47.
- [71] G. A. Davis, *One Project Two Discount Rates*. Mining Engineering, 1998.
- [72] L. Suárez Nieto, G. Fidalgo Valverde, A. Krzemień, P. Riesgo Fernández, i F. J. Iglesias Rodríguez, „Economic risks in mining investments: A prospective analysis of capital cost estimation in copper mining projects”, *Resources Policy*, t. 99, s. 105427, grudz. 2024, doi: 10.1016/j.resourpol.2024.105427.
- [73] J. Kicki i K. Wanielista, *Elementarne zagadnienia zarządzania przedsiębiorstwem górniczym*. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków. Kraków: wydawnictwo IGsmie pan, 2017.
- [74] P. Bąk, „Wprowadzenie do zagadnienia planowania w przemyśle górniczym”, *Prace Naukowe GIG, górnictwo i środowisko*, t. 2, 2012.
- [75] P. Bąk, „Planowanie produkcji górniczej w aspekcie zdolności produkcyjnej kopalni”, *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko*, t. 4, 2012.
- [76] J. P. Camus, *Management of Mineral Resources: Creating Value in the Mining Business*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2002.
- [77] W. Konopko, *Warunki bezpiecznej eksploatacji pokładów węgla zagrożonych metanem, tąpnięciami i pożarami endogenicznymi*. Katowice: Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa.
- [78] B. Oyrzanowski, *Makroekonomia*. Kraków: Wydawnictwo Profesjonalnej Szkoły Biznesu, 1997.
- [79] G. Daw, „Security of mineral resources: A new framework for quantitative assessment of criticality”, *Resources Policy*, t. 53, s. 173–189, wrz. 2017, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.06.013.
- [80] E. J. Sobczyk i M. Kopacz, „Assessing geological and mining nuisance and its impact on the cost of exploitation in hard coal mines”, *Przegląd Geologiczny*, t. 66, nr 3, s. 177–184, 2018.
- [81] B. Zhu, „Quantitative evaluation of coal-mining geological condition”, *Procedia Engineering*, t. 26, 2011.
- [82] J. Ignac-Nowicka, „Analiza wpływu transportu podziemnego na stan powietrza w wyrobiskach górniczych”, *Inżynieria Górnicza*, nr 2–3, Art. nr 2–3, 2019.
- [83] J. Dubiński, M. Turek, i H. Aleksa, „Węgiel kamienny dla energetyki zawodowej w aspekcie wymogów ekologicznych”, *Prace Naukowe GIG, górnictwo i środowisko*, 2005.
- [84] J. Kowalczyk i G. Strzelec, „Jastrzębie Coal Company – output quality and coal processing”, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, 2004.
- [85] T. Franik, „Study on factors influencing the level of capital expenditure spent in mining”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 28, nr 4, Art. nr 4, 2012, doi: 10.2478/v10269-012-0035-x.
- [86] V. Vivoda, „Determinants of Foreign Direct Investment in the Mining Industry”, w *Mining in the Asia-Pacific, w The Political Economy of the Asia Pacific*, Springer International Publishing, 2017.

- [87] W. Joughin, „Dealing with uncertainty and risk in the design of deep and high stress mining excavations”, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2017, s. 489–507. doi: 10.36487/acg_rep/1704_33.3_joughin.
- [88] A. Dyczko, D. Galica, Sz. Sypnowski, i M. Szot, „Wybrane aspekty zastosowania narzędzi informatycznych w projektowaniu i harmonogramowaniu produkcji górniczej”, *Wiadomości Górnicze*, t. 65, nr 9, 2014.
- [89] Z. Lubosik, „Geological, mining-technical and economic criteria of extracting residual parts of hard coal seams”, *RESEARCH REPORTS MINING AND ENVIRONMENT*, t. 3, 2009.
- [90] L. Malinowski, „Influence of chosen technical constraints on stability of 3D geological model-based schedule in a complex longwall operation”, *E3S Web Conf.*, t. 123, s. 01024, 2019, doi: 10.1051/e3sconf/201912301024.
- [91] H. Zhang, R. Hauta, i L. Fava, „Mine schedule optimisation with ventilation constraints: a case study”, w *Proceedings of the First International Conference on Underground Mining Technology*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2017, s. 145–152. doi: 10.36487/ACG_rep/1710_11_Zhang.
- [92] M. Menabde, G. Froyland, P. Stone, i G. A. Yeates, „Mining Schedule Optimisation for Conditionally Simulated Orebodies”, w *Advances in Applied Strategic Mine Planning*, R. Dimitrakopoulos, Red., Cham: Springer International Publishing, 2018, s. 91–100. doi: 10.1007/978-3-319-69320-0_8.
- [93] M. E. V. Matamoros i R. Dimitrakopoulos, „Stochastic short-term mine production schedule accounting for fleet allocation, operational considerations and blending restrictions”, *European Journal of Operational Research*, t. 255, nr 3, s. 911–921, grudz. 2016, doi: 10.1016/j.ejor.2016.05.050.
- [94] M. E. Villalba Matamoros i M. Kumral, „Underground mine planning: stope layout optimisation under grade uncertainty using genetic algorithms”, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, t. 33, nr 5, s. 353–370, lip. 2019, doi: 10.1080/17480930.2018.1486692.
- [95] A. Paithankar i S. Chatterjee, „Open pit mine production schedule optimization using a hybrid of maximum-flow and genetic algorithms”, *Applied Soft Computing*, t. 81, s. 105507, sie. 2019, doi: 10.1016/j.asoc.2019.105507.
- [96] Z. Burtan, „Wpływ eksploatacji w rejonach zaburzeń tektonicznych o dużych zrzutach na kształtowanie się zagrożenia sejsmicznego w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego”, *Wydawnictwa AGH*, 2012.
- [97] Z. Burtan, „Wpływ zagrożeń naturalnych na stan bezpieczeństwa w kopalniach węgla kamiennego w latach 2001–2010”, *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*, t. 1, 2012.
- [98] M. Cała, A. Stopkowicz, M. Kowalski, i J. Adamczyk, „NUMERICAL ESTIMATION OF EFFECTIVENESS OF FAULT ZONES PROTECTION IN LONGWALL”, *AGH Journal of Mining and Geoengineering*, t. 36, nr 2, 2012.
- [99] Z. Burtan, D. Chlebowski, J. Cieślík, i A. Zorychta, „Ocena zachowania się uskoku w sąsiedztwie eksploatacji w aspekcie zagrożenia sejsmicznego”, *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*, t. 99, 2017.
- [100] J. Walaszczyk i D. Wiewiórka, „Wpływ czynnego uskoku na wyrobiska eksploatacyjne w warunkach kopalni węgla kamiennego”, *Przegląd Górniczy*, 2014.
- [101] A. Tajduś, M. Cała, i K. Tajduś, *Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projektowanie i budowa tuneli*. Kraków: Wydawnictwo AGH, 2012.

- [102] K. Tajduś, A. Tajduś, i M. Cała, „Seismicity and Rock Burst Hazard Assessment in Fault Zones: a Case Study”, *Archives of Mining Sciences*, lip. 2023, doi: 10.24425/123695.
- [103] J. Walaszczyk, A. Barnat, i S. Hachaj, „Identyfikacja prędkości i przyspieszenia w dynamicznych modelach górotworu”, *XXV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu*, 2002.
- [104] D. Wiewiórka, *Komputerowe modelowanie skutków dynamicznego odcięcia górotworu. Praca doktorska*. 2003.
- [105] M. Poniewiera, K. Sokalla, M. Wróbel, i L. Juzek, „Projektowanie filara ochronnego szybu na podstawie modelu złoża”, *Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji*, t. 1, nr 13, 2016.
- [106] J. Dubiński i A. Kowalski, „Relacje profesora Stanisława Knothego z Głównym Instytutem Górnictwa”, *Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN*, t. 20, nr 1, 2018.
- [107] A. Frolik i J. Kubica, „Ocena stanu zagrożenia wodnego i jego ryzyka w kopalniach węgla kamiennego”, *Prace Naukowe GIG, górnictwo i środowisko*, nr 4.
- [108] H. Badura, „Zagrożenie pożarowe w polskich kopalniach węgla kamiennego w okresie od 1996 do 2022 r.”, *Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji*, t. 13, nr 2, 2024.
- [109] S. Trenczek, „Ocena poziomu zagrożeń metanowego i pożarami endogenicznymi w rejonach ścian przewietrzanych z doświeżaniem wylotowego prądu powietrza w świetle obowiązujących przepisów”, *Przegląd Górniczy*, nr 10, 2017.
- [110] „Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 t. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych”. Dz.U. 2017 poz. 1118.
- [111] N. Szlązak i J. Swolkień, Red., *Pożary podziemne w kopalniach*. Kraków: Wydawnictwa AGH, 2025.
- [112] „Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2014 r w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych”. Dz.U. 2021. poz. 1617.
- [113] A. Goszcz, *Wybrane problemy zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tąpnięciami w kopalniach podziemnych*. Kraków: Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 2004.
- [114] J. Wacławik, *Wentylacja kopalń*. Kraków: Wydawnictwo AGH, 2010.
- [115] C. Alford, M. Brazil, i D. H. Lee, „Optimisation in Underground Mining”, w *Handbook Of Operations Research In Natural Resources*, t. 99, A. Weintraub, C. Romero, T. Bjørndal, R. Epstein, i J. Miranda, Red., w International Series In Operations Research amp; Mana, vol. 99. , Boston, MA: Springer US, 2007, s. 561–577. doi: 10.1007/978-0-387-71815-6_30.
- [116] A. Boucher, R. Dimitrakopoulos, i J. A. Vargas-Guzmán, „Joint Simulations, Optimal Drillhole Spacing and the Role of the Stockpile”, w *Geostatistics Banff 2004*, t. 14, O. Leuangthong i C. V. Deutsch, Red., w Quantitative Geology and Geostatistics, vol. 14. , Dordrecht: Springer Netherlands, 2005, s. 35–44. doi: 10.1007/978-1-4020-3610-1_4.
- [117] M. R. Ahmadi i R. S. Shahabi, „Cutoff grade optimization in open pit mines using genetic algorithm”, *Resources Policy*, t. 55, s. 184–191, mar. 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.11.016.
- [118] A. Khan i M. W. A. Asad, „A mathematical programming model for optimal cut-off grade policy in open pit mining operations with multiple processing streams”, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, t. 34, nr 3, s. 149–158, mar. 2020, doi: 10.1080/17480930.2018.1532865.

- [119] K. Will i S. Vendla, „Underground Cut-off Grade Optimisation in Narrow Vein Deposits Based on an Innovative Mine Design Algorithm”, *Mining Report Glückauf*, t. 154, nr 5, 2018.
- [120] G. Erdogan, M. Cigla, E. Topal, i M. Yavuz, „Implementation and comparison of four stope boundary optimization algorithms in an existing underground mine”, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, t. 31, nr 6, s. 389–403, sie. 2017, doi: 10.1080/17480930.2017.1331083.
- [121] A. S. Nhleko, T. Tholana, i P. N. Neingo, „A review of underground stope boundary optimization algorithms”, *Resources Policy*, t. 56, s. 59–69, cze. 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.12.004.
- [122] M. Brazil, D. H. Lee, J. H. Rubinstein, J. H. Thomas, J. F. Weng, i N. C. Wormald, „A network model to optimise cost in underground mine design”, *Transactions of the South African Institute of Electrical Engineers*, t. 93, nr 2, Art. nr 2, 2002.
- [123] B. King, „Optimal Mining Principles”, w *Advances in Applied Strategic Mine Planning*, R. Dimitrakopoulos, Red., Cham: Springer International Publishing, 2018, s. 19–30. doi: 10.1007/978-3-319-69320-0_2.
- [124] R. Dimitrakopoulos i A. Jewbali, „Joint stochastic optimisation of short and long term mine production planning: Method and application in a large operating gold mine”, *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, t. 122, nr 2, s. 110–123, 2013, doi: 10.1179/1743286313Y.0000000040.
- [125] H. Hotelling, „The economics of exhaustible resources”, *The Journal of Political Economy*, 1931.
- [126] V. Aguirregabiria i A. Luengo, „A Microeconomic Dynamic Structural Model of Copper Mining Decisions”, 2014.
- [127] B. O'Regan i R. Moles, „A System Dynamics Model of Mining Industry Investment Decisions within the Context of Environmental Policy”, *Journal of Environmental Planning and Management*, 2001.
- [128] S. Yu, S. Zheng, S. Gao, i J. Yang, „A multi-objective decision model for investment in energy savings and emission reductions in coal mining”, *European Journal of Operational Research*, t. 260, nr 1, 2017, doi: 10.1016/j.ejor.2016.12.023.
- [129] L. F. R. Camargo, L. H. Rodrigues, D. P. Lacerda, i F. S. Piran, „A Method for Integrated Process Simulation in the Mining Industr”, *European Journal of Operational Research*, t. 264, 2018, doi: 10.1016/j.ejor.2017.07.013.
- [130] M. F. Del Castillo i R. Dimitrakopoulos, „Dynamically optimizing the strategic plan of mining complexes under supply uncertainty”, *Resources Policy*, t. 60, s. 83–93, mar. 2019, doi: 10.1016/j.resourpol.2018.11.019.
- [131] J. Hou, G. Li, N. Hu, i H. Wang, „Simultaneous integrated optimization for underground mine planning: Application and risk analysis of geological uncertainty in a gold deposit.”, *Mineral Resources Management*, t. 35, nr 2, Art. nr 2, 2019, doi: 10.24425/gsm.2019.128518.
- [132] D. O'Sullivan i A. Newman, „Optimization-based heuristics for underground mine scheduling”, *European Journal of Operational Research*, t. 241, nr 1, s. 248–259, luty 2015, doi: 10.1016/j.ejor.2014.08.020.
- [133] L.-P. Campeau, M. Gamache, i R. Martinelli, „Integrated optimisation of short- and medium-term planning in underground mines”, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, t. 36, nr 4, Art. nr 4, kwi. 2022, doi: 10.1080/17480930.2022.2025558.

- [134] E. Topal, M. Kuchta, i A. Newman, „Extensions to an efficient optimization model for long-term production planning at LKAB's Kiruna Mine”, *Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries*, 2003.
- [135] J. Little i E. Topal, „Strategies to assist in obtaining an optimal solution for an underground mine planning problem using Mixed Integer Programming”, *IJMME*, t. 3, nr 2, s. 152, 2011, doi: 10.1504/IJMME.2011.042429.
- [136] W. M. Carlyle i B. C. Eaves, „Underground Planning at Stillwater Mining Company”, *Interfaces*, t. 31, nr 4, s. 50–60, sie. 2001, doi: 10.1287/inte.31.4.50.9669.
- [137] S. Carpentier, M. Gamache, i R. Dimitrakopoulos, „Underground long-term mine production scheduling with integrated geological risk management”, *Mining Technology*, t. 125, nr 2, s. 93–102, kwi. 2016, doi: 10.1179/1743286315Y.0000000026.
- [138] E. Brzychczy i P. Wnuk-Lipiński, „Knowledge-based modeling and multi-objective optimization of production in underground coal mines: Modelowanie oparte na wiedzy i wielokryterialna optymalizacja produkcji w podziemnych kopalniach węgla kamiennego”, *mining*, t. 37, nr 1, s. 13, 2013, doi: 10.7494/mining.2013.37.1.13.
- [139] J. Hou, G. Li, i N. Hu, „Optimization of underground mine access layout and production scheduling”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management*, s. 87–108, cze. 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.132560.
- [140] E. Brzychczy, „Modelling and optimisation method of mining works in hard coal mine with an application of stochastic networks. Part 5: Application of evolved method in hard coal mine”, *Mineral Resources Management*, t. 23, nr 2, Art. nr 2, 2007.
- [141] E. Brzychczy, M. Kęsek, A. Napieraj, i R. Magda, „An expert system for underground coal mine planning”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 33, nr 2, Art. nr 2, cze. 2017, doi: 10.1515/gospo-2017-0015.
- [142] M. Kopacz, L. Malinowski, S. Kaczmarzewski, i P. Kamiński, „Optimizing mining production plan as a trade-off between resources utilization and economic targets in underground coal mines”, *Mineral Resources Management*, t. 36, nr 4, Art. nr 4, 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.133948.
- [143] L. Malinowski i in., „Method for estimating the size of mineable resource base in the concept of an effective exploitation parcel (EPE)”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management*, s. 167–195, cze. 2025, doi: 10.24425/gsm.2025.155343.
- [144] A. M. Esteves, „Mining and social development: Refocusing community investment using multi-criteria decision analysis”, *Resources Policy*, t. 33, 2008.
- [145] J. H. Maritz i S. Uludag, „Developing a mining plan for restarting the operation at Uis mine”, *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.*, t. 119, nr 7, 2019, doi: 10.17159/2411-9717/536/2019.
- [146] A. Cichowlas i L. Malinowski, „Monitoring the share of barren rock in extracted run-of-mine using digital deposit model and mine structural model – case study”, *E3S Web Conf.*, t. 526, s. 01006, 2024, doi: 10.1051/e3sconf/202452601006.
- [147] D. Kijanka i D. Wróbel, „Projektowanie i harmonogramowanie robót górniczych w LW Bogdanka S.A. z wykorzystaniem narzędzi IT drugiej generacji.”, *Inżynieria Górnicza*, t. 1, nr 2, 2017.
- [148] A. Dyczko, I. Kowalczyk, i D. Mól, „Kontrola parametrów jakościowych węgla uzupełniona wynikami profilowań geologicznych i modelowania złoża w LW «Bogdanka» SA.”, *Wiadomości górnicze*, t. 67, nr 7–8, 2016.

- [149] Z. Grudziński, K. Stala-Szlugaj, i M. Świat, „Pricing of types of thermal coal in international trade”, *Polityka Energetyczna – Energy Policy Journal*, t. 29, nr 1, s. 157–170, kwi. 2026, doi: 10.33223/epj/218214.
- [150] W. D. Krzeszowski, „Planowanie kosztów w ujęciu procesowym”, *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu*, nr 398, 2015, doi: 10.15611/pn.2015.398.25.
- [151] E. Mokrzycki, „Model rachunku kosztów wydobywania i przeróbki węgla kamiennego”, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management*, t. 16, nr 3, 2000.
- [152] M. Kopacz, *Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnictwa na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego*, t. 201. w Studia, rozprawy monografie, vol. 201. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, 2017.
- [153] J. Kulpa, *Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji*. Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2026. doi: 10.33223/Metodyka/721.2025.
- [154] E. J. Sobczyk, *Uciążliwość geologiczno-górnictwa warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem*, t. 150. w Studia, rozprawy monografie, vol. 150. Kraków: IGSMiE PAN, 2009.

10 Spis Tabel

Tabela 3.1 Kategorie rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji a standardy międzynarodowe	17
Tabela 4.1 Kryteria oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego	44
Tabela 4.2 Grupy samozapalności węgla	51
Tabela 6.1 Podział grup kosztów zakładu górniczego w opracowanej metodzie	81
Tabela 6.2 Roczne koszty produkcji węgla kamiennego w kopalni „X” w ujęciu procesowym	85
Tabela 6.3 referencyjne koszty jednostkowe drążenia wyrobisk chodnikowych	86
Tabela 6.4 Parametry i warunki brzegowe działania algorytmu wyboru sposobu rozcięcia parceli przyjmowane w przykładzie obliczeniowym	94
Tabela 6.5 Założenia kosztowe i ekonomiczne zastosowane przy wyborze najlepszych wariantów rozcięcia parceli złoża „N”	96
Tabela 6.6 Najlepsze warianty przy zmianie ceny surowca w przedziale od -20% do +50%.....	98
Tabela 7.1 Ściany należące do najlepszych wariantów eksploatacji złoża „X”	99
Tabela 7.2 Scenariusze eksploatacji złoża „N”	111

11 Spis Rysunków

Rysunek 3.1 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code.	16
Rysunek 3.2 System klasyfikacji zasobów w standardzie UNFC.	17
Rysunek 3.3 Zamodelowana powierzchnia pokładu złoża wraz z otworami zastosowanymi do interpolacji danych	20
Rysunek 3.4 Heurystyczny model zarządzania ryzykiem projektowym	34
Rysunek 4.1 Projektowanie wybierania pokładów węgla	39
Rysunek 4.2 Wizualizacja przecięcia stożka filara ochronnego ze spągami modelowanego pokładu.....	49
Rysunek 6.1 Przepływ danych między modułami metodyki.	69
Rysunek 6.2 Wizualizacja otworów powierzchniowych z których skorzystano podczas modelowania oraz bryła zamodelowanego pokładu złoża „N”	71
Rysunek 6.3 Wizualizacja zadań drążenia wyrobisk udostępniających w formie brył – zaznaczone kolorem zielonym	74
Rysunek 6.4 Reguły zależności przyjęte do ustalania kolejności eksploatacji wewnątrz parceli	74
Rysunek 6.5 Grupa dwóch parcel eksploatacyjnych wykorzystujących wspólne wyrobiska transportowe	79
Rysunek 6.6 Przykładowa parcela złoża „X” z wrysowanymi wyrobiskami.	88
Rysunek 6.7 Ideowy diagram proponowanego procesu wyboru sposobu rozcięcia parceli eksploatacyjnej.	90
Rysunek 6.8 Wyznaczenie granic obszaru, w którym narzędzie może wpasowywać ściany eksploatacyjne	91
Rysunek 6.9 Wariant o najwyższym szacowanym dochodzie.	97
Rysunek 6.10 Wariant o najwyższej łącznej wartości wybieranego węgla.	97
Rysunek 6.11 Analiza wrażliwości wariantu na zmianę ceny surowca	98
Rysunek 7.1 Ekwiwalent marży m_{op}^* poszczególnych ścian wyznaczony w algorytmie.	101
Rysunek 7.2 Ekwiwalent marży m_{op}^* ścian wyznaczony w algorytmie wyboru układu ścian – z dokładnością do zadania eksploatacyjnego	102
Rysunek 7.3 Wyrobiska uwzględnione do wybrania według założeń Efektywnej Parceli.....	103

Rysunek 7.4 Ściany uwzględnione do wybrania według założeń Efektywnej Ściany.....	104
Rysunek 7.5 Scenariusze - harmonogramy eksploatacji bazy zasobowej Efektywna Kopalnia	106
Rysunek 7.6 Model ryzyka złoża „X”	110
Rysunek 7.7 Wielkość bazy zasobowej oraz NPV dla rozważanych harmonogramów eksploatacji	112