



**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 Zglobickiemu 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 .....                        | 15 |
| 3.1   | Standardy wykazywania złóż .....                                                    | 15 |
| 3.1.1 | Modelowanie złóż surowców mineralnych .....                                         | 19 |
| 3.1.2 | Podział cyfrowych modeli złóż .....                                                 | 22 |
| 3.2   | Szacowanie wartości złoża i jego fragmentów .....                                   | 24 |
| 3.2.1 | Ewidencja kosztów w przedsiębiorstwach górniczych .....                             | 26 |
| 3.2.2 | Metody i miary oceny efektywności inwestycji rzeczowych .....                       | 28 |
| 3.2.3 | Praktyczne aspekty wyceny projektu górniczego .....                                 | 33 |
| 3.2.4 | Ryzyko w wycenie górniczych projektów inwestycyjnych .....                          | 34 |
| 4     | Planowanie produkcji górniczej z użyciem narzędzi cyfrowych .....                   | 39 |
| 4.1   | Czynniki podejmowania decyzji inwestycyjnych w sektorze górnim .....                | 42 |
| 4.2   | Czynniki ograniczające produkcję górną .....                                        | 45 |
| 4.2.1 | Zaburzenia geologiczne w projektowaniu eksploatacji .....                           | 48 |
| 4.2.2 | Ochrona infrastruktury zakładu górniczego oraz obiektów na powierzchni .....        | 50 |
| 4.3   | Projektowanie eksploatacji w warunkach zagrożeń naturalnych .....                   | 51 |
| 4.3.1 | Zagrożenie wodne .....                                                              | 51 |
| 4.3.2 | Zagrożenie pożarami endogenicznymi .....                                            | 52 |
| 4.3.3 | Zagrożenie tąpniętami i wyrzutami gazów i skał .....                                | 54 |
| 4.3.4 | Zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego .....                                   | 57 |
| 4.3.5 | Zagrożenie klimatyczne .....                                                        | 60 |
| 4.4   | Wspomaganie planowania eksploatacji z wykorzystaniem narzędzi informatycznych ..... | 61 |
| 5     | Podsumowanie przeglądu literaturowego i zidentyfikowanie luki badawczej .....       | 68 |

|           |                                                                                               |            |
|-----------|-----------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>6</b>  | <b>Autorska metoda wyznaczania wielkości bazy zasobowej .....</b>                             | <b>72</b>  |
| 6.1       | Koncepcja podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej .....                            | 72         |
| 6.2       | Cyfrowy model geologiczny złoża – źródło danych geologicznych .....                           | 77         |
| 6.3       | Środowisko badań – cyfrowy model eksploatacji .....                                           | 79         |
| 6.4       | Szacowanie wskaźników ekonomicznych dla wariantów rozcięcia złoża w modelu ekonomicznym ..... | 83         |
| 6.4.1     | Wartość surowca wydobywanego z parceli.....                                                   | 84         |
| 6.4.2     | Nakłady przedsiębiorstwa górniczego i koszty eksploatacji .....                               | 85         |
| 6.4.3     | Koszty operacyjne .....                                                                       | 88         |
| 6.4.4     | Szacowanie kosztów eksploatacji złoża „N” na bazie kosztów kopalni macierzystej.....          | 93         |
| 6.5       | Algorytm rozcięcia i zagospodarowania pojedynczej parceli eksploatacyjnej ..                  | 97         |
| 6.5.1     | Wyznaczanie granic parceli .....                                                              | 99         |
| 6.5.2     | Określenie warunków brzegowych w algorytmie .....                                             | 101        |
| 6.5.3     | Testowanie wariantów – generowanie układów wyrobisk ścianowych w parceli.....                 | 103        |
| 6.5.4     | Wyniki obliczeń przykładowej parceli i analiza wrażliwości .....                              | 105        |
| <b>7</b>  | <b>Wyznaczanie dynamicznej bazy zasobowej złoża „N” .....</b>                                 | <b>108</b> |
| 7.1       | Analiza wyników i ocena efektywności ekonomicznej wariantów eksploatacji .....                | 109        |
| 7.2       | Szacunki wielkości bazy zasobowej – warianty statyczne .....                                  | 111        |
| 7.3       | Harmonogramowanie eksploatacji dla wariantów bazy zasobowej .....                             | 113        |
| 7.4       | Stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka eksploatacji .....                                     | 117        |
| 7.5       | Scenariusze eksploatacji złoża „N” .....                                                      | 120        |
| <b>8</b>  | <b>Podsumowanie i wnioski .....</b>                                                           | <b>124</b> |
| <b>9</b>  | <b>Literatura.....</b>                                                                        | <b>132</b> |
| <b>10</b> | <b>Spis Tabel .....</b>                                                                       | <b>146</b> |
| <b>11</b> | <b>Spis Rysunków .....</b>                                                                    | <b>147</b> |

## Wykaz użytych skrótów

|            |                                                                                                                                              |
|------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| AGG        | Aktywa geologiczno-górnice                                                                                                                   |
| 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 reakcyjności koksu                                                                                  |
| CRIRSCO    | (z ang. Committee for (Mineral) Reserves International Reporting Standards), Komitet Międzynarodowych Standardów Wykazywania Zasobów Kopalin |
| CSR        | (z ang. Coke Strength after Reactivity), wskaźnik wytrzymałości poreakcyjnej koksu                                                           |
| csw        | Czysta substancja węglowa                                                                                                                    |
| 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                                           |
| FLZG       | Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego                                                                                                        |
| 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), Ogóloeuuropejski 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 Association 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                                                                                                                 |
| UNECE     | (z ang. United Nations Economic Commission for Europe), Europejska Komisja Gospodarcza ONZ                                                                                        |
| UNFC      | (z ang. United Nations Framework Classification for Resources), 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 28,74 mld ton, z czego 3,91 mld ton stanowiły zasoby przemysłowe [2]. Polityka energetyczna państwa, kładzie nacisk na stopniowe wygaszanie zakładów górniczych. Analiza długoterminowych prognoz zapotrzebowania na węgiel prowadzi do wniosku, że jedynie ok. 25% zasobów przemysłowych węgla energetycznego zostanie wyeksploatowana przed planowanym terminem zamknięcia zakładów zajmujących się ich wydobyciem [3], [4]. Równocześnie według szacunków całkowite odejście od produkcji energii z węgla w Polsce skutkuje obniżeniem PKB o 0,8-1,1% [5]. Do obniżenia kosztów transformacji energetycznej może się przyczynić dostosowanie strategii wydobywania 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 zainwestowany kapitał zacznie przynosić zyski. Ponadto branża wydobywania 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 wydobywanie, aż po likwidację i rekultywację, ważne jest przygotowanie odpowiedniego planu i harmonogramu działania [6]. Każdy z tych etapów wiąże się z poniesieniem nakładów, a praktycznie do samego końca przedsiębiorca nie ma gwarancji co do wysokości osiągniętego zysku [7].

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 [8]. 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 [9]. 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 [10]. 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 wydobycie 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 zasoby złoża wyznacza się na podstawie tzw. granicznych wartości parametrów definiujących złożę, zawartych w rozporządzeniu Ministra Środowiska z dn. 1.07.2015 r. [11]. 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 [12].

Praca przygotowana przez autora wskazuje na nowe podejście do wyznaczania wystarczalności zasobów, w którym zasoby złoża rozumiane są w sposób dynamiczny, jako zależne od zmiennych w czasie warunków rynkowych (cena surowca, koszty zużycia materiałów i energii czy koszty zatrudnienia), przy uwzględnieniu warunków złożowych i jakościowych kopaliny, warunkujących potencjał wewnętrzny zasobów złoża. Założeniem opracowanej metody jest uznanie za zasoby przemysłowe jedynie tych zasobów, których wydobycie 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 opracowaną metodą, bazuje na dwóch kluczowych decyzjach, pierwszej – co do wyboru rozkładu ścian w parceli eksploatacyjnej oraz drugiej – dotyczącej kolejności eksploatacji wybranych parcel, bazującej na zestawie kryteriów ekonomicznych z uwzględnieniem technicznych i rynkowych uwarunkowań wydobycia. W ten sposób tworzony jest ranking scenariuszy dla planów

i harmonogramów produkcji, według ustalonego kryterium wartości, na podstawie którego wybierany jest scenariusz najkorzystniejszy dla zakładu górniczego. Dynamiczna baza zasobowa złoża według metodyki jest określona jako największa ilość zasobów możliwych do wydobycia w scenariuszu o dodatniej zaktualizowanej wartości netto.

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 wydobycia, w zależności od zmieniających się warunków rynkowych, parametrów geologicznych i górniczych złoża.

## 2 Hipotezy badawcze, cel pracy i zastosowane metody

Doświadczenia autora zdobyte w trakcie pracy w IGSMiE PAN i w ramach współpracy Instytutu z polskimi przedsiębiorstwami wydobywającymi węgiel kamienny wskazują na istnienie wyraźnej dysproporcji między dynamiką zmian wielkości zasobów operatywnych tego surowca a kształtowaniem się jednostkowych kosztów jego wydobycia. Rozbieżność ta ujawnia się wraz z rozwojem eksploatacji, względem pierwszych przybliżeń modelu funkcjonowania kopalni, określonych na etapie tworzenia Projektu zagospodarowania złoża (PZZ). 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 2049 roku [13]. Jeżeli umowa ta zostanie w pełni wdrożona, to przy wielkości wydobycia węgla w sektorze na poziomie 42,5 mln ton rocznie, zasobów wydobywanych wystarczy na około 50 lat eksploatacji [14]. Biorąc jednak pod uwagę systematyczny, coroczny spadek wielkości wydobycia węgla, można wnioskować, że większość, jeżeli nie wszystkie, zakłady górnicze zostaną zamknięte zanim ich zasoby operatywne ulegną całkowitemu sčerpaniu.

Na podstawie tych przesłanek oraz analizy literatury fachowej zidentyfikowano lukę badawczą w zakresie podejść i metod wyznaczania (szacowania) wielkości bazy zasobowej złóż węgla kamiennego. Wykonany przegląd stanu wiedzy pozwala stwierdzić, że brakuje wykorzystania profesjonalnych narzędzi informatycznych, metod i technik z nimi powiązanych, do wyznaczania bazy zasobowej o charakterze dynamicznym, a więc zmieniającej się wraz z warunkami zewnętrznymi. Jednocześnie istnieje potrzeba udzielania odpowiedzi na pytanie o wielkość bazy zasobowej węgla i potencjał kopalń w sposób możliwie szybki i dokładny. Jest to pytanie ważne, szczególnie w kontekście narastającego ryzyka konfliktów zbrojnych i ich wpływu na politykę energetyczną kraju.

W dotychczasowej praktyce baza zasobowa rozumiana jest w sposób statyczny, na etapie tworzenia Dokumentacji geologicznej, przy udziale metod eksperckich. Następnie jest ona weryfikowana przy przygotowywaniu PZZ. Wkład ekspercki ogranicza się często do wskaźnikowego wyznaczenia wielkości zasobów przemysłowych, przy czym ich efektywność ekonomiczną szacuje się wstępnie i w znacznym uproszczeniu, ponieważ, zgodnie z Prawem geologicznym i górniczym, przygotowanie PZZ nie wymaga pogłębionej analizy w tym zakresie [15]. Brakuje zatem realnej weryfikacji wykonalności przyjętych

wówczas założeń. Kompleksowe uwzględnienie otoczenia rynkowego, jak i wpływu warunków geologicznych, górniczych oraz zagrożeń naturalnych na koszty i ryzyko eksploatacji, urealnia i pogłębia wartość oceny przedsięwzięcia inwestycyjnego. Przeprowadzenie tak złożonej analizy wymaga jednak wykorzystania specjalistycznych narzędzi informatycznych, takich jak cyfrowe modele złoża i systemy do harmonogramowania produkcji.

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

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

Temat i praca wprowadzają 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. Wyznaczana baza zasobowa jest rozumiana jako dynamiczna, ponieważ jej wielkość zmienia się pod wpływem zmian warunków zewnętrznych, takich jak cena surowca czy koszty energii. Stosowanie proponowanej metody ma więc dostarczyć informacji odnośnie do wielkości zasobów w złożu oraz 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 wyniku operacyjnego dla pojedynczej parceli eksploatacyjnej celem wskazania najkorzystniejszego ekonomicznie sposobu wybrania danej parceli wyrobiskami ścianowymi,
- opracowanie algorytmu optymalnego rozmieszczenia ścian w danej parceli eksploatacyjnej,
- opracowanie metody uwzględnienia wpływu warunków technicznych oraz geologicznych, w szczególności zagrożeń naturalnych, w postaci ryzyka w prognozowaniu kosztów 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:

- cyfrowe modelowanie geologiczne,
- modelowanie symulacyjne procesu eksploatacji,
- analiza statystyczna parametrów złożowych,
- matematyczne modelowanie wartości złoża i kosztów eksploatacji,
- modelowanie optymalizacyjne sposobu rozcięcia pojedynczej parceli złożowej,
- ocena uciążliwości warunków geologiczno-górniczych złoża metodą AHP,
- studium przypadku na rzeczywistym złożu węgla kamiennego dla weryfikacji zaproponowanej metodyki,
- wykorzystanie statystyki opisowej do analizy wyników weryfikacji,

- analiza wrażliwości wariantów rozcięcia parceli na zmienność cen surowca.

W trakcie pracy wykorzystano narzędzia informatyczne wspomagające modelowanie geologiczne oraz planowanie i harmonogramowanie produkcji górniczej. Model złoża wykonany został w programie DataMine MineScape. Model eksploatacji, operujący na modelu geologicznym i obejmujący dodatkowo uwarunkowania techniczne, wykonany został w Deswik.CAD. Harmonogramy eksploatacji tworzone były za pomocą Deswik.Sched. W programach Deswik zaimplementowane zostały również funkcje szacujące wartość kopaliny w złożu, koszty jej wybrania oraz pochodne wskaźniki ekonomiczne obliczane dla obrysów ścian i pojedynczych zadań eksploatacyjnych. Autorski algorytm wyboru optymalnego układu ścian eksploatacyjnych w parceli został zaimplementowany z wykorzystaniem środowiska programistycznego zintegrowanego z programem Deswik.CAD. Model uciążliwości oraz zestawienie wyników z przykładu obliczeniowego przygotowano w arkuszu kalkulacyjnym 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 [16], [17]:

- 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 jego spodziewanej zmienności, zakładanej wstępnie na podstawie wiedzy geologicznej o rejonie, a następnie zagęszczana w miarę postępu prac geologicznych i górniczych. Spodziewana zmienność geologiczna pozwala zaliczyć złoża 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

Pewność informacji geologicznej określa kategoria rozpoznania złoża. Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 1. lipca 2015 r. wyróżnia się kategorie D, C<sub>2</sub>, C<sub>1</sub>, B i A [11]. Kategorie te są w przepisach określone na podstawie dopuszczalnego błędu oszacowania średnich wartości wybranych parametrów złoża [11]. Oprócz tego w praktyce geologicznej nieformalnie wyróżnia się kategorie D<sub>2</sub> i D<sub>3</sub> (E) dla oceny zasobów prognostycznych i perspektywicznych.

Metodyka wykazywania zasobów złóż, opracowana na zlecenie 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 C<sub>2</sub> 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 [18].

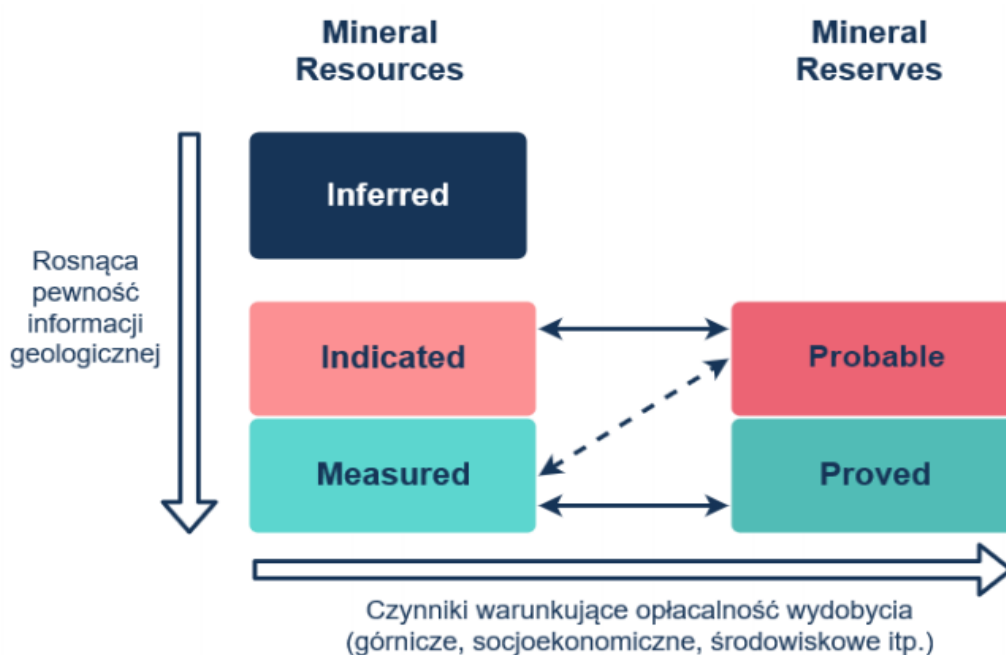
W praktyce międzynarodowej funkcjonuje wiele standardów klasyfikowania złóż, w tym stopnia ich rozpoznania. Aby ujednolicić wiedzę geologiczną o światowych złożach surowców powołana została międzynarodowa organizacja CRIRSCO (tłum. Komitet Międzynarodowych Standardów Wykazywania Zasobów Kopalin). Komitet ten w 2006 r. 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 mineralnych [19]. 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 nich za kluczowy uznaje się pochodzący z Australii JORC Code [20], [21]. Standard ten jest wykorzystywany również przez niektóre polskie spółki górnicze, co stawiane jest przez międzynarodowe instytucje finansowe jako warunek konieczny przy określaniu możliwości finansowania przedsięwzięć górniczych. Standardem odrębnym od CRIRSCO, ale również powszechnie uznawanym na arenie międzynarodowej, jest standard UNFC (*United Nations Framework Classification for Fossil Energy and Mineral Reserves and Resources*). Został on opracowany na zlecenie Europejskiej Komisji Gospodarczej ONZ (UNECE) [22].

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 rentownego wydobycia,

- stopnia rozpoznania złoża.

W ramach pierwszego kryterium standard wyróżnia dwie grupy zasobów: Pierwszą z nich są zasoby w kategorii *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*. Są to zasoby, których wydobycie jest możliwe i ekonomicznie potwierdzone w danych warunkach otoczenia i złoża, w przybliżeniu odpowiadając polskiemu rozumieniu zasobów operatywnych objętych obowiązującymi koncesjami. Podział na kategorie zależy od stopnia rozpoznania złoża został ujęty na rysunku 3.1.



Rysunek 3.1 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code.

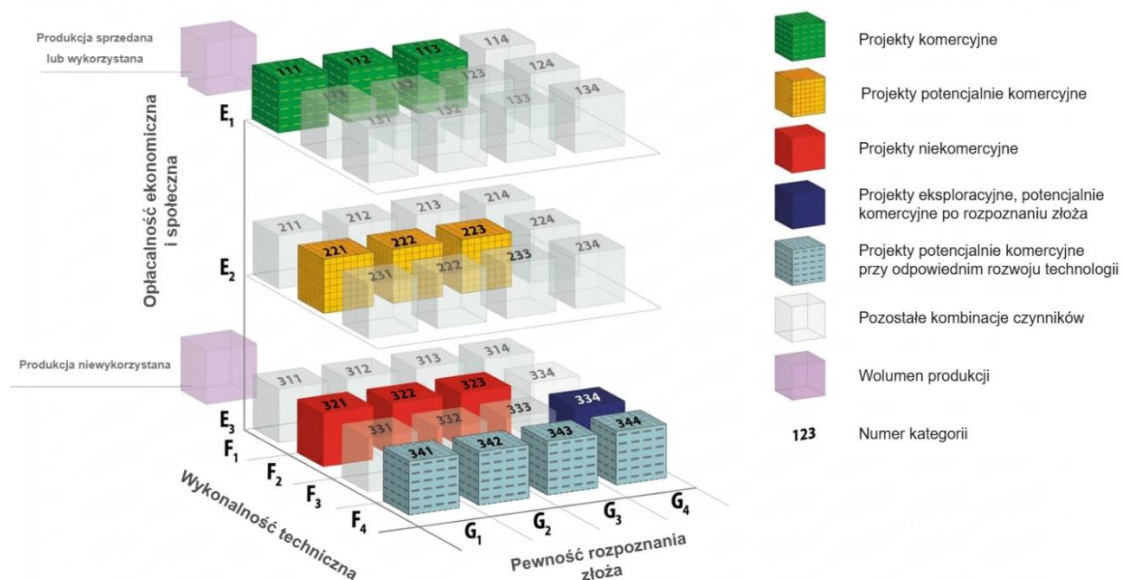
Źródło: [1].

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 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, czy 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 [22].*

W tabeli 3.1 przedstawiono porównanie kategorii rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji i standardów międzynarodowych z wyróżnieniem przypisanego im błędu rozpoznania (dopuszczalnego błędu szacowania wartości średniej).

Tabela 3.1 Porównanie kategorii rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji ze standardami międzynarodowymi.

| Polska klasyfikacja zasobów |                            |                          | UNFC |                         | JORC Code |
|-----------------------------|----------------------------|--------------------------|------|-------------------------|-----------|
| Kategoria                   | Etap badania złoża         | Dopuszczalny błąd średni | Kat. | Etap badania złoża      |           |
| <b>E</b>                    | Prace zwiadowcze           | -                        | -    | -                       | -         |
| <b>D<sub>2</sub></b>        | Poszukiwania               | -                        | G4   | Reconnaissance          | -         |
| <b>D<sub>1</sub></b>        | wstępne                    | >40%                     | G3   | Prospecting             | Inferred  |
| <b>C<sub>2</sub></b>        | Poszukiwania szczegółowe   | <40%                     |      |                         |           |
| <b>C<sub>1</sub></b>        | Rozpoznanie wstępne        | <30%                     | G2   | Preliminary Exploration | Indicated |
| <b>B</b>                    | Rozpoznanie szczegółowe    | <20%                     | G1   | Detailed Exploration    | Measured  |
| <b>A</b>                    | Rozpoznanie eksploatacyjne | <10%                     |      |                         |           |

Źródło: opracowano na podstawie [11], [18].

### 3.1.1 Modelowanie złóż surowców mineralnych

Aby wyznaczyć bazę zasobową złoża potrzebna jest informacja o jego geometrii, formie zalegania, ciągłości przestrzennej oraz zmienności parametrów jakościowych kopaliny. Otwory i chodniki badawcze dostarczają takiej informacji tylko w ujęciu punktowym, liniowym lub lokalnie ciągłym, dlatego w celu ich pełnej interpretacji dane te są interpolowane oraz ekstrapolowane [23]. W ten sposób tworzony jest model złoża stanowiący jego odwzorowanie w przestrzeni [24]. Cyfrowe modele złóż, jak wszystkie modele matematyczne, cechują się stosowanymi uproszczeniami przedstawianych elementów i procesów, np. poprzez pominięcie drobnych uskoków lub nieprzemysłowych fragmentów złoża.

Wybór metody modelowania zależy m.in. od stopnia skomplikowania budowy geologicznej złoża oraz gęstości siatki rozpoznania. W przypadku, gdy zmienność parametrów złożowych ma charakter losowy lub liczba dostępnych próbek jest niewielka, a więc najczęściej na wstępnym etapie rozpoznania złoża, stosowane są metody uproszczone (tradycyjne) [18]. Obejmują one zbiór technik analitycznych lub geometrycznych, których prostota pozwala na ich stosowanie przy ograniczonej liczbie

danych, często bez użycia złożonych narzędzi obliczeniowych. Polegają one na geometryzacji, czyli zastąpieniu nieznanej bryły złoża zbiorem brył o prostej geometrii, a następnie wyliczeniu i zsumowaniu ich objętości. Założeniem w tych metodach jest równoważność objętości rzeczywistych fragmentów złoża i odpowiadających im brył modelowanych. Prawdliwość tego założenia jest jednak niemożliwa do zweryfikowania na etapie obliczania zasobów. Z tego powodu niejednokrotnie stwierdzane są znaczące rozbieżności między wielkością zasobów oszacowanych a rzeczywiście stwierdzanych na etapie eksploatacji. Stosowane metody uproszczone podzielić można na:

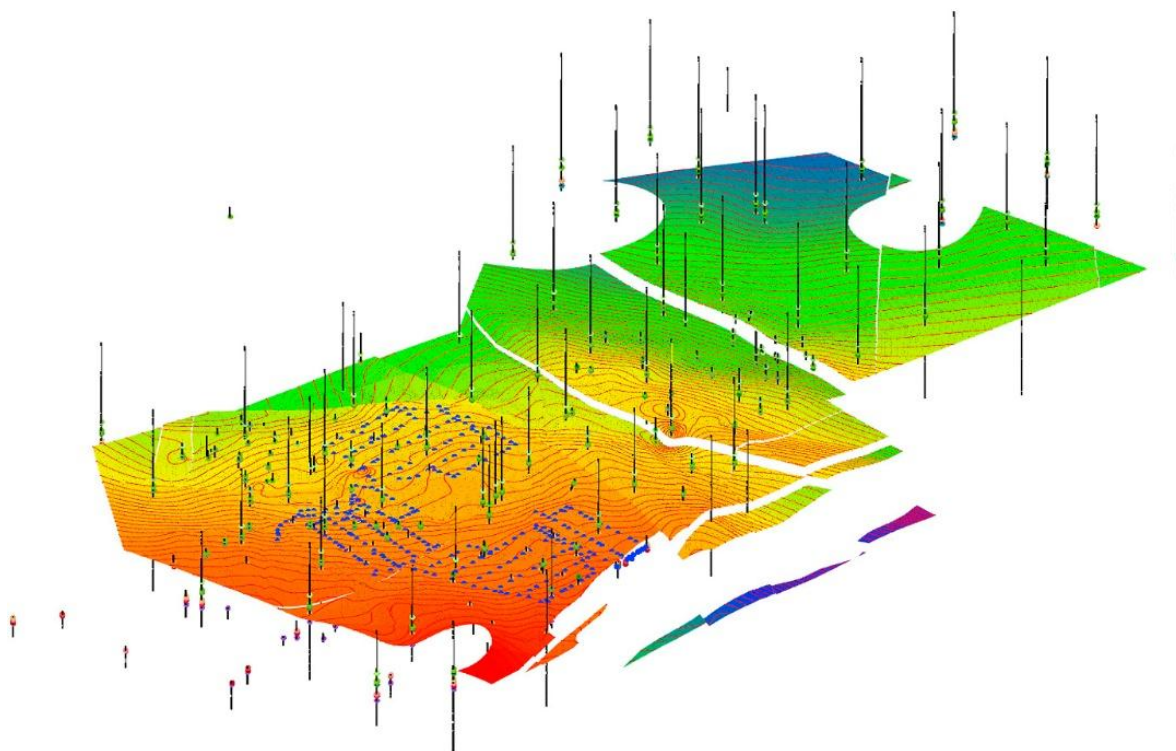
- metody geometryczno-geologiczne (np. przekrojów i izarytm), w których obliczenia zasobów nawiązują do przyjętej koncepcji budowy złoża, oraz
- geometryczno-statystyczne (np. średniej arytmetycznej i wieloboków), w których parametry złoża są traktowane jako zmienne opisane rozkładami statystycznymi [18], [23].

Wielkość bazy zasobowej oceniana na wczesnych etapach rozpoznania złóż jest weryfikowana w miarę zwiększania się wiedzy o złożu. Jeśli złożo jest dobrze rozpoznane, a jego budowa umożliwia opis zmienności wybranych parametrów złożowych czy jakościowych kopaliny za pomocą semiwariogramów, zaleca się obliczanie zasobów poprzez użycie narzędzi geostatystycznych, takich jak kriging punktowy lub blokowy. Warunkiem koniecznym jest występowanie autokorelacji przestrzennej w zmienności analizowanych parametrów złoża. Metody geostatystyczne umożliwiają odwzorowanie struktury złoża przyjmując założenie, że wagi przypisywane poszczególnym pomiarom zależą od funkcji zmienności przestrzennej (semiwariogramu) oraz wzajemnego położenia punktów opróbowania. Z reguły pomiarom znajdującym się bliżej punktu estymacji przypisywana jest większa waga [25]. 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 [16]. Przy niewystarczającej ilości danych modele te mogą przyjmować niestabilne parametry, co powoduje ograniczenie ich zdolności prognostycznych [26], [27].

Jak już wspomniano, 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 teoretyczne. Najpopularniejsze z nich to model sferyczny i Matherona, a do rzadziej stosowanych należą model liniowy, eksponencjalny czy Gaussa [25].

Kriging blokowy różni się od krigingu punktowego tym, że zamiast wartości parametrów w każdym punkcie złoża szacuje się średnią wartość dla wydzielonego bloku (elementu siatki 2D lub 3D). Klasyczna estymacja krigingowa daje jednoznaczne oszacowanie punktowe lub blokowe, opierając się na modelu funkcji losowej. W analizach niepewności coraz większą popularność zyskuje jednak kriging stochastyczny oraz symulacje geostatystyczne. Często zakłada się w nich, że dane wejściowe opisane są rozkładem normalnym [25], [28]. Ponieważ założenie to w przypadku parametrów złożowych często odbiega od rzeczywistości, poszukuje się metod prowadzenia symulacji stochastycznych z pominięciem ograniczeń klasycznego krigingu lub stosuje się jego odporne statystycznie odmiany [29]. W ocenie wiarygodności wartości uzyskanych w rozkładzie statystycznym wykorzystane być mogą metoda *bootstrapu* i testy nieparametryczne [16]. Na rysunku 3.3 przedstawiono przykładowy fragment złoża zamodelowany za pomocą metod geostatystycznych.



Rysunek 3.3 Wizualizacja cyfrowego modelu powierzchni pokładu złoża z uwzględnieniem otworów geologicznych wykorzystanych do jego budowy.

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 osiągany przezeń prognozowany wynik finansowy [17], [30].

### **3.1.2 Podział cyfrowych modeli złóż**

#### Modele analityczne i modele numeryczne .

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, które polegają na dyskretyzacji przestrzeni i aproksymacji rozwiązań za pomocą algorytmów numerycznych [31].

#### 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 może być opisana rozkładami prawdopodobieństwa. Rozkłady te stosuje się do opisu parametrów obarczonych niepewnością pomiarową, lub gdy mają one zbyt skomplikowany charakter, by opisać je deterministyczną funkcją analityczną [31].

#### Modele statyczne i dynamiczne

W modelach statycznych parametry modelu są niezależne od zmiennej czasowej, a jego estymanty nie zmieniają się bez ingerencji w model. W modelach dynamicznych uwzględniana jest zmienna czasowa, dlatego modelowane parametry są opisane funkcjami ich zmienności w czasie [31].

#### Modele siatkowe (np. gridowe) lub blokowe

W modelach siatkowych zmienna  $Z$  (np. rzędna stropu lub spągu) jest jednowartościową funkcją współrzędnych geograficznych  $(X,Y)$ . 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]. Aby wykorzystać zalety obu typów modeli możliwa jest budowa modelu kombinowanego, w którym 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 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 powierzchnie są reprezentowane przez siatkę przestrzenną. Siatka ta jest opisana funkcją matematyczną aproksymowaną na podstawie dostępnych danych oraz interpolacji. Istnieje wiele funkcji interpolacyjnych znajdujących zastosowanie w modelowaniu geologicznym, m.in.:

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

Modelowanie niejawne wymaga znacznie mniejszego nakładu pracy ze strony geologa i pozwala na automatyczne odwzorowanie skomplikowanych deformacji tektonicznych i struktur fałdowych.

#### Modele strukturalne i modele jakości złoża

Modele strukturalne opisują cechy geometryczne złoża, w tym jego przestrzenne położenie, miąższość, formę i ciągłość zalegania. Modele jakości złoża opisują zmienność

parametrów charakteryzujących jakość kopaliny, tzn. jej cech fizykochemicznych i technologicznych (takich jak wartość opałowa, zawartość części niepalnych czy siarki), dobranych w zależności od celów analizy i wymagań odbiorcy.

W modelach blokowych struktura i parametry jakościowe złoża są zintegrowane w ramach jednolitej siatki dyskretnych bloków prostopadłościennych, w której każdy blok posiada przypisane cechy przestrzenne i jakościowe. W modelach siatkowych model strukturalny jest nadrzędny względem modelu jakościowego i jest modelowany osobno w postaci zbioru powierzchni „2,5D” rozdzielających jednostki strukturalne złoża (np. pokłady). Model jakości w modelu siatkowym powstaje na podstawie siatki opróbowania parametrów jakości kopaliny w otworach wiertniczych oraz profilowaniach wykonywanych w wyrobiskach górniczych. Parametry jakościowe są estymowane niezależnie dla każdej wyodrębnionej jednostki 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 złoże zostałoby zakupione na rynku konkurencyjnym, przy założeniu braku wpływu czynników zaburzających proces sprzedaży, takich jak różnica w pozycji negocjacyjnej, dostęp do informacji, presja dokonania transakcji [39]. Zaznaczyć przy tym należy, że wiele złóż surowców mineralnych w Polsce jest objętych własnością górnictwą stanowiącą niezbywalne aktywa Skarbu Państwa. Przedsiębiorca może jednak nabyć aktywa w postaci użytkowania górnictwa, tj. prawa do korzystania z przestrzeni, w której może być prowadzona eksploatacja złoża, w określonym okresie [15].

Według Kodeksu Wyceny Złóż Kopalin (POLVAL) do wyceny złóż stosować można podejście dochodowe, porównawcze lub kosztowe. W kodeksie określono jednak ograniczenia, które z podejść mogą być stosowane do danych aktywów geologiczno-górnictwowych (AGG), a co z tego wynika, danych faz działalności górnictwa. Pięć typów AGG odpowiada kolejno [40]:

- pracom poszukiwawczym,
- rozpoznaniu i dokumentacji,
- projektowaniu i zagospodarowaniu,

- eksploatacji,
- likwidacji.

Podeście 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 stanowi zebranie bazy transakcji mogących stanowić punkt odniesienia, gdyż w praktyce 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 zdolności do generowania zysków, a więc opłacalności inwestycji w złożo. 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, 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 poprzez realizację górniczego projektu inwestycyjnego, którego wynikiem będzie eksploatacja złoża. Wartość ta zawiera w sobie przychód osiągnięty ze sprzedaży surowca o określonej jakości, uwzględniając cenę

prognozowaną dla okresu, w którym będzie możliwe jego sprzedanie oraz całość kosztów i nakładów koniecznych do poniesienia na rzecz wydobycia tego 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 (ORK) [44]. Podstawową jednostką w ORK są stanowiska kosztów (STK). Są one wyznaczane na podstawie schematu organizacyjnego przedsiębiorstwa. Każdy element struktury jest przypisany do stanowiska kosztów, a stanowiska opisują całość kosztów w formie drzewa relacyjnego (stanowiska wyższego rzędu mogą mieć przypisane wiele stanowisk podrzędnych) [45]. Poszczególne STK odpowiadają realizowanym w niej procesom technologicznym i są grupowane w rejony wydzielone na podstawie układu przestrzennego położenia. Podstawowymi obiektami dekretacji kosztów są rejony ścian eksploatacyjnych, gdzie zachodzą najważniejsze i najbardziej kosztowe procesy. 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 dekreutowane są koszty, których nie można przypisać wydzielonym uprzednio STK.

### Ewidencja kosztów w ujęciu procesowym

Dekretacja kosztów w ramach STK stanowi powszechnie stosowaną metodę ewidencji kosztów wykorzystującą ujęcie procesowe. Od strony formalnej stosowanie tej metody jest określone w:

- przepisach Ustawy o rachunkowości,
- Zakładowym Planie Kont,
- przyjętych procedurach rachunku kosztów,
- instrukcjach wykonawczych.

Stanowiska kosztów są określone czterocyfrowym numerem, a koszty na wyższym poziomie ewidencji są agregowane przez dekretację kosztów do stanowisk podległych przypisanych uprzednio do oddziałów i rejonów. Koszty wtórne, zawarte w zespołach kont 5\* do 7\*, są przypisywane do 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. Zgodnie z wytycznymi PolVAL 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.

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 – najprościej – jako suma wartości jego aktywów lub potencjału pieniężnego (dochodowego), generowanego na skutek prowadzonej działalności. Z tego względu podejścia do wyceny inwestycji i aktywów są tożsame; wyróżniamy podejścia kosztowe, dochodowe i porównawcze, o czym już wspomniano.

Do metod bazujących na podejściu porównawczym zalicza się, między innymi [46]:

- Metodę transakcji porównywalnych (*comparable transactions*). W metodzie tej, w celu wyceny aktywów zbiera się próbę transakcji handlowych aktywów o zbliżonych cechach, zwanych referencyjnymi, następnie dokonuje ich porównania na podstawie wybranych, najczęściej ekspercko, atrybutów.
- Szacowanie kapitalizacji rynkowej (*market capitalization*). Metoda ta pozwala na ocenę wartości przedsiębiorstwa znajdującej się na giełdzie. Wartość stanowi iloczyn liczby akcji przedsiębiorstwa i ceny rynkowej akcji [47].
- Transakcje na bazie 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 gotowość poniesienia części nakładów na rozwój projektu górniczego, a w zamian otrzymuje część udziałów w prawie użytkowania górniczego [48].

W podejściu kosztowym wyróżnić można następujące 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.

W podejściu dochodowym, do pomiaru wartości inwestycji rzeczowych stosuje się 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 poprzez ujęcie zmienności poszczególnych komponentów wartości (zarówno po stronie kosztów jak i przychodów) np. poprzez inflację lub deflację. Wśród nich najczęściej stosowane są metody bazujące na analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF – *Discounted Cash Flows*), w których wartość złoża jest równoważna wartości zaktualizowanych przepływów pieniężnych projektu górniczego, przy uwzględnieniu

wszystkich nakładów i 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) dyskontowych 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 [-],
- $t$  – Numer okresu [lata].

Kryterium decyzyjne kładzie nacisk na to, aby NPV była wyższa od zera, choć podejmowanie decyzji na bazie wyłącznie NPV jest obarczone 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 jednostkę pieniężną. 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):

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

gdzie:

- $IRR$  – 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. Może bowiem istnieć więcej niż jedna wartość IRR, może też powstawać 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 w czasie. Jest to okres, w którym suma wszystkich zdyskontowanych przepływów pieniężnych osiąga wartość równą zero [51], [52].

Wśród innych metod, w grupie dynamicznych, wymienić należy [58]:

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

W opracowanej przez autora metodyce szacowania dynamicznej bazy zasobowej do zasobów zalicza się tę część złoża której eksploatacja przyniesie korzyść ekonomiczną. Pomiar tej korzyści został wykonany metodą DCF za pomocą metody (kryterium) NPV. Wybór tej metody jest podyktowany kilkoma przyczynami:

- popularnością w literaturze i regulacjach w zakresie wyznaczania i kwalifikacji zasobów, w szczególności przemysłowych,
- popularnością w zastosowaniach teoretycznych i praktycznych,
- stosunkową prostotą i aplikacyjnym charakterem.

Zaznaczyć przy tym należy, że aplikacja opracowanej metody szacowania dynamicznej bazy zasobowej ma miejsce w ramach rzeczywistej inwestycji górniczej, „świeżo” rozpoczętej, w której poniesiono już część nakładów początkowych koniecznych do udostępnienia złoża. Przedsięwzięcie to zostało opisane w kolejnych rozdziałach tej pracy.

### **3.2.3 Praktyczne aspekty wyceny projektu górniczego**

Wycena projektu górniczego to proces szacowania wartości danego przedsięwzięcia inwestycyjnego – projektu górniczego stanowiąca podstawę dla podjęcia ewentualnej decyzji o realizacji projektu i jego zakresie lub też zaniechaniu. Powszechnie do oceny ekonomicznej przedsięwzięć inwestycyjnych – również w górnictwie, stosuje się analizę zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF – *discounted cash flow analysis*).

Bazując na metodach dyskontowych, aby oszacować wartość projektu górniczego należy wyliczyć wartość zaktualizowaną netto (NPV – *net present value*). W praktyce jednak, stosowany układ rachunkowy szacowania wartości zaktualizowanej netto bierze pod uwagę wartości poniesionych inwestycji, czy to bezpośrednio w korektach zysku, czy też poprzez proces aktywacji nakładów w postaci amortyzacji środków trwałych. Tworzy się w ten sposób pozycja tzw. wolnych przepływów pieniężnych, która jest następnie aktualizowana w procesie dyskontowania do wartości bieżącej odpowiednio dobraną stopą procentową.

Zdaniem niektórych uczonych, metoda ta ma skłonność do zaniżania wartości projektów [59], [60], ponieważ bazuje na założeniu, że całe przedsięwzięcie zostanie zrealizowane według jednego scenariusza bez możliwości reakcji na zmianę warunków zewnętrznych. W projektach rzeczywistych przedsiębiorstwo, przynajmniej w ograniczonym stopniu – lecz praktycznie zawsze, ma możliwość zmiany podejmowanych decyzji. Uwzględnia to analiza opcji rzeczowych. Wg tego podejścia wartość wyznaczona przy pomocy NPV stanowi specjalny przypadek większej wartości oznaczanej czasami jako XNPV [59]. 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 [61], 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 [62]. 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 [63]. O podejściu autora do szacowania kosztów operacyjnych, w szczególności kosztów zatrudnienia, w relacji do prowadzonych robót górniczych w opracowanej metodzie badawczej, informuje rozdział 6.4.

#### **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 odchyłone niekorzystnie od pierwotnie oszacowanych [64].

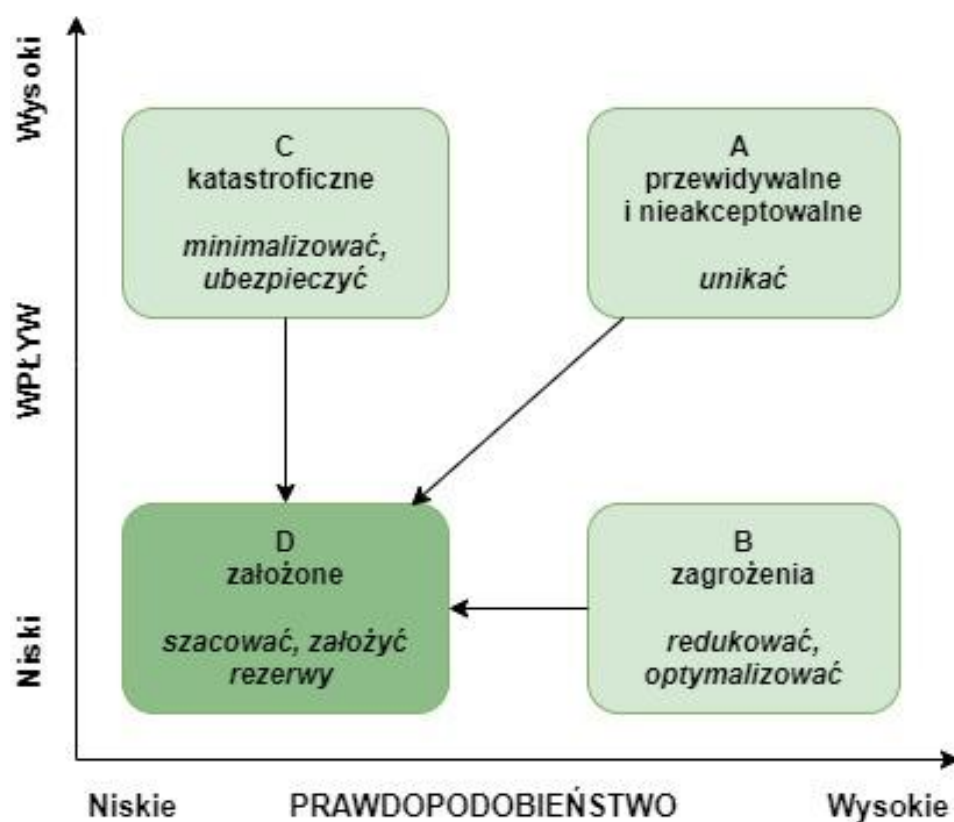
W działalności górniczej występuje wiele źródeł ryzyka, wśród których można wskazać źródła geologiczne, górnicze, środowiskowe, społeczne, ekonomiczne i prawne. Względem innych przedsięwzięć inwestycyjnych charakterystyczny jest znaczący udział źródeł geologicznych i technicznych, wynikających z niepewności oszacowania warunków złożowych.

Eksploatacja podziemna, w tym wydobywanie węgla kamiennego jest szczególnie narażona na ryzyko związane z zagrożeniami naturalnymi [65].

W przypadku inwestycji o długim okresie istnienia, takiej jak zagospodarowanie i eksploatacja złoża węgla kamiennego, duże znaczenie ma zarządzanie ryzykiem. Według [66] przez zarządzanie ryzykiem inwestycyjnym rozumie się ilościowe ujęcie 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 sześć faz [21], [67]:

- 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 na 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 określa się 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 powinno uwzględniać zarówno potencjalne zmiany negatywne jak i pozytywne. To na minimalizacji ryzyka opiera się wiele modeli decyzyjnych. Ilustrację procesu zarządzania ryzykiem stanowi rysunek 3.4.



Rysunek 3.4 Schemat heurystycznego modelu zarządzania ryzykiem projektowym.

Źródło: opracowano na podstawie [66].

Wyróżnia się cztery typy ryzyk, dla których przewidywane są następujące metody mitygacji [66]:

- 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 podsadzek.
- Ryzyka typu B wynikają z niepewności występujących naturalnie 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 powoduje 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 stosowaniu odpowiednich ubezpieczeń.
- 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 pieniędzy.

Aby móc prawidłowo zarządzić ryzykiem konieczna jest jego ocena. Metody oceny ryzyka są obszernie opisane w literaturze. Jedno z klasycznych podejść wyróżnia pięć faz oceny [68]:

- 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 trzy grupy:

- Miary zmienności – zakresy zmienności analizowanych zmiennych. Do tej grupy należą miary bezwzględne, jak wariancja, odchylenie standardowe, oraz względne, jak współczynnik asymetrii [69].
- Miary wrażliwości – wpływ czynników ryzyka na wskaźniki opłacalności inwestycji. Przykładem miary wrażliwości jest współczynnik  $\beta$  określający zależność między zmianą wartości stóp zwrotu na szerokim 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 wartość zagrożona ryzykiem (VaR –

*Value at Risk*) i jej odmiany, rozumiana jako graniczny poziom straty lub kwota nadwyżki gotówki wymagana, aby zapobiec osiągnięciu straty na inwestycji.

W przedsiębiorstwach prowadzących działalność górniczą występują czynniki ryzyka nieobecne w innych branżach przemysłu, wynikające m.in. z niepewności rozpoznania 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 [70]. Analizy projektów górniczych wskazują, że powszechne jest zjawisko przekraczania całkowitych nakładów szacowanych na początkowych etapach inwestycji, oraz że niedoszacowania te są średnio wyższe dla większych projektów inwestycyjnych [71]. Za najczęstsze przyczyny błędów w szacowaniu nakładów uważa się błędy w projektowaniu zakładu górniczego, szacowaniu zasobów i ocenie zawartości kopaliny w próbkach [72].

Metodą uwzględnienia ryzyka w ocenie wartości projektu może być stopa dyskontowa, która zawiera w sobie bazowy koszt kapitału uwzględniający również składnik ryzyka specyficznego projektu. Określenie wysokości stopy odbywać się może na dwa sposoby [73]:

- ocena subiektywna – wysokość stopy ustalana na podstawie wiedzy eksperckiej finansisty
- zastosowanie modelu, np. modelu wyceny aktywów kapitałowych czy modelu uciążliwości eksploatacji [74], [75].

## 4 Planowanie produkcji górniczej z użyciem narzędzi cyfrowych

Planowanie stanowi kluczowy element zarządzania w każdym przedsięwzięciu biznesowym. Przez proces ten rozumieć należy określanie sposobu, w jaki organizacja lub przedsięwzięcie może osiągnąć założone cele. W jego ramach wyróżnia się cztery podstawowe etapy [76]:

- rozpoznanie sytuacji bieżącej,
- ustalenie celów,
- 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 [77].

Plany i cele przedsięwzięcia górniczego można podzielić na kilka sposobów. Zależnie od hierarchii wyróżnić można [76], [78]:

- 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 taktyczne, określające szczegółowe zadania dla poszczególnych obszarów przedsiębiorstwa. Stanowią w praktyce operacjonalizację planów i celów strategicznych. Są regularnie dostosowywane i aktualizowane w zależności od panujących warunków, szczególnie w przypadku zmiany warunków rynkowych lub geologicznych.
- Plany operacyjne, obejmują cele krótkookresowe oraz zabezpieczenie środków do ich realizacji. W ich ramach uwzględniana jest szczególnie gospodarka materiałowa, serwisowa oraz krótkookresowe zarządzanie kadrami.

Zależnie od ram czasowych objętych planem wyróżnić możemy natomiast [79]:

- 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 górniczym jest konieczność uwzględnienia wpływu wydobywania z poprzednich okresów na wydobywanie w okresach następnych, co wynika z przestrzenno-czasowych zależności eksploatacyjnych oraz zaszczości górotworowych związanych z nieodwracalnym szczypaniem złoża [80].

Prawidłowo opracowany plan przedsiębiorstwa górniczego powinien [77]:

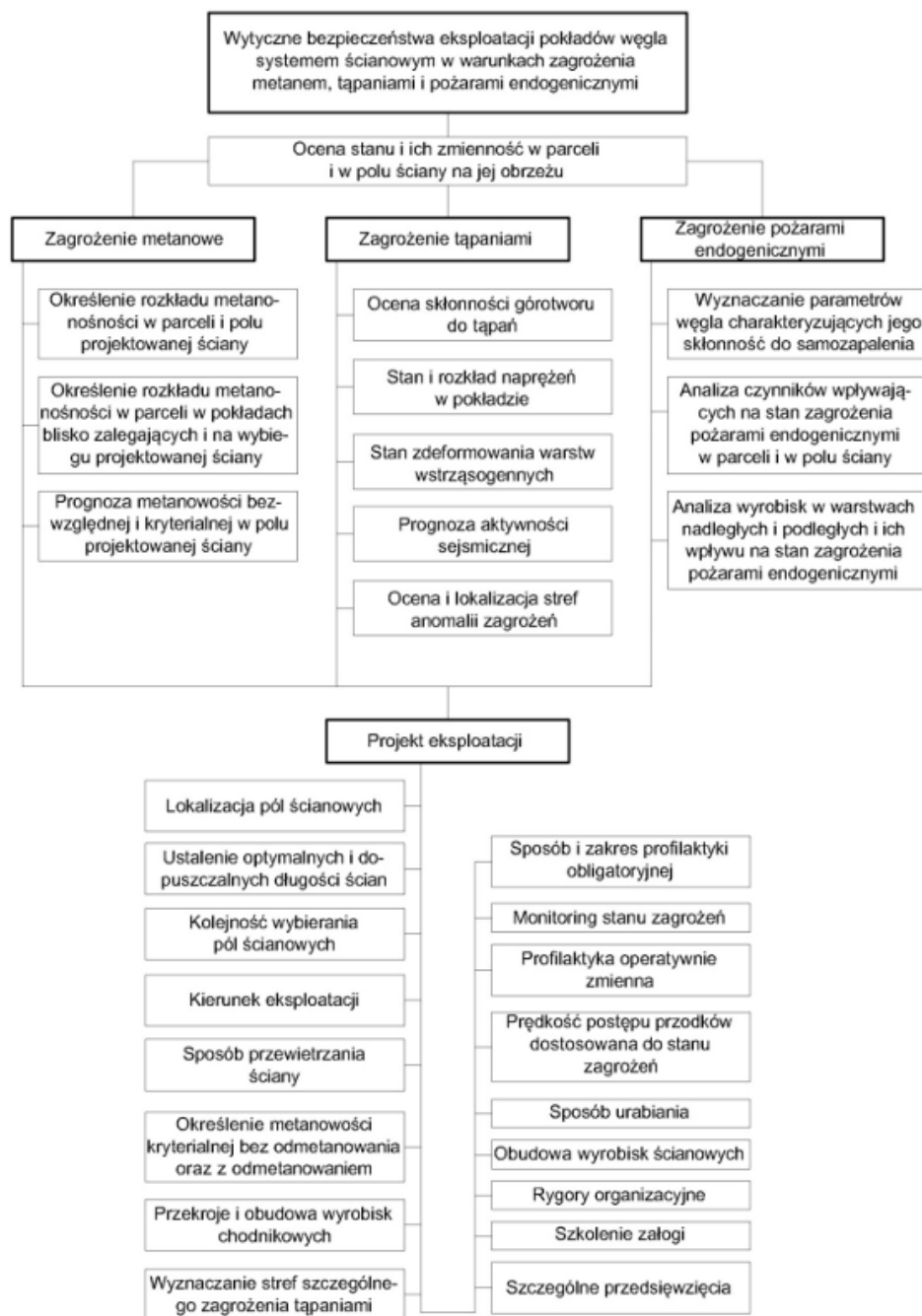
- umożliwiać realizację zadań w danych warunkach,
- porządkować proces zarządzania kadrą i ograniczać ryzyko dezorganizacji,
- umożliwiać rozwój i przygotowanie produkcji na kolejne okresy,
- racjonalizować wykorzystanie czasu pracy,
- minimalizować straty zasobów geologicznych, zgodnie z założeniami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

Plany przedsiębiorstwa górniczego są gromadzone w kolejnych dokumentach, które podlegają ocenie organów nadzorczych. W ramach analiz przedsięwzięć inwestycyjnych i działalności przyszłych kopalń, przygotowuje się między innymi założenia techniczno-ekonomiczne, studia możliwości, studia przedinwestycyjne, czy też studia wykonalności. Formalno-prawnym odzwierciedleniem ustaleń studium wykonalności jest Projekt zagospodarowania złoża. W Projekcie zagospodarowania złoża określa się [76]:

- 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 tym powinien być poprzedzony analizą warunków geologicznych, technicznych i zagrożeń naturalnych. Elementy konieczne do uwzględnienia w projekcie eksploatacji pokładów węgla kamiennego zostały wymienione w [81], co przedstawiono na rysunku 4.1.



Rysunek 4.1 Schemat procesu projektowania eksploatacji pokładów węgla.

Źródło: [81].

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 znajdować zastosowanie eksploatacji systemami komorowymi lub blokowymi, albo w górnictwie odkrywkowym, jednak wymagają one często znacznych modyfikacji, zanim będzie można je zastosować w zakładach eksploatujących kopalinę systemem ścianowym.

Ściana eksploatacyjna stanowi najmniejszą komórkę eksploatacji w systemie ścianowym. Jej przygotowanie wymaga poniesienia wysokich, w stosunku do innych systemów eksploatacji, nakładów inwestycyjnych oraz znacznego czasu na roboty przygotowawcze. Z tego powodu projekt eksploatacji bazujący na systemie ścianowym obciążony jest dużą bezwładnością operacyjną 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 [82]:

- 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 kapitału).

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 wydobycie oraz zagrożenia naturalne,

- 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 [83],
- społeczne – zaliczamy do nich takie elementy jak stopień rozbudowy infrastruktury regionu, dostępność kadr, nastawienie społeczności lokalnej do inwestycji,
- środowiskowe – stan zanieczyszczenia środowiska naturalnego, występowanie obszarów szczególnej ochrony, a także ograniczona wystarczalność zasobów mineralnych, w tym surowców krytycznych [84],
- polityczne i prawne – obejmujące np. subwencje, podatki, a także przepisy regulujące korzystanie ze złoża, obowiązujące w danym kraju, czy regionie [34], [83].

Dla sektora wydobywczego specyficzną grupą czynników, które muszą być uwzględnione przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnych, są parametry złoża rozważanego do eksploatacji. Wśród nich wymienia się [85]:

1) parametry strukturalne:

- a) miąższość pokładu, lub szerzej geometrię złoża. Przekłada się ona na masę kopaliny użytecznej rozważanej pod wydobywanie oraz przyjęty system eksploatacji [86];
- b) głębokość zalegania. Ma ona wpływ na koszt udostępnienia pionowego, a ponadto silnie koreluje z ciśnieniem skał stropowych i występowaniem zagrożeń naturalnych, szczególnie zagrożenia tąpniętami, zagrożenia klimatycznego, wpływu metanu i innych gazów do wyrobisk;
- c) stopień spękania, charakter, wytrzymałość skał otaczających złoża. Parametry te determinują koszty obudowy koniecznej do utrzymania wyrobisk oraz koszty 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 w stropie, wpływy 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 oraz wymaga jej 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 niezbędnej w niektórych procesach technologicznych;
- 3) występowanie gazów niebezpiecznych, w szczególności metanu, siarkowodoru, tlenków azotu, tlenku i dwutlenku węgla, których dostanie się do wyrobisk grozi zatruciem załogi kopalni lub wytworzeniem mieszanki wybuchowej w atmosferze kopalnianej [87];
- 4) warunki termiczne, a w szczególności zagrożenie klimatyczne. Jest ono pochodną głębokości eksploatacji i stopnia geotermicznego regionu;
- 5) parametry jakościowe surowca, mające przełożenie na jego szacowaną wartość. Dla węgla energetycznego najistotniejsze parametry to [88]:
  - a) wartość opałowa,
  - b) zawartość popiołu,
  - c) zawartość siarki,
  - d) zawartość chloru,
  - e) zawartość części lotnych;

natomiast dla węgla koksowego uwzględnia się także [89]:

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

Wśród czynników makroekonomicznych mających najistotniejszy wpływ na projekty inwestycyjne w górnictwie wymienić można, m.in.: [90]:

- 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 9 grup kryteriów decyzyjnych dla inwestycji górniczych [91]:

- 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 przewidywania regulacji środowiskowych, obciążenie inwestora przepisami dotyczącymi ochrony środowiska, możliwość uzyskania 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 wydobycia części lub całości złoża, a więc muszą być rozważane przy ocenie bazy zasobowej oraz tworzeniu planu wydobycia. Należy przy tym zaznaczyć, że warunki te są obarczone zarówno niepewnością wynikającą z niepełnej wiedzy, jak i niepewnością losową, odwzorowującą zmienność czynników w czasie [92]. Już samo wydobywane złożo jest źródłem specyficznej niepewności, ponieważ jego pełne rozpoznanie jest niemożliwe, a wiedza o nim rośnie wraz z postępem procesu eksploatacji. Niepewność ta w modelowaniu procesów górniczych wymaga stosowania metod stochastycznych [93].

#### **4.2 Czynniki ograniczające produkcję górnica**

Produkcja górnica 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. Szerokiego przeglądu, obejmującego ponad 50 kryteriów oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego, dokonał Z. Lubosik [94]. Wybrane z nich przedstawiono w tabeli 4.1.

Tabela 4.1 Kryteria oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego.

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

Źródło: opracowano na podstawie [94].

Przy tworzeniu harmonogramu górniczego uwzględnienie wszystkich wcześniej opisanych czynników jest praktycznie niemożliwe, gdyż znacząco obciążałoby model wywierając niejednokrotnie znikomy wpływ na przebieg całego procesu. Dlatego w procesie modelowania wydobycia ze złoża kluczowe jest określenie, które z elementów można pominąć w celu uproszczenia struktury modelu [95].

Do grupy ograniczeń najczęściej wprowadzanych do modelu należą:

- ograniczenia sprzętowe – wielkość wydobycia w jednostce czasu nie może przekraczać rzeczywistej 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 [96],
- ograniczenia procesu przeróbki surowców – ilość urobku dostarczanego do zakładu przeróbczego musi mieścić się w przedziale między minimalną a maksymalną wydajnością, na jaką zaprojektowano zakład. Dla uproszczenia modelu ograniczenie to często połączone jest z wydajnością odstawy i szybów wydobywczych,
- ograniczenia rynkowe – ilość produktu otrzymanego z zakładu przeróbczego nie powinna przekraczać maksymalnej wartości możliwej do sprzedania lub składowania w danym okresie [97],
- ograniczenia mobilności związane z czasem wymagany do przebrojenia lub przemieszczenia sprzętu w nowy rejon [98].

Dodatkowo przy tworzeniu modelu procesu górniczego bez użycia dedykowanego oprogramowania konieczny może być zapis formalny ograniczeń pozornie trywialnych, takich 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 [99], [100].

Wybór warunków i ograniczeń wprowadzonych do modelu powinien być poprzedzony skwantyfikowaniem wpływu poszczególnych czynników na proces wydobycia. Analiza ta może być wykonana za pośrednictwem wskaźnika uciążliwości [85]. Uciążliwość eksploatacji stanowi wskaźnikową miarę trudności, z jakimi zmierzyć się musi przedsiębiorca podczas eksploatacji danej parceli. 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 przestrzenna struktura pozwala na sprawne prowadzenie symulacji i 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 ograniczających eksploatację w kopalniach podziemnych. Wysokim zagęszczeniem sieci uskoków cechuje się Górnośląskie Zagłębie Węglowe [101] [102]. 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 [103]:
  - drobne – o zrzucie do 2 m,
  - średnie - o zrzucie od 2 do 20 m,
  - duże, o zrzucie od 20 do 200 m,
  - bardzo duże o zrzucie ponad 200 m.
- b) Nachylenie powierzchni uskokowej  $\alpha$ , 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 kierunku wzajemnego przemieszczenia skrzydeł wzdłuż płaszczyzny uskokowej rozróżnia się uskoki normalne, odwrócone i przesuwcze.

Wyroby eksploatacyjne przy obecnie stosowanej technologii mogą bez większych trudności przekraczać uskoki o zrzucie niższym niż wysokość furty eksploatacyjnej [104].

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 naprężeń w górotworze, co w konsekwencji zwiększa koszty poniesione na obudowę wyrobisk, np. dodatkowe kotwienie czy wzmocnienie obudową kasztową. Postoje związane z takimi działaniami powodują dodatkową koncentrację naprężeń.

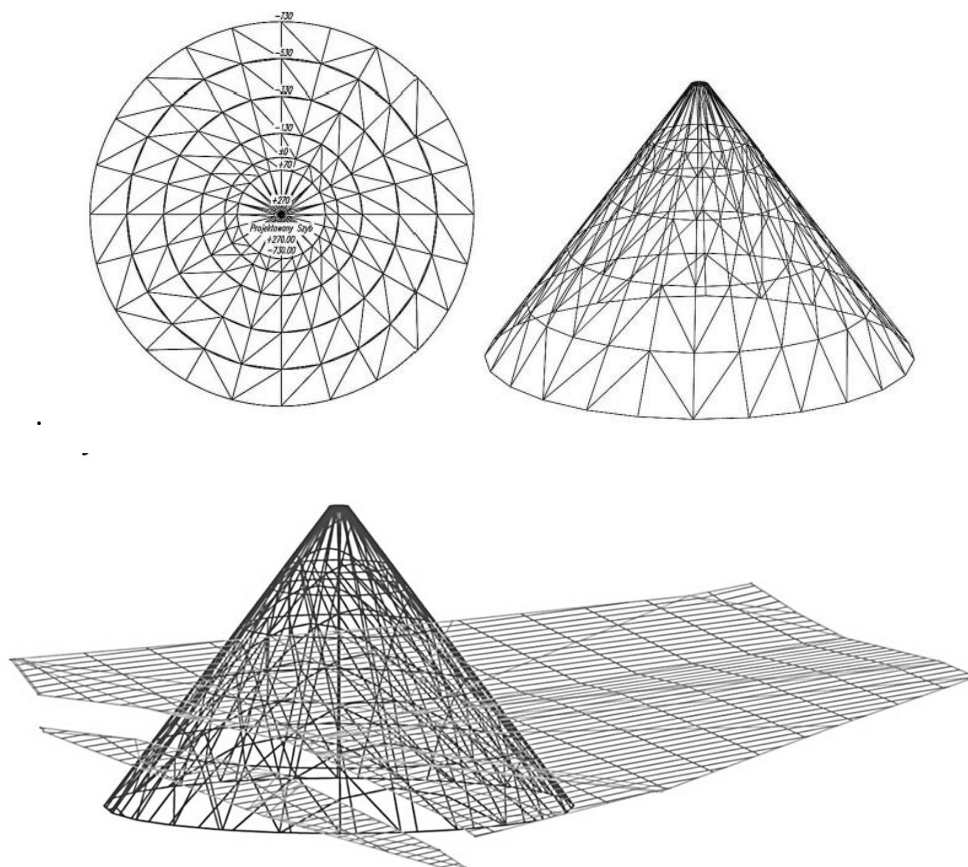
Uskok, w stanie naturalnym, nazywanym często litostatycznym, przy braku oddziałujących nań sił zewnętrznych, pozostaje w równowadze sił normalnych i stycznych działających na jego powierzchnię, zaburzanej jedynie w powolnych procesach takich jak ruch płyt tektonicznych. Prowadzenie eksploatacji w pobliżu uskoku powoduje gwałtowną zmianę stanu naprężenia - składowych naprężenia normalnego i stycznego. 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 [105]. Również uskoki o niewielkich zrzutach, występujące w polu ścian lub jej bezpośrednim otoczeniu, mogą powodować zagrożenie polegające na tworzeniu się lokalnych ognisk wysokiego naprężenia, zwiększających ryzyko wystąpienia zawału czy tąpnięcia [106]. Dodatkowo w sąsiedztwie uskoków obserwuje się zwiększone ryzyko wyrzutów 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 kadry inżynieryjno-technicznej zakładów górniczych z pracy w podobnych rejonach, wspierane przez monitoring zagrożeń, badania geofizyczne oraz okazjonalnie przez indywidualne modele numeryczne ciśnienia górotworu [107]. 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 i in. [108], 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 dają dobre przybliżenia zachowania się górotworu jedynie w przypadku dostarczenia względnie szczegółowej informacji geologicznej na temat badanego rejonu, która najczęściej nie jest dostępna na etapie planowania rozcinki. Dlatego znajdują one zastosowanie głównie w harmonogramowaniu krótkoterminowym lub średnioterminowym, gdy podstawowe założenia dotyczące planu eksploatacji parceli są już ustalone [109]. Na etapie planowania strategicznego 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 pierwotny stan naprężeń 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, również w celu ochrony kopalni przed zagrożeniem wodnym. W przypadku niektórych obiektów możliwe jest późniejsze wybranie filarów, po zlikwidowaniu lub zakończeniu wykorzystywania chronionych wyrobisk [15]. Filary ochronne szybów tworzą w przestrzeni bryły (najczęściej w kształcie ściętego stożka), a na mapach górniczych są reprezentowane przez kontury powstałe przez przecięcie tych brył z powierzchniami spągu pokładów. Są one wyznaczane w sposób geometryczny z wykorzystaniem kątów zasięgu wpływów, a wzory teorii Knothego-Budryka stosuje się do prognozowania wskaźników deformacji terenu i weryfikacji dopuszczalności wpływów eksploatacji [110], [111]. Przykłady takich stożków przedstawiono na rysunku 4.2.



Rysunek 4.2 Wizualizacja przecięcia stożka filara ochronnego z powierzchnią spągu modelowanego pokładu.

*Źródło: [110].*

### 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 ograniczać eksploatację, przekładając się na dopuszczalne wartości parametrów eksploatacji, takich jak wysokość wyrobisk ścianowych, długość i wybieg ściany, postęp eksploatacji, a także wymuszać drążenie dodatkowych wyrobisk korytarzowych, np. w celu usprawnienia wentylacji, odwodnienia lub odmetanowania pokładu.

#### 4.3.1 Zagrożenie wodne

Zagrożenie wodne to możliwość niekontrolowanego, stanowiącego zagrożenie dla ruchu zakładu górniczego lub pracowników dopływu wody do wyrobisk. Przepisy Prawa Geologicznego i Górniczego [15] 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 złoża zaliczonych do II lub III stopnia zagrożenia wyrobiska eksploatacyjne muszą być prowadzone z wyprzedzającym rozpoznaniem 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, co umożliwia grawitacyjny spływ wód do chodników odwadniających.

Eksploatacja parceli powinna odbywać się począwszy od jej najniżej położonych części, co pozwala na gromadzenie się wody w zrobach i tym samym ogranicza jej dostęp do funkcjonujących wyrobisk. W przypadku stwierdzenia źródła zagrożenia wodnego, przed rozpoczęciem robót górniczych w jego sąsiedztwie należy wokół źródła utworzyć filar bezpieczeństwa o szerokości minimum 20 m [112]. 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 tlenku 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 tlenku węgla w rejonowym prądzie powietrza, w ilości powyżej 25 dm<sup>3</sup>/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 <sup>a</sup> , °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                          |                                                        | Poniżej lub równo 34            | Bardzo duża                      |
|                            | Powyżej 120                                            |                                 |                                  |

Źródło: [113].

W rejonach wentylacyjnych 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. Zadbać 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 [114]. 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 powstawania pożarów [115]. Kolejną metodą ograniczania zagrożenia pożarowego jest zatapianie zrobów wodą, co jest możliwe w przypadku eksploataowania parceli począwszy od jej niżej zalegającej części [116].

#### **4.3.3 Zagrożenie tąpnięciami i wyrzutami gazów i skał**

Zagrożenie tąpnięciami oznacza możliwość wystąpienia wstrząsu górotworu, który wywoła gwałtowne zniszczenie lub uszkodzenie wyrobiska (albo jego części), połączone z utratą jego funkcjonalności lub zagrożeniem dla bezpieczeństwa załogi. Górotwór skłonny do tąpań to taki, w którym energia może się gromadzić, a następnie w wyniku zniszczenia struktury górotworu gwałtownie uwalniać [117]. Przepisy określają 2 stopnie zagrożenia tąpnięciami, przy czym stopień I występuje, jeżeli pokład lub jego część znajduje się w górotworze skłonnym do tąpań, który został odprężony w określony rozporządzeniem sposób, natomiast stopień II dotyczy części pokładu znajdującego się w górotworze skłonnym do tąpań, 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. Z drugiej strony przy eksploatacji na zawał znaczna energia wstrząsów nią wywołanych uwalniana jest w skałach nad zrobami, z dala od przestrzeni roboczej [118].

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 pokładach o małej zwięzłości i dużej gazoności [119].

#### Wytyczne dotyczące projektowania eksploatacji w zagrożeniu tąpnięciami

Przy eksploatacji na zawał z punktu widzenia zagrożenia tąpnięciami za korzystniejsze uważa się prowadzenie frontu robót wzdłuż rozciągłości pokładu. Wynika to z faktu, że w tym układzie skrzydła frontu znajdują się na różnych rzędnych. 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 stropowych 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 tąpnięciami, energia sejsmiczna rozprasa się w zrobach i tym samym stanowi niższe zagrożenie dla przestrzeni roboczej. W górnym skrzydle frontu zwiększone są natomiast poziome naprężenia rozciągające, które przyspieszają pękanie skał. Spękania powstające pod wpływem rozciągań nie powodują jednak niebezpiecznych zjawisk sejsmicznych [120].

Na sposób projektowania eksploatacji wpływ mają też wyrobiska już istniejące oraz prowadzone wcześniej wydobywanie. Wyrobiska w pokładach leżących pod krawędziami eksploatacji należy prowadzić odpowiedniej odległości od tych krawędzi. Może to być co najmniej 30 m w płaszczyźnie poziomej od strony calizny węglowej, gdzie pozostają poza wpływem krawędzi [115]. Alternatywnie wyrobiska można prowadzić w odległości przynajmniej 20 m w płaszczyźnie poziomej 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. W projektowaniu eksploatacji należy także unikać prowadzenia frontu w kierunku istniejących zrobów [120].

Z badań wynika, że dla prowadzenia pojedynczej ściany jej długość nie ma istotnego wpływu na zagrożenia sejsmiczne i tąpnięciami. W przypadku prowadzenia wielu ścian w jednym polu korzystne jest jednak ograniczenie ich liczby, gdyż na krawędziach wyrobisk ścianowych tworzą się strefy koncentracji naprężeń [121]. Pośrednio można na tej podstawie wnioskować tym, że stosowanie dłuższych ścian sprzyja obniżeniu poziomu zagrożenia sejsmicznego [120].

Niedopuszczalne jest krzyżowanie się, mijanie lub wyprzedzanie frontów eksploatacyjnych znajdujących się w strefie wzajemnego oddziaływania (mniej niż 200 m od siebie). Jeśli to możliwe, pokłady zaliczone do II stopnia zagrożenia tąpniętami należy uprzednio odprężyć poprzez wybranie pokładu odprężającego. Wysokość warstwy eksploatacyjnej w pokładzie zaliczonym do II stopnia zagrożenia nie powinna przekraczać 3 m, zaś rozpiętość odkrytego stropu w wyrobisku ścianowym nie powinna przekraczać 6 m przy wybieraniu 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 zbiecie w 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 lokalne koncentracje naprężeń w otaczającym górotworze. Dlatego wskazane jest utrzymywanie wyrobisk przyścianowych [115].

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 calizny pokładu lub skał otaczających otworami wielkośrednicowymi,
- hydroszczelinowanie skał stropowych,
- szczelinowanie skał stropowych za pomocą techniki strzelniczej [115].

#### Profilaktyka w zagrożeniu wyrzutami gazów i skał

W rejonie zagrożonym wyrzutami gazów i skał konieczne jest stosowanie szeregu zabiegów profilaktycznych i ochronnych. Do najważniejszych z nich zalicza się:

- 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 [122].

#### **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%, przy równoczesnej 12% zawartości tlenu [123]. Strefy zagrożone wybuchem metanu obejmują wyrobiska prowadzone w pokładach o wysokiej metanonośności, a także inne, do których metan może się przedostać np. przez zroby, uskoki czy spękany górotwór. Zagrożenie to nasila się, jeżeli wyrobisko eksploatacyjne znajduje się w zasięgu wpływu innego silnie metanonośnego pokładu lub w pobliżu zaburzeń tektonicznych [115].

W zakładach wydobywających węgiel kamienny zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska [115] wyznacza się cztery kategorie zagrożenia metanowego, w zależności od metanonośności, czyli ilości objętościowej metanu w jednostce masy czystej substancji węglowej – csw:

- Kategoria I, dla metanonośności 0,1-2,5 m<sup>3</sup>/Mg csw,
- Kategoria II, dla metanonośności 2,5-4,5 m<sup>3</sup>/Mg csw,
- Kategoria III, dla metanonośności 4,5-8,0 m<sup>3</sup>/Mg csw,
- Kategoria IV, dla metanonośności powyżej 8,0 m<sup>3</sup>/Mg csw.

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 1,0%, 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 1,0% 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 odstoniętej calizny węglowej oraz wolumen odspajanego węgla przyczynia się bezpośrednio do ilości metanu dostającego się do atmosfery wyrobiska w jednostce czasu [124]. Zgodnie z rozporządzeniem Ministra Energii z dn. 23 listopada 2016, 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 [115]. Rejon 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 wyrobisku wentylacyjnym otworów drenażowych [125].

Równocześnie metan gromadzi się w zrobach ścian zawałowych, dlatego planując eksploatację w polach metanowych należy ograniczać powierzchnię kontaktu przewietrzanego rejonu ze zrobami [122]. 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 tąpniętami 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 [122].

Częściowe ograniczenie wpływu zagrożenia metanowego jest możliwe dzięki zastosowaniu odmetanowania otworami wiertniczymi. Wiercenia te mogą być wykonywane:

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

Skuteczne odmetanowanie jest jednak konieczne dla eksploatacji wyrobisk znajdujących się w pokładach o wysokiej metanonośności, gdyż zbytne spowolnienie postępu ściany zwiększa ryzyko uaktywnienia się innych zagrożeń naturalnych, w szczególności zagrożenia pożarami endogenicznymi.

Z zagrożeniem wybuchu metanem ściśle wiąże się zagrożenie wybuchem pyłu węglowego (pyłowe). Wynika to z faktu, że wybuch metanu należy do najczęstszych inicjałów wybuchu pyłu węglowego, obok nieprawidłowo prowadzonych robót strzałowych, wybuchów gazów pożarowych i łuków elektrycznych [126]. Zgodnie z rozporządzeniem wyróżnia się dwie klasy zagrożenia:

- do klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego zaliczyć należy pokład węgla lub jego część, jeżeli znajduje się w nim pył zabezpieczony w sposób naturalny, a więc zawierający wodę uniemożliwiający jego przenoszenie i pozbawiający go lotności, lub zawierający co najmniej 70% części niepalnych pochodzenia naturalnego (w polach niemetanowych) lub 80% (w polach metanowych),
- do klasy B zagrożenia zalicza się wszystkie pozostałe pokłady węgla [127].

Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego jest większe w wyrobiskach o niewielkim przekroju poprzecznym ze względu na średnio większe stężenie pyłu w obłoku pyłowym powstałym z tej samej ilości pyłu i większą jednostkową energią podmuchu. Wybuchowi sprzyjają także nierówne ociosy wyrobiska, na których może gromadzić się osad pyłowy. Metody zwalczania tego zagrożenia to przede wszystkim usuwanie pyłu z wyrobisk, zmniejszanie jego lotności poprzez zraszanie oraz neutralizację substancjami niepalnymi i niewybuchowymi. Ponadto prowadzone są działania ograniczające prawdopodobieństwo wystąpienia inicjału wybuchu, a także ograniczające jego skutki, jak zapory przeciwybuchowe [126].

#### 4.3.5 Zagrożenie klimatyczne

Zagrożenie klimatyczne definiuje się jako możliwość wzrostu temperatury powietrza kopalnianego powyżej wartości dopuszczalnych ze względu na warunki pracy załogi. Dla kopalni węgla kamiennego przepisy [115], [117] określają trzy 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, jeżeli temperatura przekracza 33°C.

Dla wyrobisk zaliczonych w których temperatura powietrza wynosi od 28°C do 33°C należy zastosować odpowiednie metody obniżenia temperatury lub ograniczyć czas pracy. Dla wyrobisk w których temperatura przekracza 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 ulega natomiast znacznemu spowolnieniu w przypadku konieczności zastosowania skróconego czasu pracy w wyrobisku ścianowym. Zagrożenie klimatyczne ogranicza się poprzez stosowanie odpowiednich systemów przewietrzania, a także instalację urządzeń chłodniczych. Zagrożenie klimatyczne może być skojarzone z zagrożeniem pożarami endogenicznymi, gdyż wysoka temperatura powietrza przewietrzającego zrobi przyspiesza 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 jednoznacznego wyznaczenia optymalnego sposobu eksploatacji złoża. Jednakże proces eksploatacji górniczej może i powinien być ciągle optymalizowany w taki sposób, by wydobywanie pożądanego wolumenu surowca było efektywne ekonomicznie, a równocześnie bezpieczne i możliwie mało uciążliwe dla środowiska oraz społeczności lokalnej. Planowanie produkcji górniczej ma charakter cykliczny; plany są iteracyjnie udoskonalane w miarę gromadzenia nowych informacji o warunkach geologiczno-górniczych [80].

Narzędzia informatyczne wspomagają podejmowanie decyzji na wielu płaszczyznach, dostarczając możliwości udoskonalania (optymalizacji) opracowanych planów i harmonogramów produkcji [128]. 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 na wiedzy eksperckiej i doświadczeniu osób decyzyjnych. Dlatego badacze poszukują rozwiązań umożliwiających ustrukturyzowanie tych kryteriów i opisanie ich ilościowo lub przypisanie im odpowiednich wag. Do głównych obszarów, w których znajduje zastosowanie modelowanie optymalizacyjne zalicza się między innymi:

- dobór lokalizacji i siatki otworów geologicznych tak, by możliwie dobrze rozpoznać złoża przy minimalizacji nakładów finansowych [129],
- dobór progu opłacalności, czyli minimalnej zawartości i jakości surowca pozwalającej na jego efektywne ekonomicznie wydobywanie, zarówno globalnie dla zakładu jak i poszczególnych jego części [130], [131], [132],
- dobór wielkości i kształtu pól i wyrobisk eksploatacyjnych, zależnie od systemu eksploatacji mogą to być m.in. filary, komory, ściany [99], [133], [134],
- projektowanie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych w celu minimalizacji kosztów ich drążenia i minimalizacji późniejszych kosztów eksploatacji [135],
- dobór metody i systemu eksploatacji zależnie od kształtu i głębokości zalegania złoża, twardości skał złoża i nakładu oraz zagrożeń naturalnych [136],
- optymalizację harmonogramu wydobywania, pozwalającą na odłożenie w czasie poniesionych nakładów i jednocześnie przyspieszenie osiągnięcia przychodów [137].

Klasycznym rozwiązaniem optymalizacyjnym jest model Hotellinga [138]. 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 ten 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 składnika użytecznego w rudzie w trakcie wybierania złoża, gdy eksploatacja rozpoczyna się od najbogatszych części złoża, co stanowi powszechną praktykę zakładów górniczych [139].

W modelu opracowanym przez V. Aguirregabiria i A. Luengo w każdym okresie (roku) przedsiębiorca podejmuje cztery kluczowe decyzje [139]:

- 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 kluczowe zmienne w tym modelu przyjmuje się:

- wielkość zasobów pozostałych w złożu,
- stan aktywności (lub jej brak) w poprzednim okresie, gdyż jej brak wymusza poniesienie dodatkowych kosztów wznowienia produkcji,
- jakość surowca (zawartość składnika użytecznego w urobku),
- dostępne zdolności produkcyjne zakładu.

Model ten został opracowany dla przedsiębiorstw wydobywających miedź w Chile, w warunkach dynamicznie zmieniającej się sytuacji cenowej. Zakładał on zdolność przedsiębiorstwa do szybkiej adaptacji i przesuwania środków produkcji. 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 [94] przedstawiono trzyetapowy algorytm oceny wybierania parcel resztkowych: w pierwszym etapie rozważa się możliwość wybrania parceli na podstawie kryteriów geoinżynierskich, w drugim dobiera i ocenia się technologię wybierania, zaś w trzecim rozważa się eksploatację z uwzględnieniem kryteriów ekonomicznych. Z jego badań wynika, że wśród czynników geoinżynierskich największą rolę odgrywają kształt i wymiary parceli, oddziaływanie zaszłości eksploatacyjnych, zagrożenie tąpnięciami, tektonika i zagrożenie metanowe.

O'Reagan i Moles [140] opracowali model symulacyjny, przy pomocy którego badano zależności między przepisami podatkowymi, środowiskowymi i handlowymi a działaniami funduszy bazujących na handlu surowcami mineralnymi. Wyniki symulacji pozwoliły autorom sformułować wniosek, 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. [141] przedstawili z kolei model wykorzystujący wielokryterialne programowanie nieliniowe, mający na celu poszukiwanie inwestycji zmniejszających zużycie energii i emisję 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. [142] opisano interesujące podejście symulacyjne 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 [143]. 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 przedmiotu najczęściej przez optymalizację harmonogramu produkcji kopalni rozumie się uzyskanie harmonogramu o optymalnej wartości wybranego kryterium; przykładowo – maksymalnej wartości bieżącej netto (NPV), minimalnych kosztach, zadanym poziomie produkcji, lub ich kombinacji [144], [145]. Harmonogramowanie górnicze obejmuje dwa powiązane ze sobą etapy: harmonogramowanie robót udostępniająco-przygotowawczych i harmonogramowanie produkcji. W praktyce elementy te najczęściej optymalizuje się sekwencyjnie, a wyniki optymalizacji pierwszej fazy stanowią dane źródłowe dla drugiej.

Większość badań dotyczących optymalizacji harmonogramów eksploatacji prowadzono i nadal prowadzi się dla kopalni odkrywkowych. Niemniej jednak rozwiązania wykorzystujące metodę programowania całkowitoliczbowego mieszanego (MIP), zaproponowano już w 2003 roku dla kopalni LKAB w Kirunie [146], [147]. MIP stanowi odmianę programowania liniowego (LP), czyli zakładającego liniową funkcję celu i szereg liniowych ograniczeń. Z kolei programowanie całkowitoliczbowe (IP) wykorzystuje zmienne decyzyjne, przyjmujące wartości 0 lub 1. Reprezentują one wartości niepodzielne, takie jak liczba maszyn czy pracowników [148]. 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 [149] do budowy harmonogramu maksymalizującego dochody z eksploatacji rudy (rozwiązanie to przyjmuje dane geologiczne jako deterministyczne).

Metodą uwzględniającą niepewność danych geologicznych jest programowanie mieszane stochastyczne (SIP) [137], [150]. Odmienne podejście przedstawiono w [151], gdzie zastosowano optymalizację wielokryterialną w oparciu o algorytm ewolucyjny. W funkcji celu dążono do minimalizacji odchylenia standardowego od zakładanego zmiennego okresowo wolumenu wydobywania oraz minimalizacji wahań 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 stosowano algorytmy heurystyczne i sieciowe [152], [153]. Optymalizację w zakresie doboru parku maszynowego wykonywano również przy pomocy *data mining*, poprzez drzewa klasyfikacyjne i reguły asocjacji [154]. Próby wykorzystania modelu złoża do optymalizacji produkcji dokonywane są w IGSMiE PAN, z udziałem autora niniejszej rozprawy. W pracach tych uwzględniane są informacje o strukturze i jakości kopaliny, a także ograniczenia procesu eksploatacji [155], [156].

Przy planowaniu inwestycji górniczej często pomijanym, a niezwykle istotnym aspektem są kryteria społeczne. W warunkach europejskich powstanie i funkcjonowanie zakładu górniczego bez akceptacji społecznej jest bardzo utrudnione, niemal niemożliwe [157]. Do istotnych kryteriów społecznych zaliczamy 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 społeczno-gospodarczego 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

Współczesna transformacja cyfrowa podziemnych zakładów górniczych opiera się na rozwoju geomatyki i geoinformatyki górniczej, stanowiących fundament integracji danych przestrzennych w działach technicznych kopalń. Ewolucja od tradycyjnych, analogowych dokumentacji kartograficznych oraz podstawowych środowisk komputerowego wspomaganie projektowania (CAD) do zaawansowanych systemów informacji geograficznej (GIS) i specjalistycznego oprogramowania do planowania górniczego (GMP – General Mining Planning) umożliwiła spójne odwzorowanie obiektów złoża i wyrobisk w trójwymiarowej przestrzeni. Narzędzia te pozwalają na automatyzację procesów gromadzenia, weryfikacji i przetwarzania geodanych, tworząc zintegrowane środowisko pracy dla służb mierniczo-geologicznych oraz produkcyjnych [158].

Cyfrowy model złoża znacząco usprawnia uwzględnianie złożonych warunków geologiczno-górnich oraz zagrożeń naturalnych na etapie planowania eksploatacji. 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 [159].

Zastosowanie cyfrowego modelu złoża ma kluczowe znaczenie w wieloaspektowej ocenie wariantów i planów eksploatacji na różnych etapach zarządzania kopalnią. Jak wykazuje E.J. Sobczyk [160], dane zagregowane w modelu złoża pozwalają na kompleksową parametryzację warunków geologiczno-górnich i opracowanie wskaźników uciążliwości eksploatacji, stanowiących bazę do prognozowania kosztów operacyjnych oraz dobowego wydobywania ze ścian. Z kolei D. Galica [34] podkreśla rosnącą rolę cyfrowego modelu geologicznego jako narzędzia wspomagania decyzji, umożliwiającego symulację alternatywnych wariantów szczypania zasobów oraz ich wielokryterialną ocenę (np. metodą AHP i analizą BOCR) pod kątem korzyści, szans, kosztów oraz ryzyka. Ponadto, zgodnie z metodyką przedstawioną przez J. Kulę [74], dane złożowe zawarte w modelu cyfrowym pozwalają na precyzyjną kwantyfikację czynników ryzyka i wyznaczenie wskaźnika atrakcyjności złoża, co stanowi merytoryczną podstawę do korekty stopy dyskontowej (RADR/WACC) i bardziej obiektywnej oceny efektywności ekonomicznej projektów inwestycyjnych (NPV).

Projektowanie eksploatacji w ramach modelu złoża realizuje się za pomocą modelu struktury kopalni, w którym planowane wyrobiska reprezentowane są przez trójwymiarowe bryły. Bryły te tworzy się w odniesieniu do geometrii powierzchni pokładów wygenerowanych w cyfrowym modelu kamiennego złoża. Wyrobiska korytarzowe w złożu modeluje się na podstawie położenia spągu pokładu w miejscu ich planowanego przebiegu oraz geometrii ich przekroju poprzecznego wyrobiska. Wyrobiska projektuje się bezpośrednio w przestrzeni trójwymiarowej, opierając się na położeniu ich węzłów połączeniowych z wyrobiskami pokładowymi oraz innymi wyrobiskami kamiennymi [161].

Na podstawie przygotowanych brył generowany jest harmonogram robót górniczych, który określa sekwencję wykonywania wyrobisk 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 zdefiniowania relacji i zależności

technologicznych między wyrobiskami, a więc reguł określających wymaganą fizycznie kolejność realizacji zadań tam, gdzie zmiana sekwencji uniemożliwiłaby wykonanie projektu [162]. Należy również zdefiniować ograniczenia produkcyjne oraz przypisać pulę zasobów przeznaczonych do wykonania poszczególnych 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 oraz sposobu kierowania stropem do warunków geologicznych [32]. Systemy te mogą być podłączone do systemów kontroli jakości urobku węglowego, jak i systemów kontroli procesów, takich jak SCADA [163]. Dane geologiczne gromadzone w formie cyfrowej mogą być również integrowane z oprogramowaniem wykorzystywanym w monitorowaniu systemu wentylacyjnego, czy budowie modeli geomechanicznych [95].

## **5 Podsumowanie przeglądu literaturowego i zidentyfikowanie luki badawczej**

Instytucje finansowe w celu udzielenia przedsiębiorstwom górniczym finansowania wymagają wykazania bazy zasobowej na podstawie jednego z międzynarodowych standardów. Najpopularniejszym w tym względzie jest standard JORC Code. Według standardu JORC Code zasoby wykazuje się jedynie wtedy, gdy opróbowanie geologiczne złoża jest odpowiednio gęste i regularne, a otrzymane wyniki (np. rdzenie) są odpowiedniej jakości (w przypadku rdzeni wymagany jest uzysk na poziomie minimum 95%) [164]. Szczególnie wymagane jest wykazanie tych części złoża, których wydobywanie jest ekonomicznie uzasadnione.

W procesie szacowania oraz klasyfikacji zasobów kluczowe znaczenie uzyskały cyfrowe modele złoża. Umożliwiają one stosowanie zaawansowanych metod geostatystycznych i funkcji estymujących parametry złożowe i jakościowe kopaliny, gromadząc dane w strukturze pozwalającej na ich bezpośrednie wykorzystanie w innych narzędziach cyfrowych. Jakość informacji dostarczanych przez cyfrowe modele złoża jak i zakres możliwości analitycznych danych jest bardzo duży i o wiele większy niż w przypadku dokumentacji papierowej, będącej ciągle w obiegu kopalnianym. Cyfrowe modele złoża znajdują coraz szersze zastosowanie zarówno w pracach naukowo-badawczych jak i we wdrożeniach przemysłowych w podziemnych zakładach górniczych [165], [166], [167].

W ostatnich latach w światowych kopalniach podziemnych postępuje rozwój metod zarządzania produkcją, który polega na przechodzeniu od powszechnie stosowanych arkuszy kalkulacyjnych do zintegrowanego oprogramowania inżynierskiego przeznaczonego dla branży wydobywczej. W przeciwieństwie do statycznych tabel, te specjalistyczne aplikacje łączą trójwymiarową geometrię złoża bezpośrednio z harmonogramami prac, co umożliwia bieżącą weryfikację zasobów oraz sprawne symulowanie wariantów eksploatacji w zmiennych warunkach geologiczno-górniczych [168]. W programach tych możliwe jest modelowe odwzorowanie zadań produkcyjnych w formie brył umieszczonych w przestrzeni trójwymiarowej oraz opisanych atrybutami. Integracja tych brył z modelami złoża pozwala na precyzyjne szacowanie zasobów dostępnych do wybrania w ramach planowanych wyrobisk wraz z ich parametrami jakościowymi. Ponadto połączenie modeli eksploatacji z harmonogramami pozwala na szybsze niż w metodach tradycyjnych aktualizacje planów,

a dostępne narzędzia do raportowania usprawniają analizę i kontrolę przebiegu procesów produkcyjnych. Narzędzia te w polskich zakładach górniczych znalazły zastosowanie m.in. w prognozowaniu deformacji powierzchni [169] czy ilości wytwarzanych odpadów górniczych [161].

Działalność wydobywcza posiada cechy unikalne na tle innych działalności przemysłowych. Wynika to głównie z długiego okresu zwrotu inwestycji, wysokiej kapitałochłonności oraz znacznej niepewności wynikającej z niepełnego rozpoznania warunków geologiczno-górniczych. 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 metodą odkrywkową. 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 zdyskontowanych przepływów pieniężnych. W metodzie tej często stosowana jest subiektywnie dobierana stopa dyskontowa, która w literaturze jest krytykowana. Znane też są modyfikacje podejść klasycznych w zakresie wyznaczania stopy dyskontowej poprzez uwzględnianie tylko ryzyka będącego pochodną semiodchylenia standardowego negatywnych stóp zwrotu [170]. Nie znalazły one jednak większego zastosowania w praktyce wyceny. Aby zredukować subiektywizm doboru stopy dyskontowej, możliwe jest zastosowanie modelu matematycznego – hierarchicznego szacowania poziomu ryzyka na podstawie zmienności warunków geologicznych i górniczych, prognozowanych na dany okres eksploatacji. Podejście to stanowiło przedmiot licznych badań nad kwantyfikacją ryzyka geologiczno-górniczego prowadzonych m.in. w Instytucie Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN [74], [171].

Dokonując przeglądu literatury branżowej stwierdzono jednak brak dedykowanych rozwiązań wspierających ocenę i wyznaczanie bazy zasobowej w warunkach zmienności rynkowej, uwzględniających w sposób kompleksowy geologię złoża i warunki techniczne. W szczególności zidentyfikowano brak narzędzi i rozwiązań służących optymalizacji modelu

rozcinki i zagospodarowania parcel eksploatacyjnych pod kątem oszacowania i zapewnienia odpowiednio wysokiej efektywności ekonomicznej projektowanych rozwiązań.

Podsumowując, na podstawie dokonanego przeglądu literaturowego zidentyfikowano następujące luki badawcze:

- 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 najczęściej wskaźnikowe i nie pozwalają na odpowiednie uwzględnienie dynamicznie zmiennych warunków rynkowych, szczególnie na wstępnych etapach rozpoznania złoża.
- Luka w zakresie pełnowymiarowego wykorzystania funkcjonalności narzędzi cyfrowych w górnictwie z wykorzystaniem dostępnych technik oraz metod planowania, projektowania i harmonogramowania produkcji. Choć cyfrowe modele złoża i narzędzia do harmonogramowania produkcji są zaimplementowane w niektórych polskich kopalniach, to znajdują one zastosowanie głównie w aspekcie planowania pracy; 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 funkcjonowania kopalni, opracowywanych w dużej mierze w oparciu o wiedzę ekspercką i doświadczenie planistów oraz geologów. Zakres analizowanych zmiennych złożowych i jakościowych jest jedynie podstawowy, a ich współwystępowanie jest najczęściej pomijane. W szczególności wielkość zasobów przemysłowych i dalej - operatywnych, wynikająca z utworzonych modeli rozcięcia złoża i jego zagospodarowania oceniana jest wskaźnikowo, w oderwaniu od właściwej oceny ekonomicznej.
- Luka w zakresie metod oceny projektów górniczych, 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, szczególnie tych najbardziej elementarnych, a więc optymalizacji geometrii ściany, układu ścian w parceli i ostatecznie całego harmonogramu kopalni.

Na tej podstawie stwierdzono, że istnieje potrzeba wykonania badań i opracowania kompleksowej metody pozwalającej na analizę jednocześnie setek scenariuszy eksploatacji złoża pokładowego. Metodyka ta powinna uwzględniać szeroki zakres warunków geologicznych, technicznych i rynkowych, doprowadzając do wyboru harmonogramu pozwalającego na efektywne i bezpieczne wybieranie złoża w sposób maksymalizujący wartość projektu górniczego. Głównym zamierzeniem jest tym samym wyłonienie modelu operacyjnego, który jest jednym z najlepszych możliwych w perspektywie długoterminowej, o ile w ogóle nie najlepszym spośród bardzo wielu dostępnych.

## **6 Autorska metoda wyznaczania wielkości bazy zasobowej**

### **6.1 Koncepcja podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej**

W ramach wykonanych badań opracowano metodę wsparcia przedsiębiorcy w ocenie wielkości bazy zasobowej wykorzystującą cyfrowy model geologiczny złoża oraz narzędzia do harmonogramowania produkcji, respektującą jednocześnie warunki techniczne, ekonomiczne i zagrożenia naturalne. W opracowanej koncepcji dynamicznej bazy zasobowej za zasoby wydobywalne uznawane są tylko te części złoża, które w panujących warunkach są możliwe do wybrania w sposób pozwalający na osiągnięcie korzyści ekonomicznej, na podstawie szacunku wolnych przepływów pieniężnych. Dlatego w celu określenia bazy zasobowej, na podstawie analizy czynników decydujących o możliwościach produkcyjnych kopalni, spośród wielu wariantów eksploatacji wybierany jest plan, a później harmonogram eksploatacji o najlepszej kombinacji zakładanych kryteriów ekonomicznych. Metoda wyboru kolejności eksploatacji poszczególnych ścian i parcel pozwala z kolei na uwzględnienie szerokiego zakresu czynników ujętych w ramach modelu uciążliwości eksploatacji.

W ramach opracowanej koncepcji oceny bazy zasobowej określono trzy jej warianty, nazwane umownie „efektywną kopalnią”, „efektywną parcelą” i „efektywną ścianą”. Założono, że na poziomie operacyjnym o efektywności ściany, parceli i złoża świadczyć będzie wielkość wyniku operacyjnego, wyrażanego również w ujęciu jednostkowym. Jak wskazują już same nazwy, efektywna ściana to taka, której wynik operacyjny jest dodatni. Tak samo jest w przypadku pozostałych wariantów - wszystkie trzy wymagają dodatniej wartości wyniku operacyjnego, w szczególności:

- w wariantcie „Efektywna Kopalnia” wynik operacyjny jest dodatni dla całości projektu górniczego,
- w wariantcie „Efektywna Parcela” do bazy zaliczane są wyłącznie parcele generujące dodatni wynik operacyjny,
- w wariantcie „Efektywna Ściana” dodatni szacowany wynik osiąga każde wyrobisko ścianowe.

Dla każdej z tych opcji tworzone są scenariusze, dla których są przepływy pieniężne. Są one następnie dyskontowane przy wykorzystaniu ustalonej na podstawie warunków uciążliwości eksploatacji, zmiennej w czasie stopy dyskontowej. Do bazy zasobowej

ostatecznie zaliczone mogą być te wyrobiska, które należą do jednego ze scenariuszy o dodatniej wartości NPV.

Zakres badań objął roboty przygotowawcze i eksploatację złoża, nie uwzględniał jednak zagadnień udostępnienia złoża. Z tego względu przyjęto założenie, że nakłady początkowe projektu górniczego, obejmujące udostępnienie złoża oraz budowę podstawowej infrastruktury zakładu górniczego są stałe i niezależne od przyjętego scenariusza. Mimo stałej wartości, w różnym stopniu obciążają daną jednostkę rozliczeniową.

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:** gromadzi dane o warunkach i ograniczeniach technicznych eksploatacji. W modelu tym przechowywane są także obrysy ścian w ramach rozważanych wariantów wybierania parceli. Tworzone są w nim również reprezentacje zadań eksploatacyjnych w postaci brył oraz ustalane są między nimi zależności określające kolejność wydobywania. Cyfrowy model eksploatacji stanowi główne środowisko obliczeń i analizy scenariuszy.
- **Model ekonomiczny:** w nim przetwarzane są roczne koszty przedsiębiorstwa w układzie procesowym oraz dane rynkowe. Koszty są alokowane do trzech grup: kosztów przypisywanych eksploatacji pojedynczej ściany eksploatacyjnej, kosztów drążenia wyrobisk przygotowawczych dla ściany eksploatacyjnej oraz narzut kosztów utrzymania infrastruktury zakładu, rozdzielany między czynne ściany eksploatacyjne. Na ich podstawie wyznaczane są wskaźniki jednostkowych kosztów produkcji. Moduł zawiera też formuły szacowania wartości surowca, który w danym wariantcie eksploatacji ma zostać wydobyty.
- **Algorytm wyznaczania sposobu rozcięcia i zagospodarowania parceli:** jest samodzielnym modułem optymalizacyjnym i jednocześnie narzędziem informatycznym określającym optymalny sposób rozcięcia pojedynczej parceli eksploatacyjnej systemem ścianowym. Przy danych założeniach technicznych

i ekonomicznych pozwala na wyznaczanie najlepszej wartości zadanego kryterium ekonomicznego. Jego rdzeniem jest autorski program napisany w środowisku informatycznym stanowiącym element oprogramowania do harmonogramowania produkcji. Po ustaleniu warunków brzegowych, generowane są wszystkie dopuszczalne warianty rozcięcia i zagospodarowania parceli. Następnie dla każdego z wariantów pobierane są dane dotyczące parametrów jakościowych surowca i na podstawie modelu ekonomicznego wyznaczane są prognozowane wyniki operacyjne i jednostkowe. Na podstawie tych wskaźników określany jest wariant o najwyższym sumarycznym wyniku. Algorytm ten jest stosowany dla wszystkich wyznaczonych parceli złoża, a jego ostatecznym rezultatem jest zbiór ścian (obrysów ścian) z przypisanymi parametrami geologicznymi, technicznymi i wskaźnikami ekonomicznymi, spośród których wybierane są ściany zaliczane do poszczególnych wariantów bazy zasobowej.

- **Model uciążliwości warunków eksploatacji:** to model określania ryzyka eksploatacji. W modelu tym z wielu możliwych czynników wybrano te czynniki geologiczne, górnicze oraz zagrożenia naturalne, które mają lub mogą mieć w przyszłości największy wpływ na ryzyko scenariusza. Następnie dla każdego wyrobiska należącego do jednego z wariantów bazy zasobowej: efektywnej kopalni, efektywnej parceli lub efektywnej ściany określone jest ryzyko oraz składowe średniego ważonego kosztu kapitału, które stanowią podstawę późniejszego szacowania zmiennej w czasie stopy dyskontowej dla poszczególnych scenariuszy eksploatacji.
- **Harmonogramowanie eksploatacji:** z obrysów wyrobisk wygenerowanych w opisanym wyżej algorytmie, należących do jednego z wariantów bazy zasobowej, tworzone są zadania produkcyjne, które następnie układane są w scenariusze eksploatacji w ramach narzędzia dedykowanego harmonogramowaniu produkcji górniczej. Kolejność wybierania parcel jest ustalana na podstawie wyliczonego dla nich jednostkowego wyniku operacyjnego. Opracowane tutaj raporty umożliwiają powiązanie w czasie prognozowanych warunków eksploatacji oraz wskaźników ekonomicznych z wydobywaniem. Dzięki temu po uwzględnieniu stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka określana jest wartość zaktualizowana netto (NPV) dla poszczególnych scenariuszy. Dopiero po porównaniu wartości NPV, wielkości wyznaczonej bazy zasobowej oraz czasu realizacji poszczególnych scenariuszy

eksploatacji przedsiębiorca może podjąć decyzję o wyborze najlepszego harmonogramu eksploatacji.

Przepływ danych między modułami oraz kolejność działań w ramach metody zostały zilustrowane na schemacie 6.1.

Proces wyznaczania bazy zasobowej w metodyce rozpoczyna się od przygotowania cyfrowego modelu złoża oraz wskaźników kosztowych w modelu ekonomicznym. Na podstawie analiz modelu złoża, dostępnych danych dotyczących warunków górniczych i zagrożeń naturalnych oraz istniejących wyrobisk ustalane jest położenie potencjalnych parcel eksploatacyjnych i oraz ograniczenia i reguły prowadzenia eksploatacji, które są wprowadzane do cyfrowego modelu eksploatacji. Przygotowywany jest również model uciążliwości warunków eksploatacji. Po przygotowaniu tych modeli ustalany jest najlepszy w panujących warunkach harmonogram eksploatacji. Aby dokonać jego wyboru w metodyce ustalono trzy etapy selekcji:

- wybór sposobu rozcięcia i zagospodarowania parceli złożowej systemem ścianowym. Na tym etapie dla każdej parceli złoża spośród wszystkich dopuszczalnych wariantów wybierane jest położenie ścian eksploatacyjnych o najlepszej (największej) wartości kryterium wyniku operacyjnego,
- wybór wyrobisk należących do poszczególnych opcji bazy zasobowej. Spośród ścian należących do najlepszych wariantów ustalonych na poprzednim etapie wybierane są te, które spełniają kryteria Efektywnej Kopalni, Efektywnej Parceli lub Efektywnej Ściany. Dla każdej ze ścian wariantów ustalane są składowe stopy dyskontowej wynikającej z modelu uciążliwości warunków eksploatacji,
- wybór najlepszego scenariusza – harmonogramu eksploatacji. Po przygotowaniu scenariuszy eksploatacji określonych harmonogramami szacowane są przepływy pieniężne i zmienna w czasie stopa dyskontowa, na podstawie których wyznaczane jest NPV. Zaktualizowana wartość netto i wielkość bazy zasobowej stanowią ostateczne kryteria wyboru scenariusza, 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 NW-SE, 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 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 na powierzchnię stropu karbonu. Miąższość w pokładzie jest zmienna, od 1,3 m w otworze Bhl-Vlk do 4,4 m w otworze G-15.

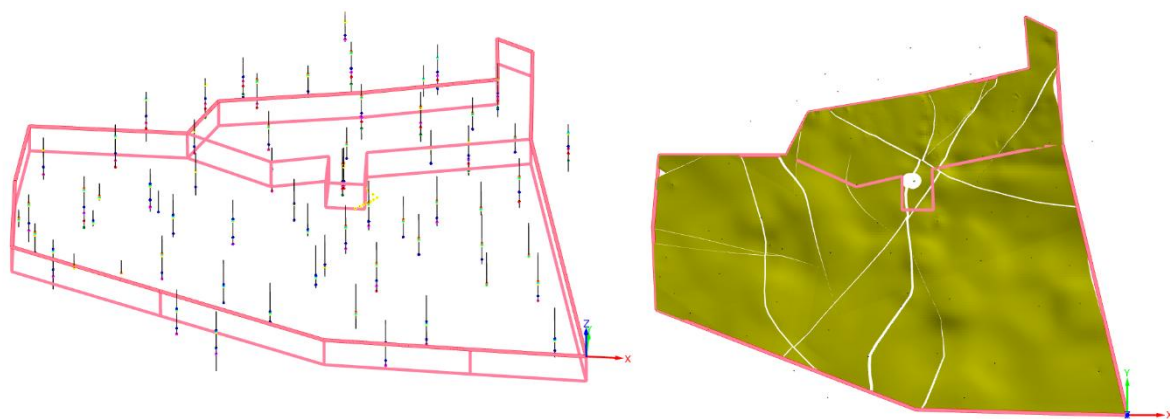
Pokład zajmuje powierzchnię ponad 36 km<sup>2</sup> i charakteryzuje się nachyleniem w przedziale 2-7°.

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 dokładny przebieg może być określony dopiero na podstawie rozpoznania 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 wyniki analiz dla 42 próbek, których wyniki obejmowały zawartość popiołu, wartość opałową, zawartość siarki, wilgoć związaną, gęstość pozorną oraz zawartość części lotnych.



Rysunek 6.2 Wizualizacja bryły pokładu złoża „N” oraz otworów powierzchniowych i profilowań wyrobisk górniczych wykorzystanych do modelowania.

Źródło: [156].

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 analizowanego złoża zastosowano opcję „all”, obejmującą wszystkie możliwe powierzchnie i miąższości, tj. strop i spąg pokładów, ich miąższość, miąższości nadkładu oraz warstw międzypokładowych.

Do modelowania wytypowano pokłady elementarne i złożone wieku karbońskiego oraz erozyjną powierzchnię stropu karbonu. Model powierzchni terenu opracowano na podstawie numerycznego modelu terenu (NMT). Strop karbonu rozpoznano w otworach powierzchniowych i oznaczono jako STROPC. Dodatkowo wykorzystano dokładniejsze rozpoznanie jego przebiegu przedstawione na mapie izolinowej, którą po przypisaniu wartości rzędnych wysokościowych 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 z profilowań wykonanych *in situ* w wyrobiskach górniczych.

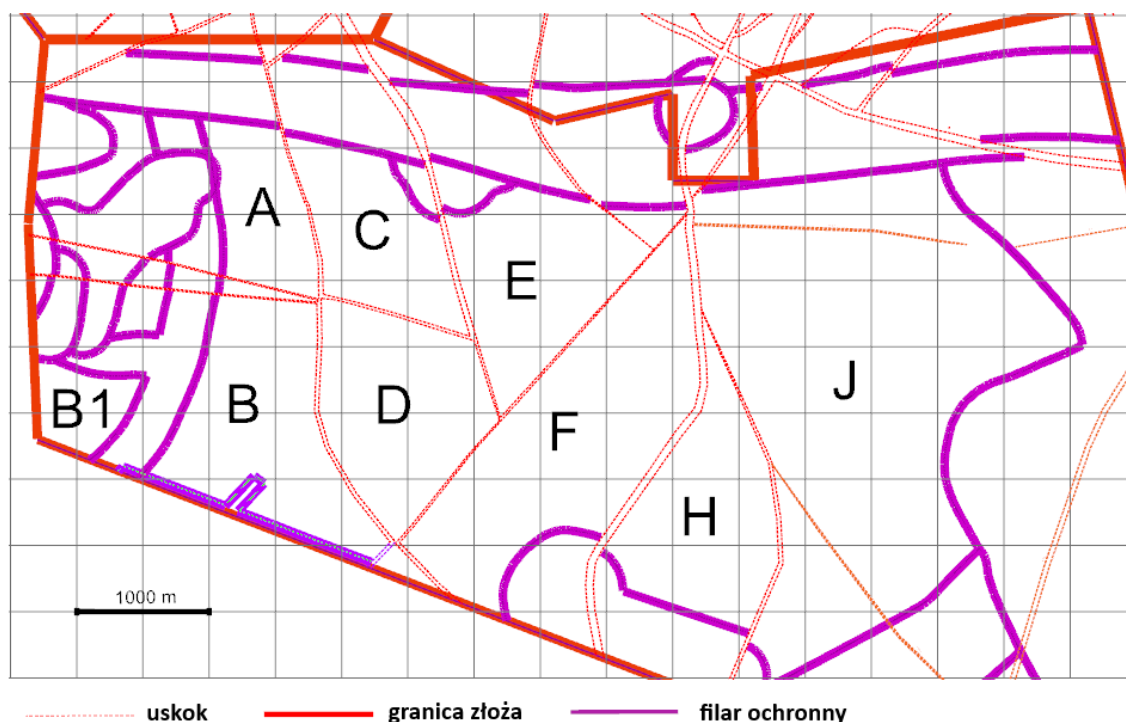
Ponadto na potrzeby wykonywanego później modelu uciążliwości, zawarte w nim zostały informacje o strefach występowania zagrożeń naturalnych – stopniu zagrożenia wodnego (KZW), grupie samozapalności węgla (KZS), stopniu zagrożenia tąpnięciami (KZT), a także kategorii rozpoznania złoża wg standardu JORC (KJC) oraz wskaźniku zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych (KZU). Ostatni wskaźnik był wyrażany w trzystopniowej skali [74]:

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

### 6.3 Środowisko badań – cyfrowy model eksploatacji

Na potrzeby pracy na podstawie cyfrowego modelu złoża węgla kamiennego przygotowano model eksploatacji w nowym – perspektywicznym złożu „N” kopalni macierzystej „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 w ramach którego wydzielić można 9 parcel eksploatacyjnych oznaczonych literami A, B, B1, C, D, E, F, H i J. Położenie parcel przedstawiono na rysunku 6.3.



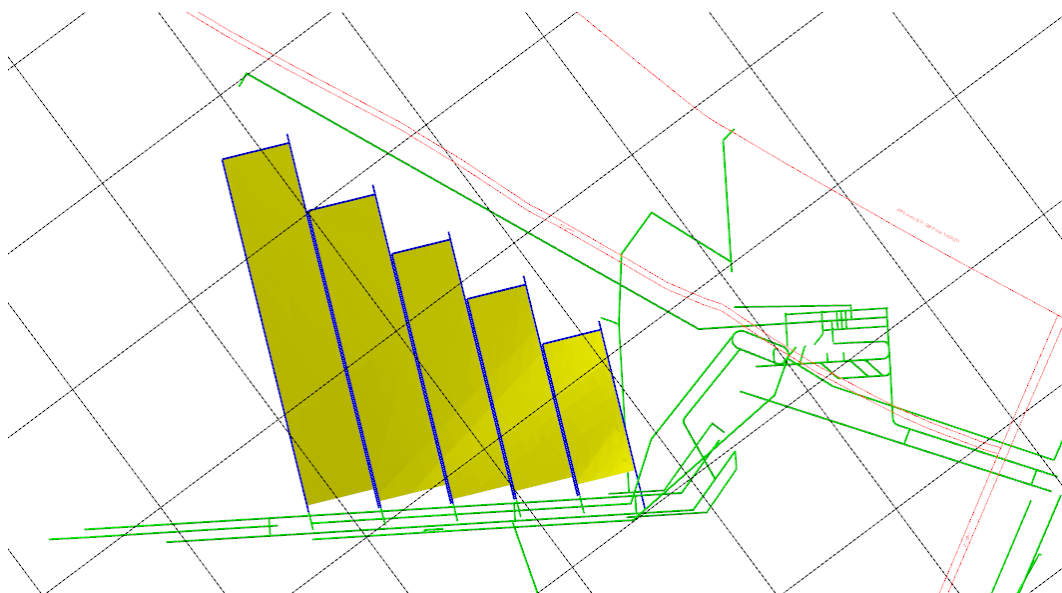
Rysunek 6.3 Wizualizacja położenia potencjalnych parcel eksploatacyjnych w złożu „N”.

*Źródło: opracowanie własne.*

Celem badań jest wyznaczenie bazy zasobowej złoża „N” na podstawie warunków geologicznych tego złoża oraz warunków rynkowych i technicznych kopalni „X”. W kopalni tej 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 6.4.



Rysunek 6.4 Wizualizacja zadań drążenia wyrobisk udostępniających w formie brył (wyrobiska udostępniające zaznaczone kolorem zielonym).

*Źródło: opracowanie własne.*

Aby możliwe było skonstruowanie harmonogramu produkcyjnego na podstawie narysowanych wyrobisk, konieczne jest połączenie zadań szeregiem zależności. Zależności w cyfrowym środowisku harmonogramowania produkcji (m.in. w systemach typu Deswik.IS / Deswik.SCHED) stanowią obiekty logiki obliczeniowej, które blokują rozpoczęcie danego zadania (następnika) do momentu zakończenia zadania go poprzedzającego. Ich nadrzędnym celem jest odzwierciedlenie rzeczywistych ograniczeń fizycznych, technologicznych i bezpieczeństwa podziemnej eksploatacji górniczej. Wprowadzenie sieci zależności wymusza prawidłową sekwencję robót — np. konieczność wyprzedzającego wydrążenia chodników przyścianowych i przecinki rozruchowej przed uruchomieniem ściany, zachowanie wymogów przewietrzania, wyeliminowanie konfliktów przestrzennych maszyn. Prawidłowo zdefiniowane relacje gwarantują, że wygenerowany harmonogram jest w pełni wykonalny w warunkach kopalni.

W oprogramowaniu inżynierskim zależności klasyfikuje się ze względu na sposób ich generowania, funkcję technologiczną oraz przede wszystkim naturę reguły powiązania, gdzie kluczowy jest podział na zależności przestrzenne i atrybutowe. Zależności przestrzenne bazują bezpośrednio na geometrii 3D, odległościach buforowych oraz przestrzennych relacjach między bryłami zadań (np. przecinaniu się obiektów czy

zachowaniu bezpiecznego odstępu przodka wyrobiska korytarzowego od czynnej ściany). Z kolei zależności atrybutowe wykorzystują metadane wprowadzane na etapie projektowania CAD, automatycznie łączą zadania posiadające zdefiniowane wartości tych pól. Dopełnieniem systemu są zależności ręczne oraz niegraficzne zadania pochodne (np. zbrojenie i likwidacja ściany), które tworzą spójny model cyklu życia wyrobiska. Podział zależności stosowanych w harmonogramowaniu robót górniczych zebrano w tabeli 6.1.

Tabela 6.1 Klasyfikacja zależności w cyfrowym harmonogramowaniu robót górniczych.

| Kryterium podziału                  | Typ / Typologia zależności             | Opis i charakterystyka technologiczna                                                                                                                                                              |
|-------------------------------------|----------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Sposób generowania w modelu CAD/GMP | Wewnętrzne                             | Automatyczne powiązanie kolejnych segmentów (np. 20–50 m) tej samej bryły wyrobiska w kierunku jego drążenia lub wybiegu ściany.                                                                   |
|                                     | Automatyczne (reguły)                  | Tworzone masowo przez algorytm na podstawie przypisanych atrybutów (np. typu wyrobiska czy reguł zadań pochodnych).                                                                                |
|                                     | Ręczne                                 | Definiowane indywidualnie przez użytkownika dla połączeń nietypowych, powiązań między różnymi obszarami lub wyrobiskami udostępniającymi.                                                          |
| Natura reguły powiązania            | Przestrzenne                           | Bazują na geometrii 3D, kolizjach, nakładaniu brył lub odległościach buforowych w przestrzeni (np. zachowanie bezpiecznego odstępu drążenia wyrobisk chodnikowych od czynnej ściany).              |
|                                     | Atrybutowe                             | Bazują na wartościach metadanych przypisanych do obiektów w CAD, automatycznie wiążąc obiekty o spójnych parametrach.                                                                              |
| Funkcja technologiczno-górnicza     | Przygotowawczo-eksploatacyjne          | Wymóg ukończenia niezbędnego układu chodników przyścianowych i przecinki ścianowej przed rozpoczęciem zbrojenia i wydobywania ze ściany.                                                           |
|                                     | Technologiczne i pochodne              | Powiązanie istotnych prac technologicznych wykonywanych wewnątrz wydrążonych wcześniej wyrobisk, np. prac zbrojeniowych po wykonaniu dachownicy ścianowej                                          |
|                                     | Sekwencyjne w złożu, partii, pokładzie | Wyznaczenie dopuszczalnej kolejności wybierania poszczególnych ścian w danej parceli lub sekwencji eksploatacji pokładów (np. z góry do dołu).                                                     |
|                                     | Ograniczeń przestrzennych i ryzyka     | Automatyczne wstrzymanie drążenia przodka korytarzowego przy zbliżeniu się do czynnej ściany na odległość mniejszą niż krytyczna (tzw. <i>zadanie blokujące</i> ) lub ograniczenia przewietrzania. |

Źródło: opracowanie własne.

W przedstawionym przykładzie obliczeniowym w formie brył i zadań zamodelowano jedynie wyrobiska eksploatacyjne, w związku z czym nie było konieczności stosowania zależności między ścianami a wyrobiskami chodnikowymi oraz pomiędzy wyrobiskami korytarzowymi. Zadania projektowanych ścian zostały jednak połączone zależnościami wewnętrznymi. Regułami atrybutowymi zostały jednak wprowadzone zależności pochodne dla prac zbrojeniowych i likwidacyjnych ścian, a także zależności ustalające kolejność wybierania ścian w parcelach, a w sposób ręczny zależności określające kolejność wybierania parcel.

#### 6.4 Szacowanie wskaźników ekonomicznych dla wariantów rozcięcia złoża w modelu ekonomicznym

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 do ustalenia, które części złoża spełniają kryteria efektywności ekonomicznej dynamicznej bazy zasobowej. Kryteriami selekcji były zmienne:

- **Ekwiwalent wyniku operacyjnego z eksploatacji ścian parceli** (umownie w pracy określany często jako wynik operacyjny), określany jako różnica wartości surowca zawartego w pojedynczej parceli oraz kosztów koniecznych do jej wybrania. Wynik operacyjny stanowi kryterium decyzyjne w algorytmie wyboru sposobu rozcięcia parceli. Następnie jest on stosowany do określenia, które z parcel w ramach najlepszych wariantów zostaną włączone do potencjalnej bazy zasobowej. Ekwiwalent wyniku operacyjnego wyznaczany jest wzorem:

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

gdzie:

- $D_{op}^*$  – ekwiwalent wyniku operacyjnego z eksploatacji parceli [PLN],
- $W_s$  – wartość surowca możliwego do wybrania w danym wariantcie [PLN],
- $K_c$  – skorygowane łączne koszty wybrania parceli [PLN],
- **Ekwiwalent jednostkowego wyniku operacyjnego** (nazywany w pracy wynikiem jednostkowym), stanowi iloraz ekwiwalentu wyniku operacyjnego i masy surowca zawartego w ścianach. Na jego podstawie wykonywany jest ranking parcel i ścian

oraz ustalana jest kolejność wybierania parcel w scenariuszach eksploatacji układanych dla poszczególnych wariantów bazy zasobowej. Wskaźnik ten pozwala również na selekcję ścian, które powinny być objęte priorytetem w przypadku ograniczenia czasu trwania projektu – przykładowo na podstawie polityki energetycznej państwa. Wyznaczany jest wzorem:

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

gdzie:

- $m_{op}^*$  – Ekwiwalent jednostkowego wyniku operacyjnego z wybrania parceli [PLN/Mg],
- $D_{op}^*$  – wynik operacyjny z eksploatacji parceli [PLN],
- $m_w$  – masa węgla złożowego zawartego w ścianach parceli [Mg].

#### 6.4.1 Wartość surowca wydobywanego z parceli

Wartość surowca (węgla) możliwego do wybrania w danym wariantcie rozcięcia parceli, jest określana na podstawie objętości, gęstości węgla pokładowego oraz jego jakości, które to parametry 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:

$$W_s = \sum_{i=1}^n (p_{wi} * m_i * d_i) * C_w * k_i \quad (6.3)$$

gdzie:

- $W_s$  – wartość możliwego do wybrania surowca [PLN],
- $p_{wi}$  – jednostkowa powierzchnia pokładu wybieranego w pokładzie [m<sup>2</sup>],
- $m_i$  – jednostkowa miąższość pokładu [m],
- $d_i$  – jednostkowa gęstość węgla w pokładzie [Mg/m<sup>3</sup>],
- $C_w$  – 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 [-].
- $n$  – liczba brył – segmentów ściany [-]

Korekty ceny węgla złożowego względem wzorcowego dokonano wykorzystując opracowaną w IGSMiE PAN na potrzeby Polskiej Grupy Górniczej formułę sprzedażną dla węgla energetycznego [172]:

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

gdzie:

- $k_i$  – współczynnik korekcyjny ceny węgla wzorcowego ze względu na indywidualne parametry jakościowe węgla złożowego [-],
- $G_Q$  – współczynnik gradacji [%] – określony przez Grudzińskiego [172] 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 w złożu [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 nazywane są początkowymi. Oprócz nich przedsiębiorstwo w trakcie działalności ponosić musi nakłady odtworzeniowe, które wyrażają nakład 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 nakłady wynikające

z zaprojektowanego modelu kopalni o określonej zdolności produkcyjnej. W modelu są one niezależne od wielkości wydobycia 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.

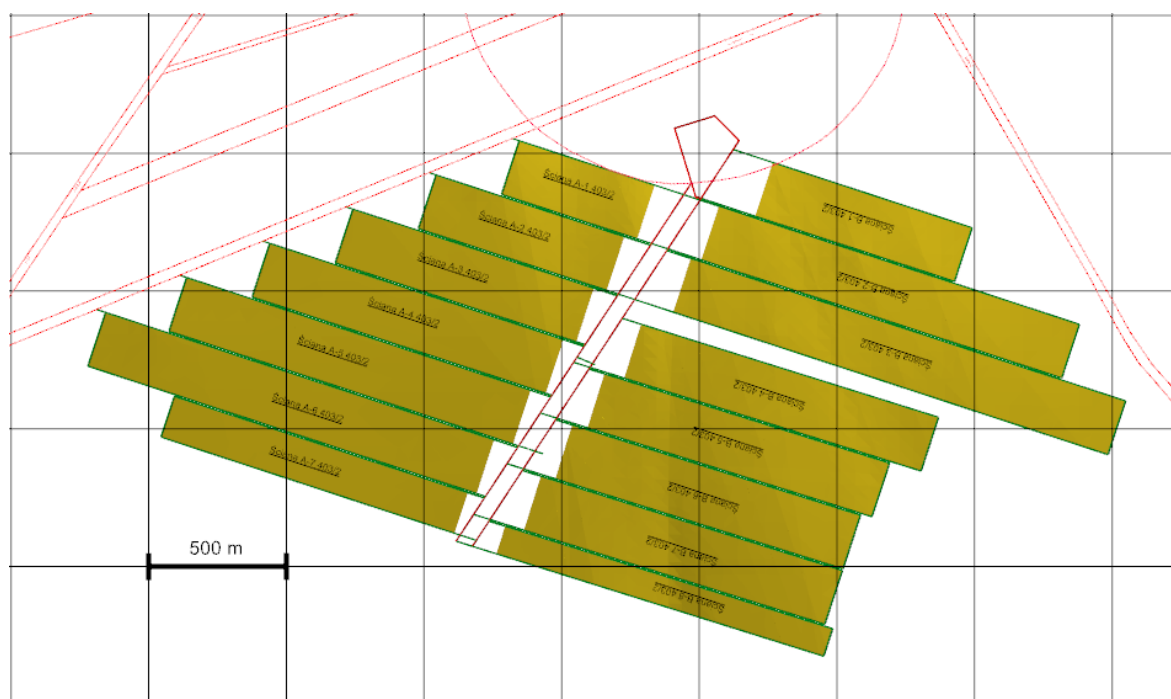
- c) urządzenia techniczne i maszyny, w szczególności wentylatory głównego przewietrzania, przenośniki odstawy głównej, główne pompy odwadniające oraz nakłady związane z wyposażeniem przodków ścianowych w odpowiednie maszyny i sprzęt. Stanowią one około 30% nakładów inwestycyjnych zakładu w fazie budowy.
- d) środki transportu, stanowiące w zakładach wydobywających węgiel kamienny jedynie około 2-5% całości nakładów,
- e) Inne środki trwałe, nie uwzględnione w pozostałych pozycjach. Na bazie doświadczeń przyjęto w obliczeniach, że stanowią one 18% całości nakładów.

#### Nakłady i koszty 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. Wydzielenie pojedynczej parceli miało znaczenie również ze względu na założoną optymalizację, polegającą na poszukiwaniu najlepszego sposobu rozcięcia określonego fragmentu złoża oraz możliwość jej wyłączenia ze struktury kopalni bez zaburzania ciągłości wentylacyjnej pozostałej części zakładu.

Kluczowe nakłady i koszty parceli eksploatacyjnej dotyczą tych wyrobisk korytarzowych, które nie byłyby drążone gdyby dana parcela została wyłączona z harmonogramu. Są to więc nakłady i koszty ponoszone na wykonanie wyrobisk przygotowawczych, wyrobisk głównych

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.



*Źródło: opracowanie własne.*

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 złożyć 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 i poniesionych w początkowej fazie istnienia kopalni przez amortyzację kolejnych nakładów odtworzeniowych.

Aby móc oszacować koszty eksploatacji danej ściany, parceli, wariantu dla całego złoża, posłużono się jednak układem procesowym ewidencji kosztów 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 [173].

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

- pionowym, wydzielającym strefy procesów produkcyjnych [174]:
  - dołowych,
  - powierzchniowych.
- poziomym, wydzielającym obszary (grupy):
  - procesów przygotowania produkcji,
  - ciągu technologicznego produkcji zasadniczej,
  - rejonu działań zabezpieczenia procesu produkcyjnego.

Wykorzystując te dwie perspektywy ewidencji kosztów w ramach swojej pracy Kopacz [175] 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 6.2. 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 6.2 Podział kosztów zakładu górniczego w opracowanej metodyce.

| I<br>Koszty eksploatacji<br>ścian                                                                      | II<br>Koszty drążenia<br>wytrobisk                                                                                                 | III<br>Koszty niezależne<br>zakładu                                                                                                                                                                                                                                                                            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 2. Eksploatacja urobku w ścianach<br>3.1. Odstawa urobku ze ścian<br>4.2. Zbrojenie i likwidacja ścian | 1. Drążenie wytrobisk chodnikowych<br>3.2. Odstawa urobku z chodników<br>4.1. Zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyr. chodnikowych | 3.3. Odstawa główna urobku<br>3.4. Ciągienie szybem (obsługa, rem., konserwacje)<br>3.5. Pozostałe procesy odstawy, transportu<br>5. Gospodarka energetyczna<br>6. Odwadnianie<br>7. Wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń<br>10. ZPMW i procesy przeróbcze<br>8.; 9.; 11-22. Pozostałe procesy razem |

Źródło: opracowanie własne na podstawie [175].

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:

$$K_c = (K_s + K_w + NK_z) * \left( \frac{115.24}{EY_w} \right)^{1,074} \quad (6.5)$$

gdzie:

- $K_c$  – koszty całkowite eksploatacji parceli [PLN],
- $K_s$  – łączne koszty eksploatacji ścian w parceli [PLN],
- $K_w$  – łączne koszty drążenia i utrzymania wytrobisk przygotowawczych koniecznych do eksploatacji parceli [PLN],
- $EY_w$  – wskaźnik uzysku energii ze złoża [%].

Korekta ta wynika ze statystycznej zależności kosztów produkcji od uzysku energii, wyznaczonej w [175].

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:

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

gdzie:

- $K_{\dot{s}}$  – łączne koszty eksploatacji ścian w parceli [PLN],
- $k_{j\dot{s}}$  – koszt jednostkowy dnia prowadzenia eksploatacji kompleksem ścianowym [PLN/d],
- $w_{\dot{s}i}$  – 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 się z tym wiąże - również postępu wyrobisk ścianowych. Postęp wybierania wyrobisk ścianowych zależy od szeregu czynników, a ich prognozowanie stanowi wyzwanie trudne do opisanie jednorodną funkcją. W badaniach, po analizie ścian wybieranych historycznie w złożu kopalni macierzystej zdecydowano się na zastosowanie modelu postępu opisanego funkcją zależną od miąższości eksploatowanego pokładu:

$$\begin{cases} \text{dla } m_i \leq 6 \text{ m, } p_n = 3 - \left\lfloor \frac{2}{3} * m_i - 3 \right\rfloor \\ \text{dla } m_i > 6, p_n = 1 \end{cases} \quad (6.7)$$

gdzie:

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

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

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

gdzie:

- $k_{j\dot{s}}$  – koszt dnia prowadzenia eksploatacji kompleksem ścianowym [PLN],

- $K_2, K_{3.1}$  – 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. Koszty dotyczące danej parceli wyznaczano jako sumę iloczynów jednostkowych kosztów drążenia i utrzymania wyrobisk o określonym przekroju i przeznaczeniu oraz oszacowanych łącznych długościach poszczególnych grup wyrobisk. Dany jest wzór:

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

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

Za łączną długość przecinek ścianowych przyjęto iloczyn liczby wyrobisk ścianowych w parceli i bazowej długości ściany. Łączną długość wyrobisk głównych określono jako dwukrotność sumy długości ścian parceli, mając na uwadze, że wartość ta w rzeczywistości jest większa i zależy od położenia parceli względem wyrobisk kapitalnych zakładu. Wyznaczona wartość przybliży jednak tę część wyrobisk głównych, której położenie bezpośrednio zależy od sposobu rozcięcia parceli. Wartość tego wskaźnika powinna zostać powiększona w wypadku, gdy istnieją po temu przesłanki wynikające z zasad bezpiecznej eksploatacji, na przykład k zastosowania systemu przewietrzania z doświeżaniem powietrza w ścianie czy zrobach, czy wykonania dodatkowych wyrobisk dla odmetanowania.

łączną długość wyrobisk przyścianowych określono wzorami:

$$\begin{aligned} A: d_{wp} &= \sum_{i=1}^n (w_{\dot{s}i} + d_t) * \frac{n}{n-1} \\ 1-A: d_{wp} &= \sum_{i=1}^n (w_{\dot{s}i} + d_t) * 2 \end{aligned} \quad (6.10)$$

gdzie:

- $d_{wp}$  – łączna długość chodników przyścianowych drążonych w parceli [m],
- $w_{\dot{s}i}$  – 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  $d_t = 50$  [m],
- $n$  – liczba ścian w parceli [-].
- $A$  – wyrobiska przyścianowe są utrzymywane między dwoma sąsiadującymi ścianami
- $1-A$  – Dla sąsiadujących ścian drążone są osobne wyrobiska przyścianowe

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:

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

gdzie:

- $NK_z$  – narzut kosztów niezależnych od wydobycia w danym wariantcie [PLN],
- $w_{\dot{s}n}$  – wybieg ściany  $i$  w parceli [m],
- $p_n$  – średni dzienny postęp przyjęty dla ściany  $n$  w wariantcie [m/d],
- $K_z$  – średnie roczne koszty utrzymania zakładu górniczego zaliczone do grupy III [PLN/r],
- $n_r$  – liczba wyrobisk ścianowych prowadzonych równolegle [-].

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

W tabeli 6.3. zgromadzono koszty przedsiębiorstwa górniczego „X” w roku referencyjnym, wyznaczone na podstawie zanonimizowanych danych kopalni macierzystej. Stanowią one

bazę obliczeniową dla celów kolejnych kalkulacji. Trzeba zaznaczyć, że bazowe koszty kopalni macierzystej zostały przeszacowane do skali wydobycia ze złoża „N”.

Tabela 6.3 Roczne koszty produkcji węgla kamiennego w kopalni „X” w ujęciu procesowym.

| Oznaczenie        | Wyszczególnienie                                      | Koszt [mln PLN] |
|-------------------|-------------------------------------------------------|-----------------|
| <b>1</b>          | <b>Drażenie wyrobisk chodnikowych</b>                 | 280,0           |
| <b>2</b>          | <b>Eksploatacja urobku w ścianach</b>                 | 150,0           |
| <b>3</b>          | <b>Odstawa i transport (poziomy; pionowy)</b>         |                 |
| 3.1               | Odstawa urobku ze ścian                               | 110,0           |
| 3.2               | Odstawa urobku z chodników                            | 40,0            |
| 3.3               | Odstawa główna urobku                                 | 100,0           |
| 3.4               | Ciągnięcie szybem (obsługa, rem., konserwacje)        | 100,0           |
| 3.5               | Pozostałe procesy odstawy, transportu                 | 80,0            |
| <b>4</b>          | <b>Zbrojenie, przebudowy i likwidacja</b>             |                 |
| 4.1               | Zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyr. chodnikowych  | 20,0            |
| 4.2               | Zbrojenie i likwidacja wyr. ścianowych                | 35,0            |
| <b>5</b>          | <b>Gospodarka energetyczna</b>                        | 30,0            |
| <b>6</b>          | <b>Odwadnianie</b>                                    | 40,0            |
| <b>7</b>          | <b>Wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń</b> | 180,0           |
| <b>10</b>         | <b>ZPMW i procesy przeróbcze</b>                      | 110,0           |
| <b>8;9; 11-22</b> | <b>Pozostałe procesy razem</b>                        | 445,0           |
|                   | <b>Koszty całkowite</b>                               | <b>1 720,0</b>  |

Źródło: opracowano na podstawie [175].

Na podstawie wartości ujętych w tabeli 6.3. oraz wskaźników eksploatacji i robót przygotowawczych kopalni „X” w roku referencyjnym, na potrzeby wyznaczania kosztów wariantów zagospodarowania i eksploatacji parceli wyliczone zostały wartości kosztu dnia pracy ściany eksploatacyjnej oraz drażenia i utrzymania uwzględnionych typów wyrobisk chodnikowych.

Jednostkowy koszt dnia pracy ściany eksploatacyjnej w kopalni „X” wyznaczono ze wzoru 6.8:

$$kjś = \frac{150\,000\,000\,PLN + 110\,000\,000\,PLN}{1423} = 182713\,PLN/d$$

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 6.4.

Tabela 6.4 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 $kj_{pś}'$ | ŁP/RPJ      | 21 tys. PLN/m               |

Źródło: opracowanie własne.

Całkowity koszt drążenia wyrobisk w kopalni opisano układem równań:

$$\left\{ \begin{array}{l} K_{II} = kj_g * D_g + kj_{wp} * D_{wp} + kj_{pś} * D_{pś} \\ \frac{kj_{pś}'}{kj_{wp}'} = \frac{kj_{pś}}{kj_{wp}} \\ \frac{kj_{pś}'}{kj_g'} = \frac{kj_{pś}}{kj_g} \end{array} \right. \quad (6.12)$$

gdzie:

- $K_{II}$  – koszty zaliczone do grupy II [PLN],
- $D_{wp}$  – długość wyrobisk przyścianowych wydrążonych [m],
- $D_{pś}$  – długość przecinek ścianowych [m],
- $D_g$  – długość wyrobisk odstawczych [m],
- $kj_{wp}$  – koszty drążenia i utrzymania wyrobiska przyścianowego [PLN/m],
- $kj_{pś}$  – koszty drążenia i utrzymania przecinki ścianowej [PLN/m],
- $kj_g$  – koszty drążenia i utrzymania wyrobiska odstawczego [PLN/m],
- $kj_{wp}'$  – referencyjne koszty drążenia i utrzymania wyrobiska przyścianowego [PLN/m],
- $kj_{pś}'$  – referencyjne koszty drążenia i utrzymania metra przecinki ścianowej [PLN/m],
- $kj_g'$  – referencyjne koszty drążenia i utrzymania wyrobiska odstawczego [PLN/m].

Rozwiązując powyższy układ równań:

$$kj_{p\acute{s}} = kj_{wp} * \frac{kj_{p\acute{s}}'}{kj_{wp}'}$$

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

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

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

otrzymano:

$$kj_{wp} = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{p\acute{s}}'}{kj_{wp}'} * D_{p\acute{s}}} \quad (6.13)$$

$$kj_{p\acute{s}} = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{p\acute{s}}'}{kj_{wp}'} * D_{p\acute{s}}} * \frac{kj_{p\acute{s}}'}{kj_{wp}'} \quad (6.14)$$

$$kj_g = \frac{K_{II}}{D_{wp} + \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} * D_g + \frac{kj_{p\acute{s}}'}{kj_{wp}'} * D_{p\acute{s}}} * \frac{kj_g'}{kj_{wp}'} \quad (6.15)$$

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

$$D_{wp} = 9\,350 \text{ m},$$

$$D_{p\acute{s}} = 850 \text{ m},$$

$$D_g = 1\,700 \text{ m}.$$

Podstawiając wartości z tabeli 6.3 i 6.4 do wzorów otrzymano:

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

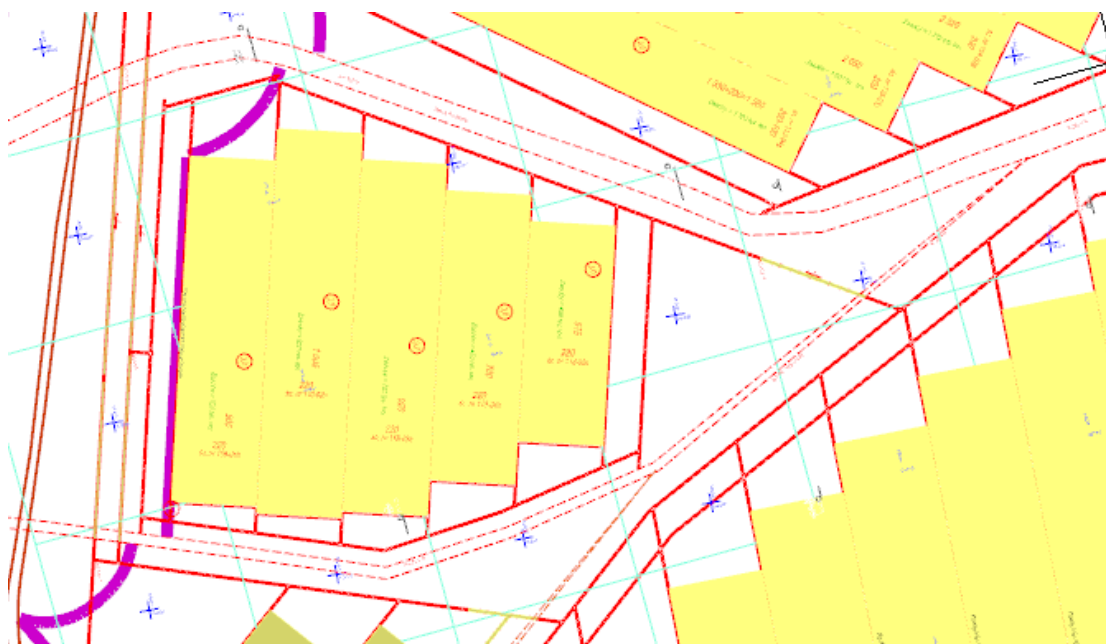
$$kj_{p\acute{s}} = \frac{320\,000\,000}{9350 + \frac{48000}{15000} * 1700 + \frac{21000}{15000} * 850} * \frac{21000}{15000} = 28035 \frac{\text{PLN}}{\text{m}}$$

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

## 6.5 Algorytm rozcięcia i zagospodarowania pojedynczej parceli eksploatacyjnej

Jako jeden z celów badawczych przyjęto przygotowanie metodyki pozwalającej na zwiększenie efektywności planowania górniczego indywidualnie dla każdej parceli. W proponowanym podejściu, w celu wyznaczenia możliwie korzystnego wariantu eksploatacji złoża, opracowano algorytm optymalizacji geometrii ścian dla wyznaczonych parcel eksploatacyjnych.

Priorytet w projektowaniu wyrobisk górniczych stanowi bezpieczeństwo eksploatacji. W związku z tym planowanie rozpoczyna się od analizy filarów bezpieczeństwa i uskoków stanowiących granice parceli oraz zagrożeń naturalnych mogących wystąpić w jej obrębie. Na rysunku 6.6 przedstawiono przykładową parcelę eksploatacyjną wraz z 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 naturalne. Dodatkowo uwzględnić 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

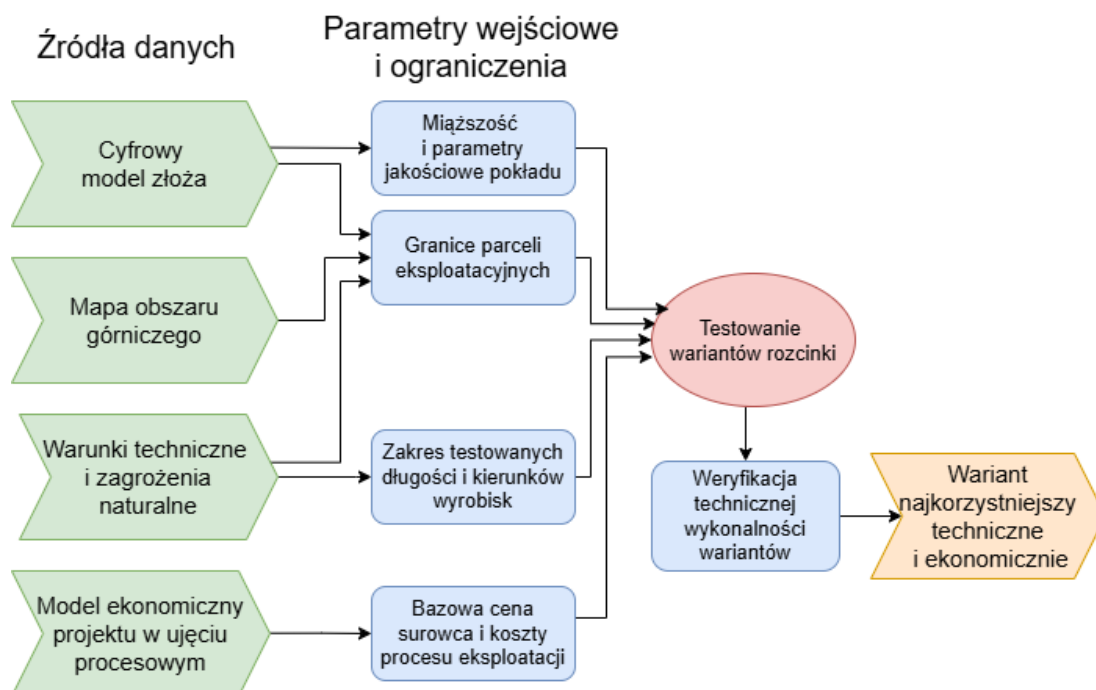
krawędzie eksploatacji, czyli granice wybierek i ścian wyeksploatowanych uprzednio w pobliskich pokładach, które mogą generować koncentracje naprężeń.

Po uwzględnieniu wszystkich tych czynników w ramach parceli wrysowywane są ściany eksploatacyjne. Brak dostępu do szczegółowo zamodelowanej informacji geologicznej i odpowiednich narzędzi sprawia jednak, że ta część projektowania jest najczęściej prowadzona w sposób nieprecyzyjny, bazujący w dużym stopniu na doświadczeniu i wiedzy eksperckiej. Kryteria wyboru geometrii ścian w tym procesie stanowić powinny wynik ekonomiczny uzyskiwany z eksploatacji oraz współczynnik wykorzystania złoża, ale zazwyczaj są one zastępowane prostszą w wyznaczaniu łączną powierzchnią ścian w rzucie z góry. Testowanie wariantów eksploatacji jest pracochłonne, a dodatkowo napływ nowej informacji geologicznej sprawia, że warunki brzegowe zmieniają się, a proponowane warianty się dezaktualizują. Z tego względu bez specjalistycznych rozwiązań niemożliwe jest uwzględnienie wszystkich czynników mogących mieć wpływ na planowaną eksploatację, a następnie wyniki ekonomiczne kopalni.

Ideę algorytmu opracowanego w niniejszej pracy stanowi maksymalne wykorzystanie potencjału informacyjnego cyfrowego modelu złoża, tj. możliwie pełnej informacji geologicznej. Po wprowadzeniu szczegółowych założeń, warunków technicznych i rynkowych, w algorytmie automatycznie testowane i generowane jest wiele wariantów układu ścian w danej parceli i wskazywane są te, które zwracają najlepsze wartości wybranego kryterium decyzyjnego. Aby algorytm (narzędzie) do projektowania ścian w parceli mógł zwrócić technicznie wykonalny i uzasadniony układ ścian, konieczne było także odzwierciedlenie rzeczywistych ograniczeń geologicznych, technicznych oraz zagrożeń naturalnych w opracowanym algorytmie.

Jako podstawową funkcję celu algorytmu przyjęto maksymalizację wartości ekwiwalentu wyniku operacyjnego osiągniętego dla danej parceli (narzędzie dostarcza również możliwości stosowania alternatywnych funkcji celu, przykładowo: całkowitej wartości surowca znajdującego się w parceli, wolumenu węgla w parceli; te funkcje mają jednak skłonność do generowania nadmiernej liczby ścian o niewielkiej długości, których wybranie wiązałoby się z kosztami przekraczającymi wartość dodatkowego surowca).

Zaproponowany algorytm wyznaczania sposobu eksploatacji parceli składa się z kilku etapów działań, a jego skuteczne zastosowanie wymaga wiedzy z zakresu technologii eksploatacji i otoczenia rynkowego. Jego ideowy schemat przedstawiono na rysunku 6.7.



Rysunek 6.7 Ideowy diagram proponowanego procesu wyboru optymalnego układu ścian eksploatacyjnych w parceli.

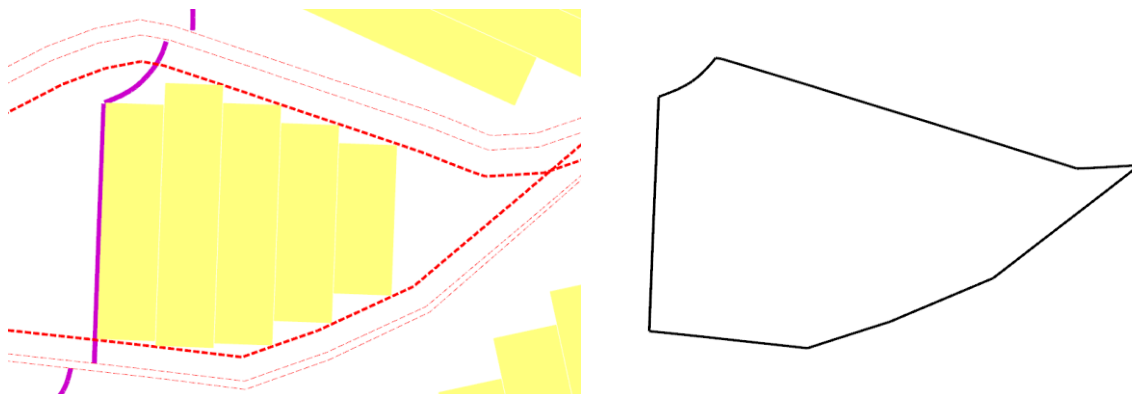
*Źródło: opracowanie własne.*

### 6.5.1 Wyznaczanie granic parceli

Pierwszym krokiem dla każdej z badanych parceli jest wyznaczenie granic obszarów, w których możliwa jest eksploatacja zasobów systemem ścianowym. Granice obszaru były 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 nawet do kilku metrów,
- filary ochronne głównych wyrobisk i szybów, obiektów technologicznych, zbiorników, obiektów chronionych na powierzchni,
- izolinie wyznaczające obszary miąższości pokładów o wartości poniżej miąższości określonych jako graniczne dla uzasadnienia eksploatacji,
- granice obszaru złoża.

Po przygotowaniu granic tworzony był zamknięty obrys, wewnątrz którego zawierały się 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) wynikowy obrys parceli

Rysunek 6.8 Wyznaczenie granic dopasowania ścian eksploatacyjnych przez algorytm.

*Źródło: opracowanie własne.*

#### Uskoki i inne zaburzenia geologiczne

W przykładzie wykonanym w ramach opracowanej metodyki granice poszczególnych parcel eksploatacyjnych odsuwano o zadaną odległość od przebiegu linii uskoku ograniczających parcele, a więc uskoku o zrzucie przekraczającym przyjętą w kopalni „X” maksymalną wartość możliwą do przekroczenia wyrobiskiem ścianowym – została ona określona na poziomie 4 metrów. Na podstawie analizy dostępnych map górniczych kopalni macierzystej odległość odsunięcia od linii uskoku określono na poziomie od 30 m od linii przebiegu uskoku o zrzutach poniżej 30 m do 100 m dla uskoku o dużym zrzucie, wzdłuż których zaplanowane zostały główne wyrobiska transportowe. O kolejne 50 m od głównych wyrobisk transportowych parceli odsuwano linie zakończenia ścian eksploatacyjnych.

#### Filary ochronne wyrobisk podziemnych, szybów oraz obiektów na powierzchni

Wyznaczenie filarów ochronnych jest zadaniem służby mierniczej powołanej w zakładzie górniczym i są one zatwierdzane przez Okręgowy Urząd Górniczy. Dlatego w metodzie przyjęto granice tych filarów za określone i dopuszczono eksploatację aż do linii przebiegu granic filarów.

### 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 [15]. W związku z tym, w opracowanej metodzie linie te mogły zostać bezpośrednio wykorzystane jako granice parceli eksploatacyjnej. Należy przy tym zauważyć, że 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 w algorytmie**

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

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

- zakres testowanych długości ściany,
- zakres testowanych kierunków wybiegu ściany, wyrażonych przez azymut wybiegu,
- odstęp między osiami wyrobisk przyścianowych sąsiadujących ścian. W przypadku utrzymywania wyrobiska przyścianowego wspólnego dla sąsiadujących ścian 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 jednocześnie prowadzić więcej niż jednego wyrobiska eksploatacyjnego, o ile nie jest to ostatnia parcela planowana do wybrania w złożu. Wówczas przyjęto eksploatację parceli dwoma ścianami równocześnie za dopuszczalną, o ile ściany te nie sąsiadowały ze sobą.

Bezpieczne i technicznie możliwe 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 parcel złoża na algorytm nakładano ograniczenia ze względu na zagrożenia naturalne występujące w analizowanym złożu.

Zakresy testowanych długości i kierunków wybiegu zostały określone na podstawie możliwości technicznych zakładu górniczego, panujących warunków geologicznych i zagrożeń naturalnych. Maksymalną długość ściany dla złoża ustalono na podstawie wytycznych stosowanych w kopalni macierzystej. Dla poszczególnych parcel parametr ten przyjęto po przeanalizowaniu warunków górniczych, w szczególności poziomu zagrożenia metanowego, pożarowego, zagrożenia sejsmicznego i tąpnięciami. Teoretyczna minimalna długość ściany eksploatacyjnej jest ograniczana jedynie przez parametry techniczne kompleksu ścianowego. Eksploatacja ścianami o małej długości generuje jednak wysokie koszty. W związku z tym, testowanie takich wariantów może być interesujące jedynie w rzadkich przypadkach. W prezentowanym przykładzie, po wstępnych testach, ustalono minimalną długość ściany na 180 m.

Zakres dopuszczalnych kierunków wybiegu zależał od warunków górniczych oraz kierunku zapadania pokładu, który został określony na podstawie modelu geologicznego. Ze względu na występujące w złożu „N” zagrożenie wodne wybieg wyrobisk ścianowych był kierowany względem upadu i granic parceli tak, by umożliwić zalewanie zrobów. Zakres tych ograniczeń różnił się dla każdej parceli zależnie od średniego kierunku rozciągłości pokładu. W parcelach o drugim stopniu zagrożenia tąpnięciami unikano projektowania ścian o azymutach wybiegów w zakresie 20-70° względem kierunku przebiegu uskoku ograniczających parcelę, po to, aby zmniejszyć problem koncentracji ciśnień w pobliżu uskoku oraz pozostawianie resztek eksploatacyjnych mogących gromadzić naprężenia, co jest zabronione na mocy rozporządzenia [115]. Zgodnie z przepisami dla ścian projektowanych „na upad”, przy nachyleniu poprzecznym powyżej 10° wyrobiska można prowadzić tylko na warunkach zatwierdzonych przez Kierownika Ruchu Zakładu

Górnictwo. Prowadzenie ściany po wzniosie przy nachyleniu powyżej 20° całym frontem jest niedopuszczalne [115]. Dlatego w ramach badań dokonano analizy nachylenia złoża „N” w parcelach i odrzucano warianty przekraczające te wartości.

Jednostkowe zmiany długości ściany, jej wybiegu, azymutu wybiegu i położenia punktu startowego były korygowane dla kolejnych wariantów. Tym samym w pracy konieczne było dokonanie wyboru pomiędzy optymalnym skokiem wymienionych wartości sterujących, czasem obliczeń, funkcją celu i wartością osiągniętych rezultatów, mając na uwadze gęstość dostępnych danych i potrzeby w zakresie dokładności szacowania. W tabeli 6.5. zebrano techniczne założenia przyjęte przy projektowaniu rozcinki dla parcel złoża „N”.

Tabela 6.5 Parametry i warunki brzegowe przy wyborze sposobu rozcięcia parceli 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 prowadzenia postępu 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 generowania                                                                 | m         | 5       |
| Zmiana wybiegu wyrobisk ścianowych                                                                               | m         | 10      |
| Zmiana długości bazowej ściany                                                                                   | m         | 5       |

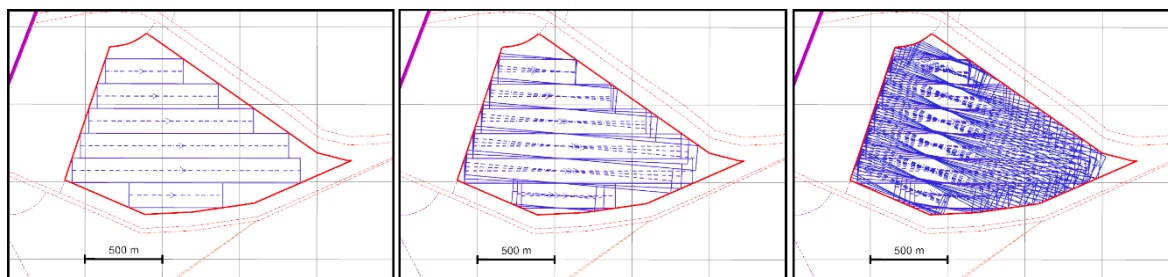
Źródło: opracowanie własne. Objasnienia:

\*) z wyjątkiem przypadków, gdy prowadzona eksploatacja mogła powodować nadmierną koncentrację naprężeń przy uskokach.

### 6.5.3 Testowanie wariantów – generowanie układów wyrobisk ścianowych w parceli

Algorytm (moduł) do projektowania wariantów rozcinki został zaprogramowany w środowisku programistycznym *Process Map*, stanowiącym aplikację wbudowaną w środowisko oprogramowania do harmonogramowania produkcji *Deswik.CAD*. Zamknięty obrys, reprezentujący granice dopuszczalnej eksploatacji, automatycznie wpisywany był

w kolejne prostokąty o boku równoległym do przyjętego w danym kroku azymutu wybiegu ścian, a następnie w obrys parceli wpasowywano maksymalną możliwą liczbę równoległych wyrobisk ścianowych o określonej długości wyrobiska i kierunku wybiegu zgodnym z zewnętrznym prostokątem. Wybieg ścian był wynikowym parametrem położenia osi ściany i granic parceli. Następnie generowane były układy ścian dla kolejnych kombinacji wartości zmiennych decyzyjnych. Wizualizację tego procesu przedstawiono na rysunku 6.9.



Rysunek 6.9 Wizualizacja procesu generowania wariantów zagospodarowania parceli w opracowanym algorytmie.

*Źródło: opracowanie własne.*

W kolejnym kroku do konturów wszystkich wyrobisk ścianowych wygenerowanych w wariantach przypisywane były odpowiadające im atrybuty pobierane z cyfrowego modelu złoża, w szczególności miąższość pokładu, gęstość pozorna węgla, wartość opałowa węgla, zawartość skały płonnej, kategorie zagrożeń naturalnych i wskaźnik zaburzeń sedymentacyjnych i tektonicznych. Po pobraniu tych danych dla wariantów, a także konturów pojedynczych wyrobisk ścianowych parceli wyliczane były wartość węgla, koszty całkowite eksploatacji, a następnie wyniku operacyjnego  $D_{op}^*$  i wyniku jednostkowego  $m_{op}^*$ .

Po przetestowaniu wszystkich wariantów rozcięcia zgodnie z zadanymi parametrami, obrysy projektowanych ścian generowane były na odrębnej warstwie, a ich parametry udostępniane w formie tabeli, w formacie pliku .csv. Dla przyspieszenia obliczeń możliwe było generowanie formy graficznej tylko części wariantów o najlepszej wartości funkcji celu. Co istotne, program sprawdzał skończoną liczbę wariantów wynikających z kombinacji możliwych wartości zmiennych geometrycznych. Dlatego czas i dokładność obliczeń zależały od wprowadzonych kroków dyskretyzacji. W przypadku, gdy geometria parceli pozwalała na wstępne wnioskowanie o prawdopodobnym azymucie najlepszego wariantu eksploatacji, ograniczano azymut wybiegu do wartości zbliżonej do oczekiwanej, przy jednoczesnym zmniejszeniu kroku jego zmiany.

### Weryfikacja wyników działania algorytmu i wybór najkorzystniejszego wariantu eksploatacji parceli

Po otrzymaniu wyników pracy algorytmu warianty uszeregowano według wyznaczonych właściwości, tj. przypisanych do danego wariantu parametrów geometrycznych, kosztów i wartości surowca, czy wreszcie  $D_{op}^*$  i  $m_{op}^*$ . To pozwoliło na wybór wariantu najkorzystniejszego ze względu na wybrane kryterium (jak już wspomniano, w pracy do oceny wariantów rozcięcia pojedynczej parceli za kryterium selekcji przyjęto wartość  $D_{op}^*$ ). Ostateczny wybór wariantu został jednak poprzedzony weryfikacją technicznej wykonalności jego realizacji. W szczególności zwracano uwagę na to, czy:

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

Po odrzuceniu wariantów niespełniających powyższych wymagań techniczno-górnich ustalono zostały akceptowalne warianty rozcięcia danej parceli.

#### **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 wartość wyniku operacyjnego  $D_{op}^*$ . Poniżej przedstawiono wyniki działania algorytmu dla parceli H. Przyjęte założenia ekonomiczne zebrano w tabeli 6.6.

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 wydobywania w ujęciu procesowym oszacowano na podstawie zanonimizowanych danych pochodzących z modelu ekonomicznego kopalni macierzystej „X”, co zostało opisane w punkcie 6.4.4. Pozostałe parametry sterujące

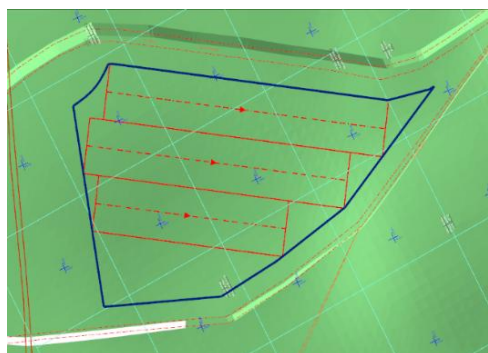
przyjęto na podstawie analizy zagrożeń naturalnych i sposobu zalegania złoża oraz technologii eksploatacji stosowanej dotychczas w kopalni macierzystej.

Tabela 6.6 Założenia ekonomiczne zastosowane przy wyborze sposobu rozcięcia złoża „N”.

| Parametr                                        | Jednostka   | Wartość |
|-------------------------------------------------|-------------|---------|
| Cena węgla wzorcowego                           | PLN         | 450     |
| Koszt drążenia metra wyrobiska przyścianowego   | PLN/m       | 20 025  |
| Koszt drążenia metra przecinki ścianowej        | PLN/m       | 28 035  |
| Koszt drążenia metra wyrobiska głównego         | PLN/m       | 64 080  |
| Średni koszt dnia pracy kompleksu ścianowego    | PLN/d       | 182 713 |
| Koszt zbrojenia ściany                          | mln PLN     | 21,0    |
| Koszt likwidacji ściany i wyprowadzenia obudowy | mln PLN     | 6,0     |
| Koszty niezależne zakładu                       | mln PLN/rok | 1 085,0 |

Źródło: opracowanie własne.

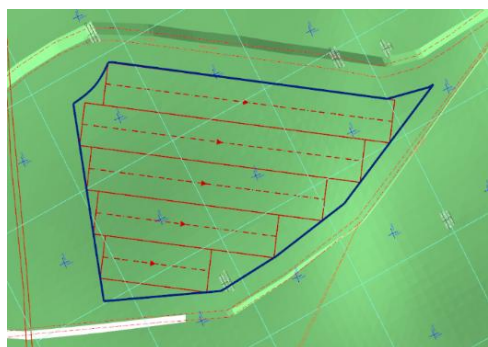
Przy tak dobranych parametrach algorytm zaproponował 6 864 warianty ułożenia ścian w parceli H. Na rysunkach 6.10 i 6.11 przedstawiono wybrane warianty:



Azymut kierunku drążenia: 35°,  
 Bazowa długość ściany: 250 m,  
 Liczba ścian: 3,  
 łączna wartość węgla: 1 455,9 mln PLN,  
 łączne koszty wybrania: 1 318,5 mln PLN,  
 Wynik operacyjny: 137,4 mln PLN.

Rysunek 6.10 Wariant eksploatacji parceli "H" o najwyższym wyniku operacyjnym.

Źródło: opracowanie własne.



Azymut kierunku drążenia: 35°,  
 Bazowa długość ściany: 195 m,  
 Liczba ścian: 5,  
 łączna wartość węgla: 1 739,9 mln PLN,  
 łączne koszty wybrania: 2 029,3 mln PLN,  
 wynik operacyjny: -289,4 mln PLN.

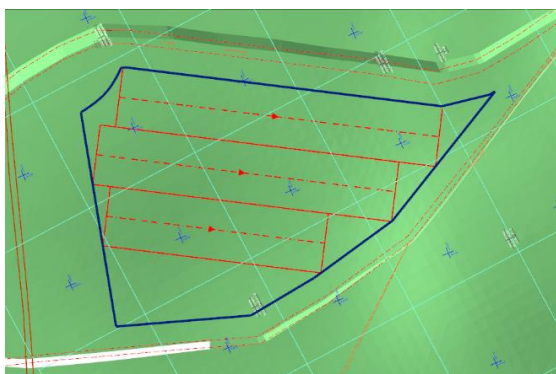
Rysunek 6.11 Wariant eksploatacji parceli „H” o najwyższej łącznej wartości węgla.

Źródło: opracowanie własne.

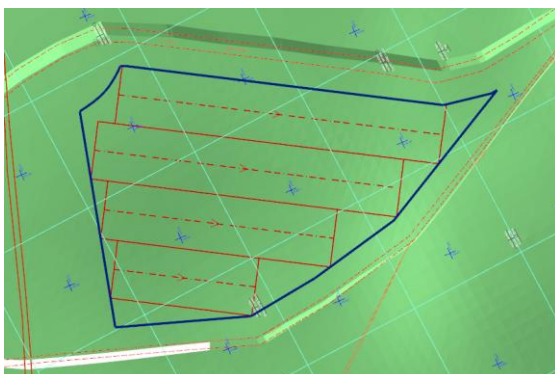
Wyniki obliczeń zmieniały się znacząco w zależności od przyjętych założeń rynkowych. Aby zobrazować wpływ ceny na sposób rozcięcia danej parceli (i ostatecznie

złoża), w przykładzie przeprowadzono analizę wrażliwości wyników dla parceli „H”. Wyniki analizy przedstawiono na rysunku 6.12 i zestawiono w tabeli 6.7.

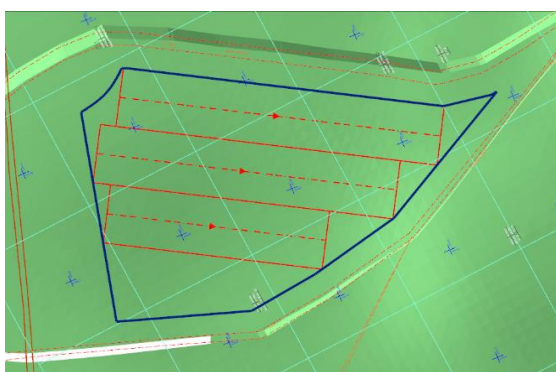
a) Cena surowca = 110%,120%,



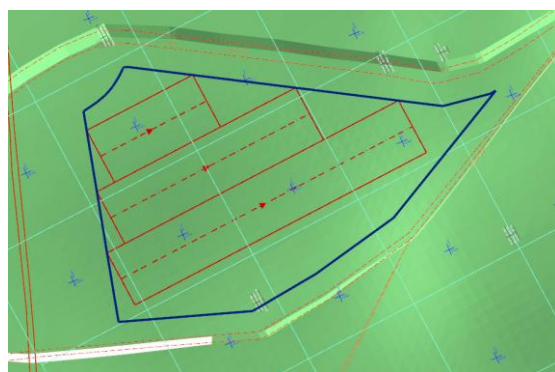
b) Cena surowca =130% , 140%, 150%



c) Cena surowca= 90% bazowej



d) Cena surowca = 80% ceny bazowej



Rysunek 6.12 Układy ścian w analizie wrażliwości wariantu na zmianę ceny surowca.

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.7 Zestawienie najlepszych wariantów eksploatacji parceli „H” przy zmianie ceny węgla w przedziale od -20% do +50% wartości bazowej.

| Wariant   | Azymut kierunku<br>wybiegu ścian [°] | Długość ścian<br>[m] | Liczba<br>ścian [-] | Szacowany wynik<br>operacyjny [mln PLN] |
|-----------|--------------------------------------|----------------------|---------------------|-----------------------------------------|
| Cena -20% | 0                                    | 250                  | 3                   | -165,6                                  |
| Cena -10% | 35                                   | 250                  | 3                   | -19,8                                   |
| Bazowy    | 35                                   | 250                  | 3                   | 137,4                                   |
| Cena +10% | 35                                   | 250                  | 3                   | 294,6                                   |
| Cena +20% | 35                                   | 250                  | 3                   | 451,8                                   |
| Cena +30% | 35                                   | 240                  | 4                   | 613,9                                   |
| Cena +40% | 35                                   | 240                  | 4                   | 793,8                                   |
| Cena +50% | 35                                   | 240                  | 4                   | 973,7                                   |

Źródło: opracowanie własne.

Kolejne etapy metodyki, a więc określenie wariantów bazy zasobowej oraz najlepszego scenariusza eksploatacji, a także moduł harmonogramowania produkcji i model uciążliwości złoża zostały opisane w rozdziale 7.

## 7 Wyznaczanie dynamicznej bazy zasobowej złoża „N”

Dzięki zastosowaniu opracowanego algorytmu możliwe było wstępne określenie najlepszego układu wyrobisk w każdej z potencjalnych parcel eksploatacyjnych. Oszacowany został również wynik operacyjny  $D_{op}^*$  i jednostkowy  $m_{op}^*$  dla każdej ściany i parceli. W rezultacie po uwzględnieniu wszystkich zasobów złoża „N” i zaplanowanych do eksploatacji parcel otrzymano 33 ściany wydobywcze o parametrach zaprezentowanych w tabeli 7.1. W tabeli tej zawarto również szacunki wyniku jednostkowego  $m_{op}^*$  i wartości dostępnego węgla przy odpowiednio ustalonej cenie.

Tabela 7.1 Wykaz ścian należących do najlepszych wariantów eksploatacji parcel złoża „N”.

| Ściana       | Azymut<br>wybiegu ścian<br>[°] | Długość ścian<br>[m] | Wynik operacyjny<br>ściany $D_{op}^*$<br>[mln PLN] | Wynik jedn.<br>ściany $m_{op}^*$<br>[PLN/Mg] | Wynik jedn.<br>wariantu $M_{op}^*$<br>[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, według algorytmu najkorzystniejsze wartości wyniku operacyjnego  $D_{op}^*$  uzyskały warianty zagospodarowania parceli, w których długość ścian odpowiadała górnej granicy przyjętego zakresu zmian. Takie układy pozwalały na ograniczenie kosztów eksploatacji poprzez zmniejszenie liczby wyrobisk przygotowawczych oraz wykonywanych instalacji i deinstalacji kompleksów ścianowych. Faworyzowanie ścian długich było wzmacniane przez przyjęte założenie, że postęp ścian jest niezależny od ich długości, co stanowi pewne uproszczenie. Aby zweryfikować uzyskane wyniki, wykonano test wyboru wariantu eksploatacji przy alternatywnej funkcji postępu. Przyjęto w nim odwrotnie proporcjonalną zależność postępu ściany od jej długości: wzrost długości ściany o 10% powodował spadek postępu o 5%. Wyniki tego testu pokazały, że choć wartości wyniku operacyjnego zmieniły się, to warianty wskazywane jako najkorzystniejsze nie uległy zmianie.

W konsekwencji wszystkich tych działań, dzięki określeniu  $D_{op}^*$  ścian możliwe było ich uszeregowanie i wybór tych, których włączenie do tworzonych dalej harmonogramów przynosiło pożądany efekt ekonomiczny. Eliminacja ścian o ujemnych wartościach wybranych zmiennych ekonomicznych powodowała naturalnie poprawę oceny ekonomicznej danego scenariusza.

### **7.1 Analiza wyników i ocena efektywności ekonomicznej wariantów eksploatacji**

Po wybraniu najlepszych wariantów układu ścian w każdej parceli złożyła, w module harmonogramu produkcji (środowisku Deswik.Sched) z konturów ścian stworzono zadania eksploatacyjne, przedstawione w środowisku graficznym w formie brył. W środowisku tym jedno zadanie eksploatacyjne odpowiadało odcinkowi 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 wyznaczone w algorytmie zaprezentowanym w rozdziale 6.5 uwzględniały stały postęp eksploatacji i uśredniały parametry jakości surowca dla całej ściany. Po przekształceniu obrysów w zadania harmonogramu, ponownie oszacowano wskaźniki ekonomiczne, co umożliwiło ich wyznaczenie z dokładnością do jednego zadania. Na tej podstawie możliwe było porównanie  $D_{op}^*$  i  $m_{op}^*$  oszacowanych w ramach poszczególnych parcel. Zaznaczyć należy, że na tym etapie wynik ekonomiczny nie

uwzględniał niektórych parametrów mogących podwyższać koszt eksploatacji, które zostały wprowadzone do obliczeń na kolejnych etapach. Na rysunku 7.1 przedstawiono  $m_{op}^*$  poszczególnych parcel wyznaczony przy pomocy autorskiego narzędzia, a na rysunku 7.2 wynik jednostkowy wyliczony ponownie po wprowadzeniu obrysów ścian do harmonogramu, z dokładnością do pojedynczego zadania.



Rysunek 7.1 Wynik jednostkowy  $m_{op}^*$  poszczególnych ścian – rezultat metody.  
Źródło: opracowanie własne.



Rysunek 7.2 Wynik jednostkowy  $m_{op}^*$  ścian wyznaczony w opracowanej metodzie (z dokładnością do zadania eksploatacyjnego).

Źródło: opracowanie własne.

Równocześnie zaznaczyć należy, że choć niektóre fragmenty wyrobisk ścianowych lub całe wyrobiska wykazywały ujemny wynik, to równocześnie parcele, jako układy wielu ścian, do których należały te wyrobiska, mogły w dalszym ciągu generować dodatni wynik jednostkowy. Ponadto, przedstawione na rys. 7.2 dla pojedynczych zadań wyniki jednostkowe były prawidłowe tylko przy założeniu eksploatacji całej ściany, do której należały (zaniechanie wybierania części ściany niekoniecznie poprawiało wynik z jej eksploatacji). Przedstawiona wizualizacja posłużyła analizie i weryfikacji przyjętych założeń.

## **7.2 Szacunki wielkości bazy zasobowej – warianty statyczne**

Dzięki zastosowaniu opracowanego algorytmu możliwe stało się określenie docelowego układu wyrobisk w każdej z potencjalnych parcel eksploatacyjnych i utworzenie zbioru ścian, których zasoby mogły zostać włączone do bazy zasobowej, co stanowiło istotę niniejszej pracy. Z uwagi na niejednoznaczność zagadnienia w dalszej części pracy przeprowadzono dyskusję nad sposobem wyznaczenia bazy zasobowej ze względu na przyjęte kryterium decyzyjne. Kryteriami wykorzystywanymi na tym etapie były:

1. wielkość możliwych do wybrania zasobów – maksymalizacja wielkości bazy zasobowej,
2. poziom wyniku operacyjnego – baza zasobowa przy maksymalnym sumarycznym wyniku dla scenariusza.

Na tej podstawie opracowano warianty bazy zasobowej w różny sposób wartościujące przyjęte kryteria:

### **Wariant 1. Efektywna Kopalnia (EK) – maksymalizacja zasobów.**

W tym wariantcie ze zbioru wszystkich ścian eksploatacyjnych te o najniższym wyniku jednostkowym  $m_{op}^*$  były kolejno wyłączone z bazy zasobowej tak długo, aż wynik jednostkowy na poziomie całej kopalni (złoża) osiągnął wartość dodatnią. W prezentowanym przykładzie osiągnięcie dodatniego wyniku na działalności operacyjnej nie wymagało usuwania żadnej ściany. Dlatego zbiór ścian włączonych do bazy zasobowej w ramach tego scenariusza był tożsamy z wynikami poprzedniego etapu i został przedstawiony na rysunku 7.2.

## Wariant 2. Efektywna Parcela (EP) – równoważenie kryteriów wysokości wyniku operacyjnego i wielkości bazy zasobowej.

W tym wariantcie za parcelę efektywną uznano taką, dla której całkowita wartość jednostkowego wyniku operacyjnego  $m_{op}^*$  była dodatnia. Z każdej parceli, począwszy od ściany o najniższym jednostkowym wyniku  $m_{op}^*$  usuwano kolejne ściany aż do osiągnięcia dodatniego wyniku jednostkowego dla całej parceli. Wyrobiska ścianowe uwzględnione w ramach tego wariantu zaprezentowano na rysunku 7.3. Choć nie wszystkie ściany poszczególnych parcel miały dodatni  $m_{op}^*$ , to średni  $m_{op}^*$  każdej z parcel był dodatni.



Rysunek 7.3 Ściany w wariantcie Efektywnej Parceli.

Źródło: opracowanie własne.

## Wariant 3. Efektywna Ściana (EŚ) – maksymalizacja jednostkowego wyniku operacyjnego.

W tym wariantcie do bazy zasobowej włączane były tylko te wyrobiska ścianowe, których indywidualny wynik jednostkowy był dodatni. Ściany uwzględnione w ramach tego wariantu przedstawiono na rysunku 7.4.



Rysunek 7.4 Ściany w wariantcie Efektywnej Ściany.

Źródło: opracowanie własne.

### 7.3 Harmonogramowanie eksploatacji dla wariantów bazy zasobowej

Na tym etapie, zgodnie z opracowaną metodą, do oceny wartości poszczególnych wariantów i wyznaczenia dynamicznej bazy zasobowej zastosowano analizę zdyskontowanych przepływów pieniężnych i miernik NPV poprzez uszeregowanie w czasie eksploatacji poszczególnych ścian i utworzenie harmonogramów eksploatacji oraz uwzględnienie ryzyka poszczególnych ścian, parcel i ostatecznie - scenariuszy.

Aby zbadać wpływ kolejności eksploatacji poszczególnych ścian i dalej parcel na wartość NPV danego scenariusza, dla każdego wariantu bazy zasobowej przygotowano trzy alternatywne scenariusze, w ramach których parcele były eksploatowane w różnej kolejności, z zachowaniem – tak jak poprzednio – zasad bezpiecznego prowadzenia eksploatacji systemem ścianowym. Z tego względu wszystkie ściany eksploatacyjne w danej parceli były wybierane bezpośrednio po sobie, co oznaczało, że kolejność eksploatacji w scenariuszach była ustalana na poziomie parcel, a nie pojedynczych ścian. Wyjątkiem były ostatnie parcele wybierane w danych scenariuszach, dla których dopuszczono eksploatację dwóch niesąsiadujących ze sobą ścian równocześnie, i dla których kolejność eksploatacji była ustalana indywidualnie. Dla każdego wariantu bazy zasobowej przygotowano:

- Scenariusz MAX-MIN, w którym założono wybieranie w kolejności od parceli o najwyższym jednostkowym wyniku operacyjnym do tej o najniższym,

- Scenariusz GRUPY, 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 był możliwie równy, a następnie układano harmonogram wybierając równolegle po jednej parceli, począwszy od tych o odpowiednio najwyższych wynikach jednostkowych.
- Scenariusz ŚREDNIE, w którym założono uśrednianie wyniku  $m_{op}^*$  poprzez równoległe wybieranie parceli o najwyższym i najniższym  $m_{op}^*$ , następnie przejście do parceli o drugim najniższym i odpowiednio najwyższym wyniku jednostkowym, a zakończenie eksploatacji na parceli opisanej medianą  $m_{op}^*$ .

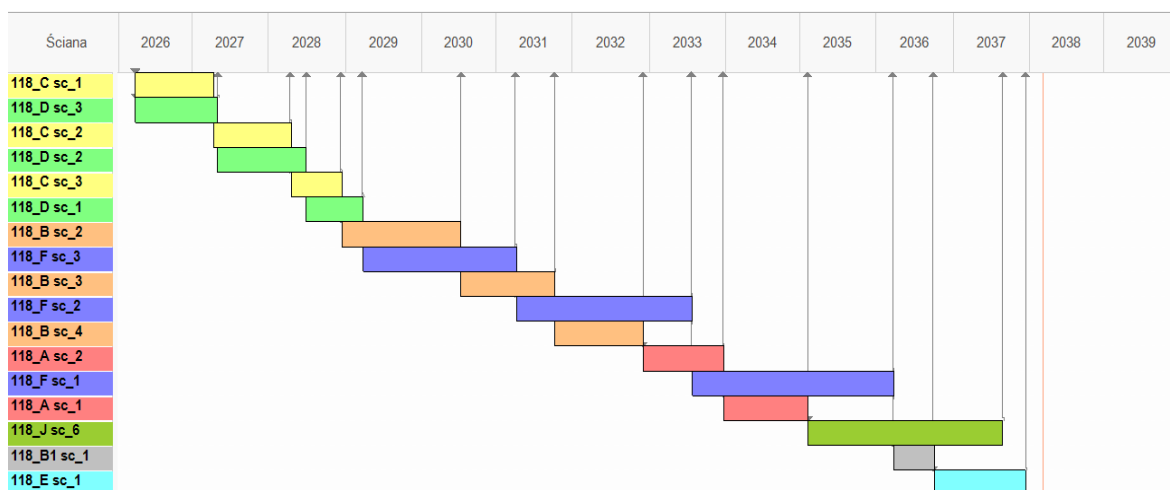
Projektowana eksploatacja zakłada utrzymanie wydobywania z dwóch ścian eksploatacyjnych równocześnie. Z tego względu z ostatnich lat scenariuszy usuwane były ściany, których ponad 75% zasobów byłaby wybierana bez drugiej ściany eksploatowanej równolegle, co miało by silnie negatywny wpływ na wyniki ekonomiczne scenariusza. W ten sposób powstało 9 scenariuszy eksploatacji. Kolejność wybierania parcel w poszczególnych scenariuszach została zestawiona w tabeli 7.2. Na rysunku 7.5 przedstawiono porównanie harmonogramów biegu ścian dla trzech scenariuszy wariantu Efektywna Ściana. Kolorami oznaczono poszczególne parcele złoża.

Tabela 7.2 Kolejność wybierania parcel w scenariuszach eksploatacji złoża „N”.

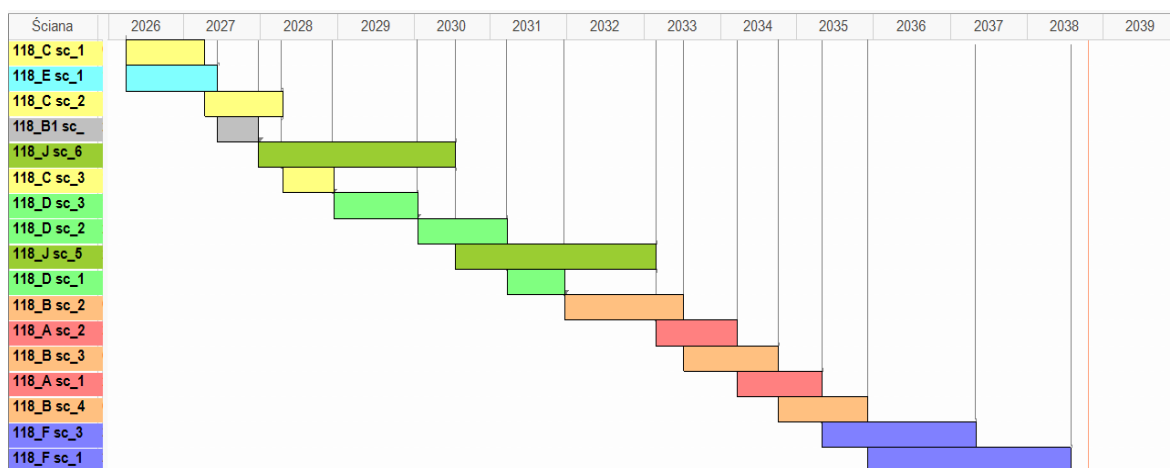
| Wariant bazy zasobowej | Scenariusz | Kolejność eksploatacji parcel           |
|------------------------|------------|-----------------------------------------|
| Efektywna Kopalnia     | MAX-MIN    | C → B → A → E → J<br>F → D → B1 → H → J |
|                        | GRUPY      | B → A → B1 → J<br>C → F → D → E → H     |
|                        | ŚREDNIE    | C → F → B → D → A<br>J → H → E          |
| Efektywna Parcela      | MAX-MIN    | C → B → A → B1 → E → J<br>F → D → J     |
|                        | GRUPY      | C → F → D → E<br>B → A → J → B1         |
|                        | ŚREDNIE    | C → F → B<br>E → B1 → J → A → D         |
| Efektywna Ściana       | MAX-MIN    | C → B → A → J<br>D → F → B1 → E         |
|                        | GRUPY      | C → D → F<br>B → A → J → B1 → E         |
|                        | ŚREDNIE    | C → D → B → F<br>E → B1 → J → A → F     |

Źródło: opracowanie własne.

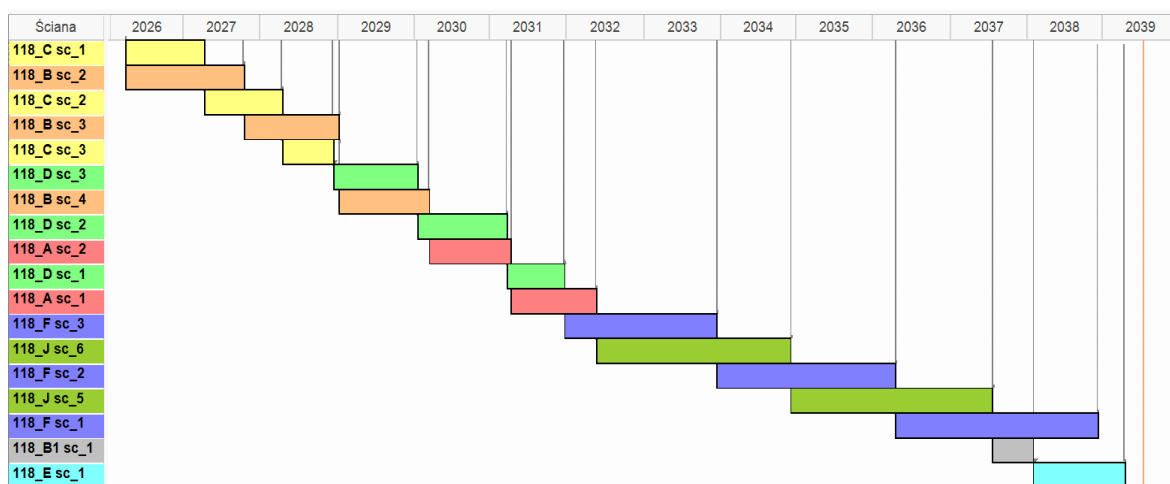
a) Scenariusz MAX-MIN



b) Scenariusz ŚREDNIE



c) Scenariusz GRUPY



Rysunek 7.5 Harmonogramy eksploatacji dla trzech wariantów bazy zasobowej scenariusza Efektywna Ściana.

Źródło: opracowanie własne.

Po ułożeniu ścian eksploatacyjnych w harmonogramy dla poszczególnych scenariuszy w narzędziu Deswik.Sched wyznaczono wartości poszczególnych wskaźników ekonomicznych, w szczególności wyniku operacyjnego (wartość sumaryczną i jednostkową), co pozwoliło na określenie ich zmienności w czasie. Następnie na ich podstawie wyznaczono wartości przepływów pieniężnych w kolejnych latach prowadzenia działalności. W tym celu dokonano korekty wyniku operacyjnego brutto w kolejnych latach projektu o podatek CIT (19%) wg formuły:

$$\begin{cases} \text{jeżeli } D_{op\_t}^* \geq 0, & CF_t = D_{op\_t}^* * 0,81 \\ \text{jeżeli } D_{op\_t}^* < 0, & CF_t = D_{op\_t}^* \end{cases} \quad (7.1)$$

gdzie:

- $CF_t$  – Przepływy pieniężne w roku  $t$  [PLN],
- $D_{op\_t}^*$  – Wynik operacyjny w roku  $t$  [PLN].

Zgodnie z założeniami opisanymi w rozdziale 6.4, korekty przepływów pieniężnych ze względu na amortyzację i nakłady inwestycyjne względnie równoważyły się w czasie (jak już wspomniano, w metodyce uwzględniono zasadniczo przepływy z tytułu działalności operacyjnej). Po zdyskontowaniu przepływów pieniężnych stopą procentową dostosowaną do ryzyka, dla poszczególnych scenariuszy wyznaczono NPV:

$$NPV = \sum_{t=0}^m \frac{CF_t}{(1 + WACC_t)^t} \quad (7.2)$$

gdzie:

- $NPV$  – Wartość zaktualizowana netto [PLN],
- $CF_t$  – Przepływy pieniężne w roku  $t$  [PLN],
- $WACC_t$  – stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka w roku  $t$  [-],
- $m$  – okres realizacji projektu (harmonogramu) [lata].
- $t$  – numer okresu (rok harmonogramu) [lata]

W procesie dyskontowania posłużono się zmienną stopą dyskontową, której dobór został opisany w kolejnym rozdziale.

#### 7.4 Stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka eksploatacji

Aby oszacować wpływ warunków geologicznych i górniczych oraz zagrożeń naturalnych na przepływy pieniężne scenariuszy, opracowana została metoda kwantyfikacji ryzyka [74] wykorzystująca model uciążliwości warunków eksploatacji [171].

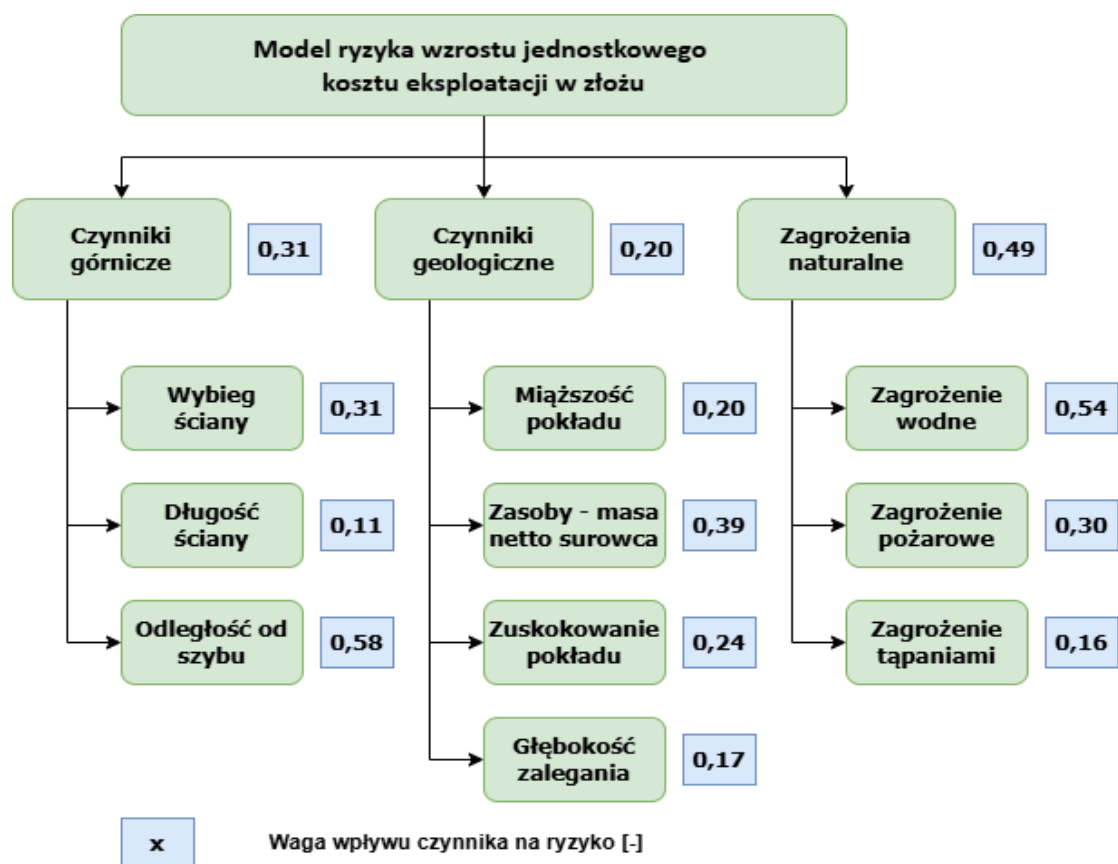
Metoda ta bazuje na wielokryterialnym modelu decyzyjnym AHP (*Analytic Hierarchy Process*). W ramach metody tworzony jest model oceny ryzyka, mający wielopoziomową strukturę hierarchiczną. Na poziomie pierwszym znajduje się cel główny rozważanego problemu. Kolejne poziomy zawierają czynniki składowe problemu – kryteria decyzyjne, a na najniższym poziomie zebrane są warianty decyzyjne. W przypadku zastosowanego modelu głównym celem oceny był poziom ryzyka wzrostu jednostkowych kosztów eksploatacji.

Zastosowane w modelu kryteria zostały wybrane spośród listy potencjalnych czynników mających wpływ na ryzyko wzrostu kosztów na podstawie kolejno:

- analizy zmienności czynników – czynniki jednorodne w zbiorze danych nie pozwalają na różnicowanie obiektów ocenianych modelem, więc są wykluczane,
- analizy eksperckiej istotności wpływu kryteriów na oceniane obiekty,
- analizy korelacji – w wypadku silnych korelacji między kryteriami zachowywany jest ten uznany za mający największy wpływ,
- regresji segmentowej – polegającej na rekurencyjnej analizie statystycznej zależności między zmienną zależną (kosztem eksploatacji) a kryteriami decyzyjnymi, i kolejnym odrzucaniu czynników o najmniejszej istotności aż do momentu, gdy model zawiera jedynie czynniki istotne statystycznie.

Wagi wpływu poszczególnych kryteriów na poziom ryzyka określono na dziewięciostopniowej skali z udziałem ekspertów, porównując poszczególne czynniki parami między sobą na każdym poziomie struktury hierarchicznej. Następnie wyniki porównań zebrano w macierzach, a względną wagę wpływu kryteriów na zmienną zależną określiły znormalizowane wektory własne macierzy porównań, nazywane wektorami priorytetu. Wpływ poszczególnych czynników ryzyka na eksploatację wyrażono 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]. Został on wyznaczony dla całego złoża oraz

dla każdej ściany i parceli z osobna. Czynniki wybrane do modelu hierarchicznego oraz wagi ich wpływu na ryzyko wzrostu kosztów przedstawiono na rysunku 7.6.



Rysunek 7.6 Model ryzyka wzrostu jednostkowego kosztu eksploatacji w złożu „N”.

Źródło: opracowanie własne.

W celu uwzględnienia ryzyka w szacowaniu wyniku ekonomicznego scenariusza wykorzystane zostały zależności między wskaźnikiem ryzyka  $RF$ , ryzykiem projektowym  $R_p$  i średnim ważonym kosztem kapitału WACC. Kulpa [74] wykazał, że przy pewnym uogólnieniu ważony koszt kapitału (WACC) zależny od ryzyka projektowego może być wyrażony wzorem:

$$WACC = KKW + KKO = A * (\beta(R_p) + r_f) + (1 - A) * (r_f + R_p + Z) \quad (7.3)$$

gdzie:

- KKW – koszt kapitałów własnych [%],
- KKO – koszt kapitałów obcych [%],
- $\beta$  – miara ryzyka systematycznego danego aktywu, czyli jego zmienności w porównaniu do całego rynku [%],
- $R_p$  – ryzyko specyficzne projektu [%],

- $r_f$  – rynkowy ekwiwalent ryzyka niezdywersyfikowanego (otoczenia), które może być wyrażone, np. stopą WIBOR [%], lub dla projektów średnio- i długoterminowych – oprocentowaniem obligacji Skarbu Państwa, o odpowiednim terminie zapadalności [%],
- $Z$  – Zysk instytucji finansującej [%].
- $A$  – Udział kapitału własnego w finansowaniu projektu [%],
- $1 - A$  – Udział kapitału obcego w finansowanie projektu [%].

Na drodze przekształceń wzoru 7.3 możliwe jest wyrażenie ryzyka projektowego jako:

$$Rp = \frac{WACC - Z \cdot (1 - A) - r_f}{(A \cdot \beta + 1 - A)} \quad (7.4)$$

Względną różnicę wskaźnika  $RF$  między poszczególnymi ścianami i parcelami złoża wyrażono wzorem:

$$\delta_i = \frac{(RF_i - RF_c)}{RF_c} \quad (7.5)$$

gdzie:

- $\delta_i$  – względna różnica wskaźnika  $RF$  [%],
- $RF_i$  – wskaźnik ryzyka oszacowany dla ścian (parceli) [-],
- $RF_c$  – wskaźnik ryzyka oszacowany dla złoża [-].

Znając wartości wskaźnika  $RF$  dla poszczególnych ścian eksploatacyjnych możliwe było wyrażenie wzorem 7.5 ryzyka specyficznego dla ściany, parceli, scenariusza:

$$Rp_i = Rp (1 + \delta_i) \quad (7.6)$$

gdzie:

- $Rp_i$  – specyficzne ryzyko projektowe dla pojedynczej ściany [%],
- $Rp$  – specyficzne ryzyko projektu [%],
- $\delta_i$  – względna różnica wskaźnika  $RF$  [%].

W ramach opracowanej metody, po przyjęciu średniego  $WACC$  dla złoża „N” na poziomie 10% wyznaczono składowe  $WACC_i$  dla każdej ze ścian i parcel złoża. Po zważeniu poszczególnych  $WACC_i$  ścian ich udziałem w wydobywaniu w kolejnych latach analizowanych scenariuszy eksploatacji, dla każdego z nich utworzono strukturę zmiennej w czasie stopy dyskontowej  $WACC_t$  dostosowanej do ryzyka, która w pracy była wykorzystywana do wyznaczenia NPV scenariuszy.

## 7.5 Scenariusze eksploatacji złoża „N”

Jak już wiemy, dynamiczna baza zasobowa złoża „N” została określona poprzez zastosowanie opracowanej metody w ujęciu scenariuszowym (opracowano 9 scenariuszy), które zostały zaprezentowane w tabeli 7.3 oraz w załączniku nr 1. Tabela 7.3 zawiera zbiorcze wartości podstawowych parametrów ekonomicznych wyróżnionych scenariuszy (załącznik nr 1 zawiera szczegółowe projekcje wybranych zmiennych technicznych i ekonomiczno-finansowych wyodrębnionych scenariuszy).

Należy podkreślić, że przedstawione w poniższej tabeli wartości wyniku operacyjnego różnią się w scenariuszach od tych wyznaczonych dla wariantów statycznych. Wynika to z umieszczenia poszczególnych ścian w harmonogramach eksploatacji o różnych okresach realizacji, które przełożyły się na odmienne od założonych w wariantach statycznych sumaryczne koszty operacyjne zakładu.

Tabela 7.3 Parametry ekonomiczne scenariuszy eksploatacji złoża „N”.

| Scenariusz        | Liczba ścian | Wielkość bazy zasobowej | Wynik operacyjny | Przepływy pieniężne | Wynik jednostkowy po opodatkowaniu | Czas trwania projektu | NPV           |
|-------------------|--------------|-------------------------|------------------|---------------------|------------------------------------|-----------------------|---------------|
|                   | -            | mln Mg                  | mln PLN          | mln PLN             | PLN/Mg                             | lata                  | mln PLN       |
| <b>EK-MAX-MIN</b> | 33           | 47,76                   | -58,74           | -194,70             | -4,08                              | 22                    | <b>159,60</b> |
| <b>EK-GRUPY</b>   | 32           | 47,29                   | 242,99           | 134,21              | 2,84                               | 21                    | <b>186,44</b> |
| <b>EK-ŚREDNIE</b> | 31           | 45,65                   | 137,46           | 49,64               | 1,09                               | 21                    | <b>115,76</b> |
| <b>EP-MAX-MIN</b> | 21           | 31,13                   | 505,82           | 392,70              | 12,61                              | 14                    | <b>240,27</b> |
| <b>EP-GRUPY</b>   | 22           | 33,91                   | 523,25           | 405,65              | 11,96                              | 15                    | <b>255,69</b> |
| <b>EP-ŚREDNIE</b> | 21           | 32,97                   | 529,12           | 419,16              | 12,71                              | 15                    | <b>224,54</b> |
| <b>EŚ-MAX-MIN</b> | 17           | 27,44                   | 474,58           | 357,90              | 13,04                              | 12                    | <b>243,22</b> |
| <b>EŚ-GRUPY</b>   | 18           | 30,25                   | 398,02           | 268,62              | 8,88                               | 14                    | <b>257,41</b> |
| <b>EŚ-ŚREDNIE</b> | 17           | 27,58                   | 160,28           | 72,77               | 2,64                               | 13                    | <b>138,63</b> |

Źródło: opracowanie własne.

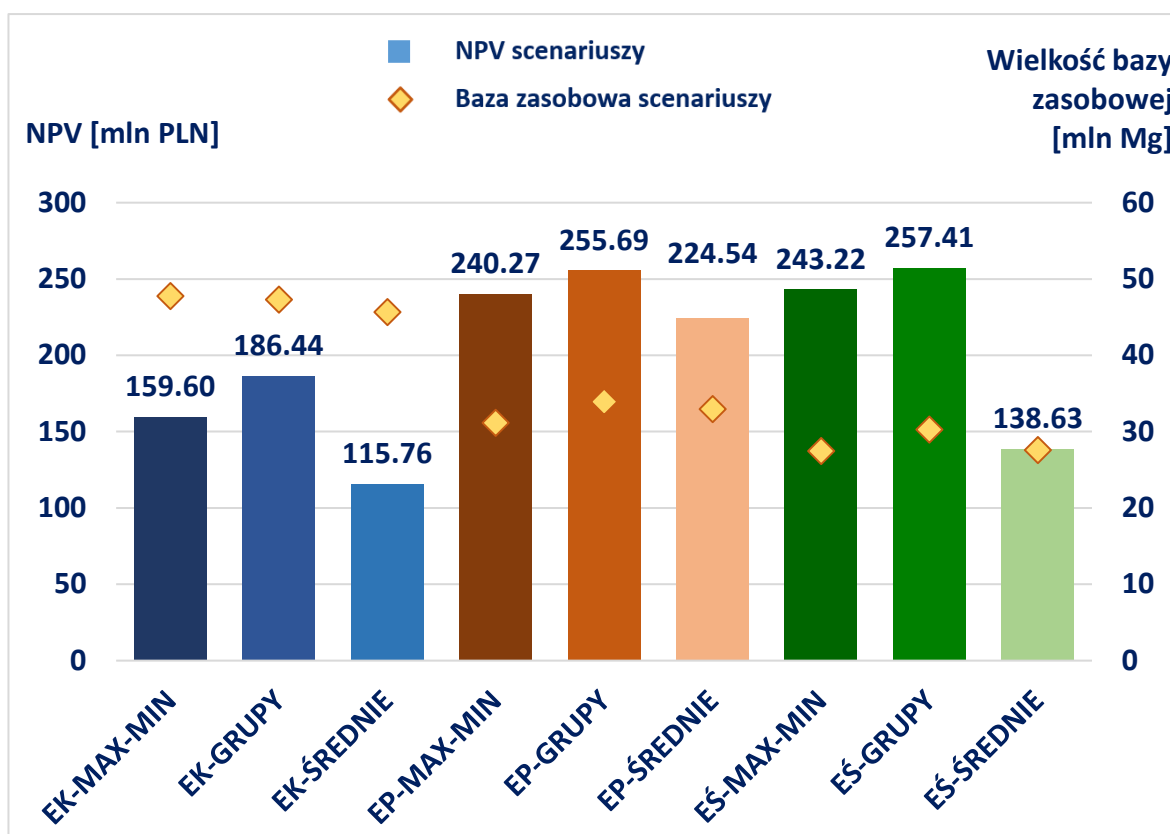
Czas realizacji analizowanych scenariuszy wyniósł od 12 do 22 lat. Wydobyte węgla netto w scenariuszach w latach eksploatacji dwoma ścianami wyniosło od 2 020 do 2 560 tys. Mg/r (średnia 2 329 tys. Mg/r). Różnice w wydobywaniu mogły być wynikiem rozbieżności w miąższościach ścian eksploatowanych w kolejnych latach i związanych z nimi zmian

w postępie eksploatacji. Wydobycie brutto w poszczególnych latach było od 12,7% do 16,8% większe od wydobycia netto (średnio o 14,0%).

Roczne koszty całkowite eksploatacji w złożu „N” w okresach wydobycia dwoma ścianami wynosiły od 842,6 do 980,3 mln PLN (średnio 899,8 mln PLN). Wartość wybieranego węgla w okresach najintensywniejszej eksploatacji wynosiła od 777,8 do 1 070,4 mln PLN/r (średnio 935,6 mln PLN/r).

Eksploatacja złoża „N” została zaprojektowana w systemie dwóch ścian eksploatacyjnych biegnących równocześnie. Aby utrzymać założoną koncentrację wydobycia ze scenariuszy w procesie tworzenia harmonogramów usuwane były wyrobiska ulokowane w końcowych okresach, które inaczej byłyby eksploatowane jako jedyne ściany w danym okresie. Dlatego wielkość bazy zasobowej różniła się między scenariuszami, w tym należącymi do tego samego wariantu bazy. Zmiana kolejności eksploatacji poszczególnych parcel i ścian spowodowała ponadto zmianę czasu potrzebnego na szczypanie złoża, co miało znaczący wpływ na koszty eksploatacji. Łączne wartości surowca w wariantcie Efektywna Kopalnia wynosiły od 18,1 do 18,9 mld PLN, dla wariantu Efektywna Parcela od 12,6 do 13,7 mld PLN, a w wariantcie bazy Efektywna Ściana od 11,1 do 12,2 mld PLN. Łączne koszty wynosiły od 10,6 mld PLN dla scenariusza EŚ-MAX-MIN, do 19,0 mld PLN dla scenariusza EK-MAX-MIN. Scenariusze MAX-MIN miały koszty średnio o 5,37% niższe od odpowiadających im wariantami bazy zasobowej scenariuszy GRUPY i o 1,2% niższe od scenariuszy ŚREDNICH.

Przyjęta kolejność eksploatacji poszczególnych wyrobisk przełożyła się na różny czas oddziaływania czynników ryzyka, z czego wynikły różnice w wartościach stopy dyskontowej  $WACC_i$  wykorzystanej do wyznaczenia NPV poszczególnych scenariuszy. Obliczone wartości NPV poszczególnych scenariuszy przedstawiono na rysunku 7.7.



Rysunek 7.7 Wielkości bazy zasobowej oraz NPV dla analizowanych scenariuszy.  
Źródło: opracowanie własne.

Na wykresie widoczna jest zależność NPV dla poszczególnych scenariuszy, wynikająca z kolejności eksploatacji poszczególnych parcel. NPV wszystkich zaproponowanych scenariuszy jest dodatnia, jednak scenariusze Efektywnej Kopalni wykazują średnio o 35,91% mniejszą NPV od scenariuszy Efektywnej Parceli i o 27,76% mniejszą od scenariuszy Efektywnej Ściany.

Analiza wyodrębnionych wariantów bazy zasobowej ukazuje, w jakim zakresie dostępne zasoby ulegają zmianie w zależności od przyjętych kryteriów optymalizacyjnych. Wariant Efektywnej Kopalni (EK), nastawiony na maksymalizację bazy zasobowej, pozwala na wygenerowanie dodatniego wskaźnika NPV, jednak balansuje na granicy opłacalności. Z kolei wariant Efektywnej Parceli (EP) wskazuje na stabilną eksploatację, gwarantującą wyraźnie dodatnie przepływy, przy relatywnie wąskim rozrzucie wyników. Wariant Efektywnej Ściany (EŚ) reprezentuje podejście najbardziej zintensyfikowane, oparte na selektywnej eksploatacji wyłącznie najbardziej rentownych frontów. Choć krótkoterminowo pozwala to na osiągnięcie najwyższej rentowności, w zaprezentowanym przykładzie obliczeniowym widoczne są trudności w budowie spójnego harmonogramu w końcowej fazie projektu.

Analiza przepływów pieniężnych w czasie (załącznik 1) pozwala zauważyć, że przepływy pieniężne scenariuszy w końcowych okresach eksploatacji prowadzonej tylko jedną ścianą są silnie ujemne, co obniża wartość całych scenariuszy. Ten poziom wydobycia nie wystarcza, by zrównoważyć koszty utrzymania zakładu górniczego. Warto przy tym zaznaczyć, że w scenariuszach o najdłuższym horyzoncie czasowym podwyższona stopa dyskontowa w naturalny sposób umniejsza wagę tych schyłkowych strat, przez co zdyskontowana wartość NPV może przewyższać sumę niezdyskontowanych przepływów pieniężnych (jak w wariancie EK-MAX-MIN). Potwierdza to potrzebę interpretowania metody NPV łącznie z analizą przepływów skumulowanych. Z tego względu, pomimo że scenariusze typu GRUPY wykazują średnio wyższe NPV, wśród zaproponowanych sposobów dobierania kolejności eksploatacji nie można wskazać jednoznacznie najlepszego. Wyznaczona w metodzie wartość NPV scenariuszy jest silnie zależna od tego, czy odpowiadający im harmonogram pozwala na utrzymanie koncentracji wydobycia przez cały okres realizacji. Należy przy tym zaznaczyć, że koszty scenariuszy, w których w ostatnich latach eksploatacja była prowadzona jedną ścianą, mogą być zawyżone. Zakłady górnicze, mając zaplanowaną redukcję wydobycia i przygotowując się do fazy likwidacji, mogą podejmować działania mające na celu obniżenie kosztów utrzymania infrastruktury, takie jak redukcja sieci wentylacyjnej, czy obniżenie zatrudnienia w działach odpowiadających za utrzymanie zakładu, czego model nie uwzględniał.

Z przedstawionych obliczeń wynika, że dla wszystkich wariantów bazy zasobowej, przy zastosowaniu odpowiedniego harmonogramu eksploatacji, wskaźnik NPV jest dodatni, co w rozumieniu opracowanej metody oznacza, że baza zasobowa złoża „N” w przyjętych warunkach odpowiada wielkości najzasobniejszego z dopuszczalnych scenariuszy i wynosi 47,8 mln Mg, a wystarczalność zasobów złoża sięga 22 lat.

## 8 Podsumowanie i wnioski

Poziom wydobycia węgla kamiennego w Polsce maleje, a polityka energetyczna państwa oraz Unii Europejskiej kładą nacisk na zmniejszanie udziału węgla jako surowca energetycznego. Porównanie prognozowanego zapotrzebowania na węgiel z bilansem zasobów węgla pozwala na wnioskowanie, że przy obecnie panujących trendach około 75% zasobów uznawanych obecnie za przemysłowe nie zostanie wyeksploatowanych 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 granicznych wartości parametrów definiujących złoża, 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 zasoby przemysłowe, ale sposób ich wyznaczania bazuje przede wszystkim na przesłankach górniczych, uwzględniając kryteria finansowe jedynie w sposób drugorzędny.

Koszty transformacji mogą być obniżone poprzez dostosowanie strategii wydobycia w kopalniach do bieżącej sytuacji rynkowej i realizację harmonogramów eksploatacji w sposób dostosowany 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, co ma miejsce, ale znaczenie kryteriów ekonomicznych niejednokrotnie na tym etapie jest bagatelizowane. Dlatego implementacja metod wspierania podejmowania decyzji zarządczych w zakładach górniczych dotyczących przygotowania harmonogramów eksploatacji może przynieść wymierną korzyść ekonomiczną. W procesie tym, w kopalniach

należących do największych światowych spółek zajmujących się wydobywaniem, 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, a także usprawniają przygotowywanie scenariuszy eksploatacji. Trzeba jednak dodać, że ich wykorzystanie w polskich przedsiębiorstwach górniczych jest ograniczone do roli drugorzędowej – do przygotowywania harmonogramów biegu ścian i drążenia wyrobisk chodnikowych najczęściej używane są arkusze kalkulacyjne MS Excel.

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 w zakresie 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 i harmonogramów.

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 oraz 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 lub zatrudnienia. 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 są 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 ściany, 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 określane są wielkość i wartość możliwych do wydobywania zasobów, koszty wybrania parceli, a na ich podstawie – wynik operacyjny i wynik jednostkowy. Wynik 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 wyniku przeliczonego na jednostkę zasobów, który jest szacowany przy uśrednieniu kolejno na kopalnię, parcelę i ścianę,
- 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 wynikach jednostkowych do tych o najniższych. W scenariuszach oznaczonych jako ŚREDNIE pierwsze wydobywane są parcele o najwyższym i najniższym wyniku jednostkowym, a następnie kolejne w taki sposób, by średni wynik jednostkowy eksploatowanych parcel utrzymywał możliwie stabilny poziom. W scenariuszach GRUPY parcele zostały podzielone na dwie grupy tak, by ich łączny

szacowany czas eksploatacji był zbliżony, a następnie eksploatowano równolegle po jednej parceli z każdej grupy, w kolejności malejącego wyniku jednostkowego. Na tej podstawie 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 bazie zdyskontowanych przepływów pieniężnych w poszczególnych scenariuszach określana jest NPV. Na tej podstawie dokonuje się wyboru scenariusza maksymalizującego wartość zadanego kryterium – NPV lub wielkości wydobywalnych zasobów.

Działanie opracowanej metody zostało zweryfikowane poprzez jej zastosowanie na przykładzie złoża węgla kamiennego „N”. Było to złożo jeszcze nie rozcięte i nie zagospodarowane, przylegające do kopalni macierzystej. W złożu tym stwierdzono 47,8 mln Mg węgla możliwego do wydobycia przy NPV większej od zera. Na tej podstawie stwierdzono, że maksymalna wielkość bazy zasobowej tego złoża wynosi właśnie tyle, przy założeniu stabilnego poziomu wydobycia jednocześnie dwoma ścianami. W konsekwencji wyliczono, że okres stabilnej eksploatacji tego złoża wynosi 22 lata. Scenariusz ten jest najkorzystniejszy w przypadku, gdy priorytetem dla przedsiębiorcy jest zapewnienie stabilnej podaży surowca w długiej perspektywie. Należy jednak zauważyć, że przy eksploatacji całkowitych zasobów tego złoża w wariantcie „Efektywnej Kopalni” wynik jednostkowy jest ujemny, co oznacza, że jest on wysoce wrażliwy na zmiany warunków rynkowych oraz górniczo-geologicznych. Warto również 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 129%.

Uzyskane wyniki wskazują na potrzebę zmiany podejścia do planowania produkcji w krajowym górnictwie: z dążenia do maksymalnego szczyrpania złoża na rzecz eksploatacji ściśle uzasadnionej ekonomicznie. W warunkach rynkowych celowe pozostawienie w górotworze najmniej rentownych, brzeżnych partii złoża często warunkuje zachowanie opłacalności całego przedsiębiorstwa. Jest to szczególnie ważne w schyłkowej fazie funkcjonowania kopalni, w której przy wysokich kosztach stałych sztuczne przedłużanie

wydobycia pojedynczą ścianą w celu wybrania reszty zasobów może szybko pochłonąć zyski wypracowane w latach optymalnej koncentracji produkcji. Z tego względu prezentowana metoda powinna znajdować zastosowanie przede wszystkim na wczesnych etapach oceny inwestycji, takich jak sporządzanie studiów wykonalności oraz opracowywanie Projektów Zagospodarowania Złożeń, a także podczas cyklicznych aktualizacji długoterminowych strategii funkcjonowania kopalń, pomagając w racjonalnym zdefiniowaniu końcowych granic opłacalnej eksploatacji.

Ponadto przykład złoża „N” wykazał dodatnie NPV wyłącznie w okresach, w których utrzymywano koncentrację wydobywania. Występujące w końcowych latach scenariuszy okresy wydobywania jedną ścianą wykazały silnie ujemne wartości przepływów pieniężnych. Na tej podstawie można wnioskować, że dobieranie kolejności eksploatacji pod kątem utrzymywania przyjętego trendu wyniku jednostkowego ma istotny wpływ na NPV. Przykład obliczeniowy wskazał, że najwyższe NPV jest osiągane przy budowie scenariusza metodą GRUPY. Tym niemniej jednoznaczne określenie, który z zaproponowanych sposobów układania harmonogramów wydobywania jest najlepszy, wymaga przeprowadzenia testów na większej grupie złóż. Należy zauważyć, że budowanie odporności harmonogramu na zmiany warunków może być równie istotne, co dążenie do jego teoretycznego optimum. Z uwagi na obiektywną trudność w precyzyjnym dotrzymaniu planu w warunkach niepewności geologicznej, uzasadnione może być preferowanie wariantów uwzględniających rezerwy zasobów wykorzystywanych przy zaburzeniach ciągłości harmonogramu. Pozwalają one na osiągnięcie zadowalającego efektu ekonomicznego nawet w przypadku wymuszonych zmian w sekwencji wybierania ścian.

Przy stosowaniu metody do wyznaczania najlepszego ekonomicznie wariantu rozcięcia parceli eksploatacyjnej systemem ścianowym w większości przypadków najkorzystniejsze były układy ścian o możliwie najdłuższych frontach. Zależność ta utrzymywała 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 koncentracji wydobywania możliwej do uzyskania w pojedynczej ścianie eksploatacyjnej. Przeprowadzona analiza wrażliwości wskazuje jednak, że trend ten nie utrzymuje się jedynie, gdy cena węgla kamiennego w niewielkim stopniu przewyższa jednostkowe koszty eksploatacji.

W pracy pozytywnie zweryfikowano 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 wyznaczana jest bowiem w kontekście zmienności warunków geologicznych i górniczych, jakości kopaliny, a także zmienności warunków cenowych i kosztowych. Wartość naukową przedstawia również rozwiązanie informatyczne – narzędzie służące do optymalizacji rozcięcia parceli i optymalizacji parametrów geometrycznych ścian zgodnie z zadanymi kryteriami. Za wartościową uznać można również koncepcję scenariuszowego i wielowariantowego podejścia do szacowania dynamicznej bazy zasobowej, w którym uzyskana wiedza stanowi istotny wkład w proces zarządzania złożem, a w szczególności – sposobem jego eksploatacji.

Nowym i wartościowym rozwiązaniem, szczególnie w zakresie metod oceny górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych, jest wykorzystanie cyfrowego modelu złoża i narzędzi do harmonogramowania produkcji. Umożliwiają one wieloaspektową wizualizację różnych cech złoża przekładających się następnie na ogólny poziom ryzyka eksploatacji. W metodzie używana jest autorska koncepcja alokacji kosztów przedsiębiorstwa górniczego, w odniesieniu do szacowania kosztów pojedynczej ściany, parceli oraz całego złoża. Wychodzi ona od ujęcia procesowego, które pozwala uwzględnić zarówno koszty procesów głównych i pomocniczych jak i 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 wartością uzyskanej dla danego scenariusza NPV.

Opracowana metoda stanowi punkt wyjścia 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 zastosowanie wariantów eksploatacji ścianami o zróżnicowanych długościach,
- analiza możliwości wyznaczania dynamicznej bazy zasobowej złoża z punktu widzenia przedsiębiorstwa zarządzającego wieloma zakładami górnictwami przy odniesieniu wyznaczonych wyników ekonomicznych do tych osiągniętych w innych złożach.

Podsumowując, należy stwierdzić, że opracowana metoda stanowi odpowiedź 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 górnictwami, mających wyznaczony na mocy Umowy Społecznej termin zamknięcia, do określenia najbardziej korzystnego wariantu eksploatacji. Metoda wskazuje zarówno zasoby, które są możliwe do wybrania w określonym czasie, jak i scenariusze pozwalające na maksymalizację efektu ekonomicznego.

Przedstawiona metoda jest przede wszystkim zaawansowanym narzędziem wspomagania decyzji. Jej wyniki zawsze podlegają analizie w ściśle określonym kontekście charakterystyki danego zakładu górnictwami oraz uwarunkowań samego złoża. Prognozowane efekty ekonomiczne ukształtują się odmiennie w sytuacji, gdy analizowane złoże stanowi główny obszar eksploatacji samodzielnej kopalni, a inaczej, gdy jest ono jedynie polem przyległym, w przypadku którego koszty stałe utrzymania infrastruktury i administracji zakładu rozkładają się proporcjonalnie również na inne partie kopalni.

Biorąc pod uwagę fakt, że polski sektor energetyczny bazuje na współpracy ze spółkami górnictwami Skarbu Państwa, odpowiedź na pytanie o najlepszy scenariusz eksploatacji złoża węgla kamiennego jest złożona. Nie powinna ona być udzielana bez

uwzględnienia innych zagospodarowanych i perspektywicznych złóż. W warunkach określonego popytu na węgiel kamienny oraz planu wygaszania kolejnych zakładów górniczych wybór scenariusza eksploatacji, określenie efektów ekonomicznych, jak i wyznaczenie wielkości zasobów dostępnego w krajowej bazie surowca powinny uwzględniać wyniki osiągnięte również w innych zakładach górniczych ocenionych w ten sam sposób. 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 rozwiązania, które opierałoby się na ekonomicznym potencjale zasobów poszczególnych kopalń w szacowaniu wielkości bazy zasobowej złóż i pozwoliło na maksymalizację łącznych efektów na poziomie całego sektora. Ta perspektywa wskazuje kierunek dalszych prac badawczych autora.

## 9 Literatura

- [1] J. Kicki i in., „Górnictwo węgla kamiennego w Polsce. Raport 2024”, IGSMiE PAN, Kraków, 2026.
- [2] „Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2025”, Państwowy Instytut Geologiczny - PIB, Warszawa, 2026.
- [3] „Polityka Energetyczna Polski do 2040 r.” Ministerstwo Klimatu i Środowiska, 2021.
- [4] „Krajowy Plan w Dziedzinie Energii i Klimatu do 2030 r. z perspektywą do 2040 r.” Ministerstwo Energii, 2026.
- [5] 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, 2025, doi: 10.3390/en18226021.
- [6] 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.
- [7] A. M. Newman, E. Rubio, R. Caro, A. Weintraub i K. Eurek, „A review of operations research in mine planning”, *Interfaces*, t. 40, nr 3, s. 222–245, 2010, doi: 10.1287/inte.1090.0492.
- [8] 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.
- [9] 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, 2024, doi: 10.1177/25726668241281875.
- [10] R. Ranosz, „Wycena inwestycji z zabezpieczeniem ceny surowców za pomocą opcji”, *Inżynieria Mineralna*, t. 17, nr 2, s. 65–69, 2016.
- [11] „Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 1 lipca 2015 r. w sprawie dokumentacji geologicznej złoża kopaliny, z wyłączeniem złoża węglowodorów”. Dz.U. 2015 poz. 987.
- [12] 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 IGSMiE PAN*, nr 92, s. 37–55, 2016.
- [13] „Umowa Społeczna Dotycząca Transformacji Sektora Górnictwa Węgla Kamiennego oraz Wybranych Procesów Transformacji Województwa Śląskiego”. 2021. Dostęp:

- 3 sierpnia 2026. [Online]. Dostępne na: <https://solidarnoskatowice.pl/wp-content/uploads/2021/04/Umowa-Spoleczna.pdf>
- [14] P. Urbański, „Odpowiedź Państwowego Instytutu Geologicznego-Państwowego Instytutu Badawczego na zapytanie Stowarzyszenia Demagog dotyczące wystarczalności polskich zasobów węgla kamiennego i brunatnego”. 2025. Dostęp: 3 sierpnia 2026. [Online]. Dostępne na: [https://demagog.org.pl/wp-content/uploads/2025/01/Odpowiedz\\_wegiel-demagog-1.pdf](https://demagog.org.pl/wp-content/uploads/2025/01/Odpowiedz_wegiel-demagog-1.pdf)
- [15] „Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. - Prawo geologiczne i górnicze”. Dz.U. 2011 nr 163 poz. 981.
- [16] M. Kopacz, „The use of statistical distributions of coal seams thickness for forecasting the amount of operational coal reserves”, *Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN*, t. 92, s. 57–74, 2016.
- [17] 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, 2021, doi: 10.1007/s11053-021-09928-z.
- [18] M. Nieć, *Metodyka Dokumentowania Złóż Kopalin Stałych*, t. 4. Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2012.
- [19] CRIRSCO. Dostęp: 26 sierpnia 2026. [Online]. Dostępne na: <https://crirSCO.com/about-us/>
- [20] 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.
- [21] 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, 2016, doi: 10.1016/j.jclepro.2016.08.149.
- [22] UNECE, *United Nations Framework Classification for Resources, Update 2019*. ECE Energy Series nr 62, 2020. Dostęp: 26 sierpnia 2026. [Online]. Dostępne na: [https://unece.org/fileadmin/DAM/energy/se/pdfs/UNFC/publ/UNFC\\_ES61\\_Update\\_2019.pdf](https://unece.org/fileadmin/DAM/energy/se/pdfs/UNFC/publ/UNFC_ES61_Update_2019.pdf)
- [23] M. B. Revuelta, *Mineral Resources: From Exploration to Sustainability Assessment*. w Springer Textbooks in Earth Sciences, Geography and Environment. Cham: Springer, 2018. Dostęp: 5 czerwca 2026. [Online]. Dostępne na: <http://www.springer.com/series/15201>
- [24] 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, 2019, doi: 10.1016/j.resourpol.2019.101450.

- [25] 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, 2003, doi: 10.1057/palgrave.jors.2601492.
- [26] J. Mucha, M. Nieć, M. Wasilewska, E. J. Sobczyk i P. Saługa, *Dokładność szacowania zasobów węgla kamiennego jako element oceny ryzyka inwestycyjnego*. Kraków: Wydawnictwo AGH 2007.
- [27] W. Naworyta, „Zastosowanie symulacji geostatystycznej w procesie analizy złoża pod kątem jego eksploatacji - przypadek złoża antropogenicznego.”, *Górnictwo Odkrywkowe*, t. 56, nr 2, 2015.
- [28] 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, 2020, doi: 10.1016/j.ejor.2019.12.014.
- [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*, t. 74, nr 3, s. 623–636, 2023, 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, 2020, doi: 10.1016/j.resourpol.2020.101711.
- [31] K. Krupa, *Modelowanie, symulacja i prognozowanie*. Warszawa: Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, 2016.
- [32] A. Dyczko, D. Kołomański i I. Kowalczyk, „Modelowanie blokowe skał stropowych pokładów węgla LW Bogdanka SA”, *Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN*, t. 92, nr 12, 2016.
- [33] M. Twardowski, P. Hoffmann i D. Mróz, „Modelowanie budowy geologicznej z użyciem pseudoprob na przykładzie złoża rud Cu-Ag Głogów Głębokki-Przemysłowy”, *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego*, t. 472, nr 472, s. 121–134, 2018, doi: 10.5604/01.3001.0012.7115.
- [34] D. Galica, *Cyfrowy model geologiczny złoża jako narzędzie wspomagania decyzji w działalności kopalni węgla kamiennego*. Kraków: Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2023.
- [35] N. Dyn, D. Levin i S. Rippa, „Data Dependent Triangulations for Piecewise Linear Interpolation”, *IMA Journal of Numerical Analysis*, 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, 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, 2018, doi: 10.3390/min8100443.
- [39] R. Uberman, „Prawo własności i wartość złóż węgla brunatnego”, *Polityka Energetyczna*, t. 13, nr 2, 2010.
- [40] P. Saługa i in., *Kodeks Wyceny Złóż Kopalin POLVAL*, Kraków: Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalin, 2021.
- [41] R. Uberman, „Wycena wartości złóż kopalin. Wybrane metody wyceny.”, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej*, t. 125, nr 35, s. 199–211, 2009.
- [42] R. Uberman, „Potencjał dochodowy jako jedyny atrybut wyznaczania wartości złoża w podejściu porównawczym. Propozycja zmodyfikowanego podejścia metodycznego”, *Studia Ekonomiczne*, nr 354, 2018.
- [43] A. Dyczko i in., „Koncepcja planowania i rozliczania kosztów w LW «Bogdanka» S.A.”, IGSMiE PAN, Kraków, praca niepublikowana, 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”, *Mineral Resources Management*, t. 31, nr 3, s. 121–144, 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, s. 271–280, 2001.
- [46] „The CIMVAL Code for the Valuation of Mineral Properties”, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Westmount, Kanada, 2019.
- [47] J. Fernando, „Market Capitalization: What It Means for Investors”, *Investopedia*, 2026. Dostęp: 28 sierpnia 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, 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”, *Roczniki Ekonomii i Zarządzania*, 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, s. 45–62, 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, nr 251. Wrocław: Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, 2012.
- [54] Z. Cichy i in., *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, 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, 2010, doi: 10.1080/00137911003791856.
- [57] M. Xie i W. K. Chen, „Research On The Modified Internal Rate Of Return”, *Turkish Journal of Computer and Mathematics Education*, t. 12, nr 11, s. 4087–4090, 2021, doi: 10.17762/turcomat.v12i11.6534.
- [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, 2012, doi: 10.5604/18969380.1159251.
- [59] P. Saługa, A. Dzieża i J. Kicki, „Opcje realne w ocenie ekonomicznej górniczych projektów inwestycyjnych”, *Mineral Resources Management*, t. 18, s. 157–173, 2002.
- [60] 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, 1992, doi: 10.1111/j.1745-6622.1992.tb00229.x.
- [61] 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”, *Mineral Resources Management*, t. 36, nr 2, Art. nr 2, 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.132565.
- [62] T. Franik, „Analiza produktywności branży górnictwa węgla kamiennego w Polsce z wykorzystaniem funkcji produkcji”, *Mineral Resources Management*, t. 23, nr 1, Art. nr 1, 2007.
- [63] T. Franik, „The attempt of optimization of expenditures factors production in mining of hard coal from to use the non-linear programming”, *Mineral Resources Management*, t. 23, nr 3, s. 35–48, 2007.
- [64] K. Marcinek, *Ryzyko projektów inwestycyjnych*, w Prace Naukowe. Katowice: Wydawnictwo Uczelniane Akademii Ekonomicznej im. Karola Adamieckiego, 2001.
- [65] M. Turek i A. Michalak, „Metoda kompleksowego audytu kopalń węgla kamiennego w kontekście oceny ich perspektyw rozwojowych”, *Organizacja i Zarządzanie*, t. 87, s. 415–428, 2016.

- [66] 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, nr 170, s. 221–226, 2011.
- [67] T. T. Kaczmarek, *Ryzyko i zarządzanie ryzykiem. Ujęcie interdyscyplinarne*, Warszawa: Difin, 2005.
- [68] T. F. Torries, *Evaluating Mineral Projects—Applications and Misconceptions*, Littleton: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 1998.
- [69] A. Siewiera, „Zarządzanie ryzykiem w projektach inwestycyjnych”, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, t. 74, nr 1, s. 545–533, 2015, doi: 10.18276/frfu.2015.74/1-47.
- [70] G. A. Davis, „One Project Two Discount Rates”, *Business Valuation Review*, t. 20, nr 1, s. 18–23, 1998, doi: 10.5791/0882-2875-20.1.18.
- [71] J. Bertisen i G. A. Davis, „Bias and Error in Mine Project Capital Cost Estimation”, *The Engineering Economist*, t. 53, nr 2, s. 118–139, maj 2008, doi: 10.1080/00137910802058533.
- [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, 2024, doi: 10.1016/j.resourpol.2024.105427.
- [73] P. Saługa, „Wycena projektu górniczego z opcjami równoległymi”, *Mineral Resources Management*, t. 27, nr 1, Art. nr 1, 2011.
- [74] J. Kulpa, *Metodyka oceny atrakcyjności złoża i kwantyfikacja ryzyka w procesie eksploatacji*. Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2025. doi: 10.33223/Metodyka/721.2025.
- [75] A. Cwynar i W. Cwynar, „Model wyceny aktywów kapitałowych - problemy stosowania w praktyce : Rynkowa premia za ryzyko”, *Przegląd Organizacji*, nr 9, s. 31–36, 2007, doi: 10.33141/po.2007.09.07.
- [76] J. Kicki i K. Wanielista, *Elementarne zagadnienia zarządzania przedsiębiorstwem górniczym*. Kraków: Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2017.
- [77] P. Bąk, „Wprowadzenie do zagadnienia planowania w przemyśle górniczym”, *Górnictwo i Środowisko*, t. 2, 2012.
- [78] R. W. Griffin i M. Rusiński, *Podstawy zarządzania organizacjami*. Warszawa: Wydawnictwo Naukowe PWN, 1996.
- [79] P. Bąk, „Planowanie produkcji górniczej w aspekcie zdolności produkcyjnej kopalni”, *Górnictwo i Środowisko*, t. 4, 2012.
- [80] J. P. Camus, *Management of Mineral Resources: Creating Value in the Mining Business*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2002.

- [81] W. Konopko, Red., *Warunki bezpiecznej eksploatacji pokładów węgla zagrożonych metanem, tąpnięciami i pożarami endogenicznymi*. Katowice: Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, 2010.
- [82] B. Oyrzanowski, *Makroekonomia*. Kraków: Wydawnictwo Profesjonalnej Szkoły Biznesu, 1997.
- [83] M. B. Revuelta, *Mineral Resources From Exploration to Sustainability Assessment*. 2018. Dostęp: 17 lipca 2026. [Online]. Dostępne na: <http://www.springer.com/series/15201>
- [84] G. Daw, „Security of mineral resources: A new framework for quantitative assessment of criticality”, *Resources Policy*, t. 53, s. 173–189, 2017, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.06.013.
- [85] 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.
- [86] B. Zhu, „Quantitative evaluation of coal-mining geological condition”, *Procedia Engineering*, t. 26, s. 630–639, 2011, doi: 10.1016/j.proeng.2011.11.2216.
- [87] J. Ignac-Nowicka, „Analiza wpływu transportu podziemnego na stan powietrza w wyrobiskach górniczych”, *Inżynieria Górnicza*, t. 2–3, s. 62–66, 2019.
- [88] J. Dubiński, M. Turek i H. Aleksa, „Węgiel kamienny dla energetyki zawodowej w aspekcie wymogów ekologicznych”, *Górnictwo i Środowisko*, t. 2, s. 5–21, 2005.
- [89] J. Kowalczyk i G. Strzelec, „Jastrzębska spółka węglowa S.A. - jakość produkcji i technologia wzbogacania węgla”, *Inżynieria Mineralna*, t. 5, nr 2, s. 28–44, 2004.
- [90] T. Franik, „Study on factors influencing the level of capital expenditure spent in mining”, *Mineral Resources Management*, t. 28, nr 4, 2012, doi: 10.2478/v10269-012-0035-x.
- [91] V. Vivoda, „Determinants of Foreign Direct Investment in the Mining Industry”, w *Mining in the Asia-Pacific: Risk, Challenges and Opportunities*, T. O’Callaghan i G. Graetz, Red., Springer International Publishing, 2017, s. 19–33.
- [92] 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.
- [93] 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, s. 448–457, 2014.
- [94] Z. Lubosik, „Geoinżynieryjne i ekonomiczne kryteria eksploatacji węgla kamiennego z resztkowych parcel pokładów”, *Górnictwo i Środowisko*, t. 3, s. 73–88, 2009.

- [95] 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.
- [96] 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.
- [97] 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.
- [98] 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, 2016, doi: 10.1016/j.ejor.2016.05.050.
- [99] 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, 2019, doi: 10.1080/17480930.2018.1486692.
- [100] 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, 2019, doi: 10.1016/j.asoc.2019.105507.
- [101] Z. Burtan, *Wpływ eksploatacji w rejonach zaburzeń tektonicznych o dużych zrzutach na kształtowanie się zagrożenia sejsmicznego w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego*. w Rozprawy, Monografie, nr 247. Kraków: Wydawnictwa AGH, 2012.
- [102] 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, s. 16–22, 2012.
- [103] J. Drzewiecki, „Wpływ parametrów uskoku na zasięg jego oddziaływania.”, *Górnictwo i Geoinżynieria*, t. 35, nr 3, s. 183–190, 2011.
- [104] 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, s. 69–82, 2012.
- [105] Z. Burtan, D. Chlebowski, J. Cieślik i A. Zorychta, „Ocena zachowania się uskoku w sąsiedztwie eksploatacji w aspekcie zagrożenia sejsmicznego”, *Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN*, t. 99, 2017.

- [106] J. Walaszczyk i D. Wiewiórka, „Wpływ czynnego uskoju na wyrobiska eksploatacyjne w warunkach kopalni węgla kamiennego”, *Przegląd Górniczy*, t. 70, nr 3, s. 96–102, 2014.
- [107] A. Tajduś, M. Cała i K. Tajduś, *Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projektowanie i budowa tuneli*. Kraków: Wydawnictwo AGH, 2012.
- [108] K. Tajduś, A. Tajduś, i M. Cała, „Seismicity and Rock Burst Hazard Assessment in Fault Zones: a Case Study”, *Archives of Mining Sciences*, t. 63, nr 3, s. 747–765, 2018, doi: 10.24425/123695.
- [109] J. Walaszczyk, A. Barnat i S. Hachaj, „Identyfikacja prędkości i przyspieszenia w dynamicznych modelach górotworu”, zaprezentowano na XXV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu, Kraków: Wydawnictwo KGBiG AGH, 2002.
- [110] 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.
- [111] J. Dubiński i A. Kowalski, „Relacje profesora Stanisława Knothego z Głównym Instytutem Górnictwa”, *Prace IMG PAN*, t. 20, nr 1, s. 7–12, 2018.
- [112] A. Frolik i J. Kubica, „Ocena stanu zagrożenia wodnego i jego ryzyka w kopalniach węgla kamiennego”, *Górnictwo i Środowisko*, nr 4, 2005.
- [113] 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, s. 49–57, 2024.
- [114] S. Trenczek, „Ocena poziomu zagrożeń metanowego i pożarami endogenicznymi w rejonach ścian przewietrzanych z doświeżaniem wylotowego prądu powietrza w świetle obowiązujących przepisów”, *Przegląd Górniczy*, t. 73, nr 10, s. 21–28, 2017.
- [115] „Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych”. Dz.U. 2017 poz. 1118.
- [116] N. Szlązak i J. Swolkień, *Pożary podziemne w kopalniach*. Kraków: Wydawnictwa AGH, 2025.
- [117] „Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2014 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych”. Dz.U. 2021. poz. 1617.
- [118] J. Li, S. Li, W. Ren, H. Liu, S. Liu i K. Yan, „Seismic Reduction Mechanism and Engineering Application of Paste Backfilling Mining in Deep Rock Burst Mines”, *Sustainability*, t. 15, nr 5, s. 4336, 2023, doi: 10.3390/su15054336.
- [119] N. Szlązak, D. Obracaj, i J. Swolkień, „Enhancing Safety in the Polish High-Methane Coal Mines: an Overview”, *Mining, Metallurgy & Exploration*, t. 37, nr 2, s. 567–579, 2020, doi: 10.1007/s42461-020-00190-0.

- [120] A. Goszcz, *Wybrane problemy zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tąpnięciami w kopalniach podziemnych*. w Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków: Wydawnictwo Nauka-Technika, 2004.
- [121] R. N. Singh, I. Porter i J. Hematian, „Finite element analysis of three-way roadway junctions in longwall mining”, *International Journal of Coal Geology*, t. 45, nr 2–3, s. 115–125, 2001, doi: 10.1016/S0166-5162(00)00027-6.
- [122] J. Wacławik, *Wentylacja kopalń*. Kraków: Wydawnictwa AGH, 2010.
- [123] J. Brodny i M. Tutak, „Symulacja numeryczna jako narzędzie wspomagające ocenę zagrożenia metanowego w kopalni węgla kamiennego”, *Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej*, nr 100, s. 45–59, 2017, doi: 10.29119/1641-3466.2017.100.3.
- [124] E. Krause i M. Gajdowska, „Przeprowadzenie klasyfikacji i systematyzacji ścian eksploatowanych w pokładach metanowych w kopalniach węgla kamiennego w roku 2011”, *Górnictwo i Środowisko*, t. 3, s. 55–72, 2012.
- [125] N. Szlązak, M. Borowski i D. Obracaj, „Kierunki zmian w systemach przewietrzania ścian eksploatacyjnych z uwagi na zwalczanie zagrożeń wentylacyjnych”, *Mineral Resources Management*, t. 24, nr 1, s. 201–214, 2008.
- [126] J. Kabiesz i in., Red., *Bezpieczeństwo pracy w kopalniach węgla kamiennego: praca zbiorowa. T. 2: Zagrożenia naturalne*. Katowice: Główny Instytut Górnictwa, 2013.
- [127] „Obwieszczenie Ministra Klimatu i Środowiska z dnia 28 lipca 2021 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych”. Dz.U. 2021 poz. 1617.
- [128] C. Alford, M. Brazil i D. H. Lee, „Optimisation in Underground Mining”, w *Handbook Of Operations Research In Natural Resources*, A. Weintraub, C. Romero, T. Bjørndal, R. Epstein, i J. Miranda, Red., Boston, MA: Springer US, 2007, s. 561–577.
- [129] 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. 14/1, O. Leuangthong i C. V. Deutsch, Red., Dordrecht: Springer Netherlands, 2005, s. 35–44.
- [130] M. R. Ahmadi i R. S. Shahabi, „Cutoff grade optimization in open pit mines using genetic algorithm”, *Resources Policy*, t. 55, s. 184–191, 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.11.016.
- [131] 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, 2020, doi: 10.1080/17480930.2018.1532865.
- [132] 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.

- [133] 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, 2017, doi: 10.1080/17480930.2017.1331083.
- [134] A. S. Nhleko, T. Tholana i P. N. Neingo, „A review of underground stope boundary optimization algorithms”, *Resources Policy*, t. 56, s. 59–69, 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.12.004.
- [135] 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, 2002.
- [136] 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.
- [137] 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”, *Mining Technology*, t. 122, nr 2, s. 110–123, 2013, doi: 10.1179/1743286313Y.0000000040.
- [138] H. Hotelling, „The economics of exhaustible resources”, *Journal of Political Economy*, t. 39, nr 2, s. 137–175, 1931, doi: 10.1086/254195.
- [139] V. Aguirregabiria i A. Luengo, „A Microeconomic Dynamic Structural Model of Copper Mining Decisions”, 2014.
- [140] 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*, t. 44, nr 2, s. 245–262, 2001, doi: 10.1080/09640560124787.
- [141] 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.
- [142] L. F. R. Camargo, L. H. Rodrigues, D. P. Lacerda i F. S. Piran, „A Method for Integrated Process Simulation in the Mining Industry”, *European Journal of Operational Research*, t. 264, nr 3, s. 1116–1129, 2018, doi: 10.1016/j.ejor.2017.07.013.
- [143] 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, 2019, doi: 10.1016/j.resourpol.2018.11.019.
- [144] 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, s. 153–174, 2019, doi: 10.24425/gsm.2019.128518.

- [145] 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, 2015, doi: 10.1016/j.ejor.2014.08.020.
- [146] 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, s. 235–253, 2022, doi: 10.1080/17480930.2022.2025558.
- [147] E. Topal, M. Kuchta i A. Newman, „Extensions to an efficient optimization model for long-term production planning at LKAB's Kiruna Mine”, zaprezentowano na *Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries*, Golden, 2003, s. 289–294.
- [148] 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. 152–172, 2011, doi: 10.1504/IJMME.2011.042429.
- [149] W. M. Carlyle i B. C. Eaves, „Underground Planning at Stillwater Mining Company”, *Interfaces*, t. 31, nr 4, s. 50–60, 2001, doi: 10.1287/inte.31.4.50.9669.
- [150] 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, 2016, doi: 10.1179/1743286315Y.0000000026.
- [151] E. Brzychczy i P. Wnuk-Lipiński, „Knowledge-based modeling and multi-objective optimization of production in underground coal mines”, *AGH Journal of Mining and Geoengineering*, t. 37, nr 1, s. 13–26, 2013, doi: 10.7494/mining.2013.37.1.13.
- [152] J. Hou, G. Li i N. Hu, „Optimization of underground mine access layout and production scheduling”, *Mineral Resources Management*, t. 36, nr 2, s. 87–108, 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.132560.
- [153] 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, s. 135–151, 2007.
- [154] E. Brzychczy, M. Kęsek, A. Napieraj i R. Magda, „An expert system for underground coal mine planning”, *Mineral Resources Management*, t. 33, nr 2, s. 113–127, 2017, doi: 10.1515/gospo-2017-0015.
- [155] 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, s. 49–72, 2020, doi: 10.24425/gsm.2020.133948.
- [156] L. Malinowski i in., „Method for estimating the size of mineable resource base in the concept of an effective exploitation parcel (EPE)”, *Mineral Resources Management*, t. 41, nr 3, s. 167–195, 2025, doi: 10.24425/gsm.2025.155343.

- [157] A. M. Esteves, „Mining and social development: Refocusing community investment using multi-criteria decision analysis”, *Resources Policy*, t. 33, nr 1, s. 39–47, 2008, doi: 10.1016/j.resourpol.2008.01.002.
- [158] A. Krawczyk, *Geomatyka i geoinformacja górnicza - ich praktyczne zastosowania i bariery rozwoju*. w Rozprawy, Monografie, nr 368. Kraków: Wydawnictwa AGH, 2019.
- [159] J. H. Maritz i S. Uludag, „Developing a mining plan for restarting the operation at Uis mine”, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, t. 119, nr 7, 2019, doi: 10.17159/2411-9717/536/2019.
- [160] E. J. Sobczyk, D. Galica, M. Kopacz i W. Sobczyk, „Selecting the optimal exploitation option using a digital deposit model and the AHP”, *Resources Policy*, t. 78, s. 102952, 2022, doi: 10.1016/j.resourpol.2022.102952.
- [161] 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.
- [162] 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, s. 24–28, 2017.
- [163] 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.
- [164] P. W. Saługa, E. J. Sobczyk i J. Kicki, „Wykazywanie zasobów węgla kamiennego w Polsce zgodnie z JORC Code”, *Mineral Resources Management*, t. 31, nr 2, s. 5–29, 2015, doi: 10.1515/gospo-2015-0019.
- [165] I. Kowalczyk-Kępa, E. J. Sobczyk i J. Kulpa, „Modelling of a multi-seam hard coal deposit using IT tools”, *E3S Web Conf.*, t. 567, s. 01019, 2024, doi: 10.1051/e3sconf/202456701019.
- [166] K. Golda, L. Paszek i J. Kulpa, „Geological and technological viewpoint on 3D Deposit Model – examples of use in Pniówek Coal Mine”, *E3S Web Conf.*, t. 526, s. 01007, 2024, doi: 10.1051/e3sconf/202452601007.
- [167] V. Bondarenko, I. Kovalevs'ka, M. Illiashov i G. Pivnyak, Red., „The need for modelling the deposit in conditions of Polish coal mines basing on the experiences of LW Bogdanka S.A.”, w *Geomechanical Processes during Underground Mining*, CRC Press, 2012, s. 223–230.
- [168] A. Krawczyk, „Mining Geomatics”, *IJGI*, t. 12, nr 7, s. 278, 2023, doi: 10.3390/ijgi12070278.

- [169] D. Galica, L. Malinowski, J. Kuchenbecker-Gacka, i T. Frycz, „Predicting surface mining influences in an integrated mining design and planning system”, *E3S Web Conf.*, t. 526, s. 01018, 2024, doi: 10.1051/e3sconf/202452601018.
- [170] K. Pera, *Zintegrowana ocena efektywności finansowej surowcowego projektu inwestycyjnego*. w *Prace Naukowe*, r. 314. Katowice: Akademia Ekonomiczna w Katowicach, 2010.
- [171] E. J. Sobczyk, *Uciążliwość geologiczno-górnich warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem*. w *Studia, Rozprawy, Monografie*, nr. 150. Kraków: IGSMiE PAN, 2009.
- [172] Z. Grudziński, K. Stala-Szlugaj i M. Świat, „Pricing of types of thermal coal in international trade”, *Energy Policy*, t. 29, nr 1, s. 157–170, 2026, doi: 10.33223/epj/218214.
- [173] W. D. Krzeszowski, „Planowanie kosztów w ujęciu procesowym”, *Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu*, nr 398, 2015, doi: 10.15611/pn.2015.398.25.
- [174] E. Mokrzycki, „Model rachunku kosztów wydobycia i przeróbki węgla kamiennego”, *Mineral Resources Management*, t. 16, nr 3, s. 27–36, 2000.
- [175] M. Kopacz, *Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego*. w *Studia, Rozprawy, Monografie*, nr 201. Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2017.

## 10 Spis Tabel

|                                                                                                                                                  |     |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Tabela 3.1 Porównanie kategorii rozpoznania złoża według polskiej klasyfikacji ze standardami międzynarodowymi. ....                             | 19  |
| Tabela 4.1 Kryteria oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego. ....                                                                        | 46  |
| Tabela 4.2 Grupy samozapalności węgla. ....                                                                                                      | 53  |
| Tabela 6.1 Klasyfikacja zależności w cyfrowym harmonogramowaniu robót górniczych. ....                                                           | 82  |
| Tabela 6.2 Podział kosztów zakładu górniczego w opracowanej metodyce .....                                                                       | 90  |
| Tabela 6.3 Roczne koszty produkcji węgla kamiennego w kopalni „X” w ujęciu procesowym .....                                                      | 94  |
| Tabela 6.4 Referencyjne koszty jednostkowe drążenia wyrobisk chodnikowych .....                                                                  | 95  |
| Tabela 6.5 Parametry i warunki brzegowe przy wyborze sposobu rozcięcia parceli w przykładzie obliczeniowym .....                                 | 103 |
| Tabela 6.6 Założenia ekonomiczne zastosowane przy wyborze sposobu rozcięcia złoża „N” .....                                                      | 106 |
| Tabela 6.7 Zestawienie najlepszych wariantów eksploatacji parceli „H” przy zmianie ceny węgla w przedziale od -20% do +50% wartości bazowej..... | 107 |
| Tabela 7.1 Wykaz ścian należących do najlepszych wariantów eksploatacji parceli złoża „N” .....                                                  | 108 |
| Tabela 7.2 Kolejność wybierania parcel w scenariuszach eksploatacji złoża „N” .....                                                              | 114 |
| Tabela 7.3 Parametry ekonomiczne scenariuszy eksploatacji złoża „N” .....                                                                        | 120 |

## **11 Spis Rysunków**

|                                                                                                                                                        |     |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Rysunek 3.1 System klasyfikacji zasobów w standardzie JORC Code. ....                                                                                  | 17  |
| Rysunek 3.2 System klasyfikacji zasobów w standardzie UNFC. ....                                                                                       | 18  |
| Rysunek 3.3 Wizualizacja cyfrowego modelu powierzchni pokładu złoża z<br>uwzględnieniem otworów geologicznych wykorzystanych do jego budowy. ....      | 21  |
| Rysunek 3.4 Schemat heurystycznego modelu zarządzania ryzykiem projektowym. ....                                                                       | 36  |
| Rysunek 4.1 Schemat procesu projektowania eksploatacji pokładów węgla. ....                                                                            | 41  |
| Rysunek 4.2 Wizualizacja przecięcia stożka filara ochronnego z powierzchnią spągu<br>modelowanego pokładu.....                                         | 51  |
| Rysunek 6.1 Schemat przepływu danych między modułami metodyki. ....                                                                                    | 76  |
| Rysunek 6.2 Wizualizacja bryły pokładu złoża „N” oraz otworów powierzchniowych<br>i profilowań wyrobisk górniczych wykorzystanych do modelowania ..... | 78  |
| Rysunek 6.3 Wizualizacja położenia potencjalnych parcel eksploatacyjnych w złożu „N”<br>.....                                                          | 80  |
| Rysunek 6.4 Wizualizacja zadań drążenia wyrobisk udostępniających w formie brył....                                                                    | 81  |
| Rysunek 6.5 Grupa dwóch parcel eksploatacyjnych wykorzystujących wspólne<br>wyrobiska transportowe .....                                               | 87  |
| Rysunek 6.6 Przykładowa parcela złoża „X” z wrysowanymi wyrobiskami .....                                                                              | 97  |
| Rysunek 6.7 Ideowy diagram proponowanego procesu wyboru optymalnego układu<br>ścian eksploatacyjnych w parceli .....                                   | 99  |
| Rysunek 6.8 Wyznaczenie granic dopasowania ścian eksploatacyjnych przez algorytm<br>.....                                                              | 100 |
| Rysunek 6.9 Wizualizacja procesu generowania wariantów zagospodarowania parceli<br>w opracowanym algorytmie.....                                       | 104 |
| Rysunek 6.10 Wariant eksploatacji parceli "H" o najwyższym wyniku operacyjnym....                                                                      | 106 |
| Rysunek 6.11 Wariant eksploatacji parceli „H” o najwyższej łącznej wartości węgla ...                                                                  | 106 |
| Rysunek 6.12 Układy ścian w analizie wrażliwości wariantu na zmianę ceny surowca.                                                                      | 107 |

|                                                                                                                                       |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Rysunek 7.1 Wynik jednostkowy $m_{op}^*$ poszczególnych ścian – rezultat metody.....                                                  | 110 |
| Rysunek 7.2 Wynik jednostkowy $m_{op}^*$ ścian wyznaczony w opracowanej metodzie<br>(z dokładnością do zadania eksploatacyjnego)..... | 110 |
| Rysunek 7.3 Ściany w wariancie Efektywnej Parceli.....                                                                                | 112 |
| Rysunek 7.4 Ściany w wariancie Efektywnej Ściany. ....                                                                                | 113 |
| Rysunek 7.5 Harmonogramy eksploatacji dla trzech wariantów bazy zasobowej<br>scenariusza Efektywna Ściana. ....                       | 115 |
| Rysunek 7.6 Model ryzyka wzrostu jednostkowego kosztu eksploatacji w złożu „N”...                                                     | 118 |
| Rysunek 7.7 Wielkości bazy zasobowej oraz NPV dla analizowanych scenariuszy.....                                                      | 122 |

Załącznik 1. Zestawienie założeń i wyników technicznych i ekonomicznych scenariuszy eksploatacji złoża „N”

EFEKTYWNA KOPALNIA - MAX-MIN

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     | 14.     | 15.     | 16.     | 17.     | 18.     | 19.     | 20.     | 21.     | 22.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 270,3 | 1 757,4 | 1 636,5 | 1 631,4 | 1 658,8 | 1 619,3 | 1 684,2 | 1 712,4 | 1 724,3 | 1 716,3 | 1 711,5 | 1 643,6 | 1 663,1 | 1 597,7 | 1 546,7 | 1 500,5 | 1 414,5 | 1 557,6 | 1 398,1 | 1 430,2 | 1 058,6 | 438,6   |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,41    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,43    | 1,44    | 1,44    | 1,44    | 1,43    | 1,44    | 1,44    | 1,44    | 1,45    | 1,44    | 1,45    | 1,44    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 073,5 | 2 824,3 | 2 669,0 | 2 629,7 | 2 679,9 | 2 637,3 | 2 704,5 | 2 758,9 | 2 776,3 | 2 774,0 | 2 772,9 | 2 694,1 | 2 731,3 | 2 622,5 | 2 541,5 | 2 488,7 | 2 361,8 | 2 576,1 | 2 347,8 | 2 385,5 | 1 784,9 | 740,5   |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 823,2 | 2 496,4 | 2 347,6 | 2 308,7 | 2 354,9 | 2 311,1 | 2 369,6 | 2 433,2 | 2 454,7 | 2 449,5 | 2 444,2 | 2 365,9 | 2 401,9 | 2 295,4 | 2 215,4 | 2 163,9 | 2 035,6 | 2 247,2 | 2 020,3 | 2 060,0 | 1 530,0 | 633,5   |
| Miąższość netto                             | m                   | 3,27    | 3,46    | 3,30    | 3,29    | 3,31    | 3,22    | 3,30    | 3,41    | 3,46    | 3,42    | 3,35    | 3,23    | 3,25    | 3,16    | 3,07    | 2,97    | 2,81    | 3,06    | 2,76    | 2,85    | 2,76    | 2,66    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 1 470,7 | 1 506,6 | 1 454,4 | 1 707,6 | 2 012,9 | 1 951,8 | 1 951,1 | 1 125,9 | 1 096,9 | 1 035,0 | 825,1   | 957,6   | 1 181,0 | 1 130,6 | 1 247,4 | 1 707,8 | 2 087,9 | 2 192,5 | 2 127,3 | 1 982,0 | 2 025,5 | 2 639,0 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 248,6   | 247,5   | 248,5   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,76    | 2,76    | 2,76    | 2,88    | 2,88    | 2,88    | 2,88    | 2,76    | 2,71    | 2,73    | 2,78    | 2,85    | 2,86    | 2,89    | 2,92    | 2,94    | 2,94    | 2,94    | 2,94    | 2,94    | 2,94    | 2,94    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 3 788,3 | 3 661,2 | 3 715,3 | 5 288,0 | 5 416,4 | 5 169,8 | 4 984,4 | 5 652,1 | 5 720,2 | 5 724,4 | 5 550,8 | 4 438,4 | 3 918,7 | 3 690,2 | 3 383,1 | 3 096,6 | 3 209,5 | 3 066,2 | 3 012,0 | 2 746,0 | 2 816,1 | 3 416,5 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 526,8   | 515,6   | 511,7   | 445,8   | 445,9   | 437,7   | 424,7   | 405,7   | 405,2   | 434,9   | 449,0   | 462,7   | 486,6   | 514,5   | 555,2   | 568,7   | 552,8   | 544,5   | 532,9   | 529,5   | 522,1   | 527,8   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,29    | 0,29    | 0,30    | 0,46    | 0,47    | 0,47    | 0,47    | 0,40    | 0,37    | 0,35    | 0,32    | 0,35    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,38    | 0,38    | 0,38    | 0,31    | 0,31    | 0,32    | 0,32    | 0,34    | 0,37    | 0,37    | 0,37    | 0,37    | 0,37    | 0,37    | 0,38    | 0,38    | 0,37    | 0,38    | 0,38    | 0,38    | 0,39    | 0,35    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | 0,03    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,01    | -       | 0,02    | 0,01    | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,71    | 0,66    | 0,60    | 0,60    | 0,60    | 0,60    | 0,60    | 0,60    | 0,60    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,41   | 23,81   | 23,18   | 23,41   | 23,42   | 23,06   | 23,69   | 23,47   | 23,50   | 23,23   | 23,08   | 22,38   | 22,19   | 22,87   | 23,30   | 23,02   | 23,40   | 22,98   | 22,78   | 23,36   | 22,71   | 22,86   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 403,52  | 415,30  | 396,62  | 403,48  | 403,93  | 393,22  | 411,74  | 405,11  | 406,18  | 398,16  | 393,92  | 373,25  | 367,91  | 387,81  | 400,25  | 392,04  | 403,13  | 390,79  | 384,99  | 402,11  | 382,99  | 387,28  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 735,7   | 1 036,8 | 931,1   | 931,5   | 951,2   | 908,8   | 975,6   | 985,7   | 997,0   | 975,3   | 962,8   | 883,1   | 883,7   | 890,2   | 886,7   | 848,3   | 820,6   | 878,2   | 777,8   | 828,4   | 586,0   | 245,4   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 515,5   | 653,0   | 640,4   | 630,9   | 624,4   | 626,9   | 631,9   | 629,4   | 624,4   | 626,9   | 624,4   | 653,1   | 653,0   | 640,4   | 631,6   | 624,4   | 626,9   | 631,9   | 629,4   | 624,4   | 626,9   | 416,2   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 58,50   | 76,70   | 82,04   | 80,01   | 67,82   | 70,59   | 72,40   | 88,72   | 82,05   | 87,85   | 96,70   | 91,48   | 81,52   | 83,17   | 81,27   | 73,12   | 68,20   | 66,74   | 67,70   | 71,32   | 61,67   | 20,60   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_s$ )    | mln PLN             | 109,5   | 144,1   | 141,5   | 136,1   | 135,6   | 136,1   | 138,3   | 142,5   | 143,8   | 143,3   | 142,3   | 138,7   | 138,7   | 136,0   | 134,0   | 132,6   | 133,1   | 134,2   | 133,7   | 132,6   | 101,1   | 43,7    |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 714,1   | 913,5   | 912,9   | 892,5   | 855,9   | 865,4   | 876,1   | 918,7   | 899,4   | 914,8   | 932,7   | 945,1   | 920,3   | 909,4   | 894,2   | 865,9   | 856,8   | 858,3   | 858,1   | 861,7   | 825,5   | 487,3   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op,t}$ )             | mln PLN             | 21,58   | 123,23  | 18,20   | 39,02   | 95,36   | 43,38   | 99,56   | 67,02   | 97,67   | 60,45   | 30,18   | -62,02  | -36,66  | -19,20  | -7,46   | -17,61  | -36,16  | 19,91   | -80,36  | -33,32  | -239,55 | -241,98 |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 17,48   | 99,82   | 14,74   | 31,61   | 77,24   | 35,14   | 80,65   | 54,29   | 79,12   | 48,96   | 24,45   | -62,02  | -36,66  | -19,20  | -7,46   | -17,61  | -36,16  | 16,13   | -80,36  | -33,32  | -239,55 | -241,98 |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n,t}$ )  | PLN/Mg              | 9,59    | 39,98   | 6,28    | 13,69   | 32,80   | 15,21   | 34,03   | 22,31   | 32,23   | 19,99   | 10,00   | -26,21  | -15,26  | -8,36   | -3,37   | -8,14   | -17,76  | 7,18    | -39,78  | -16,17  | -156,57 | -381,95 |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 31,57   | 28,07   | 33,12   | 46,25   | 46,19   | 47,19   | 45,98   | 45,36   | 46,11   | 45,75   | 40,38   | 39,30   | 30,63   | 29,73   | 30,91   | 34,30   | 27,86   | 24,05   | 24,86   | 21,03   | 21,36   | 22,17   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 3,23    | 2,88    | 3,39    | 4,74    | 4,73    | 4,83    | 4,71    | 4,65    | 4,72    | 4,69    | 4,14    | 4,03    | 3,14    | 3,05    | 3,17    | 3,51    | 2,85    | 2,46    | 2,55    | 2,15    | 2,19    | 2,27    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 9,56    | 9,16    | 9,73    | 11,21   | 11,20   | 11,32   | 11,18   | 11,11   | 11,20   | 11,15   | 10,55   | 10,43   | 9,45    | 9,35    | 9,48    | 9,86    | 9,14    | 8,71    | 8,80    | 8,37    | 8,41    | 8,50    |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 15,95   | 83,76   | 11,16   | 20,66   | 45,42   | 18,47   | 38,40   | 23,37   | 30,44   | 17,00   | 8,11    | -18,86  | -11,33  | -5,49   | -1,92   | -3,91   | -8,18   | 3,59    | -16,18  | -6,68   | -43,97  | -40,22  |

EFEKTYWNA KOPALNIA - GRUPY

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     | 14.     | 15.     | 16.     | 17.     | 18.     | 19.     | 20.     | 21.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 326,1 | 1 764,9 | 1 714,3 | 1 570,9 | 1 651,1 | 1 599,0 | 1 725,1 | 1 567,3 | 1 540,5 | 1 594,7 | 1 634,9 | 1 657,6 | 1 609,9 | 1 642,9 | 1 570,3 | 1 544,6 | 1 621,5 | 1 497,2 | 1 557,1 | 1 468,4 | 1 189,1 |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,42    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,41    | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,45    | 1,45    | 1,45    | 1,45    | 1,44    | 1,44    | 1,44    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 123,9 | 2 834,3 | 2 765,2 | 2 567,7 | 2 653,3 | 2 624,8 | 2 779,7 | 2 570,1 | 2 536,0 | 2 591,3 | 2 660,5 | 2 693,0 | 2 624,2 | 2 678,5 | 2 597,0 | 2 556,6 | 2 670,3 | 2 493,0 | 2 574,2 | 2 441,4 | 1 972,9 |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 878,3 | 2 505,6 | 2 440,8 | 2 241,4 | 2 333,6 | 2 301,9 | 2 451,3 | 2 242,6 | 2 210,9 | 2 261,9 | 2 331,5 | 2 364,0 | 2 294,0 | 2 350,9 | 2 271,0 | 2 232,2 | 2 344,8 | 2 164,6 | 2 246,6 | 2 116,4 | 1 707,4 |
| Miaższość netto                             | m                   | 3,48    | 3,48    | 3,42    | 3,12    | 3,34    | 3,20    | 3,40    | 3,10    | 3,07    | 3,16    | 3,22    | 3,26    | 3,15    | 3,24    | 3,10    | 3,07    | 3,21    | 2,94    | 3,06    | 2,92    | 2,89    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 939,7   | 1 296,0 | 1 073,4 | 1 602,8 | 1 584,2 | 1 675,0 | 1 679,4 | 1 655,5 | 1 863,9 | 1 896,4 | 1 381,2 | 1 812,5 | 1 763,9 | 1 614,9 | 1 738,0 | 1 743,9 | 1 690,1 | 1 542,9 | 1 474,2 | 1 400,7 | 1 230,2 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 249,3   | 247,5   | 247,8   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,74    | 2,74    | 2,75    | 2,88    | 2,86    | 2,80    | 2,81    | 2,89    | 2,92    | 2,91    | 2,82    | 2,82    | 2,82    | 2,85    | 2,88    | 2,88    | 2,88    | 2,90    | 2,92    | 2,92    | 2,92    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 5 822,9 | 5 865,0 | 5 707,0 | 5 208,3 | 4 779,8 | 4 073,9 | 4 030,0 | 3 786,2 | 3 163,0 | 3 180,3 | 4 926,2 | 5 197,4 | 5 351,8 | 4 605,1 | 3 917,8 | 3 756,8 | 3 525,7 | 3 439,5 | 3 158,7 | 3 021,1 | 2 788,4 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 381,7   | 380,0   | 380,6   | 456,2   | 444,6   | 454,0   | 443,8   | 525,5   | 584,5   | 564,4   | 538,0   | 527,2   | 508,8   | 518,4   | 515,5   | 505,7   | 501,1   | 509,7   | 515,1   | 501,6   | 490,4   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,46    | 0,47    | 0,47    | 0,47    | 0,43    | 0,36    | 0,40    | 0,36    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,38    | 0,37    | 0,37    | 0,29    | 0,32    | 0,39    | 0,38    | 0,37    | 0,40    | 0,38    | 0,34    | 0,33    | 0,33    | 0,36    | 0,40    | 0,40    | 0,40    | 0,36    | 0,34    | 0,34    | 0,35    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | 0,00    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,05    | -       | -       | -       | 0,03    | 0,01    | -       | -       | -       | -       | -       | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,70    | 0,68    | 0,67    | 0,68    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,68    | 0,67    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,77   | 23,85   | 23,60   | 23,14   | 23,59   | 22,93   | 23,59   | 23,28   | 23,18   | 23,59   | 23,74   | 23,55   | 23,42   | 23,52   | 22,52   | 22,54   | 22,44   | 22,25   | 22,39   | 22,63   | 22,74   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 413,88  | 416,31  | 409,18  | 395,60  | 408,72  | 389,53  | 408,63  | 399,56  | 396,76  | 408,63  | 413,10  | 407,54  | 403,78  | 406,60  | 377,54  | 378,18  | 374,99  | 369,65  | 373,68  | 380,73  | 383,98  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 777,4   | 1 043,1 | 998,7   | 886,7   | 953,8   | 896,6   | 1 001,7 | 896,1   | 877,2   | 924,3   | 963,2   | 963,4   | 926,3   | 955,9   | 857,4   | 844,2   | 879,3   | 800,1   | 839,5   | 805,8   | 655,6   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 517,9   | 681,6   | 669,4   | 640,8   | 643,3   | 657,9   | 666,7   | 640,1   | 629,8   | 633,6   | 659,4   | 659,4   | 662,0   | 650,0   | 639,7   | 637,2   | 639,7   | 640,3   | 634,9   | 629,9   | 526,4   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 63,83   | 71,53   | 76,74   | 66,93   | 67,21   | 67,09   | 69,67   | 74,39   | 67,83   | 66,96   | 75,42   | 66,84   | 67,97   | 75,48   | 69,13   | 66,22   | 66,36   | 69,26   | 68,77   | 68,45   | 57,91   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )    | mln PLN             | 110,0   | 144,8   | 142,2   | 136,1   | 136,6   | 139,7   | 141,6   | 135,9   | 133,8   | 134,6   | 140,1   | 140,1   | 140,6   | 138,1   | 135,9   | 135,3   | 135,9   | 136,0   | 134,8   | 133,8   | 109,3   |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 743,6   | 941,5   | 943,8   | 879,8   | 884,1   | 901,2   | 917,9   | 900,6   | 869,3   | 871,0   | 926,8   | 901,2   | 907,3   | 915,3   | 885,2   | 873,8   | 876,7   | 885,3   | 877,7   | 871,3   | 729,7   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op,t}$ )             | mln PLN             | 33,78   | 101,60  | 54,91   | 6,92    | 69,71   | -4,58   | 83,75   | -4,55   | 7,93    | 53,24   | 36,39   | 62,16   | 18,99   | 40,58   | - 27,85 | - 29,58 | 2,58    | - 85,19 | - 38,18 | -65,53  | -74,08  |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 27,36   | 82,30   | 44,48   | 5,60    | 56,47   | -4,58   | 67,84   | -4,55   | 6,43    | 43,12   | 29,48   | 50,35   | 15,38   | 32,87   | - 27,85 | - 29,58 | 2,09    | - 85,19 | - 38,18 | -65,53  | -74,08  |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n,t}$ )  | PLN/Mg              | 14,57   | 32,85   | 18,22   | 2,50    | 24,20   | -1,99   | 27,67   | -2,03   | 2,91    | 19,06   | 12,64   | 21,30   | 6,71    | 13,98   | - 12,26 | - 13,25 | 0,89    | - 39,36 | - 17,00 | -30,96  | -43,39  |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 54,44   | 51,13   | 51,73   | 43,57   | 41,14   | 43,21   | 44,99   | 37,89   | 31,61   | 28,46   | 28,19   | 26,18   | 27,25   | 29,98   | 30,01   | 29,13   | 27,76   | 25,48   | 22,88   | 23,66   | 25,75   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 5,72    | 5,37    | 5,44    | 4,58    | 4,32    | 4,54    | 4,73    | 3,98    | 3,32    | 2,99    | 2,96    | 2,75    | 2,86    | 3,15    | 3,15    | 3,06    | 2,92    | 2,68    | 2,40    | 2,49    | 2,71    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 12,29   | 11,91   | 11,98   | 11,04   | 10,76   | 10,99   | 11,20   | 10,38   | 9,65    | 9,29    | 9,26    | 9,03    | 9,15    | 9,47    | 9,47    | 9,37    | 9,21    | 8,95    | 8,64    | 8,73    | 8,98    |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 24,37   | 65,71   | 31,68   | 3,69    | 33,88   | - 2,45  | 32,26   | - 2,07  | 2,80    | 17,74   | 11,13   | 17,85   | 4,93    | 9,27    | -7,17   | -7,06   | 0,47    | - 18,22 | - 7,90  | - 12,28 | - 12,18 |

EFEKTYWNA KOPALNIA - ŚREDNIA

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     | 14.     | 15.     | 16.     | 17.     | 18.     | 19.     | 20.     | 21.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 279,1 | 1 656,2 | 1 612,3 | 1 521,8 | 1 586,5 | 1 470,0 | 1 650,6 | 1 520,2 | 1 533,8 | 1 616,7 | 1 510,5 | 1 602,9 | 1 527,7 | 1 424,5 | 1 615,0 | 1 654,6 | 1 666,2 | 1 716,2 | 1 676,4 | 1 693,7 | 363,0   |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,43    | 1,43    | 1,44    | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,43    | 1,42    | 1,42    | 1,44    | 1,44    | 1,44    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 076,4 | 2 700,6 | 2 641,2 | 2 514,1 | 2 579,1 | 2 447,2 | 2 680,9 | 2 521,2 | 2 530,4 | 2 624,5 | 2 476,1 | 2 619,8 | 2 512,8 | 2 367,8 | 2 638,3 | 2 686,9 | 2 700,1 | 2 767,5 | 2 740,3 | 2 760,4 | 593,1   |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 826,1 | 2 371,5 | 2 316,9 | 2 187,9 | 2 258,5 | 2 121,0 | 2 349,5 | 2 193,7 | 2 205,2 | 2 295,0 | 2 152,5 | 2 290,9 | 2 182,6 | 2 032,6 | 2 312,0 | 2 361,9 | 2 373,6 | 2 438,6 | 2 416,2 | 2 439,4 | 523,4   |
| Miaższość netto                             | m                   | 3,30    | 3,25    | 3,21    | 3,02    | 3,19    | 2,92    | 3,22    | 3,01    | 3,05    | 3,21    | 3,02    | 3,16    | 3,00    | 2,82    | 3,20    | 3,28    | 3,30    | 3,37    | 3,33    | 3,40    | 3,36    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 945,4   | 1 026,1 | 986,4   | 2 128,6 | 2 293,2 | 2 464,3 | 2 486,4 | 2 603,6 | 2 542,8 | 2 400,0 | 1 542,4 | 1 679,5 | 1 348,8 | 1 114,8 | 838,3   | 1 150,9 | 1 206,5 | 916,0   | 985,6   | 1 113,1 | 1 126,8 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 247,5   | 247,5   | 247,9   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,78    | 2,78    | 2,79    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,90    | 2,90    | 2,90    | 2,90    | 2,83    | 2,80    | 2,80    | 2,78    | 2,77    | 2,77    | 2,78    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 3 964,8 | 3 797,4 | 3 690,6 | 3 327,9 | 3 372,1 | 3 313,3 | 3 223,1 | 3 191,2 | 3 046,8 | 3 096,5 | 5 356,7 | 5 277,9 | 4 973,8 | 4 766,2 | 4 955,0 | 5 186,2 | 5 250,4 | 5 370,5 | 4 713,5 | 4 530,5 | 4 458,1 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 530,0   | 520,6   | 518,0   | 596,5   | 580,3   | 572,8   | 563,3   | 556,9   | 553,9   | 535,1   | 418,1   | 418,8   | 402,1   | 396,4   | 479,3   | 497,0   | 483,7   | 469,2   | 403,8   | 405,2   | 377,4   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,30    | 0,46    | 0,46    | 0,47    | 0,47    | 0,36    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,34    | 0,39    | 0,38    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,46    | 0,46    | 0,43    | 0,34    | 0,34    | 0,34    | 0,34    | 0,35    | 0,35    | 0,35    | 0,33    | 0,34    | 0,34    | 0,36    | 0,31    | 0,29    | 0,29    | 0,32    | 0,46    | 0,46    | 0,46    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | 0,00    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,05    | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | 0,02    | 0,01    | -       | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,68    | 0,68    | 0,73    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,81   | 23,80   | 23,41   | 23,48   | 23,42   | 22,89   | 23,77   | 22,74   | 22,97   | 23,34   | 23,07   | 23,16   | 23,08   | 23,00   | 22,67   | 22,93   | 23,24   | 23,28   | 22,74   | 22,78   | 22,72   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 415,26  | 415,01  | 403,52  | 405,52  | 403,79  | 388,20  | 414,08  | 383,83  | 390,69  | 401,57  | 393,58  | 396,20  | 393,84  | 391,61  | 381,81  | 389,52  | 398,63  | 399,62  | 384,04  | 385,00  | 383,41  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 758,3   | 984,2   | 934,9   | 887,2   | 912,0   | 823,4   | 972,9   | 842,0   | 861,6   | 921,6   | 847,2   | 907,7   | 859,6   | 796,0   | 882,7   | 920,0   | 946,2   | 974,5   | 927,9   | 939,2   | 200,7   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 511,3   | 673,0   | 660,9   | 632,3   | 629,8   | 632,3   | 642,4   | 634,8   | 629,8   | 632,5   | 640,5   | 640,5   | 643,0   | 637,9   | 651,3   | 657,1   | 659,7   | 667,9   | 668,0   | 662,7   | 165,8   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 60,32   | 76,59   | 78,02   | 62,51   | 60,60   | 59,90   | 60,75   | 59,51   | 59,35   | 61,30   | 72,87   | 65,64   | 70,27   | 76,60   | 84,15   | 72,49   | 71,55   | 82,36   | 77,61   | 73,00   | 15,76   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )    | mln PLN             | 108,6   | 142,9   | 140,4   | 134,3   | 133,8   | 134,3   | 136,4   | 134,8   | 133,8   | 134,3   | 136,0   | 136,0   | 136,6   | 135,5   | 138,3   | 139,6   | 140,1   | 141,9   | 141,9   | 140,7   | 30,4    |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 725,11  | 946,00  | 937,40  | 856,28  | 847,95  | 848,59  | 861,66  | 850,08  | 844,27  | 852,88  | 896,09  | 874,60  | 891,07  | 904,77  | 943,23  | 916,44  | 916,36  | 956,68  | 944,97  | 924,82  | 222,87  |
| Wynik operacyjny ( $D_{op,t}$ )             | mln PLN             | 33,17   | 38,19   | -2,48   | 30,95   | 64,00   | -25,23  | 111,22  | -8,07   | 17,28   | 68,74   | -48,93  | 33,06   | -31,48  | -108,80 | -60,49  | 3,59    | 29,84   | 17,84   | -17,07  | 14,36   | -22,20  |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 26,87   | 30,93   | -2,48   | 25,07   | 51,84   | -25,23  | 90,09   | -8,07   | 13,99   | 55,68   | -48,93  | 26,78   | -31,48  | -108,80 | -60,49  | 2,90    | 24,17   | 14,45   | -17,07  | 11,63   | -22,20  |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n,t}$ )  | PLN/Mg              | 14,71   | 13,04   | -1,07   | 11,46   | 22,95   | -11,90  | 38,34   | -3,68   | 6,35    | 24,26   | -22,73  | 11,69   | -14,42  | -53,53  | -26,17  | 1,23    | 10,18   | 5,93    | -7,07   | 4,77    | -42,43  |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 39,08   | 36,47   | 33,86   | 21,63   | 19,83   | 23,88   | 20,89   | 22,90   | 23,06   | 23,43   | 44,60   | 44,25   | 45,70   | 48,21   | 36,19   | 27,63   | 27,33   | 33,19   | 49,62   | 51,97   | 44,87   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 4,11    | 3,84    | 3,56    | 2,28    | 2,09    | 2,51    | 2,20    | 2,41    | 2,43    | 2,47    | 4,69    | 4,66    | 4,81    | 5,07    | 3,81    | 2,91    | 2,88    | 3,49    | 5,22    | 5,47    | 4,72    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 10,53   | 10,22   | 9,92    | 8,50    | 8,30    | 8,76    | 8,42    | 8,65    | 8,67    | 8,71    | 11,16   | 11,12   | 11,29   | 11,58   | 10,19   | 9,20    | 9,16    | 9,84    | 11,75   | 12,02   | 11,20   |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 24,31   | 25,46   | -1,87   | 18,09   | 34,80   | -15,24  | 51,16   | -4,16   | 6,62    | 24,15   | -15,27  | 7,55    | -7,83   | -23,46  | -14,11  | 0,71    | 5,44    | 2,67    | -2,07   | 1,20    | -2,39   |

EFEKTYWNA PARCELA - MAX-MIN

| Rok realizacji projektu                                   | lata                | 1.           | 2.            | 3.           | 4.           | 5.           | 6.           | 7.           | 8.           | 9.           | 10.          | 11.          | 12.          | 13.           | 14.           |
|-----------------------------------------------------------|---------------------|--------------|---------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|---------------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )                       | tys. m <sup>3</sup> | 1 270,3      | 1 757,4       | 1 636,5      | 1 631,4      | 1 658,8      | 1 619,3      | 1 684,2      | 1 712,4      | 1 724,3      | 1 716,3      | 1 730,1      | 1 576,2      | 1 476,6       | 648,9         |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                                   | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,44         | 1,42          | 1,44         | 1,42         | 1,42         | 1,43         | 1,41         | 1,42         | 1,42         | 1,42         | 1,43         | 1,44         | 1,44          | 1,44          |
| Wydobycie węgla brutto                                    | tys. Mg             | 2 073,5      | 2 824,3       | 2 669,0      | 2 629,7      | 2 679,9      | 2 637,3      | 2 704,5      | 2 758,9      | 2 776,3      | 2 756,6      | 2 797,7      | 2 597,6      | 2 459,0       | 1 088,3       |
| Wydobycie węgla netto                                     | tys. Mg             | 1 823,2      | 2 496,4       | 2 347,6      | 2 308,7      | 2 354,9      | 2 311,1      | 2 369,6      | 2 433,2      | 2 454,7      | 2 432,2      | 2 469,5      | 2 269,1      | 2 129,0       | 935,2         |
| Mięszczość netto                                          | m                   | 3,27         | 3,46          | 3,30         | 3,29         | 3,31         | 3,22         | 3,30         | 3,41         | 3,46         | 3,43         | 3,40         | 3,09         | 2,89          | 2,74          |
| Wybieg ściany                                             | m                   | 1 470,7      | 1 506,6       | 1 454,4      | 1 707,6      | 2 012,9      | 1 951,8      | 1 951,1      | 1 125,9      | 1 096,9      | 1 034,6      | 1 113,7      | 1 918,5      | 1 871,3       | 1 724,6       |
| Długość ściany                                            | m                   | 250,0        | 250,0         | 250,0        | 250,0        | 250,0        | 250,0        | 250,0        | 248,6        | 247,5        | 248,5        | 250,0        | 250,0        | 250,0         | 250,0         |
| Średni postęp eksploatacji                                | m/d                 | 2,76         | 2,76          | 2,76         | 2,88         | 2,88         | 2,88         | 2,88         | 2,76         | 2,71         | 2,73         | 2,79         | 2,92         | 2,94          | 2,94          |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.                     | m                   | 3 788,3      | 3 661,2       | 3 715,3      | 5 288,0      | 5 416,4      | 5 169,8      | 4 984,4      | 5 652,1      | 5 720,2      | 6 068,7      | 5 250,4      | 3 449,0      | 3 345,6       | 3 381,5       |
| Śr. głębokość eksploatacji                                | m. p.p.t            | 526,8        | 515,6         | 511,7        | 445,8        | 445,9        | 437,7        | 424,7        | 405,7        | 405,2        | 382,7        | 449,6        | 544,7        | 566,0         | 560,7         |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ )               | -                   | 0,29         | 0,29          | 0,30         | 0,46         | 0,47         | 0,47         | 0,47         | 0,40         | 0,37         | 0,42         | 0,31         | 0,29         | 0,29          | 0,29          |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )                  | -                   | 0,38         | 0,38          | 0,38         | 0,31         | 0,31         | 0,32         | 0,32         | 0,34         | 0,37         | 0,34         | 0,37         | 0,38         | 0,39          | 0,41          |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )                   | -                   | -            | -             | 0,03         | 0,04         | 0,04         | 0,05         | 0,05         | 0,01         | -            | -            | -            | -            | -             | -             |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ )               | -                   | 0,75         | 0,75          | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,74         | 0,62         | 0,60          | 0,60          |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )                           | PLN/Mg              | 450          | 450           | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450           | 450           |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )                            | MJ/kg               | 23,41        | 23,81         | 23,18        | 23,41        | 23,42        | 23,06        | 23,69        | 23,47        | 23,50        | 23,71        | 23,17        | 23,39        | 23,08         | 23,19         |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )                            | PLN/Mg              | 403,52       | 415,30        | 396,62       | 403,48       | 403,93       | 393,22       | 411,74       | 405,11       | 406,18       | 412,21       | 396,48       | 403,03       | 393,82        | 396,98        |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )                        | mln PLN             | 735,7        | 1 036,8       | 931,1        | 931,5        | 951,2        | 908,8        | 975,6        | 985,7        | 997,0        | 1 002,6      | 979,1        | 914,5        | 838,4         | 371,3         |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ )               | mln PLN             | 515,5        | 678,4         | 666,5        | 640,8        | 638,3        | 640,8        | 651,0        | 670,7        | 677,1        | 674,8        | 667,5        | 636,1        | 634,4         | 314,7         |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )                     | mln PLN             | 53,02        | 69,57         | 73,32        | 71,87        | 62,80        | 64,90        | 66,44        | 78,37        | 73,33        | 78,04        | 78,00        | 65,95        | 67,29         | 32,03         |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )                  | mln PLN             | 109,5        | 144,1         | 141,5        | 136,1        | 135,6        | 136,1        | 138,3        | 142,5        | 143,8        | 143,3        | 141,8        | 135,1        | 134,7         | 62,5          |
| <b>Łączne koszty eksploatacji (<math>K_c</math>)</b>      | <b>mln PLN</b>      | <b>708,6</b> | <b>931,8</b>  | <b>930,2</b> | <b>894,2</b> | <b>864,7</b> | <b>873,6</b> | <b>889,3</b> | <b>949,7</b> | <b>943,4</b> | <b>953,8</b> | <b>944,3</b> | <b>870,4</b> | <b>871,7</b>  | <b>427,5</b>  |
| <b>Wynik operacyjny (<math>D_{op\_t}</math>)</b>          | <b>mln PLN</b>      | <b>27,05</b> | <b>104,91</b> | <b>0,87</b>  | <b>37,27</b> | <b>86,48</b> | <b>35,12</b> | <b>86,35</b> | <b>36,00</b> | <b>53,67</b> | <b>48,76</b> | <b>34,77</b> | <b>44,09</b> | <b>-33,29</b> | <b>-56,23</b> |
| <b>Przepływy pieniężne (<math>CF_t</math>)</b>            | <b>mln PLN</b>      | <b>21,91</b> | <b>84,98</b>  | <b>0,70</b>  | <b>30,19</b> | <b>70,05</b> | <b>28,45</b> | <b>69,94</b> | <b>29,16</b> | <b>43,47</b> | <b>39,49</b> | <b>28,16</b> | <b>35,71</b> | <b>-33,29</b> | <b>-56,23</b> |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ )               | PLN/Mg              | 12,02        | 34,04         | 0,30         | 13,08        | 29,75        | 12,31        | 29,52        | 11,99        | 17,71        | 16,24        | 11,40        | 15,74        | -15,64        | -60,12        |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )                 | %                   | 31,57        | 28,07         | 33,12        | 46,25        | 46,19        | 47,19        | 45,98        | 45,36        | 46,11        | 48,28        | 36,98        | 37,31        | 32,45         | 23,91         |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ )               | %                   | 3,02         | 2,69          | 3,17         | 4,43         | 4,42         | 4,52         | 4,40         | 4,34         | 4,42         | 4,62         | 3,54         | 3,57         | 3,11          | 2,29          |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                               | %                   | 9,33         | 8,96          | 9,49         | 10,87        | 10,87        | 10,97        | 10,84        | 10,78        | 10,86        | 11,09        | 9,90         | 9,93         | 9,42          | 8,52          |
| <b>Zdyskont. przepływy pieniężne (<math>DCF_t</math>)</b> | <b>mln PLN</b>      | <b>20,04</b> | <b>71,58</b>  | <b>0,53</b>  | <b>19,98</b> | <b>41,82</b> | <b>15,23</b> | <b>34,02</b> | <b>12,86</b> | <b>17,19</b> | <b>13,80</b> | <b>9,97</b>  | <b>11,47</b> | <b>-10,33</b> | <b>-17,90</b> |

EFEKTYWNA PARCELA - GRUPY

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     | 14.     | 15.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1232,9  | 1757,7  | 1725,1  | 1502,8  | 1653,4  | 1595,5  | 1 714,4 | 1 523,0 | 1 532,9 | 1 642,5 | 1 632,3 | 1 624,2 | 1 674,9 | 1 578,6 | 1 224,6 |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,42    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,41    | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,42    | 1,43    | 1,43    | 1,43    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 1973,1  | 2822,8  | 2780,2  | 2458,6  | 2658,7  | 2615,9  | 2 768,9 | 2 521,4 | 2 528,0 | 2 653,5 | 2 663,3 | 2 641,5 | 2 716,1 | 2 588,9 | 1 998,5 |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1745,0  | 2495,1  | 2455,9  | 2145,4  | 2337,5  | 2294,4  | 2 440,5 | 2 194,0 | 2 202,9 | 2 324,0 | 2 334,3 | 2 312,5 | 2 385,9 | 2 261,7 | 1 754,0 |
| Miażdżość netto                             | m                   | 3,49    | 3,49    | 3,45    | 3,11    | 3,33    | 3,21    | 3,38    | 3,01    | 3,05    | 3,27    | 3,21    | 3,19    | 3,27    | 3,12    | 3,24    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 915,6   | 1294,1  | 1068,1  | 1572,76 | 1584,2  | 1655,7  | 1 713,1 | 1 830,6 | 1 969,4 | 2 527,3 | 1 649,9 | 1 806,1 | 1 822,1 | 1 727,8 | 1 153,3 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 248,6   | 247,5   | 247,8   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,74    | 2,74    | 2,75    | 2,88    | 2,86    | 2,80    | 2,82    | 2,92    | 2,92    | 2,91    | 2,82    | 2,82    | 2,82    | 2,85    | 2,84    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 5 022,5 | 5 477,4 | 5 294,8 | 5 382,6 | 4 336,8 | 4 046,2 | 3 850,8 | 3 150,7 | 3 067,6 | 3 364,8 | 5 010,2 | 5 190,8 | 5 182,4 | 4 550,7 | 4 682,3 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 376,2   | 383,2   | 381,2   | 443,4   | 450,2   | 454,0   | 467,8   | 585,7   | 572,8   | 563,3   | 531,2   | 519,1   | 508,2   | 496,3   | 379,9   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,46    | 0,47    | 0,47    | 0,43    | 0,43    | 0,36    | 0,38    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,42    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,38    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,32    | 0,39    | 0,39    | 0,40    | 0,37    | 0,36    | 0,33    | 0,33    | 0,32    | 0,36    | 0,38    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | 0,00    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,05    | -       | -       | -       | -       | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,74    | 0,68    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,73    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,77   | 23,85   | 23,60   | 23,14   | 23,59   | 22,93   | 23,50   | 23,00   | 23,06   | 24,07   | 23,27   | 23,71   | 23,61   | 22,90   | 23,12   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 413,88  | 416,31  | 409,18  | 395,60  | 408,72  | 389,53  | 406,08  | 391,47  | 393,39  | 422,76  | 399,52  | 412,35  | 409,42  | 388,68  | 394,92  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 777,4   | 1 043,1 | 998,7   | 886,7   | 953,8   | 896,6   | 991,0   | 858,9   | 866,6   | 982,5   | 932,6   | 953,5   | 976,9   | 879,1   | 692,7   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 517,9   | 681,6   | 669,4   | 640,8   | 643,3   | 657,9   | 664,9   | 634,8   | 629,8   | 633,6   | 659,4   | 659,4   | 662,0   | 650,0   | 540,7   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 63,83   | 71,53   | 76,74   | 66,93   | 67,21   | 67,09   | 68,03   | 67,66   | 65,17   | 60,59   | 72,69   | 66,80   | 67,86   | 69,20   | 59,91   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_s$ )    | mln PLN             | 110,0   | 144,8   | 142,2   | 136,1   | 136,6   | 139,7   | 141,2   | 134,8   | 133,8   | 134,6   | 140,1   | 140,1   | 140,6   | 138,1   | 103,5   |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 743,6   | 941,5   | 943,8   | 879,8   | 884,1   | 901,2   | 911,0   | 874,3   | 861,3   | 852,2   | 918,5   | 901,3   | 906,8   | 897,2   | 750,2   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op\_t}$ )            | mln PLN             | 33,78   | 101,60  | 54,91   | 6,92    | 69,71   | -4,58   | 79,99   | -15,41  | 5,31    | 130,32  | 14,12   | 52,23   | 70,05   | -18,18  | -57,52  |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 27,36   | 82,30   | 44,48   | 5,60    | 56,47   | -4,58   | 64,79   | -15,41  | 4,30    | 105,56  | 11,44   | 42,31   | 56,74   | -18,18  | -57,52  |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ ) | PLN/Mg              | 14,57   | 32,85   | 18,22   | 2,50    | 24,20   | -1,99   | 26,55   | -7,02   | 1,95    | 45,42   | 4,90    | 18,29   | 23,78   | -8,04   | -32,79  |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 36,39   | 33,84   | 34,53   | 29,13   | 38,50   | 46,57   | 30,18   | 28,26   | 24,81   | 24,73   | 44,41   | 41,68   | 42,59   | 48,57   | 55,87   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 3,57    | 3,32    | 3,39    | 2,86    | 3,78    | 4,57    | 2,96    | 2,77    | 2,44    | 2,43    | 4,36    | 4,09    | 4,18    | 4,77    | 5,49    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 9,93    | 9,65    | 9,73    | 9,15    | 10,16   | 11,03   | 9,26    | 9,05    | 8,68    | 8,67    | 10,80   | 10,50   | 10,60   | 11,24   | 12,03   |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 24,89   | 68,44   | 33,67   | 3,95    | 34,81   | -2,45   | 34,86   | -7,71   | 2,03    | 45,96   | 3,70    | 12,76   | 15,31   | -4,09   | -10,46  |

EFEKTYWNA PARCELA - ŚREDNIA

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     | 14.     | 15.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 363,9 | 1 757,1 | 1 611,9 | 1 490,2 | 1 596,4 | 1 505,7 | 1 595,2 | 1 570,3 | 1 526,2 | 1 638,9 | 1 682,8 | 1 725,5 | 1 719,9 | 1 691,1 | 634,2   |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,42    | 1,44    | 1,44    | 1,42    | 1,42    | 1,42    | 1,41    | 1,41    | 1,41    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 208,8 | 2 832,0 | 2 638,5 | 2 475,1 | 2 586,6 | 2 500,7 | 2 601,2 | 2 589,8 | 2 520,2 | 2 648,0 | 2 711,4 | 2 780,9 | 2 763,8 | 2 714,5 | 1 018,0 |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 959,0 | 2 503,1 | 2 314,3 | 2 148,9 | 2 266,0 | 2 174,5 | 2 269,7 | 2 262,3 | 2 195,0 | 2 320,7 | 2 391,2 | 2 453,7 | 2 433,6 | 2 386,7 | 895,9   |
| Miażdżość netto                             | m                   | 3,52    | 3,45    | 3,21    | 2,95    | 3,22    | 2,98    | 3,11    | 3,10    | 3,04    | 3,28    | 3,40    | 3,42    | 3,38    | 3,34    | 3,36    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 1 118,0 | 956,6   | 913,2   | 1 608,6 | 2 192,3 | 2 462,3 | 2 462,2 | 2 604,7 | 2 656,1 | 2 064,0 | 1 086,3 | 1 213,9 | 1 137,1 | 1 176,0 | 1 177,5 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 248,4   | 247,5   | 248,7   | 250,0   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,72    | 2,73    | 2,79    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,92    | 2,84    | 2,79    | 2,79    | 2,78    | 2,78    | 2,79    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 4 163,8 | 4 598,4 | 3 757,8 | 3 158,3 | 3 340,4 | 3 340,0 | 3 289,6 | 3 198,0 | 3 172,9 | 3 859,7 | 6 202,5 | 6 547,2 | 6 857,9 | 6 899,0 | 6 904,3 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 455,2   | 388,2   | 524,4   | 597,0   | 586,4   | 579,3   | 562,6   | 566,1   | 550,7   | 460,9   | 325,5   | 366,0   | 395,5   | 386,8   | 370,5   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,29    | 0,38    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,34    | 0,55    | 0,52    | 0,47    | 0,47    | 0,47    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,46    | 0,41    | 0,46    | 0,35    | 0,34    | 0,35    | 0,34    | 0,35    | 0,35    | 0,38    | 0,38    | 0,33    | 0,29    | 0,29    | 0,29    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | 0,00    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,05    | -       | -       | -       | -       | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,67    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,72    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,09   | 23,83   | 23,50   | 22,99   | 23,93   | 22,79   | 23,61   | 23,15   | 22,89   | 23,57   | 23,42   | 23,50   | 23,55   | 23,62   | 23,56   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 394,13  | 415,73  | 406,15  | 391,12  | 418,83  | 385,41  | 409,38  | 395,81  | 388,14  | 408,11  | 403,67  | 406,01  | 407,62  | 409,51  | 407,84  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 772,1   | 1 040,6 | 940,0   | 840,5   | 949,1   | 838,1   | 929,2   | 895,4   | 852,0   | 947,1   | 965,3   | 996,2   | 992,0   | 977,4   | 365,4   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 521,2   | 685,6   | 660,9   | 632,3   | 629,8   | 632,3   | 642,4   | 634,8   | 629,8   | 649,1   | 666,3   | 667,1   | 670,7   | 665,4   | 275,9   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 56,50   | 81,88   | 79,84   | 67,12   | 61,62   | 59,91   | 60,84   | 59,51   | 58,84   | 65,15   | 78,65   | 75,38   | 74,46   | 72,45   | 26,99   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )    | mln PLN             | 110,7   | 145,6   | 140,4   | 134,3   | 133,8   | 134,3   | 136,4   | 134,8   | 133,8   | 137,9   | 141,5   | 141,7   | 142,4   | 141,3   | 52,6    |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 725,8   | 977,3   | 942,7   | 869,7   | 851,2   | 848,5   | 862,1   | 850,1   | 842,6   | 884,9   | 944,7   | 935,8   | 937,4   | 925,8   | 372,6   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op\_t}$ )            | mln PLN             | 46,31   | 63,32   | -2,75   | -29,21  | 97,91   | -10,40  | 67,10   | 45,36   | 9,34    | 62,22   | 20,54   | 60,48   | 54,63   | 51,53   | -7,25   |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 37,51   | 51,29   | -2,75   | -29,21  | 79,30   | -10,40  | 54,35   | 36,74   | 7,57    | 50,40   | 16,63   | 48,99   | 44,25   | 41,74   | -7,25   |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ ) | PLN/Mg              | 19,15   | 20,49   | -1,19   | -13,59  | 35,00   | -4,78   | 23,95   | 16,24   | 3,45    | 21,72   | 6,96    | 19,96   | 18,18   | 17,49   | -8,10   |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 41,42   | 40,41   | 49,11   | 39,34   | 31,05   | 25,05   | 21,34   | 25,31   | 25,56   | 23,20   | 24,26   | 25,08   | 30,39   | 43,36   | 67,64   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 3,82    | 3,72    | 4,52    | 3,62    | 2,86    | 2,31    | 1,97    | 2,33    | 2,35    | 2,14    | 2,24    | 2,31    | 2,80    | 3,99    | 6,23    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 10,20   | 10,10   | 10,98   | 9,99    | 9,15    | 8,54    | 8,16    | 8,56    | 8,59    | 8,35    | 8,46    | 8,54    | 9,08    | 10,39   | 12,85   |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 34,04   | 42,32   | -2,01   | -19,96  | 51,20   | -6,36   | 31,38   | 19,04   | 3,60    | 22,60   | 6,81    | 18,32   | 14,30   | 10,45   | -1,18   |

EFEKTYWNA ŚCIANA - MAX-MIN

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 375,5 | 1 802,6 | 1 759,3 | 1 580,7 | 1 667,4 | 1 573,7 | 1 663,9 | 1 662,5 | 1 647,9 | 1 639,5 | 1 604,5 | 1 287,0 |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,42    | 1,42    | 1,42    | 1,42    | 1,41    | 1,43    | 1,42    | 1,43    | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,45    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 205,7 | 2 889,1 | 2 824,8 | 2 570,0 | 2 681,8 | 2 565,3 | 2 691,4 | 2 701,1 | 2 690,6 | 2 653,3 | 2 615,4 | 2 125,2 |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 955,4 | 2 559,7 | 2 501,2 | 2 248,3 | 2 357,8 | 2 242,3 | 2 360,1 | 2 376,9 | 2 369,1 | 2 323,9 | 2 286,8 | 1 862,5 |
| Miaższość netto                             | m                   | 3,54    | 3,54    | 3,51    | 3,19    | 3,33    | 3,16    | 3,26    | 3,32    | 3,32    | 3,26    | 3,16    | 3,17    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 1 059,8 | 1 096,3 | 882,9   | 1 624,7 | 1 713,4 | 1 722,9 | 1 759,3 | 1 759,9 | 1 858,5 | 2 556,4 | 1 863,5 | 1 701,3 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 249,8   | 247,5   | 247,5   | 249,8   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,66    | 2,66    | 2,67    | 2,85    | 2,88    | 2,88    | 2,87    | 2,80    | 2,81    | 2,91    | 2,89    | 2,87    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 5 377,0 | 5 390,8 | 5 511,3 | 5 945,7 | 5 341,2 | 5 235,9 | 4 943,2 | 4 046,0 | 3 924,5 | 3 344,5 | 4 281,8 | 3 863,7 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 463,8   | 456,3   | 442,9   | 443,3   | 454,8   | 446,2   | 434,5   | 441,1   | 454,0   | 555,2   | 474,6   | 482,5   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,29    | 0,29    | 0,30    | 0,46    | 0,47    | 0,47    | 0,46    | 0,35    | 0,39    | 0,30    | 0,38    | 0,29    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,37    | 0,37    | 0,37    | 0,29    | 0,29    | 0,30    | 0,31    | 0,40    | 0,40    | 0,36    | 0,36    | 0,42    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | -       | 0,03    | 0,04    | 0,04    | 0,05    | 0,05    | 0,01    | -       |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,68    | 0,67    | 0,69    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,77   | 23,91   | 23,69   | 23,20   | 23,58   | 23,13   | 23,45   | 23,22   | 22,99   | 24,05   | 23,46   | 22,47   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 414,14  | 418,19  | 411,59  | 397,49  | 408,33  | 395,19  | 404,78  | 398,05  | 391,30  | 422,20  | 404,93  | 375,87  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 809,8   | 1 070,4 | 1 029,5 | 893,7   | 962,8   | 886,1   | 955,3   | 946,1   | 927,0   | 981,2   | 926,0   | 700,1   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 532,4   | 700,6   | 688,3   | 646,0   | 638,3   | 640,8   | 652,4   | 660,5   | 655,3   | 634,7   | 643,3   | 647,3   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 57,46   | 74,79   | 81,47   | 67,03   | 65,18   | 66,06   | 67,40   | 67,13   | 65,79   | 59,83   | 72,19   | 53,72   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )    | mln PLN             | 113,1   | 148,8   | 146,2   | 137,2   | 135,6   | 136,1   | 138,6   | 140,3   | 139,2   | 134,8   | 136,6   | 110,1   |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 742,2   | 974,4   | 980,3   | 886,6   | 871,7   | 877,4   | 893,7   | 904,3   | 894,3   | 851,5   | 897,4   | 839,6   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op\_t}$ )            | mln PLN             | 67,63   | 95,98   | 49,20   | 7,09    | 91,03   | 8,79    | 61,68   | 41,82   | 32,72   | 129,66  | 28,54   | -139,55 |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 54,78   | 77,74   | 39,85   | 5,74    | 73,73   | 7,12    | 49,96   | 33,87   | 26,50   | 105,03  | 23,11   | -139,55 |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ ) | PLN/Mg              | 28,01   | 30,37   | 15,93   | 2,55    | 31,27   | 3,18    | 21,17   | 14,25   | 11,19   | 45,19   | 10,11   | -74,92  |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 36,06   | 33,94   | 35,79   | 45,14   | 42,44   | 46,10   | 44,85   | 41,85   | 47,15   | 42,86   | 25,11   | 24,20   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 3,46    | 3,25    | 3,43    | 4,33    | 4,07    | 4,42    | 4,30    | 4,01    | 4,52    | 4,11    | 2,41    | 2,32    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 9,80    | 9,58    | 9,77    | 10,76   | 10,47   | 10,86   | 10,73   | 10,41   | 10,97   | 10,52   | 8,65    | 8,55    |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 49,89   | 64,75   | 30,13   | 3,82    | 44,81   | 3,84    | 24,48   | 15,34   | 10,39   | 38,64   | 9,28    | -52,13  |

EFEKTYWNA ŚCIANA- GRUPY

| Rok realizacji projektu                                   | lata                | 1.           | 2.            | 3.           | 4.           | 5.           | 6.           | 7.           | 8.           | 9.            | 10.           | 11.          | 12.          | 13.          | 14.            |
|-----------------------------------------------------------|---------------------|--------------|---------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|---------------|--------------|--------------|--------------|----------------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )                       | tys. m <sup>3</sup> | 1 316,1      | 1 772,2       | 1 723,8      | 1 673,7      | 1 709,4      | 1 736,4      | 1 590,5      | 1 602,4      | 1 459,3       | 1 626,2       | 1 537,7      | 1 556,6      | 1 676,0      | 236,4          |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                                   | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,42         | 1,42          | 1,42         | 1,41         | 1,42         | 1,42         | 1,44         | 1,42         | 1,44          | 1,42          | 1,44         | 1,43         | 1,42         | 1,44           |
| Wydobycie węgla brutto                                    | tys. Mg             | 2 110,3      | 2 847,2       | 2 779,9      | 2 689,7      | 2 752,4      | 2 791,8      | 2 615,9      | 2 604,4      | 2 432,0       | 2 639,6       | 2 546,9      | 2 552,5      | 2 704,5      | 385,8          |
| Wydobycie węgla netto                                     | tys. Mg             | 1 865,2      | 2 518,0       | 2 455,6      | 2 363,3      | 2 429,8      | 2 468,9      | 2 285,7      | 2 281,1      | 2 107,0       | 2 313,4       | 2 218,0      | 2 223,3      | 2 383,7      | 341,0          |
| Miażdżość netto                                           | m                   | 3,47         | 3,48          | 3,44         | 3,33         | 3,43         | 3,47         | 3,12         | 3,20         | 2,91          | 3,22          | 3,03         | 3,07         | 3,42         | 3,42           |
| Wybieg ściany                                             | m                   | 1 278,1      | 1 265,1       | 1 010,3      | 1 134,9      | 1 133,9      | 987,9        | 2 010,2      | 2 294,9      | 2 461,0       | 2 486,5       | 2 601,5      | 2 162,7      | 1 880,5      | 1 212,2        |
| Długość ściany                                            | m                   | 250,0        | 250,0         | 250,0        | 250,0        | 248,0        | 247,5        | 249,1        | 250,0        | 250,0         | 250,0         | 250,0        | 250,0        | 250,0        | 250,0          |
| Średni postęp eksploatacji                                | m/d                 | 2,74         | 2,74          | 2,74         | 2,78         | 2,73         | 2,71         | 2,87         | 2,92         | 2,92          | 2,92          | 2,92         | 2,89         | 2,86         | 2,83           |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.                     | m                   | 5 900,3      | 5 833,4       | 5 713,6      | 6 748,1      | 6 105,0      | 5 800,6      | 3 626,4      | 3 372,7      | 3 323,4       | 3 223,3       | 3 193,1      | 3 820,8      | 3 580,7      | 3 989,1        |
| Śr. głębokość eksploatacji                                | m. p.p.t            | 379,4        | 380,2         | 373,9        | 391,3        | 390,9        | 390,3        | 549,5        | 581,3        | 572,4         | 564,4         | 557,9        | 484,7        | 491,5        | 398,4          |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ )               | -                   | 0,46         | 0,47          | 0,47         | 0,46         | 0,37         | 0,38         | 0,33         | 0,29         | 0,29          | 0,29          | 0,29         | 0,37         | 0,30         | 0,29           |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )                  | -                   | 0,38         | 0,37          | 0,37         | 0,29         | 0,36         | 0,37         | 0,35         | 0,34         | 0,34          | 0,34          | 0,35         | 0,34         | 0,40         | 0,46           |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )                   | -                   | -            | -             | -            | -            | -            | -            | -            | 0,00         | 0,04          | 0,04          | 0,05         | 0,05         | 0,05         | -              |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ )               | -                   | 0,75         | 0,75          | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,75         | 0,70         | 0,67         | 0,67          | 0,67          | 0,67         | 0,71         | 0,75         | 0,75           |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )                           | PLN/Mg              | 450          | 450           | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450          | 450           | 450           | 450          | 450          | 450          | 450            |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )                            | MJ/kg               | 23,79        | 23,89         | 23,59        | 23,54        | 23,52        | 23,56        | 23,45        | 23,46        | 22,80         | 23,86         | 22,76        | 23,30        | 23,06        | 22,55          |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )                            | PLN/Mg              | 414,51       | 417,63        | 408,82       | 407,26       | 406,85       | 408,01       | 404,56       | 404,97       | 385,61        | 416,63        | 384,50       | 400,25       | 393,15       | 378,27         |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )                        | mln PLN             | 773,2        | 1 051,6       | 1 003,9      | 962,5        | 988,6        | 1 007,4      | 924,7        | 923,8        | 812,5         | 963,8         | 852,8        | 889,9        | 937,1        | 129,0          |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ )               | mln PLN             | 517,9        | 670,4         | 662,8        | 673,7        | 679,2        | 652,0        | 634,8        | 629,8        | 632,3         | 637,3         | 643,3        | 653,2        | 655,2        | 327,6          |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )                     | mln PLN             | 54,51        | 72,04         | 77,66        | 72,99        | 72,60        | 77,50        | 64,43        | 61,08        | 59,67         | 59,80         | 59,76        | 68,85        | 65,02        | 9,85           |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )                  | mln PLN             | 110,0        | 144,8         | 142,4        | 140,8        | 143,1        | 144,3        | 138,5        | 134,8        | 133,8         | 134,3         | 135,4        | 136,6        | 133,8        | 19,1           |
| <b>Łączne koszty eksploatacji (<math>K_c</math>)</b>      | <b>mln PLN</b>      | <b>716,0</b> | <b>931,9</b>  | <b>939,9</b> | <b>935,4</b> | <b>942,7</b> | <b>930,6</b> | <b>867,4</b> | <b>849,7</b> | <b>847,8</b>  | <b>853,2</b>  | <b>859,4</b> | <b>897,1</b> | <b>888,7</b> | <b>362,9</b>   |
| <b>Wynik operacyjny (<math>D_{op\_t}</math>)</b>          | <b>mln PLN</b>      | <b>57,18</b> | <b>119,71</b> | <b>63,94</b> | <b>27,13</b> | <b>45,83</b> | <b>76,77</b> | <b>57,30</b> | <b>74,11</b> | <b>-35,27</b> | <b>110,64</b> | <b>-6,61</b> | <b>-7,19</b> | <b>48,43</b> | <b>-233,95</b> |
| <b>Przepływy pieniężne (<math>CF_t</math>)</b>            | <b>mln PLN</b>      | <b>46,31</b> | <b>96,96</b>  | <b>51,79</b> | <b>21,98</b> | <b>37,12</b> | <b>62,19</b> | <b>46,42</b> | <b>60,03</b> | <b>-35,27</b> | <b>89,62</b>  | <b>-6,61</b> | <b>-7,19</b> | <b>39,23</b> | <b>-233,95</b> |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ )               | PLN/Mg              | 24,83        | 38,51         | 21,09        | 9,30         | 15,28        | 25,19        | 20,31        | 26,32        | -16,74        | 38,74         | -2,98        | -3,24        | 16,46        | -686,03        |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )                 | %                   | 53,20        | 51,12         | 51,83        | 48,41        | 44,95        | 47,70        | 28,86        | 19,76        | 24,08         | 21,00         | 22,75        | 33,97        | 33,25        | 43,09          |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ )               | %                   | 5,20         | 5,00          | 5,07         | 4,73         | 4,40         | 4,66         | 2,82         | 1,93         | 2,35          | 2,05          | 2,22         | 3,32         | 3,25         | 4,21           |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                               | %                   | 11,72        | 11,50         | 11,58        | 11,21        | 10,84        | 11,13        | 9,10         | 8,13         | 8,59          | 8,26          | 8,45         | 9,65         | 9,58         | 10,64          |
| <b>Zdyskont. przepływy pieniężne (<math>DCF_t</math>)</b> | <b>mln PLN</b>      | <b>41,45</b> | <b>78,00</b>  | <b>37,29</b> | <b>14,37</b> | <b>22,19</b> | <b>33,01</b> | <b>25,22</b> | <b>32,13</b> | <b>-16,80</b> | <b>40,53</b>  | <b>-2,71</b> | <b>-2,38</b> | <b>11,95</b> | <b>-56,84</b>  |

EFEKTYWNA ŚCIANA- ŚREDNIA

| Rok realizacji projektu                     | lata                | 1.      | 2.      | 3.      | 4.      | 5.      | 6.      | 7.      | 8.      | 9.      | 10.     | 11.     | 12.     | 13.     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Objętość wydobytego węgla ( $V_s$ )         | tys. m <sup>3</sup> | 1 363,9 | 1 758,5 | 1 670,2 | 1 617,4 | 1 612,4 | 1 651,5 | 1 536,3 | 1 661,5 | 1 678,7 | 1 575,8 | 1 605,1 | 1 102,5 | 505,7   |
| Gęstość węgla ( $d_i$ )                     | Mg/m <sup>3</sup>   | 1,44    | 1,42    | 1,43    | 1,43    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,42    | 1,42    | 1,43    | 1,44    | 1,41    | 1,39    |
| Wydobycie węgla brutto                      | tys. Mg             | 2 208,8 | 2 833,3 | 2 717,4 | 2 635,3 | 2 619,9 | 2 677,5 | 2 517,1 | 2 690,7 | 2 712,2 | 2 578,6 | 2 633,8 | 1 776,2 | 798,8   |
| Wydobycie węgla netto                       | tys. Mg             | 1 959,0 | 2 504,4 | 2 393,1 | 2 309,0 | 2 294,8 | 2 351,8 | 2 190,5 | 2 366,0 | 2 390,6 | 2 253,5 | 2 305,0 | 1 559,3 | 704,7   |
| Mięszczość netto                            | m                   | 3,52    | 3,46    | 3,33    | 3,20    | 3,21    | 3,27    | 3,05    | 3,32    | 3,38    | 3,14    | 3,16    | 3,35    | 3,49    |
| Wybieg ściany                               | m                   | 1 115,9 | 941,4   | 1 650,8 | 1 799,8 | 1 826,0 | 1 704,1 | 2 068,5 | 1 327,0 | 1 141,3 | 1 473,0 | 2 257,2 | 2 463,8 | 2 594,0 |
| Długość ściany                              | m                   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 250,0   | 247,9   | 247,5   | 249,2   | 250,0   | 250,0   | 250,0   |
| Średni postęp eksploatacji                  | m/d                 | 2,72    | 2,73    | 2,78    | 2,82    | 2,82    | 2,83    | 2,90    | 2,81    | 2,79    | 2,85    | 2,89    | 2,89    | 2,89    |
| Śr. odległość ekspl. od szybu transp.       | m                   | 4 163,8 | 4 602,5 | 3 955,2 | 5 157,2 | 5 268,0 | 5 204,2 | 5 703,5 | 6 200,6 | 6 022,7 | 5 283,3 | 3 042,4 | 2 995,3 | 2 954,7 |
| Śr. głębokość eksploatacji                  | m. p.p.t            | 455,2   | 387,7   | 515,1   | 525,5   | 515,2   | 496,7   | 426,6   | 333,1   | 320,2   | 415,2   | 585,7   | 561,2   | 538,1   |
| Znorm. wsp. zagrożenia wodnego ( $k_{zw}$ ) | -                   | 0,29    | 0,38    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,29    | 0,46    | 0,51    | 0,56    | 0,49    | 0,29    | 0,29    | 0,29    |
| Znorm. grupa samozapalności ( $k_{zs}$ )    | -                   | 0,46    | 0,41    | 0,41    | 0,33    | 0,33    | 0,32    | 0,32    | 0,37    | 0,37    | 0,32    | 0,33    | 0,34    | 0,35    |
| Znorm. st. zagr. tapaniami ( $k_{zt}$ )     | -                   | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | -       | 0,00    | 0,05    | 0,08    | 0,10    |
| Znorm. wsp. zab. geologicznych ( $k_{zu}$ ) | -                   | 0,75    | 0,75    | 0,67    | 0,68    | 0,67    | 0,67    | 0,67    | 0,74    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    | 0,75    |
| Cena węgla wzorcowego ( $C_w$ )             | PLN/Mg              | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     | 450     |
| Kaloryczność w złożu ( $Q_k$ )              | MJ/kg               | 23,09   | 23,85   | 23,89   | 23,31   | 23,75   | 23,58   | 23,20   | 23,47   | 23,45   | 23,17   | 22,82   | 23,53   | 23,92   |
| Cena węgla złożowego ( $C_k$ )              | PLN/Mg              | 394,13  | 416,50  | 417,63  | 400,67  | 413,30  | 408,50  | 397,36  | 405,24  | 404,64  | 396,59  | 386,27  | 407,15  | 418,37  |
| Wartość wydobytego węgla ( $W_s$ )          | mln PLN             | 772,1   | 1 043,1 | 999,4   | 925,2   | 948,4   | 960,7   | 870,4   | 958,8   | 967,3   | 893,7   | 890,4   | 634,9   | 294,8   |
| Koszty utrzymania infrastruktury ( $NK_z$ ) | mln PLN             | 521,2   | 685,6   | 661,9   | 654,2   | 651,6   | 653,7   | 645,5   | 659,7   | 658,4   | 647,3   | 642,8   | 642,8   | 376,4   |
| Koszty drażenia wyr. chodn. ( $K_w$ )       | mln PLN             | 56,50   | 81,57   | 71,91   | 66,65   | 65,48   | 70,46   | 63,70   | 70,35   | 71,95   | 68,56   | 61,18   | 39,91   | 17,02   |
| Koszty pracy kompl. ścianowego ( $K_ś$ )    | mln PLN             | 110,7   | 145,6   | 140,6   | 138,9   | 138,4   | 138,8   | 137,1   | 140,1   | 139,8   | 137,5   | 136,5   | 90,3    | 39,1    |
| Łączne koszty eksploatacji ( $K_c$ )        | mln PLN             | 725,8   | 976,4   | 920,3   | 894,9   | 889,2   | 905,8   | 874,2   | 912,8   | 916,5   | 892,7   | 864,2   | 787,8   | 438,4   |
| Wynik operacyjny ( $D_{op\_t}$ )            | mln PLN             | 46,31   | 66,73   | 79,14   | 30,28   | 59,23   | 54,94   | -3,82   | 46,01   | 50,78   | 1,02    | 26,16   | -152,92 | -143,57 |
| Przepływy pieniężne ( $CF_t$ )              | mln PLN             | 37,51   | 54,05   | 64,10   | 24,52   | 47,98   | 44,50   | -3,82   | 37,27   | 41,13   | 0,83    | 21,19   | -152,92 | -143,57 |
| Wynik jedn. po opodatkowaniu ( $M_{n\_t}$ ) | PLN/Mg              | 19,15   | 21,58   | 26,79   | 10,62   | 20,91   | 18,92   | -1,74   | 15,75   | 17,21   | 0,37    | 9,19    | -98,07  | -203,74 |
| Wzgl. różnica wskaźnika RF ( $\delta_i$ )   | %                   | 39,26   | 44,04   | 29,45   | 26,44   | 26,19   | 25,87   | 42,64   | 58,84   | 64,92   | 50,73   | 23,10   | 28,41   | 29,38   |
| Śr. specyficzne ryzyko projektowe ( $R_i$ ) | %                   | 3,75    | 4,21    | 2,81    | 2,53    | 2,50    | 2,47    | 4,08    | 5,62    | 6,20    | 4,85    | 2,21    | 2,71    | 2,81    |
| Stopa dyskonta ( $WACC_t$ )                 | %                   | 10,13   | 10,63   | 9,10    | 8,78    | 8,75    | 8,72    | 10,48   | 12,18   | 12,82   | 11,33   | 8,43    | 8,99    | 9,09    |
| Zdyskont. przepływy pieniężne ( $DCF_t$ )   | mln PLN             | 34,06   | 44,16   | 49,37   | 17,51   | 31,54   | 26,95   | -1,90   | 14,86   | 13,88   | 0,28    | 8,70    | -54,45  | -46,34  |