

INSTYTUT GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIA
POLSKIEJ AKADEMII NAUK — KRAKÓW

STUDIA, ROZPRAWY, MONOGRAFIE **201**

Michał Kopacz

WPŁYW WYBRANYCH PARAMETRÓW
GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH NA OCENĘ EKONOMICZNĄ
PROJEKTÓW W GÓRNICTWIE WĘGLA KAMIENNEGO

WYDAWNICTWO INSTYTUTU GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI
I ENERGIA PAN • KRAKÓW • 2017

KOMITET REDAKCYJNY

prof. dr hab. inż. Eugeniusz Mokrzycki (redaktor naczelny serii)
dr hab. inż. Lidia Gawlik (sekretarz redakcji), prof. IGSMiE PAN
dr hab. inż. Krzysztof Galos, prof. IGSMiE PAN
dr hab. inż. Beata Kępińska, prof. IGSMiE PAN
dr hab. inż. Zenon Pilecki, prof. IGSMiE PAN

RECENZENCI

prof. dr hab. inż. Konrad Wanielista
prof. dr hab. inż. Roman Magda
dr hab. inż. Krzysztof Galos, prof. IGSMiE PAN

ADRES REDAKCJI

31-261 Kraków, ul. Józefa Wybickiego 7a
tel. 12-632-33-00, fax 12-632-35-24

Redaktor Wydawnictwa: mgr Danuta Nikiel-Wroczyńska
Redaktor techniczny: Barbara Sudoł

© *Copyright by Michał Kopacz*
© *Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN – Wydawnictwo*

Printed in Poland
Kraków 2017
ISSN 1895-6823
ISBN 978-83-62922-73-4

Spis treści

Wykaz najważniejszych akronimów i skrótów	5
Wprowadzenie	7
1. Tezy, cele, metodyka i zakres badań	10
2. Podstawowe pojęcia i metody analizy użyte w badaniach	15
2.1. Ogólna charakterystyka oceny ekonomicznej projektów górniczych	15
2.2. Górniczy projekt inwestycyjny	17
2.2.1. Podejścia, metody i standardy wyceny wartości projektów górniczych	19
2.2.2. Ryzyko projektów górniczych	23
2.3. Metody i modele oceny efektywności ekonomicznej użyte w badaniach	26
2.3.1. Parametry geologiczno-górnice uwzględnione w opracowanych modelach oceny	27
2.3.2. Kalkulacja wolnych przepływów pieniężnych	28
2.3.3. Metoda NPV	30
2.4. Metoda symulacyjna Monte Carlo	33
2.4.1. Technika bootstrapu	33
2.4.2. Korelowanie zmiennych za pomocą kopuł	37
2.4.3. Empiryczne rozkłady prawdopodobieństwa	43
2.4.4. Model przodka wydobywczego	44
3. Komponenty wartości w opracowanej metodzie oceny ekonomicznej projektów w górnictwie węgla kamiennego	52
3.1. Koszty pozyskania węgla w procesie wydobywania i przeróbki	52
3.1.1. Ewidencja i rozliczanie kosztów w kopalniach węgla kamiennego	54
3.1.2. Zanieczyszczenie węgla jako istotne źródło kosztów	59
3.1.3. Źródła skały płonnej w kopalni podziemnej	62
3.1.4. Związek kosztów ścian z wybranymi parametrami geologiczno-górnictwymi	64
3.2. Parametry jakościowe węgla a jego cena	72
4. Źródła danych	78
4.1. Cyfrowe źródła danych geologicznych	78
4.2. Empiryczne źródła danych geologiczno-górnictwowych i technicznych	91
4.3. Przygotowanie danych do analiz ekonomiczno-finansowych	97
5. Charakterystyka kluczowych zmiennych decyzyjnych w opracowanych modelach oceny efektywności ekonomicznej	104
5.1. Zasoby węgla	104

5.2. Udostępnienie, wydobywanie i produkcja węgla handlowego	107
5.2.1. Skała płonna i węgiel z wyrobisk korytarzowych	107
5.2.2. Wydobywanie i produkcja węgla handlowego	109
5.3. Przychody ze sprzedaży	115
5.4. Koszty operacyjne	118
5.4.1. Ujęcie procesowe kosztów wydobycia węgla	120
5.4.2. Korekta kosztów wydobycia węgla w ujęciu rodzajowym	124
5.5. Nakłady inwestycyjne i amortyzacja środków trwałych	136
5.6. Pozostałe zmienne decyzyjne modeli oceny	140
6. Rezultaty analizy wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną kopalni „X”	143
6.1. Rezultaty oceny finansowej	144
6.1.1. Analiza wrażliwości	148
6.2. Ocena wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnich na koszty operacyjne oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe	150
6.2.1. Rezultaty analiz w ujęciu deterministycznym	151
6.2.2. Rezultaty analiz w ujęciu probabilistycznym	164
6.3. Ocena wpływu parametrów jakościowych węgla na przychody oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe	181
6.3.1. Rezultaty analiz w ujęciu deterministycznym	182
6.3.2. Rezultaty analiz w ujęciu probabilistycznym	193
6.4. Wybrane aspekty oceny wpływu parametrów złożowych na ocenę ekonomiczną kopalni „X”	201
6.4.1. Analiza ekonomicznych skutków proporcjonalnego rozdziału kosztów wydobycia węgla i skały płonnej	201
6.4.2. Ocena ekonomiczna kopalni „X” w warunkach braku korelacji parametrów złożowych i kosztów	205
6.4.3. Ocena wpływu liniowej struktury korelacji parametrów złożowych na bazie kopuły Gaussa	211
7. Podsumowanie całości prac badawczych i wnioski końcowe	214
7.1. Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnich na koszty operacyjne oraz mierniki finansowe kopalni „X”	215
7.2. Wpływ parametrów jakościowych węgla na przychody oraz mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X”	219
7.3. Wpływ opracowanego algorytmu rozdziału kosztów operacyjnych oraz struktur korelacji parametrów złożowych na ocenę efektywności ekonomicznej kopalni „X” ..	221
Słownik najważniejszych terminów i pojęć stosowanych w publikacji	225
Literatura	229
Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego – Streszczenie	239
The impact of selected geological and mining parameters on the economic evaluation of projects in the hard coal mining industry – Abstract	241

Wykaz najważniejszych akronimów i skrótów

CAGR	– (<i>compound annual growth rate</i>) roczna składowa stopa procentowa,
CY_c	– wychód węgla handlowego,
EBIT	– (<i>earnings before interest and taxes</i>) zysk operacyjnych przed odliczeniem odsetek i przed opodatkowaniem,
EBITDA	– (<i>earnings before interest, taxes, depreciation and amortization</i>) zysk operacyjny przed odliczeniem odsetek, podatków i amortyzacji,
EY_c	– wskaźnik uzysku energii w koncentracie węgla,
EY_w	– wskaźnik uzysku energii ze złoża,
FCF	– (<i>free cash flow</i>) przepływy pieniężne netto,
FLZG	– Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego,
GKC	– gotówkowe koszty całkowite,
GKC _d	– gotówkowe koszty całkowite „dołowe”, tj. bez kosztów gospodarki skałą płonną na powierzchni,
IRR	– (<i>internal rate of return</i>) wewnętrzna stopa zwrotu,
KON	– kapitał obrotowy netto,
NPV	– (<i>net present value</i>) wartość zaktualizowana netto,
NPVR	– (<i>net present value ratio</i>) wskaźnik wartości zaktualizowanej netto,
ORK	– Oddziałowy Rachunek Kosztów,
RADR	– stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka,
RW	– wartość rezydualna,
STK	– stanowisko kosztów,
ZN	– zysk netto,
ZPMW	– zakład przeróbki mechanicznej węgla.

Wprowadzenie

Górnictwo węgla kamiennego w Polsce stanowi jedną z kluczowych gałęzi przemysłu wydobywczego. Udokumentowane zasoby bilansowe węgla kamiennego według Państwowego Instytutu Geologicznego (PIG) na koniec 2015 roku wynosiły 56,22 mld Mg, natomiast zasoby bilansowe zagospodarowane węgla kamiennego wyniosły 21,11 mld Mg. W tym samym czasie udział zasobów przemysłowych węgla (typ 31–33), przeznaczonych do celów energetycznych wyniósł 60%, natomiast udział zasobów o miąższości do 1,5 m w kopalniach podziemnych stanowił 19% całości zasobów operatywnych poziomów czynnych, w budowie i jeszcze nieudostępnionych (ARP 2016; PIG 2016).

Mimo, iż węgiel kamienny stanowi bogactwo narodowe kraju, jego wydobycie ustawicznie maleje. W 2015 r. wydobycie węgla kamiennego w Polsce wyniosło już tylko 72,2 mln Mg, z czego węgiel energetyczny stanowił blisko 63% całości sprzedaży. Dla porównania – w roku 2003 wyprodukowano i sprzedano 100,3 mln Mg węgla kamiennego. Malejący trend wydobycia węgla kamiennego jest między innymi skutkiem zmian struktury zapotrzebowania na paliwa pierwotne oraz wpływu regulacji obniżających limity emisji CO₂, SO_x, NO_x oraz innych związków chemicznych do środowiska (Kwaśniewski i in. 2015). W kopalniach pogarszają się również warunki geologiczno-górnice, utrudniające pozyskiwanie węgla po kosztach niższych od cen rynkowych. Trudności z utrzymaniem rentownego wydobycia i rosnące wymagania wobec jakości produktów handlowych powodują, że maleje liczba funkcjonujących zakładów górniczych. Obecnie funkcjonują trzy duże spółki węglowe (Jastrzębska Spółka Węglowa, Polska Grupa Górnicza, Katowicki Holding Węglowy), trzy kopalnie w ramach Grupy Tauron, kopalnia Lubelski Węgiel Bogdanka, stanowiąca podmiot w grupie Enea, kopalnia Silesia, Zakład Górniczy Siltech i ECO-PLUS.

Malejącej skali wydobycia towarzyszy rosnący udział odpadów, wynikający z pogarszającej się struktury urobku węglowego oraz konieczności coraz głębszego wzbogacania (Góralczyk red. 2011). Obrazuje to malejący z 74,0% w roku 2003 do 69,1% (2015 rok) wskaźnik uzysku, liczony jako udział produkcji węgla w wydobyciu brutto. Tymczasem udział odpadów zagospodarowanych pod ziemią nie przekracza obecnie 1,5% ich masy całkowitej (ARP 2016).

Budowa złoża węgla kamiennego i związane z nią warunki zalegania pokładów silnie wpływają na koszty wydobycia. Przedstawione w pracy badania empiryczne potwierdzają związki kosztów ścian z wielkością zanieczyszczenia i strukturą urobku węglowego. Warto

podkreślić, że – bazując bezpośrednio na danych z kopalń – koszty związane z urabianiem, transportem, przerobem wyłącznie skały płonnej nie są znane. Tymczasem monitorowanie ekonomicznych skutków coraz większej skali zanieczyszczeń węgla, przy aktualnych problemach branży górnictwa węgla kamiennego, stanowi bardzo ważny aspekt prawidłowego zarządzania obecnymi i przyszłymi kierunkami wydobywania.

Parametry jakościowe węgla współdecydują o możliwych do osiągnięcia przychodach. Mimo, iż dostępne w Polsce węgle energetyczne charakteryzują się stosunkowo niskimi zawartościami popiołu i siarki (PIG 2016), to jednak ich wartość opałowa pretenduje do grona kategorii o wiodącym wpływie na cenę i strategię sprzedaży (wysokiej wartości opałowej węgla towarzyszy niska zawartość popiołu). Kopalnie, które realizują wyższe przychody z tytułu wysokiej jakości węgla mogą efektywnie funkcjonować przy wyższych kosztach, dysponując elastycznością operacyjną i produktową. Na konkurencyjnym rynku i przy dużej nadpodaży dobry węgiel można sprzedawać taniej, wypierając tym samym węgle gorszej jakości. Mając świadomość, że przedsiębiorstwa górnicze nie posiadają dominującego wpływu na cenę produktów handlowych, granicą konkurencyjności staje się więc krańcowy koszt produkcji (Begg i in. 2003). Jest on w górnictwie pochodną kosztów wydobywania węgla oraz towarzyszących skał płonnych. O efektywności ekonomicznej górniczych projektów inwestycyjnych w całym cyklu życia decyduje ostatecznie zdolność do generowania zysków oraz dodatnich przepływów pieniężnych (Kustra 2013; Sierpińska, Niedbała 2016).

W przeprowadzonych badaniach złożę węgla kamiennego „X” i jego wybrane parametry geologiczne stanowią bezpośredni przedmiot zainteresowania, choć sama ocena ekonomiczna prowadzona była w szerokim ujęciu, a jej zakres podporządkowano tezie i celom prac, które przedstawiono w rozdziale pierwszym.

W drugim rozdziale zaprezentowano koncepcję całości analiz. Zdefiniowano przedmiot i metody oceny ekonomicznej. Opisano zagadnienia teoretyczne, wprowadzając definicje i systematykę pojęć wchodzących w zakres stosowanej oceny. Scharakteryzowano górniczy projekt inwestycyjny i jego specyfikę. Zaprezentowano metody i techniki Monte Carlo użyte w symulacjach. Opisano również opracowaną na potrzeby badań koncepcję przodka wydobywczego. Wyprowadzono wzory na wskaźniki uzysku energii ze złoża i w koncentracji, umożliwiające kalkulację wychodu węgla handlowego. Opracowane modele bazują na parametrach ilościowych pokładu i ścian oraz jakościowych węgla w złożu, biorąc pod uwagę furtę eksploatacyjną dostosowaną do warunków złożowych w kopalni „X” jak i straty w procesie przeróbczym.

W rozdziale trzecim przedstawiono kluczowe komponenty wartości, istotne w prowadzonej ocenie ekonomicznej. Zidentyfikowano źródła skały płonnej w kopalni podziemnej oraz scharakteryzowano zasady ewidencji i rozliczania kosztów operacyjnych, ze szczególnym uwzględnieniem dekretacji kosztów skały płonnej i gospodarki odpadami na powierzchni. Przedstawiono związki kosztów ścian z określonymi parametrami geologiczno-górnictwymi na przykładzie wybranych kopalń w Polsce. Opisano znaczenie parametrów jakościowych węgla w procesach energetycznych, uwypuklając rolę wartości opałowej w kształtowaniu jego ceny.

W rozdziale czwartym scharakteryzowano źródła danych i przedstawiono analizę statystyczną wybranych parametrów geologiczno-górnich. Na bazie wniosków płynących z porównania danych empirycznych i źródłowych, pochodzących z modelu geologicznego, wykorzystując metodę Monte Carlo przygotowano dane do dalszych analiz ekonomicznych. W modelach odwzorowano współwystępowanie analizowanych parametrów złożowych, wykorzystując do tego celu funkcje powiązane tzw. kopuły, technikę bootstrapu nieparametrycznego oraz zbudowano dedykowane empiryczne rozkłady prawdopodobieństwa wartości kluczowych parametrów geologiczno-górnich.

Rozdział piąty obejmuje charakterystykę kluczowych elementów modeli oceny efektywności ekonomicznej oraz prezentację założeń. Szczególny nacisk położono na identyfikację kosztów związanych ze skalą płaoną z uwzględnieniem poszczególnych miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń. Do tego celu posłużono się ankietą przeprowadzoną wśród pracowników kopalni oraz ekspertów związanych z branżą górnichą w środowiskach akademickich.

Wyniki analiz udokumentowano w rozdziale szóstym równolegle w ujęciu deterministycznym oraz jako rezultat modelowania symulacyjnego. Ujęcie deterministyczne wydaje się bardziej intuicyjne, symulacyjne z kolei kompletne. W całości oba podejścia uzupełniają się, potwierdzając spójność i wiarygodność uzyskanych rezultatów badań.

Rozdział siódmy stanowi podsumowanie całości prac i uwypukla osiągnięcia naukowe i poznawcze prowadzonych analiz.

1. Tezy, cele, metodyka i zakres badań

U podstaw zainteresowania autora analizą wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych na kształtowanie się mierników ekonomiczno-finansowych projektów w górnictwie węgla kamiennego, leżało kilka istotnych przesłanek. Najważniejsze z nich wymieniono poniżej:

- na bazie przeglądu literaturowego zauważono, że mimo ważkości problematyki oceny kosztów skały płonnej i jej wpływu na wyniki finansowe przedsiębiorstw i wartość złóż węgla kamiennego temat pozostaje niedoceniony, a literatura przedmiotu nie dostarcza kompleksowej odpowiedzi w tym zakresie. Ponadto istnieje problem z oceną skali zanieczyszczenia węgla, biorąc pod uwagę wyłącznie parametry złoża (aktualnie do węgla w pokładzie zalicza się również przerosty do 30 cm). Brakuje kompleksowych badań mówiących o ekonomicznych skutkach wydobywania węgla przy zmiennym udziale zanieczyszczeń z uwzględnieniem opadu stropu i pobierki spągu;
- w ocenie efektywności ekonomicznej kopalń (złóż) węgla kamiennego niejednokrotnie marginalizowany jest wpływ parametrów jakościowych węgla. Cena węgla bywa narzucana z góry – jako stała, w oderwaniu od jakości zasobów, która w rzeczywistości jest zmienną losową, kształtowaną w dużym stopniu przez postęp eksploatacji i specyfikę procesu przeróbczego. Parametry jakościowe węgla, w różnym stopniu decydujące o jego cenie, dodatkowo są ze sobą skorelowane co sprawia, że uwzględnianie ich jednoczesnego wpływu winno brać pod uwagę również i ten fakt;
- analizy ekonomiczne zasobów złóż słabo rozpoznanych często ignorują niepewność wobec przyjętych wartości parametrów złożowych. Tymczasem rozpoznanie zasobów złóż w kategoriach C_1 , C_2 i niższych wskazuje, że błąd oceny wartości średnich określonych parametrów złożowych może sięgać nawet $\pm 40\%$. Błąd ten nie rozstrzyga o rzeczywistej średniej, jednak niewielka liczba obserwacji stanowi istotne źródło niepewności. Na etapie eksploatacji wielkość zasobów przemysłowych może się różnić i jak wskazuje Nieć, z dużym prawdopodobieństwem ulegać zmniejszeniu (Nieć 1981, 2007). Zmieniają się również oceny jakości kopaliny wraz z poprawą stopnia rozpoznania złoża (przejście do wyższych kategorii rozpoznania). Użycie symulacji Monte Carlo daje możliwość uwzględniania niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładu danej zmiennej złożowej, co poprawia jakość oceny ekonomicznej.

Zakres i waga przytoczonych obserwacji stały się motywacją do zaproponowania kompleksowego podejścia w zakresie analizy wpływu miąższości pokładu (bez przerostów), przerostów, gęstości przestrzennej węgla i skał płonnych, wartości opałowej, zawartości siarki i popiołu, opadu stropu, pobierki spągu oraz furty eksploatacyjnej na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Potrzebę całościowej analizy wyżej wskazanych zagadnień problemowych wspiera następująca teza badawcza:

- istnieje znaczący wpływ wyżej wymienionych parametrów geologiczno-górnictwowych na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Wpływ ten może być mierzony przy użyciu zespołu mierników technicznych oraz ekonomiczno-financeowych odnoszących się bezpośrednio do złoża. Bardzo przydatne w tym celu jest wykorzystanie bootstrapu nieparametrycznego, rozkładów empirycznych oraz kopuł jako funkcji korelujących, ze szczególnym uwzględnieniem kopuły empirycznej.

Tak sformułowana teza główna wynika z przyjętych tez cząstkowych, w szczególności:

- urabianie skał płonnych, towarzyszące wydobywaniu węgla, jest w sensie ekonomicznym procesem bardziej kosztownym, a możliwy rozkład kosztów dla różnych miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń jest nierównomierny. Ponadto istnieje zależność gotówkowych i całkowitych kosztów wydobywania od poziomu zanieczyszczenia węgla. Zależność ta może być analizowana za pomocą odpowiednio dobranego, bazującego na parametrach pokładu wskaźnika uzysku, opisanego w sensie energetycznym w odniesieniu do złoża lub w odniesieniu do energii zawartej w koncentracji węgla;
- wpływ parametrów jakościowych węgla na przychody, a w końcowym rezultacie – na całościową ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego jest znaczący i różny dla różnych parametrów jakościowych. Może być mierzony przy wykorzystaniu odpowiedniej formuły cenowej bazującej na kopule empirycznej. Formuła ta daje możliwość powiązania parametrów jakościowych węgla z jego ceną, bazując na ich naturalnej zmienności w złożu i współwystępowaniu określonym za pomocą korelacji.

Cel metodyczny zakłada opracowanie metody oceny wpływu zanieczyszczeń węgla i jego parametrów jakościowych na kształtowanie się mierników ekonomiczno-financeowych projektów w górnictwie węgla kamiennego. **Cel aplikacyjny** obejmuje implementację opracowanego podejścia badawczego oraz pomiar tego wpływu na wybranym przykładzie (kopalni „X”).

Do realizacji wskazanych celów badawczych posłużono się modelami, stanowiącymi dzięki zastosowanym metodom możliwie wierne odwzorowanie rzeczywistości. Zbudowano równolegle dwa typy modeli: modele deterministyczne oraz symulacyjne, wykorzystujące metodę Monte Carlo. Wyniki modelowania symulacyjnego stanowią użyteczne rozwinięcie oceny wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych na kształtowanie się wybranych zmiennych technicznych i ekonomiczno-financeowych hipotetycznej kopalni „X”. Złoże „X”, a w jego obrębie wydzielone pokłady przemysłowe, stanowi bezpośredni przedmiot badań. Zasoby tego złoża są stosunkowo dobrze rozpoznane w pokładzie już częściowo wyeksploatowanym (C-1). W pozostałych dwóch pokładach (C-2 i C-3), gdzie dotąd

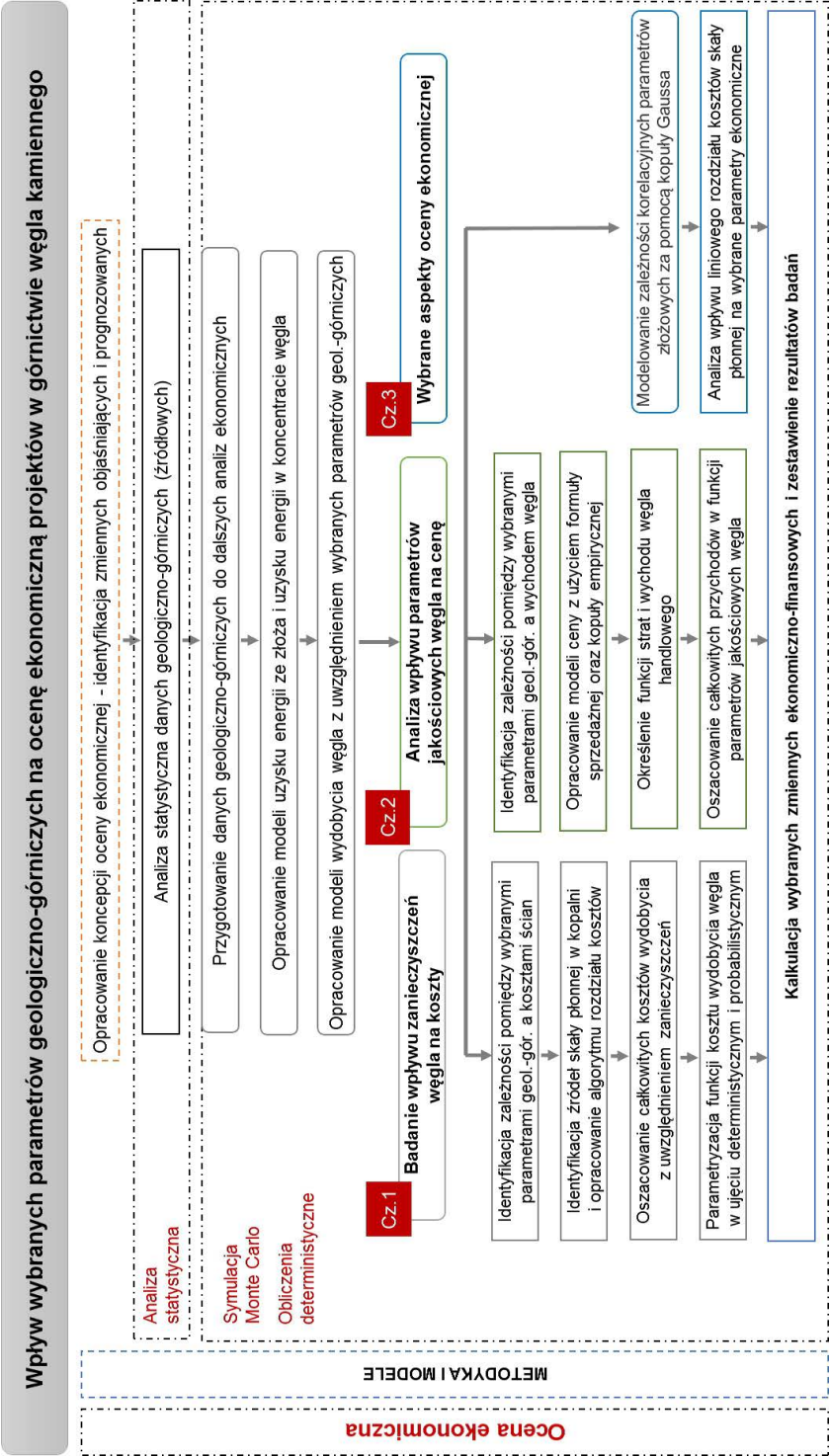
nie prowadzono wydobycia dominuje udział kategorii C_1 i C_2 . Są to zatem aktywa geologiczno-górnice typu 3 w rozumieniu kodeksu POLVAL (kodeks POLVAL 2008). Działalność wydobywcza ma charakter zorganizowanego przedsięwzięcia, będącego kontynuacją działalności funkcjonującej kopalni. Obejmuje ona udostępnienie nowych, niżej zalegających zasobów węgla oraz prowadzenie eksploatacji przez kolejnych 26 rocznych okresów. Rok bazowy oceny oznaczono umownie cyfrą „0”.

W związku z тезami badawczymi, w pracy przyjęto szeroki zakres badań. Ocena ekonomiczna bazuje na trzech powiązanych ze sobą i uzupełniających się analizach, dotyczących szacowania wpływu zmienności wybranych parametrów geologiczno-górnich na kształtowanie się określonych zmiennych technicznych, produkcyjnych oraz finansowych kopalni „X”, a w szczególności na:

- analizie wpływu zmienności wybranych parametrów geologiczno-górnich na ilość skały płonnej oraz całkowite koszty wydobycia węgla,
- analizie wpływu zmienności parametrów jakościowych węgla w złożu na jego cenę oraz poziom przychodów ze sprzedaży,
- ocenie wpływu opracowanych modeli rozdziału kosztów operacyjnych oraz struktur korelacji na ocenę ekonomiczną kopalni „X”.

Należy dodać, że każda z analiz dostarcza również informacji o zmienności wybranych kategorii zysku, przepływów pieniężnych oraz mierników wartości wybranej kopalni. Obszar III nie stanowi odrębnej tematycznie części prac badawczych. Uzupełnia zakres analiz prowadzonych i udokumentowanych w części I i II, zakładając alternatywne podejście do rozdziału kosztów operacyjnych w ścianach, wyrobiskach chodnikowych z uwzględnieniem zidentyfikowanych źródeł zanieczyszczeń oraz w zakresie modelowania wzajemnych zależności wybranych parametrów geologiczno-górnich.

Ocena efektywności ekonomicznej kopalni „X” obejmuje elementy analizy techniczno-ekonomicznej, jak i analizy finansowej, prowadząc poprzez identyfikację przychodów ze sprzedaży węgla i kosztów wydobycia, nakładów inwestycyjnych, w tym kapitału obrotowego netto, przychodów finansowych, do oszacowania wolnych przepływów pieniężnych. Przyjęty zakres i charakter analiz obejmuje wybrane aspekty działalności operacyjnej, inwestycyjnej i finansowej składające się na **opracowane modele analizy efektywności ekonomicznej**, prowadzące do wyznaczenia określonych miar efektywności finansowej i wartości kopalni „X”. W szczególności dla realizacji тез i celów pracy wybrano **podejście dochodowe**, natomiast w ramach **metod wyceny** odpowiednio: **metodę wartości zaktualizowanej netto** (NPV – *net present value*). Szacowano ponadto mierniki pokrewne, związane z analizą zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF – *discounted cash flow analysis*), takie jak: wewnętrzną stopę zwrotu (IRR – *internal rate of return*), wskaźnik wartości zaktualizowanej netto (NPVR – *net present value ratio*) – oraz w niektórych przypadkach – roczną składaną stopę procentową (CAGR – *compound annual growth rate*). W szczególności stopa CAGR została wykorzystana do pomiaru uśrednionego w skali roku wpływu zmiennej wielkości zanieczyszczeń na poziom wolnych przepływów pieniężnych przed dyskontowaniem.



Rys. 1. Metodyka i zakres prac badawczych
Źródło: opracowanie własne

Fig. 1. The methodology and scope of the research works

Zakres prowadzonych badań został rozszerzony wskutek wykorzystania **metody symulacyjnej Monte Carlo**, w szczególności **techniki bootstrapu nieparametrycznego** (*non-parametric bootstrap*), **rozkładów empirycznych** (*ogive distributions*) oraz **kopuł** (*copulas*), reprezentujących zależności korelacyjne pomiędzy poszczególnymi zmiennymi złożowymi. Metoda symulacyjna umożliwiała ponadto wdrożenie mechanizmów uwzględniających niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładów zmiennych geologiczno-górnicznych złoża „X” (dwa z trzech analizowanych pokładów złoża „X” są rozpoznane głównie w kategorii C1 i C2). Wykorzystano do tego celu dedykowane narzędzia symulacyjne.

Zasadnicze badania poprzedza analiza statystyczna danych źródłowych, pochodzących z cyfrowego modelu geologicznego złoża „X”, które po obróbce z użyciem metod Monte Carlo, przygotowano do dalszych analiz ekonomicznych. Realizacja tez i celów badawczych wymagała także wprowadzenia do modeli odpowiednich formuł matematycznych wiążących parametry geologiczno-górniczne z przychodami i kosztami kopalni operującej na złożu „X”. Wdrożono mechanizmy korekty kosztów operacyjnych, tak aby odpowiadały one skali zmienności zanieczyszczenia węgla pochodzącego z wybranych pokładów w obrębie analizowanego złoża. Wpływ parametrów jakościowych węgla na poziom ceny i przychodów określano bazując – w modelach deterministycznych – na odpowiedniej formule cenowej, natomiast w przypadku modeli probabilistycznych (modele symulacyjne Monte Carlo) – autorskiej formule sprzedażnej z użyciem kopuły empirycznej. Ostatecznie pogłębionej analizie poddano wybrane aspekty związane z kosztami i korelacją parametrów złożowych i zweryfikowano ich wpływ na ocenę ekonomiczną przedmiotowej kopalni. Metodologię i zakres badań przedstawiono w postaci graficznej na rysunku 1.

2. Podstawowe pojęcia i metody analizy użyte w badaniach

2.1. Ogólna charakterystyka oceny ekonomicznej projektów górniczych

Ocena ekonomiczna obejmuje analizę techniczno-ekonomiczną oraz analizę finansową. Funkcjonuje ona w zbliżonej postaci również jako **analiza ekonomiczna** bądź też **ocena efektywności ekonomicznej**, obejmując swoim zakresem – obok rachunku efektywności finansowej – ocenę ryzyka projektu, sposobu jego finansowania i niejednokrotnie – badanie wpływu projektu na przepływy spółki nadrzędnej (Stermole, Stermole 1993; Behrens i in. 1993; Runge 1998). Bierze pod uwagę określone interesy użytkowników, stan zaawansowania inwestycji, etap działalności, dostarczając informacji i przesłanek o takim stopniu jakości, który zapewni odbiorcom tych informacji możliwość oceny efektów działań podjętych w przeszłości i wyboru najkorzystniejszego wariantu w przyszłości (Kamela-Sowińska 1996; Jankowski i in. 1997). Celem oceny ekonomicznej w górnictwie jest analiza potencjału ekonomicznego złoża lub kopalni, zmierzająca do udzielania odpowiedzi na pytania o poziom stopy zwrotu i okres zwrotu poniesionych nakładów inwestycyjnych. W ramach celów sporządzania oceny efektywności ekonomicznej można ująć także podejmowanie decyzji strategicznych, bazujące na strategicznej wartości zasobów złóż (Sefton 2000; Wanielista i in. 2002; Saługa 2011).

Rachunek efektywności ekonomicznej to z kolei porównanie efektów uzyskanych w wyniku realizacji danej inwestycji z nakładami poniesionymi na jej realizację (Rutkowska 2013). **Efektywność finansowa** to zadany (najczęściej przez właścicieli) stopień realizacji celów monetarnych przedsiębiorstwa ze szczególnym uprzywilejowaniem zasady maksymalizacji jego wartości. Kluczowe w systemie pomiaru efektywności finansowej jest określenie kosztu całkowitego zaangażowanego kapitału, a więc zarówno kapitału obcego, jak i własnego (Kulawik 2008)¹.

W obrębie projektów inwestycyjnych w górnictwie, często w węższym sensie funkcjonuje **wycena** będąca sposobem pomiaru wartości. W ogólnym rozumieniu wartość oznacza: „ile coś jest warte pod względem materialnym” (Zarzecki 1999). Wartość nie jest ani

¹ Z efektywnością ekonomiczną związana jest efektywność techniczna. Stąd podstawowe relacje efektywnościowe to: wydajność pracy, produktywność majątku trwałego, efektywność inwestycji, materiałochłonność i energochłonność produkcji (Kulawik 2008).

kategorią jednoznaczną, ani też obiektywną; obiektywne wydają się jedynie powody, dla których kategoria wartości może być zmienna w czasie (Pera 2010). Za Kucharską-Stasiak (2011) można również dodać, że należy ona do najbardziej spornych kategorii ekonomicznych. W publikacjach dotyczących tego tematu znajduje się cała gama różnych sposobów określania i definiowania wartości (kodeks POLVAL 2008; Rappaport 1999; Torries 1998; Zarzecki 1999). Dominujące znaczenie przypisuje się jednak wartości fundamentalnej, ekonomicznej, wartości godziwej (*fair value*), czy też wartości przedsiębiorstwa (Damodaran 2007; Wanielista 2007; Molenda 2008; Siempińska, Leśniewski 2009). Wartość godziwa jest kategorią rekomendowana przez kodeks POLVAL. Godziwą wartość rynkową stanowi cena za określoną rzecz – dobro, osiągnięta w transakcji pomiędzy kupującym a sprzedającym, w warunkach pełnego dostępu do informacji obu stron oraz bez jakiegokolwiek przymusu. Wydaje się jednak, że warunki takiej transakcji zachodzą bardzo rzadko; najczęściej dostęp do informacji jest niejednakowy, a ryzyko niesymetryczne (Dudycz 2005; Hasik 2007). Niejednokrotnie strona sprzedająca określone prawa majątkowe do złoża, czy też samo aktyw, dysponuje lepszą informacją o faktycznym jego stanie i jest w korzystniejszej sytuacji jako posiadacz informacji niejawniej (Saługa 2009).

Na gruncie wyceny wartości zasobów złóż kopalin stosowane są także inne koncepcje. Istotą niektórych z nich jest wyznaczanie ekonomicznej wartości dodanej złoża (Wirth 2006). Wyższą użytecznością i użytecznością cechuje się jednak podejście zrównujące wartość złoża (i kopaliny) z potencjalną wartością projektu inwestycyjnego z nim związanego, na co wskazuje Uberman (Uberman, Uberman 2008). Biorąc pod uwagę poglądy Jankowskiej-Kłapkowski (1992) oraz Szamałka (2007), można stwierdzić ostatecznie, że kopalina w złożu nie przedstawia żadnej wartości. Jest ona jedynie potencjalna, możliwa do wyliczenia, ale w odniesieniu do surowca, który z niej powstanie, i który zostanie zaoferowany na rynku (oczywiście jeżeli zostanie sprzedany).

Przedmiotem oceny są aktywa geologiczno-górnice (AGG) zorganizowane w przedsięwzięcia inwestycyjne lub funkcjonujące kopalnie. Złoże stanowi fundamentalne aktyw przyszłej kopalni. AGG to zatem złoża kopalin, złoża antropogeniczne lub ich części oraz związane z tymi złożami wszelkie aktywa trwałe (majątek trwały i ruchomy, papiery wartościowe, środki pieniężne, rezerwy oraz wartości niematerialne i prawne). Inaczej mówiąc jest to złoże oraz zorganizowana część majątku zakładu górniczego. Kodeks POLVAL wyróżnia pięć typów AGG, poczynawszy od aktywów w fazie prac geologiczno-poszukiwawczych po aktywa w postaci zorganizowanych zakładów w ruchu (kodeks POLVAL 2008). Zgodnie z definicją złóż kopalin zawartą Prawie geologicznym i górnictwem (MŚ, Pgg 2011, Dz.U. Nr 163, po. 981 oraz MŚ, red. Nieć, 2012) wydobywanie zasobów może – i powinno – przynieść określone korzyści gospodarcze obecnie lub w przyszłości. Korzyść gospodarcza winna być dodatkowo potwierdzona istniejącym zapotrzebowaniem na produkty będące przekształceniem kopaliny w surowiec, efektywnością gwarantującą zysk oraz pokryciem poniesionych nakładów na budowę zakładu górniczego oraz zakup niezbędnych maszyn i urządzeń produkcyjnych (Peters 1978; Bielewicz i in. 1994). Ze względu na stopień zbadania oraz stan zagospodarowania złoża (etap w cyklu życia), w klasyfikacjach międzynarodowych ufor-

mował się podział aktywów geologiczno-górnich na aktywa w bardzo wczesnej fazie rozpoznania, obarczone wysokim ryzykiem tzw. aktywa spekulatywne, eksploatacyjne – zorganizowane często już w spółki typu *junior mines*, aktywa w trakcie udostępnienia oraz produkcji (niejednokrotnie już spółki typu *major mines*) (Kustra 2013).

Ze złożem, jego zasobami oraz kopalnią związana jest niepewność wobec ilości i jakości nagromadzonych zasobów, jego budowy i tektoniki, ciągłości mineralizacji, warunków górniczych, czy też panujących zagrożeń naturalnych. Aspekty te stanowią podstawę identyfikacji określonej kategorii rozpoznania złoża (MS, Dz.U. nr 136 poz. 1151). Ekonomiczną wartość kopalni (złoża) ustala się dla zasobów przemysłowych stanowiących tę część zasobów bilansowych złoża, która może być przedmiotem uzasadnionej ekonomicznie eksploatacji. Zasoby przemysłowe pomniejszone o straty to zasoby operatywne, które powiększone o zużycie stanowią zasoby eksploatacyjne.

Kwestie własności złóż są bardzo istotne dla formalnego odróżnienia ich właściciela od podmiotu mogącego, na określonych warunkach, czerpać z niego korzyści pieniężne, ale i realizować nałożone kontrybucje. Właściwa identyfikacja prawa własności do złoża lub określonej jego części ma kluczowe znaczenie w obrocie nimi, definiowaniu przedmiotu wyceny, czy też w zakresie ochrony ich zasobów (Uberman, Uberman 2008). Istotne znaczenie w procesie oceny efektywności ekonomicznej złóż mają kwestie ich własności, zagadnienia związane z użytkowaniem górniczym oraz innymi uprawnieniami do złóż. Własnością górniczą objęte są aktualnie kopaliny o istotnym znaczeniu gospodarczym (w szczególności węglowodory, węgiel kamienny, węgiel brunatny, określone rudy metali). Złoża kopalin nieobjęte własnością górniczą są objęte własnością gruntową, choć dotyczy to tylko niektórych złóż² (Szafrńska 2011). Właścicielem złóż objętych własnością górniczą jest Skarb Państwa, który może nimi rozporządzać na mocy użytkowania górniczego. Uprawnienia Skarbu Państwa wykonują organa właściwe do udzielania koncesji. Oznacza to, że obecnie właściciel nieruchomości (gruntu) jest tylko w szczególnych przypadkach właścicielem złoża, mogąc nim dysponować w stopniu przewidzianym odrębnymi przepisami.

2.2. Górniczy projekt inwestycyjny

Projekt inwestycyjny (inwestycja) to zwykle długoterminowa alokacja funduszy (kapitałów), pozwalająca na realizację założeń inwestycyjnych od fazy jego inicjacji do momentu osiągnięcia stabilnego poziomu dochodów. Dobrze zorganizowany projekt ma na celu dostarczenie inwestorowi korzyści możliwych do wyrażenia w pieniądzu (Wanielista i in. 1999).

² Złoża: węglowodorów, węgla kamiennego, metanu występującego jako kopalina towarzysząca, węgla brunatnego, rud metali z wyjątkiem darniowych rud żelaza, metali w stanie rodzimym, rud pierwiastków promieniotwórczych, siarki rodzimej, soli kamiennej, soli potasowej, soli potasowo-magnezowej, gipsu i anhydrytu, kamieni szlachetnych, bez względu na miejsce ich występowania, są objęte własnością górniczą, podobnie jak złoża wód leczniczych, wód termalnych i solanek. Pozostałe złoża są objęte prawem własności nieruchomości gruntowej (wyłączając pkt. 4, art. 10 ustawy z 9 czerwca 2011 r.).

W literaturze występuje różnorodność określeń projektu inwestycyjnego, którego cechami wspólnymi są (PWN 1993; Dziworska 1993; Jabłoński 2002; Listkiewicz i in. 2004; Wilczek 2004):

- celowość działania,
- odrębność wyrażona zakresem i specyfiką projektu,
- budżet inwestycyjny,
- korzyści wynikające z realizacji projektu,
- okres istnienia oraz harmonogram działań,
- ryzyko związane z osiągnięciem określonych korzyści.

Rozwinięcie tematyki związanej z projektami inwestycyjnymi, podziałem, charakterystyką, oceną ich wartości oraz zarządzaniem nimi można znaleźć m.in. u Dziworskiej (2000), Jajugi i Jajugi (2000), Kryńskiego (1978), Marciniaka (1998, 2001), Lisowskiego (2001), Kasiewicza i Rogowskiego (2003), Mączyńskiej (2005), Niedzielskiego (1997), Pluty i Jajugi (1995), Rogowskiego i Kasiewicza (2004) czy Szczepankowskiego (2007).

Górnictwo inwestycyjne jest w wielu aspektach zbieżne z wcześniej wymienionymi ogólnymi cechami i uwarunkowaniami inwestycji. Specyfika określonej działalności górniczej istotnie wpływa na jej ocenę ekonomiczną, a w szczególności – efektywność finansową. W specyfikę tę wpisują się:

- aspekty geologiczne związane ze złożem:
 - warunki zalegania złoża i jego budowa, w tym ciągłość mineralizacji, stopień zaskokowania i spękania,
 - występujące zagrożenia naturalne,
 - zasłoności eksploatacyjne w przypadku kopalń już funkcjonujących, nierzadko również wielowiekowych,
 - zmienność kluczowych parametrów złożowych, w szczególności miąższości, cech jakościowych kopaliny czy grubości przerostów;
- aspekty techniczne i organizacyjne takie jak:
 - konieczność uprzedniego udostępnienia złoża oraz rozcięcia na rejon (pola) przyszłej eksploatacji,
 - projektowanie kopalni z uwzględnieniem: docelowej zdolności produkcyjnej, w tym harmonogramów robót przygotowawczych oraz biegu ścian, skali produkcji odpadów oraz możliwości utylizacji skały płonnej,
 - na etapie prowadzenia wydobywania – czynniki organizacyjne oraz straty efektywnego czasu pracy wynikające z długich dróg odstawy i ograniczeń dołowych środków transportu.

O finansowej ocenie projektów górniczych współdecydują także:

- konieczność ponoszenia dużych nakładów pieniężnych w fazie budowy zakładu górniczego, przy zakupie maszyn i urządzeń, oraz istotna kapitałochłonność w zakresie nakładów odtworzeniowych i zapotrzebowania na kapitał obrotowy netto,
- źródła finansowania i ich koszt,
- udział kosztów niewydatkowanych (amortyzacji),

- struktura sortymentowa produktów końcowych kopalni,
- cena produktów finalnych,
- inflacja, według której aktualizuje się wartość zmiennych decyzyjnych w rachunku oceny efektywności finansowej lub bezpośrednio uwzględnia w stopie dyskontowej,
- koszty związane z likwidacją i rekultywacją terenów kopalni.

Specyfika górniczych projektów inwestycyjnych wyraża się także: unikalnością, niepowtarzalną i osobliwą lokalizacją złoża, nieodwracalnością (szczyptywalność zasobów), długim okresem inwestycyjnym i produkcyjnym, długim okresem zwrotu, kapitałochłonnością, koniunkturalnym charakterem zmienności cen surowców mineralnych: Wanielista (1995), Magda (2002) Uberman, Uberman (2005), Przybyła i in. (2007), Kopacz (2009), Saługa (2009), Brzychczy (2012), Turek (2013).

W podsumowaniu można stwierdzić, że w przypadku niektórych z wyżej wymienionych elementów specyfiki projektów górniczych występuje brak odpowiednich danych ilościowych do ich kwantyfikacji, skutecznych metod ich prognozy (oddziaływanie jednocześnie wielu czynników). Brakuje niejednokrotnie informacji (wiedzy) o skutkach ich materializacji, czy też skojarzonym wpływie na przebieg procesu produkcyjnego (przykładowo: silne wstrząsy mogą spowodować całkowite zaniechanie wydobywania w określonym rejonie i wiązać się z przerwaniem wydobywania lub jego całkowitym zaniechaniem w określonej części kopalni). Ze względu na te kwestie, specyfika złóż i kopalń nie zawsze bywa dostrzegana, czy też właściwie rozumiana, a przez to odpowiednio implementowana w analizach. Dąży się do jej zredukowania, a przyjmując uproszczenia i tracąc ostatecznie część informacji, ocenę projektów inwestycyjnych w górnictwie sprowadza się do znanych reguł oceny efektywności finansowej typowego projektu inwestycyjnego za pomocą określonej metody – jednej lub kilku³. Uwzględnianie aspektów trudno mierzalnych w rachunku może być przybliżone (i zwykle bywa) przy wykorzystaniu wiedzy eksperckiej, metod analogii, metod symulacyjnych, czy metod analizy ryzyka (Wanielista i in. 2002).

2.2.1. Podejścia, metody i standardy wyceny wartości projektów górniczych

Jak wspomniano, w zakres prowadzonej oceny ekonomicznej włączone są również aspekty związane z wyceną wartości projektów inwestycyjnych, określanej na bazie mierników dobranych metod wyceny. Sam pomiar wartości nie był jednak wyłącznym celem pracy. Powszechnie wycena jest rozumiana jako proces ustalania ekonomicznej wartości określonego przedmiotu transakcji. Wartość oznacza z kolei – ile coś jest warte lub jaka jest cena określonego aktywa (Torries 1998; Zarzecki 1999).

W wyniku rozwoju nauk ekonomicznych, opracowywania nowych metod i technik rachunkowych, również na gruncie wyceny wartości projektów górniczych, wykształciły się

³ Poprawność rachunku wyceny określonej kopalni zabezpieczają niejednokrotnie pracownicy poszczególnych kopalń współpracujący z konsultantami firm doradczych i środowiskami bankowymi, dbając o jakość informacji szczegółowej, związanej ze specyfiką procesu wydobywczego.

trzy zasadnicze podejścia (Smith 1994, 2000; West i Jones 1992; kodeks POLVAL 2008; Spence 2000):

- dochodowe (*income approach*),
- rynkowe (inaczej porównawcze) (*market approach*),
- kosztowe (*cost approach*).

Obecnie najbardziej popularne metody wyceny wchodzą w zakres metod dochodowych. Na gruncie metod dyskontowych dominują metody bazujące na prognozie przepływów pieniężnych i ich aktualizacji na moment sporządzania wyceny. Najważniejsza z nich to metoda wartości zaktualizowanej netto oraz powiązana z kalkulacją przepływów pieniężnych – wewnętrzna stopa zwrotu wraz z jej odmianami (Ellis 2000; Saługa 2005). W praktyce stosuje się także wskaźnik wartości zaktualizowanej netto oraz mierniki, takie jak indeks zyskowości (*profitability index*, PI) oraz okres zwrotu (*payback period*) (Dziworska 2000; Jajuga, Jajuga 2000; Wanielista i in. 2002).

W celu obiektywizacji poglądu na wartość, w procesie wyceny dobiera się zwykle drugą metodę, najczęściej z obszaru metod rynkowych, w szczególności analizę transakcji porównawczych. Istotą tej metody jest porównanie dwóch lub kilku wycenianych aktywów pod względem kilku (najczęściej) podstawowych zmiennych technicznych, ekonomicznych, czy też finansowych. Idea podejścia porównawczego bazuje na zasadzie „zastąpienia wartości” obiektu wzorcowego w warunkach sprawiedliwego obrotu, w trakcie którego możliwe jest uzyskanie ceny zbliżonej do *fair value* (Ellis i in. 1999). Przykładowo, bierze się pod uwagę: wielkość zasobów kopalni, przychody ze sprzedaży, wartość skumulowanego zysku EBITDA, EBIT, zysku netto w okresie istnienia złoża lub kopalni. Jeżeli prognozowanie obarczone jest dużą niepewnością, okres porównawczy skraca się przykładowo do 10 lat. Na bazie podstawowych parametrów technicznych i ekonomiczno-finansowych dokonuje się wyceny porównawczej, zestawiając obok siebie przykładowo takie mierniki, jak: EV (*enterprise value*), P/E (cena do zysku na akcję), P/BV (cena akcji do wartości księgowej), 10xZN (zysk netto), lub też tworząc kombinacje tych mierników, tzw. mnożniki: EV/sprzedaż; EV/EBITDA, P/BV, EV/Zasoby. Roberts (2000) i Hammond (2000) sugerują dodatkowo, aby w zakres zmiennych porównywanych AGG włączyć skalę wydobywania i system eksploatacji, infrastrukturę kopalni, nakłady kapitałowe poniesione i wymagane, wielkość zatrudnienia czy bliskość rynku. Oczywiście wykorzystane winny być możliwie najbardziej aktualne wartości rynkowe aktywów wzorcowych. Te i inne aspekty podejścia rynkowego były komentowane także przez Glanville’a (1990), Lawrence’a (1998) i Thompsona (1991).

W podejściu kosztowym z kolei kładzie się nacisk na szacowanie wartości obiektu, który jest możliwie wierną repliką oryginału o zbliżonej użyteczności (CIMVAL 2003). Określenie wartości obiektu obejmuje koszty odtworzenia równe kosztom jego budowy, skorygowane o amortyzację i powiększone o wartość lokalizacji. Zasadnicze trudności w tym podejściu sprowadzają się do znalezienia zasobów ekwiwalentnych, służących do porównawczej oceny wartości inwestycji (Ellis 2007). Klasyfikację, charakterystykę jak i inne aspekty typowe dla podejścia kosztowego metod wyceny AGG można znaleźć m.in. w pracach Lawrence’a (1994), Onley’a (1994), Kilburna (1990), Ellisa (2007) oraz w międzynarodowych standardach wyceny IVSC (2000).

Wobec różnorodności – zarówno podejść, jak i metod wyceny – wygodną i przejrzystą ich klasyfikację z uwzględnieniem typów AGG oraz fazy zagospodarowania złoża można znaleźć w kodeksie POLVAL (kodeks POLVAL 2008) (tab. 2.1 i 2.2). Analizując wskazane

Tabela 2.1

Podejścia do wyceny rekomendowane przez kodeks POLVAL (1)

Table 2.1

The approach to valuation recommended by the POLVAL Code (1)

Podejście do wyceny	Etap badania i wykorzystania złoża				
	prace geologiczne – poszukiwawcze	rozpoznanie i dokumentacja	projektowanie i zagospodarowanie	eksploatacja	likwidacja eksploatacji
	AGG Typ I	AGG Typ II	AGG Typ III	AGG Typ IV	AGG Typ V
Dochodowe	nie	w niektórych przypadkach	tak	tak	nie
Porównawcze	tak	tak	tak	tak	tak
Kosztowe	tak*	tak*	nie	nie	tak

* Tylko w przypadku pozytywnych wyników.

Źródło: kodeks POLVAL 2008.

Tabela 2.2

Podejścia i metody wyceny rekomendowane przez kodeks POLVAL (2)

Table 2.2

The approach to valuation recommended by the POLVAL Code (2)

Podejście	Metoda	AGG	AGG typ II			AGG	AGG	AGG
			typ II A	tymczasowo zamknięte				
		typ I		typ II B	typ II C	typ III	typ IV	typ V
Dochodowe	DCF	nie	nie	A* (nie)	nie	A* (nie)	A* (nie)	nie
	ROV (opcji rzeczowych)	C	C	C* (A)	A	C* (A)	C* (A)	nie
Porównawcze	Transakcji porównawczych	A	B	B	B	C	C	B
Kosztowe	Wartości szacunkowej	B	A	nie	C	nie	nie	B
	(Wielokrotności) wydatków na prace geologiczne							

DCF – analiza zdyskontowanych przepływów pieniężnych,

ROV – metoda wyceny opcji rzeczowych.

II A – AGG na wczesnym etapie oceny lub zaniechane,

II B – AGG z widokami na rychłe, ekonomicznie uzasadnione zagospodarowanie.

II C – AGG bez nadziei na rychłe, ekonomicznie uzasadnione zagospodarowanie.

* W przypadkach, gdy wartości NPV, uzyskiwane z metody DCF, są ujemne, metoda ROV jest przez kodeks najbardziej rekomendowaną.

Źródło: kodeks POLVAL 2008.

tabele można zauważyć, że kodeks ten nie rekomenduje stosowania podejścia dochodowego na etapie prac geologiczno-poszukiwawczych, rozpoznania i dokumentowania złoża w przypadku aktywów typu I i II, głównie z uwagi na wątpliwą jakość i niską wiarygodność kluczowych parametrów wyceny oraz daleko idących prognoz. Zmienność otrzymywanych rezultatów może być w tym przypadku bardzo duża. Podejście kosztowe oraz metody wartości szacunkowej i wydatków na prace geologiczne nie są z kolei rekomendowane przy wycenie stosunkowo dobrze rozpoznanych złóż w fazie zagospodarowania i eksploatacji⁴. W przypadku dostępności stosunkowo dużej ilości wiarygodnych danych, wyższą skutecznością i wiarygodnością cechują się metody dyskontowe, a w przypadku NPV bliskiej „0” lub ujemnej – metoda opcji rzeczowych (Copeland 2001; Saługa 2002; Kopacz 2006)⁵. Metody wartości szacowanej oraz (wielokrotności) wydatków na prace geologiczne są szczególnie przydatne na etapie sporządzania wstępnego studium wykonalności lub studium możliwości, gdy dysponujemy informacją geologiczną z kilku otworów rozpoznawczych z obiecującymi wynikami (Saługa 2007; Uberman, Uberman 2007). Metoda transakcji porównawczych znajduje natomiast zastosowanie dla każdego typu aktywów. Jej ograniczenia związane są jedynie z dostępnością reprezentatywnych danych o referencyjnych aktywach znajdujących się w obrocie rynkowym.

Bogatą wykładnię treści na temat najczęściej stosowanych metod wyceny wartości aktywów geologiczno-górnictwowych, ich opis, podział ze względu na stopień złożoności, kryteria decydujące o ich doborze, cele wykorzystania można znaleźć także u Kilburna (1990), Brigham i Gapenskigo (1994), Wanielisty (1995), Brealey’a i Myersa (1996), Torriesa (1998), Elisa (1999, 2000, 2007), Kickiego i Wanielisty (2001) oraz Wanielisty i innych (2002).

Zakres, cele, metody i uwarunkowania wyceny są szeroko dyskutowane na łamach standardów wyceny. Do najpopularniejszych z nich należą obecnie (kodeks POLVAL 2008) australijski kodeks VALMIN, kanadyjski CIMVAL, południowoafrykański kodeks SAMVAL oraz amerykański MINVAL. Kodeksy te kładą szczególny nacisk na regulacje mające na celu zapewnienie profesjonalności, przejrzystości i transparentności wyceny i jej rezultatów, stawiając wymagania poprawnie sporządzonej wycenie oraz podkreślając znaczenie i rolę taksatora jako eksperta w danej dziedzinie.

Istotną rolę w ocenie odgrywają klasyfikacje zasobów złóż. Obecnie funkcjonują trzy najbardziej popularne klasyfikacje zasobów złóż, tj. UNFC, CRIRSCO i PRMS, choć niejednokrotnie jako wzór i punkt odniesienia stosuje się tzw. JORC Code (Nieć 2010; Saługa i in. 2015).

Warto nadmienić, iż w dyskusję w zakresie normalizacji i standaryzacji zasad wyceny włączyła się w Polsce również Komisja Standardów Polskiej Federacji Stowarzyszeń Rzeczników Majątkowych (PFSRM), która opracowała Powszechne Krajowe Zasady

⁴ Przedmiot wyceny staje się częścią bardziej złożonego aktywa.

⁵ Rozważanie tych opcji w warunkach polskich ma charakter teoretyczny. W rzeczywistości istnieje niewielkie prawdopodobieństwo realizacji scenariusza działań wynikającego z tych opcji. Na świecie jednak opcje typu *shut down and restart*, *switching option*, *option-to-switch* (w ramach szeroko rozumianej opcji przełączenia), czy też opcji czekania są realizowane przykładowo w odniesieniu do małych i średniej wielkości kopalń złota (Trigeorgis 2000).

Wyceny (PKZW) dla rzeczoznawców majątkowych. W skład PKZW wchodzi obecnie zalecenia podstawowe, zalecenia specjalistyczne, noty interpretacyjne oraz tymczasowe noty interpretacyjne.

Zasady wyceny składników majątkowych przedsiębiorstw górniczych, jak i ewidencji i rozliczania kosztów są w coraz większym stopniu regulowane w zakresie Międzynarodowych Standardów Rachunkowości (MSR) czy też Sprawozdawczości Finansowej (MSSF). Popularność MSR i MSSF rośnie wraz ze wzrostem wymagań w zakresie kontroli i audytu działalności przedsiębiorstw górniczych oraz popularyzacji jednolitych zasad z zakresu rachunkowości i sprawozdawczości.

Przedsiębiorstwa górnicze odwołują się zasadniczo do standardu (MSR, MSSF): 8 (Zasady (polityka) rachunkowości, zmiany szacunkowych wartości i korygowanie błędów), 16 (Rzeczowe aktywa trwałe), 36 (Utrata wartości aktywów), 37 (Rezerwy, zobowiązania warunkowe i aktywa warunkowe), 38 (Wartości niematerialne i prawne). Natomiast zasady wyceny i sprawozdawczości finansowej związanej z poszukiwaniem i oceną złóż kopalin uregulowano w standardzie 6 (Poszukiwanie i ocena złóż surowców mineralnych).

2.2.2. Ryzyko projektów górniczych

Do głównych źródeł ryzyka według Ostrowskiej (2002) należą czynniki makroekonomiczne (makroekonomiczne), związane z globalizacją procesów gospodarczych, czynniki mezo-gospodarcze, związane z sektorem czy też branżą, czynniki mikrogospodarcze, wynikające z istoty i cech samego projektu oraz sytuacji podmiotu realizującego dany projekt. Opinię Ostrowskiej podziela Wilamowska (2001)⁶. W grupie istotnych czynników (źródeł) ryzyka projektów inwestycyjnych wyróżnia się: formę przedsięwzięcia inwestycyjnego, przyjętą strategię działania, ogólną sytuację gospodarczą kraju, ryzyko ekonomiczne i polityczne na rynkach zagranicznych, czy ryzyko kursowe (Bizon-Górecka 1998; Manikowski, Tarapata 2001; Korombel 2007).

Literatura fachowa z zakresu oceny ekonomicznej projektów górniczych jest silnie zróżnicowana w kwestii identyfikacji, nazewnictwa i kategoryzacji źródeł niepewności oraz czynników ryzyka górniczych projektów inwestycyjnych. Na uwagę w tym zakresie zasługują prace Gochta i in. (1988), Le Bela (1993), Smitha (1994; Davis 1996), Lattanziego i in. (2000), Hammonda (2000), Smitha (2000), a na gruncie polskiej literatury fachowej również publikacje Wanielisty i in. (2002), Ubermana i Ubermana (2008) oraz Saługi (2009). Autorzy ci najczęściej ze źródłami niepewności i ryzyka w górnictwie identyfikują czynniki eksploatacyjne i geologiczne związane z budową złoża, zezwolenia i koncesje dotyczące jego użytkowania, czynniki marketingowe i finansowe związane z pozyskaniem kapitału, wybrane aspekty operacyjne i przeróbcze. Kluczowe miejsce zajmuje właściwa ocena wielkości zasobów, termin realizacji, poziom produkcji, koszty, nakłady inwestycyjne, cena i jej

⁶ Na ryzyko realizacji projektów inwestycyjnych wpływają: pozycja konkurencyjna firmy, możliwość rozwoju, zdolność do generowania przychodów, polityka marketingowa, zarządzanie zasobami ludzkimi.

zmiennosc, popyt na produkty handlowe kopalni, kursy walut, inflacja. Istotne znaczenie ma ponadto poziom zubozenia, będcy rezultatem zarówno występowania przerostów, jak i przybierania skał płonnych w trakcie eksploatacji. Większy wolumen zanieczyszczeń to wyższe koszty operacyjne.

Pewną systematykę zagrożeń naturalnych oraz parametrów złoża, mogących wpływać na uciążliwość warunków geologiczno-górnich, można znaleźć z kolei w pracy Sobczyka (2009). Do grupy parametrów o znaczącym wpływie na uciążliwość eksploatacji zalicza on zagrożenia: metanowe, wybuchem pyłu węglowego, wyrzutami gazów i skał, tapaniami, wodne oraz skłonność do samozapalenia węgla. W grupie parametrów złożowych wymienia z kolei: tektonikę złoża, głębokość występowania zasobów, grubość pokładu, przerosty, kąt nachylenia pokładu, urabialność, warunki stropowe i spągowe.

Interesującą klasyfikację źródeł i czynników ryzyka, stanowiącą po części kompilację dorobku światowego, można znaleźć u Saługi (2009). Dzieli on czynniki ryzyka na: geologiczne, ekonomiczno-finansowe, technologiczne związane z ochroną środowiska, krajowego ryzyka inwestycyjnego. Wymienia tutaj: stan gospodarki, sytuację polityczno-prawną, infrastrukturę, położenie geograficzne i warunki klimatyczne, stosunki socjalne. Materializacja ryzyka w tym zakresie może być podstawą decyzji nawet o całkowitym zaniechaniu projektu⁷.

Istotnym źródłem niepewności i ryzyka w ocenie efektywności ekonomicznej kopalń (złóż) jest zmienność parametrów złożowych i powiązane z nią błędy oszacowań. W zakresie kluczowych parametrów złożowych, szczegółowo dokumentowanych w trakcie rozpoznania złóż węgla kamiennego, wchodzi w szczególności: miąższość pokładów, grubość przerostów, gęstość przestrzenna, wartość opałowa, czy zawartość popiołu i siarki w węglu. Parametry te w złożu łączą współwystępujące zależności, znajdujące odzwierciedlenie w poziomie wzajemnych korelacji⁸. Należy stwierdzić, że w praktyce nieznana jest ani naturalna zmienność określonego parametru złożowego ani też dokładność jego pomiaru. Dotyczy to również dokładności oszacowania wielkości zasobów, które zdaniem Simonsena i Perry'ego (1999) są jednym z najważniejszych komponentów wartości i ryzyka. Dla określonej kategorii rozpoznania złoża, błąd oceny wartości średniej danego parametru złożowego nie powinien być większy niż dla niej typowy (40% – C₂, 30% – C₁, 20% – B, 10% – A) (Nieć 1990). Niestety, zmienność parametrów złożowych w przypadku metod dyskontowych utożsamiana jest najczęściej z zagrożeniem, ryzykiem negatywnym, a więc utratą wartości. Tymczasem może ona być również źródłem korzyści, tj. sprzyjających przeszacowań parametrów geologicznych w przyszłości. Potrzebę zwracania uwagi na kwestie dokładności oceny parametrów złożowych, patrząc przez pryzmat późniejszego planowania zagospodarowania i wysoko wydajnej eksploatacji, już w latach siedemdziesiątych podkreślał Kozubski (1962). Znaczenie miąższości i błędów jej pomiaru akcentowała również Górecka (1981).

⁷ Czynniki ryzyka politycznego stanowiły jedną z istotnych przyczyn wycofania się KGHM PM SA z realizacji projektu Kongo-Kimpe.

⁸ W szczególności silnie ze sobą skorelowane są: wartość opałowa i zawartość popiołu. Tematyce tej poświęcono oddzielne miejsce – w rozdziale 4. niniejszej monografii.

Poza uprzednio wymienionymi pozycjami literaturowymi, charakterystykę metod oceny ryzyka, technik jego pomiaru oraz przykłady zastosowań również w odniesieniu do projektów górniczych można znaleźć w pracach Knighta (1921), Ripley'a (1978), Walukiewicza (1982), Gochta i in. (1988), Zająca (1994), Samuelsa i współautorów (1996), Kawy i Wydymusa (1998), Nogalskiego i Piwieckiego (1999), Rossa i in. (1999), McLaughlina (1999), Ostrowskiej (1999, 2002), Besta (2000), Gajdki i Walińskiej (2000), Gostkowskiej-Drzewieckiej (2000), Jajugi i Jajugi (2000), Marciniaka (2001), Nahotko (2001), Pritcharda (2001), Williamsa i in. (2002), Zelasia i in. (2003), Manikowskiego i Tarapaty (2004), Rogowskiego (2004, 2005), Rogowskiego i in. (2005), Kasiewicza i współautorów (2004), Krysickiego i in. (2005), Panfila i Szablewskiego (2006), Szczepankowskiego (2007), Vose'a (2008). W zakresie zarządzania ryzykiem w ujęciu korporacyjnym wykładnię podstawowych zagadnień można znaleźć natomiast w standardach i wytycznych takich, jak COSO I i COSO II (ERM COSO II 2004) i Ferma (2007).

Podsumowując, analiza literatury fachowej związanej z oceną ekonomiczną, wyceną i ryzykiem projektów górniczych pozwala wyciągnąć następujące wnioski do dalszych analiz:

- w ocenie ekonomicznej zagospodarowanych zasobów złóż węgla kamiennego (typ AGG 3) dominuje użycie analizy zdyskontowanych przepływów pieniężnych. Ocena efektywności ekonomicznej kopalń węgla kamiennego podporządkowana tej metodzie winna brać pod uwagę:
 - istotny wpływ parametrów złożowych – ilościowych i jakościowych kopaliny na:
 - przychody ze sprzedaży kształtowane przez strukturę sortymentową i ceny poszczególnych produktów węglowych,
 - koszty wydobycia uzależnione od warunków złożowych i systemu eksploatacji;
 - podejście do szacowania wolnych przepływów pieniężnych i sposób ich aktualizacji na moment wyceny,
 - metodę (sposób) amortyzacji środków trwałych oraz wartości niematerialnych i prawnych, wpływającą na kształtowanie się przepływów pieniężnych w poszczególnych okresach analizy,
 - wartość rezydualną niezamortyzowanych środków trwałych, wartości niematerialnych i prawnych oraz kapitału obrotowego netto (w tym zasadniczo zapasów), której wpływ może być szczególnie istotny w przypadku projektów o krótkim i średnim okresie istnienia,
 - kwestie rezerw i kosztów likwidacji kopalni,
 - ryzyko przedsięwzięcia i jego składowe, w szczególności:
 - ilość i charakter źródeł niepewności,
 - dobór stopy dyskontowej;
- istnieje trudność w ocenie zwykle ubogiej informacji geologicznej we wstępnych fazach rozpoznania złoża. Wartościowym źródłem informacji mogą być cyfrowe modele geologiczne. Reprezentują one jednak tylko pewien stan wiedzy o złożu i jego budowie,

- zakres i wpływ poszczególnych źródeł i czynników ryzyka normuje zasadniczo przyjęta metoda oceny oraz liczba parametrów niepewnych. Ma to zwłaszcza odniesienie do składowych rachunku efektywności finansowej. Ryzyko w większości przypadków uwzględniane jest w stopie dyskontowej. W przypadku górniczych projektów inwestycyjnych niejednokrotnie stosuje się tzw. stopę procentową degresywną, malejącą wraz ze stopniem rozpoznania złoża. Zastosowanie zmiennej stopy dyskontowej utrudnia jednak interpretację rezultatów – często równolegle stosowanej – metody wewnętrznej stopy zwrotu (IRR). Bardzo ważne w tym względzie jest jednokrotne uwzględnianie tego samego aspektu niepewności (ryzyka) albo po stronie korekt poszczególnych zmiennych objaśniających, albo w stopie dyskontowej;
- oprócz różnorodności podejść, dostrzega się dużą swobodę, brak jednoznaczności i systematyki źródeł niepewności i ryzyka. W szczególności jednak pomijany lub niedoceniany jest aspekt współzależności poszczególnych źródeł i czynników ryzyka⁹, związanych:
 - ze stopniem rozpoznania złoża i oczekiwaną zmiennością parametrów złożowych,
 - z pozostałymi aspektami górniczymi i organizacyjnymi dla fazy operacyjnej;
- mimo zidentyfikowanych trudności, możliwe jest jednak uwzględnianie w ocenie ekonomicznej przynajmniej niektórych aspektów specyficznych projektów w górnictwie węgla kamiennego, co wyrażono w zakresie prowadzonych analiz oraz doborze metod badawczych. Szczególnie przydatne stają się metody probabilistyczne (symulacyjna Monte Carlo).

2.3. Metody i modele oceny efektywności ekonomicznej użyte w badaniach

W opracowanym modelu oceny zaproponowano dwa ujęcia:

- deterministyczne, dochodowe, określone przez zbiór zmiennych objaśniających i zmiennych prognozowanych,
- probabilistyczne, bazujące na metodzie symulacyjnej Monte Carlo.

Są to metody dynamiczne, w których wartość szacowana jest na bazie wolnych przepływów pieniężnych dyskontowanych odpowiednio dobraną stopą procentową, uwzględniającą aspekty niepewności i ryzyka. Kalkulację wolnych przepływów pieniężnych poprzedza szacowanie przychodów ze sprzedaży węgla, kosztów wydobycia oraz poszczególnych kategorii zysków.

⁹ Przykładowo, istnienie i materializacja niektórych kategorii ryzyka na etapie realizacji wydobycia prowadzące do wzrostu kosztów mogą być konsekwencją skomplikowanej budowy geologicznej. Aspekt wzajemnej zależności niektórych kategorii ryzyka w zdecydowanej większości analizowanych prac nie znajduje jednak właściwego komentarza. Jest to zagadnienie bardzo skomplikowane, a wynika przede wszystkim z braku dostępu do odpowiednich danych i braku wiedzy w tym zakresie.

2.3.1. Parametry geologiczno-górnice uwzględnione w opracowanych modelach oceny

Zaprezentowane w dalszej kolejności metody i modele oceny efektywności ekonomicznej uwzględniają tylko wybrane parametry geologiczno-górnice związane ze złożem oraz systemem eksploatacji, za pomocą których scharakteryzowano strukturę urobku wydobywanego ze złoża i kierowanego do zakładu przeróbczego.

Jakość nadawy była z kolei konsekwencją ilości urabianego węgla oraz wielkości zanieczyszczeń pochodzących z różnych źródeł w kopalni podziemnej. **Zmiennymi geologiczno-górnicznymi**, objaśniającymi, uwzględnionymi w modelach oceny były:

- miąższość pokładu (bez przerostów),
- przerosty,
- gęstość przestrzenna węgla,
- gęstość przestrzenna skał płonnych,
- parametry jakościowe węgla:
 - wartość opałowa,
 - zawartość siarki całkowitej,
 - zawartość popiołu;
- opad stropu,
- pobierka spągu,
- furta eksploatacyjna.

Zmienne te w postaci liczbowej wprowadzano do modeli, za pomocą których szacowano wydobywanie węgla i skał płonnych, koszty w podziale na miejsca eksploatacji i źródła zanieczyszczeń oraz przychody w funkcji parametrów jakościowych. Wyżej wymienione parametry geologiczno-górnice oraz koszty operacyjne (w ujęciu jednostkowym) w przekroju poszczególnych rodzajów kosztów stanowiły zmienne objaśniające w modelach deterministycznych i probabilistycznych. Parametrami prognozowanymi (technicznymi, produkcyjnymi i finansowymi) w opracowanych modelach były natomiast:

- produkcja węgla handlowego,
- wydobywanie odpadów,
- przychody ze sprzedaży węgla,
- całkowite gotówkowe koszty operacyjne,
- całkowite gotówkowe koszty operacyjne (dołowe), rozliczone na:
 - wyrobiska ścianowe (dla węgla),
 - wyrobiska ścianowe (dla skały płonnej), w tym koszty związane z:
 - opadem stropu,
 - pobierką spągu,
 - przerostami;
 - wyrobiska chodnikowe dla węgla i osobno skały płonnej,
 - koszty składowania skały płonnej,

- całkowite i gotówkowe (bez amortyzacji) koszty wydobycia węgla (ujęcie jednostkowe),
- EBITDA, EBIT¹⁰ oraz zysk netto,
- nakłady inwestycyjne,
- przepływy pieniężne netto,
- NPV i NPVR,
- IRR.

Większość wyżej wymienionych zmiennych objaśniających i prognozowanych wchodzi w strukturę kalkulacji wolnych przepływów pieniężnych, stanowiącej podstawę szacowania wartości zaktualizowanej netto (NPV) oraz mierników z metodą tą powiązanych. Zagadnienia te scharakteryzowano w kolejnych rozdziałach niniejszej pracy.

2.3.2. Kalkulacja wolnych przepływów pieniężnych

Konstrukcja rachunku przepływów pieniężnych (FCF) była wzorowana na szacowaniu wolnych przepływów pieniężnych dla firmy FCFF (*free cash flow to firm*), jednak bez dochowywania bezwzględnego reżimu adekwatności wolnych przepływów pieniężnych i stopy dyskontowej, czy też nazewnictwa poszczególnych kategorii zysku. Wyznaczenie wolnych przepływów pieniężnych poprzedzała w szczególności kalkulacja:

- wielkości zasobów operatywnych kopalni – Z_w [Mg],
- produkcji węgla handlowego – $P: f[Wn, \beta_t]$ [zł],
- przychodów ze sprzedaży – $R: f[Wn, \beta_t, C, (Q^r, S^r, A^r)]$ [zł],
- kosztów sprzedanego węgla – $K: f[Wn, h_w, h_{sp}, \rho_w, \rho_{sp}, Q^r, F] \cdot [S]k_b$ [zł],
- zysków ze sprzedaży – $EBITDA, EBIT$ [zł],
- kosztów/przychodów finansowych – Pf [zł],
- zysku (straty) brutto – Zb [zł],
- podatku dochodowego – Pd [zł],
- zysku netto – Zn [zł],
- korekt zysku netto związanych z:
 - amortyzacją środków trwałych – A [zł],
 - nakładami inwestycyjnymi – Ni [zł],
 - kapitałem obrotowym netto – KON [zł],
 - ratami FLZG – R_{FLZG} [zł],
 - wartością rezydualną – R_w [zł],

gdzie:

- Wn – wydobycie węgla netto [Mg] (zakładane w harmonogramie jako funkcja wielkości zasobów, dla której ustalono bazowy koszt produkcji k_b [zł/Mg]),

¹⁰ EBITDA to gotówkowy zysk operacyjny (przychody pomniejszone o gotówkowe koszty wydobycia, tj. bez amortyzacji, która była liczona osobno dla nakładów inwestycyjnych), EBIT stanowi zysk operacyjny przed opodatkowaniem i odsetkami.

- β_t – straty węgla w procesach przeróbczych [%],
 C – cena węgla [zł/Mg],
 Q^r [GJ/Mg], S^r [%], A^r [%] – parametry jakościowe węgla w złożu,
 h_w, h_{sp} – stanowią odpowiednio miąższość pokładu bez przerostów i skały płonnej łącznie (przerostów, pobierki spągu i opadu stropu) w furcie eksploatacyjnej F [m],
 $[S]$ (wektor) – struktura rozdziału kosztów operacyjnych w podziale na miejsca wydobycia węgla oraz źródła skały płonnej,
 $FLZG$ – obowiązkowe odpisy na Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego „X”.

Ponieważ w ramach działalności operacyjnej nie uwzględniano ani pozostałej działalności operacyjnej ani też pozostałej sprzedaży EBIT był, co do wartości, równy zyskowi (stracie) brutto ze sprzedaży węgla. EBITDA był wartością przychodów ze sprzedaży pomniejszoną o wartość gotówkowych kosztów operacyjnych (tj. bez amortyzacji).

Postać matematyczną kalkulowanych zysków oraz przepływów pieniężnych prezentują poniższe formuły (2.1–2.4):

$$EBIT = R - K \text{ [zł]} \quad (2.1)$$

$$Zb = R - K + Pf \text{ [zł]} \quad (2.2)$$

$$Zn = Zb - Pd \text{ [zł]} \quad (2.3)$$

$$FCF = Zn + A - Ni \pm KON - R_{FLZG} + Rw \text{ [zł]} \quad (2.4)$$

Następnie tak ustalone wolne przepływy pieniężne były aktualizowane do wartości bieżących, zgodnie z wymogami metody NPV i przyjętą konstrukcją czynnika dyskontowego. W pozycji koszty (przychody) finansowe uwzględniono odsetki w wartości nominalnej¹¹ od środków zgromadzonych na FLZG. Podatek dochodowy, przez uproszczenie, był liczony tylko od wartości dodatnich sald zysku brutto¹². Wartość rezydualna odpowiadała sumie bilansowej niezamortyzowanej części aktywów trwałych oraz kapitału obrotowego netto w ostatnim roku analizy¹³.

Rozwinięcie zagadnień teoretycznych poszczególnych kategorii ekonomicznych, omówienie stosowanych wzorów, przyjętych wartości liczbowych zmiennych objaśniających przedstawiono w oddzielnych częściach rozdziału 5 poświęconych omówieniu założeń modeli oceny efektywności ekonomicznej.

¹¹ Teoretycznie bez podatku (aby nie potrącać go dwukrotnie).

¹² W ramach klasycznie rozumianej formuły FCFF podatek jest liczony zarówno od dodatnich jak i ujemnych sald NOPAT.

¹³ Przyjęto, że wartość rynkowa likwidowanego majątku będzie odpowiadać w przybliżeniu jego wartości bilansowej.

2.3.3. Metoda NPV

Metoda wartości zaktualizowanej netto (NPV) jest obecnie jedną z najbardziej popularnych metod wyceny, stosowaną również w szeroko pojętym górnictwie (Graham, Harvey 2001). W metodzie tej do aktualizacji wolnych przepływów pieniężnych stosuje się różne rozumiane postacie dyskonta, przy czym jedną z dominujących w użyciu jest stopa dyskontowa dostosowana do ryzyka (RADR, *risk adjusted discount rate*), która w swojej konstrukcji odzwierciedla całkowitą wartość ryzyka nieuwjętego w przepływach pieniężnych i/lub preferencje określonej strony kontraktu (Runge 1998). użytą w analizach formułę szacowania NPV przedstawiono za pomocą wzoru 2.5 (Szablewski i in. 2008):

$$NPV(r, N) = \sum_{t=0}^N [CF_t \cdot df_t^s] - I_0 - KON_0 \text{ [zł]} \quad (2.5)$$

gdzie:

- CF_t – przepływy pieniężne w roku t [zł],
- I_0 – wartość początkowa nakładów inwestycyjnych [zł],
- KON_0 – nakład początkowy na kapitał obrotowy netto [zł],
- N – całkowita liczba lat w czasie istnienia projektu,
- df_t^s – skumulowany czynnik dyskontowy z przedziału $[0,1]$.

Wartość NPV wskazuje na różnicę pomiędzy wartością obecną oczekiwanych przepływów pieniężnych a wartością bieżącą wydatków kapitałowych związanych również z tworzeniem kapitału obrotowego netto. Metoda cechuje się tym, że bierze pod uwagę rozkład w czasie przepływów pieniężnych oraz uwzględnia ryzyko związane z ich osiąganiem. Im przepływy pieniężne są bardziej odległe w czasie, tym mniejszy jest ich wpływ na wartość bieżącą projektu, ponieważ wartość czynnika dyskontowego staje się coraz mniejsza wraz ze zwiększaniem się t . Dodatnia i wyższa od stopy dyskonta wartość NPV wskazuje na zasadność finansową podjęcia danej inwestycji.

Czynnik dyskontowy

W modelach oceny efektywności ekonomicznej założono, że wpływ dyskonta będzie aproksymowany funkcją ciągłą, która pozwala oszacować średniookresową stopę dyskonta na bazie przejętej z góry, rocznej stopy RADR. W tym podejściu czynnik dyskontowany oraz skumulowany czynnik dyskontowany szacowany jest po uprzednim skalkulowaniu:

- liczby dni w podokresie,
- stopy dyskontowej dostosowanej do podokresu,
- czynnika dyskontowego dla średniookresowej stopy dyskontowej.

Liczba dni w podokresie wynosiła 365 w kolejnych okresach obliczeniowych, stąd stopa dyskontowa dostosowana do podokresu odpowiadała wartości przyjętej stopy RADR.

Średniookresowa stopa dyskontowa ($RADR_{sr}$) była szacowana według następującej formuły (Szablewski i in. 2008):

$$RADR_{sr} = \sqrt{1 + RADR} - 1 \quad [\%] \quad (2.6)$$

Czynnik dyskontowy w podokresie był z kolei wyrażony jako: $1/(1 + RADR_{sr})$ i stanowił podstawę do wyznaczenia wartości skumulowanego czynnika dyskontowego, będącego iloczynem następujących zmiennych:

- stopy ryzyka w okresie $t - 1$ i okresie następnym t ,
- skumulowanej wartości czynnika dyskontowego (df_{n-1}^s) w okresie $t - 1$.

Dla tej samej wartości stopy $RADR$, w dwóch kolejnych podokresach, całkowita wartość ryzyka może być wyrażona jako: $[1/(1 + RADR_{sr})]^2$, stąd również wartość skumulowanego czynnika dyskontowego (df_t^s) dostosowanego do podokresu można przedstawić w następującej postaci (Szablewski i in. 2008):

$$df_t^s = df_{t-1}^s \cdot \left[\frac{1}{1 + RADR_{sr}} \right]^2 \quad (2.7)$$

Formuła ta jest szczególnie przydatna w przypadku, gdy konieczne jest posługiwanie się okresami dyskontowania o interwale krótszym niż jeden rok i zmienną stopą dyskontową. Należy nadmienić, że wprowadzenie aproksymacji ciągłej powodowało nieznacznie podwyższanie wartości NPV względem NPV uzyskanej w wyniku dyskontowania czynnikiem dyskontowym w tradycyjnej postaci $1/(1 + RADR)^t$. Jednak dla celów prowadzonych analiz nie stanowi to ograniczenia, ponieważ to samo podejście wykorzystywane jest we wszystkich modelach wyceny.

Ostatecznie jednak dobór stopy dyskontowej winien być podporządkowany kluczowej zasadzie jej adekwatności do poziomu ryzyka projektu inwestycyjnego realizowanego w konkretnych warunkach otoczenia lub do preferencji inwestycyjnych dawców kapitału. Nie bez znaczenia jest również cel i odbiorca analizy. Należy zadbać również o to, aby ten sam składnik ryzyka był uwzględniony jednokrotnie w modelu wyceny (Kopacz 2011).

Wewnętrzna stopa zwrotu (IRR; *internal rate of return*)

Wewnętrzna stopa zwrotu należy do szerszej grupy metod (mierników) oceny przedsięwzięć inwestycyjnych, bazujących na zasygnalizowanej wcześniej technice dyskontowania. Można ją zdefiniować jako stopę, która wyrównuje wielkość inwestycji początkowych (I_0 , KON_0) z wartością bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych. Im wyższa jest IRR, tym bardziej dochodowy jest projekt w sensie zwrotu z zainwestowanego kapitału. W sytuacji, gdy IRR jest większa od stopy dyskontowej lub jej równa, wówczas projekt generuje przepływy zdolne pokryć całość nakładów i kosztów operacyjnych.

W obliczeniach użyto formuły programu Excel $IRR(CF_t, df_t^s)$ (2.8) pozwalającej szacować jej wartość na bazie wolnych przepływów pieniężnych w całym okresie analizy.

Wskaźnik wartości zaktualizowanej netto (NPVR; *net present value ratio*)

W opracowanych modelu oceny ekonomicznej wykorzystano także wskaźnik wartości zaktualizowanej netto (NPVR) utożsamiany również ze zwrotem z inwestycji z uwzględnieniem ryzyka. Jego matematyczną postać przedstawia formuła 2.9 (Jajuga K., Jajuga T. 2000).

$$NPVR(r, N) = \frac{NPV(r)}{Ni(r)} [\%] \quad (2.9)$$

gdzie:

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

Wskaźnik NPVR wykorzystywany jest najczęściej do porównywania przedsięwzięć inwestycyjnych o różnych skalach zaangażowania środków pieniężnych.

Roczna składana stopa procentowa (CAGR; *compound annual growth rate*)

Stopa procentowa CAGR (*compound annual growth rate*) stanowi składaną stopę procentową gwarantującą osiągnięcie zakładanego kapitału na koniec okresu inwestycji, przy reinwestycji narosłych kuponów.

Stopa CAGR wprowadzona do analiz jako alternatywa dla stopy IRR, mierzy wpływ zmienności parametrów złożowych na poziom wolnych przepływów pieniężnych. Za jej pomocą szacowano roczną stopę procentową, gwarantującą osiągnięcie na koniec okresu analizy skumulowanej wartości wolnych przepływów pieniężnych. Postać matematyczną stopy CAGR reprezentuje wzór 2.10 (Szablewski i in. 2008).

$$CAGR(T) = \left[\frac{sFCF_v}{sFCF_b} \right]^{\left(\frac{1}{T} \right)} - 1 [\%] \quad (2.10)$$

gdzie:

- $sFCF_v$ – skumulowane przepływy pieniężne scenariusza i [zł],
- $sFCF_b$ – skumulowane przepływy pieniężne scenariusza odniesienia (stan wyjściowy) b [zł],
- T – okres istnienia kopalni [lata].

Przez $sFCF_v$ oznaczono umownie całkowite (skumulowane) przepływy pieniężne osiągnięte w symulacji w i -tym scenariuszu na koniec okresu analizy. Natomiast przez $sFCF_b$ oznaczono całkowite (skumulowane) przepływy pieniężne dla scenariusza podstawowego, przy średnich wartościach analizowanych parametrów złożowych.

2.4. Metoda symulacyjna Monte Carlo

Termin symulacja wiąże się z eksperymentowaniem na modelu. Model stanowiący odwzorowanie rzeczywistości bądź jej fragmentu zachowuje jej cechy. Symulacja stochastyczna oznacza z kolei implementację losowej zmienności wartości określonych parametrów w czasie z odzwierciedleniem jej wpływu na wartość parametrów prognozowanych (Zieliński 1970). Terminu symulacja (metoda, technika) Monte Carlo używa się do opisu procedur symulacyjnych polegających na wykorzystaniu generatorów liczb losowych. Rozkłady bardziej skomplikowane są najczęściej przekształceniem rozkładu jednostajnego (prostokątnego), służąc do opisu zmienności określonego zjawiska, eksperymentu. Symulacja Monte Carlo to zatem „...każda metoda, która wykorzystuje liczby losowe do konstrukcji próby losowej, na podstawie której wyciągane są wnioski dla populacji” (Metropolis i in. 1949).

Metoda Monte Carlo została zdefiniowana po raz pierwszy w roku 1949 przez Nicolasa Metropolis i Stanisława Ulama, w trakcie realizacji projektu Manhattan. Pierwotnie utożsamiana była z grami losowymi. Metodzie nadano nazwę pochodzącą od miasta Monte Carlo, stolicy Monako, będącego na owe czasy centrum światowego hazardu. Początkowo symulację Monte Carlo stosowano do rozwiązywania zadań z fizyki w sytuacji, gdy tradycyjne metody matematyczne okazywały się mało skuteczne przy obliczaniu wielowymiarowych całek. Później metoda ta rozprzestrzeniła się na gałęzie fizyki statystycznej, objęła teorię kolejek, gier losowych, ekonomię matematyczną i szereg innych dziedzin nauki. Procedury symulacyjne, stochastyczne, rozwinięto na szeroką skalę w latach sześćdziesiątych i siedemdziesiątych ubiegłego wieku, wykorzystując do tego celu pierwsze maszyny liczące. Na tym polu prace w języku polskim opublikowali m.in. Buslenko i in. (1967), Zieliński (1970, 1972, 1979) i Perkowski (1980). W odniesieniu do górnictwa i wykorzystania metod stochastycznych znane są także prace Snopkowskiego (2005, 2012).

W pracy wykorzystano kilka technik symulacyjnych. W szczególności:

- bootstrap nieparametryczny,
- korelowanie zmiennych za pomocą kopuł,
- empiryczne rozkłady prawdopodobieństwa.

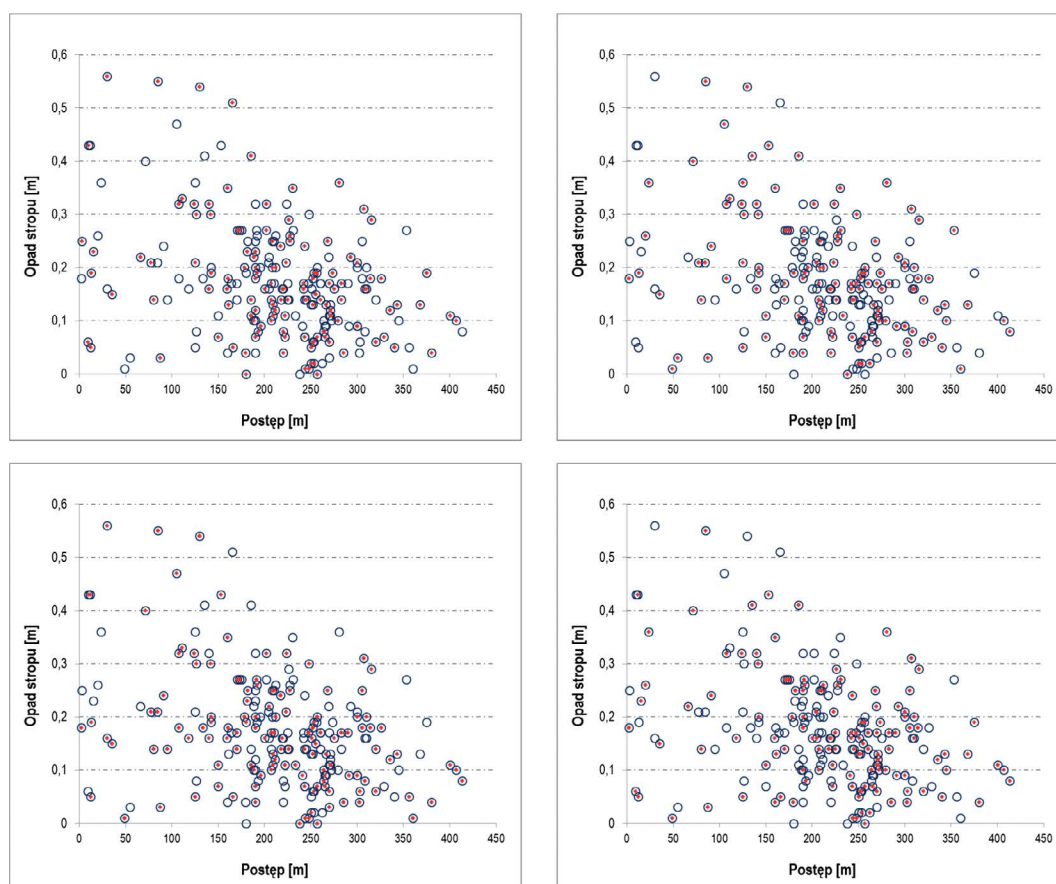
2.4.1. Technika bootstrapu

Technika bootstrapu należy do szkoły klasycznej statystyki, a została wprowadzona w roku 1979 przez Efrona (Efron 1993). Wśród kluczowych zalet tej techniki wskazać można:

- względną prostotę i transparentność,
- szerokie możliwości zastosowań z użyciem narzędzi komputerowych,
- możliwość stosowania razem z innymi analizami statystycznymi i technikami symulacyjnymi, usprawniając analizy w przypadkach dużych zbiorów danych,
- możliwość uwzględniania niepewności wobec parametrów rozkładów teoretycznych, co może być przedmiotem wykluczenia wielu tradycyjnych technik klasycznych w statystyce.

Wyróżnia się bootstrap parametryczny i nieparametryczny. Pierwszy z nich jest wykorzystywany do oszacowania parametrów lub rozkładów w populacji generalnej w sytuacji, w której znana jest postać określonego rozkładu empirycznego w próbce danych. Bootstrap nieparametryczny ma zastosowanie wówczas, kiedy nie jest znana postać rozkładu danej cechy w populacji generalnej i brakuje podstaw statystycznych do przyjęcia określonych wartości jego parametrów charakterystycznych. Ogólnie ujmując, w technice tej w miejsce określonej postaci rozkładu teoretycznego używane są bezpośrednio obserwacje empiryczne i rozkłady na nich skonstruowane, na podstawie których określone są statystyki rozkładu w populacji generalnej.

W pracy posłużono się techniką bootstrapu nieparametrycznego, aby możliwie wiernie replikować wartości i zależności występujące w zbiorach analizowanych parametrów geologiczno-górnictwowych. Opanowanie umiejętności replikacji zbiorów danych w środowisku



Rys. 2.1. Replikacja zależności między postępem a opadem stropu w technice bootstrapu
Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.1. The replication of the relationship between longwall advance and roof subsidence in the bootstrap technique

komputerowym – w symulacji Monte Carlo – umożliwiło z kolei wdrożenie mechanizmów transformacji danych surowych do danych wtórnych, wykorzystywanych w analizach ekonomicznych.

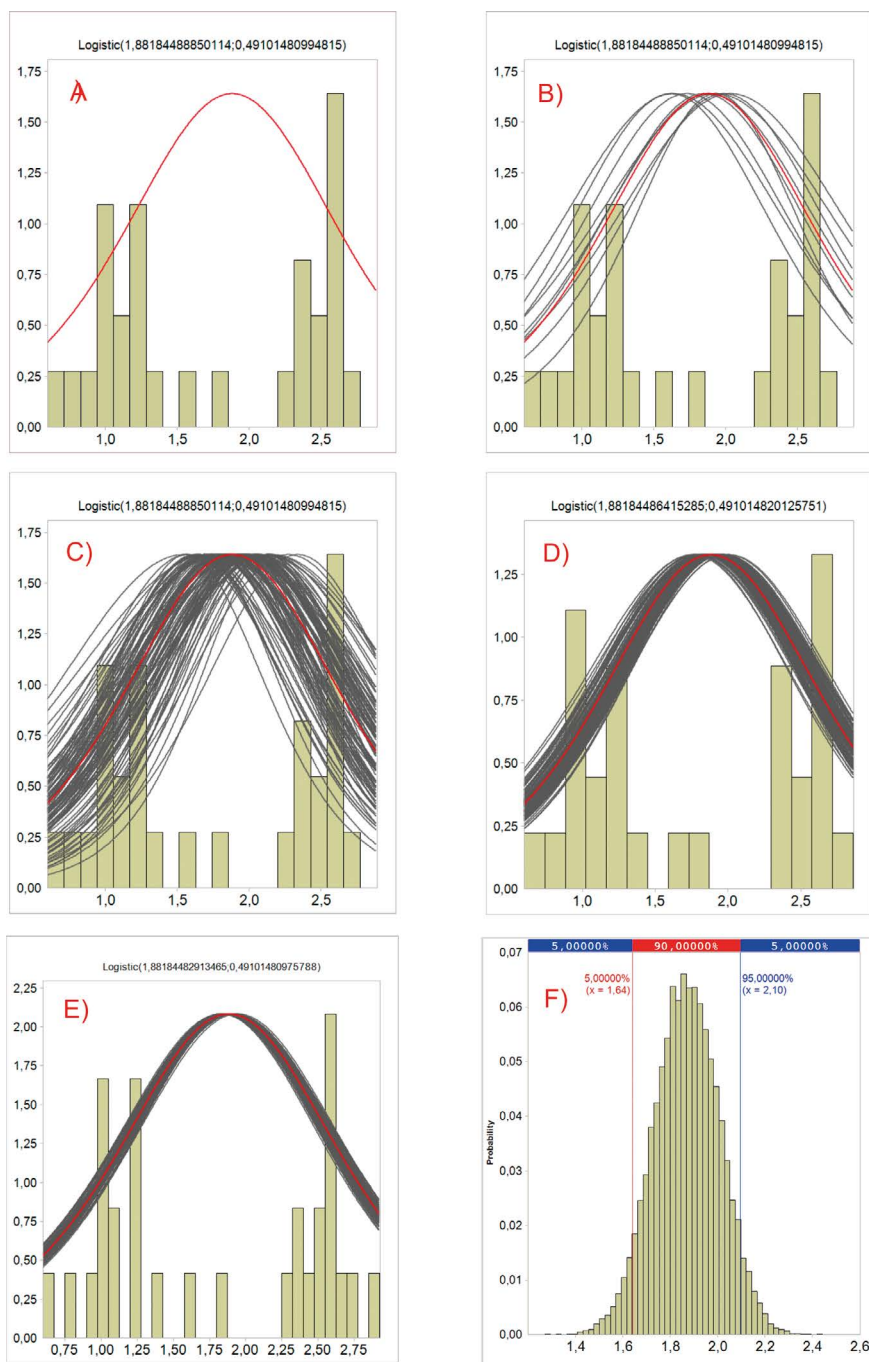
Idea replikacji (bootstrap) została przedstawiona na przykładzie zależności pomiędzy postępem a opadem stropu. Wykorzystano w tym celu dane empiryczne pochodzące z kopalni „X”, a rezultaty modelowania przedstawiono na rysunku 2.1. Na czterech rysunkach, stanowiących kolejne iteracje w symulacji, można zauważyć jakość odwzorowania faktycznych zależności pomiędzy postępem a opadem stropu. Niebieskie punkty (pierścienie) reprezentują dane empiryczne, natomiast czerwone kropki – dane zreplikowane w symulacji. Uwidacznia się częściowo losowy charakter zależności opadu stropu od postępu. Najczęściej replikowane są obserwacje w części centralnej wykresów, w przedziale postępu między 150 a 300 m i opadu stropu rzędu 0,1–0,3 m, rzadziej w przedziałach skrajnie niskich i wysokich wartości tych zmiennych.

Symulacja bootstrap z uwzględnieniem niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładu zmiennej losowej

U podstaw teoretycznych zagadnienia niepewności rozkładu określonej zmiennej losowej leży przekonanie, że przy wnioskowaniu na bazie danych z próbki może brakować pewności statystycznej wobec nieznanych parametrów rozkładu tej zmiennej w populacji generalnej. Problem ten dotyczy w szczególności zbiorów małych liczebności. W tej sytuacji przedziały ufności wobec nieznanego średniej są duże i niekoniecznie symetryczne, a ocena nieznanego rozkładu w populacji generalnej może być obciążona istotnym błędem. Pogarsza się również wiarygodność modelu symulacyjnego.

W symulacji Monte Carlo i technice bootstrapu istnieje możliwość rozwiązania tego problemu poprzez uwzględnienie niepewności wobec wartości parametrów charakterystycznych rozkładu zmiennej. W miejsce pojedynczego rozkładu prawdopodobieństwa na bazie próbki dobierana jest rodzina rozkładów, z której potencjalnie mogą pochodzić obserwacje empiryczne. Im większy jest zbiór danych rzeczywistych, tym niepewność wobec parametrów charakterystycznych rozkładu w populacji generalnej jest mniejsza. Technikę tę można stosować dla każdego typu rozkładów (rozkłady teoretyczne, empiryczne), uwzględniając – w miarę potrzeb – zależności korelacyjne występujące pomiędzy zmiennymi.

Ideę symulacji z uwzględnieniem niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładu miąższości przedstawiono na rysunku 2.2. Rysunek A przedstawia sytuację wyjściową, tj. do danych empirycznych w liczbie 30 dobrano jeden z możliwych rozkładów teoretycznych – rozkład logistyczny. Jest on traktowany jako referencyjny (najbardziej prawdopodobny) dla tego zbioru obserwacji. Na rysunku B przedstawiono z kolei rodzinę 10 rozkładów, natomiast na rysunku C odpowiednio 100 wygenerowanych automatycznie na bazie 30 danych. Rysunki D i E przedstawiają zakres niepewności w przypadku, gdy liczba obserwacji została zwiększona (zdublowana) 10-krotnie (do 300) i odpowiednio 60-krotnie do 1800. Uwidacznia się znaczna redukcja niepewności (rozkłady się zagęszczają). Końcowy rezultat symulacji przedstawia rysunek F.



Rys. 2.2. Idea replikacji bootstrap z uwzględnieniem niepewności wobec parametrów charakterystycznych w rozkładzie miąższość pokładu

Fig. 2.2. The idea of bootstrap replication with uncertainty about the parameters of the distribution of seam thickness

W przeprowadzonych obliczeniach problem identyfikacji rozkładu referencyjnego został wyeliminowany poprzez wykorzystanie rozkładów empirycznych poszczególnych parametrów złożowych. Podobnie również postąpiono w przypadku modelowania opadu stropu i pobierki spągu na bazie empirycznych obserwacji w ścianach kopalni „X”. Liczba danych nie przekraczała w obu przypadkach 300, stąd konieczne było zastosowanie omawianego tutaj podejścia, uwzględniając dodatkowo współwystępujące zależności korelacyjne pomiędzy parametrami pokładu i cechami jakościowymi węgla.

2.4.2. Korelowanie zmiennych za pomocą kopuł

Klasyczna statystyka umożliwia identyfikację zależności liniowych (nieliniowych) pomiędzy zmiennymi stosując do tego celu m.in. analizę korelacji. W tym zakresie najczęściej stosuje się współczynniki korelacji r -Pearsona i ρ -Spearmana. Współczynnik korelacji r -Pearsona mierzy siłę zależności liniowej pomiędzy zmiennymi, ρ -Spearmana jest jego odpowiednikiem w zbiorach danych uporządkowanych rangami. Współczynnik korelacji liniowej jest jednak wrażliwy na liczbę danych w zbiorze oraz obserwacje skrajne. Jego interpelacja i wykorzystanie jest także ograniczone wymogiem normalności rozkładu prawdopodobieństwa analizowanych zmiennych, co w praktyce jest trudne do spełnienia (Iman i in. 1982; Sobczyk 2002). Korelacja rangowa w mniejszym stopniu jest wrażliwa na liczbę danych i obserwacje odstające. Wymóg normalności rozkładów nie musi być w tym przypadku spełniony, a badane zależności mogą być również nieliniowe. Warto podkreślić, że zarówno współczynniki r -Pearsona, jak i ρ -Spearmana mogą przedstawiać tylko niektóre, szczególne w swojej postaci i formie, wzorce korelacyjne między zmiennymi. Ich wartości mieszczą się w przedziałach obustronnie domkniętych od -1 do 1 , przy czym silna zależność – w sensie korelacji – występuje najczęściej dla współczynników większych niż $0,7$ (wartości bezwzględnej) (Nieć 1990; Sobczyk 2006).

Analizując zmienność parametrów złożowych w pokładach C1, C2 i C3 złoża „X” zauważono występowanie specyficznych struktur oraz nieregularne lokalne zależności (koncentracje) zmiennych. Aby możliwie wiernie odwzorować je w środowisku symulacyjnym, posłużono się kopułami. Kopuły to zaawansowane matematyczne struktury – funkcje połączenia, gdzie na bazie statystyk brzegowych pojedynczych zmiennych (rozkładów brzegowych, martyngałów) możliwa jest konstrukcja statystyk wielowymiarowych. Funkcje te z dużą dokładnością reprezentują, często nieznane w praktyce, struktury korelacji pomiędzy zmiennymi. Ma to szczególne znaczenie wtedy, kiedy analizowane zmienne łączy współwystępowanie, a nie związek przyczynowo-skutkowy¹⁴. W obrębie kopuł zdefiniowano wiele różnych ich postaci. Dominuje jednak użycie kopuły Claytona, Franka, Gumbela, Gaussa (normalnej) i tzw. T -kopuły.

¹⁴ Związek przyczynowo-skutkowy oznacza, że między danymi zmiennymi istnieje powiązanie (A jest przyczyną B lub odwrotnie). Tymczasem korelacja zmiennych nie ujawnia związku przyczynowo-skutkowego. Wskazuje jedynie na współwystępowanie zjawisk.

Ogólnie kopuła d -wymiarowa (C) może być przedstawiona (bazując na twierdzeniu Sklára) (Cherubini i in. 2004) jako wielowymiarowy rozkład, którego funkcje brzegowe ($F_1, F_2, \dots, F_d$) są rozkładami jednostajnymi $U(0,1)$ w $[0,1]$, co można zapisać w następującej postaci (2.11):

$$F(x_1, x_2, \dots, x_d) = C(F_1(x_1), F_2(x_2), \dots, F_d(x_d)) \quad (2.11)$$

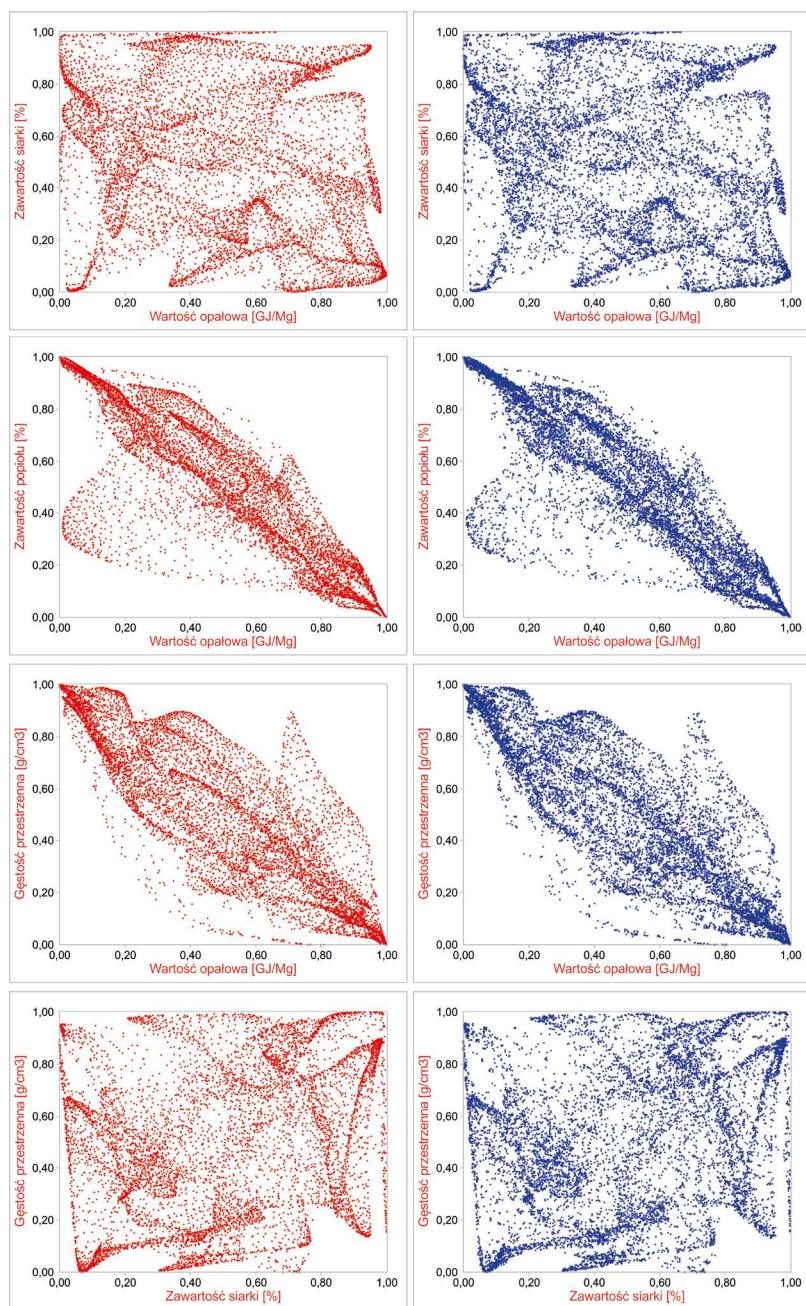
Związane z kopułą współczynniki korelacji τ -Kendalla i ρ -Spearmana mogą być wówczas wyrażone w sensie kopuły jako takiej, odzwierciedlając zależności korelacyjne między zmiennymi. Ogólnie zależność pomiędzy τ -Kendalla dla dwóch zmiennych losowych X, Y i kopuły $C(u,v)$ dwuwymiarowego rozkładu XY można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

$$\tau(X, Y) = 4 \int_0^1 \int_0^1 C(u, v) dC(u, v) - 1 \quad (2.12)$$

Dla danych empirycznych szacowany jest uprzednio współczynnik τ -Kendalla, a następnie wykorzystywany jest jego związek z parametrem charakterystycznym danej kopuły (najczęściej oznaczanym jako α). Po przekształceniu (tzw. transformacja kwantyla i prawdopodobieństwa) wyznaczane są parametry dopasowywanej kopuły (reprezentacje kopuły C względem F oraz jej funkcji brzegowych). Ograniczeniem dla wiarygodności utworzonej kopuły jest wielkość zbioru danych. Przykładowo, jeżeli dysponujemy dziewięcioma obserwacjami kopuła empiryczna będzie generować obserwacje w zbiorze $\{0,1; 0,2; 0,3 \dots 0,9\}$, tj. między dziesiątym a dziewięćdziesiątym percentylem w rozkładzie funkcji brzegowej.

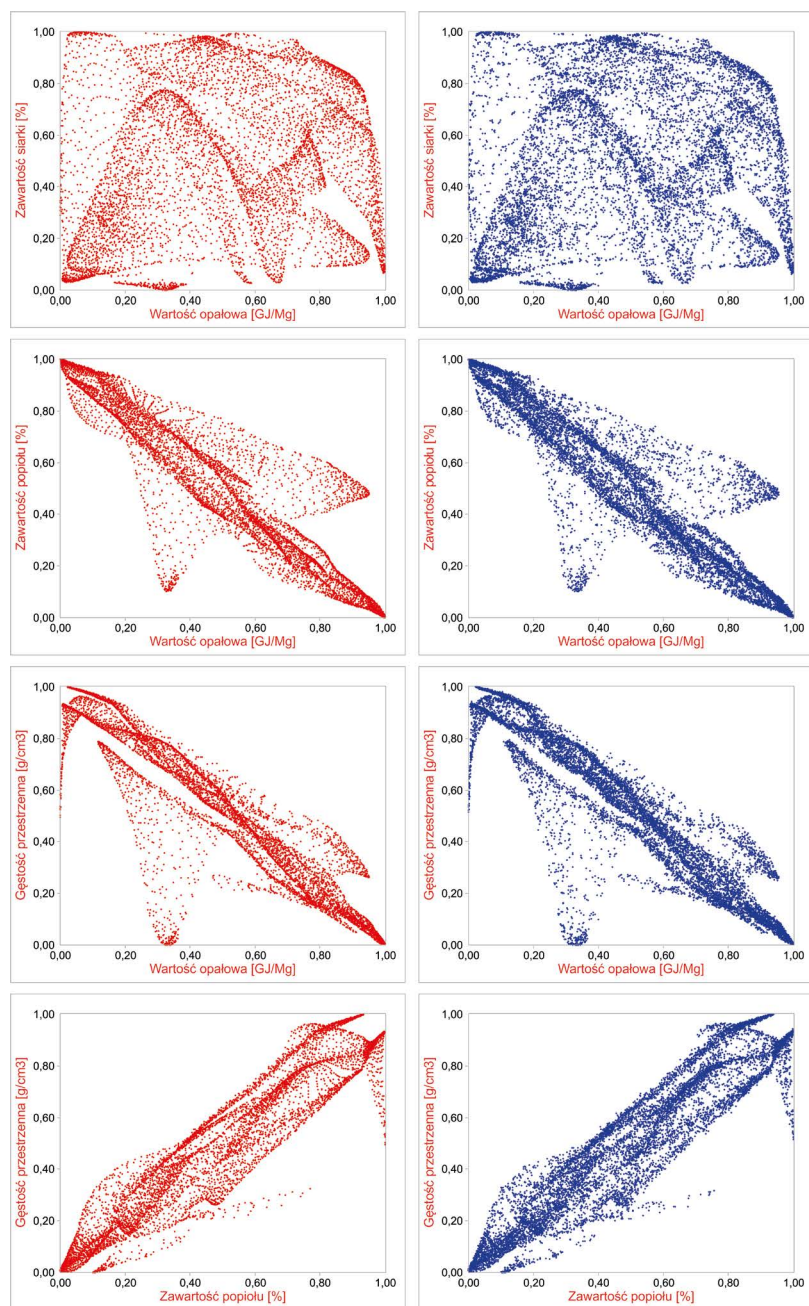
W symulacji Monte Carlo, w zakresie prowadzonych analiz, wykorzystano **kopułę empiryczną**, która reprezentuje pierwotny, nieregularny wzorec korelacyjny między zmiennymi. Jest ona tworzona przy użyciu techniki bootstrapu w zbiorze obserwacji zrangowanych, wiążąc rangi w postaci $(r_i)/(n + 1)$ z określonym kwantylem (percentylem) w n -elementowym zbiorze danych. W przypadku analizowanych zbiorów parametrów złożowych, pochodzących z modelu geologicznego, dla każdego z analizowanych pokładów i wszystkich zmiennych, liczba danych przekraczała 3000. Pozwoliło to uzyskać wysokiej jakości odwzorowanie zależności korelacyjnych w zbiorach analizowanych parametrów złożowych za pomocą kopuły empirycznej (rys. 2.3–2.5). W przypadku danych pochodzących ze ścian, tj. opadu stropu i pobierki spągu, liczba obserwacji sięgała 290, toteż losowe wartości kopuły empirycznej były generowane z uwzględnieniem niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładów brzegowych.

W postaci graficznej korelacje wybranych parametrów złożowych (wartości opalowej, zawartości procentowej siarki i popiołu, gęstości przestrzennej) w pokładach C-1, C-2 i C-3 przedstawiono na rysunkach 2.3, 2.4 i 2.5.



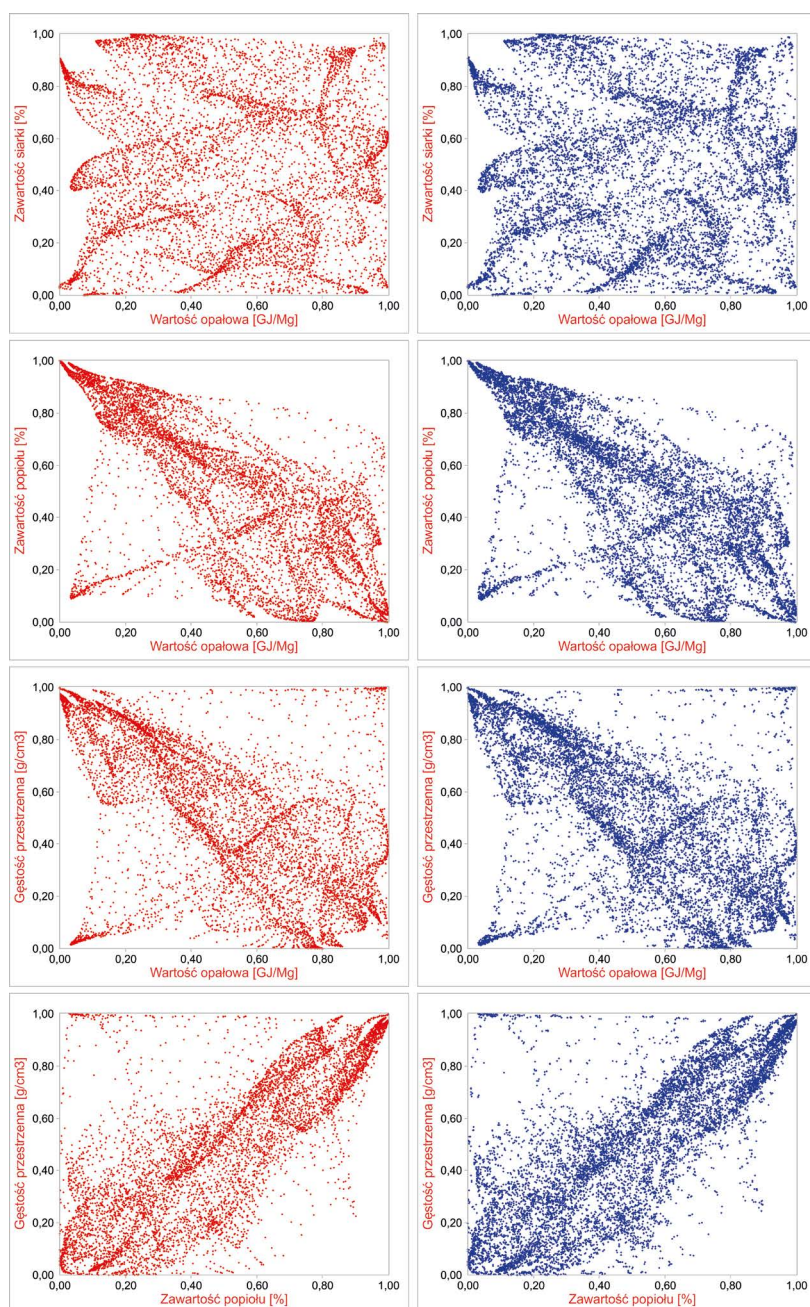
Rys. 2.3. Struktury korelacyjne wybranych parametrów złożowych w pokładzie C-1 – lewa strona – dane pierwotne; prawa strona dobrana kopuła empiryczna
Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.3. The correlation structures of the deposit parameters in the seam C-1 – left side – original data, right side – empirical copula



Rys. 2.4. Struktury korelacyjne wybranych parametrów złożowych w pokładzie C-2 – lewa strona – dane pierwotne; prawa strona – dobrana kopuła empiryczna
Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.4. The correlation structures of the deposit parameters in the seam C-2 – left side – original data, right side – empirical copula



Rys. 2.5. Struktury korelacyjne wybranych parametrów złożowych w pokładzie C-3 – lewa strona – dane pierwotne; prawa strona – dobrana kopuła empiryczna

Źródło: opracowanie własne

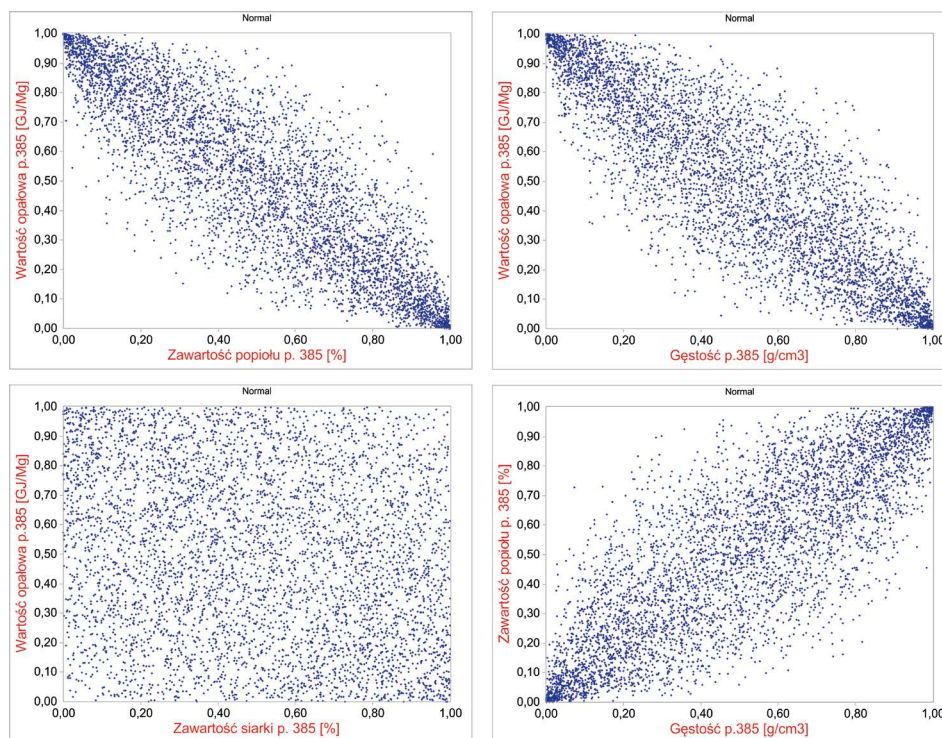
Fig. 2.5. The correlation structures of the deposit parameters in the seam C-3 – left side – original data, right side – empirical copula

Analizując wybrane wzorce korelacyjne we wszystkich pokładach, można stwierdzić że:

- wartość opałowa i zawartość popiołu, silnie ujemnie skorelowane, tworzą nieregularne wzorce, najbardziej wysmukłe w przypadku pokładu C-2, choć z charakterystycznymi „skrzydełkami”,
- zawartość siarki jest słabo skorelowana z pozostałymi zmiennymi i również tworzy lokalne koncentracje,
- zawartość popiołu i gęstość przestrzenna węgla są dodatnio skorelowane, a wzorec korelacyjny wartości opałowej i gęstości przestrzennej silnie przypomina związek wartości opałowej i zapopielenia.

Warto nadmienić, iż wzorce korelacyjne miąższości pokładów (bez przerostów) i samych przerostów z pozostałymi parametrami złożowymi wskazują na zbliżony do losowego charakter współwystępowania. Wartości liczbowe korelacji rangowej, stanowiące pewne przybliżenie rezultatów modelowania w postaci kopuł, zostały wykazane w zestawieniach tabelarycznych w rozdziale 4 poświęconym źródłom danych.

Dla wykazania poglądowych różnic w modelowaniu zależności korelacyjnych za pomocą kopuł, na rysunku 2.6 zaprezentowano modele kopuły gaussowskiej dla wartości opałowej,



Rys. 2.6. Struktury korelacyjne wybranych parametrów złożowych w pokładzie C-1 – kopuła gaussowska – dane pierwotne

Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.6. The correlation structures of the deposit parameters in the seam C-1 – Gaussian copula – original data

zawartości procentowej popiołu i siarki oraz gęstości przestrzennej węgla. Kopuła Gaussa jest strukturą aproksymującą liniowe zależności pomiędzy poszczególnymi zmiennymi. Można zauważyć, że istnieje wyższa koncentracja obserwacji w zakresach wartości wysokich oraz niskich zestawionych par parametrów. Rozmieszczenie wartości środkowych jest względnie regularne. Taka koncentracja obserwacji może potwierdzać udział lokalnych zjawisk (obserwacji odstających) wpływających na kształt obserwowanych zależności. Widoczna jest także ujemna korelacja zapopielenia z wartością opałową oraz gęstością węgla w pokładzie C-1 oraz losowy charakter zależności zasiarczenia węgla z jego wartością opałową.

Ogólnie rzecz ujmując, przedstawione za pomocą kopuły Gaussa wzorce korelacyjne są bardziej regularne, mają charakterystyczny owalny kształt, typowy dla rozkładów współczynnika r -Pearsona oraz dla zależności korelacyjnych średnich i słabych.

2.4.3. Empiryczne rozkłady prawdopodobieństwa

Mając na uwadze jednak duże zróżnicowanie obserwacji poszczególnych parametrów złożowych, w symulacji zdecydowano się na wykorzystanie rozkładów empirycznych dla analizowanych danych geologiczno-górnictwowych i ich bezpośrednie próbkowanie. Zrezygnowano z doboru rozkładów teoretycznych. Bezpośrednie przesłanki dla tego postępowania są następujące:

- dane pierwotne pochodzące z modelu geologicznego mogą być obarczone błędem i różnić się od rzeczywistych. Liczba zgromadzonych obserwacji jest jednak wystarczająca, aby uzyskać względnie stabilne parametry rozkładów empirycznych. Wobec nieregularnego kształtu rozkładów prawdopodobieństwa niektórych parametrów złożowych, dużego zróżnicowania obserwacji (niejednorodność zbiorów) i w większości przypadków – nieregularności i asymetrii rozkładów, istniała trudność z doбором właściwego rozkładu teoretycznego o znanej postaci matematycznej;
- analiza danych pierwotnych (por. rozdz. 4) sugeruje wielomodalność w zbiorach rozkładów miąższości pokładów węgla (również bez przerostów). Modelowanie symulacyjne musi jednak gwarantować wysoką jakość odwzorowywania rzeczywistych zależności między zmiennymi, bez utraty części istotnej informacji;
- realizacja celów pracy zakłada możliwie wierną reprodukcję danych użytych w modelach symulacyjnych. Ponieważ dane pierwotne (w szczególności przerosty), pochodzące z modelu geologicznego podlegały transformacji, korygowanie ich rozkładów teoretycznych zwiększałoby prawdopodobieństwo powielania błędów tego przekształcenia¹⁵.

W związku z powyższym przyjęto, że zbiory danych empirycznych będą opisywane rozkładami empirycznymi typu *ogive* i próbkowane z uwzględnieniem zależności korelacyjnych wyrażonych za pomocą kopuły empirycznej.

¹⁵ Dobór rozkładów teoretycznych często wiąże się z aprobatą określonego błędu doboru, który akceptowany jest na założonym poziomie istotności.

Rozkład *ogive* jest rozkładem typu *first-order*, definiowanym przez ograniczenia minimum i maksimum w zbiorze danych empirycznych. Zawiera cały „surowy” wkład danych, co można przedstawić w następującej postaci $f(x) = (\min, \max, \text{data})$. Rozkłady tego typu są czasami określane mianem histogramów skumulowanych, czyli wykresów uporządkowanych w postaci dystrybucji empirycznej. Funkcję gęstości w tym rozkładzie można opisać w następujący sposób:

$$f(x) = \frac{1}{n+1} \cdot \frac{1}{x_{i+1} - x_i} \quad (2.13)$$

dla

$$x_i \leq x \leq x_{i+1}; \quad i \in \{0, 1, \dots, n+1\}$$

gdzie:

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

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

Przybliżenie wariancji, skośności i kurtozy jest dla tego rozkładu skomplikowane.

W procedurze symulacyjnej obserwacje są rangowane w kolejności rosnącej pomiędzy minimum a maksimum w rozkładzie. W technice bootstrapu można uwzględniać także niepewność wobec parametrów charakterystycznych tego rozkładu. Próbkowanie trwa tak długo, aż wykonana zostanie narzucona liczba przeliczeń modelu.

2.4.4. Model przodka wydobywczego

W obliczeniach masę nadawy (urobku brutto) traktowano jako sumę masy węgla oraz skał płonnych, co oznaczono umownie wzorem 2.14:

$$m = \rho \cdot V \quad (2.14)$$

gdzie:

- ρ – gęstość,
- V – objętość.

Jak wspomniano, obszar złoża o określonej stałej powierzchni (S), powstał poprzez okonturowanie rejonów aktualnej i przyszłej eksploatacji, tj. poszczególnych ścian.

Przyjęto umownie, że wzorcowy przodek ścianowy jest prostopadłościanem, którego objętość może być opisana w następujący sposób (wzór 2.15):

$$\iiint_V f(x, y, z) dx dy dz = \int_0^{Lx} \left[\int_0^{Ly} \left(\int_0^{Lz} f(x, y, z) dz \right) dy \right] dx \quad (2.15)$$

gdzie:

Lx, Ly, Lz to odpowiednio długość, wysokość oraz wybieg ściany.

Oznaczając objętość kolejnych prostopadłościanów jako $v_1, v_2 \dots$ oraz w każdym z nich punkt $(x_1, y_1, z_1), (x_2, y_2, z_2), \dots$ możemy przedstawić masy poszczególnych prostopadłościanów w przybliżeniu jako $\rho_1(x_1, y_1, z_1)\Delta v_1, \rho_2(x_2, y_2, z_2)\Delta v_2, \dots$. Wówczas całkowitą masę ściany można, przez analogię do wzoru na 2.14, przedstawić jako:

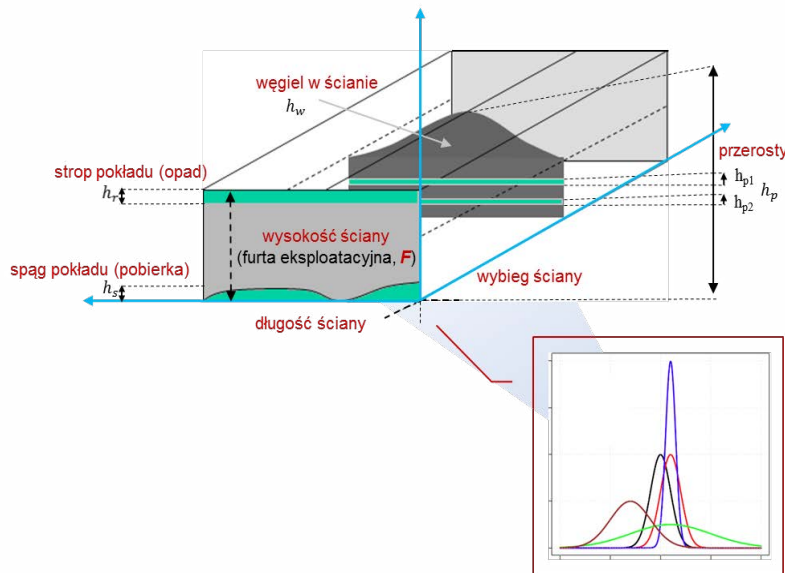
$$m = \iiint_V \rho(x, y, z) dV \quad (2.16)$$

gdzie:

V – stanowi przestrzeń całej ściany.

W szczególności gdy, $\rho = \text{const.}$, otrzymujemy wzór 2.14.

Podstawę modelowania symulacyjnego stanowi założenie, że przy odpowiednio dużej liczbie punktów pomiarowych w ścianie (zrzut informacji na bazie gęstej i regularnej siatki)



Rys. 2.7. Model ściany i graficzna prezentacja idei symulacji

Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.7. The model of longwall face and graphic presentation of the simulation idea

możliwe jest zredukowanie przestrzennej zmienności masy węgla i skał płonnych do rozkładów płaskich. Traci się jednak informację o lokalizacji punktu pomiarowego. Umowny model ściany oraz przyjęte podstawowe oznaczenia kluczowych parametrów losowych zaprezentowano na rysunku 2.7. Można zauważyć, że w sytuacji przedstawionej na tym rysunku, w profilu przodka furtę stanowią: miąższość serii węglowej (h_w), przerosty (h_p), fragment stropu bezpośredniego (źródło opadu h_r) oraz część spągu pokładu (pobierka h_s).

Próbkowanie skorelowanych ze sobą rozkładów parametrów złożowych bazuje na wykorzystaniu ich rozkładów empirycznych. Dla licznych zbiorów danych rozkłady poszczególnych parametrów złożowych są ciągłe, a funkcja gęstości prawdopodobieństwa i dystrybuenta pozwalają generować skorelowane wartości zmiennych prognozowanych, uwzględniając niepewność wobec parametrów charakterystycznych rozkładów zmiennych wejściowych.

Masa węgla i skał płonnych w ścianie

W symulacji przyjęto, że masę węgla [$m_w(h, \rho)$] będą opisywać empiryczne rozkłady miąższości pokładów (bez przerostów) (H_w) oraz gęstości przestrzennej węgla (P_w), przy stałej powierzchni obrysu ścian (S), co można zapisać w następujący sposób (wzór 2.17):

$$m_w(h, \rho) = S \cdot \int_0^W (h_w \cdot \rho_w) d(h) d(\rho) \quad (2.17)$$

gdzie:

W – oznacza płaszczyznę czoła ściany.

Pozostałe oznaczenia – jak poprzednio.

Znając miąższość węgla w pokładzie oraz poszczególnych serii skał płonnych, przy ustalonej furcie eksploatacyjnej, dysponujemy możliwością wyznaczenia całkowitej masy skał płonnych za pomocą metod numerycznych w środowisku symulacyjnym. W obliczeniach przyjęto, że całkowita masa skał płonnych w ścianie jest sumą masy opadu stropu, pobierek spągu oraz przerostów.

Całkowita masa zanieczyszczeń może być wyznaczana jako różnica całkowitej masy prostopadłościanu (ściany) i masy węgla w niej zawartego. Wylączając powierzchnię oraz średnią gęstość skał płonnych przed całką, przez analogię do wzoru 2.17, masę skał płonnych możemy zapisać umownie jako:

$$m_{sp}(h) = S \cdot \rho_{sp} \cdot \int_0^H (F - h_w) d(h) \quad (2.18)$$

gdzie:

- $m_{sp}(h)$ – masa skały płonnej,
- ρ_{sp} – gęstość skał płonnych uśredniona dla wszystkich źródeł zanieczyszczeń,
- F – furta eksploatacyjna,
- h_w – reprezentuje wartość losową z rozkładu miąższości pokładu (bez przerostów),
- H – umownie oznaczona wysokość ściany¹⁶.

Pozostałe oznaczenia – jak poprzednio.

W modelach symulacyjnych furta eksploatacyjna (F) została opisana następującym wzorem (2.19):

$$F(h) = \int_0^W (h_w + h_p + h_s + h_r) d(h) \quad (2.19)$$

gdzie zmienne losowe h_w, h_p, h_s, h_r pochodzą z ich rozkładów H_w, H_p, H_s, H_r .

W symulacji rozkłady pobierki spągu (H_s) oraz opadu stropu (H_r) związane zależnościami korelacyjnymi za pomocą kopuły empirycznej z pozostałymi parametrami złożowymi.

2.4.5.1. Definicja wskaźników uzysku energii w opracowanym podejściu symulacyjnym

W pracy istniała konieczność wyprowadzenia zależności pomiędzy poszczególnymi parametrami złożowymi a zidentyfikowanymi źródłami skały płonnej, celem określenia potencjalnego wychodu węgla handlowego¹⁷, biorąc pod uwagę także straty w procesach przerobczych. Konieczność wprowadzenia matematycznych formuł uzysku jako funkcji określonych parametrów geologiczno-górnich wynikała również z odmiennych jego interpretacji, występujących obiegowo w różnych środowiskach (jako iloraz węgla handlowego do wydobywania brutto lub jako stosunek wagowy koncentratu węgla do wydobywania netto) (Kopacz 2015a). W praktyce, alternatywnie do uzysku węgla netto, stosuje się także pojęcie wskaźnika zanieczyszczenia urobku, rozumianego jako udział masy skał płonnych w wydobywaniu brutto.

W literaturze fachowej funkcjonuje definicja uzysku składnika użytecznego (węgla), który można potraktować umownie jako sumę zawartości węgla w koncentracie oraz w odpadach i opisać wzorem 2.20 (Blaschke 2009):

¹⁶ Wysokość ściany może być w niektórych przypadkach równa furcie eksploatacyjnej F .

¹⁷ Nie istnieją gotowe wzory matematyczne w tym zakresie. Znaną są osobno wzory łączące parametry jakościowe węgla handlowego z jego ceną, czy wzory na określenie zawartości składników użytecznych w koncentracie i/lub odpadach, wynikające ze wzbogacalności poszczególnych węgli.

$$(E_n + \eta_n) = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_n \cdot \vartheta_n}{\alpha} + \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha} \quad (2.20)$$

gdzie:

- E_n – uzysk składnika w koncentracji,
- η_n – uzysk składnika w odpadach,
- γ_n – odpowiednio wychód analizowanego składnika w poszczególnych klasach rozdziału (frakcjach),
- ϑ_n, β_n – zawartości składnika odpowiednio w koncentracji i w odpadach,
- α – zawartość składnika w węglu surowym.

Metoda badawcza zakłada, że relację pomiędzy źródłami zanieczyszczeń węgla w trakcie eksploatacji a jego energią można określić za pomocą odpowiednio skonstruowanych formuł uzysku. Kładziono jednak nacisk na energetyczny, a nie wagowy aspekt tej relacji. Ze względów metodycznych wprowadzono dwie odrębne kategorie uzysków, odwołujące się do etapu eksploatacji węgla w złożu, a następnie jego przerobu:

- uzysk energii ze złoża (EY_w),
- uzysk energii w koncentracji węgla (EY_c).

Po uwzględnieniu dodatkowo strat węgla w procesach przerobczych wyprowadzono ostatecznie formułę na oszacowanie wychodu węgla handlowego (CY_c).

Uzysk energii ze złoża (EY_w) był rozumiany jako relacja wartości energetycznej nadawy kierowanej na zakład przerobczy do energii węgla w złożu. Energia nadawy wynikała z kolei ze struktury urabianego węgla w ścianach i wyrobiskach korytarzowych, co przy zidentyfikowanych źródłach zanieczyszczeń można przedstawić następującym wzorem (2.21):

$$EY_w = \frac{\rho_w^r \cdot h_w \cdot Q_w^r + \rho_p^r \cdot h_p \cdot Q_p^r + \rho_s^r \cdot h_s \cdot Q_s^r + \rho_r^r \cdot h_r \cdot Q_r^r}{\rho_N^r \cdot F \cdot Q_w^r} \quad (2.21)$$

gdzie:

- EY_w – uzysk energii ze złoża,
- $\rho_w^r, \rho_p^r, \rho_s^r, \rho_r^r; h_w, h_p, h_s, h_r; Q_w^r, Q_p^r, Q_s^r, Q_r^r$ – odpowiednio gęstości, miąższości oraz wartość opałowa węgla w złożu, przerostów oraz skał płonnych, w tym: pobierki spągu i opadu stropu,
- ρ_N^r – ciężar objętościowy nadawy,
- F – furta eksploatacyjna.

Uzysk energii w koncentracji węgla (EY_c) kalkulowano natomiast przy użyciu formuły oznaczonej wzorem 2.22:

$$EY_c = \frac{\rho_w^r \cdot h_w \cdot Q_w^r + \rho_p^r \cdot h_p \cdot Q_p^r + \rho_s^r \cdot h_s \cdot Q_s^r + \rho_r^r \cdot h_r \cdot Q_r^r}{\rho_w^r \cdot F \cdot Q_w^r} \quad (2.22)$$

gdzie:

EY_c – uzysk energii w koncentracji węgla.

Pozostałe oznaczenia – jak wcześniej.

Można zauważyć, że oba wzory różnią się gęstością urobku (węgla) w mianowniku. Licznik może być interpretowany jako ważona masą suma energii lub ważona energią suma masy poszczególnych składników w nadawie, która w przypadku formuły 2.21 odniesiona jest do energii (masy) urobku węglowego (nadawy), natomiast w przypadku wzoru 2.22 do węgla w pokładzie¹⁸. Formuły te cechuje uniwersalny charakter i praktyczna użyteczność. Wyraża się ona w możliwości oszacowania dodatkowej energii, pochodzącej z frakcji węglonośnych, które mogą poprawiać uzysk koncentratu węgla i półproduktów. Urabianie pokładu poza węglem wiąże się ze zużywaniem pewnej ilości energii elektrycznej, materiałów, pracy itp. Mamy zatem stratę z tytułu dodatkowych kosztów urabiania na dole kopalni, ale również – w niektórych przypadkach – wartość w postaci dodatkowych przychodów ze sprzedaży sortymentów niskokalorycznych lub mieszanek.

Przyjmując przez uproszczenie, że w koncentracji pozostaje tylko „czysty” węgiel, a skała płonna w zdecydowanej większości trafia do odpadów, wyprowadzono formułę na wychód węgla handlowego (ujęcie procentowe) z uwzględnieniem strat węgla w procesach przerobczych. Na bazie wzoru 2.22 otrzymano:

$$CY_c = EY_c \cdot (1 - \beta_t) \approx \frac{\rho_w^r \cdot h_w}{\rho_c \cdot F} \quad (2.23)$$

gdzie:

CY_c – wychód węgla handlowego o kaloryczności zbliżonej do złożowej¹⁹,

β_t – straty węgla w procesach przerobczych,

ρ_c – gęstość koncentratu węgla ($\rho_c \geq \rho_w$)²⁰,

Pozostałe oznaczenia – jak poprzednio.

Dla $\rho_c \cong \rho_w$ wzór 2.23 można zredukować (przy arbitralnym założeniu całkowitego wydzielienia skały płonnej) do postaci (2.24) jako relacji miąższości pokładu (bez przerostów) do furty z uwzględnieniem strat węgla w trakcie przerobu:

¹⁸ Użycie obu wzorów jest zasadne przy założeniu jednostkowej powierzchni i jednostkowego postępu przodka.

¹⁹ W procesach przerobczych w węglu wzrasta zawartość wilgoci, która obniża jego wartość opałową.

²⁰ Sytuacja taka zachodzi w przypadku, gdy większość utworów skalnych pochodzących z opadu stropu, po-
bierki spągu i przerostów trafia do odpadów.

$$CY_{C_w} \cong (1 - \beta_t) \frac{h_w}{F}$$

(2.24)

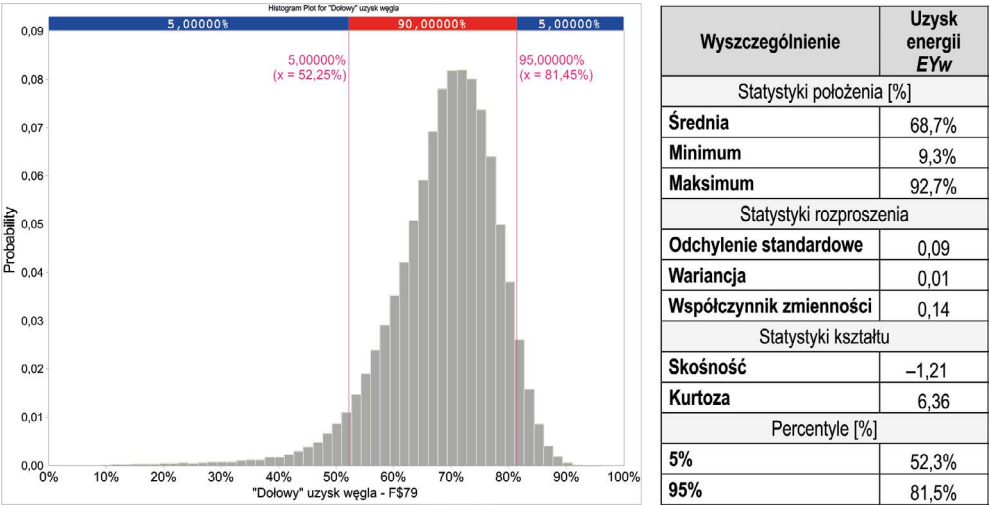
gdzie:

CY_{C_w} – szacowany wychód węgla ze złoża uwzględniający wpływ procesów przeróbczych.
Pozostałe oznaczenia – jak wcześniej.

W obliczeniach, przy kalkulacji opracowanych wskaźników uzysku przyjęto, że skała płonna (łącznie) będzie posiadać stałą wartość opałową rzędu 1,5 GJ/Mg oraz gęstość przestrzenną 2,4 g/cm³. Wartości średnie h_s oraz h_r na bazie danych empirycznych skalkulowano odpowiednio na: 0,16 m i 0,18 m.

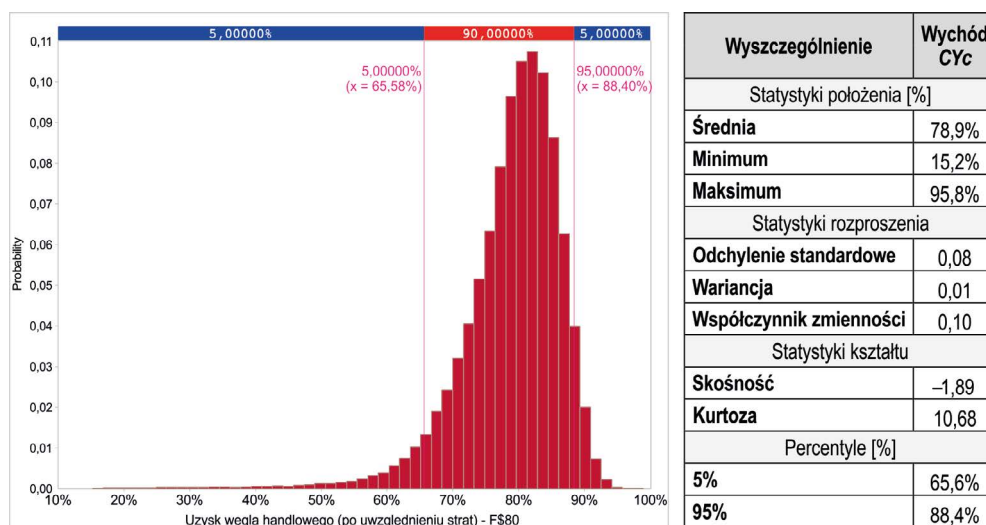
Rozkład prawdopodobieństwa wartości uzysku energii EY_w ze złoża „X” wraz z podstawowymi statystykami opisowymi zaprezentowano na rysunku 2.8, natomiast rozkład wychodu węgla handlowego (CY_c) prezentuje rysunek 2.9. Wartość oczekiwana w rozkładzie uzysku EY_w wyniosła około 68,7%, podczas gdy wartość średnią wychodu węgla handlowego skalkulowano na 78,9%. Oba rozkłady cechuje asymetria lewostronna, silna koncentracja obserwacji wokół wartości średniej i długie lewe ogony.

W badaniach nie analizowano wpływu wzrostu wilgoci węgla w trakcie procesu przeróbczego, w szczególności na obniżanie się jego wartości opałowej. Założono, że urobek będzie transportowany do odbiorcy końcowego tracąc część wilgoci.



Rys. 2.8. Rozkład prawdopodobieństwa wartości uzysku energii ze złoża
Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.8. Probability distribution of energy yield from deposit



Rys. 2.9. Rozkład prawdopodobieństwa wartości wychodu węgla handlowego
Źródło: opracowanie własne

Fig. 2.9. Probability distribution of net coal yield

3. Komponenty wartości w opracowanej metodzie oceny ekonomicznej projektów w górnictwie węgla kamiennego

Kluczowym komponentem wartości aktywów geologiczno-górnictwowych jest złoż oraz ilość i jakość zawartej w nim kopaliny użytecznej, która może być przedmiotem gospodarczego wykorzystania.

Z uwagi na przyjęte cele i tezy pracy, za główne komponenty kształtujące parametry ekonomiczno-finansowe projektów górniczych węgla kamiennego uznano:

- przychody wynikające z oszacowanej wielkości zasobów oraz jakości węgla w złożu,
- koszty operacyjne związane z wydobywaniem węgla i urabianiem skał płonnych z uwzględnieniem poszczególnych miejsc eksploatacji źródeł zanieczyszczeń (skały płonnej),
- zmienność parametrów złożowych i ich określone współwystępowanie wpływające na szacowaną wielkość zasobów, poziom przychodów jak i koszty produkcji.

3.1. Koszty pozyskiwania węgla w procesie wydobywania i przeróbki

Eksploatacji węgla towarzyszy wydobywanie skał płonnych. Węgiel występuje w złożach najczęściej w otoczeniu skał osadowych, łupków i iłowców (Palarski 2009). Odpady te charakteryzują się zróżnicowanym składem granulometrycznym (od 0 do 500 mm), który w dużym stopniu zależy od sposobu urabiania skał i rodzaju stosowanych maszyn górniczych (Plewa, Mysiek 2001).

Obserwując dane statystyczne za lata 2003–2016 dotyczące gospodarki skałą płonną, można zauważyć, że co prawda wytwarzanie skały płonnej ogółem pozostaje względnie stałe, istotnie maleje jednak wydobywanie, produkcja i sprzedaż węgla kamiennego. Wskazuje to na fakt, że każdej wydobytej tonie węgla towarzyszy coraz większa ilość zanieczyszczeń. W 2016 roku na każde 1000 kg węgla handlowego przypadało blisko 323 kg odpadów.

Analizując tabelę 3.1 można ponadto stwierdzić, że wzrasta wolumen skały płonnej składowanej na powierzchni, maleje jednak jej gospodarcze wykorzystanie, podobnie jak stopień jej zagospodarowania na dole kopalń. W latach 2013–2016 średnio 26,9 mln Mg odpadów średniorocznie jest poddawane odzyskowi, 6,8 mln Mg węgla jest składowane na powierzchni, a tylko niespełna 475 tys. Mg jest lokowane głównie w likwidowanych wyro-

biskach chodnikowych. Tymczasem wydobycie węgla spadło ze 100,4 mln Mg w 2003 r. do 70,4 w 2016 roku (Galos, Szlugaj 2014).

Ten stosunkowo duży udział odpadów spowodowany jest takimi czynnikami, jak: wysoka mechanizacja urabiania węgla, eksploatacja pokładów węgla o dużym udziale przerostów, wysoka zawartość popiołu, pogarszające się warunki geologiczne złóż, zwiększenie udziału węgla wzbogacanego w łącznej sprzedaży węgla kamiennego, co wynika także z rosnących wymagań w zakresie jakości węgla (Kicki i in. 2016).

Warto nadmienić, iż w większości przypadków odpady nie stanowią przedmiotu sprzedaży. Generują koszty związane z urabianiem skały płonnej, jej transportem, przerobem i gospodarką na powierzchni. Świadczą o tym pośrednio coraz wyższe koszty sprzedane-

Tabela 3.1

Gospodarka skałą płonną w górnictwie węgla kamiennego w Polsce w latach 2003–2016 [mln Mg]

Table 3.1

The waste rock management in the Polish coal mining industry in the years 2003–2016 [mln t]

Wyszczególnienie	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Wytwarzanie ogółem	35,3	35,6	36,3	35,9	36,6	32,6	30,7	34,4	33,2	34,2	35,1	37,1	32,3	33,5
Składowanie na powierzchni	0,4	0,3	0,3	1,2	0,5	0,7	2,3	1,5	5,3	4,7	6,1	6,8	6,1	7,4
Wykorzystanie na powierzchni	33,6	33,8	34,6	33,4	34,9	31	27,6	32,2	27,3	29,3	28,6	29,8	25,4	25,7
Zagospodarowanie na dole	1,3	1,5	1,5	1,4	1,2	0,9	0,7	0,7	0,6	0,5	0,5	0,6	0,5	0,3
Wydobycie węgla	100,4	99,3	97,1	94,4	87,4	83,6	77,4	76,2	75,7	79,2	76,5	72,5	72,2	70,4

Źródło: opracowanie własne na bazie danych z ARP (2016).

Tabela 3.2

Koszty sprzedanego węgla kamiennego w latach 2007–2016

Table 3.2

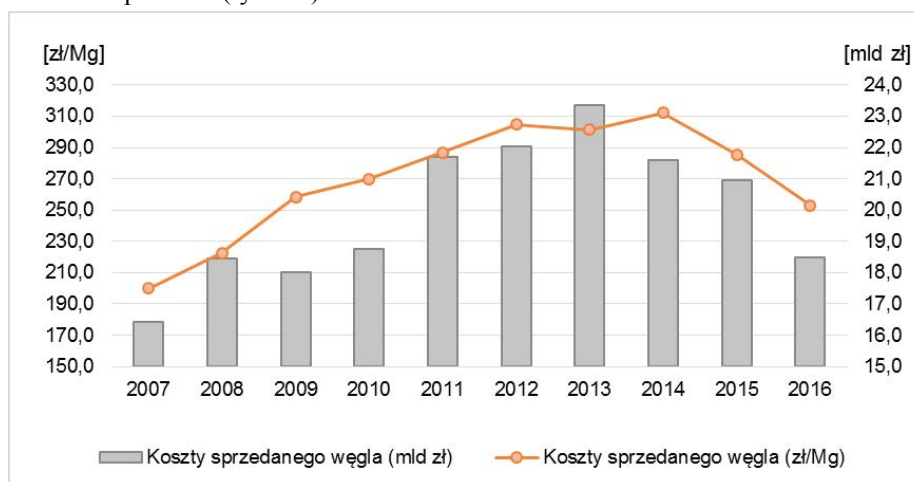
The costs of coal sold in 2007–2016

Wyszczególnienie	J.m.	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Koszty sprzedanego węgla	mld zł	16,42	18,44	18,01	18,77	21,71	22,04	23,36	21,59	20,95	18,50
Dynamika (r/r)	%	–	12,3	–2,3	4,2	15,7	1,5	6,0	–7,6	–3,0	–11,7
Koszty sprzedanego węgla	zł/Mg	200,0	222,6	258,4	270,0	286,7	304,6	301,4	312,2	285,4	253,0
Dynamika (r/r)	%		11,3	16,1	4,5	6,2	6,2	–1,1	3,6	–8,6	–11,3

Źródło: opracowanie własne na podstawie ARP (2016).

go węgla. Analizując tabelę 3.2 można stwierdzić, że koszty całkowite sprzedanego węgla w latach 2007–2016 wzrosły o 12,7% (z 16,42 do 18,50 mld zł), osiągając najwyższą wartość w roku 2013 rzędu 23,36 mld zł. W ujęciu jednostkowym koszt sprzedanego węgla ulegał aprecjacji z jeszcze wyższą dynamiką. W 2007 r. jego wartość wyniosła 200,0 zł/Mg, podczas gdy w roku 2016 już 253,0 zł/Mg, osiągając maksimum 312,2 zł/Mg w 2014 roku. Jest to wzrost o 26,5%. W tym samym czasie wydobycie węgla spadło o 30,0 mln Mg. Tendencja ta ma potwierdzenie również w poziomie kosztów produkcji węgla. Można zatem przypuszczać, że wzrost kosztów produkcji i sprzedaży węgla był po części konsekwencją pogarszającej się struktury wydobycia wywołanej wzrostem poziomu zanieczyszczenia urobku.

Spadek łącznych kosztów sprzedanego węgla jest widoczny natomiast w latach 2014–2016. W 2016 roku jednostkowy koszt sprzedanego węgla był niższy o 59,2 zł/Mg względem 2014 roku, czyli o 19,0%. Na fakt ten wpływ miało również upłynnienie większej ilości zapasów węgla w Polskiej Grupie Górniczej oraz wdrażanie mechanizmów racjonalizacji kosztów w kopalniach (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Koszty sprzedanego węgla kamiennego w latach 2007–2016
Źródło: opracowanie własne na bazie danych ARP (2016)

Fig. 3.1. The costs of coal sold in 2007–2015

3.1.1. Ewidencja i rozliczanie kosztów w kopalniach węgla kamiennego

W kopalniach węgla kamiennego ewidencję i rozliczanie kosztów prowadzi się w następujących układach (Kicki i in 2011; Dyczko i in. 2013):

- rodzajowym,
- kalkulacyjnym – koszty produkcji według nośników w przekroju wyrobów (koszty bezpośrednie, koszty pośrednie) w ramach zespołu kont z nr 5*,

- funkcjonalnym (koszty zakupu, koszty działalności podstawowej, koszty działalności pomocniczej, koszty ogólnego zarządu, koszty sprzedaży) – zespół kont z nr 5*,
- według miejsc powstawania kosztów (np. działów, oddziałów, rejonów, procesów, centra kosztowe), zespół 5*, lub zespół 4*.

Podstawowym przekrojem kosztów jest układ rodzajowy, obejmujący ogół kosztów prostych poniesionych w okresie sprawozdawczym. Równolegle funkcjonuje układ kalkulacyjny, w ramach którego gromadzi się koszty produkcji według nośników, w przekroju poszczególnych wyrobów. W układzie funkcjonalnym prowadzi się z kolei ewidencję i wykazuje koszty zakupu, działalności podstawowej i pomocniczej, koszty ogólnego zarządu oraz koszty sprzedaży. W układzie według miejsc powstawania kosztów ewidencjonuje się koszty podstawowych obiektów dekretacji, w miejscach ich powstawania przypisanych do fizycznej lokalizacji, tudzież określonego procesu lub środka trwałego. W kopalniach węgla kamiennego układ ten tworzy tzw. Oddziałowy Rachunek Kosztów (ORK) (Kopacz 2015b). Ewidencja na kontach zespołu 4* stanowi punkt wyjścia do rozliczenia kosztów na konta wtórne zespołu 5* i 6*.

Ewidencja kosztów w miejscach ich powstawania

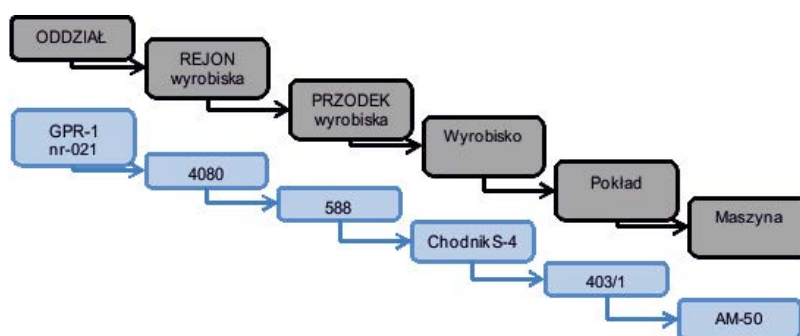
Podstawowym obiektem dekretacji są miejsca powstawania kosztów, tj. rejon lub stanowiska kosztów (STK). Bazą do budowania struktury miejsc powstawania kosztów jest schemat organizacyjny przedsiębiorstwa. Każdy element w strukturze organizacyjnej posiada przypisanie do właściwego rejonu, czy też stanowiska kosztów, na którym rejestrowane są koszty, które go dotyczą. Pojedynczy rejon może mieć po kilka, kilkanaście czy nawet kilkadziesiąt STK (Dźwigoł 2001).

Logika tworzenia miejsc pracy (rejonów) unormowana jest przez wytyczne rejonizacji, obowiązujące w kopalni. Rejonizacja obejmuje zasady budowania struktur ewidencji kosztów w miejscach ich powstawania, stanowiąc bazę dla Oddziałowego Rachunku Kosztów (ORK). Poszczególne stanowiska kosztów (STK) odpowiadają procesom technologicznym realizowanym w kopalni w całej rozpiętości struktur i komórek organizacyjnych. Na stanowiskach kosztów dekreutowane są koszty związane z danym procesem, mając na uwadze ich istotność dla funkcjonowania ciągów technologicznych (przykładowo: kolej spągowa, czy odstawa główna) oraz znaczenie w tworzeniu kosztów.

Podstawowymi rejonami są rejonny ścian eksploatacyjnych. Aktualizacja rejonów odbywa się na podstawie przyjętych rocznych harmonogramów (robót przygotowawczych, przebudów, likwidacji), na podstawie których wykazywane są nowe obiekty górnicze będące przyszłymi miejscami powstawania kosztów. Istotne znaczenie dla ewidencji kosztów posiadają również rejonny wyrobisk chodnikowych (drażonych, będących w przebudowie, likwidowanych). Rejonem (stanowiskiem kosztów) może być również wydzielony element infrastruktury podziemnej lub proces, np.: transport kolejką podwieszaną i spagową, odstawa główna, sieci elektroenergetyczne, warsztaty mechaniczne i elektryczne. W niektórych kopalniach funkcjonują również rejonny własne oddziałów jako miejsce dla dekretacji kosztów oddziałów, których nie można odnieść do konkretnych rejonów robót. Dodatkowo,

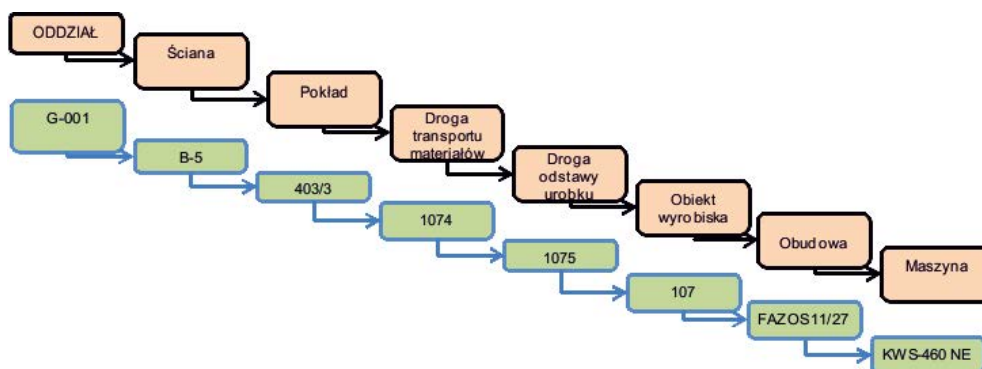
w niektórych zakładach górniczych, w celu bardziej precyzyjnej identyfikacji etapu procesu dla robót związanych z eksploatacją ścian wprowadza się dodatkowe obiekty szczegółowe (przykładowo zbrojenie powierzchni ściany – dodatkowy symbol: 1). Ponadto poszczególne oddziały mają rejony własne, gdzie alokowane są koszty niepowiązane z poszczególnymi typami robót.

Przykładowa struktura ewidencji obiektu chodnikowego i ścianowego została przedstawiona na rysunkach 3.2 i 3.3.



Rys. 3.2. Przykładowa struktura ewidencji kosztów w ramach wyrobiska chodnikowego
Źródło: opracowanie własne

Fig. 3.2. An example of the cost accounting structure of a heading



Rys. 3.3. Przykładowa struktura ewidencji kosztów w ramach ściany
Źródło: opracowanie własne

Fig. 3.3. An example of the cost accounting structure of a longwall face

Oddziałowy Rachunek Kosztów i ewidencja w ujęciu procesowym (STK)

Dekretacja w ramach stanowisk tworzenia kosztów jest powszechnie stosowanym podejściem do ewidencji i rozliczania kosztów w ujęciu procesowym w powiązaniu z reali-

zowanymi w kopalni procesami technologicznymi. Zasady dekretacji kosztów w ramach poszczególnych STK regulują:

- ustawa o rachunkowości,
- plan kont, rachunek kosztów oraz instrukcje pomocnicze wraz z komentarzami.

Podstawowym obiektem ewidencji kosztów jest czterocyfrowe stanowisko kosztów. Obserwacja kosztów na wyższym poziomie ewidencji możliwa jest przez równoległą dekretację kosztów z przypisaniem do oddziału i rejonu. Stanowiska kosztów są powiązane z kontami działalności. Prawidłowość dekretowania kosztów rodzajowych na stanowiska kosztów jest kontrolowana na podstawie istniejącej kartoteki stanowisk kosztów. W kartotece stanowisk kosztów opisane są powiązania stanowisk kosztów z kontami działalności, na które księguje się rozliczane koszty. Podaje się również pewne informacje charakteryzujące sposób rozliczania rodzajów działalności, np. konto kosztu własnego sprzedaży. Dla kont kosztów wtórnych z numerem początkowym 5*–7* (koszty według typów działalności i ich rozliczanie; produkty i rozliczenia międzyokresowe; przychody i koszty związane z ich osiągnięciem) wyróżnia się STK o numerach od 1000 do 9999. Na poszczególnych stanowiskach kosztów dekretuje się koszty wszystkich operacji technologicznych w kopalni i zakładzie przeróbczym (wraz z gospodarką odpadami na powierzchni), koszty ochrony środowiska i gospodarki odpadami i kamieniem, procesów BHP oraz dozoru na powierzchni. Wykaz stanowisk kosztów obejmuje, poza działalnością podstawową, także koszty produkcji pozostałych produktów, działalności pomocniczej, robót budowlanych, koszty ogólnozakładowe, zakupu, sprzedaży, katastrof górniczych, klęsk żywiołowych, koszty likwidacji, środków trwałych w budowie, inne koszty kont analitycznych szczegółowych.

Oddziałowy rachunek kosztów wraz z systemem budżetowania i controllingu zakłada wyodrębnienie centr kosztów. Poniższe zestawienie pokazuje często spotykaną ewidencję kosztów w obrębie kilku podstawowych centr kosztów:

- centrum górnicze:
 - wydobywcze,
 - przygotowawcze,
 - transportowe;
- centrum wentylacji,
- centrum energomaszynowe:
 - elektryczne,
 - mechaniczne,
 - szybowe;
- centrum przeróbki mechanicznej,
- centrum pomocnicze,
- centrum sprzedaży,
- pozostałe centra (np. gospodarki materiałowej, gospodarki środkami produkcji, magazynów, mierniczo-geologiczne).

Należy jednak podkreślić, że przedstawiony powyżej podział na centra kosztów nie jest jednakowy we wszystkich kopalniach i dodatkowo ulega ciągłej rozbudowie. Przykładowo

w Polskiej Grupie Górniczej aktualnie koszty ewidencjonuje się i rozlicza w podziale na 28 centrów kosztów.

Rozliczanie kosztów w zakładach górniczych

Rozliczanie kosztów w przedsiębiorstwach górniczych o zbliżonym profilu działalności, a tym bardziej prowadzących ewidencję i rozliczanie kosztów przez uwzględnienie wymogów MSR i MSSF, przebiega podobnie.

Konta zespołu 5, służące do ewidencji i rozliczania poniesionych kosztów związanych z prowadzoną działalnością gospodarczą, agregują koszty ewidencjonowane według miejsc ich powstania oraz w podziale na produkty, dla których sporządzane są kalkulacje jednostkowe kosztów. Powiązanie układu rodzajowego poprzez pozycje i symbole kalkulacyjne zespołu kont z nr 5* pozwala przenosić koszty pierwotne w koszty wtórne, umożliwiając kalkulację jednostkową wyrobów gotowych i jednoznaczne powiązanie kosztów rodzajowych z kosztem wytworzenia. Po zakończeniu okresu rozliczeniowego konta zespołu 5 nie wykazują salda. Koszty zostają rozliczone na inne konta zespołu 5, 6, 7 i 083. Tak więc zaewidencjonowane koszty rodzajowe proste są korygowane o skutki rozliczeń kosztów na kontach zespołu z nr 6*. Na tej podstawie ustalany jest poziom kosztów rozliczanych w bieżącym okresie rozrachunkowym (tzw. koszty okresu bieżącego). Następnie rozliczane są pozostałe koszty działalności (koszty zakupu, działalności socjalnej, działalności inwestycyjnej, sprzedaży, działalności bytowej, ogólnozakładowe, działalności pomocniczej, koszty działalności podstawowej), co prowadzi do oszacowania kosztu własnego sprzedanego węgla (ogólnie – wyrobu). Na tej podstawie tworzy się kalkulacje:

- kosztu własnego produktu (WKS),
- kosztu własnego (WKS-A) – węgiel,
- kosztów rodzajowych działalności operacyjnej (WKS-B).

W praktyce rozliczanie kosztów następuje przy okazji okresowej sprawozdawczości miesięcznej, kwartalnej czy rocznej, mimo że dekretowanie kosztów następuje bezpośrednio po wpisaniu faktury (dekretu) do systemów dziedziny finansowo-księgowych (Kicki i in. 2011; Dyczko i in. 2013).

Podsumowując, procesy ewidencji kosztów w kopalniach podzielonych pozwalają precyzyjnie szacować koszty jedynie w ramach pojedynczego stanowiska kosztów i zgodnie z zakresem informacyjnym określonego STK. Powszechnym mankamentem tego układu ewidencji jest brak możliwości prostego wyznaczania kosztów procesów poza jednym STK (prosta suma kosztów poszczególnych STK nie daje poglądu na łączne, rzeczywiste koszty procesu), co wynika również ze złożoności prowadzonej działalności podstawowej i pomocniczej oraz uprzednio innego rozumienia wymogów wobec prowadzonego w kopalniach rachunku kosztów (nacisk na ewidencję kosztów w miejscach powstawania). Dotyczy to również skały płonnej.

3.1.2. Zanieczyszczenie węgla jako istotne źródło kosztów

Jak wskazują wcześniejsze rozważania, w zakładach górniczych w ramach ORK nie tworzy się osobno obiektów dekretacji zorientowanych na precyzyjny monitoring kosztów skały płonnej z uwzględnieniem źródeł jej pochodzenia. Dotyczy to zarówno kosztów urabiania skały płonnej w przodkach ścianowych lub chodnikowych, jak i w ramach samych ścian – z tytułu opadu stropu, pobierki spagu, czy też ze względu na przyczyny naturalne (obecność przerostów).

Są jednak takie procesy, które w całości wiążą się z gospodarką skałą płoną na dole kopalni. Chodzi w szczególności o drażenie, odstawę i transport urobku kamiennego pochodzącego z wyrobisk korytarzowych kamiennych, czy też z dominującym udziałem kamienia. Znane są przykłady kopalń, w których odstawa i transport kamienia realizowana jest odrębnymi środkami transportu²¹. Innym przykładem mogą być procesy związane z utylizacją skały płonnej w likwidowanych chodnikach lub wykonywanie podsypki. Zadania te z uwagi na ich niewielki koszt najczęściej nie są przedmiotem odrębnej ewidencji; są księgowane w ramach bieżących kosztów oddziałów odbierających, co utrudnia ich ocenę.

W ramach ogólnych zasad tworzenia nowych obiektów dekretacji kosztów, dla określonego wyrobiska chodnikowego tworzy się odrębne stanowisko kosztów, na którym winny znaleźć się koszty związane z realizacją określonego typu robót. W celu określenia kosztów związanych potencjalnie tylko ze skałą płoną, można by dokonywać zliczania kosztów poszczególnych obiektów dekretacji – wyrobisk chodnikowych kamiennych, z których pochodzi urobek płonny. Byłoby to możliwe w ograniczonym zakresie, zredukowanym tylko do miejsca powstawania kosztów. Rozliczenie kosztów pozostałych procesów (np. wentylacji, odwadniania, utrzymania, dozoru) lub w części – również infrastruktury technicznej kopalni, wymagałoby dodatkowych kluczy podziałowych. W kopalniach nie stosuje się tego typu rozwiązań, co wynika z kilku przyczyn, wśród których istotne znaczenie ma również wielkość kosztów.

Poziom nakładów na wyrobiska chodnikowe kwalifikowane wyłącznie jako kamienne w kopalniach już udostępnionych jest raczej niewielki²² – są to najczęściej wyrobiska wykonywane na potrzeby udostępnienia (rozcięcia) nowych rejonów wydobywczych. Jest jednak faktem, że pełne koszty wykonawstwa wyrobiska kamiennego, dodatkowo wielofunkcyjnego, o stosunkowo dużych przekrojach, są znacząco wyższe niż typowego wyrobiska korytarzowego, przygotowawczego, węglowego. Problem z analizą kosztów wyrobisk kamiennych – kapitałnych jest dodatkowo utrudniony faktem, że wyrobiska te, wykazywane w puli nakładów inwestycyjnych w ramach budownictwa inwestycyjnego kopalń, rozliczane są w długim okresie (żywność często przekracza 20 lat). Budując nową kopalnię można

²¹ W kopalni Bogdanka, część urobku kamiennego transportowana jest wozami kopalnianymi do szybu 1.2.

²² Analizując poziom nakładów związanych z budownictwem inwestycyjnym w KW S.A. w latach 2009–2014 oraz łączne koszty związane z wydobywaniem węgla w tych samych latach, udział nakładów w całości kosztów nie przekracza 2,8%. Oczywiście statystyka ta jest po części zaburzona faktem, że część zadań inwestycyjnych finansowana jest z kosztów bieżącej działalności.

przyjąć, że łączne wydatki z tytułu drażenia głównych wyrobisk udostępniających i konturujących złożę sięgają 25% łącznych nakładów inwestycyjnych związanych z budową kopalni i nakładami odtworzeniowymi w całym cyklu życia danego projektu inwestycyjnego²³.

Nieco lepiej prowadzona jest ewidencja kosztów skały płonnej już na powierzchni, w ramach procesów unieszkodliwiania odpadów na składowisku lub ich wywozu poza teren kopalni. Koszty gospodarki skałą płonną na powierzchni stanowią jednak niewielki odsetek całości kosztów operacyjnych kopalń węgla kamiennego²⁴.

Ewidencja kosztów gospodarki skałą płonną i kamieniem obejmuje zasadniczo stanowiska kosztów:

- 2100–2150 – ZPMW i procesy przeróbcze,
- 2151–2299 – ochrona środowiska, gospodarka odpadami i kamieniem.

W ramach kosztów Działu Przeróbki Mechanicznej Węgla, a w szczególności kosztów Oddziału Sortowni, ewidencjonuje się koszty odstawy, magazynowania i załadunku kamienia. Wydziały Kontroli Jakości prowadzą kontrolę produktów odpadowych (odpadów przeróbczych) dla określenia poziomu strat technologicznych. W ramach kosztów Oddziałów Flotacji wykazuje się koszty związane z zagęszczaniem i odwadnianiem odpadów flotacyjnych oraz ich kierowaniem do instalacji lokowania pod ziemią lub do załadunku. Przykładowo, w LW Bogdanka w ramach stanowiska kosztów 2200 ZPMW ewidencjonowane są koszty związane z transportem i zwałowaniem odpadów, przy czym są to zasadniczo koszty usług oddziałów energomechanicznych. Większość kosztów związanych z gospodarką skałą płonną jest jednak agregowana w ramach pozostałych stanowisk kosztów Działu Przeróbki Mechanicznej i związana jest jednak z wytwarzaniem węgla (Dyczko i in. 2013).

Podsumowując, można stwierdzić, że ewidencja kosztów wyłącznie skały płonnej w ramach specjalnie wydzielonych do tego stanowisk kosztów jest uboga. Przyczyn tego faktu jest wiele:

- kopalnie są ukierunkowane zasadniczo na wydobycie węgla i kalkulację kosztów z nim związanych na różnych poziomach informacyjnych,
- skomplikowanie procesu wydobywczego ogranicza możliwości w zakresie sterowania kosztami gospodarki skałą płonną na dole kopalń,
- istnieje techniczny problem z rozdzieleniem węgla i zanieczyszczeń na dole kopalni w ścianach, co utrudnia precyzyjną alokację i identyfikację kosztów z tytułu wydobycia węgla i urabiania skały płonnej,
- aktualnie Prawo geologiczne i górnicze dopuszcza, że w urobku węglowym traktowanym w rozliczeniach jako węgiel mogą znajdować się przerosty nawet do 30 cm,

²³ Dane wyprowadzone na bazie wycen złóż węgla kamiennego wykonywanych przez autora.

²⁴ Przykładowo ustawa reguluje, że koszt utylizacji 1Mg odpadów przeróbczych stanowi około 11,8 zł/tonę odpadów. W kopalni Bogdanka podobną kwotę płaci się również za ich wywóz. W przeliczeniu jednak na wydobycie brutto stanowi to kwotę 3–5 zł/Mg, co w relacji do przyjętego w obliczeniach (część praktyczna) kosztu produkcji węgla nie przekracza 5%.

- obmiary górotworu identyfikujące strukturę urabianych skał (w szczególności przerosty i zaburzenia) nie są korelowane bezpośrednio z wolumenem zanieczyszczeń urobku i nie są wykonywane w systemie ciągłym,
- w systemie motywacyjnym premiuje się zasadniczo wielkość wydobywania i dotrzymywanie rygoru terminowości, nie zaś jakość urobku,
- zanieczyszczenie (odpady górnicze, skała płonna – kamień) nie spełniają standardu produktów kopalni, nawet gdy są przedmiotem odpłatnego obrotu.

Kopalnie są nastawione na wydobywanie węgla, co stanowi o racjonalności ich funkcjonowania. Wydobywanie węgla jako kopaliny głównej było też podstawą wszelkich rachunków kosztów, czy to całkowitych, czy też w ujęciu jednostkowym. W formule kosztu jednostkowego produkcji, czy też sprzedanego węgla znajduje się odpowiednio wydobycie netto lub sprzedaż węgla handlowego (Gawlik 2008). Konsekwencją tego podejścia jest jednak utrata możliwości szczegółowej oceny i kontroli ekonomicznych skutków urabiania skały płonnej²⁵.

Z uwagi na trudności z prognozowaniem poziomu zanieczyszczenia węgla, aktualnie kopalnie w sposób systemowy nie korygują prognoz kosztów wydobywania z tytułu skały płonnej, zakładając w większości przypadków, na bazie obserwacji historycznych, jej ograniczoną zmienność. Tymczasem w przypadku pojedynczych ścian, odległych od siebie rejonów, pól lub pokładów różnice w poziomie zanieczyszczenia mogą być znaczące. Znaczący może być również wpływ na koszty wydobywania.

Śledzenie kosztów zanieczyszczeń w postaci skały płonnej jest znacząco utrudnione dlatego, że węgiel i zanieczyszczenia stanowią w gruncie rzeczy nierozdzieloną całość nadawy kierowanej do zakładu przerobczego. Monitoring parametrów strugi urobku (np. parametrów jakościowych) w sposób ciągły, za pomocą odpowiedniej aparatury i sprzętu, tzw. popiołomierzy nie jest prowadzony w trybie ciągłym. W praktyce w kopalniach w ten sposób kontroluje się strugi urobku tylko z niektórych ścian, a korelowanie jakości nadawy ze strukturą urabianych skał i kosztami jest prowadzone incydentalnie.

W latach ubiegłych, kiedy eksploatowano zasadniczo średnie i grube pokłady węgla, w relatywnie dobrych warunkach geologicznych oraz przy nienaruszeniu struktury pokładów działalnością górniczą, udział zanieczyszczeń łącznie był niższy niż obecnie. Realizacja celów ilościowych miała swoje uzasadnienie, szczególnie wobec niższej presji (bądź – wręcz jej braku) na zyskowność prowadzonej działalności. Stąd też w kopalniach – również i dzisiaj – rzadko kiedy cele jakościowe dominują nad celami ilościowymi. Faworyzowanie aspektów wysokiej czystości urobku potęgowałoby presję na redukcję wolumenu zanieczyszczeń. Należy również stwierdzić, że nie zawsze jest to w ogóle możliwe, np. mając do czynienia ze złożem (pokładem) z licznymi cienkimi przerostami, gdzie zwiększenie wolumenu wydobywanego węgla musi wiązać się również ze zwiększonym wydobyciem zanieczyszczeń.

²⁵ Wzrost kosztów w ujęciu jednostkowym może być konsekwencją wzrostu całkowitych kosztów produkcji, bądź spadku ilości węgla lub zmian zarówno w poziomie kosztów jak i produkcji węgla.

Trudność z kontrolą realnego poziomu zanieczyszczenia urobku może być dodatkowo potęgowana bieżącymi regulacjami w zakresie Prawa geologicznego i górniczego, które dopuszcza wliczanie do „węgla” przerostów do 30 cm.

Skała płonna nie jest produktem, choć niejednokrotnie jest wykorzystywana gospodarczo do niwelacji terenów, regulowania zbiorników wodnych i cieków, jako podsypka na drogi gruntowe, czy też w niektórych przypadkach – dla celów budownictwa drogowego. Ewentualne wpływy pieniężne z tytułu jej gospodarczego wykorzystania mają marginalne znaczenie w przychodach kopalń. Realna korzyść może być też skutkiem nieponoszenia części kosztów jej utylizacji (koszty te przejmuje podmiot zewnętrzny). Wyjątek może stanowić produkcja cegły i wyrobów ceramicznych z kamienia w kopalni Bogdanka, która jest przedmiotem dochodowej działalności. Nie jest to jednak działalność podstawowa, lecz pomocnicza. Wydaje się zatem nieuzasadnione prowadzenie szczegółowej ewidencji przychodów i kosztów gospodarki skałą płonną, szczególnie „na dole” w kopalniach. Za tym przemawia również wyczuwalne skomplikowanie tego procesu.

Powyższe obserwacje prowadzą do generalnego wniosku, że przybliżenie faktycznych kosztów urabiania skały płonnej dla celów zarządczych może być przeprowadzone jedynie poprzez rozbitcie zagregowanych kosztów operacyjnych produkcji węgla w miejscach ich powstawania przy wykorzystaniu wiedzy eksperckiej w zakresie identyfikacji i szacowania kosztów związanych tylko ze skałą płonną.

3.1.3. Źródła skały płonnej w kopalni podziemnej

Odpady górnictwa węgla kamiennego ze względu na źródło pochodzenia dzielą się na górnicze i przerobcze. Odpady górnicze (wydobywcze) powstają w trakcie (Ostrowicz 1969; Kotowski 2006):

- prowadzenia robót udostępniających,
- drażenia wyrobisk przygotowawczych,
- eksploatacji zasobów węgla w ścianach.

Źródłem skały płonnej w ścianach mogą być z kolei:

- opad stropu, obejmujący również obryw skał stropowych,
- przerosty węgla,
- urabiany spąg (pobierka).

Urobek węglowy zawierający skałę płonną pochodzącą z dołu kopalni jest kierowany do zakładu przerobczego, gdzie powstają odpady przerobcze związane z procesami wzbogacania węgla kamiennego. Jak wskazuje Rosik-Dulewska (2006), odpady te stanowią około 94% ogólnej masy odpadów górnictwa węgla kamiennego. Udział procesów przerobczych jednak ustawicznie rośnie. W kopalniach węgla kamiennego w pierwszym kwartale 2015 roku wydobyto 25,1 mln Mg urobku węglowego, w tym wytworzone masy skalne i odpady wydobywcze stanowiły 8,6 mln Mg, tj. 34,5%. Ponad 97% wytworzonych odpadów pochodziło z procesów wzbogacania węgla w zakładach przerobczych kopalń (8,4 mln Mg) (ARP 2016).

W zależności od stosowanych urządzeń i technologii wzbogacania odpady przeróbcze dzielą się na (Kozioł, Uberman 1996; Rosik-Dulewska, 2006; Lutyński, Blaschke 2009):

- odpady gruboziarniste ze wzbogacania w separatorach cieczy ciężkich,
- odpady drobnoziarniste głównie ze wzbogacania w osadzarkach wodnych,
- odpady flotacyjne ze wzbogacania flotacyjnego.

Odpady gruboziarniste ze wzbogacania w separatorach cieczy ciężkich cechują się jednorodnym składem mineralnym, ziarnami o wymiarach 20–200 mm, zawartością substancji węglowej w granicach 515%, zawartością siarki całkowitej poniżej 1% i wilgocą rzędu 4–6%. Odpady drobnoziarniste głównie ze wzbogacania w osadzarkach wodnych charakteryzuje w miarę jednorodny skład mineralny. Wielkość ziaren nie przekracza 20 mm, a udział substancji węglowej jest wyższy niż w odpadach gruboziarnistych. Wyższa jest też (na ogół) zawartość siarki całkowitej i wilgoci. Natomiast odpady flotacyjne ze wzbogacania flotacyjnego cechują się bardzo drobnym uziarnieniem, wysoką zawartością siarki całkowitej, substancji węglowej i wilgoci oraz obecnością pozostałości procesu flotacji, tj. odczynników flotacyjnych, i procesu sedymentacji (flokulantów).

Odpady przeróbcze możemy podzielić również na kilka grup w zależności od zastosowanej technologii wzbogacania (Blaschke 2009; Kotowski 2006):

- odpady ze wzbogacania ręcznego,
- odpady z osadzarek wodnych,
- odpady ze wzbogacalników z cieczą ciężką,
- odpady poflotacyjne,
- odpady mułowe.

Pod względem petrograficznym głównymi składnikami omawianych odpadów powęglowych są skały ilaste (iłowce lub iłolupki), mułowce, piaskowce i żwirowce. Charakter sedymentacji osadów karbońskich sprawił, że najczęściej w bezpośrednim sąsiedztwie pokładów węgla (w ich stropie i spągu) zalegają iłowce. Tworzą one także kilku- lub kilkunastocentymetrowe przerosty w węglu. W trakcie eksploatacji pokładu węgla iłowce dostają się do urobku, stanowiąc główną składową odpadów przeróbczych. Udział mułowców w urobku jest zmienny, przy czym niejednokrotnie w odpadach przeróbczych dorównują masie iłowców. Piaskowce są spotykane w odpadach przeróbczych sporadycznie, często natomiast występują w odpadach górniczych. Żwirowce (zlepieńce) spotykane są niemal wyłącznie w odpadach górniczych (Kicki i in. 2016; Sokół, Tabor 1996).

Odpady powęglowe wytwarzane w poszczególnych kopalniach węgla kamiennego cechują się zróżnicowanym składem petrograficznym oraz zawartością części palnych. Jest to konsekwencja zarówno budowy geologicznej, rodzaju skał towarzyszących pokładom węgla, jak i technologii wzbogacania. Przykładowo, w niektórych zakładach w rejonie Jastrzębia i Bytomia udział iłowców i łupków ilastych (w tym łupków węglowych) sięga niekiedy 90%, przy niewielkim udziale piaskowców. Wyraźnie odmiennie prezentuje się skład petrograficzny odpadów górniczych ze wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, gdzie udział piaskowców sięga 70%, natomiast udział substancji palnej nie przekracza zwykle 10% (Galos, Nieć 2007; Potempa, Szlugaj 2007; Koperski, Lech 2007).

3.1.4. Związek kosztów ścian z wybranymi parametrami geologiczno-górnictwymi

Sformułowana w pracy teza główna wskazuje na istniejący wpływ wybranych parametrów złożowych na ocenę efektywności ekonomicznej kopalń węgla kamiennego. Słuszność tej tezy wzmacniają przeprowadzone i udokumentowane w tym rozdziale badania przeprowadzone przy użyciu danych pochodzących z funkcjonujących kopalń. Dobór modeli regresji poprzedza i uzupełnia analiza korelacji. Należy jednak podkreślić, że przeprowadzone w tej części pracy analizy nie mają charakteru ścisłego, zgodnego z regułami, badania statystycznego. Przygotowanie modeli regresji wielorakiej miało na celu identyfikację kluczowych zależności pomiędzy wybranymi parametrami pokładów i węgla a kosztami operacyjnymi ścian w nich zlokalizowanych, w szczególności:

- gotówkowymi kosztami rejonów ścian w ujęciu jednostkowym na przykładzie KWK „B” (*Koszty_C-A*)_n,
- łącznymi gotówkowymi kosztami operacyjnymi rejonów ścian w kopalni „C” (*Koszty_C-A*).

W analizie dysponowano danymi dotyczącymi łącznie 58 ścian. Ściana jest traktowana jako indywidualny obiekt rozliczeniowy, podobnie również jak chodniki do niej przynależne (podścianowy, nadścianowy oraz przecinka), których wykonanie jest technicznie konieczne dla celów wydobywania węgla. W szczególności badaniami objęto:

- 24 ściany kopalni „B”,
- 34 ściany kopalni „C”.

Wśród ocenianych parametrów geologiczno-górnictwowych znalazły się: miąższość pokładu, głębokość zalegania, warunki stropowe i spągowe, tektonika, zaburzenia sedimentacyjne, metanonośność, zagrożenie tąpnięciami i klimatyczne oraz urabialność węgla.

Kopalnia „B” została wybrana jako zakład wydobywający węgiel głównie dla celów energetycznych, w którym prowadzone zadania wydobywcze, przy istotnym poziomie zagrożeń, spełniają wysokie standardy techniczne²⁶. Natomiast w kopalni „C” wydobywany jest głównie węgiel koksowy typu 35; w kopalni tej obserwuje się jednak nieco odmienną specyfikę prowadzonego wydobywania oraz zarządzania²⁷.

Całość analiz w obu przypadkach kopalń rozpoczyna badanie wzajemnych korelacji. Dane wykorzystane w analizie korelacji pochodziły z okresu 2010–2015 i obejmowały swoim przekrojem:

²⁶ Prace wykonywane przez zespół pracowników IGSMiE PAN potwierdzają, że w kopalni tej obserwuje się optymalne wykorzystanie posiadanego parku maszynowego oraz rozwiązania organizacyjne zmierzające do maksymalnego wykorzystania dyspozycyjnego czasu pracy. W opinii autora obserwowane w tej kopalni zależności kosztów i niektórych parametrów złożowych mogą być uznawane za reprezentatywne dla celów dalszego wnioskowania (Kicki i in. 2016, praca niepublikowana).

²⁷ Cena węgla 35 tworzy perspektywę znacznie większych przychodów w kopalni zespółonej, co zdaniem autora może mieć wpływ na charakter procesów zarządczych, podział środków pieniężnych na inwestycje, czy też zakres zadań produkcyjnych w kopalniach bardziej zyskowych.

- wybrane parametry geologiczno-górnice,
- całkowitą wielkość zanieczyszczenia (skały płonnej) oraz wskaźnik uzysku węgla,
- koszty operacyjne zagregowane na ściany i chodniki przyścianowe.

Parametry geologiczno-górnice to w szczególności: grubość pokładu, głębokość zalegania, warunki stropowe i spągowe, tektonika, zaburzenia sedymentacyjne, metanonośność, zagrożenia tąpnięciami i klimatyczne, czy urabialność węgla. Parametry te zostały zweryfikowane przez kopalnię na bazie dostępnej dokumentacji geologicznej i górniczej. Koszty operacyjne, zgodnie z metodyką ich dekretacji przyjętą w JSW SA, agregowały koszty wybranych obiektów rejonowych ścian i chodników. Zostały one dodatkowo podzielone na fazę robót przygotowawczych, zbrojenia, eksploatacji i likwidacji, celem identyfikacji zależności również w ujęciu jednostkowym w szerszym zakresie kosztów i procesów. W związku z powyższym możliwa była identyfikacja kosztów zarówno całkowitych ścian, jak i w ujęciu jednostkowym na różnych poziomach agregacji informacji kosztowej. Wydzielono zatem:

- koszty całkowite operacyjne przodka ścianowego wraz z kosztami rozliczonymi na rejon (obiekty) wyrobisk chodnikowych (*Koszty_C*),
- koszty całkowite operacyjne ściany (jak powyżej) z wyłączeniem amortyzacji (*Koszty_C-A*) jako ekwiwalent kosztów gotówkowych,
- koszty ściany w fazie eksploatacji (*Koszty_E*),
- łączne koszty w fazach drążenia wyrobisk przygotowawczych i eksploatacji (*Koszty_E+R.P*),
- koszty operacyjne fazy robót przygotowawczych (*Koszty_R.P*),
- koszty ściany w fazie zbrojenia i likwidacji (*Koszty_C_ZBL*).

Korelacje niektórych z powyższych kategorii kosztów analizowano również w ujęciu jednostkowym, przeliczając koszty ścian na 1 Mg wydobywania netto (*_n*) lub brutto (*_b*). Za wiodące w analizie uznano koszty całkowite przodka ścianowego wraz z kosztami rozliczonymi na wyrobiska chodnikowe – bez amortyzacji, co stanowiło przybliżenie kosztów gotówkowych²⁸. Oszacowanie wielkości skały płonnej przyjęto na podstawie danych z kopalni, podobnie jak wskaźnik uzysku węgla, który był liczony dla każdej ściany osobno jako iloraz wydobywania netto i urobku brutto. Kalkulacja wydobywania węgla i zanieczyszczenia uwzględniała zmienne parametry techniczne ścian na całym wybiegu przodka.

Tabela 3.3 prezentuje wyniki analizy korelacji kosztów z parametrami geologiczno-górnymi, wskaźnikami uzysku i ilością skały płonnej, przeprowadzonej dla ścian w kopalni „B”. Korelacje istotne statystycznie oznaczono kolorem czerwonym. Wielkość próby – 24 ściany.

Analizując tę tabelę, można zauważyć:

- istotną, dodatnią – o średniej sile (na poziomie 0,40–0,45) korelację wielkości skały płonnej z kosztami gotówkowymi całkowitymi oraz z kosztami w ujęciu jednostkowym,

²⁸ Jest to założenie upraszczające. Określenie kosztu gotówkowego lub zgodnego z kategorią *mining cash cost* wymaga szerszego zakresu korekt kosztów rodzajowych m.in. o skutki aktywacji wyrobisk przyścianowych, koszty sprzedaży, rozliczenia wewnętrzne, wartość sprzedanych towarów i materiałów celem identyfikacji kosztów związanych wyłącznie z produkcją węgla w okresie.

Tabela 3.3

Wyniki analizy korelacji kosztów z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „B”

Table 3.3

The results of correlation analysis of costs and geological and mining parameters in the “B” mine

Zmienna	Korelacje (Bez nazwy1 (B2-Y25)) Oznaczone wsp. korelacji są istotne z $p < .05000$ N=24 (Braki danych usuwano przypadkami)										
	Suma z Koszty_C	Suma z Koszty_C-A	Suma z Koszty_C-(E)	Suma z Koszty_C (E+R.P)	Suma z Koszty_C (RP)	Suma z Koszty_C (ZBL)	Suma z KJ.C_n	Suma z KJ.C-A_n	Suma z KJ.E_n	Suma z KJ.C_b	Suma z KJ.E_b
Suma z Koszty_C	1,00	1,00	0,83	0,97	0,66	0,69	0,55	0,55	0,60	0,63	0,62
Suma z Koszty_C-A	1,00	1,00	0,83	0,96	0,64	0,71	0,49	0,50	0,54	0,57	0,57
Suma z Koszty_C-(E)	0,83	0,83	1,00	0,86	0,21	0,43	0,28	0,28	0,55	0,39	0,65
Suma z Koszty_C (E+R.P)	0,97	0,96	0,86	1,00	0,68	0,50	0,60	0,59	0,68	0,65	0,68
Suma z Koszty_C (RP)	0,66	0,64	0,21	0,68	1,00	0,35	0,73	0,74	0,50	0,68	0,36
Suma z Koszty_C (ZBL)	0,69	0,71	0,43	0,50	0,35	1,00	0,20	0,21	0,13	0,31	0,19
Suma z KJ.C_n	0,55	0,49	0,28	0,60	0,73	0,20	1,00	1,00	0,91	0,93	0,77
Suma z KJ.C-A_n	0,55	0,50	0,28	0,59	0,74	0,21	1,00	1,00	0,90	0,93	0,75
Suma z KJ.E_n	0,60	0,54	0,55	0,68	0,50	0,13	0,91	0,90	1,00	0,90	0,94
Suma z KJ.C_b	0,63	0,57	0,39	0,65	0,68	0,31	0,93	0,93	0,90	1,00	0,88
Suma z KJ.E_b	0,62	0,57	0,65	0,68	0,36	0,19	0,77	0,75	0,94	0,88	1,00
Suma z Uzysk	-0,18	-0,14	0,07	-0,22	-0,51	-0,00	-0,70	-0,71	-0,52	-0,42	-0,21
Suma z Skala płonna	0,43	0,42	0,24	0,43	0,48	0,25	0,43	0,44	0,31	0,16	0,04
Suma z Grubość pokładu	-0,21	-0,17	-0,15	-0,19	-0,14	-0,20	-0,52	-0,51	-0,53	-0,52	-0,48
Suma z Głębokość	0,57	0,54	0,41	0,57	0,50	0,35	0,65	0,65	0,61	0,57	0,48
Suma z Urabialność	-0,32	-0,31	-0,17	-0,33	-0,39	-0,15	-0,24	-0,24	-0,17	-0,15	-0,04
Suma z Warunki stropowe	-0,03	-0,04	0,07	-0,05	-0,19	0,05	-0,12	-0,14	-0,07	-0,18	-0,11
Suma z Warunki spagowe	0,17	0,12	0,22	0,19	0,06	0,01	0,33	0,32	0,40	0,18	0,28
Suma z Tektonika (uskoki)	0,50	0,45	0,48	0,60	0,47	-0,04	0,64	0,63	0,73	0,57	0,64
Suma z Zaburzenia sedymentacyjne	0,09	0,07	-0,09	-0,00	0,12	0,35	0,31	0,32	0,24	0,31	0,20
Suma z Metanonośność	0,55	0,55	0,42	0,51	0,37	0,48	0,42	0,42	0,41	0,36	0,32
Suma z Zagrożenie tapaniami	0,08	0,09	0,15	0,15	0,07	-0,17	0,15	0,16	0,24	0,25	0,34
Suma z Zagrożenie klimatyczne	0,56	0,55	0,39	0,55	0,50	0,38	0,62	0,63	0,57	0,61	0,51

Źródło: opracowanie własne.

- istotną statystycznie, znaczącą i ujemną korelację uzysku węgla ($-0,71$) z kosztami gotówkowymi przeliczonymi na wydobycie węgla,
- istotną statystycznie i dodatnią korelację głębokości ($0,65$), tektoniki ($0,63$), metanonośności²⁹ ($0,42$) oraz zagrożenia klimatycznego ($0,63$) z całkowitymi kosztami gotówkowymi ścian w ujęciu jednostkowym przeliczonymi na wydobycie węgla netto. Zgodna i istotna statystycznie korelacja tych parametrów widoczna jest również na poziomie całkowitych kosztów gotówkowych ścian.

Dodatnia korelacja kosztów i skały płonnej potwierdza fakt, że efekt urabiania skał płonnych przenosi się, wśród wielu czynników, na koszty wydobycia węgla ze ścian. Z kolei uzysk węgla może być traktowany jako parametr sterujący, korygujący bezwzględny i względny poziom kosztów w warunkach zmiennej wielkości zanieczyszczenia węgla. Im głębiej zalega pokład, tym potencjalnie wyższe mogą być koszty związane z wydobyciem węgla. Podobnie w przypadku tektoniki pokładu, czy też poziomu zagrożeń, których zwalczanie może uwidaczniać się pośrednio w poziomie wyższych kosztów całkowitych kopalni lub też w koszcie jednostkowym (dla ścian). Za pomocą analizy korelacji nie można wskazywać kategorię rozstrzygnięć i charakteru zależności, przy czym zidentyfikowane związki kosztów i parametrów geologiczno-górnictwowych wykazują logiczny i merytoryczny sens, zgodny z dotychczasową wiedzą w tym zakresie (Gawlik 2008).

²⁹ Metanonośność jest traktowana jako liczbowa, sparametryzowana wartość zagrożenia metanowego.

Bazując na wynikach analizy korelacji, zaprezentowano wyniki analizy regresji wielorakiej w KWK „B”, w której parametrem prognozowanym – zmienną zależną – był koszt gotówkowy jednostkowy (netto) ścian (*Koszty_C-A*)_n, natomiast parametrami objaśniającymi – parametry geologiczno-górnictwa. Na bazie opracowanego modelu, za pomocą zestawu 12 parametrów objaśniających można statystycznie wytłumaczyć blisko 87% całkowitej zmienności kosztu jednostkowego ścian. Skorygowany współczynnik determinacji (R^2) wyniósł około 72%. Poprawność statystyczną modelu potwierdza wartość testu F (Fisheira-Snedecora) rzędu 5,90 oraz ocena punktowa równoległej statystyki p -value (0,03) (tab. 3.4 i 3.5). Test t-Studenta wykazał istotność statystyczną jednak tylko jednej z tych

Tabela 3.4

Wyniki analizy regresji wielorakiej kosztów gotówkowych w ujęciu jednostkowym z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „B” – ocena ogólna modelu liniowego

Table 3.4

The results of multiple regression analysis of the unit cash costs and geological and mining parameters in the “B” mine – the assessment of the linear model

Wyniki regresji wielorakiej		
Zmn. zależ. Suma z KJ.C-A_	Wielor. R = ,93033092	F = 5,899490
	R ² = ,86551561	df = 12,11
Liczba przyp. 24	Popraw. R ² = ,71880537	p = ,003050
Błąd standardowy estymacji: 26,218397370		
Wyr. wolny 280,65340015	Błąd std.: 260,3490	t(11) = 1,0780 p = ,3041
Suma z Uzysk b*=-,70	Suma z Skała b*=-,52	Suma z Grubość b*=-,20
Suma z Głębok b*=-,033	Suma z Urabia b*=-,14	Suma z Warunk b*=-,05
Suma z Warunk b*=-,214	Suma z Tekton b*=-,205	Suma z Zaburz b*=-,05
Suma z Metano b*=-,134	Suma z Zagroż b*=-,188	Suma z Zagroż b*=-,258
(istotne b* są podświetlone na czerwono)		

Źródło: opracowanie własne.

zmiennych objaśniających, tj. wskaźnika uzysku węgla (p -value 0,02 niższe od domyślnego poziomu istotności 0,05; zmienna podświetlona na czerwono). Nie ma zatem podstaw statystycznych, by wykluczyć związek liniowy tej zmiennej z poziomem kosztów gotówkowych jednostkowych ścian. Można też stwierdzić, iż indywidualnie sam wskaźnik uzysku wyjaśnia blisko 50% całkowitej zmienności kosztów gotówkowych ścian w ujęciu jednostkowym (tab. 3.6). Bliska akceptowalnej statystycznie jest również istotność parametru kierunkowego dla skały płonnej w tym modelu (p -value 0,07). Rozkład składnika resztkowego jest zbliżony do normalnego. Nie występują obserwacje odstające (rys. 3.4).

W dalszej kolejności wykonano analizę korelacji i regresji dla ścian kopalni „C”. Jak wspomniano, w kopalniach tych wydobywa się aktualnie głównie węgiel koksowy

Tabela 3.5

Wyniki analizy regresji wielorakiej kosztów gotówkowych w ujęciu jednostkowym z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „B” – istotność zmiennych objaśniających

Table 3.5

The results of multiple regression analysis of the unit cash cost and geological and mining parameters in the “B” mine – the significance of the explanatory variables

N=24		Podsumowanie regresji zmiennej zależnej: Suma z KJ.C-A_n (Bez nazwy1 (B2:Y25)) R= ,93033092 R^2= ,86551561 Popraw. R^2= ,71880537 F(12,11)=5,8995 p<,00305 Błąd std. estymacji: 26,218					
	b*	Bł. std. z b*	b	Bł. std. z b	t(11)	p	
W. wolny			280,653	260,349	1,07799	0,304111	
Suma z Uzysk	-0,702533	0,261699	-260,872	97,177	-2,68451	0,021236	
Suma z Skala płonna	-0,519219	0,258539	-0,000	0,000	-2,00828	0,069806	
Suma z Grubość pokładu	-0,197564	0,235040	-26,271	31,254	-0,84056	0,418493	
Suma z Głębokość	0,032768	0,657008	0,012	0,240	0,04987	0,961117	
Suma z Urabialność	-0,144327	0,395852	-34,309	94,100	-0,36460	0,722323	
Suma z Warunki stropowe	-0,050045	0,266922	-10,103	53,886	-0,18749	0,854691	
Suma z Warunki spągowe	0,213574	0,204095	58,493	55,897	1,04644	0,317806	
Suma z Tektonika (uskoki)	0,205155	0,153025	4650,320	3468,677	1,34066	0,207061	
Suma z Zaburzenia sedimentacyjne	-0,052526	0,158680	-3,821	11,543	-0,33102	0,746852	
Suma z Metanonośność	0,133805	0,235693	1,908	3,360	0,56771	0,581635	
Suma z Zagrożenie tapaniami	0,188355	0,263449	42,714	59,743	0,71496	0,489533	
Suma z Zagrożenie klimatyczne	0,257983	0,453002	3,145	5,523	0,56950	0,580463	

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 3.6

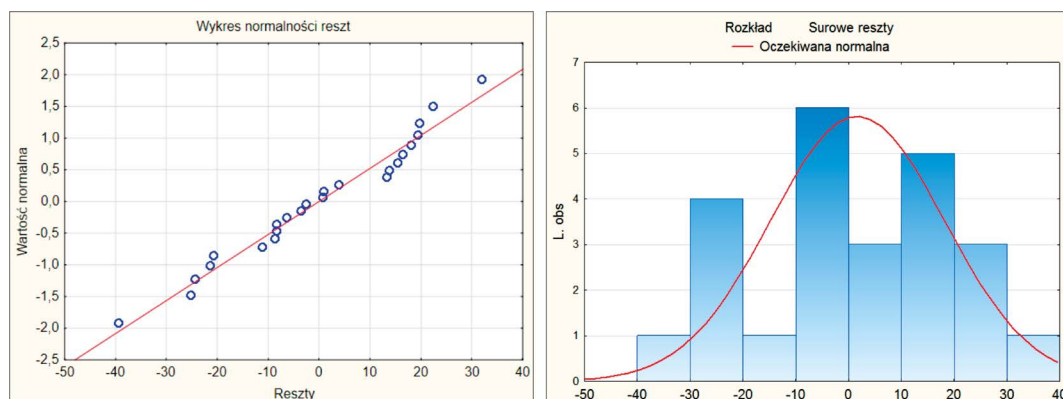
Wyniki analizy regresji wielorakiej kosztów gotówkowych w ujęciu jednostkowym z uzyskiem węgla w kopalni „B” – ocena ogólna modelu liniowego

Table 3.6

The results of multiple regression analysis of the unit cash costs and the coal yield in the “B” mine – the assessment of the linear model

Wyniki regresji wielorakiej	
Zmn. zależ. Suma z KJ.C-A_	Wielor. R = ,71200093 F = 22,61980
	R^2= ,50694533 df = 1,22
Liczba przyp. 24	Popraw. R^2= ,48453375 p = ,000095
	Błąd standardowy estymacji: 35,497907011
Wyr. wolny 302,86207061	Błąd std.: 44,23200 t(22) = 6,8471 p = ,0000
Suma z Uzysk b*=-,71	
(istotne b* są podświetlone na czerwono)	

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 3.4. Analiza reszt w modelu regresji wielorakiej dla kopalni „B”
Źródło: opracowanie własne

Fig. 3.4. The analysis of residuals in the multiple regression model for the “B” mine

typu 35. W tym przypadku zmienną prognozowaną były łączne koszty gotówkowe ścian (*Koszty_C-A*).

Analiza korelacji potwierdza (tab. 3.7):

- średnią siłę związku uzysku węgla koksowego z kosztami operacyjnymi ścian w ujęciu jednostkowym (korelacja jest ujemna na poziomie 0,5). Korelacji uzysku węgla nie widać jednak na poziomie kosztów całkowitych,
- widoczną dodatnią korelację o średniej sile (0,53) wielkości skały płonnej z poziomem całkowitych gotówkowych kosztów ścian, która zanika w przypadku kosztów przeliczonych na wydobycie węgla netto,
- pozostałe zmienne cechuje słaby i nieistotny statystycznie związek z kosztami ścian praktycznie we wszystkich konfiguracjach kosztów.

Na podstawie analizy regresji dla 34 ścian kopalni zespółonej uprawnione jest stwierdzenie, że zmienność całkowitych kosztów gotówkowych ścian (*Koszty_C-A*) można wyjaśnić modelem liniowym na poziomie 80% (R^2 skorygowany wyniósł 68%). Poprawność statystyczna tego modelu została potwierdzona istotnością jego postaci liniowej na bardzo wysokim poziomie (p -value statystyki F bliska 0) (tab. 3.8). Do grona reprezentantów, tj. istotnych statystycznie parametrów objaśniających, weszły oprócz uzysku i skały płonnej: warunki stropowe i spągowe, tektonika (uskoki) oraz zagrożenie klimatyczne (tab. 3.9). Warto jednak nadmienić, że uzysk i skała płonna są ze sobą silnie ujemnie skorelowane ($-0,8$), co w przypadku budowania ostatecznej postaci modelu prowadziłoby do eliminacji jednej z tych dwóch zmiennych (formuła uzysku uwzględnia pośrednio wolumen skały płonnej). Rozkład surowych reszt wykazuje wysoką koncentrację obserwacji wokół średniej w tym rozkładzie oraz brak obserwacji odstających (rys. 3.5).

Podsumowując, przeprowadzona analiza dostarcza argumentów potwierdzających zasadność przyjętej tezy głównej i ogólnego kierunku badań w zakresie parametryzacji związku

Tabela 3.7

Wyniki analizy korelacji kosztów z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „C”

Table 3.7

The results of correlation analysis of costs and geological and mining parameters in the “C” mine

Korelacje (Bez nazwy1 (B2-A135)) Oznaczone wsp. korelacji są istotne z $p < ,05000$ N=34 (Braki danych usuwano przypadkami)											
Zmienna	Suma z Koszty_C	Suma z Koszty_C-A	Suma z Koszty_C-(E)	Suma z Koszty_C-(E+R,P)	Suma z Koszty_C-(RP)	Suma z Koszty_C-(ZBL)	Suma z KJ_C_n	Suma z KJ_C-A_n	Suma z KJ_E_n	Suma z KJ_C_b	Suma z KJ_E_b
Suma z Koszty_C	1,00	0,99	0,94	0,99	0,48	0,80	0,02	0,01	0,40	-0,02	0,44
Suma z Koszty_C-A	0,99	1,00	0,92	0,99	0,53	0,76	0,03	0,02	0,39	-0,02	0,41
Suma z Koszty_C-(E)	0,94	0,92	1,00	0,94	0,18	0,74	-0,12	-0,14	0,42	-0,15	0,48
Suma z Koszty_C-(E+R,P)	0,99	0,99	0,94	1,00	0,51	0,72	-0,00	-0,01	0,41	-0,05	0,43
Suma z Koszty_C-(RP)	0,48	0,53	0,18	0,51	1,00	0,20	0,28	0,31	0,12	0,22	0,03
Suma z Koszty_C-(ZBL)	0,80	0,76	0,74	0,72	0,20	1,00	0,13	0,10	0,29	0,15	0,38
Suma z KJ_C_n	0,02	0,03	-0,12	-0,00	0,28	0,13	1,00	0,99	0,56	0,94	0,47
Suma z KJ_C-A_n	0,01	0,02	-0,14	-0,01	0,31	0,10	0,99	1,00	0,52	0,92	0,39
Suma z KJ_E_n	0,40	0,39	0,42	0,41	0,12	0,29	0,56	0,52	1,00	0,44	0,91
Suma z KJ_C_b	-0,02	-0,02	-0,15	-0,05	0,22	0,15	0,94	0,92	0,44	1,00	0,48
Suma z KJ_E_b	0,44	0,41	0,48	0,43	0,03	0,38	0,47	0,39	0,91	0,48	1,00
Suma z Uzysk	-0,05	-0,08	-0,01	-0,08	-0,19	0,08	-0,47	-0,50	-0,52	-0,16	-0,14
Suma z Skała płonna	0,51	0,53	0,54	0,55	0,21	0,22	-0,05	-0,05	0,33	-0,28	0,08
Suma z Grubość pokładu	-0,25	-0,25	-0,18	-0,23	-0,22	-0,25	-0,45	-0,44	-0,43	-0,36	-0,34
Suma z Głębokość	-0,05	-0,06	0,04	-0,04	-0,21	-0,06	-0,05	-0,05	-0,09	-0,02	-0,02
Suma z Urabialność	0,02	0,02	-0,05	0,01	0,15	0,04	0,12	0,11	0,23	0,06	0,14
Suma z Warunki stropowe	0,22	0,23	0,12	0,23	0,35	0,09	-0,03	-0,02	0,08	-0,08	0,01
Suma z Warunki spagowe	-0,12	-0,07	-0,18	-0,07	0,24	-0,35	0,09	0,13	0,03	0,04	-0,06
Suma z Tektonika (uskoki)	0,24	0,28	0,14	0,27	0,43	0,01	0,02	0,05	0,02	0,01	0,02
Suma z Zaburzenia sedymentacji	0,09	0,06	0,11	0,04	-0,15	0,31	0,01	-0,00	-0,05	0,04	0,03
Suma z Metanonośność	0,13	0,15	0,06	0,15	0,29	0,01	0,23	0,24	0,26	0,17	0,15
Suma z Zagrożenie tapaniami	0,23	0,18	0,27	0,17	-0,18	0,50	-0,21	-0,24	-0,19	-0,11	-0,03
Suma z Zagrożenie klimatyczne	0,31	0,34	0,27	0,34	0,28	0,11	0,10	0,13	0,17	0,04	0,12

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 3.8

Wyniki analizy regresji wielorakiej całkowitych kosztów gotówkowych z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „C” – ocena ogólna modelu liniowego

Table 3.8

The results of multiple regression analysis of the total cash costs and geological and mining parameters in the “C” mine – the assessment of the linear model

Wyniki regresji wielorakiej		
Zmn. zależ. Suma z Koszty_	Wielor. R = ,89167598	F = 6,790171
	R ² = ,79508606	df = 12,21
Liczba przyp. 34	Popraw. R ² = ,67799238	p = ,000077
Błąd standardowy estymacji: 19449169,614		
Wyr. wolny -133308531,8	Błąd std.: 743653E2	t(21) = -1,793 p = ,0875
Suma z Uzysk b*=-,396	Suma z Skała b*=-,678	Suma z Grubość b*=-,08
Suma z Głębokość b*=-,40	Suma z Urabia b*=-,168	Suma z Warunk b*=-,39
Suma z Warunk b*=-,73	Suma z Tekton b*=-,596	Suma z Zaburz b*=-,316
Suma z Metano b*=-,235	Suma z Zagroż b*=-,020	Suma z Zagroż b*=-,697
(istotne b* są podświetlone na czerwono)		

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 3.9

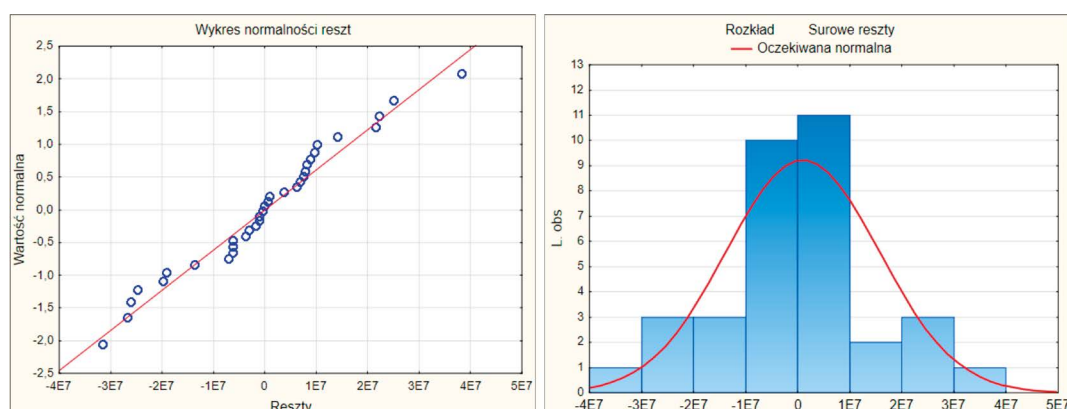
Wyniki analizy regresji wielorakiej całkowitych kosztów gotówkowych z parametrami geologiczno-górnictwymi w kopalni „C” – istotność zmiennych objaśniających

Table 3.9

The results of multiple regression analysis of the total cash cost and geological and mining parameters in the “C” mine – the significance of the explanatory variables

N=34		Podsumowanie regresji zmiennej zależnej: Suma z Koszty_C-A (Bez nazwy1 (B2:A135)) R= ,89167598 R^2= ,79508606 Popraw. R2= ,67799238 F(12,21)=6,7902 p<,00008 Błąd std. estymacji: 1945E4				
	b*	Bł. std. z b*	b	Bł. std. z b	t(21)	p
W. wolny						
Suma z Uzysk	0,396008	0,188267	-1,333085E+08	7,436526E+07	-1,79262	0,087453
Suma z Skała płonna	0,678086	0,146718	1,247365E+08	5,930143E+07	2,10343	0,047657
Suma z Grubość pokładu	-0,077299	0,127548	-3,034112E+06	5,006429E+06	-0,60604	0,550981
Suma z Głębokość	-0,395768	0,337616	-7,912190E+04	6,749613E+04	-1,17224	0,254227
Suma z Urabialność	0,168103	0,275165	7,300775E+06	1,195052E+07	0,61092	0,547811
Suma z Warunki stropowe	-0,393612	0,184748	-4,425353E+07	2,077104E+07	-2,13054	0,045111
Suma z Warunki spagowe	-0,727477	0,242864	-1,154621E+08	3,854641E+07	-2,99540	0,006894
Suma z Tektonika (uskoki)	0,596369	0,280202	3,643937E+09	1,712094E+09	2,12835	0,045312
Suma z Zaburzenia sedymentacyjne	0,315689	0,197672	1,042776E+07	6,529429E+06	1,59704	0,125196
Suma z Metanonośność	0,234721	0,131576	3,425499E+06	1,920207E+06	1,78392	0,088895
Suma z Zagrożenie tapaniami	0,020379	0,214023	3,539972E+06	3,717771E+07	0,09522	0,925045
Suma z Zagrożenie klimatyczne	0,697170	0,238705	5,075831E+06	1,737922E+06	2,92063	0,008173

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 3.5. Analiza reszt w modelu regresji kosztów gotówkowych w kopalni „C”

Źródło: opracowanie własne

Fig. 3.5. The analysis of the residuals in the multiple regression model of cash costs in the “C” mine

kosztów operacyjnych z poziomem zanieczyszczenia. Wskazuje na silniejsze niż w przypadku innych zmiennych objaśniających związki kosztów z ilością skały płonnej oraz wskaźnikiem uzysku węgla netto. Na jej podstawie możliwe jest sformułowanie kilku istotnych wniosków:

- w przypadku obu kopalń wśród kluczowych parametrów technicznych, mogących opisywać zmienność kosztów gotówkowych, znajduje się uzysk i ilość skały płonnej. Są to jednak parametry silnie ze sobą skorelowane, co oznacza, że uwzględnianie obu z nich mogłoby oznaczać powielanie tej samej informacji;
- w przypadku kopalni „B” uzysk węgla był jedynym parametrem istotnym statystycznie, który indywidualnie objaśnia około 50% zmienności kosztów gotówkowych ścian w ujęciu jednostkowym. Model regresyjny kosztów dla analizowanych ścian kopalni „C” uwzględnia ponadto dodatkowe parametry, takie jak: warunki stropowe i spągowe, tektonika oraz zagrożenie klimatyczne;
- koszty operacyjne rejonów (obiektów) ścian (wraz chodnikami) oraz uzysk węgla mogą tworzyć zależność liniową lub zbliżoną do liniowej. Można ponadto stwierdzić, że pozostałe parametry techniczne pokładów i węgla wpływają na poziom współczynnika determinacji w opracowanych modelach, przy czym ich związek z poziomem kosztów może być inny niż liniowy. Uzysk węgla wyróżnia natomiast zdolność prognostyczna, wyższa od pozostałych parametrów objaśniających.

Autor ma świadomość, że kształtowanie się kosztów operacyjnych produkcji węgla w kopalniach podziemnych jest zagadnieniem bardzo skomplikowanym i wieloaspektowym (badania w tym zakresie nie stanowią jednak podstawowego celu pracy). W praktyce powstające koszty mogą być i są wynikiem nakładania się odrębnych, jakościowych czynników, związanych z zarządzaniem wydobywaniem. W ten zakres wchodzi przede wszystkim czynniki związane z organizacją pracy. Jednak w kopalniach, w których wydobywa się jakościowo lepszy węgiel, istnieje większy margines tolerancji dla wyższych kosztów wydobywania, co komplikuje procesy oceny i wnioskowania. Zaprezentowana analiza statystyczna i jej wyniki otwierają pole do dyskusji i dalszych prac nad badaniem wpływu wybranych parametrów uprzednio na koszty, a w rezultacie – na zmienne ekonomiczno-finansowe (mierniki wartości) kopalń węgla kamiennego.

3.2. Parametry jakościowe węgla a jego cena

Bardzo istotne znaczenie w ocenie ekonomicznej projektów górniczych mają przychody ze sprzedaży produktów handlowych kopalni kształtowane przez parametry jakościowe węgla. Formuła szacowania przychodów jest reprezentowana przez iloczyn ilości i ceny. W takiej postaci funkcjonuje również w kopalniach, gdzie w ramach podstawowej działalności operacyjnej dominują przychody ze sprzedaży węgla w określonych klasach zbytu.

Ilość wydobywanego urobku determinowana jest zdolnościami poszczególnych ogniw produkcyjnych i transportowych kopalni, możliwościami przerobowymi zakładu przeróbki mechanicznej węgla, ale i zapotrzebowaniem na węgiel zgłaszanym przez rynek. Funkcjonowanie zakładu przerobowego jest ściśle powiązane z kopalnią i ze złożem, z którego pochodzi określony węgiel. Kopalnia może limitować pracę zakładu przerobowego, nie dostarczając – z różnych powodów – wymaganej ilości urobku węglowego. Zakład przeróbki

mechanicznej węgla (ZPMW) może wówczas funkcjonować w sposób nieoptymalny, poniżej swoich zdolności przerobczych (nominalnych). Z kolei nadmierna wielkość nadawy może powodować zatory, przeciążenia układu maszyn i urządzeń, awarie, co ostatecznie może odbijać się na gorszej jakości produktów ZPMW. Przerabianie skały płonnej wiąże się z ponoszeniem wyższych kosztów przerobu.

Podmioty górnicze produkują i sprzedają samodzielnie lub przez specjalnie wydzielone do tego celu struktury sprzedażowe różnorakie produkty handlowe kwalifikowane – według parametrów jakościowych – do odpowiednich klas zbytu. Jakość urobku (nadawy) ma bardzo istotne znaczenie i związana jest ze składem i udziałem węgla oraz skał płonnych, które towarzyszą jego wydobywaniu. Węgiel dostarcza substancji organicznej – palnej, skała płonna – substancji nieorganicznej i niepalnej.

Sterowanie jakością węgla wydobywanego z dołu kopalni jest możliwe zasadniczo w ramach właściwości technologicznych i cech węgla w złożu. Funkcjonowanie zakładu przerobczego, warunkowane wymogami jakościowymi odbiorców, sprowadza się do takiego sterowania procesem przerobczym, które umożliwi osiągnięcie tych wymogów. W zakres sterowania procesami przerobczymi wchodzi decyzje o wzbogacaniu węgla niskiej jakości (kształtowanie relacji koncentrat – odpad) lub o kierowaniu węgla surowego bezpośrednio do sprzedaży. Można ogólnie stwierdzić, że im większe są wymagania jakościowe, tym głębszy jest poziom wzbogacania; rośnie udział odpadów, a maleje wychód koncentratu węgla.

Każdy zakład przerobczy funkcjonuje na bazie znajomości charakterystyk technologicznych węgla i możliwości jego wzbogacania. Zespoły krzywych wzbogacania informują o tym, jakie parametry jakościowe koncentratu można uzyskać z węgla surowego, poddając go procesom przerobczym w określonym zakładzie przerobczym i określonej technologii wzbogacania (Blaschke 2009). Dla danego węgla układ podstawowych parametrów jakościowych, tj. wartości opałowej, zawartości popiołu i siarki jest względnie zdeterminowany, a wzbogacanie prowadzi się najczęściej pod kątem tylko jednego z nich (Grudziński 2012). Oznacza to, że przykładowo wzbogacanie pod kątem określonej wartości opałowej będzie powodować automatycznie redukcję zapopielenia węgla i niejednokrotnie również siarki. Jak wskazuje Blaschke (2009), w trakcie procesów przerobczych w zasadzie reguluje się zawartość popiołu, a w procesach odwadniania i suszenia – zawartość wilgoci. Pozostałe parametry jakościowe w praktyce nie są poddawane bieżącej kontroli i regulowane są pośrednio poprzez tzw. głębokość wzbogacania i rozdział frakcji na koncentrat i pozostałe półprodukty i produkty, dla zadanej zawartości popiołu w koncentracie. Nie ma większych problemów technicznych i technologicznych, by produkować koncentraty praktycznie każdej jakości. Maleje jednak wyraźnie ich wychód, a rosną koszty zarówno po stronie kopalni, jak i zakładu przerobczego, które rozkładają się na mniejszy tonaż produktów finalnych (Blaschke 2009). Procesom przerobczym towarzyszą jednak straty wynikające ze sprawności układu wzbogacania (imperfekcji zwanej też rozproszaniem prawdopodobnym), czyli dokładności procesów rozdziału.

Oprócz podstawowych parametrów jakościowych węgla (wartości opałowej, zawartości popiołu i siarki), użyteczność węgla energetycznego w procesach spalania może być

określana na bazie takich parametrów jak: zawartość części lotnych, zawartość azotu, podatność przemiałowa, skład petrograficzny. W przypadku węgla koksowych znaczenie mają dodatkowo: spiekalność, wolne wydymanie, zawartość fosforu, chloru oraz parametry wtórne wytworzonych z nich koksów: reakcyjność wobec CO_2 (CRI) i wytrzymałość (CSR). Jakość węgla, poza standardowymi analizami technicznymi, określana bywa również za pomocą analizy pierwiastkowej, ze szczególnym uwzględnieniem zawartości węgla, tlenu, wodoru, azotu oraz siarki. Zawartość części lotnych wpływa głównie na zachowanie węgla w czasie składowania (utlenianie, skłonność do samozapłonu, utrata wartości cieplnej), temperaturę na wylocie z młynów, stopień rozdrobnienia, rozmieszczenie palników w kotle oraz konstrukcję pieca, zapłon węgla i stabilność płomienia. Azot determinuje poziom tlenków azotu w trakcie emisji. Podatność przemiałowa wpływa na wydajność mielenia, skład ziarnowy pyłu węglowego (efektywność spalania), system nawęglania i usuwania popiołu. Skład petrograficzny również wpływa na podatność przemiałową, reaktywność i palenie się węgla, konstrukcję i rozmieszczenie palników w kotle (Lorenz i in. 2002).

W Polsce o konkurencyjności i cenie węgla energetycznego świadczy przede wszystkim jego atrakcyjność dla celów prowadzenia procesów spalania, a w przypadku węgla koksowych odpowiednio możliwość produkcji wysokogatunkowych sortymentów koksu.

Wartość opałowa

Wartość opałowa jest kluczowym parametrem jakościowym węgla, szczególnie istotnym w przypadku węgla energetycznych.

Wartość opałowa jest ilością ciepła odprowadzonego z komory spalania po pełnym i całkowitym spalaniu jednostkowej ilości węgla (Górska i in. 1986). Ciepło spalania to całkowita ilość energii otrzymanej z węgla z uwzględnieniem ciepła kondensacji pary wodnej wytworzonej w tym procesie, która zależy od składu petrograficznego węgla i stopnia uwęglenia substancji organicznej (Mielecki 1972). Ciepło spalania dla polskich węgla według PN-54/G-97002, w zależności od typu, waha się w przedziale od 28,0 MJ/kg do 37 MJ/kg, przy czym dla węgla płomiennych, gazowo-płomiennych i gazowych (typ 31-33) ciepło spalania zamyka się w przedziale 31,0–34,3 MJ/kg (Jasieńko i in. 1995). Jednak – jak wskazuje Ferens (2014) – dla niektórych węgla polskich kopalń ciepło spalania może wynosić nawet 18 MJ/kg. W praktyce błąd szacowania wartości opałowej dla węgla kamiennego na bazie ciepła spalania w zależności od metody jego wyznaczania może być znaczący, sięgający nawet 20% (Ferens 2014).

Istotną cechą wartości opałowej jest jej addytywność, szczególnie ważna przy szacowaniu wartości opałowej mieszanek węglowych. Niższa wartość opałowa węgla wymaga dostarczenia większej jego ilości do elektrowni, aby zapewnić możliwość wytworzenia określonej ilości energii. Oznacza to narastanie kosztów w całym łańcuchu wartości, który na elektrowni się kończy. Kopalnie ponoszą koszty urabiania, transportu poziomego i pionowego oraz przerobu dodatkowej ilości węgla (przy tej okazji również skały płonnej), przynajmniej w części zmiennej kosztów. Elektrownie kupują jego większe ilości, płacąc koszty

transportu kolejowego lub samochodowego. Wzrost kosztów wytwarzania energii wiąże się w rezultacie z przenoszeniem ich części lub całości na odbiorcę końcowego.

Zawartość popiołu

Popiół jest pozostałością spalania substancji organicznej i utleniania składników mineralnych, obecnych w węglu. Dostarcza on informacji o wielkości substancji niepalnych. Znaczenie posiada nie tylko zawartość popiołu w węglu, ale również jego rozmieszczenie wewnątrz substancji węglowej. Popiół w całości stanowi odpad w procesach energetycznych. Substancja mineralna powoduje obniżenie wartości opałowej węgla i zależnie od składu chemicznego wpływa na przebieg spalania.

Z powodu złożoności problemów związanych z procesami spalania oraz utylizacji odpadów i spalin, w praktyce przemysłowej monitoruje się ilość i jakość popiołów. Jest to związane z utylizacją popiołu w postaci odpadów stałych i lotnych, w większym jednak stopniu zapopielenie węgla wpływa na efektywność procesów spalania oraz pracę zespołów energetycznych. W szczególności pogarsza się praca układu nawęglania, młynów, kotłów i systemu odprowadzania popiołów. Powstawanie odpadów stałych – popiołów i żużli (tzw. odpadów paleniskowych) zależy od pierwotnego zapopielenia węgla, sprawności elektrofiltrów, ale także od konstrukcji paleniska, które winno umożliwiać maksymalnie czyste i całkowite spalanie paliwa węglowego. Możliwości utylizacji popiołów i żużli wynikają również z zawartości w nich substancji szkodliwych dla środowiska oraz innych decydujących o kierunkach ich gospodarczego wykorzystania.

Średnie zawartości popiołu w węglach złóż GZW wahają się w granicach od 4,2 do 62%, natomiast w DZW – od 10,1 do 38,8% popiołu. W LZW natomiast zmieniają się w przedziale 6,2–18,1% (PIG 2016).

Zawartość siarki

Siarka występuje praktycznie we wszystkich typach paliw stałych. Jej zawartość całkowita w węglu waha się w przedziale o 0,1 do 3% masy (Gabzdyl i in. 1994, 1995). Występuje w połączeniach organicznych i nieorganicznych, które składają się na jej zawartość całkowitą.

Siarka nieorganiczna obejmuje siarkę piritową (w odmianach piritu, markasytu, galeny i innych), elementarną oraz siarczanową, znaną pod postacią gipsów, barytu, siarczanów żelaza, magnezu i sodu. Polska norma PN-76/G-04514/00 wydziela ponadto siarkę palną, którą tworzą palne związki siarki zawarte w paliwie stałym. Jej zawartość oblicza się jako różnicę pomiędzy zawartością siarki całkowitej i zawartością siarki popiołowej. Z kolei siarka elementarna występuje jako siarka niezwiązana chemicznie (pierwiastkowa) w paliwie stałym. Siarka nieorganiczna występuje głównie w postaci piritu; jego duży ciężar właściwy jest wykorzystywany w procesach grawitacyjnego wzbogacania węgla, umożliwiających jej częściową redukcję.

Siarka organiczna, stanowiąca element budowy związków złożonych, w postaci których występuje, nie jest usuwalna mechanicznie. Można ją usunąć jedynie w procesach odsiarczania chemicznego lub mikrobiologicznego (Ratajczak, Stachura 2002).

Polskie węgle z zawartością siarki poniżej 1% zaliczane są do węgla niskozasiarczonych, natomiast węgle o podwyższonej zawartości siarki zawierają ją w ilości powyżej 1,5%. Średnie zawartości siarki całkowitej w węglach złóż GZW wahają się w granicach od 0,4 do 6,4%, natomiast w DZW od 0,69 do 1,61%. W LZW występują głównie węgle energetyczne, aż do węgla gazowo-koksowych typów 31-34. Średnie zawartości siarki całkowitej dla tych węgla mieszczą się w przedziale od 1,35 do 3,12% (PIG 2016).

Siarka zawarta w węglu ma duży wpływ na przebieg procesów spalania. Część jej związków ulega związaniu (tworzą się nalepy mineralne w postaci siarczanu sodowego oraz siarczku wapnia) w różnych częściach paleniska, prowadząc do ich korozji. Tworzący się również kwas siarkowy potęguje procesy korozyjne urządzeń chłodzących, ciągu gazów spalinowych i urządzeń oczyszczających. Jednak zbyt niska zawartość siarki w węglu może obniżać sprawność pracy elektrofiltrów (Lorenz i in. 2002). Szkodliwa jest również emisja związków siarki do atmosfery w postaci SO_2 . Emitenci płacą opłaty z tytułu emisji szkodliwych substancji do środowiska, regulowane odpowiednimi rozporządzeniami ministra środowiska. Aktualnie stawka za emisję SO_2 do powietrza wynosi 530 zł/Mg tego związku.

Formuły cenowe (sprzedażne) jako funkcja wartości użytkowej węgla

Formuła cenowa (sprzedażna) jest konstrukcją matematyczną wiążącą określone parametry jakościowe węgla z ceną węgla wskaźnikowego.

Już w latach dziewięćdziesiątych XX wieku w Instytucie GSMiE PAN w Krakowie definiowano formuły sprzedażne (Blaschke i in. 1993), które ewoluowały w swojej postaci w kolejnych okresach. Dzisiaj oficjalnie nie obowiązuje żadna formuła, a opracowane wówczas konstrukcje wzorów, rozwijane jeszcze w minionym dziesięcioleciu, pełnią funkcje wspierające w procesach negocjacji cen pomiędzy kopalniami a elektrowniami (Blaschke 2000; Grudziński 2009).

W przypadku węgla energetycznego wyróżnia się cztery podstawowe parametry jakościowe, przy czym najważniejsze uznaje się trzy pierwsze:

- wartość opałową,
- zawartość procentową popiołu,
- zawartość siarki całkowitej,
- zawartość wilgoci całkowitej.

Parametry te łączy określona formuła cenowa, która pozwala oszacować cenę danego węgla. Zawartość wilgoci była ważnym parametrem w szczególności, gdy formuły cenowe bazowały na parametrach węgla w stanie suchym, a sama wilgoć mogła istotnie wpływać na atrakcyjność węgla (Lorenz i in. 2002). W przypadku węgla podawanego w stanie surowym (rzeczywistym) formuły bazują tylko na trzech pierwszych parametrach jakościowych.

Pierwotnie formuła – oznaczona jako „z maja 1990 r.” oraz tzw. formuła bytomska we wzorze na cenę węgla uwzględniały dodatkowo parametr r_e , będący wskaźnikiem relacji pomiędzy sortymentami (dla miałow energetycznych przyjmowano, że $r_e = 1$). Wprowadzono do tych formuł również zmienną, dobraną do zawartości popiołu. Dla sortymentów

miałowych w formule bytomskiej wartość tego parametru ustalono domyślnie na poziomie 0,8. Wartość opałowa była natomiast odnoszona do średniej kaloryczności węgla wskaźnikowego, wynikającej z negocjowanej ceny węgla normatywnego. Podobnie również korygowane były dwa dodatkowe parametry zapopielenia i zasiarczenia. Wartość referencyjna zapopielenia wynosiła wówczas 12%, podczas gdy zawartość siarki całkowitej 1%. Z czasem zmieniały się parametry węgla normatywnego (tj. średniego), na bazie których – przy znanej jego cenie – ustalana była cena węgla w sprzedaży. Grudziński (2009) podaje kilka odmian stosowanych formuł sprzedażnych. W pracy tego autora z roku 2012 ustalone były bardziej dokładne, funkcyjne związki pomiędzy poszczególnymi parametrami jakościowymi węgla różnego typu. Podstawą do ich szacowania były modele regresyjne, umożliwiające przeliczanie wartości opałowej na zawartość popiołu w węglu i odwrotnie (Grudziński 2012).

W przypadku modeli obliczeniowych – deterministycznych, wykorzystywanych w niniejszej pracy, poprawność wyników została zagwarantowana odpowiednio dobraną formułą cenową. Formuła ta łączy skorelowany wpływ poszczególnych parametrów jakościowych. W modelach symulacyjnych rozwiązano problem łącznego wpływu parametrów jakościowych, konstruując dedykowaną formułę sprzedażną z uwzględnieniem kopuły empirycznej.

4. Źródła danych

4.1. Cyfrowe źródła danych geologicznych

Wykonane w pracy badania studialne i analizy dotyczyły złoża węgla kamiennego „X” zlokalizowanego w Polsce. Na złożu tym prowadzona jest już eksploatacja w pokładach wyżej zalegających. Kopalnia „X” jest kopalnią dwupoziomową o szkieletie kamiennie-węglowym, udostępnioną sześcioma szybami i siecią wyrobisk korytarzowych, które pełnią funkcję poziomów wydobywczych, wentylacyjnych i materiałowych. W kopalni dominuje system ścianowy z zawalem stropu.

W analizach użyto dane pochodzące z cyfrowego modelu geologicznego złoża „X”. Model ten był wykonany i jest aktualizowany w Pracowni Pozyskiwania Surowców Mineralnych IGSMiE PAN. W szczególności rezultaty badań opracowano i udokumentowano dla trzech pokładów, tj. pokładu C-1, C-2 oraz C-3. Przedmiotem szczegółowej analizy były również dane pozyskane z modelu dla pokładu C-0 (pokład, w którym prowadzona jest eksploatacja), przy czym stanowiły one tylko bazę odniesienia i źródło dodatkowej informacji dla potrzeb wykonywanych analiz. Analizą nie objęto wszystkich pokładów złoża „X”, przy czym w tych istnieje możliwość prowadzenia dochodowej eksploatacji.

Model geologiczny złoża „X” został skonstruowany na bazie łącznie ponad 530 tys. rekordów z informacją źródłową, w szczególności (Kopacz 2016):

- 97 otworów badawczych powierzchniowych z opisem wszystkich wydzielen litologicznych,
- 125 otworów badawczych dołowych, długich, wraz z opisem wszystkich wydzielen litologicznych,
- 337 rekordów z profilowania ścian oraz 5809 z profilowania wyrobisk,
- 1336 zestawów analiz jakościowych.

Przekrój informacyjny danych pozyskanych z modelu geologicznego obejmował:

- miąższość pokładów (z przerostami i bez),
- miąższość węgla w pokładach (rozumianą jako miąższość pokładu bez przerostów),
- przerosty,
- gęstość przestrzenną węgla,
- wartość opałową,
- zawartość siarki całkowitej,
- zawartość popiołu w węglu analizowanych pokładów.

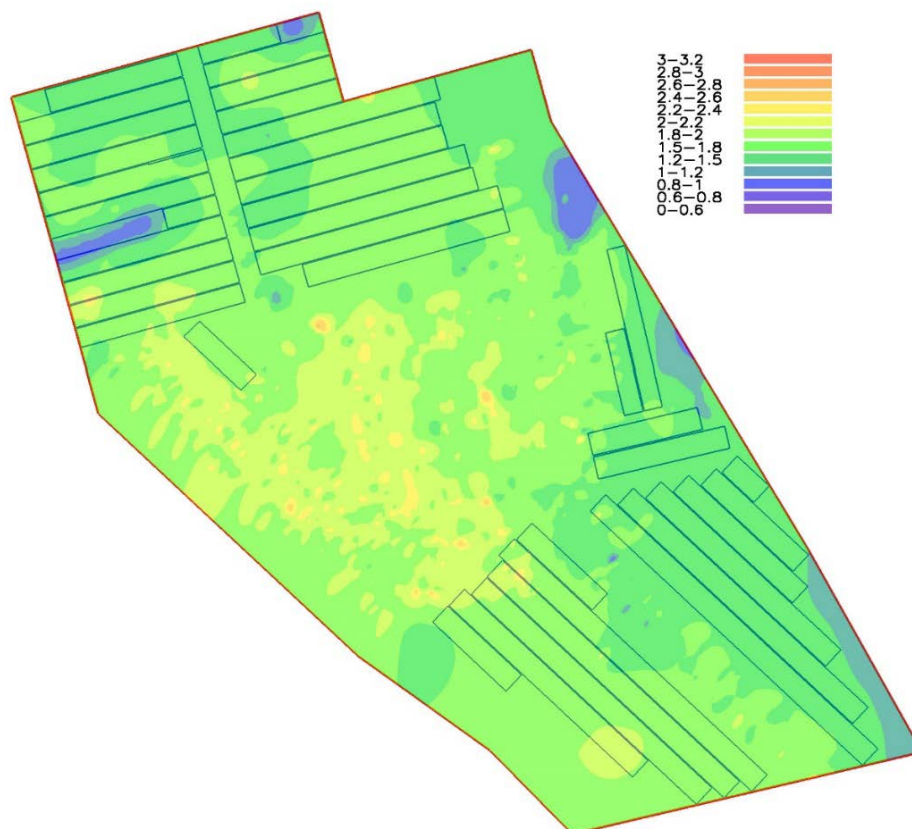
Próbka danych obejmowała zasadniczo rejon aktualnie eksploatowanych zasobów oraz projektowanego wydobycia węgla w tej kopalni.

Pokład C-1

Zgodnie z dokumentacją geologiczną złoża „X”, w pokładzie C-1, oprócz węgla typu 32 (węgiel płomienny) znajduje się węgiel typu 33. Zasoby bilansowe ogółem w tym pokładzie oszacowano na 149 mln Mg. Zasoby rozpoznane są w kategorii A+B (35%); C₁ (55%) i C₂ (10%). Udział zasobów pozabilansowych jest marginalny.

Pokład C-1 jest aktualnie eksploatowany, a stopień szczypania zasobów przyjęto w analizach na poziomie 50% (rys. 4.1).

W przypadku pokładu C-1 z cyfrowego modelu geologicznego złoża wyekstrahowano około 7480 rekordów opisujących zmienność analizowanych parametrów w siatce o średnich rozmiarach 75 × 75 m. Łączna powierzchnia złoża – zasobów operatywnych – została oszacowana na poziomie 40,8 km².



Rys. 4.1. Mapa pokładu C-1 oraz umowna lokalizacja ścian
Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.1. Map of the seam C-1 and location of the longwalls

Tabela 4.1

Korelacja wybranych parametrów złożowych w zbiorze danych pierwotnych w pokładzie C-1

Table 4.1

Correlation of selected deposit parameters in the seam C-1 (primary data)

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Miąższość* [m]	1,00	-0,08	0,26	0,03	0,02	-0,19
Wartość opałowa [GJ/Mg]	-0,08	1,00	-0,24	-0,87	-0,86	0,14
Zawartość siarki [%]	0,26	-0,24	1,00	0,18	0,26	-0,21
Zawartość popiołu [%]	0,03	-0,87	0,18	1,00	0,81	-0,25
Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	0,02	-0,86	0,26	0,81	1,00	-0,17
Grubość przerostów [m]	-0,19	0,14	-0,21	-0,25	-0,17	1,00

* Miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

W tabeli 4.1 zestawiono współczynniki korelacji rangowej Spearmana pomiędzy poszczególnymi parametrami złożowymi w pokładzie C-1. Widoczna jest silna ujemna korelacja wartości opałowej z zawartością popiołu (-0,87) oraz z gęstością przestrzenną węgla (-0,86). Zawartość popiołu jest ponadto silnie, zgodnie skorelowana z gęstością przestrzenną (0,81), co wydaje się logicznie odzwierciedlać skutki wzrostu zawartości popiołu w węglu. Korelacje pomiędzy pozostałymi zmiennymi zaliczyć można do średnich i słabych.

Z kolei w tabeli 4.2 zestawiono podstawowe statystyki opisowe miąższości pokładów (bez przerostów), parametrów jakościowych, gęstości przestrzennej węgla oraz przerostów w pokładzie C-1.

Analizując przedstawione w tej tabeli dane można zauważyć, że parametrami najmniej zmiennymi są wartość opałowa ($v = 6,1\%$) oraz gęstość przestrzenna ($v = 3,2\%$). Z kolei najwyższą zmiennością cechują się przerosty (97%). Ponadto rozkład przerostów cechuje ponadprzeciętna koncentracja obserwacji w przedziale (0;0,05) m, co wydaje się mało prawdopodobne w praktyce. Wartości współczynnika zmienności dla zawartości procentowej popiołu i siarki są na zbliżonym poziomie (rzędu 20–22%). Widoczna jest ponadto niewielka asymetryczność w rozkładach wartości opałowej (asymetria lewostronna), popiołu i siarki (asymetria prawostronna). Wysoką i ponadnormalną³⁰ wartością kurtozy cechują się rozkłady prawdopodobieństwa miąższości (8,7) oraz przerostów (7,8).

Przy tej liczbie danych oszacowano odpowiednio wąskie zakresy przedziałów ufności dla wartości średniej poszczególnych parametrów złożowych, w szczególności dla (tab. 4.2):

— miąższości: 1,45 m [$P = 0,95 \in (1,43; 1,45)$],

³⁰ Dla rozkładu normalnego kurtoza wynosi 3.

Tabela 4.2

Podstawowe statystyki opisowe analizowanych zmiennych w pokładzie C-1

Table 4.2

Basic statistics of selected deposit parameters in the seam C-1

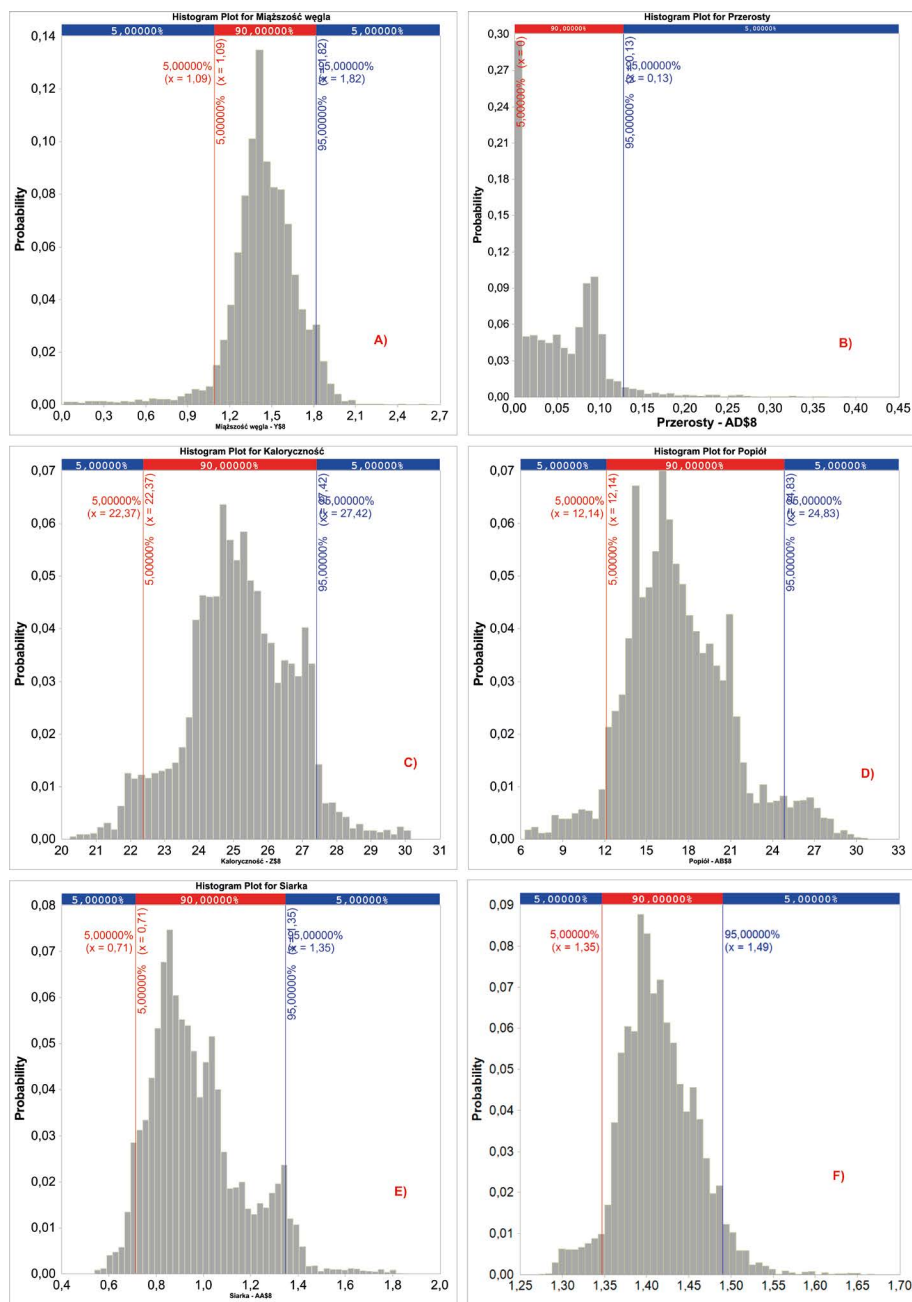
Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Statystyki położenia						
Średnia arytmetyczna	1,44	25,15	0,97	17,32	1,41	0,05
Mediana	1,44	25,12	0,93	16,82	1,41	0,05
Minimum	0,09	20,24	0,55	6,31	1,29	0,00
Maksimum	2,55	30,15	1,81	29,62	1,66	0,36
Kwartył dolny	1,33	24,2	0,83	14,74	1,38	0,00
Kwartył górny	1,59	26,22	1,06	19,59	1,44	0,09
Percentyl 5%	1,09	22,39	0,71	12,14	1,35	0,00
Percentyl 95%	1,82	27,41	1,35	24,74	1,49	0,13
Statystyki rozproszenia						
Odchylenie standardowe	0,25	1,53	0,19	3,78	0,05	0,05
Współczynnik zmienności (v)	17,4%	6,1%	20,1%	21,8%	3,2%	97,0%
Statystyki kształtu						
Skośność	-1,31	-0,07	0,83	0,48	0,4	1,51
Kurtoza	8,69	3,18	3,52	3,56	4,2	7,82
Pozostałe						
Przedział ufności dla średniej (P = 0,95)	1,43–1,45	25,09–25,21	0,96–0,98	17,18–17,47	1,41–1,42	0,05–0,06
Błąd oszacowania średniej (P = 0,95)	0,68%	0,24%	0,79%	0,86%	0,13%	3,80%

* Miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

- wartości opałowej: 25,15 GJ/Mg [$P = 0,95 \in (25,09; 25,21)$],
- zawartości siarki całkowitej: 0,97% [$P = 0,95 \in (0,96; 0,98)$],
- zawartości popiołu: 17,32% [$P = 0,95 \in (17,18; 17,47)$],
- gęstości przestrzennej węgla: 1,41 g/cm³ [$P = 0,95 \in (1,41; 1,42)$],
- przerostów: 0,05 m [$P = 0,95 \in (0,05; 0,06)$].

Na rysunku 4.2 przedstawiono rozkłady statystyczne analizowanych parametrów wygenerowane na bazie danych pierwotnych pochodzących z modelu geologicznego.



Rys. 4.2. Rozkłady parametrów złożowych pokładu C-1

A) miąższość pokładu (bez przerostów) [m], B) przerosty [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg], D) zawartość popiołu [%], E) zawartość siarki całkowitej [%], F) gęstość przestrzenna węgla [g/cm³]
Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.2. The distributions of deposit parameters in the seam C-1

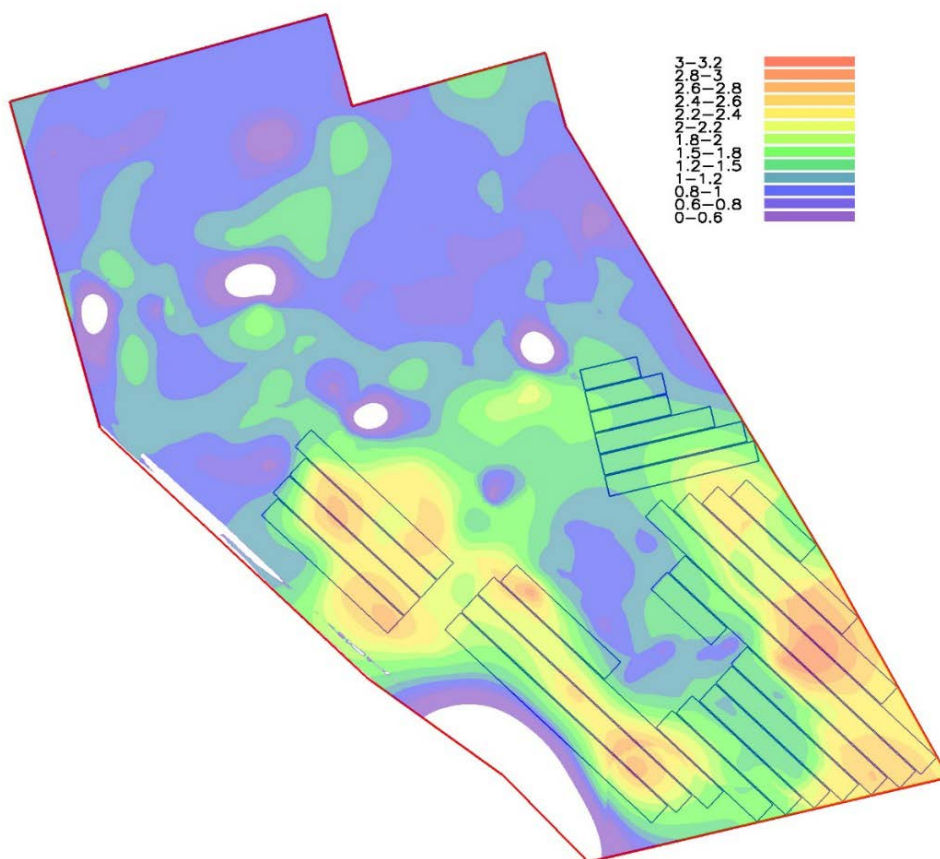
A) coal thickness [m]; B) thickness of partings [m], C) calorific value [GJ/Mg]; D) ash content [%], E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]

Pokład C-2

W przypadku pokładu C-2, bazując na informacjach zawartych w dokumentacji geologicznej złoża „X” można stwierdzić, że w pokładzie tym, oprócz węgla typu 32 (węgiel płomienny) oraz 33 znajdują się również niewielkie ilości węgla typu 34.1. Zasoby bilansowe ogółem oszacowano na około 102 mln Mg, przy czym zasoby rozpoznane w kategorii A+B stanowią niecałe 8%; C₁ – około 81% i C₂ blisko 11%. Udział zasobów pozabilansowych jest znaczący (powyżej 33 mln Mg).

Rysunek 4.3 stanowi graficzną ilustrację miąższości pokładu C-2 oraz pogładowej lokalizacji ścian.

W przypadku pokładu C-2 z modelu geologicznego złoża wyekstrahowano około 3880 rekordów opisujących zmienność analizowanych parametrów w siatce o średnich rozmiarach 75 × 75 m. Łączna powierzchnia zasobów mogących być przedmiotem efektywnej ekonomicznie eksploatacji została oszacowana na 21,8 km².



Rys. 4.3. Mapa pokładu C-2 oraz umowna lokalizacja ścian
Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.3. Map of the seam C-2 and location of the longwalls

Wzajemne korelacje (współczynniki ρ -Spearmana) analizowanych parametrów złożowych prezentuje tabela 4.3. Widoczna jest silna ujemna korelacja wartości opałowej z zawartością popiołu ($-0,90$) oraz z gęstością przestrzenną węgla ($-0,90$). Zawartość popiołu jest ponadto silnie, zgodnie skorelowana z gęstością przestrzenną ($0,94$). Korelacje pozostałych parametrów zaliczyć można do grupy średnich i słabych.

Tabela 4.3

Korelacja wybranych parametrów złożowych w zbiorze danych pierwotnych w pokładzie C-2

Table 4.3

Correlation of selected deposit parameters in the seam C-2 (primary data)

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Miąższość* [m]	1,00	0,11	0,22	-0,12	-0,03	0,21
Wartość opałowa [GJ/Mg]	0,11	1,00	0,15	-0,90	-0,90	-0,44
Zawartość siarki [%]	0,22	0,15	1,00	-0,24	-0,10	-0,13
Zawartość popiołu [%]	-0,12	-0,90	-0,24	1,00	0,94	0,50
Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	-0,03	-0,90	-0,10	0,94	1,00	0,49
Grubość przerostów [m]	0,21	-0,44	-0,13	0,50	0,49	1,00

* Miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

W tabeli 4.4 zestawiono podstawowe statystyki opisowe miąższości pokładu (bez przerostów), parametrów jakościowych węgla, gęstości przestrzennej oraz przerostów w pokładzie C-2. Można zauważyć, że parametrami najmniej zmiennymi są wartość opałowa ($v = 5,3\%$) oraz gęstość przestrzenna ($v = 3,2\%$). Z kolei najwyższą zmiennością odznaczają się przerosty ($v = 119\%$). Wartość współczynnika zmienności dla zawartości procentowej popiołu kształtuje się na poziomie 36%, natomiast siarki skalkulowano odpowiednio na 17%. Widoczna jest niewielka lewostronna asymetria w rozkładach miąższości, wartości opałowej oraz zawartości procentowej siarki, natomiast prawostronna asymetria w rozkładach przerostów, zawartości procentowej popiołu oraz gęstości przestrzennej węgla.

Rozkład miąższości wydaje się silnie zróżnicowany i nieregularny, z wykształconą drugą modą oraz koncentracją wartości w przedziałach 1,2–1,5 oraz 2,0–2,4 m. Rozkład przerostów cechuje ponadprzeciętna koncentracja obserwacji do 5 cm, co wydaje się być mało realne. W rozkładzie zawartości procentowej siarki widoczna jest silna redukcja obserwacji niższych od średniej oraz wysoka wartość kurtozy rzędu 6,6.

Na bazie danych empirycznych określono również wartości średnie i przedziały ufności dla:

- miąższości: 1,77 m [$P = 0,95 \in (1,75; 1,79)$],
- wartości opałowej: 27,21 GJ/Mg [$P = 0,95 \in (27,16; 27,27)$],
- zawartości siarki całkowitej: 1,42% [$P = 0,95 \in (1,42; 1,43)$],
- zawartości popiołu: 12,08% [$P = 0,95 \in (11,9; 12,25)$],
- gęstości przestrzennej węgla: 1,37 g/cm³ [$P = 0,95 \in (1,37; 1,38)$],
- przerostów: 0,08 m [$P = 0,95 \in (0,08; 0,09)$].

Tabela 4.4

Podstawowe statystyki opisowe analizowanych zmiennych w pokładzie C-2

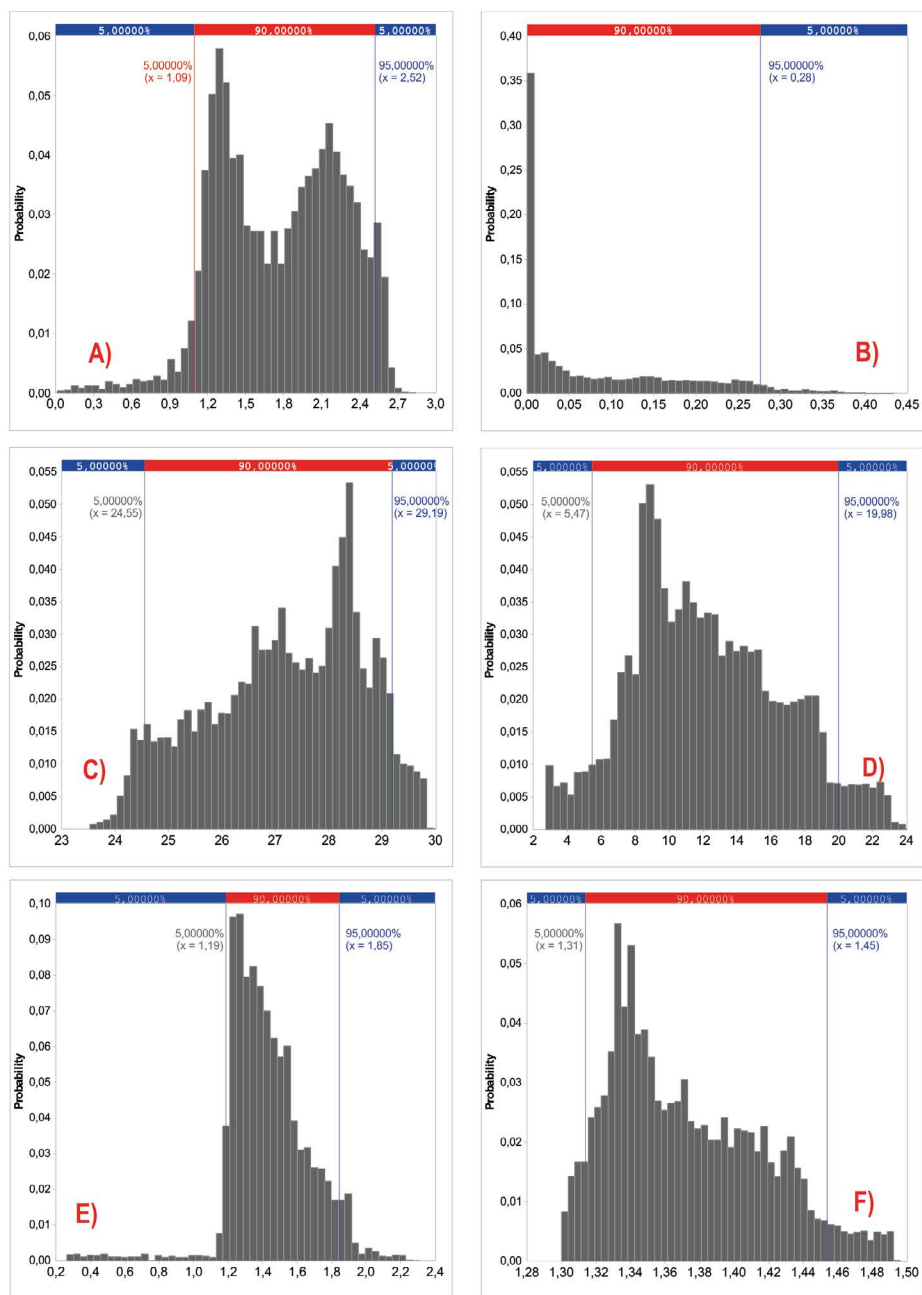
Table 4.4

Basic statistics of selected deposit parameters in the seam C-2

Wyszczególnienie	Miaższość (*) [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Statystyki położenia						
Średnia arytmetyczna	1,77	27,21	1,42	12,08	1,37	0,08
Mediana	1,78	27,35	1,4	11,59	1,36	0,04
Minimum	0,02	23,84	0,26	2,76	1,3	0,00
Maksimum	2,73	29,82	2,23	23,07	1,49	0,42
Kwartył dolny	1,36	26,17	1,28	8,83	1,34	0,00
Kwartył górny	2,18	28,35	1,56	15,14	1,4	0,15
Percentyl 5%	1,09	24,55	1,19	5,47	1,31	0,00
Percentyl 95%	2,52	29,19	1,85	19,98	1,45	0,28
Statystyki rozproszenia						
Odchylenie standardowe	0,49	1,43	0,24	4,39	0,04	0,1
Współczynnik zmienności (v)	27,9%	5,3%	16,5%	36,4%	3,2%	118,5%
Statystyki kształtu						
Skośność	-0,23	-0,36	-0,48	0,3	0,59	0,99
Kurtoza	2,43	2,18	6,57	2,53	2,51	2,85
Pozostałe						
Przedział ufności dla średniej ($P = 0,95$)	1,75–1,79	27,16–27,27	1,42–1,43	11,90–12,25	1,37–1,37	0,08–0,09
Błąd oszacowania średniej ($P = 0,95$)	1,09%	0,21%	0,65%	1,42%	0,13%	4,65%

* Miaższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 4.4. Rozkłady parametrów złożowych pokładu C-2

A) miąższość pokładu (bez przerostów) [m], B) przerosty [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg],
D) zawartość popiołu [%], E) zawartość siarki całkowitej [%], F) gęstość przestrzenna węgla [g/cm³]

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.4. The distributions of deposit parameters in the seam C-1

A) coal thickness [m]; B) thickness of partings [m], C) calorific value [GJ/Mg]; D) ash content [%],
E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]

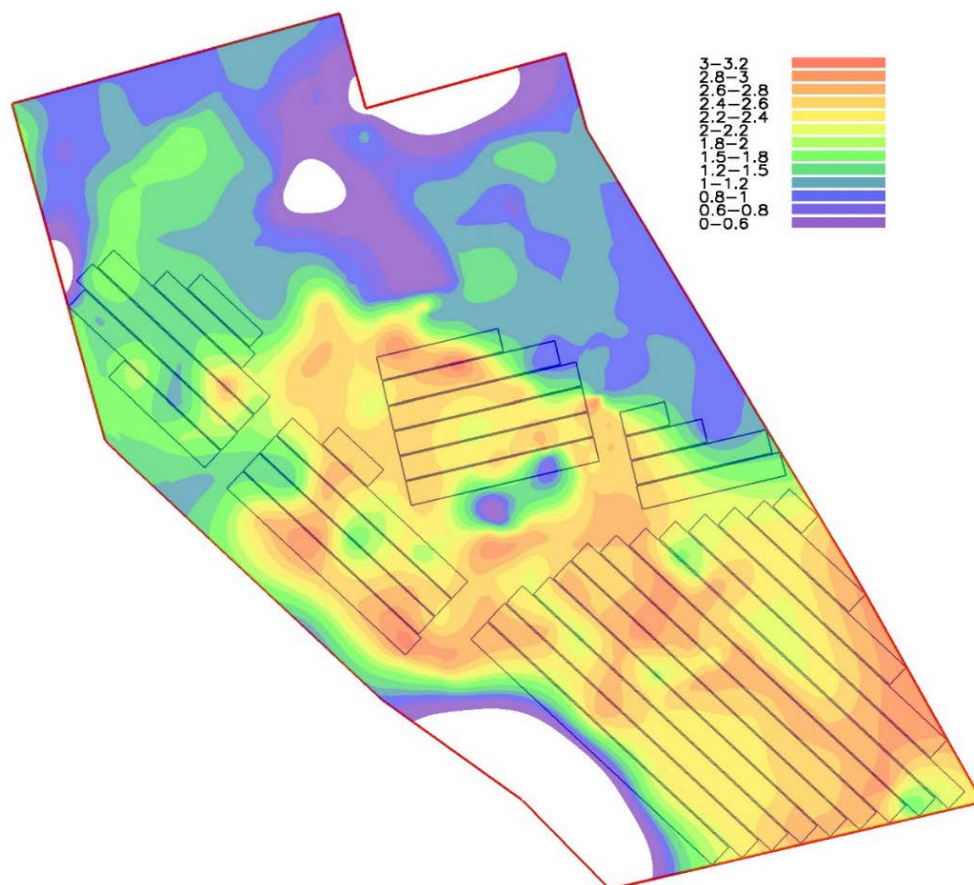
Przy tej liczbie danych dla analizowanych parametrów złożowych oszacowano niskie wartości błędów dla średniej (poniżej 5%) i odpowiednio wąskie zakresy przedziałów ufności (tab. 4.4).

Z kolei na rysunku 4.4 przedstawiono rozkłady statystyczne analizowanych zmiennych wygenerowane na bazie danych pierwotnych pochodzących z modelu geologicznego.

Pokład C-3

W pokładzie C-3, oprócz węgla typu 32 i 33, znajduje się również węgiel typu 34 (34.1 i 34.2). Zasoby bilansowe w tym pokładzie ogółem oszacowano na 169 mln Mg. Zasoby rozpoznane w kategorii B stanowią około 15%, C_1 – 79% i C_2 – 6%. Mapę pokładu C-3 z wrysowaną poglądową lokalizacją ścian o miąższości powyżej 1,2 m stanowi rysunek 4.5.

Z geologicznego modelu złoża dla pokładu C-3 wyekstrahowano 7 800 rekordów opisujących zmienność analizowanych parametrów w siatce o średnich rozmiarach 75×75 m.



Rys. 4.5. Mapa pokładu C-3 oraz umowna lokalizacja ścian
Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.5. Map of the seam C-3 and location of the longwalls

Łączna powierzchnia złoża w obrębie zasobów przemysłowych została oszacowana na 43,9 km². Tabela 4.5 zawiera podstawowe statystyki opisowe analizowanych parametrów złożowych w pokładzie C-3.

Analizując przedstawione dane można zauważyć, że podobnie jak w przypadku pokładów C-1 i C-2 parametrami najmniej zmiennymi są wartość opałowa (współczynnik zmienności 3,6%) oraz gęstość przestrzenna (2,1%). Najwyższą zmiennością cechuje się natomiast grubość przerostów (128%). Wartości współczynnika zmienności dla zawartości procento-

Tabela 4.5

Podstawowe statystyki opisowe analizowanych zmiennych w pokładzie C-3

Table 4.5

Basic statistics of selected deposit parameters in the seam C-3

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Statystyki położenia						
Średnia arytmetyczna	2,07	28,53	1,32	9,17	1,34	0,05
Mediana	2,26	28,66	1,28	8,31	1,34	0,03
Minimum	0,1	24,82	0,17	3,39	1,27	0,00
Maksimum	2,98	30,51	2,63	18,94	1,45	0,51
Kwartył dolny	1,76	27,86	1	7,34	1,32	0,00
Kwartył górny	2,48	29,32	1,6	10,66	1,36	0,08
Percentyl 5%	1	26,61	0,75	5,86	1,3	0,00
Percentyl 95%	2,7	29,97	1,98	14,92	1,39	0,17
Statystyki rozproszenia						
Odczylenie standardowe	0,57	1,02	0,4	2,72	0,03	0,06
Współczynnik zmienności	27,3%	3,6%	30,3%	29,7%	2,1%	128,4%
Statystyki kształtu						
Skośność	-1,05	-0,69	0,39	1,19	0,68	2,05
Kurtoza	3,53	3,29	2,89	4,33	3,55	9,54
Pozostałe						
Przedział ufności dla średniej (P = 0,95)	2,05–2,09	28,49–28,57	1,30–1,33	9,07–9,28	1,34–1,34	0,05–0,05
Błąd oszacowania średniej (P = 0,95)	1,07%	0,14%	1,19%	1,16%	0,08%	5,03%

Źródło: opracowanie własne.

wej siarki oraz popiołu kształtują się na poziomie zbliżonym (około 30%). Widoczna jest lewostronna asymetria w rozkładach miąższości oraz wartości opałowej oraz prawostronna w pozostałych przypadkach. Rozkład miąższości cechuje wysoka koncentracja obserwacji w przedziale wartości 1,2–1,4 m, co może być traktowane jako słabo wykształcona druga moda w tym rozkładzie. Pozostałe rozkłady również cechuje wyraźna nieregularność i widoczne koncentracje obserwacji w określonych przedziałach wartości. Wysoką wartością kurtozy cechuje się rozkład przerostów (9,54). Podobnie jak w poprzednich przypadkach, tak znaczący udział przerostów do 5 cm w praktyce wydaje się mało prawdopodobny.

Oszacowano następujące wartości średnie i przedziały ufności dla:

- miąższości: 2,07 m [$P = 0,95 \in (2,05; 2,09)$],
- wartości opałowej: 28,53 GJ/Mg [$P = 0,95 \in (28,49; 28,57)$],
- zawartości siarki całkowitej: 1,32% [$P = 0,95 \in (1,30; 1,33)$],
- zawartości popiołu: 9,17% [$P = 0,95 \in (9,07; 9,28)$],
- gęstości przestrzennej węgla: 1,34 g/cm³ [$P = 0,95 \in (1,34; 1,35)$],
- przerostów: 0,05 m [$P = 0,95 \in (0,05; 0,06)$].

Podobnie jak poprzednio, przy tej liczbie danych, dla wszystkich parametrów skalkulowano niskie wartości błędów dla średniej (poniżej 5,1%).

Natomiast w tabeli 4.6 zaprezentowano wyliczone wartości współczynników korelacji rangowej Spearmana dla poszczególnych parametrów złożowych w pokładzie C-3. Widoczna jest ujemna korelacja wartości opałowej z zawartością popiołu (–0,69) oraz z gęstością przestrzenną węgla (–0,53). Zawartość popiołu jest silnie, zgodnie skorelowana z gęstością przestrzenną (0,76). Korelacje pozostałych zmiennych są średnie i słabe.

Tabela 4.6

Korelacja wybranych parametrów złożowych w zbiorze danych pierwotnych w pokładzie C-3

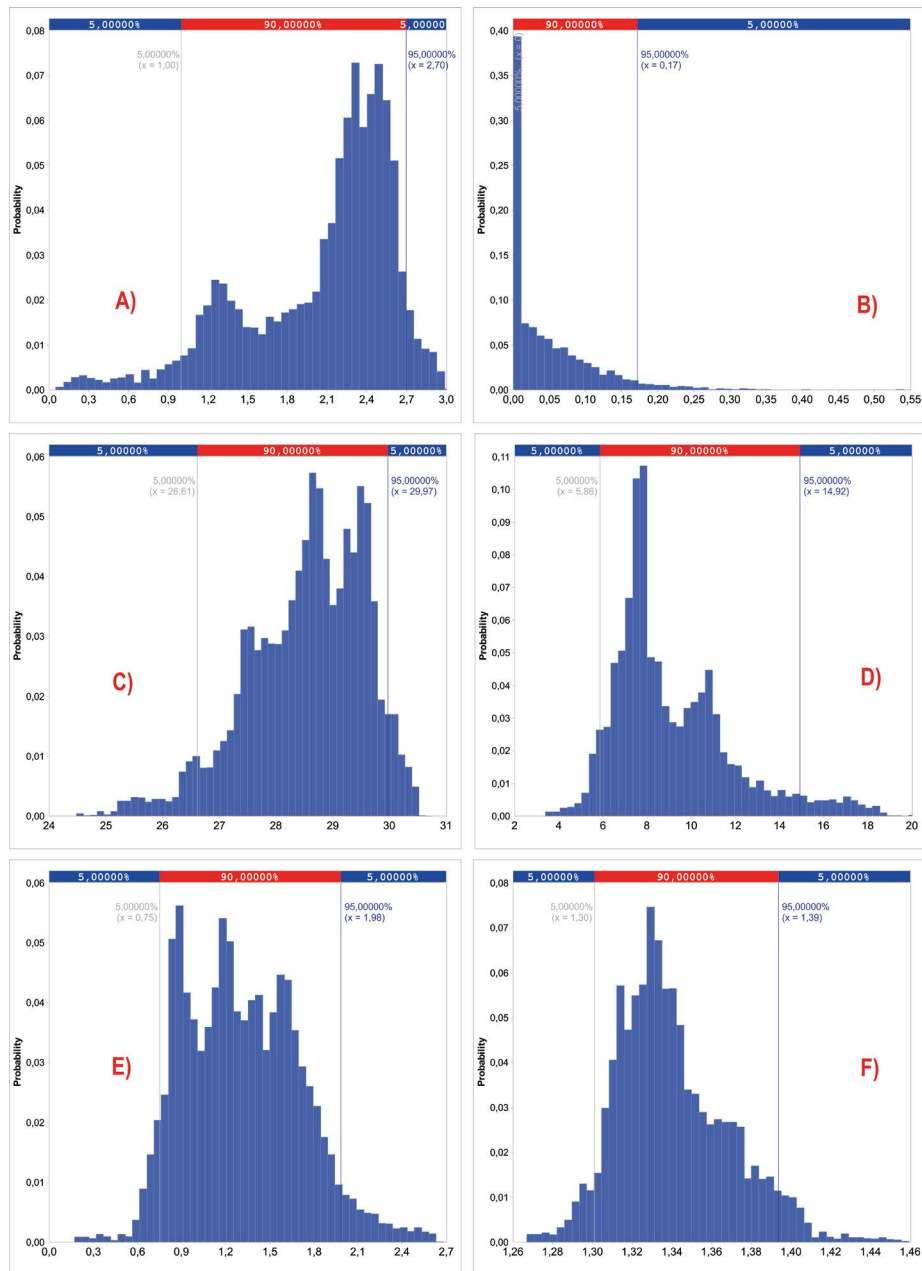
Table 4.6

The correlation of selected deposit parameters in the seam C-3 (primary data)

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Wartość opałowa [GJ/Mg]	Zawartość siarki [%]	Zawartość popiołu [%]	Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	Przerosty [m]
Miąższość* [m]	1,00	–0,15	0,27	0,36	0,16	0,28
Wartość opałowa [GJ/Mg]	–0,15	1,00	0,00	–0,69	–0,53	–0,15
Zawartość siarki [%]	0,27	0,00	1,00	0,20	0,09	0,02
Zawartość popiołu [%]	0,36	–0,69	0,20	1,00	0,76	0,03
Gęstość przestrzenna [g/cm ³]	0,16	–0,53	0,09	0,76	1,00	0,04
Grubość przerostów [m]	0,28	–0,15	0,02	0,03	0,04	1,00

* Oznaczono miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 4.6. Rozkłady parametrów złożowych pokładu C-3

A) miąższość pokładu (bez przerostów) [m], B) przerosty [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg],
 D) zawartość popiołu [%], E) zawartość siarki całkowitej [%], F) gęstość przestrzenna węgla [g/cm³]
 Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.6. The distributions of deposit parameters in the seam C-1

A) coal thickness [m]; B) thickness of partings [m], C) calorific value [GJ/Mg]; D) ash content [%],
 E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]

Rysunek 4.6 przedstawia rozkłady statystyczne analizowanych zmiennych wygenerowane na bazie danych pierwotnych z modelu geologicznego.

4.2. Empiryczne źródła danych geologiczno-górnictwowych i technicznych

W trakcie realizacji pracy dysponowano danymi (miesięcznymi) pochodzącymi z eksploatacji ścian w pokładach C-0 i C-1 i jednej w pokładzie C-3 w kopalni „X” w latach

Tabela 4.7

Podstawowe statystyki opisowe wybranych parametrów złożowych w ścianach pokładu C-1

Table 4.7

Basic statistics of selected deposit parameters in the longwalls of the seam C-1

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Furta [m]	Przerost [m]	Opad stropu [m]	Pobierka spagu [m]
Liczba obserwacji	172	172	172	172	172
Statystyki położenia					
Średnia arytmetyczna	1,48	1,95	0,14	0,15	0,18
Mediana	1,51	1,96	0,15	0,14	0,16
Minimum	1,09	1,49	0	0	0
Maksimum	1,9	2,7	0,27	0,56	0,83
Kwartył dolny	1,29	1,75	0,11	0,08	0,13
Kwartył górny	1,65	2,14	0,17	0,2	0,23
Statystyki rozproszenia					
Odchylenie standardowe	0,2	0,25	0,05	0,09	0,1
Współczynnik zmienności	13,40%	12,90%	39,20%	61,40%	53,40%
Statystyki kształtu					
Skośność	-0,05	0,24	-0,79	0,93	2,81
Kurtoza	-1,22	-0,55	1,35	1,64	15,09
Pozostałe					
Przedział ufności dla średniej (P = 0,95)	1,45–1,51	1,92–1,99	0,13–0,15	0,14–0,17	0,17–0,20
Błąd oszacowania średniej (P = 0,95)	2,00%	1,93%	5,86%	9,18%	7,98%

* Oznaczono miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

2010–2016. Ze względu na cele badawcze, szczególną wartość poznawczą oraz przydatność w prowadzonych analizach miały dane dotyczące:

- miąższości pokładu (bez przerostów),
- opadu stropu,
- pobierki spągu,
- rzeczywistych przerostów,
- furty eksploatacyjnej.

Liczba pełnych miesięcznych okresów dla ścian w pokładzie C-1 wynosiła 172, natomiast po uwzględnieniu danych dotyczących pozostałych ścian – łącznie 296 (szczegółowo przeanalizowano wyniki produkcyjne 20 ścian).

Dane rzeczywiste stanowiły podstawę do:

- weryfikacji jakości i poprawności danych modelowych (pochodzących z modelu geologicznego),
- oceny faktycznej wielkości i skali problemu zanieczyszczenia węgla w badaniach symulacyjnych, w warunkach bliskich naturalnym,
- realizacji celów i zakresu pracy.

Tabela 4.7 zawiera podstawowe statystyki opisowe analizowanych danych dla ścian w pokładzie C-1.

W tabeli 4.8 zestawiono współczynniki korelacji rangowej Spearmana dla wybranych zmiennych. Zwraca uwagę istnienie słabej korelacji pomiędzy miąższością pokładu, miąższością węgla (pokład bez przerostów) a przerostami, opadem stropu i pobierką spągu. Zależności korelacyjne furty z pozostałymi zmiennymi uznano za mniej istotne. Brak średnich

Tabela 4.8

Korelacje wybranych parametrów złożowych w ścianach w pokładzie C-1

Table 4.8

Correlation of selected deposit parameters in the longwalls of the seam C-1

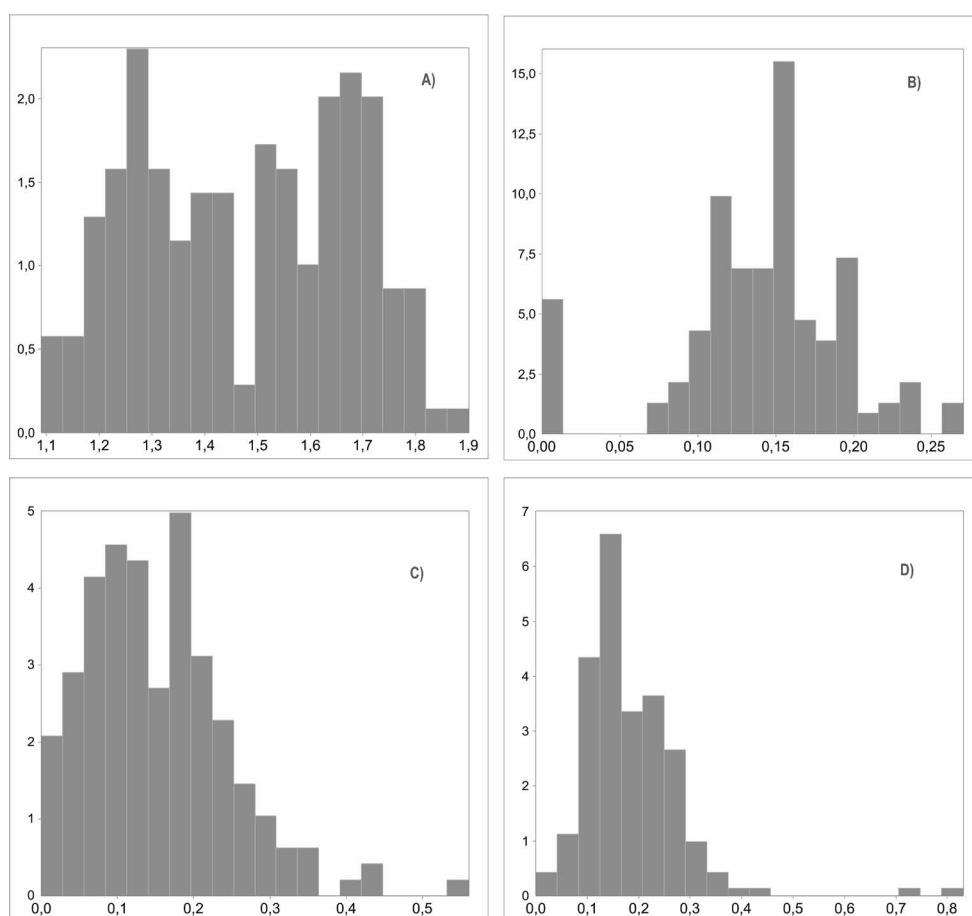
Wyszczególnienie	Miąższość pokładu [m]	Miąższość* [m]	Furta [m]	Przerost [m]	Opad stropu [m]	Pobierka spągu [m]
Miąższość pokładu [m]	1,00	0,96	0,86	−0,08	0,31	0,02
Miąższość (*) [m]	0,96	1,00	0,81	−0,31	0,25	0,01
Furta [m]	0,86	0,81	1,00	−0,03	0,58	0,35
Przerost [m]	−0,08	−0,31	−0,03	1,00	0,11	−0,02
Opad stropu [m]	0,31	0,25	0,58	0,11	1,00	0,04
Pobierka spągu [m]	0,02	0,01	0,35	−0,02	0,04	1,00

* Miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

i silnych związków korelacyjnych wskazuje (z dużą dozą prawdopodobieństwa) na częściowo losowy charakter tych zmiennych.

Dla celów poznawczych zmienność parametrów analizowanych ścian w pokładach C-1 i C-0 przedstawiono dodatkowo w postaci rozkładów gęstości prawdopodobieństwa (rys. 4.7 i 4.8). Natomiast w tabeli 4.9 zawarto podstawowe statystyki opisowe ośmiu ścian eksploatowanych w pokładzie C-0, które ukończyły bieg w okresie historycznym.



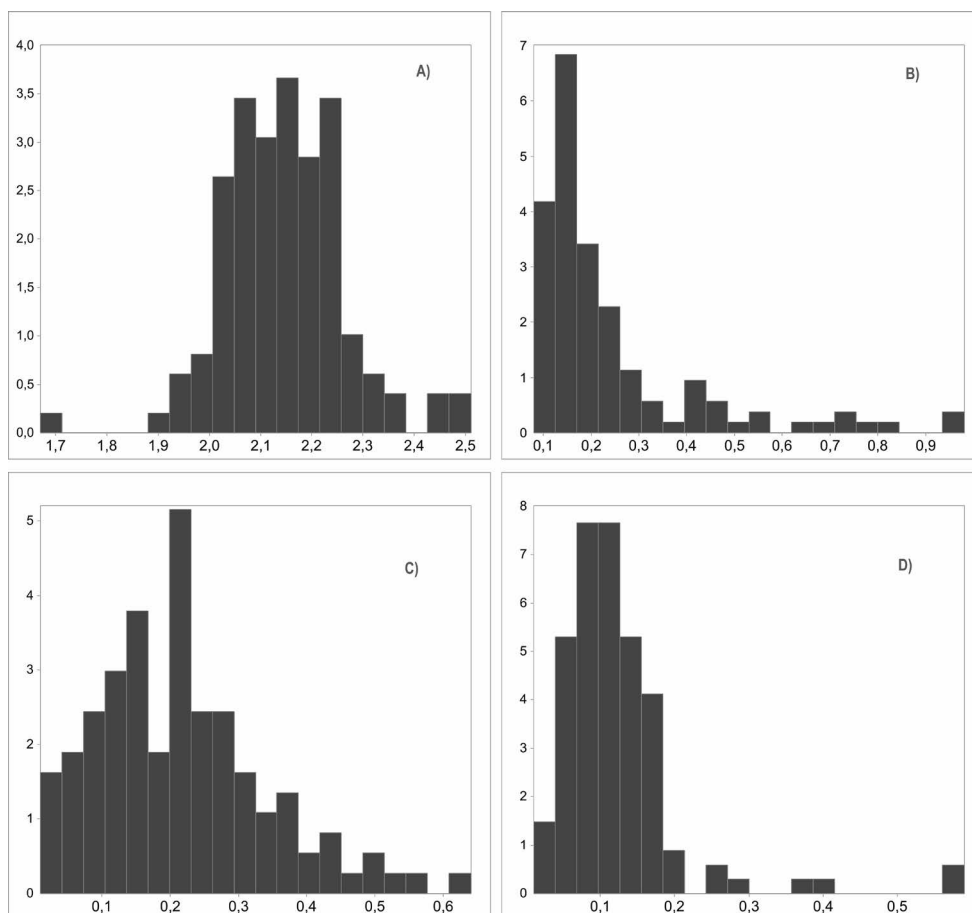
Rys. 4.7. Rozkłady parametrów złożowych w pokładzie C-1

A) miąższość pokładu (bez przerostów) [m], B) przerosty [m], C) opad stropu [m], D) pobierka spągu [m]

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.7. The distributions of deposit parameters in the seam C-1

A) coal thickness [m]; B) thickness of partings [m], C) roof subsidence [m], D) floor ripping [m]



Rys. 4.8. Rozkłady parametrów złożowych w pokładach C-0
 A) miąższość węgla [m], B) grubość przerostów [m], C) opad stropu [m], D) pobierka spągu [m]
 Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.8. The distributions of deposit parameters in the seam C-0
 A) coal thickness [m]; B) thickness of partings [m], C) roof subsidence [m], D) floor ripping [m]

- Analizując przedstawione parametry ścian w pokładach C-0 i C-1 można zauważyć, że:
- średnia miąższość w pokładzie C-1 (1,48 m) jest niższa niż w pokładzie C-0 (2,15 m), niższy jest też średni przerost oraz opad stropu;
 - zmienność obserwacji w rozkładzie miąższości w pokładzie C-1 jest blisko 2,4-krotnie wyższa, nie przekracza jednak 13,4%. Pokład C-1 ujawnia cechy dwumodalności z koncentracją wartości wokół 1,25 m i 1,7 m. Tendencji takich nie wykazuje natomiast pokład C-0 w obrębie analizowanych ścian;
 - rozkłady przerostów są asymetryczne choć w odmienny sposób. Liczba obserwacji poniżej 5 cm jest znacząca w przypadku statystyk ścian w pokładzie C-1, przy czym

Tabela 4.9

Podstawowe statystyki opisowe wybranych parametrów złożowych w ścianach pokładu C-0

Table 4.9

Basic statistics of selected deposit parameters in the longwalls of the seam C-0

Wyszczególnienie	Miąższość* [m]	Furta [m]	Przerost [m]	Opad stropu [m]	Pobierka spągu [m]
Liczba obserwacji	117	117	117	117	117
Statystyki położenia					
Średnia arytmetyczna	2,15	2,73	0,24	0,22	0,12
Mediana	2,15	2,64	0,18	0,2	0,11
Minimum	1,67	2,31	0,08	0,01	0,01
Maksimum	2,51	3,53	0,98	0,64	0,59
Kwartył dolny	2,07	2,53	0,14	0,13	0,07
Kwartył górny	2,22	2,87	0,26	0,28	0,15
Statystyki rozproszenia					
Odchylenie standardowe	0,12	0,29	0,18	0,13	0,09
Współczynnik zmienności	5,60%	10,50%	75,00%	58,10%	71,90%
Statystyki kształtu					
Skośność	0,03	0,91	2,19	0,83	3,12
Kurtoza	2,19	0,14	4,73	0,66	13,34
Pozostałe					
Przedział ufności dla średniej (P = 0,95)	2,12–2,17	2,68–2,78	0,21–0,28	0,19–0,24	0,11–0,14
Błąd oszacowania średniej (P = 0,95)	1,02%	1,89%	13,60%	10,52%	13,03%

* Miąższość pokładu bez przerostów.

Źródło: opracowanie własne.

wartości średnie kształtują się odpowiednio w pokładzie C-1 na poziomie 14 cm, natomiast w pokładzie C-0 – 24 cm, przy czym 95% obserwacji w rozkładzie przerostów w tym pokładzie nie przekracza 26 cm;

- większość analizowanych zmiennych w pokładach C-1, C-2 oraz C-3 cechuje nie-regularny przebieg. Koncentracje obserwacji w określonych przedziałach wartości cechują także rozkłady parametrów jakościowych. Występują silne zależności korelacyjne pomiędzy wartością opałową i zawartością popiołu we wszystkich analizowanych pokładach;

- statystyki rozproszenia w rozkładach opadu stropu są zbliżone, wyższy jest jednak opad stropu w pokładzie C-0. Średnia wartość opadu stropu w pokładzie C-0 wyniosła 22 cm, natomiast w pokładzie C-1 odpowiednio 15 cm;
- rozkłady pobierek spągu są silnie asymetryczne; skośność w obu przypadkach jest bliska 3, a wartość kurtozy przekracza 13. Wartość średnia pobierki spągu w pokładzie C-0 ukształtowała się na 12 cm, podczas gdy w pokładzie C-1 wynosi 18 cm.

Obserwacje i wskazania do dalszych analiz

Przeprowadzona analiza statystyczna danych oryginalnych pozyskanych z modelu geologicznego oraz danych rzeczywistych ścian eksploatowanych w kopalni „X” wskazuje, że dla celów urealnienia wykonywanych obliczeń:

- transformacji powinny podlegać rozkłady przerostów w analizowanych pokładach celem obniżenia udziału obserwacji poniżej 5 cm. Zwiększeniu winna ulec wartość średnia do poziomów obserwowalnych w ścianach pokładu C-1 i C-0. Ponadto, analizując zebrane dane empiryczne można zauważyć, że prawdopodobieństwo wystąpienia przerostów grubszych niż 1,0 m jest bliskie 0 (powyżej tej granicy bardziej prawdopodobne jest rozszczepienie pokładu);
- rozkład miąższości pokładu C-1, utworzony na bazie danych pochodzących z modelu geologicznego, może być bardziej upodobniony do rozkładu utworzonego na bazie danych rzeczywistych przy wykorzystaniu odpowiednich technik symulacyjnych. Istnieje wystarczająca liczba obserwacji do tej transformacji;
- rozkłady miąższości pokładów C-2 i C-3 mogą w rzeczywistości, z dużym prawdopodobieństwem ujawniać cechy dwumodalności. Należy jednak oczekiwać, iż eksploatacja ścian w grubszych częściach pokładów, spowoduje eliminację niższej mody, wzrost wartości średniej w zbiorze danych oraz częściową (lub całkowitą) redukcję asymetrii.

Po przeanalizowaniu zbiorów poszczególnych parametrów złożowych w pokładach C-1, C-2 i C-3 z uwzględnieniem zależności występujących pomiędzy nimi (zależności korelacyjnych) nasuwają się wnioski dotyczące wymagań wobec procedur weryfikacji (transformacji) posiadanych danych, w szczególności:

- transformacja rozkładów przerostów winna odbywać się w układzie powiązanym z pozostałymi parametrami geologiczno-górnictwymi (mimo słabych korelacji);
- modelowanie zmienności analizowanych parametrów złożowych winno uwzględniać naturalne nieregularności. Wykorzystanie rozkładów teoretycznych – jednomodalnych, których postać matematyczna jest dobrze znana, rodzi w tym przypadku wątpliwości. W opinii autora implementacja do modeli danych oryginalnych, częściowo skorygowanych, przy odpowiednim doborze technik symulacyjnych, jest rozwiązaniem korzystniejszym. Działanie to eliminuje konieczność weryfikacji zgodności rozkładu teoretycznego z rozkładem empirycznym;
- technika bootstrapu oraz użycie kopuł jako funkcji korelujących spełnia te oczekiwania, zapewniając wysoką jakość odwzorowania rzeczywistej zmienności poszczególnych

nych parametrów złożowych i zależności występujących pomiędzy nimi w środowisku komputerowym. Podstawą konstrukcji odpowiednich funkcji skalujących może być przekonanie, że obserwowana zmienność określonego parametru złożowego jest złożeniem zmienności naturalnej tego parametru w złożu oraz niepewności wobec parametrów charakterystycznych jego rozkładu, na co wpływ mają błędy identyfikacji, interpretacji i przetwarzania treści geologicznych w modelu cyfrowym. Ten problem winien być rozwiązany poprzez wprowadzenie odpowiednich poprawek do mechanizmów próbkowania danych pierwotnych (Vose 2008).

4.3. Przygotowanie danych do analiz ekonomiczno-finansowych

Mając na uwadze przeprowadzoną uprzednio analizę statystyczną wybranych parametrów złożowych oraz płynące z niej rekomendacje opracowano procedurę symulacyjną, która umożliwiła przygotowanie danych geologiczno-górnich do dalszych obliczeń ekonomiczno-finansowych. Transformacja danych pierwotnych do wartości wtórnych obejmowała głównie korektę rozkładów przerostów. W niewielkim stopniu skorygowano również rozkłady miąższości, gęstości przestrzennej oraz parametrów jakościowych węgla.

Procedura transformacji danych

Procedura konwersji danych pierwotnych pochodzących z modelu geologicznego złoża „X” obejmowała:

- dobór empirycznych rozkładów prawdopodobieństwa typu *ogive* do danych pierwotnych, uwzględniający niepewność wobec nieznanymi wartości parametrów charakterystycznych tych rozkładów,
- uwzględnienie zależności korelacyjnych między parametrami jakościowymi węgla, miąższością pokładów (bez przerostów), grubością przerostów oraz gęstością przestrzenną w zbiorze danych pierwotnych za pomocą kopuły empirycznej,
- opracowanie rozkładów prawdopodobieństwa funkcji korygujących dla poszczególnych parametrów złożowych indywidualnie,
- transformację danych pierwotnych przy użyciu opracowanych rozkładów funkcji skalujących.

Przy konstruowaniu rozkładów funkcji skalujących założono iloczynową formułę łączącą obserwowaną wartość danego parametru złożowego z jego nieznaną wartością prawdziwą. Posłużono się w tym celu następującym wzorem:

$$O = Tv \cdot g(x) \quad (4.1)$$

gdzie:

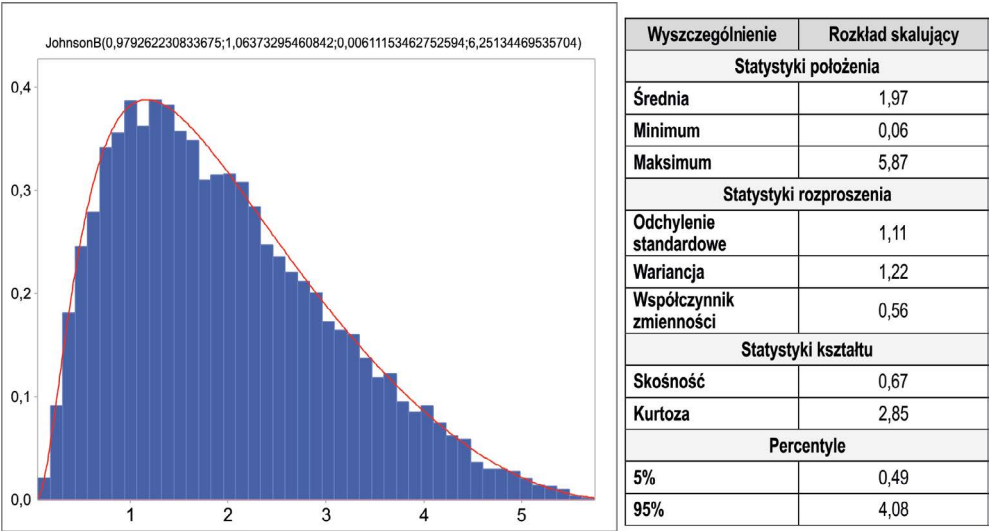
- O – wartości obserwowane danego parametru złożowego pochodzące z modelu geologicznego,

- Tv – nieznana wartość prawdziwa,
- $g(x)$ – rozkład funkcji skalującej.

U podstaw użycia tego przekształcenia leżało przekonanie, że wartości funkcji skalującej będą proporcjonalne do zmienności indywidualnych parametrów w zbiorach danych empirycznych, tzn. parametry bardziej zmienne będą z większym prawdopodobieństwem generować wyższe wartości funkcji $g(x)$. Do transformacji rozkładów przerostów, na bazie danych empirycznych w pokładach C-0 i C-1, wykorzystano rozkład Johnsona ($\alpha_1; \alpha_2; \min; \max$) o parametrach charakterystycznych $JB(0,97; 1,06; 0,01; 6,25)$, który przedstawiono na rysunku 4.9.

Dla rozkładów miąższości funkcją skalującą był rozkład $g_m(x)$ o nieregularnym kształcie, który przedstawiono na rysunku 4.10. Wartość średnia w tym rozkładzie jest bliska 1, co oznacza że zakres transformacji był stosunkowo niewielki.

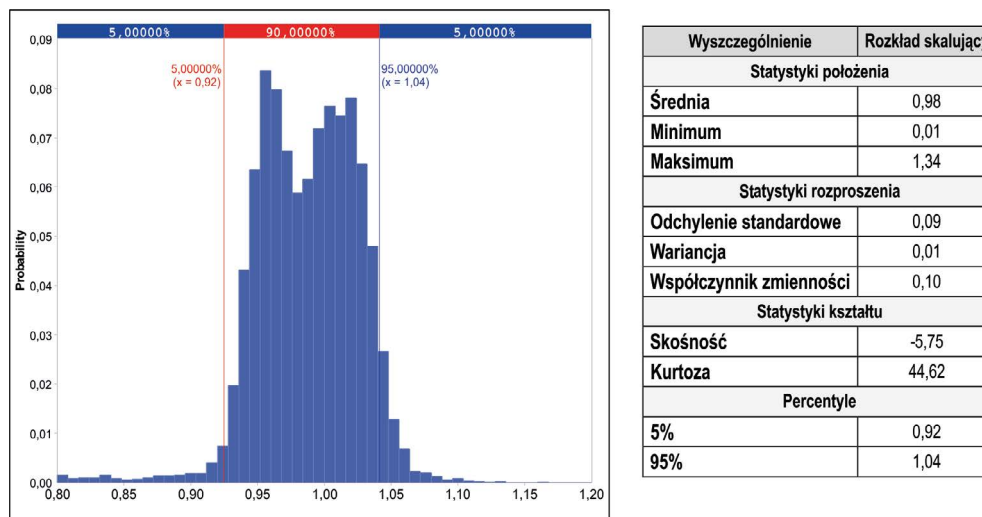
W przypadku parametrów jakościowych węgla skonstruowano indywidualne wzorce funkcji skalujących, odpowiednio: $g_D(x)$, $g_S(x)$, $g_A(x)$, na bazie rozkładu normalnego (skośnego) $N(\mu, \sigma, \alpha)$, gdzie μ jest wartością średnią, σ odchyleniem standardowym, a α parametrem kształtu. Rozkład normalny (skośny) jest ciągłą, obustronnie nieograniczoną postacią rozkładu normalnego, uwzględniającego skośność danych empirycznych. W przypadku, gdy $\alpha = 0$, rozkład ten staje się rozkładem symetrycznym normalnym o parametrach $N(\mu, \sigma)$. Rysunek 4.11 stanowi graficzną prezentację dystrybuant funkcji skalujących wartość opałową, zawartość siarki i popiołu, natomiast uśrednione parametry charakterystyczne rozkładów parametrów jakościowych węgla zawiera tabela 4.10.



Rys. 4.9. Rozkład funkcji skalującej przerosty
Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.9. The scaling function of the coal partings

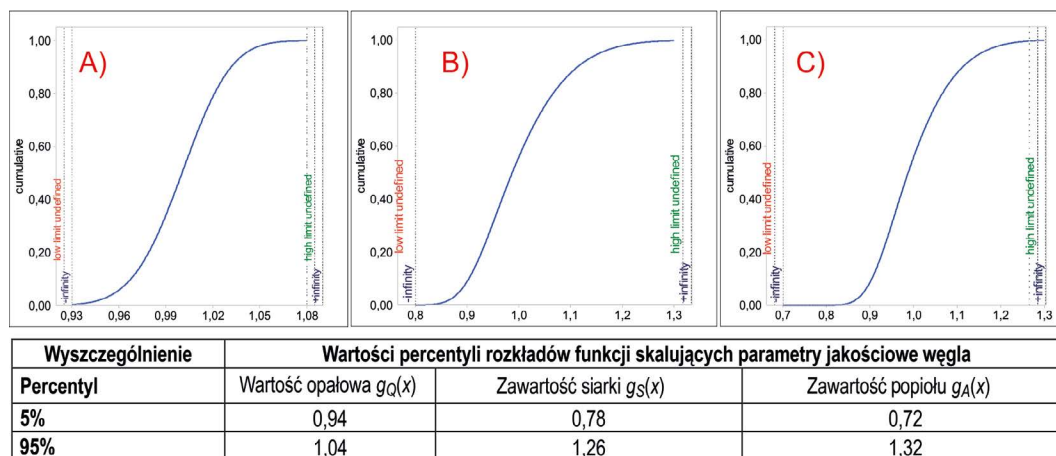
W przypadku gęstości przestrzennej węgla postępowano analogicznie. W zbiorze danych empirycznych gęstość przestrzenna węgla jest parametrem najmniej zmiennym. Przyjęto, że funkcja skalująca dla gęstości przestrzennej $g_D(x)$, może być opisana – podobnie jak



Rys. 4.10. Rozkład funkcji skalującej miąższości pokładów (węgiel bez przerostów)

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.10. The scaling function of the coal thickness



Rys. 4.11. Dystrybuanty rozkładów wartości funkcji skalujących parametry jakościowe węgla

A) wartość opalowa, B) zawartość siarki, C) zawartość popiołu

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.11. The cumulative distributions of the scaling functions of coal qualitative parameters

A) calorific value, B) sulphur content, C) ash content

Tabela 4.10

Wartości średnie, odchylenia standardowe i parametry kształtu rozkładów funkcji skalującej dla poszczególnych parametrów jakościowych węgla w analizowanych pokładach

Table 4.10

The means, standard deviations and shape parameters of the scaling distributions of qualitative parameters of coal in analysed seams

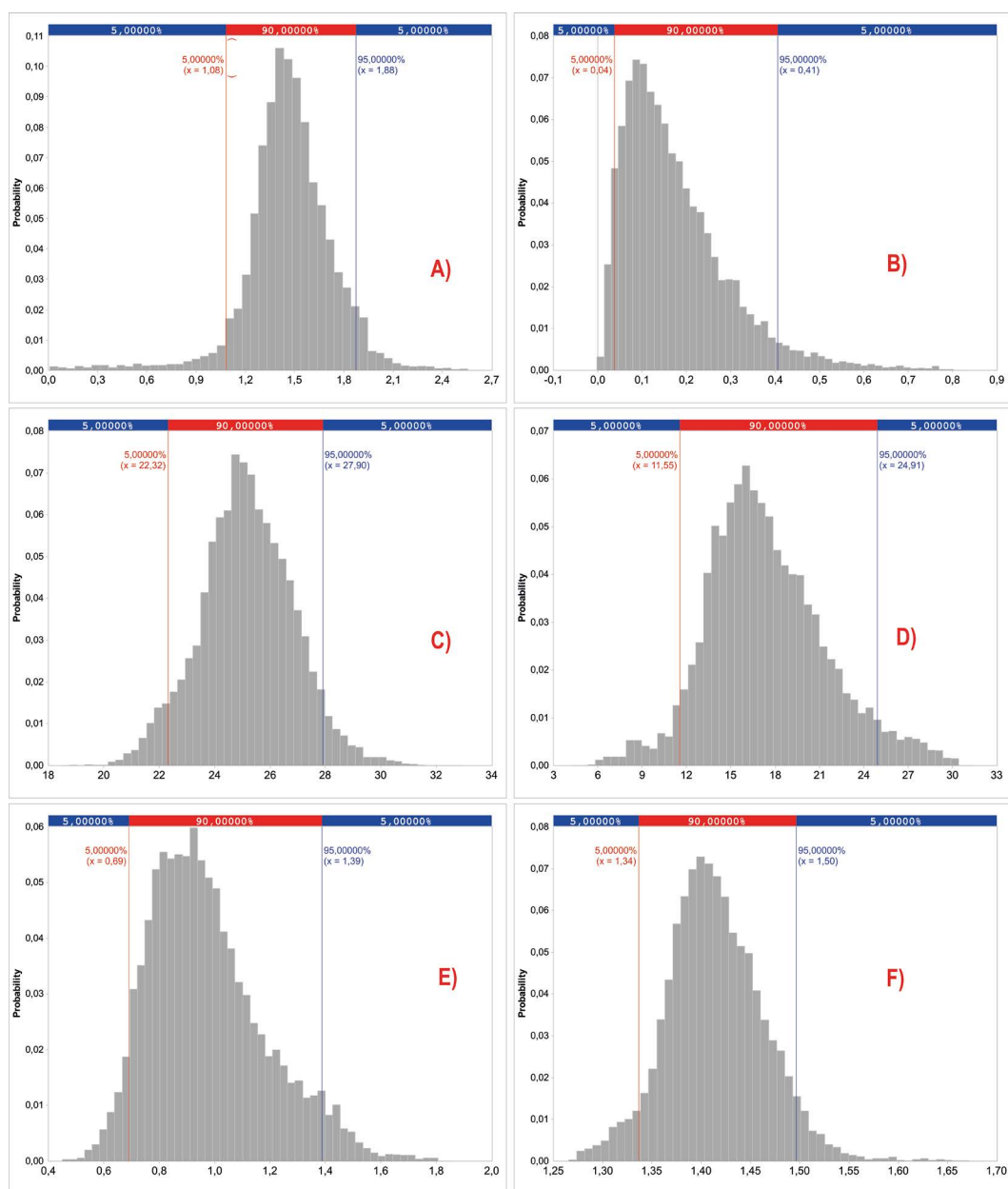
Wyszczególnienie	Wartość opałowa $g_Q(x)$	Zawartość siarki $g_S(x)$	Zawartość popiołu $g_A(x)$
Wartość średnia	1,00	1,00	1,00
Odchylenie standardowe	0,03	0,14	0,18
Parametr kształtu (α)	-2,40	2,42	1,90

Źródło: opracowanie własne.

poprzednio – rozkładem normalnym (skośnym) o następujących parametrach charakterystycznych $N(1;0,16;1,47)$.

Algorytm przekształcania danych pierwotnych do wtórnych uwzględniał niepewność wobec nieznanymi parametrów rozkładów, wynikającą z liczby obserwacji w zbiorze danych empirycznych (pochodzących z modelu geologicznego) oraz ograniczonej liczby analizowanych ścian. Po uwzględnieniu niepewności generowana była rodzina rozkładów prawdopodobieństwa, z której mogła pochodzić dana obserwacja. W ten sposób rozkład każdego z parametrów złożowych typu *first-order*, o znanych parametrach charakterystycznych, przekształcany był w rozkład typu *second-order*, gdzie każdy z dobieranych parametrów rozkładu pochodził z rozkładu opisującego go. Rozkład typu *second-order* jest rozkładem nieparametrycznym, którego wartości są generowane dodatkowo pod wpływem kopuły empirycznej, reprezentującej wzorce korelacyjne pomiędzy danymi pierwotnymi. W symulacji najlepiej dopasowanym rozkładem (z rodziny rozkładów wtórnych) był ten o maksymalnej wartości kryterium informacyjnego Akeike’a. Wygenerowane wtórne zbiory parametrów złożowych zachowały zależności korelacyjne danych pierwotnych i uwzględniały ograniczenia wynikające z wpływu rozkładów skalujących.

Skorygowane rozkłady poszczególnych parametrów złożowych w pokładach C-1, C-2 oraz C-3 zostały przedstawione na rysunkach 4.12–4.14. Rozkłady te sporządzono na podstawie zbiorów 50 tys. obserwacji wtórnych każdego z parametrów uzyskanych w symulacji Monte Carlo. Obserwuje się stosunkowo niewielkie zmiany parametrów położenia i rozproszenia w rozkładach miąższości oraz istotne przekształcenie rozkładów przerostów, co stanowiło istotę tej konwersji. Rozkłady parametrów jakościowych cechuje większa regularność kształtów, mniejsza liczba obserwacji nietypowych (odstających) w stosunku do rozkładów danych pierwotnych. Przekształcenie rozkładów gęstości przestrzennej jest bardzo niewielkie.



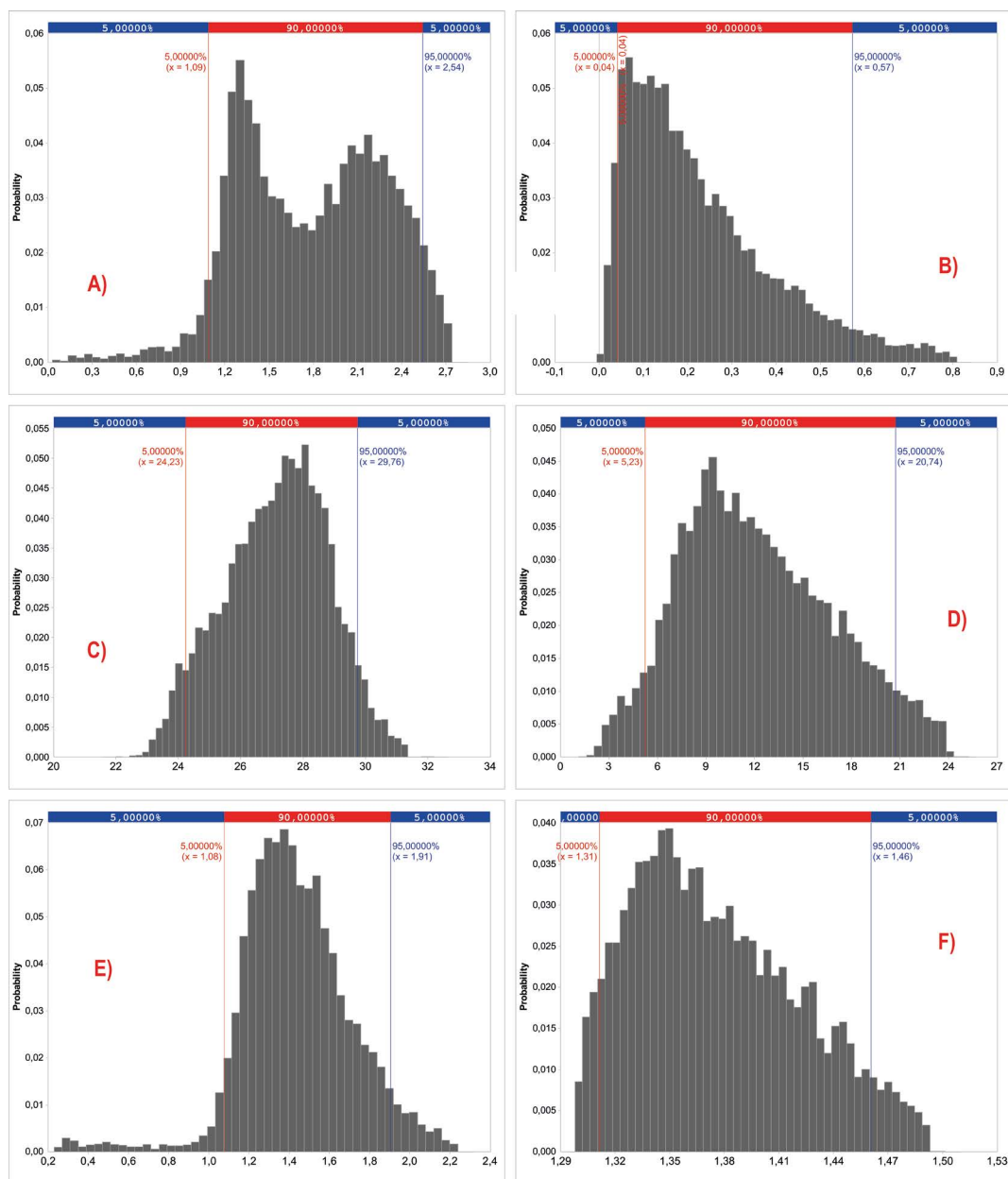
Rys. 4.12. Rozkłady wtórnych parametrów złożowych pokładu C-1

A) miąższość węgla [m], B) grubość przerostów [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg], D) zawartość popiołu [%],
E) zawartość siarki [%], F) gęstość przestrzenna [g/cm³]

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.12. The distributions of revised deposit parameters of the seam C-1

A) coal thickness [m], B) thickness of the partings [m], C) calorific value [GJ/Mg], D) ash content [%],
E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]



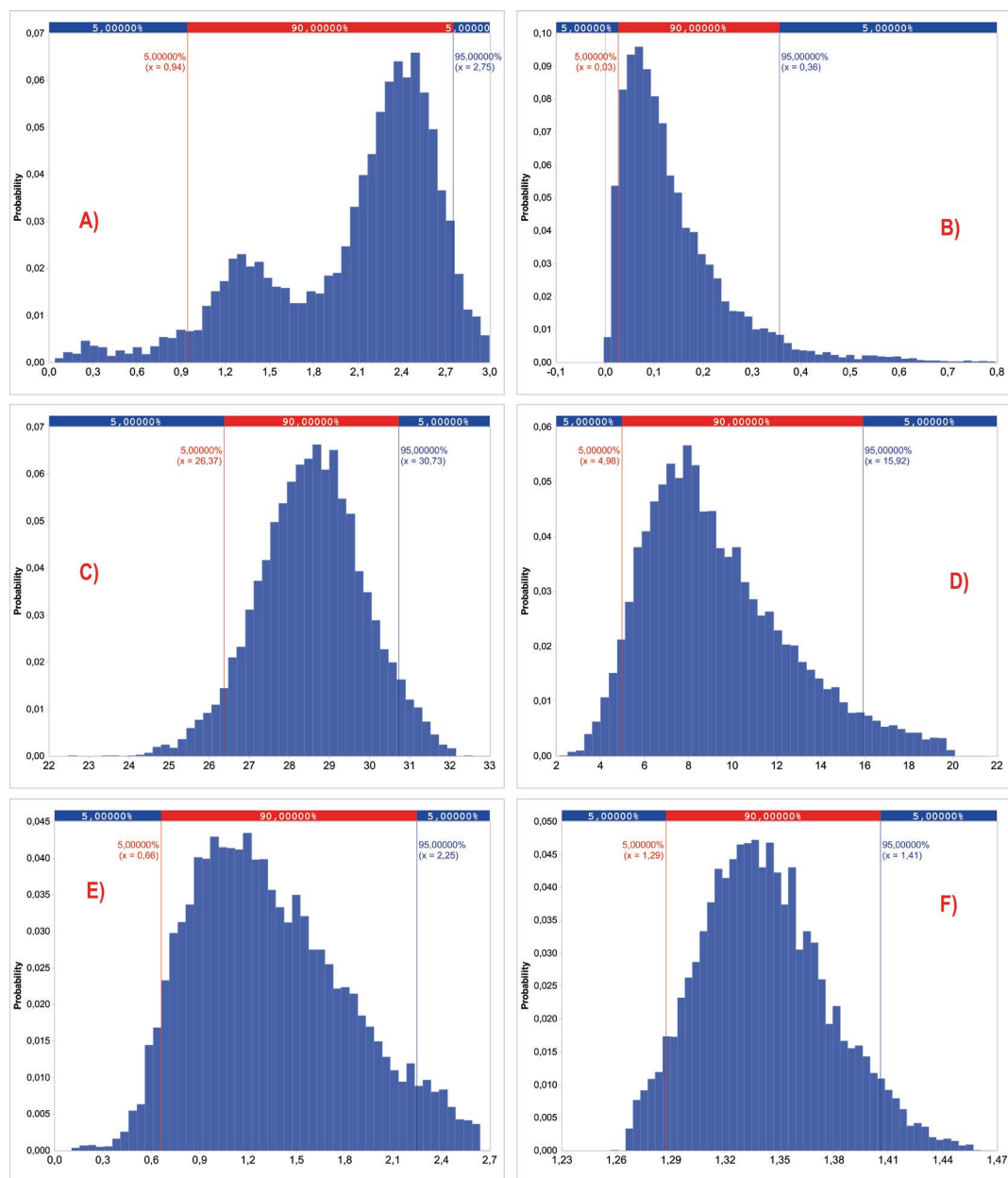
Rys. 4.13. Rozkłady wtórnych parametrów złożowych pokładu C-2

A) miąższość węgla [m], B) grubość przerostów [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg], D) zawartość popiołu [%],
E) zawartość siarki [%], F) gęstość przestrzenna [g/cm³]

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.13. The distributions of revised deposit parameters of the seam C-2

A) coal thickness [m], B) thickness of the partings [m], C) calorific value [GJ/Mg], D) ash content [%],
E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]



Rys. 4.14. Rozkłady wtórnych parametrów złożowych pokładu C-3

A) miąższość węgla [m], B) grubość przerostów [m], C) wartość opałowa [GJ/Mg], D) zawartość popiołu [%],
E) zawartość siarki [%], F) gęstość przestrzenna [g/cm³]

Źródło: opracowanie własne

Fig. 4.14. The distributions of revised deposit parameters of the seam C-3

A) coal thickness [m], B) thickness of the partings [m], C) calorific value [GJ/Mg], D) ash content [%],
E) sulphur content [%], F) spatial density of coal [g/cm³]

5. Charakterystyka kluczowych zmiennych decyzyjnych w opracowanych modelach oceny efektywności ekonomicznej

5.1. Zasoby węgla

We wszystkich modelach wyceny zasoby węgla ujęte w kalkulacji były sumą wielkości zasobów zidentyfikowanych w pokładach C-1, C-2 i C-3. Do ich obliczenia zastosowano tradycyjną formułę oznaczoną wzorem:

$$Z = S \cdot M_w \cdot \rho_w \quad (5.1)$$

gdzie:

- Z – zasoby,
- S – powierzchnia,
- M_w – miąższość (pokładu bez przerostów),
- ρ_w – gęstość przestrzenna węgla.

W przypadku modeli deterministycznych oszacowanie wielkości zasobów następowało na bazie wartości średnich wyżej wymienionych zmiennych dla każdego pokładu z osobna. W pokładzie C-1 łączna powierzchnia zasobów została oszacowana na 40,8 km² (w przypadku pokładu C-1 założono, że jest on już w 50% wyeksploatowany), natomiast w przypadku pokładu C-2 – tylko 21,8 km². W pokładzie C-3 powierzchnia obrysu ścian została

Tabela 5.1

Miąższości pokładów (bez przerostów) i gęstość węgla w analizowanych pokładach

Table 5.1

Coal thickness and special density in selected seams

Wyszczególnienie		Pokład		
		C-1	C-2	C-3
Średnia miąższość pokładu (bez przerostów)	[m]	1,46	1,80	2,06
Średnia gęstość przestrzenna	[g/cm ³]	1,41	1,38	1,34

Źródło: opracowanie własne.

określona na 43,9 km². Miąższości pokładu (bez przerostów) oraz średnie gęstości przestrzenne węgla w analizowanych pokładach zostały zestawione w tabeli 5.1.

W tabeli 5.2 zestawiono oszacowane wielkości zasobów w pokładach C-1, C-2 i C-3. W analizach zasoby te traktowano jako operatywne (obrysy z niewielkim naddatkiem po-

Tabela 5.2

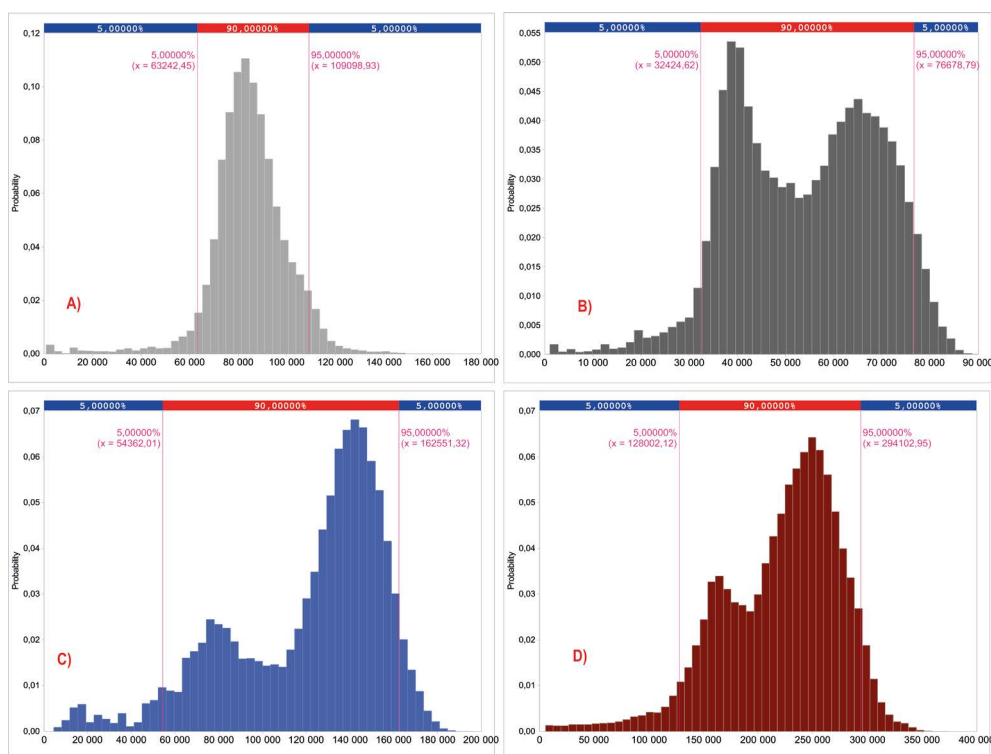
Wielkość zasobów węgla w analizowanych pokładach

Table 5.2

Coal reserves in selected seams

Wyszczególnienie		Pokład		
		C-1	C-2	C-3
Zasoby	[mln Mg]	71,8	46,0	103,0

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 5.1. Rozkłady zasobów

A) w pokładzie C-1, B) w pokładzie C-2, C) w pokładzie C-3, D) całkowite łącznie w analizowanych pokładach

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.1. Distributions of coal reserves

A) in the seam C-1, B) in the seam C-2, C) in the seam C-3, D) total reserves in selected seams

krywają powierzchnię ścian). Łączna wielkość zasobów węgla w analizowanych pokładach została oszacowana ostatecznie na 220,8 mln Mg.

W przypadku modeli Monte Carlo wielkość zasobów jest reprezentowana przez rozkład, będący iloczynem miąższości pokładu (bez przerostów) oraz gęstości przestrzennej węgla (zmienne we wzorze 5.1 reprezentowane są przez ich rozkłady, przy stałej powierzchni).

Otrzymane rozkłady zasobów w poszczególnych pokładach przedstawia rysunek 5.1.

Analizując rozkłady zasobów poszczególnych pokładów można zauważyć, że ich kształty są silnie zdominowane wpływem miąższości węgla (miąższość jest parametrem o wiele bardziej zmiennym niż gęstość przestrzenna). Widoczna jest dwumodalność w rozkładach zasobów w pokładach C-2 i C-3, która ujawnia się również w rozkładzie sumarycznym (D). Można zatem oczekiwać, że 90% obserwacji w rozkładzie zasobów operatywnych we wszystkich pokładach łącznie mieści się w przedziale 128,0–294,1 mln Mg, z wartością średnią na poziomie 221,0 mln. Rozkład wynikowy zasobów cechuje kurtoza rzędu 3,7 i niewielka lewostronna asymetria, będąca cechą również pozostałych rozkładów (tab. 5.3).

Tabela 5.3

Podstawowe statystyki opisowe rozkładów zasobów w pokładach C-1, C-2 i C-3

Table 5.3

Basic statistics of coal distributions in selected seams C-1, C-2 and C-3

Wyszczególnienie	Wielkość zasobów			
	pokład C-1	pokład C-2	pokład C-3	rozkład łączny
Statystyki położenia				
Średnia	84 551	54 169	121 305	221 023
Minimum	887	1 083	4 375	5 458
Maksimum	161 722	88 767	188 341	359 061
Statystyki rozproszenia				
Odchylenie standardowe	15 900	15 102	35 308	54 163
Wariancja	252 814 574	228 077 121	1 246 674 528	2 933 612 057
Współczynnik zmienności	0,19	0,28	0,29	0,25
Statystyki kształtu				
Skośność	−0,94	−0,23	−0,98	−0,79
Kurtoza	8,05	2,43	3,31	3,72
Percentyle				
5%	63 242	32 425	54 362	128 002
95%	109 099	76 679	162 551	294 103

Źródło: opracowanie własne.

5.2. Udostępnienie, wydobycie i produkcja węgla handlowego

5.2.1. Skała płonna i węgiel z wyrobisk korytarzowych

Istotnym źródłem skały płonnej (kamienia) są wyrobiska korytarzowe udostępniające oraz przygotowawcze. Głównie wyrobiska udostępniające są drążone zwykle w dużych przekrojach, poza właściwym pokładem co sprawia, że mogą one być istotnym źródłem urobku płonnego.

W obliczeniach przyjęto, że urobek węglowy – odseparowany, pochodzący z wyrobisk chodnikowych – będzie wchodził w masę nadawy kierowanej do zakładu przeróbczego, natomiast kamień – nie. Będzie on zagospodarowywany przez wywóz poza teren kopalni bądź składowany.

Podstawą kalkulacji tonażu urobku pochodzącego z wyrobisk korytarzowych były przekroje wyrobisk korytarzowych (25 m² i 28 m²) dla obudowy typu: LPSC/10K (11S) oraz LPZS 10 jak i LPSC (12S). W modelach deterministycznych przyjęto, że na udostępnienie zakładanej wielkości zasobów należy wydrążyć łącznie w czasie istnienia kopalni około 52,6 km chodników udostępniających, głównie kamiennych, oraz 625,4 km wyrobisk przygotowawczych (kamiennie-węglowych i węglowych). W przypadku wyrobisk udostępniających podstawą kalkulacji ich długości był uproszczony model udostępniania kolejnych pokładów i rejonów złoża. Miąższość pokładu (bez przerostów) w profilu wyrobiska była podstawą szacowania względnego (procentowego) udziału kamienia i przez analogię – węgla w chodnikach.

Kalkulację wydobycia węgla pochodzącego z wyrobiska korytarzowego prowadzono przy wykorzystaniu następującego wzoru (5.2):

$$U_w = 8,95 \cdot \frac{1,81}{1,75} \cdot \frac{EY_c}{0,802} \quad (5.2)$$

gdzie:

U_w – udział (procentowy) węgla w przekroju wyrobiska korytarzowego, stała 8,95 jest powierzchnią pola przekroju chodnika w części „węglowej” przy miąższości węgla rzędu 1,75 m (dla obudowy LPSC/10K (11S)). Średnią miąższość węgla w analizowanych pokładach skalkulowano natomiast na 1,81 m, co uwzględniono i skorygowano we wzorze 5.2. Współczynnik 0,802 stanowi wartość średnią uzysku energii w koncentracie węgla wyliczonego dla całego złoża „X”.

Analizując wzór 5.2 można zauważyć, że w przeliczeniach iteracyjnych modeli deterministycznych, przy zmiennej miąższości węgla w pokładzie i zróżnicowanym poziomie zanieczyszczenia urobku w przedziale 50–99%, kalkulowano potencjalne wydobycie węgla i kamienia z wyrobisk udostępniających i przygotowawczych. Dla przyjętych danych,

średni udział węgla w przekroju chodnika wynosił 37%. Resztę stanowił kamień. Natomiast w modelach symulacyjnych przy szacowaniu masy węgla stosowano zmodyfikowaną wersję formuły 5.2 w następującej postaci:

$$U_w = 8,95 \cdot \frac{h_w}{1,75} \quad (5.3)$$

gdzie:

h_w – zmienna losowa pochodząca z rozkładu miąższości w danym pokładzie (H_w).

Tabela 5.4

Kluczowe pozycje kalkulacji całkowitego wydobycia węgla i kamienia z wyrobisk korytarzowych w modelach deterministycznych

Table 5.4

Key components of calculation of total coal output and waste rock from headings in deterministic models

Wyszczególnienie	J.m.	Wartość
Liczba wyrobisk udostępniających	[m]	52 600,0
– w strukturze kamiennej	[%]	95,50%
– w strukturze mieszanej	[%]	4,55%
Liczba wyrobisk przygotowawczych	[m]	625 400,0
Średnia liczba wyrobisk udostępniających	[m/rok]	2 023,1
– w strukturze kamiennej	[m/rok]	1 931,1
– w strukturze mieszanej	[m/rok]	92,0
Średnia liczba wyrobisk przygotowawczych	[m/rok]	24 053,8
Wyrobiska udostępniające		
Ilość skały płonnej	[Mg/rok]	77 719,3
Wydobycie węgla	[Mg/rok]	7 065,4
Wyrobiska przygotowawcze		
Ilość skały płonnej	[Mg/rok]	519 196,4
Wydobycie węgla	[Mg/rok]	305 859,1
Wyrobiska korytarzowe łącznie		
Ilość skały płonnej	[Mg/rok]	596 915,7
Wydobycie węgla	[Mg/rok]	312 924,5

Źródło: opracowanie własne.

Wydobycie węgla z wyrobisk korytarzowych (W_{n_ch}) w skali roku było kalkulowane jako iloczyn procentowego udziału węgla w przekroju chodnika, ciężaru objętościowego węgla (ρ_w^r) oraz całkowitej długości wyrobisk korytarzowych do wykonania (L_p), co przedstawia wzór 5.4:

$$W_{n_ch} = U_w \cdot \rho_w^r \cdot L_p \quad (5.4)$$

W analogiczny sposób liczono wolumen kamienia pochodzącego z wyrobisk korytarzowych. Skalkulowano, że dla docelowego poziomu wydobywania węgla i oszacowanej wielkości zasobów, roczna ilość drążonych wyrobisk przygotowawczych wyniesie około 24,0 km. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych wyniósł 2,83 m/1000 Mg.

Kluczowe pozycje w kalkulacji całkowitego wydobywania węgla oraz kamienia z wyrobisk korytarzowych w modelach deterministycznych prezentuje tabela 5.4.

5.2.2. Wydobywanie i produkcja węgla handlowego

5.2.2.1. Wydobywanie netto

W obliczeniach założono, że wydobywanie węgla w pokładach C-1, C-2 i C-3 będzie kontynuowane na warunkach zbliżonych do obecnych, przy wykorzystaniu istniejącej infrastruktury kopalni. Docelowy poziom wydobywania węgla netto był kalkulowany tak, aby:

- w czasie nie dłuższym niż 30 kolejnych rocznych okresów całkowicie wyeksploatować zasoby w pokładach,
- nie przekroczyć zdolności technicznych poszczególnych ogniw łańcucha produkcyjnego kopalni (urobek brutto w ilości nie większej niż 40 000 Mg/d).

Stąd przyjęto, że dla łącznej wielkości zasobów:

- do 125 mln Mg, zasadne będzie przyjęcie wydobywania netto na niskim poziomie, rzędu 5,5 mln Mg rocznie,
- w przedziale 125,0–250,0 mln Mg odpowiednio – 8,5 mln Mg rocznie,
- powyżej 250,0 mln Mg – 10,5 mln Mg węgla netto rocznie.

W modelach deterministycznych dla wielkości zasobów rzędu 221 mln Mg oszacowano, że istnieje możliwość całkowitego ich wyeksploatowania w kolejnych 26 okresach analizy przy poziomie rocznego wydobywania netto rzędu 8,5 mln Mg. Określono, że wydobywanie zakładanej wielkości zasobów będzie wymagać uzbrojenia 118 ścian (liczba ścian była zmienną losową w modelach Monte Carlo). Dla każdej ściany założono wykonanie chodników podścianowego, nadścianowego oraz przecinki. Przyjęto, że średni wybieg ściany będzie wynosił 2 500 m, średnia długość – 300 m, przy średniej miąższości węgla w pokładzie 1,81 m. Stąd w typowej ścianie znajdowało się około 1,86 mln Mg węgla.

Jak już wspomniano, obecnie eksploatowany jest pokład C-1, jednak docelowo istnieją plany eksploatacji węgla w pokładach C-2 i C-3. Pokłady te jednak wymagają wcześniejszego udostępnienia i rozcięcia.

5.2.2.2. Wydobycie urobku węglowego brutto

Masa urobku (nadawy M_n) transportowanego ze ściany jest sumą masy węgla (M_w) i skał płonnych (M_{sp}), co po uwzględnieniu ciężaru objętościowego węgla (ρ_w^r) i skał płonnych (ρ_{sp}^r), i odpowiednio ich miąższości (h_w , h_{sp}) oraz powierzchni (S) ściany, można zapisać wzorem:

$$M_n = M_w + M_{sp} = S \cdot (h_w \cdot \rho_w^r + h_{sp} \cdot \rho_{sp}^r) \quad (5.5)$$

Rozwiązanie tego równania jest jednak w praktyce zagadnieniem skomplikowanym³¹. Gdyby dodatkowo uwzględniać, że na całość zanieczyszczeń w ścianie mogą składać się różne utwory skalne, których poszczególne wydzielienia litologiczne mogą być liczne i zróżnicowane, to tym bardziej trudne i pracochłonne staje się to przedsięwzięcie. W modelach deterministycznych wydobycie urobku węglowego brutto (W_b) było kalkulowane jako iloraz wydobycia netto (W_n) i uzysku EY_c , za pomocą następującego wzoru:

$$W_b = \frac{W_n}{EY_c} \quad (5.6)$$

Przyjęcie tego toku postępowania wiązało się z wdrażaną w analizach ideą kalkulacji kosztów wydobycia węgla z uwzględnieniem zmiennej wielkości skały płonnej. Bazując na formule 5.5 przyjęto ostatecznie, że wydobycie brutto będzie przybliżone wzorem:

$$W_b = W_n + W_n \cdot \frac{(F - h_w)}{F} = W_n \left(1 + \frac{F - h_w}{F} \right) \quad (5.7)$$

Wyrażenie $\frac{F - h_w}{F}$ reprezentuje względny (procentowy) udział wszystkich źródeł zanieczyszczeń w profilu eksploatowanej ściany. F to furta eksploatacyjna. Jak widać, wielkość zanieczyszczeń stała się pośrednio funkcją poziomu wydobycia węgla netto.

Kalkulacja całkowitej masy zanieczyszczeń węgla (O) uwzględniała wyższą gęstość przestrzenną skał płonnych w nadawie. Wykonano ją używając następującego wzoru:

$$O = W_n \cdot \frac{(F - h_w)}{F} \cdot \frac{\rho_{sp}^r}{\rho_w^r} \cdot \frac{EY_{c-b}}{EY_c} \quad (5.8)$$

³¹ Tzn. może istnieć więcej niż jedno rozwiązanie, kombinacja par, dla której można osiągnąć zadaną jakość nadawy.

gdzie:

$$EY_{c,b} = 80,2\%,$$

EY_c – uzysk energii w koncentracji węgla, zmienny w symulacji w przedziale 50–99%,

Pozostałe oznaczenia – jak poprzednio.

W obliczeniach wartość ρ_{sp} przyjmowano dla wszystkich frakcji odpadów na poziomie 2,4 g/cm³. Wprowadzenie do obliczeń wyrażenia $\frac{EY_{Cb}}{EY_c}$ było konieczne w przypadku modeli deterministycznych, ze względu na przyjętą metodę kalkulacji wybycia brutto jako funkcji uzysku EY_c oraz zasady kalkulacji kosztów skały płonnej. Szacowanie nowych wartości wydobywania brutto (i pośrednio poziomu zanieczyszczenia) było konsekwencją podstawiania kolejnych wartości uzysku z przedziału $CY_c \in (50-99)\%$ w trakcie iteracyjnego przeliczania modelu.

Furtę eksploatacyjną (F) w obliczeniach deterministycznych zdefiniowano jako sumę miąższości pokładu (bez przerostów) (h_w), przerostów (h_p), pobierki spągu (h_s) i opadu stropu (h_r):

$$F = h_w + h_p + h_s + h_r \quad (5.9)$$

Tabela 5.5

Wydobycie węgla i produkcja skały płonnej (kamienia) z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczenia w modelach deterministycznych [tys. Mg]

Table 5.5

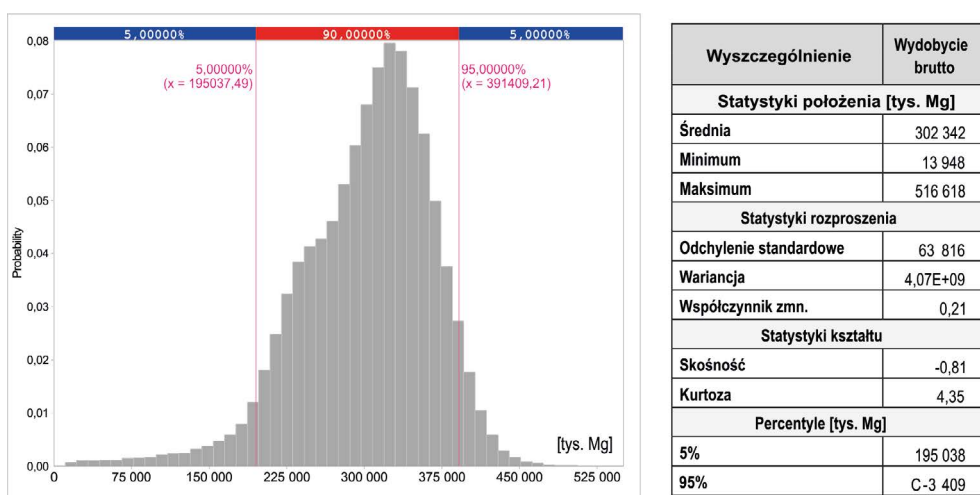
Coal output and waste rock exploitation divided by longwall workings and sources of waste rock in deterministic models

Wyszczególnienie	Razem w okresie 0–25	0	1	2	...	23	24	25
Wydobycie węgla netto	228 940,4	8 809,9	8 809,9	8 809,9		8 809,9	8 809,9	8 693,6
Wydobycie odpadów, w tym:	111 294,6	4 282,3	4 282,3	4 282,3	...	4 282,3	4 282,3	4 237,7
– wyrobiska ścianowe, w tym:	84 671,9	3 258,3	3 258,3	3 258,3	...	3 258,3	3 258,3	3 213,7
- opad stropu	29 964,6	1 153,1	1 153,1	1 153,1	...	1 153,1	1 153,1	1 137,3
- pobierka spągu	26 263,3	1 010,7	1 010,7	1 010,7	...	1 010,7	1 010,7	996,8
- przerosty	28 444,0	1 094,6	1 094,6	1 094,6	...	1 094,6	1 094,6	1 079,6
– wyrobiska chodnikowe	26 622,7	1 023,9	1 023,9	1 023,9	...	1 023,9	1 023,9	1 023,9
Wydobycie brutto	340 235,0	13 092,2	13 092,2	13 092,2	...	13 092,2	13 092,2	12 931,3
Wydobycie odpadów na powierzchnię	107 955,7	4 153,8	4 153,8	4 153,8	...	4 153,8	4 153,8	4 110,6

Źródło: opracowanie własne.

Ostatecznie na podstawie kalkulacji w ujęciu deterministycznym oszacowano, że wydobycie urobku brutto z trzech analizowanych pokładów wyniesie około 338,1 mln Mg. Wydobycie netto (uwzględniające węgiel z chodników przygotowawczych) skalkulowano natomiast na 228,9 mln Mg, przy całkowitej masie odpadów rzędu 111,3 mln Mg. Jak wskazuje tabela 5.5, zasadniczym źródłem skały płonnej są wyrobiska ścianowe (84,7 mln Mg), w których najwięcej skały płonnej pochodzi z opadu stropu (ok. 30,0 mln Mg), przerostów (28,4 mln Mg) oraz w mniejszym stopniu – z pobierki spągu (26,3 mln Mg). Z wyrobisk chodnikowych pochodzi około 26,6 mln Mg kamienia, co stanowi blisko 24% całości odpadów. Ilość odpadów wydobywanych na powierzchnię skalkulowano na 108,0 mln Mg, co stanowi 97% ich całkowitej masy (tab. 5.5).

W modelach symulacyjnych Monte Carlo wydobycie urobku brutto jest reprezentowane przez rozkład, którego postać i podstawowe statystyki opisowe zestawiono na rysunku 5.2 i dołączonej do niego tabeli. Wartość średnia wydobycia brutto wynosi 302,3 mln Mg. Rozkład cechuje lewostronna asymetria i słabo wyodrębniona druga moda.



Rys. 5.2. Rozkład wydobycia brutto

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.2. Coal output distribution

Straty (energii) węgla w procesie przeróbczym

W trakcie obliczeń przyjęto, że produkcja węgla handlowego będzie nieco niższa niż koncentratu z uwagi na możliwe straty węgla w procesach przeróbczych.

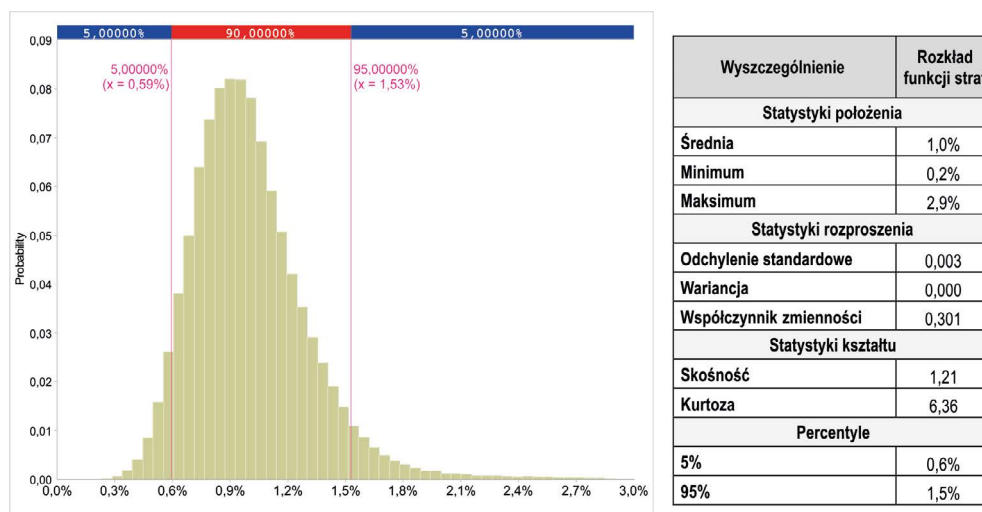
Wielkość strat (energii) węgla (β_w) w procesach przeróbczych przybliżono wzorem (5.10).

$$\beta_w = (1 - EY_c) \cdot \frac{\vartheta_{sr}}{\vartheta_{max}} \quad (5.10)$$

gdzie:

- EY_c – uzysk energii w koncentracie węgla,
- $\vartheta_{sr}, \vartheta_{max}$ – odpowiednio średnia i maksymalna oczekiwana strata węgla w procesach przerobczych (część substancji węglowej w koncentracie, która przechodzi do odpadów). W modelach deterministycznych przyjęto, że $\vartheta_{sr} = 0,08\%$, $\vartheta_{max} = 2,5\%$ ³². Niski poziom przyjętych strat wynika z założenia, że niemalże w całości zanieczyszczenie węgla (skała płonna) stanowi odseparowany uprzednio odpad.

Teoretyczny rozkład funkcji strat węgla w procesie przerobczym uzyskany w symulacji przedstawia rysunek 5.3. Im większy jest udział zanieczyszczeń w węglu surowym, tym niższa dokładność procesów rozdziału i większe straty. Wartość średnia w tym rozkładzie wyniosła 1,0%.



Rys. 5.3. Rozkład funkcji strat (energii) węgla w koncentracie w procesach przerobczych

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.3. Distribution of the function of processing losses

³² W obliczeniach założono, że większość substancji węglowej związanej ze skałą płonną przejdzie do odpadów przerobczych, a także niewielka ich ilość w koncentracie węgla, czego wyrazem są przyjęte, niskie wartości $\vartheta_{sr}, \vartheta_{max}$. Wartość łącznych strat węgla (łupki węglonośne i inne) w rzeczywistości, w zależności od poziomu imperfekcji układu przerobczego, może być większa i sięgać 5–15% w całym bilansie nadawy na ZPMW i w całym zakresie rozdziału. Przyjęcie niskich współczynników strat wynika z podejścia do analizy, gdzie w kalkulacjach przychodów i kosztów stosuje się rozdział urobku na „czysty” węgiel – koncentrat węgla i skałę płonną – odpady.

Produkcja węgla handlowego

Po uwzględnieniu strat w procesie przeróbczym, w ujęciu deterministycznym, całkowitą masę węgla mogącego być przedmiotem sprzedaży (węgiel handlowy) skalkulowano na 226,7 mln Mg, w tym pochodzącego ze ścian odpowiednio na 218,7 mln Mg, natomiast z wyrobisk korytarzowych (głównie przygotowawczych) na 8,0 mln Mg łącznie w całym okresie istnienia kopalni (tab. 5.6). Średnioroczną całkowitą produkcję węgla skalkulowano w modelach deterministycznych na około 8,73 mln Mg.

Tabela 5.6

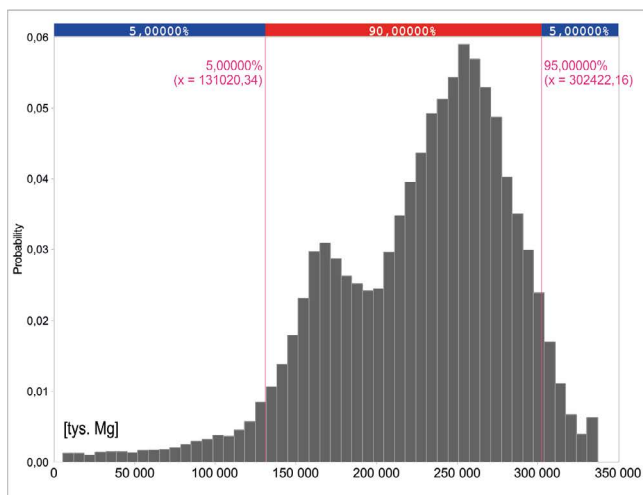
Produkcja węgla handlowego (ujęcie deterministyczne) [tys. Mg]

Table 5.6

Coal production (deterministic models) [thous. t]

Wyszczególnienie	Razem w okresie 0–25	0	1	2	...	24	25	26
Produkcja węgla handlowego	226 779,7	8 726,7	8 726,7	8 726,7	...	8 726,7	8 726,7	8 611,6
– węgiel ze ścian	218 679,7	8 415,2	8 415,2	8 415,2	...	8 415,2	8 415,2	8 300,0
– węgiel z chodników	8 100,1	311,5	311,5	311,5	...	311,5	311,5	311,5

Źródło: opracowanie własne.



Wyszczególnienie	Produkcja węgla handlowego
Statystyki położenia [tys. Mg]	
Średnia	226 943
Minimum	5 497
Maksimum	337 146
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	55 806
Wariancja	3 114 319 100
Współczynnik zmienności	0,25
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,79
Kurtoza	3,69
Percentyle [tys. Mg]	
5%	131 020
95%	302 422

Rys. 5.4. Rozkład wielkości produkcji węgla handlowego

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.4. Distribution of coal production

W modelach symulacyjnych Monte Carlo produkcja węgla handlowego jest opisana rozkładem, którego postać i podstawowe statystyki opisowe zestawiono odpowiednio na rysunku 5.4 i w dołączonej do niego tabeli. Wartość średnia wyniosła 226,9 mln Mg. Rozkład cechuje lewostronna asymetria i wyodrębniona druga moda.

Należy podkreślić, iż w analizach założono, że produkcja węgla handlowego będzie równoważna i co do wartości równa jego sprzedaży w danym okresie obliczeniowym.

5.3. Przychody ze sprzedaży

Jak wspomniano we wstępie, jakość węgla determinuje jego wartość i użyteczność. Do kluczowych parametrów jakościowych węgla zalicza się:

- wartość opałową,
- zawartość procentową popiołu,
- zawartość procentową siarki.

Zmianę parametrów jakościowych węgla w złożu oraz jej wpływ na cenę i przychody można uwzględniać w dwojaki sposób:

- korygować wyłącznie rynkową cenę węgla wskaźnikowego (przy średnich parametrach jakościowych), zakładając względnie liniową zależność ceny od jakości sortymentów handlowych kopalni,
- przy ustalonej cenie produktów handlowych kopalni (np. miałów) korygować końcowy ich wychód, biorąc pod uwagę relację wartości opałowej produktów handlowych, kaloryczności węgla w złożu i straty w procesie przeróbczym³³.

Równoważność powyższych konkluzji można opisać następującą zależnością:

$$W_n \cdot C_w^r \cdot (1 - \beta_w) \cong P_{w_h} \cdot C_{w_h} \quad (5.11)$$

gdzie:

- W_n – wydobyte węgla netto,
- C_w^r – cena węgla o średnich parametrach złożowych,
- β_w – straty węgla w procesach przeróbczych,
- P_{w_h} – produkcja węgla handlowego oraz średnia cena produktów handlowych kopalni (C_{w_h}).

W przeprowadzonych analizach wykorzystano pierwsze z wyżej wymienionych podejść. W przypadku modeli deterministycznych, przy określonej cenie węgla o parametrach złożowych, bazowano na jednej z formuł cenowych (Grudziński 2009), która wiąże ze sobą:

³³ Przykładowo, jeżeli kopalnia oferuje głównie produkty miałowe o średniej wartości opałowej 21 GJ/Mg i cenie bazowej (X), a w złożu znajduje się węgiel o kaloryczności 25 GJ/Mg, to iloraz ($25/21 = 1,19$) pozwala przybliżyć ilość węgla handlowego (wyższą o 19%), ale już przy cenie bazowej miałów (X). Kalkulacja ta stanowi pewne uproszczenie i nie uwzględnia strat węgla w procesie przeróbczym.

- cenę węgla o średnich parametrach jakościowych, dla którego ustalono wartość rynkową ceny,
- trzy parametry jakościowe węgla (zmienne w symulacji),
- wybrane koszty ekologiczne z tytułu spalania i składowania odpadów.

Przyjęta formuła sprzedażna posiada dwie istotne cechy:

- daje priorytet wartości opałowej jako głównemu czynnikowi cenotwórczemu,
- właściwie uwzględnia relację: wartość opałowa–zapopielenie węgla i jednocześnie wpływ obu tych parametrów (silnie ze sobą skorelowanych w rzeczywistości) na specyfikację produktów handlowych, biorąc też pod uwagę wpływ procesów przerobczych.

Postać matematyczna tej formuły została określona następującym wzorem (Grudziński 2009):

$$P_i = P_b \cdot \frac{Q_i}{Q_b^r} - w_s \cdot (S_i - S_b^r) - w_a \cdot (A_i - A_b^r) \quad (5.12)$$

gdzie:

- P_i — kalkulowana cena sprzedaży,
- P_b — cena węgla o średnich parametrach jakościowych,
- Q_i — wartość opałowa węgla,
- Q_b^r — średnia wartość opałowa węgla w danym pokładzie (złożu),
- S_i — zawartość siarki,
- S_b^r — średnia zawartość siarki całkowitej w węglu w danym pokładzie (złożu),
- A_i — zawartość popiołu,
- A_b^r — średnia zawartość popiołu w węglu w danym pokładzie (złożu),
- w_s, w_a — współczynniki korygujące, uwzględniające niektóre koszty ekologiczne spalania i składowania odpadów.

Wartości poszczególnych zmiennych w formule sprzedażnej (5.12) dla węgla o średnich parametrach jakościowych przyjęto (dla danych wtórnych skorygowanych):

- Q_b^r — 27,17 GJ/Mg;
- S_b^r — 1,23%;
- A_b^r — 12,52%;
- w_s — 11,0;
- w_a — 0,4.

Bazową cenę węgla o średnich parametrach jakościowych przyjęto we wszystkich modelach na poziomie 230 zł/Mg, co daje 8,46 zł/GJ (kaloryczności złożowej). Jest to względnie niska cena, choć odzwierciedlająca sytuację rynkową w momencie dokonywania wyceny³⁴.

³⁴ Wycenę przeprowadzono w listopadzie 2016 r., kiedy panowały bardzo niskie ceny węgla na rynku, spowodowane m.in. dużą nadpodażą (zapasy rzędu 20 mln Mg) oraz niskimi cenami węgla energetycznego w handlu na świecie.

W modelach symulacyjnych Monte Carlo wykorzystano alternatywną koncepcję korygowania ceny węgla surowego o nieznanym parametrach jakościowych w procesie symulacji. Wykorzystano w tym celu kopułę empiryczną, określającą zależności korelacyjne pomiędzy poszczególnymi parametrami jakościowymi węgla. Jest to autorska koncepcja, której użyteczność i zasadność została zweryfikowana w odniesieniu do rezultatów modelowania ceny węgla za pomocą formuły sprzedażnej 5.12.

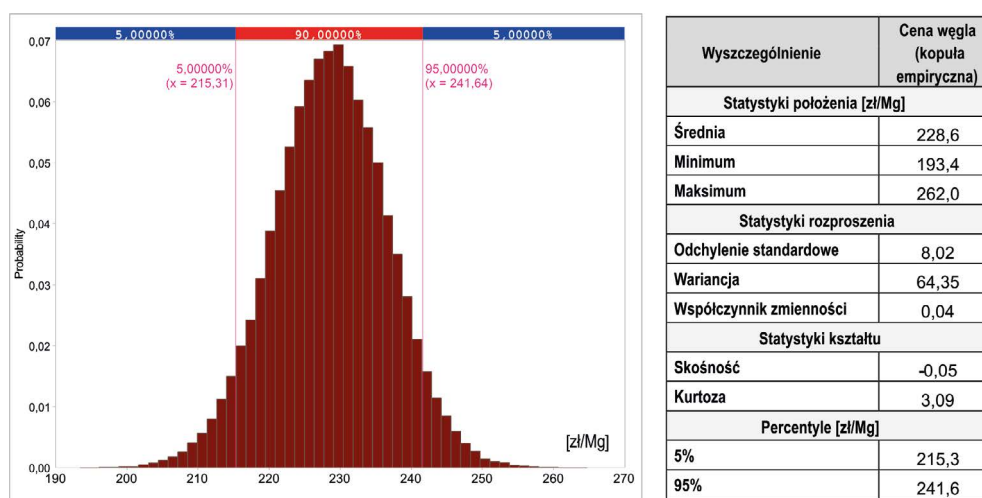
Postać matematyczną formuły cenowej z kopułą przedstawia wzór 5.13:

$$P_i = P_b \cdot \frac{Q_i}{Q_b^r} - C_e \cdot \frac{S_i}{S_b^r} - C_e \cdot \frac{A_i}{A_b^r} \quad (5.13)$$

gdzie:

C_e – kopuła empiryczna,
pozostałe oznaczenia – jak poprzednio.

Rozkład ceny węgla przy zmiennych parametrach jakościowych z wykorzystaniem kopuły empirycznej przedstawiono na rysunku 5.5, natomiast rozkład uzyskany za pomocą formuły sprzedażnej 5.12 – odpowiednio na rysunku 5.6³⁵. Wartość średnia ceny w rozkładzie

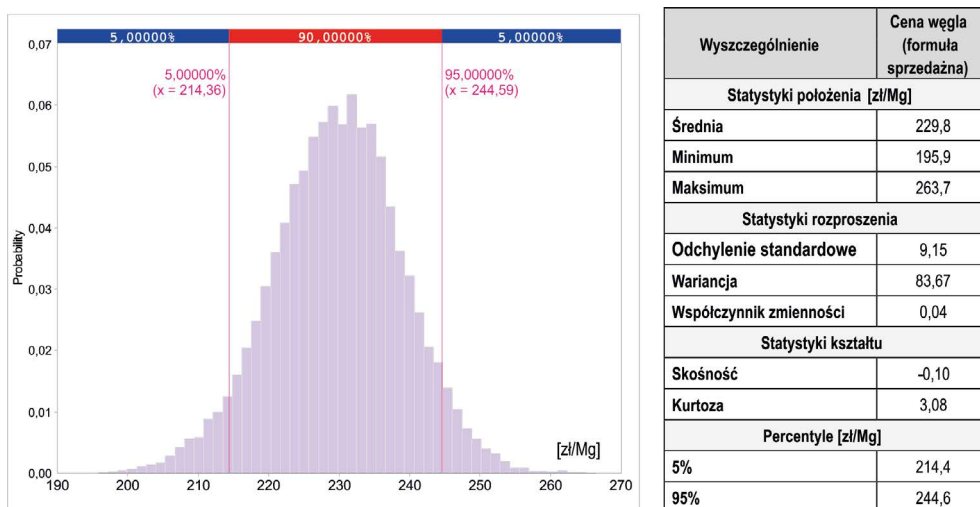


Rys. 5.5. Rozkład ceny węgla handlowego z wykorzystaniem kopuły empirycznej

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.5. Distribution of coal price with use of empirical copula

³⁵ Opracowany model symulacyjny Monte Carlo posiadał możliwość elastycznego przełączania się pomiędzy obiema formułami szacowania ceny węgla, stąd dla potwierdzenia skuteczności modelowania pomocy kopułą przeprowadzono analizę porównawczą.



Rys. 5.6. Rozkład ceny węgla handlowego z wykorzystaniem formuły sprzedażnej

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.6. Distribution of coal price with use of sales formula

uzyskanym przy wykorzystaniu kopuły empirycznej wynosi 228,6 zł/Mg, przy czym 90% obserwacji zawiera się w przedziale 215,3–241,6 zł/Mg. Natomiast rozkład ceny węgla uzyskany przy wykorzystaniu formuły sprzedażnej posiada wartość średnią wynoszącą 229,8 zł/Mg, a 90% obserwacji mieści się pomiędzy 214,4 zł/Mg i 244,6 zł/Mg. Uzyskane rozkłady są zbliżone do normalnego, o czym świadczy praktycznie brak asymetrii oraz kurtoza bliska 3. Wielowymiarowy rozkład kopuły empirycznej w sposób zgodny z oczekiwaniami pozwala przybliżyć cenę węgla przy danych parametrach jakościowych.

Po sparametryzowaniu zależności ceny węgla od jego jakości, wartość przychodów ze sprzedaży węgla handlowego kalkulowana była jako iloczyn ceny i produkcji, przyjmując że struktura sprzedaży kopalni pozostanie niezmienna w czasie. Cenę węgla liczone bez narzutów podatku akcyzowego, zakładając możliwość jego późniejszego rozliczenia przez elektrownie w cenie energii elektrycznej, co wskazuje na brak wyraźnych przesłanek do jej korygowania z tego tytułu. Poza przychodami ze sprzedaży węgla nie kalkulowano innych dodatkowych przychodów w ramach prowadzonej działalności operacyjnej.

5.4. Koszty operacyjne

Zgodnie z informacjami przedstawionymi w rozdziale 3.1, w przypadku skały płonnej nie dysponujemy precyzyjną informacją o kosztach związanych z jej powstawaniem (urabianiem, transportem poziomym i pionowym, ewentualnym przerobem w ZPMW, gospodarką odpadami przerobczymi w ramach unieszkodliwiania bądź ich gospodarczego wykorzy-

stania poza składowiskiem kopalni). Ewidencja kosztów działalności operacyjnej kopalni, w szczególności w układzie kosztów wtórnych, dotyczy zasadniczo wydobycia, wytworzenia bądź sprzedaży określonych produktów handlowych kopalni.

Bazą do prognozy kosztów operacyjnych w horyzoncie długoletnim były koszty historyczne kopalni w latach 2013–2015, skorygowane i zaktualizowane na moment sporządzania analiz. Koszty przedstawione w pracy różnią się od faktycznych kosztów w kopalni; są konsekwencją przyjętych założeń modelowych oraz subiektywnej opinii autora pracy o ich potencjalnej wartości w określonych warunkach modelowych kopalni.

Prognozie kosztów operacyjnych produkcji węgla służyła opracowana dwuwymiarowa struktura ewidencji kosztów w miejscach ich powstawania. Kluczowe znaczenie w tej kwestii posiadała identyfikacja poszczególnych procesów kopalni podziemnej, których koszty mogą ulegać zmianie w zależności od ilości i jakości urabianego i wydobywanego urobku węglowego. Dotyczyło to procesów na dole kopalni oraz zakładu przerobczego (wraz z procesami obejmującymi gospodarkę skałą płonną na powierzchni). Pierwszy wymiar tej struktury został opracowany na bazie kosztów kopalni ewidencjonowanych w układzie stanowiskowym (STK). Drugi wymiar struktury wynikowej kosztów opracowano, korygując w ramach wydzielonych uprzednio procesów – koszty w układzie rodzajowym (zdaniem autora istnieje bezpośrednia zależność niektórych kosztów rodzajowych od struktury urabianych, transportowanych i przerabianych skał).

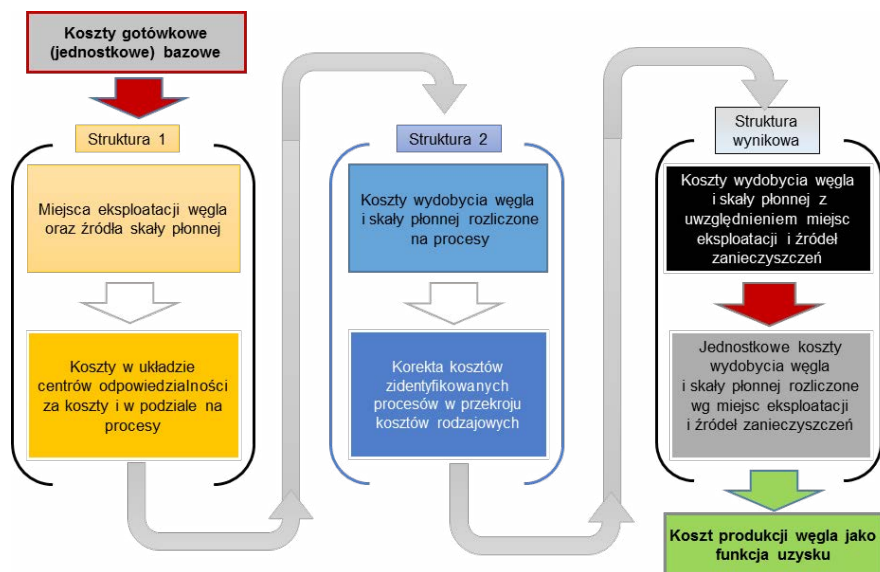
Procedura ewidencji kosztów z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń (skały płonnej) odbywała się w dwóch etapach:

- etap 1: przypisanie kosztów procesów do typu urabianych skał w miejscach wydobycia węgla (ściana, chodnik) oraz procesów wspólnych transportowych i przerobczych;
- etap 2: korekta kosztów z uwagi na zakładane przeszacowania w strukturze rodzajowej kosztów pierwotnych i wtórnych rozliczonych na węgiel i skałę płonną (zanieczyszczenia).

Schemat postępowania w ujęciu graficznym przedstawiono na rysunku 5.7.

Opracowany mechanizm rozliczania kosztów operacyjnych kopalni, dostosowanych do zmiennych warunków złożowych (na rys. 5.7 oznaczonej jako struktura docelowa), uwzględniający miejsca eksploatacji węgla i źródła powstających zanieczyszczeń urobku zaimplementowano do opracowanych modeli wyceny, uzyskując możliwie precyzyjną informację o kosztach:

- węgla w ścianie,
- skały płonnej w ścianie, w podziale na:
 - opad stropu,
 - pobierkę spągu,
 - przerosty;
- w wyrobiskach korytarzowych, odpowiednio:
 - skały płonnej (kamienia),
 - węgla.



Rys. 5.7. Idea rozliczania kosztów z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł skały płonnej
Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.7. The idea of cost realignment divided by longwall workings and sources of waste rock

Wartość łącznych kosztów operacyjnych kopalni „X” ustalono na moment sporządzania analiz na 1,92 mld zł (przy potencjalnym wydobyciu węgla rzędu 8–8,5 mln Mg rocznie).

5.4.1. Ujęcie procesowe kosztów wydobycia węgla

Uprzednio, celem wydzielenia kosztów związanych z wydobyciem węgla i urabianiem skał płonnych z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń, w strukturze stanowisk kosztów kopalni „X” wydzielono 22 kluczowe procesy (tab. 5.7). W tabeli tej dołączono również informację o zakresie grupowanych stanowisk kosztów (grupa STK), wartości kosztu danego procesu oraz udziale procentowym w całości przyjętych do analizy kosztów operacyjnych kopalni.

Największy indywidualny udział w kosztach przypada na procesy drążenia wyrobisk chodnikowych oraz eksploatacji urobku w ścianach (łącznie około 25% całości kosztów). 22% całości kosztów stanowią procesy związane z transportem poziomym i pionowym urobku. Istotne znaczenie posiadają również procesy zbrojenia, likwidacji oraz przebudów wyrobisk górniczych (łącznie około 11%). W dalszej kolejności znalazły się koszty wentylacji, klimatyzacji i zwalczania zagrożeń naturalnych (9% całości kosztów) oraz przeróbki (około 8% całości kosztów operacyjnych kopalni). W ramach pozostałych procesów kopalni, których udział wynosi około 23%, uwzględniono koszty związane głównie z usługami naprawczymi, regeneracyjnymi i dozorem dołowym, procesami wparcia na powierzchni

(utrzymanie stacji wentylatorów głównych), ochroną środowiska i opłatami środowiskowymi, procesami BHP, robotami budowlanymi, kosztami ogólnozakładowymi, pozostałymi kosztami zakupu, sprzedaży i likwidacji ZG oraz środkami trwałymi w budowie.

Wykaz najważniejszych grup procesów oraz ich koszty w kopalni „X” zestawiono w tabeli 5.7.

Tabela. 5.7

Wykaz podstawowych procesów na dole i na powierzchni kopalni
oraz kosztów z nimi związanych opracowany dla celów dalszych analiz

Table 5.7

The scope of basic processes in underground mine and associated costs in conducted analyses

Oznaczenie	Wyszczególnienie	Grupa STK	Koszty [tys. zł]	Udział procentowy
P_1	Drażenie wyrobisk chodnikowych	1000–1100	280 000	15%
P_2	Eksploatacja urobku w ścianach	1200–1599	190 000	10%
P_3	Odstawa i transport (poziomy; pionowy)	1600–1699	–	
P_3.1	Odstawa urobku ze ścian	1600–1609	110 000	6%
P_3.2	Odstawa urobku z chodników	1600–1609	40 000	2%
P_3.3	Odstawa główna urobku	1610–1619	100 000	5%
P_3.4	Ciągnięcie szybem (obsługa, remonty, konserwacje)	1620–1659	100 000	5%
P_3.5	Pozostałe procesy odstawy, transportu	1660–1699	80 000	4%
P_4.1	Zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyrobisk chodnikowych	1700–1749	180 000	9%
P_4.2	Zbrojenie i likwidacja ścian	1750–1800	35 000	2%
P_4.3	Pobierka spągu (centrum eksploatacyjne)	1711	10 000	
P_4.4	Pobierka spągu (centrum przygotowawcze)	1711	2 000	
P_5	Gospodarka energetyczna	1800–1839	30 000	2%
P_6	Odwadnianie	1840–1845	40 000	2%
P_7	Wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń	1846–1899	180 000	9%
P_10	ZPMW i procesy przeróbcze		–	
P_10.1	Podstawowe procesy przeróbcze (ZPMW)	2100–2250	90 000	5%
P_10.2	Transport i załadunek węgla do wagonów i samochodów	2123; 2180	10 000	1%
P_10.3	Transport i zwałowanie odpadów górniczych	2200	10 000	1%
P_ (8; 9; 11–22)	Pozostałe procesy razem	1900–2000; 2251–9999	445 000	23%
	Razem		1 920 000	100%

Źródło: opracowanie własne.

Przy wydzielaniu procesów, których koszty były następnie korygowane, brano pod uwagę następujące kryteria:

- zależność kosztów procesu od struktury urabianych skał w ścianach i przodkach chodnikowych,
- bezpośrednia identyfikacja kosztów procesu w ramach stanowisk kosztów i związek procesu ze miejscem powstawania zanieczyszczeń,
- udział procesu w całkowitych kosztach kopalni,
- możliwość przeszacowania kosztów procesu w ujęciu rodzajowym na bazie wiedzy eksperckiej i opinii fachowców.

Do procesów podlegających szczegółowej korekcie kosztów zaliczono ostatecznie następujące procesy:

- (P_1): drążenie wyrobisk chodnikowych,
- (P_2): eksploatacja urobku w ścianach,
- (P_3): odstawa i transport (poziomy; pionowy),
- (P_4): zbrojenie, likwidacja ścian oraz przebudowy wyrobisk chodnikowych,
- (P_10): ZPMW i procesy przeróbcze (w tym gospodarka odpadami na powierzchni).

Należy nadmienić, iż przez koszty procesów (np. transportowych, przeróbczych) rozumiano całość kosztów procesów ewidencjonowanych w ramach centrum transportowego lub odpowiednio przeróbczego kopalni „X”.

Celem opracowania struktury rozdziału kosztów w ujęciu procesowym przyjęto następującą logikę identyfikacji kosztów dla:

- węgla wydobywanego ze ścian [suma kosztów procesów]:
 - P_2 (eksploatacja urobku w ścianach), P_3.1 (transport urobku ze ścian), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian, P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_3.5 (pozostałe procesy odstawy i transportu), P_4.2 (zbrojenie i likwidacja wyrobisk ścianowych – bez pobierek spągu), P_5 (gospodarka energetyczna), P_6 (odwadnianie), P_7 (wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń), P_10 (ZPMW i procesy przeróbcze – bez kosztów transportu i zwałowania odpadów) oraz koszty pozostałych procesów razem,
- zanieczyszczeń (skały płonnej) pochodzących ze ścian, w szczególności:
 - *opadu stropu (przybierek stropu)* [suma kosztów procesów]: P_3.1 (transport urobku ze ścian), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian, P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_10.1 (podstawowe procesy przeróbcze) oraz P_10.3 (transport i zwałowanie odpadów),
 - *pobierek spągu* [suma kosztów procesów]: P_3.1 (transport urobku ze ścian), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian, P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_4.3 (pobierka spągu – ściany), P_10.1 (podstawowe procesy przeróbcze) oraz P_10.3 (transport i zwałowanie odpadów),
 - *przerostów* [suma kosztów procesów]: P_2 (eksploatacja urobku w ścianach), P_3.1 (transport urobku ze ścian), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian,

- P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_3.5 (pozostałe procesy odstawy i transportu), P_4.2 (zbrojenie i likwidacja wyrobisk ścianowych – bez pobierek spągu), P_5 (gospodarka energetyczna), P_6 (odwadnianie), P_7 (wentylacja, klimatyzacja i zwalczanie zagrożeń), P_10 (ZPMW i procesy przeróbcze – bez kosztów transportu i załadunku węgla do wagonów) oraz koszty pozostałych procesów razem;
- węgla wydobywanego z wyrobisk korytarzowych [suma kosztów procesów]:
 - P_1 (drażenie wyrobisk chodnikowych), P_3.2 (odstawa urobku z chodników), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian, P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_3.5 (pozostałe procesy odstawy i transportu – tylko w 25% całości kosztów procesu), P_4.1 (zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyrobisk chodnikowych), P_5 (gospodarka energetyczna), P_10 (ZPMW i procesy przeróbcze – bez kosztów transportu i zwałowania odpadów);
 - kamienia (skały płonnej) pochodzącego z wyrobisk korytarzowych; [suma kosztów procesów]:
 - P_1 (drażenie wyrobisk chodnikowych), P_3.2 (odstawa urobku z chodników), P_3.3 odstawa główna urobku ze ścian, P_3.4 (ciągnięcie szybami), P_3.5 (pozostałe procesy odstawy i transportu – tylko w 25% całości kosztów procesu), P_4.1 (zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyrobisk chodnikowych), P_5 (gospodarka energetyczna), P_10.3 (transport i zwałowanie odpadów).

Wynikową tabelę obejmującą rozliczone koszty operacyjne w ujęciu procesowym oraz ich względny udział w całości kosztów zaprezentowano w tabeli 5.8.

Tabela 5.8

Koszty operacyjne rozliczone według miejsc wydobycia węgla i źródeł skały płonnej – ujęcie procesowe

Table 5.8

Operating costs divided by longwall workings and sources of waste rock – process approach

Wyszczególnienie (miejsca wydobycia węgla i źródła zanieczyszczeń)	Wartość kosztów [tys. zł]	Udział [%]
Wyrobiska ścianowe (węgiel)	495 000	25,8%
Opad stropu (skała płonna)	212 200	11,0%
Pobierka spągu (skała płonna)	148 500	7,7%
Przerosty (skała płonna)	495 000	25,8%
Wyrobiska chodnikowe (węgiel)	300 600	15,7%
Wyrobiska chodnikowe (skała płonna)	268 700	14,0%
Razem	1 920 000	100,0%

Źródło: opracowanie własne.

Analizując powyższe zestawienie tabelaryczne można zauważyć, że w przekroju centrów kosztów i procesów w nich realizowanych:

- zasadniczo wyższymi kosztami obciążono wyrobiska ścianowe, przypisując głównie ścianom koszty odwadniania, wentylacji, klimatyzacji, zwalczania zagrożeń, jak i koszty pozostałych procesów razem,
- w jednakowym stopniu alokowano koszty z tytułu urabiania węgla i skał płonnych (przerostów) w ścianach (koszty te będą korygowane w dalszej kolejności w ramach struktury kosztów rodzajowych),
- opad stropu uwzględnia pośrednio również koszty związane z eksploatacją urobku w ścianach,
- infrastruktura transportu poziomego i pionowego jest jednakowo obciążana każdym typem urobku (w drugiej kolejności koszty te będą korygowane z uwagi na ciężar transportowanych zanieczyszczeń i jego potencjalny wpływ na koszty eksploatacyjne i utrzymania ruchu),
- zarówno węgiel, jak i zanieczyszczenia (skała płonna) pochodzące ze ścian trafiają w obieg przeróbczy, agregując koszty podstawowych procesów przeróbczych oraz selektywnie – koszty transportu i załadunku węgla na wagony, czy też składowania odpadów,
- urobek pochodzący z wyrobisk korytarzowych nie jest zasadniczo obciążany kosztami podstawowych procesów przeróbczych, a jedynie kosztami transportu, załadunku węgla oraz selektywnie – kosztami wybranych procesów gospodarki odpadami na powierzchni (kamień nie wchodził w pełny obieg przeróbczy).

5.4.2. Korekta kosztów wydobycia węgla w ujęciu rodzajowym

Istotnym elementem badań nad oceną wpływu zanieczyszczeń węgla na łączne koszty, wyniki ekonomiczno-finansowe i wartość zasobów złóż była korekta kosztów, przypisanych uprzednio (ujęcie procesowe) do miejsc eksploatacji węgla i źródeł zanieczyszczeń (skały płonnej) w przekroju głównych grup rodzajowych kosztów³⁶.

Jak uprzednio wspomniano, korekcie kosztów rodzajowych poddano tylko część istotnych procesów związanych z wydobyciem węgla (zgodnie z tab. 5.6 procesy: P_1, P_2, P_3, P_4, P_10). Przyjęto wzorcową strukturę kosztów kopalni „X” w układzie rodzajowym (tab. 5.9).

³⁶ Urabianie, odstawa, transport poziomy i pionowy, przeróbka dużych ilości silnie zanieczyszczonego urobku oraz gospodarka odpadami na powierzchni powodują wzrost kosztów operacyjnych kopalni. W takiej sytuacji, nakład środków finansowych na pozyskanie węgla jest w pewnym stopniu nieodwracalnie marnotrawiony. Uzasadnienie tezy o wzroście kosztów urabiania skał płonnych, grubych przerostów, przechodzenia przez strefy kamienne, wymycia pokładów, czy też będących sumą ekonomicznych skutków operacji związanych z usuwaniem opadu skał stropowych i przywracania właściwej rytmiki produkcji, zostało częściowo uargumentowane w rozdziale 3.1.3.

Tabela 5.9

Wzorcową strukturę kosztów kopalni „X” w układzie rodzajowym

Table 5.9

Basic costs structure by types in the mine “X”

Wyszczególnienie	Zużycie materiałów	Zużycie energii	Usługi obce	Remonty	Koszty osobowe	Amortyzacja	Pozostałe koszty	Podatki i opłaty	Razem
Udział kosztów	17%	6%	17%	4%	38%	13%	2%	3%	100%
Koszty razem [tys. zł]	326 400	115 200	326 400	76 800	729 600	249 600	38 400	57 600	1 920 000

Źródło: opracowanie własne na bazie danych kopalni „X”.

W wycenie przyjęto, że wpływ zmiennej struktury urabianego urobku węglowego będzie możliwy do odzwierciedlenia w bezpośredniej korekcie kosztów:

- zużycia materiałów i energii elektrycznej,
- usług obcych,
- remontów,
- kosztów osobowych,
- amortyzacji.

Wyżej wymienione koszty w przekroju rodzajowym były reprezentowane w:

- modelach stochastycznych przez trójkątne rozkłady prawdopodobieństwa opisane wartością minimalną, maksymalną oraz oczekiwaną danej grupy rodzajowej kosztów,
- modelach deterministycznych – jedynie wartością oczekiwaną (średnią).

W przypadku modeli stochastycznych założono dodatkowo wysoką dodatnią korelację kosztów z oczekiwanym zwiększonym ciężarem objętościowym nadawy kierowanej na zakład przeróbczy.

Celem właściwego skorygowania kosztów analizowanych procesów w przekroju rodzajowym przeprowadzono wywiady z ekspertami w dziedzinie eksploatacji, transportu taśmowego, ciągnięcia szybami, fachowcami i praktykami w obszarze przeróbki mechanicznej węgla Akademii Górniczo-Hutniczej, Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN oraz nadsztygarami kopalń.

Postawione ekspertom pytania dotyczyły zasadniczo oceny wpływu zanieczyszczeń węgla na:

- stabilność (prostoliniowość) prowadzenia kompleksu (kombajnowego, strugowego) w ścianie,
- postęp kompleksu (kombajnowego, strugowego) w ścianie,
- opad stropu,
- częstość awarii,
- liczbę awarii znaczących,

- koszty zużycia materiałów eksploatacyjnych maszyn:
 - noży maszyn urabiających,
 - łańcuchów układów napędowych,
 - części przenośników ścianowego i podścianowego,
 - układu transportowego kopalni (przenośników taśmowych);
- gospodarkę serwisową, w tym:
 - częstość i wartość usług serwisowych obcych,
 - częstość i koszty napraw w systemie własnym (remonty);
- zużycie energii elektrycznej:
 - maszyny urabiające i przenośników (ścianowego i podścianowego),
 - w procesach:
 - kruszenia urobku,
 - odstawy i transportu taśmowego,
 - ciągnięcia szybami,
 - maszyn w procesach przeróbczych;
- kosztów procesów przeróbczych.

W kopalniach węgla kamiennego:

- występują trudności z wyprowadzeniem kompleksu wrębitego w spąg lub strop pokładu. Wiąże się to ze wzrostem liczby osób zatrudnionych przy kierowaniu ruchem sekcji (o blisko 100%) oraz ewentualnymi awariami i zrywaniem łańcucha napędowego;
- istnieje znaczący wpływ dużych ilości kamienia na postęp ścian. Może on być (w przypadku urabiania kombajnem – w skrajnych warunkach – niższy nawet pięciokrotnie, średnio jednak o 50–60% przy tym samym zaborze). W przypadku systemu strugowego i lokalnych zaburzeń (przerostów powyżej 30 cm) następuje natychmiastowe zmniejszenie zabioru (nawet do 10 mm, tj. 6-krotna redukcja). W przypadku przybierania kamienia w spągu mają miejsce częste poślizgi na sprzęgłach. Urabianie kamienia w stropie może powodować zakleszczanie się struga lub zerwanie łańcucha strugowego;
- przybieranie kamienia w stropie spowodowane pofałdowaniem pokładu może mieć wpływ na opad stropu;
- liczba awarii rośnie o 15–20% w przypadku ścian urabianych kombajnem. W przypadku strugów liczba awarii może być znacząco wyższa (w opinii ekspertów nawet dwukrotnie).

W dalszej części podjęto próbę sparametryzowania wpływu zanieczyszczeń węgla na koszty operacyjne kopalni w przekroju kosztów rodzajowych na bazie opinii ankietowanych ekspertów. Punktem odniesienia były koszty historyczne kopalni „X”. Ocenę wspierały także badania i obserwacje autora pracy i współpracowników IGSMiE PAN, udokumentowane na etapie realizacji oddzielnych prac zleconych³⁷.

³⁷ Treść tych prac, ze względu na ich poufny charakter, nie może być tutaj przedstawiona w całości.

Wartość współczynnika korygującego poziom kosztów równa 1 (100%) jest oznaczeniem sytuacji w warunkach normalnych (typowych) w kopalni.

W obliczeniach modelowych przyjęto, że:

1. W przypadku procesów P_1, P_2 (drażenie wyrobisk chodnikowych oraz eksploatacja urobku w ścianach):
 - zwiększanie się udziału skały płonnej w ścianach i chodnikach przekłada się na efektywność procesów wydobywczych. W opinii ekspertów i na bazie doświadczeń eksploatacyjnych można stwierdzić, iż przechodzenie przez strefy z dużym udziałem przerostów (np. piaskowca), wymycia czy ścienienia pokładu powoduje bardzo istotny wpływ na rytmikę pracy maszyn urabiających. Spadek postępu może być nawet kilkukrotny, podobnie jak zużycie materiałów eksploatacyjnych. Wzrastają znacznie opory urabiania i drgania, co może powodować uszkodzenia maszyn. Wzrastają koszty napraw, remontów i serwisów obcych;
 - w przypadku przodków ścianowych wzrost zapotrzebowania na materiały eksploatacyjne będzie widoczny głównie w zużyciu noży maszyn urabiających, części zamiennych narażonych na pracę pod zwiększonym obciążeniem i drganiami, części zamiennych przenośników ścianowego i podścianowego oraz kruszarki. W przypadku systemu strugowego szczególnie narażony na wysokie naprężenia i zerwania jest łańcuch napędowy struga. W trakcie analizy dostępnych danych ekonomiczno-finansowych zauważono, że koszty zużycia materiałów w ścianach mogą wahać się w przedziale 20–30%:
 - oczekiwaną wartość współczynnika korygującego wzrost kosztów zużycia materiałów przyjęto bezpiecznie na poziomie 130%, zakładając, że bardzo wysokie zanieczyszczenie węgla będzie pojawiać się raczej incydentalnie;
 - obserwacje zużycia energii elektrycznej w przodkach urabianych mechanicznie pod dużym obciążeniem wskazują, że uśredniona w dłuższym czasie wartość zużycia dodatkowej energii może sięgać 25%. Na wzrost oporów urabiania duży wpływ ma urabialność skał, która wynika m.in. z ich zwięzłości. Można oczekiwać, iż w warunkach skał trudno urabialnych wskaźnik ten może być nawet o 40% wyższy:
 - zwiększone zużycie energii dla przodków drażonych mechanicznie w warunkach z dużym udziałem skał trudno urabianych skalkulowano na około 130%;
 - w przypadku drobnych awarii naprawa i gospodarka regeneracyjna maszyn prowadzona jest najczęściej przez służby kopalń. Znaczące awarie kompleksów ścianowych (w szczególności maszyn urabiających) mogą wymagać usług naprawczych wykonywanych przez firmy zewnętrzne. Na bazie danych empirycznych stwierdzono, że udział kosztów usług obcych w procesach eksploatacyjnych realizowanych bezpośrednio w ścianach może zmieniać się w przedziale 15–20%:
 - w przypadku procesu P_2 wartość współczynnika korygującego koszty usług obcych w przypadku urabiania skał płonnych przyjęto na poziomie 120% wartości bazowej;

- w modelu przyjęto, że udział firm zewnętrznych w drążeniu wyrobisk chodnikowych wyniesie około 60%. Analizując strukturę kosztów drążenia wyrobisk chodnikowych o tym samym rozstawie łuków obudowy można zauważyć, że koszt drążenia wyrobiska jest zależny od struktury złoża (może to się wiązać również z doбором właściwej techniki drążenia). Postęp drążenia wyrobisk w kamieniu jest też znacząco niższy. Wyrobiska drążone głównie w kamieniu były droższe nawet o 40%:
 - w przypadku procesu P_1 wartość współczynnika korygującego koszty usług obcych w przypadku urabiania skał płonnych przyjęto na poziomie 140% wartości bazowej;
 - wartość kosztów remontów tylko w procesie eksploatacji ścian (P_2) w odniesieniu do zbioru kosztów referencyjnych kopalni „X” nie przekracza 7%, natomiast w przodkach chodnikowych (proces oznaczony jako P_1) odpowiednio 2%:
 - potencjalny wzrost kosztów remontów w procesach drążenia wyrobisk chodnikowych i eksploatacji ścian w przypadku urabiania dużych ilości skał płonnych uznano na poziomie 110%;
 - relatywny wzrost kosztów osobowych może wiązać się z ograniczeniem postępu. Pogarszanie się tempa wydobywania przekłada się na wzrost kosztów osobowych w danej ścianie lub w wyrobisku korytarzowym, dobrze widoczny w ujęciu jednostkowym. Wyrobiska chodnikowe dla systemu strugowego cechują zwykle większe przekroje, na których wykonanie potrzeba większego wkładu pracy załóg własnych lub firm zewnętrznych. Różnice w kosztach osobowych w ujęciu jednostkowym mogą w niektórych przypadkach sięgać nawet 200%:
 - w obliczeniach przyjęto, że wartość współczynnika wzrostu kosztów osobowych nie przekroczy 130% wartości bazowej w ścianach i 150% w przodku chodnikowym w sytuacji niekorzystnej;
 - koszty amortyzacji są kosztem stałym lub względnie stałym (nie analizowano amortyzacji naturalnej od wyrobisk chodnikowych). W modelu przyjęto jednak, że zmiana poziomu amortyzacji będzie reprezentować oczekiwane przyszłe zwiększenia nakładów odtworzeniowych z tytułu szybszego zużycia środków trwałych (głównie maszyn i urządzeń w przodkach). Udział amortyzacji w procesach P_1 i P_2 sięga 20%:
 - w obliczeniach przyjęto, że wartość współczynnika wzrostu kosztów amortyzacji wyniesie 110%, odzwierciedlając w perspektywie 10-letniej dodatkowe zakupy odtworzeniowe.
2. W przypadku procesów transportowych P_3 (transport poziomy i pionowy):
- w opinii ekspertów wzrost kosztów wybranych pozycji rodzajowych będzie wynikał głównie z transportu jednostki objętości urobku o zwiększonej masie (ciężar objętościowy skały płonnej może być nawet o 70% wyższy). Odpowiedzi ekspertów wska-

zywały, że urabianie dużej ilości skał płonnych może spowodować nawet dwukrotnie wyższe koszty w obszarze eksploatacji i utrzymania ruchu, co wyraża się zwiększonym zużyciem materiałów eksploatacyjnych i części zamiennych. W przypadku odstawy i transportu przenośnikami taśmowymi wzrost zapotrzebowania na materiały eksploatacyjne będzie widoczny głównie w kosztach zużycia taśmy i krążników. Przy kalkulacji potencjalnych zwiększeń kosztów w obszarze eksploatacji i utrzymania ciągów przenośników taśmowych założono, że na straty ruchu ciągłego przenośników zużywane jest około 40% całkowitej energii. Przyjęto ponadto, że wzrost zużycia energii z tytułu transportu zanieczyszczeń będzie proporcjonalny do różnicy ciężaru objętościowego węgla i skały płonnej. Założono przy tym, że kąty nachylenia tras przenośników są bliskie 0°;

- w przypadku górniczych wyciągów szybowych (GWS) przy zwiększeniu udziału kamienia w urobku zwiększa się zużycie (głównie ścierne) niektórych elementów GWS (np. blachy trudno ścieralne HARDOX w skipach). Maszyna wyciągowa posiada ograniczenie masy załadunkowej skipu, stąd skipy z dużą domieszką skał płonnych będą zasypywane w mniejszym stopniu. Można zatem oczekiwać zwiększonego zapotrzebowania na prace remontowe przy wymianie tych elementów, przy czym w opinii fachowców wzrost kosztów w obszarze zużycia materiałów i remontów nie przekroczy 10%. Rosną koszty wydobycia w ujęciu jednostkowym;
- warto nadmienić, że obliczenia wykonano, przyjmując średni udział kosztów zużycia materiałów w procesach w grupie P_3 na poziomie 9,5%; energii 8,6%; usług obcych rzędu 7,2%; remontów na poziomie 6,3%; kosztów osobowych 24% oraz amortyzacji na poziomie 28%. Resztę stanowią pozostałe koszty, których nie korygowano w kalkulacjach,
 - ostatecznie przyjęto następujące wartości współczynników korygujących koszty procesu transportu poziomego dla skały płonnej:
 - zużycia materiałów: 150%,
 - zużycia energii elektrycznej: 130%,
 - usług obcych: 120%,
 - remontów: 140%,
 - osobowe: 110%,
 - amortyzacji: 120%;
 - w przypadku procesu P_3_4 (transport pionowy) przyjęto następujące wartości korygujące koszty:
 - zużycia materiałów: 110%,
 - zużycia energii elektrycznej: 130%,
 - usług obcych: 105%,
 - remontów: 110%,
 - osobowe: 110%,
 - amortyzacji: 110%.

3. W przypadku procesów z grupy P_4 (P_4.1: zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyrobisk chodnikowych oraz P_4.2: zbrojenie i likwidacja wyrobisk ścianowych):
 - w opinii ekspertów istnieje potencjalnie niewielki związek kosztów procesów zbrojenia i likwidacji ścian z wielkością zanieczyszczeń (np. przerostów). Udział kosztów procesu P_4.2 nie przekracza w warunkach prowadzonych analiz 2% całości referencyjnych kosztów operacyjnych. Znacznie większy jest udział kosztów procesu P_4.1 (około 10%). W samym procesie P_4.1. dominują koszty związane z przebudową wyrobisk, których udział sięga 75%. W tym przypadku przyjęto analogię do procesu P_1 i kosztów związanych z drażeniem wyrobisk chodnikowych, przy czym założono, że koszty związane z przebudową wyrobisk chodnikowych będą ostatecznie wyższe (dochodzą dodatkowe procesy związane z demontażem obudowy starych wyrobisk i częstą pobierką spągu). Założono jednak odzysk około 50% stali;
 - obliczenia wykonano, przyjmując średni udział kosztów zużycia materiałów w procesach w grupie P_4.1 na poziomie 19,4%; energii 0,3%; usług obcych rzędu 17,2%; remontów na poziomie 2,8%; kosztów osobowych 16,1% oraz amortyzacji na poziomie 0,6%. Resztę stanowią pozostałe koszty, których nie korygowano w kalkulacjach,
 - przyjęto następujące wartości współczynników korygujących koszty w ramach procesów w grupie P_4 z tytułu skały płonnej:
 - zużycia materiałów: 150%,
 - zużycia energii elektrycznej: 100%,
 - usług obcych: 130%,
 - remontów: 110%,
 - osobowe: 150%,
 - amortyzacji: 100%.
4. W przypadku procesów z grupy P10 (ZPMW i procesy przeróbcze):
 - w opinii ekspertów całkowite koszty zakładu przeróbczego wahają się w niewielkim stopniu przy zmiennej jakości urobku. Istnieje jednak duży wpływ silnie zanieczyszczonej nadawy na procesy rozdziału w osadzarkach. Trudności z przerobem zakamienionej nadawy mogą być jedynie w niewielkim stopniu redukowane poprzez zawracanie półproduktów w obiegu zakładu. Fakt ten – poprzez straty węgla – został uwzględniony w korektach tonażu (wychodu) produktów handlowych kopalni. Obciążenia niektórych maszyn przeróbczych (np. kruszarek), a tym samym zużycie energii elektrycznej, części zamiennych, mogą się silnie wahać, przy czym nie wpływa to zasadniczo na wartość łącznych kosztów w dłuższej perspektywie (silne zanieczyszczenia nadawy występują raczej incydentalnie);
 - analizując strukturę kosztów zakładu przeróbczego kopalni zauważa się, że dominuje udział kosztów procesu wzbogacania w płuczkach (około 30% całości kosztów centrum ZPMW), przygotowania i klasyfikacji węgla surowego (24%), gospodarki

wodno-mułowej (14%). Natomiast udział kosztów zużycia materiałów wynosi blisko 14,4%, a zużycia energii 16,7%. W podobnej wartości kształtują się koszty remontów, usług obcych i amortyzacji (8–11%). Dominują koszty osobowe, których udział oszacowano na 30%;

- przyjęto następujące wartości współczynników korygujących koszty centrum przerobczego z tytułu skały płonnej:
 - zużycia materiałów: 110%,
 - zużycia energii elektrycznej: 105%,
 - usług obcych: 105%,
 - remontów: 110%,
 - osobowe: 110%,
 - amortyzacji: 105%.

Uwzględnienie wpływu skały płonnej we wszystkich modelach było odniesione tylko do kosztów zmiennych. Uprzednio z kosztów całkowitych wydzielono część kosztów stałych, które uznano za niezmiennie względem struktury eksploatowanego, transportowanego i przerabianego urobku. Udziały kosztów zmiennych poszczególnych procesów zaprezentowano w tabeli 5.10.

Tabela 5.10

Udział procentowy kosztów zmiennych dla analizowanych procesów
w przekroju podstawowych grup rodzajowych kosztów [%]

Table 5.10

Percentage share of variable costs for the analysed processes by main type of costs [%]

Cześć zmienna kosztów	Zużycie materiałów	Zużycie energii	Usługi obce	Remonty	Koszty osobowe	Amortyzacja*
P_1	80	60	90	70	5	100
P_2	65	75	70	60	5	100
P_3	30	60	30	20	5	100
P_3.4	30	90	70	20	5	100
P_4.1	80	60	90	70	5	100
P_4.2	65	75	70	60	5	100
P_10	40	60	80	40	5	100

* Uzmiennienie w całości amortyzacji jest przyjętym uproszczeniem oraz pochodną opracowanej koncepcji analiz, stanowiąc odzwierciedlenie zmian w poziomie nakładów inwestycyjnych odtworzeniowych. Uznano, że w ten sposób można przenieść różny w przypadku urabiania węgla i twardych skałach płonnych stopień zużycia maszyn i urządzeń górniczych (maszyny zużywające się szybciej trzeba częściej rotować). Zwyczajowo, w analizach finansowych przyjmuje się, że amortyzacja jest najczęściej kosztem stałym lub względnie stałym.

Źródło: opracowanie własne.

Bazując na powyższych założeniach, utworzono charakterystyki (zakresy zmienności) trójkątnych rozkładów poszczególnych grup rodzajowych kosztów (tab. 5.11 a–f). Uwzględnienie zakresu zmian kosztów (w miejsce pojedynczych ocen) zwiększało elastyczność analiz i dawało możliwości ich korelowania ze zmienną strukturą nadawy w modelach symulacyjnych Monte Carlo.

Tabela 5.11a

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_1
(drażenie wyrobisk chodnikowych)

Table 5.11a

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_1
(headings drilling)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	120%	140%
Zużycie energii	100%	100%	100%
Usługi obce	100%	125%	150%
Koszty remontów	100%	105%	110%
Koszty osobowe	100%	125%	150%
Koszty amortyzacji	100%	100%	100%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 5.11b

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_2
(eksploatacja urobku w ścianach)

Table 5.11b

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_2
(longwall exploitation)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	120%	140%
Zużycie energii	100%	120%	140%
Usługi obce	100%	115%	130%
Koszty remontów	100%	110%	120%
Koszty osobowe	100%	130%	160%
Koszty amortyzacji	100%	105%	110%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 5.11c

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_3
(transport poziomy)

Table 5.11c

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_3
(horizontal, conveyer belts transport)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	130%	160%
Zużycie energii	100%	115%	130%
Usługi obce	100%	115%	130%
Koszty remontów	100%	125%	150%
Koszty osobowe	100%	110%	120%
Koszty amortyzacji	100%	110%	120%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 5.11d

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_3.4
(transport pionowy)

Table 5.11d

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_3.4
(vertical, shaft transport)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	110%	120%
Zużycie energii	100%	120%	140%
Usługi obce	100%	105%	115%
Koszty remontów	100%	110%	120%
Koszty osobowe	100%	110%	120%
Koszty amortyzacji	100%	105%	110%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 5.11e

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_4.1:
zbrojenie, przebudowy i likwidacja wyrobisk chodnikowych
oraz P_4.2: zbrojenie i likwidacja wyrobisk ścianowych

Table 5.11d

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_4.1
(headings reinforcements, roadways reconstruction and liquidation)
and process P_4.2 (longwalls reinforcements and liquidation)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	130%	160%
Zużycie energii	100%	100%	100%
Usługi obce	100%	120%	140%
Koszty remontów	100%	105%	110%
Koszty osobowe	100%	130%	160%
Koszty amortyzacji	100%	100%	100%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 5.11f

Charakterystyka rozkładów trójkątnych kosztów rodzajowych w procesie P_10
(ZPMW i procesy przeróbcze)

Table 5.11f

Characteristics of the triangular distributions of basic costs by types in the process P_10
(coal processing)

Wyszczególnienie/ Współczynniki korygujące	Minimum	Średnia	Maksimum
Zużycie materiałów	100%	110%	120%
Zużycie energii	100%	105%	115%
Usługi obce	100%	105%	115%
Koszty remontów	100%	110%	120%
Koszty osobowe	100%	110%	120%
Koszty amortyzacji	100%	105%	110%

Źródło: opracowanie własne.

Po uwzględnieniu korekt kosztów, w modelach deterministycznych, w obliczeniach, wykorzystano wynikową strukturę kosztów, uwzględniającą miejsca wydobywanego urobku i źródła zanieczyszczeń (skały płonnej), którą przedstawiono w tabeli 5.12.

Tabela 5.12

Udział procentowy kosztów zmiennych dla analizowanych procesów w przekroju wybranych grup rodzajowych kosztów w modelach deterministycznych

Table 5.12

Percentage share of variable costs for the analysed processes by main type of costs in deterministic models

Wyszczególnienie (miejsca wydobycia węgla i źródła skały płonnej)	Wartość kosztów [tys. zł]	Udział [%]
Wyrobyiska ścianowe (węgiel)	888 600	46,3
Opad stropu (skała płonna)	97 300	5,1
Pobierka spągu (skała płonna)	68 100	3,5
Przerosty (skała płonna)	227 000	11,8
Wyrobyiska chodnikowe (węgiel)	231 500	12,1
Wyrobyiska chodnikowe (skała płonna)	407 500	21,2
Razem	1 920 000	100,0

Źródło: opracowanie własne.

Należy jednak wyraźnie podkreślić, że dostęp do informacji źródłowej w zakresie możliwości szacowania kosztów zanieczyszczeń w kopalniach na wymaganym poziomie szczegółowości jest niemożliwy. Przedstawione założenia i korekty kosztów są ostatecznie wyrazem subiektywnej opinii autora. Przy ich formułowaniu w dużym stopniu posłużyła się przygotowaną ankietą oraz opiniami ekspertów w danej dziedzinie.

Oszacowanie bazowych kosztów produkcji węgla

Podstawą kalkulacji bazowej wartości kosztów operacyjnych produkcji węgla były sprawozdania finansowe kopalni „X”, oficjalnie dostępne w sieci. Na ich podstawie ustalono, że całkowite koszty działalności operacyjnej (podstawowej) w przeliczeniu na produkcję węgla handlowego oscylują w ostatnim czasie w przedziale 220–230 zł/Mg. Z kosztów tych wydzielono koszty związane tylko z produkcją węgla (wyłączono koszty wytworzenia świadczeń na własne potrzeby jednostki, koszty pozostałej działalności operacyjnej, pozostałe koszty sprzedaży oraz amortyzacji), co pozwoliło ustalić realny przedział zmian jednostkowego gotówkowego kosztu produkcji węgla: 160–175 zł/Mg w pokładach obecnie eksploatowanych. Biorąc pod uwagę subiektywną opinię autora na temat możliwości kształtowania się tego kosztu w trakcie eksploatacji pokładów niżej zalegających, ostatecznie koszt ten przyjęto na poziomie 170 zł/Mg (węgla handlowego). Posługiwanie się kategorią kosztu jednostkowego było konieczne ze względu na uwarunkowania metod analizy i postawione cele badawcze.

Następnie, ze względu na specyfikę prowadzonych obliczeń (kalkulacja kosztów w funkcji zmiennego wolumenu węgla i zanieczyszczeń), szacowano koszt jednostkowy w prze-

liczeniu na wydobycie brutto. Wartość tego kosztu dla poszczególnych modeli była jednak inna z uwagi na fakt, że bazowy koszt (w ujęciu jednostkowym) był zależny od obliczonego poziomu uzysku energii. Stąd dla modeli deterministycznych koszt produkcji węgla ustalono na poziomie 127,5 zł/Mg (brutto). W modelach symulacyjnych bazowy koszt produkcji w ujęciu jednostkowym oszacowano jednak na 130,9 zł/Mg (brutto)³⁸ z uwagi na niższe wydobycie urobku brutto, wynikające z pozytywnego wpływu korelacji poszczególnych parametrów złożowych.

5.5. Nakłady inwestycyjne i amortyzacja środków trwałych

Przy szacowaniu nakładów inwestycyjnych związanych z udostępnieniem nowych pokładów i rejonów eksploatacyjnych założono, że wydobycie węgla będzie prowadzone z wykorzystaniem istniejącej infrastruktury kopalni.

W analizowanych modelach pierwsze dziesięć lat stanowił okres szczegółowej prognozy. W kolejnych latach, na bazie okresu 10-letniego, dla poszczególnych pozycji głównych oszacowano wartości jednostkowe nakładów i przeliczano w funkcji wydobycia netto, co miało zastosowanie w przypadku modeli symulacyjnych (uzmiennienie nakładów w funkcji wydobycia).

Całkowite nakłady inwestycyjne wraz z nakładami odtworzeniowymi w okresie szczegółowej prognozy wyniosły 2594,0 mln zł. Obejmują one następujące pozycje główne:

- budownictwo podziemne poziome – 739,0 mln zł;
- infrastruktura powierzchniowa i dołowa – 75,0 mln zł;
- zakupy kompleksów ścianowych i maszyn urabiających – 1130,0 mln zł;
- pozostałe zakupy – 260,0 mln zł;
- pozostałe nakłady – 390,0 mln zł.

W kalkulacjach uwzględniono również wartość bilansową aktywów trwałych netto kopalni w kwocie 1750,0 mln zł, co służyło aktualizacji bilansu, urealnieniu amortyzacji oraz normalizacji poziomu wolnych przepływów pieniężnych w kolejnych okresach analizy.

Istotną pozycję nakładów stanowiły wydatki na zakup i odtworzenie parku maszynowego kopalni. W perspektywie szczegółowej prognozy na zakup i odtworzenie zestawów ścianowych przeznaczono kwotę 1 055,0 mln zł. Zakładano ponadto, że po 4 latach użytkowania będą następować remonty kapitalne kompleksów (podwyższające wartość środków trwałych), na które przeznaczano kwotę stanowiącą 50% ich wartości początkowej. Przyjęto, że zakupy odtworzeniowe tych maszyn dokonywane będą co 8–9 lat. Na zakupy kombajnów przodkowych chodnikowych przeznaczono z kolei kwotę 75 mln zł, zakładając dostępność co najmniej pięciu sprawnych maszyn w trakcie prowadzonego ruchu.

³⁸ Koszty całkowite były niezmiennie w przypadku obu typów modeli. Niższe wydobycie brutto daje w przeliczeniu na jednostkę wyższą wartość kosztu produkcji węgla (bazowego).

W pozycji budownictwo podziemne uwzględniono drążenie około 52,0 km głównych wyrobisk udostępniających oraz pozostałych w ilości 2,6 km w całym okresie istnienia kopalni. Założono, że pełny koszt pierwszego typu wyrobiska wyniesie średnio 15,0 tys. zł za mb, natomiast drugiego typu odpowiednio 10,0 tys. zł/mb.

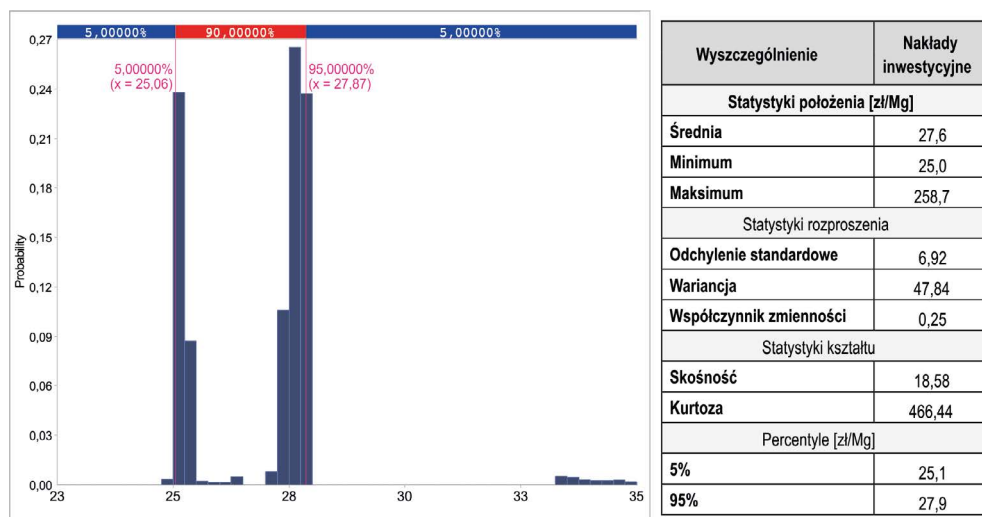
W pozycji pozostałe nakłady wkalkulowano koszty związane z przebudową i modernizacją wyrobisk kapitalnych (50 mln zł), odtworzeniem i rozwojem infrastruktury transportowej (130 mln zł), sieci rurociągów (30 mln zł), modernizację pozostałych maszyn i urządzeń (130 mln zł), modernizację budowli i instalacji (50 mln zł). Wartości te dotyczą okresu szczegółowej prognozy nakładów. Roczna wartość wydatków w pozycji pozostałe zakupy została skalkulowana na kwotę około 26 mln zł. Obejmuje ona zakupy drobnego sprzętu, maszyn i urządzeń. Łącznie w okresie 0–10 wydatki na te cele skalkulowano na 260 mln zł.

W ramach infrastruktury powierzchniowej i dołowej uwzględniano nakłady związane z odwadnianiem i gospodarką obiektami na powierzchni (16 mln zł), transportem na powierzchni (43 mln zł), infrastrukturą teleinformatyczną kopalni (16 mln zł). Razem nakłady w tej pozycji do 10 okresu łącznie wyniosły 75,0 mln zł.

Uwzględniając cały okres istnienia kopalni, całkowite nakłady inwestycyjne w modelach deterministycznych skalkulowano na 6 553,0 mln zł.

Jak wspomniano, z uwagi na symulacyjny charakter obliczeń w okresach 11–25 przyjęto, że nakłady inwestycyjne będą liczone jako narzut na 1 Mg wydobytego węgla. Przyjęto następujące stawki nakładów inwestycyjnych w poszczególnych pozycjach głównych [zł/Mg węgla netto]:

- budownictwo podziemne poziome – 5,4;
- infrastruktura powierzchniowa i dołowa – 0,7;



Rys. 5.8. Rozkład nakładów inwestycyjnych w ujęciu jednostkowym w okresie 11–25

Źródło: opracowanie własne

Fig. 5.8. Distribution of unit capital expenditures in the period of 11–25

- zakupy kompleksów ścianowych i maszyn urabiających – 8,0;
- pozostałe zakupy – 3,0;
- pozostałe nakłady – 10,3, w tym:
 - przebudowy i modernizacje wyrobisk kapitalnych – 3,1;
 - odtworzenie i rozwój infrastruktury transportowej – 3,0;
 - rozwój sieci rurociągów – 0,3;
 - modernizacje maszyn i urządzeń – 1,5;
 - modernizacje budowli i instalacji – 2,4.

Rozkład nakładów inwestycyjnych w ujęciu jednostkowym (na 1 Mg węgla netto) przedstawiono na rysunku 5.8. 90% obserwacji mieści się w przedziale 25,1–27,9 zł/Mg.

Zestawienie nakładów inwestycyjnych w okresie szczegółowej prognozy w opracowanych modelach ujęto natomiast w tabeli 5.13.

Kapitał obrotowy netto

Wielkość kapitału obrotowego netto oszacowano, analizując cykle rotacji zapasów, należności i zobowiązań krótkoterminowych. Cykl rotacji zapasów przyjęto na 13 dni, natomiast cykl rotacji zobowiązań handlowych ustalono na 20 dni. Z kolei cykl rotacji należności krótkoterminowych przyjęto na 39 dni. Kalkulację zapotrzebowania na kapitał obrotowy netto oraz jego zmiany w pierwszym roku analizy prezentuje poniższe zestawienie [mln zł]:

- aktywa obrotowe (zapasy + należności) – 289,9;
- zapasy – 72,5;
- należności krótkoterminowe – 217,4;
- zobowiązania handlowe – 111,5;
- zmiana kapitału obrotowego netto – –178,4.

Tabela 5.14

Amortyzacja środków trwałych w deterministycznych modelach wyceny [tys. zł]

Table 5.14

Amortisation and depreciation in deterministic valuation models [thous. zł]

Okres	1	2	3	4	5	6	7	8
Amortyzacja	94 060,0	94 555,0	121 377,5	148 827,5	173 020,0	295 845,0	309 775,0	324 260,0
Okres	9	10	11	12	13	14	15	16
Amortyzacja	340 622,5	300 272,5	297 542,5	299 842,5	290 490,0	372 925,0	322 155,0	322 450,0
Okres	17	18	19	20	21	22	23	24
Amortyzacja	322 067,5	412 807,5	318 455,0	315 890,0	230 110,0	326 570,0	230 070,0	229 685,0
Okres	25							
Amortyzacja	228 210,0							

Źródło: opracowanie własne.

Amortyzacja środków trwałych

Przyjęto, że nakłady inwestycyjne zostaną w zdecydowanej większości zamortyzowane do końca okresu likwidacji projektowanej eksploatacji.

Amortyzacja została oszacowana metodą liniową, przyjmując stawki amortyzacji zgodne z okresem technicznej przydatności poszczególnych środków trwałych. Stawki amortyzacji bilansowej wahały się od 4,5% dla wyrobisk korytarzowych kapitalnych do 20,0% dla niektórych maszyn i urządzeń. Średnia roczna wartość amortyzacji wyniosła około 258,5 mln zł.

Tabela 5.14 przedstawia koszty amortyzacji środków trwałych w poszczególnych okresach istnienia kopalni.

5.6. Pozostałe zmienne decyzyjne modeli oceny

Metoda kalkulacji wolnych przepływów pieniężnych

W obliczeniach przyjęto, że wszystkie modele będą przeliczane w warunkach bez inflacyjnych, tj. w cenach stałych. Przyjęcie tego założenia wynikało z chęci eliminacji dodatkowych czynników, mogących utrudniać percepcję otrzymanych wyników analiz.

Ryzyko i dobór stopy dyskontowej

Eksploatacja złoża „X” niesie ze sobą ograniczone ryzyko. Pokład C-1 jest już częściowo rozpoznany. Złoże zalega regularnie, jest mało spękane; występuje niewielka liczba uskoku. Zagrożenia naturalne, poza wysoką skłonnością węgla do samozapłonu, w sposób ograniczony oddziałują na rytmikę prowadzonego dotychczas wydobywania. Większa trudność, również z uwagi na uwarunkowania górnicze i organizacyjne, występuje w pokładach cienkich.

Kalkulacja stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka (RADR) wymagała dodatkowo uwzględnienia:

- założeń wobec stopy wolnej od ryzyka, którą przyjęto na moment sporządzania analiz na poziomie oprocentowania długoterminowych obligacji Skarbu Państwa (2,5%),
- założeń wobec poziomu stopy oprocentowania depozytów bankowych (WIBOR 12M) na poziomie 1,8% (dla celów określenia kosztu kapitałów obcych finansujących),
- ryzyka specyficznego kopalni na poziomie około 2%,
- premii za niepewność wobec stopnia (kategoria C_1 i C_2) rozpoznania zasobów rzędu 1,7%³⁹,
- inflacji, której wartość ze względu na specyfikę kalkulacji, przyjęto na poziomie 0%.

³⁹ Jest to stosunkowo niska wartość premii za ryzyko wobec faktycznej wielkości bazy zasobowej. Błąd oszacowania zasobów w kategorii C_1 może sięgać $\pm 30\%$, natomiast w kategorii C_2 odpowiednio $\pm 40\%$. Uznano jednak, że aktualne doświadczenia eksploatacyjne, liczba informacji przechowywanej w modelu geologicznym (również z otworów dołowych i opróbowania) pozwalają znacząco obniżyć premię z tego tytułu.

W związku z powyższym, dysponując dodatkowo oszacowaniami ważonego kosztu kapitałów w polskich przedsiębiorstwach górniczych (Ranosz 2015; Michalak 2015), czy też materiałami źródłowymi, stopę dyskontową przyjęto na poziomie 8,0% we wszystkich modelach jednakowo. Przyjęcie tej samej stopy dyskontowej w modelach deterministycznych i Monte Carlo podporządkowane było konieczności porównania uzyskanych wyników (Kopacz 2011). W modelach symulacyjnych niepewność wobec stopnia rozpoznania zasobów była po części uwzględniona w zmienności miąższości i gęstości przestrzennej oraz niepewności wobec parametrów charakterystycznych ich rozkładów.

Podatek dochodowy i inne podatki

Stawkę podatku dochodowego w całym okresie analizy przyjęto na poziomie 19,0%. Był on liczony od wartości dodatnich sald zysku brutto, co przy niskich jego wartościach może prowadzić do zaniżania wyceny rzeczowych aktywów trwałych. Jest to jednak do pominięcia w ramach przyjętej szczegółowości prowadzonego rachunku zysków i strat oraz powtarzalności tego założenia we wszystkich skonstruowanych modelach i podejściach.

Założono, że podatek VAT (należny; naliczony) będzie w całym okresie oceny zbilansowany i przyrównany do 0, a jego szczegółowa projekcja wyłączona z kalkulacji.

Finansowanie

Założono kontynuację aktualnej polityki w zakresie finansowania, co zostało już po części wyrażone w przyjętym koszcie kapitałów i stopie dyskontowej.

Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego (FLZG)

Podstawą w kalkulacji potencjalnych kosztów likwidacji kopalni w przyszłości były oszacowania eksperckie możliwych kosztów likwidacji zakładu górniczego (i kopalni) przeliczane na wielkość zasobów operatywnych w złożu.

Łączną wartość kosztów likwidacji ZG oszacowano na 90,7 mln zł.

Odpis na FLZG (Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego) był tworzony na bieżąco w wysokości 3,0% wartości rocznej amortyzacji bilansowej (Prawo geologiczne i górnicze wymaga tworzenia tego odpisu na poziomie 3,0–10,0% wartości amortyzacji podatkowej). Ustalono, że środki pieniężne będą odkładane na specjalnym rachunku bankowym do momentu, aż uzbiera się wymagana kwota wraz z odsetkami (oprocentowanie rachunku 2,5% w skali roku). Wartość narosłych odsetek wyniosła 9,0 mln zł. Przyjęto umownie, iż będą one wykazywane jako przychody finansowe w rachunku zysków i strat w okresie ich generowania. Przyjęto ponadto, że nastąpi częściowe zbilansowanie kosztów likwidacji potencjalnymi przychodami ze sprzedaży likwidowanej masy majątku.

W modelach symulacyjnych moment rozpoczęcia likwidacji był zmienną losową i następował w ostatnim okresie analizy. Wszystkie zmienne rachunku kosztów FLZG były dopasowane do okresu istnienia kopalni.

Wartość rezydualna

Wartość rezydualna w modelach obliczeniowych stanowiła sumę niezamortyzowanych aktywów trwałych (różnica pomiędzy skumulowanym poziomem nakładów inwestycyjnych i skumulowanej amortyzacji) oraz wartości kapitału obrotowego netto w ostatnim okresie analizy. Wartość niezamortyzowanych aktywów trwałych w ostatnim roku analizy wyniosła około 1,29 mld zł⁴⁰, natomiast aktywów obrotowych odpowiednio 2,3 mln zł. Suma ta powiększała poziom łącznych przepływów pieniężnych w ostatnim roku, które następnie były aktualizowane przyjętą stopą dyskontową. Wpływ wartości rezydualnej na NPV był jednak niewielki.

Dywidenda i inne wypłaty z zysku

W przygotowanych modelach oceny efektywności ekonomicznej nie przewidziano wypłat dywidendy. W całości zysk (strata) netto stanowią kapitały kopalni modelowej powiększając (pomniejszając) wartość zysku (strat) z poprzednich okresów analizy.

Rezerwy

Nie kalkulowano rezerw pieniężnych mogących zniekształcać ocenę działalności operacyjnej oraz pogarszać percepcję uzyskanych wyników.

⁴⁰ Zakończenie eksploatacji pokładów C1, C2 i C3 nie musi oznaczać końca istnienia kopalni „X”. Tworzone dalej odpisy amortyzacyjne majątku kopalni pomniejszałyby wartość niezamortyzowanych aktywów trwałych.

6. Rezultaty analizy wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną kopalni „X”

Jak wskazuje opracowana i przedstawiona w rozdziale 1 koncepcja badań, całość rozważań w zakresie oceny wpływu parametrów złożowych na kształtowanie się określonych parametrów technicznych, produkcyjnych oraz finansowych kopalni „X” była prowadzona równoległe za pomocą dwóch odmiennych typów modeli:

- deterministycznych,
- symulacyjnych w metodzie Monte Carlo.

Aby zapewnić możliwie dużą przejrzystość otrzymanych rezultatów badań, prace podzielono na trzy odrębne części tematyczne i w takiej samej konwencji zaprezentowano jej wyniki.

Prezentację rezultatów prac badawczych otwierają wyniki analizy finansowej kopalni „X”, gdzie szczegółowo przedstawiono wybrane pozycje rachunku zysków i strat, bilansu czy rachunku przepływów pieniężnych.

W rozdziale 6.2 udokumentowano w szczególności wpływ wybranych parametrów złożowych na wielkość kosztów operacyjnych kopalni „X”, przy zmiennym poziomie zanieczyszczenia węgla mierzonym opracowanymi wskaźnikami uzysku energii ze złoża i w koncentracji węgla.

Istotę drugiej części prac stanowiła ocena wpływu parametrów jakościowych węgla na przychody w najbardziej prawdopodobnym zakresie zmian wartości opałowej, zawartości procentowej siarki całkowitej oraz zawartości procentowej popiołu. Rezultaty tej oceny przedstawiono w rozdziale 6.3.

Trzecia część stanowi suplement do analizy, w której przedstawiono wyniki oceny wpływu analizowanych parametrów złożowych na wybrane parametry techniczne i ekonomiczno-finansowe kopalni „X” w wariantach:

- bez uwzględniania korelacji parametrów złożowych,
- stosując model korelacji liniowej na bazie kopuły Gaussa,
- zakładając alternatywne podejście do rozdziału kosztów urabiania skały płonnej w ścianach i wyrobiskach korytarzowych.

Rezultaty tych analiz stanowią zawartość rozdziału 6.4.

Prezentację rezultatów badań, przy całej różnorodności analizowanych zmiennych objaśniających i prognozowanych, ograniczono ostatecznie do⁴¹:

- kosztów wydobycia w ścianach i wyrobiskach korytarzowych w podziale na źródła zanieczyszczeń,
- przychodów,
- EBITDA, EBIT oraz zysku netto,
- wolnych przepływów pieniężnych,
- NPV,
- NPVR,
- IRR.

Parametry ekonomiczno-finansowe (koszty, przychody, zyski i przepływy) dotyczą całego okresu analizy projektu i prezentują wartości skumulowane. Podobnie również dla całego okresu istnienia kopalni „X” kalkulowano mierniki wartości takie, jak: NPV, NPVR, IRR, czy stopa procentowa CAGR.

6.1. Rezultaty oceny finansowej

Aby lepiej zrozumieć uwarunkowania prowadzonych analiz i otrzymanych rezultatów badań, szczegółowo omówionych w kolejnych rozdziałach pracy, uznano za istotne poprzedzić ich prezentację wynikami oceny finansowej scenariusza bazowego, który przedstawia stan modeli deterministycznych dla przyjętych średnich wartości kluczowych parametrów decyzyjnych. W uzupełnieniu dołączono również tabele:

- produkcji węgla handlowego,
- rachunku zysków i strat,
- bilansu,
- rachunku przepływów pieniężnych.

Tabela 6.1

Produkcja węgla handlowego w modelu wyceny [tys. Mg]

Table 6.1

Coal production in the valuation model ['000 t]

Wyszczególnienie	Razem w okresie	0	1	2	...	23	24	25
Produkcja węgla handlowego	226 736,3	8 725,1	8 725,1	8 725,1	...	8 725,1	8 725,1	8 609,9
– ze ścian	218 679,7	8 415,2	8 415,2	8 415,2	...	8 415,2	8 415,2	8 300,0
– z chodników	8 056,7	309,9	309,9	309,9	...	309,9	309,9	309,9

Źródło: opracowanie własne.

⁴¹ Powodem tego ograniczenia jest chęć uzyskania możliwie dużej przejrzystości otrzymanych rezultatów badań w zakresie parametrów reprezentatywnych.

Tabela 6.2

Rachunek zysków i strat w modelu wyceny [tys. zł]

Table 6.2

Income statement in the valuation model [thous. zł]

Wyszczególnienie	Razem w okresie	0	1	2	...	23	24	25
Przychody ze sprzedaży węgla	52 149 358,4	2 006 763,2	2 006 763,2	2 006 763,2	...	2 006 763,2	2 006 763,2	1 980 279,3
Gotówkowe koszty operacyjne	38 782 181,9	1 492 148,8	1 492 148,8	1 492 148,8	...	1 492 148,8	1 492 148,8	1 478 462,5
Gotówkowe koszty operacyjne*	37 830 958,5	1 455 548,3	1 455 548,3	1 455 548,3	...	1 455 548,3	1 455 548,3	1 442 251,8
– ściany (węgla)	17 462 966,0	672 006,2	672 006,2	672 006,2	...	672 006,2	672 006,2	662 811,0
– ściany (skały płonnej):	7 788 725,0	299 724,1	299 724,1	299 724,1	...	299 724,1	299 724,1	295 622,9
- opad stropu	1 931 025,9	74 309,3	74 309,3	74 309,3	...	74 309,3	74 309,3	73 292,5
- pobierka spągu	1 351 972,0	52 026,3	52 026,3	52 026,3	...	52 026,3	52 026,3	51 314,4
- przerosty	4 505 727,1	173 388,4	173 388,4	173 388,4	...	173 388,4	173 388,4	171 015,9
– chodniki (węgla)	4 511 048,0	173 501,8	173 501,8	173 501,8	...	173 501,8	173 501,8	173 501,8
– chodniki (skały płonnej)	8 068 219,4	310 316,1	310 316,1	310 316,1	...	310 316,1	310 316,1	310 316,1
Koszty składowania skały płonnej	951 223,4	36 600,5	36 600,5	36 600,5	...	36 600,5	36 600,5	36 210,6
EBITDA	13 367 176,5	514 614,4	514 614,4	514 614,4	...	514 614,4	514 614,4	501 816,9
Amortyzacja	6 721 885,0	2 070,0	91 990,0	94 555,0	...	230 070,0	229 685,0	228 210,0
EBIT	6 645 291,5	512 544,4	422 624,4	420 059,4	...	284 544,4	284 929,4	273 606,9
Przychody finansowe	9 033,2	1,6	3,1	72,1	...	0,0	0,0	0,0
Wynik brutto	6 654 324,7	512 545,9	422 627,5	420 131,5	...	284 544,4	284 929,4	273 606,9
Podatek dochodowy	1 264 321,7	97 383,7	80 299,2	79 825,0	...	54 063,4	54 136,6	51 985,3
Zysk (strata) netto	5 390 003,0	415 162,2	342 328,3	340 306,5	...	230 481,0	230 792,8	221 621,6
Zysk zatrzymany	5 390 003,0	415 162,2	342 328,3	340 306,5	...	230 481,0	230 792,8	221 621,6

* Całkowite koszty operacyjne pomniejszone o koszty gospodarki skalą płonną na powierzchni.

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.3

Bilans w modelu wyceny [tys. zł]

Table 6.3

Balance sheet in the valuation model [thous. zł]

Wyszczególnienie	0	1	2	...	23	24	25
AKTYWA	3 679 143,0	4 021 471,3	4 361 777,8	...	8 201 569,5	8 432 362,3	8 652 512,5
– Majątek trwały	2 968 288,0	2 990 798,0	3 196 743,0	...	2 438 368,0	2 450 683,0	2 463 473,0
– Majątek obrotowy	710 855,0	1 030 673,3	1 165 034,8	...	5 763 201,5	5 981 679,3	6 189 039,5
– Zapasy i należności	289 865,8	289 865,8	289 865,8	...	289 865,8	289 865,8	286 040,3
– Inwestycje i środki pieniężne	420 927,1	740 683,3	872 285,1	...	5 398 268,9	5 616 746,7	5 827 932,4
– Nowe środki zdeponowane na FLZG	62,1	124,2	2 883,9	...	75 066,8	75 066,8	75 066,8
PASYWA	3 679 143,0	4 021 471,3	4 361 777,8	...	8 201 569,5	8 432 362,3	8 652 512,5
Kapitały	2 204 293,4	2 546 621,7	2 886 928,2	...	6 726 719,9	6 957 512,7	7 179 134,2
– Kapitał podstawowy	301 158,0	301 158,0	301 158,0	...	301 158,0	301 158,0	301 158,0
– Kapitał zapasowy	1 078 402,2	1 078 402,2	1 078 402,2	...	1 078 402,2	1 078 402,2	1 078 402,2
– Fundusz rezerwowy	409 571,0	409 571,0	824 733,2	...	4 964 362,8	5 116 678,7	5 347 159,7
– Zysk (strata) z lat ubiegłych	0,0	415 162,2	342 328,3	...	152 316,0	230 481,0	230 792,8
Zysk netto	415 162,2	342 328,3	340 306,5	...	230 481,0	230 792,8	221 621,6
Zobowiązania i rezerwy	1 474 849,6	1 474 849,6	1 474 849,6	...	1 474 849,6	1 474 849,6	1 473 378,3
– Zobowiązania długoterminowe i rezerwy	1 057 727,0	1 057 727,0	1 057 727,0	...	1 057 727,0	1 057 727,0	1 057 727,0
Zobowiązania krótkoterminowe	111 486,8	111 486,8	111 486,8	...	111 486,8	111 486,8	110 015,5
– zobowiązania handlowe	111 486,8	111 486,8	111 486,8	...	111 486,8	111 486,8	110 015,5
Pozostałe rezerwy	305 635,8	305 635,8	305 635,8	...	305 635,8	305 635,8	305 635,8

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.4

Rachunek przepływów pieniężnych w modelu wyceny

Table 6.4

Cash flow statement in the valuation model

Wyszczególnienie	J.m.	Razem w okresie	0	1	2	...	23	24	25
Zysk netto	[tys. zł]	5 390 003,0	415 162,2	342 328,3	340 306,5		230 481,0	230 792,8	221 621,6
(+) amortyzacja	[tys. zł]	12 111 888,0	417 232,2	434 318,3	434 861,5	...	460 551,0	460 477,8	449 831,6
(-) wpłaty na FLZG	[tys. zł]	12 036 821,2	417 170,1	434 256,2	432 101,8	...	460 551,0	460 477,8	449 831,6
(+/-) zmiana KON	[tys. zł]	12 036 821,2	238 791,2	434 256,2	432 101,8	...	460 551,0	460 477,8	452 185,7
(-) nakłady inwestycyjne	[tys. zł]	4 025 821,2	-1 557 208,8	319 756,2	131 601,8	...	218 551,0	218 477,8	211 185,7
Przepływy pieniężne netto (FCF)	[tys. zł]	4 025 821,2	-1 557 208,8	319 756,2	131 601,8	...	218 551,0	218 477,8	211 185,7
FCF z wartością rezydualną (RW)	[tys. zł]	5 317 290,3	-1 557 208,8	319 756,2	131 601,8	...	218 551,0	218 477,8	1 502 654,8
Bazowa stopa dyskonta	[%]	8,0	8,0	8,0	8,0	...	8,0	8,0	8,0
Skumulowany czynnik dyskontowy		1	1	0,96	0,89	...	0,18	0,16	0,15
NPV	[tys. zł]	981 676,6							
IRR(t)	[%]	13,15							
NPVR	[%]	21,99							

Objaśnienia: FLZG – Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego, KON – kapitał obrotowy netto, CF – przepływy pieniężne, RW – wartość rezydualna
 Źródło: opracowanie własne.

Ze względu na ograniczenia arkuszy dołączone tabele obejmują tylko wybrane parametry techniczne i ekonomiczno-finansowe. Szczegółowe dane zestawiono dla trzech pierwszych i trzech ostatnich okresów analizy. Sprzyja temu fakt, że w okresie 3–23 przedstawione zmienne nie ulegały istotnym odchyleniom.

Analizując dołączone tabele można zauważyć, że:

- produkcję węgla handlowego skalkulowano na 226,7 mln Mg, przy czym 218,7 mln Mg pochodzi ze ścian, reszta z wyrobisk korytarzowych;
- przychody ze sprzedaży węgla sięgają poziomu 52,1 mld zł, natomiast gotówkowe koszty operacyjne około 38,8 mld zł. W gotówkowych kosztach „dołowych” dominują koszty wydobycia węgla w wyrobiskach ścianowych (46,2%) oraz koszty agregowane na skałę płonną w chodnikach (21,3%). Koszty urabiania przerostów stanowią 11,9% całości gotówkowych kosztów „dołowych”, natomiast koszty związane z opadem stropu i pobierką spągu odpowiednio 5,1 i 3,6%. Koszty wydobycia węgla przypisane do wyrobisk korytarzowych stanowią około 11,9%;
- całkowita wartość EBITDA w okresie 0–25 ukształtowała się na poziomie 13,4 mld zł, zysk EBIT wyniósł natomiast 6,6 mld zł. Po odliczeniu wszystkich potrąceń, sumaryczny zysk netto skalkulowano na 5,4 mld zł;
- wartość bilansowa aktywów i pasywów według stanu w roku bazowym („0”) została ustalona na 3,7 mld zł, natomiast w ostatnim roku analizy wyniosła odpowiednio 8,6 mld zł. Dodatni wynik netto generuje nadwyżki finansowe widoczne w systematycznym budowaniu wartości bilansowej hipotetycznej kopalni;
- łączna wartość skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych (wraz z wartością rezydualną) w okresie analizy została określona na poziomie 5,3 mld zł, co przy stopie dyskontowej 8,0% pozwoliło oszacować NPV na 981,7 mln zł. Wewnętrzna stopa zwrotu ukształtowała się na poziomie 13,1%. Wskaźnik wartości zaktualizowanej netto NPVR wyniósł z kolei 22,0%.

6.1.1. Analiza wrażliwości

W tabeli 6.5 zaprezentowano ocenę ryzyka ekonomiczno-finansowego mierzonego wpływem kluczowych parametrów decyzyjnych na zmianę wartości zaktualizowanej netto (NPV) w modelu deterministycznym.

Zmienność NPV sparametryzowano wskutek podstawiania w arkuszu obliczeniowym kolejnych wartości wyższych (niższych) od bazowych (średnich) kluczowych parametrów decyzyjnych, w szczególności:

- wydobycia węgla netto,
- ceny węgla wskaźnikowego,
- nakładów inwestycyjnych,
- kosztów operacyjnych,
- stopy dyskontowej.

Ujęcie graficzne rezultatów analizy wrażliwości wynikowej NPV przedstawia wykres na rysunku 6.1.

Tabela 6.5

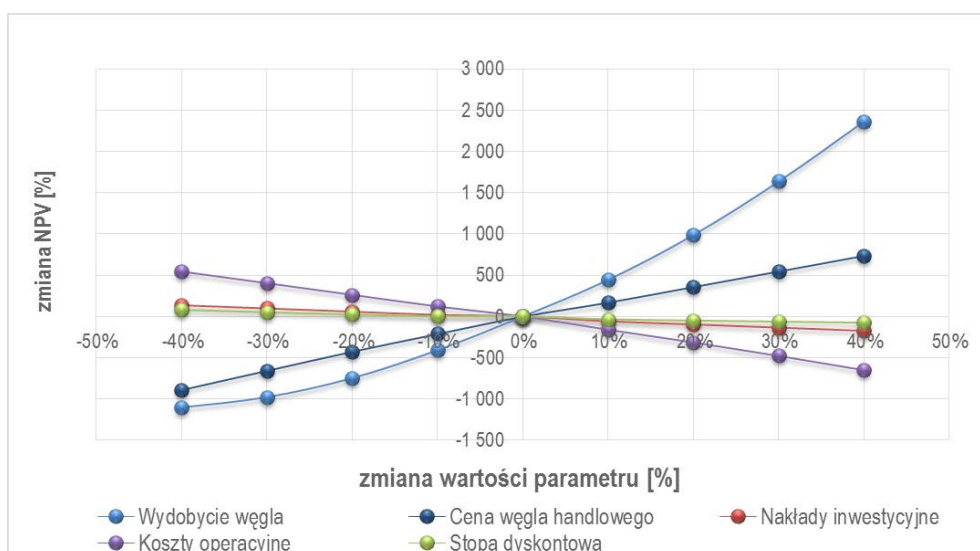
Wrażliwość NPV w modelu wyceny

Table 6.5

NPV sensitivity in the valuation model

Wyszczególnienie	Zakres wahań NPV								
	-40%	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%	40%
	NPV [%]								
Wydobycie węgla	-1 140	-1 010	-760	-410	0	480	1 060	1 720	2 490
Cena węgla	-910	-670	-430	-200	0	200	400	600	790
Nakłady inwestycyjne	160	120	80	40	0	-40	-80	-120	-160
Koszty operacyjne	600	450	300	150	0	-150	-310	-480	-670
Stopa dyskontowa	110	70	50	20	0	-20	-40	-50	-60

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 6.1. Wrażliwość NPV – ujęcie graficzne

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.1. NPV sensitivity – graphic illustration

Analizując otrzymane wyniki można stwierdzić, że:

- układ średnich wartości kluczowych zmiennych decyzyjnych sprawia, że wrażliwość NPV jest bardzo wysoka, przy czym:
 - na NPV najsilniej oddziałuje zmiana poziomu wydobycia węgla. Zmniejszenie o 10% wydobycia powoduje spadek NPV o 410%,
 - spadek ceny węgla wskaźnikowego o 10% powoduje z kolei spadek NPV o 200%,
 - wzrost nakładów inwestycyjnych o 10% obniża NPV, co w ujęciu procentowym i w relacji do bazowej NPV wynosi 40%,
 - wzrost kosztów operacyjnych o 10% wiąże się ze spadkiem NPV o 150%,
 - spadek stopy dyskontowej o 10% powoduje wzrost NPV o 20%, i odwrotnie.

W większości przypadków (tj. z wyjątkiem wydobycia węgla) zmiana NPV wykazuje zależność liniową.

6.2. Ocena wpływu wybranych parametrów geologiczno-górnich na koszty operacyjne oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe

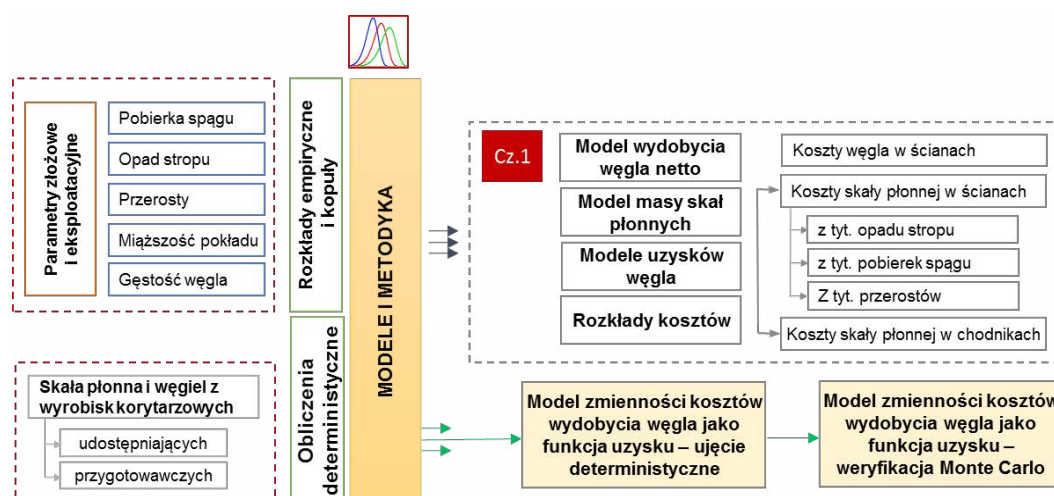
Istota tego etapu prac sprowadzała się do określenia wpływu zmienności wybranych parametrów złożowych (miąższości pokładu, przerostów, gęstości przestrzennej węgla, opadu stropu, pobierki spągu) na koszty produkcji z uwzględnieniem miejsc eksploatacji węgla i źródeł skały płonnej.

Opracowane kryteria różnicowania kosztów w przekroju miejsca ich powstawania oraz w podziale na wydobywany węgiel i skałę płonną pozwoliły ostatecznie szacować poziom całkowitych kosztów operacyjnych i zmiennych ekonomiczno-finansowych. Uściśleniu wiedzy w tym zakresie służyła ankieta przeprowadzona wśród pracowników kopalni.

Istotę tego etapu prac stanowi opracowany model matematyczny, wiążący poziom kosztów operacyjnych produkcji węgla (w ujęciu jednostkowym) z uzyskiem energii węgla ze złoża lub z wychodem węgla handlowego. Koszty wydobycia węgla łączą w sobie skorygowane koszty rozliczone uprzednio na węgiel i skałę płonną, stąd ich wartość uznaje się w badaniach za w pełni odpowiadającą strukturze eksploatowanego urobku.

Realizacja celów badawczych wymagała ponadto opracowania dedykowanych modeli wydobycia, rozkładów kosztów operacyjnych, mając na uwadze ograniczenia modeli deterministycznych i uwarunkowania metody Monte Carlo. W przypadku obu typów modeli przeprowadzono podobny cykl badań. W modelach probabilistycznych formułę sprzedażną węgla zastąpiono autorską formułą cenową z kopułą empiryczną, co ostatecznie pozwoliło zweryfikować poprawność opracowanych matematycznych modeli kosztów jednostkowych wydobycia w funkcji uzysków energii węgla ze złoża (EY_w). Opracowana postać matematyczna funkcji kosztów wydobycia uwzględnia wzajemne zależności korelacyjne występujące pomiędzy poszczególnymi parametrami złożowymi i kosztami. Opracowanie tych funkcji stanowi istotne osiągnięcie naukowe w pracy.

Poglądowy schemat badań wiążący poszczególne elementy analizy z otrzymanymi efektami przedstawiono na rysunku 6.2.



Rys. 6.2. Koncepcja oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na wydobywanie skały płonnej, koszty operacyjne oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X”.

Źródło: opracowanie własne.

Fig. 6.2. The concept of assessing the impact of selected deposit parameters on costs and the economic parameters of the mine “X”

6.2.1. Rezultaty analiz w ujęciu deterministycznym

Rozdział niniejszy prezentuje rezultaty analizy wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty wydobywania węgla i urabiania skał płonnych, przychody ze sprzedaży produktów handlowych oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X” w ujęciu deterministycznym.

6.2.1.1. Rezultaty oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla

W tabeli 6.6 zestawiono wyniki oceny wpływu zmiennego poziomu zanieczyszczeń węgla na koszty działalności operacyjnej hipotetycznej kopalni rozliczone na zidentyfikowane miejsca eksploatacji węgla i źródła skały płonnej. Tabela ta zawiera również informację o produkcji węgla handlowego oraz skały płonnej dla danej wartości wskaźnika wychodu węgla handlowego. Tabela 6.7 prezentuje różnice w kosztach wydobywania węgla i produkcji skały płonnej względem kosztów bazowych, obliczonych przy bazowych wartościach uzysków energii (ze złoża EY_w : 68,8%, czy też w koncentracji węgla EY_c : 80,2%). W tabeli 6.8 przedstawiono udziały kosztów zanieczyszczeń węgla w całości kosztów „dołowych” kopalni (tj. całkowitych kosztów operacyjnych bez kosztów gospodarki skałą płonną na

Tabela 6.6

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla (1)

Table 6.6

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production costs (1)

Wyszczególnienie	J.m.	Obj.	Wychód węgla handlowego (CY_c)				
			50,0%	55,0%	60,0%	65,0%	70,0%
Produkcja węgla handlowego	mln Mg		220,33	221,39	222,44	223,50	224,56
Ilość odpadów	mln Mg		301,00	255,59	217,61	185,34	157,56
Całkowite gotówkowe koszty operacyjne	mld zł	(A + B + C + D + F)	62,27	56,57	51,83	47,83	44,41
Gotówkowe koszty operacyjne „dółowe”	mld zł	(A + B + C + D)	59,01	53,87	49,59	45,98	42,90
– wyrobisk ścianowych (węgla)	mld zł	A	14,78	15,18	15,60	16,03	16,48
– wyrobisk ścianowych (skały płonnej)	mld zł	B (x + y + z)	27,13	22,73	18,98	15,72	12,83
- opad stropu	mld zł	x	6,73	5,64	4,71	3,90	3,18
- pobierka spagu	mld zł	y	4,71	3,95	3,29	2,73	2,23
- przerosty	mld zł	z	15,69	13,15	10,98	9,09	7,42
– wyrobisk chodnikowych (węgla)	mld zł	C	3,86	3,95	4,05	4,16	4,27
– wyrobisk chodnikowych (skały płonnej)	mld zł	D	13,24	12,00	10,96	10,08	9,33
Koszty gospodarki skalą płonną na powierzchni	mld zł	F	3,25	2,70	2,24	1,85	1,51

Tabela 6.6 cd.

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla (2)

Table 6.6 cont.

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production costs (2)

Wyszczególnienie	J.m.	Obj.	Wychód węgla handlowego (CY _c)					
			75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%	99,0%
Produkcja węgla handlowego	mln Mg		225,63	226,69	227,76	228,83	229,91	230,77
Ilość odpadów	mln Mg		133,37	112,10	93,23	76,36	61,18	50,08
Całkowite gotówkowe koszty operacyjne	mld zł	(A + B + C + D + F)	41,46	38,88	36,61	34,61	32,82	31,52
Gotówkowe koszty operacyjne (dołowe),	mld zł	(A + B + C + D)	40,24	37,92	35,88	34,08	32,47	31,31
– wyrobisk ścianowych (węgla)	mld zł	A	16,95	17,44	17,96	18,49	19,05	19,52
– wyrobisk ścianowych (skały płonnej)	mld zł	B (x + y + z)	10,24	7,88	5,71	3,69	1,80	0,35
- opad stropu	mld zł	x	2,54	1,95	1,42	0,92	0,45	0,09
- pobierka spagu	mld zł	y	1,78	1,37	0,99	0,64	0,31	0,06
- przerosty	mld zł	z	5,92	4,56	3,30	2,14	1,04	0,20
– wyrobisk chodnikowych (węgla)	mld zł	C	4,38	4,51	4,64	4,77	4,92	5,04
– wyrobisk chodnikowych (skały płonnej)	mld zł	D	8,67	8,09	7,58	7,12	6,70	6,40
Koszty gospodarki skalą płonną na powierzchni	mld zł	F	1,22	0,96	0,73	0,53	0,35	0,22

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.7

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla: różnica w kosztach względem wartości bazowych [mld zł]

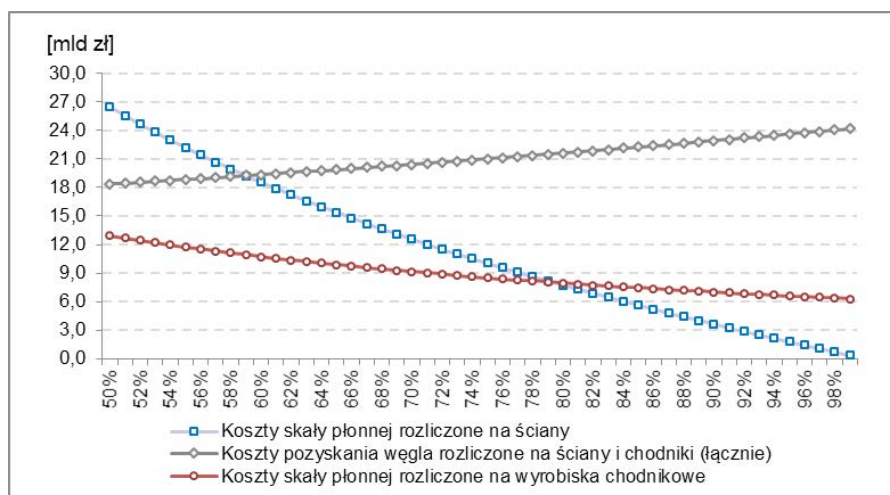
Table 6.7

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production costs: the difference in costs relative to baseline [bln zł]

Wyszczególnienie	Wychód węgla handlowego (CY _C)										
	50,0%	55,0%	60,0%	65,0%	70,0%	75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%	99,0%
Całkowite gotówkowe koszty operacyjne	23,48	17,78	13,05	9,05	5,63	2,67	0,10	-2,17	-4,18	-5,96	-7,26
Gotówkowe koszty operacyjne „dolowe”	21,18	16,04	11,76	8,15	5,07	2,41	0,09	-1,95	-3,75	-5,36	-6,52
– wyrobisk ścianowych (węgla)	-2,68	-2,28	-1,87	-1,43	-0,98	-0,51	-0,02	0,49	1,03	1,59	2,06
– wyrobisk ścianowych (skały płonnej)	19,34	14,95	11,19	7,93	5,04	2,45	0,09	-2,08	-4,09	-5,99	-7,44
- opad stropu	4,79	3,71	2,77	1,97	1,25	0,61	0,02	-0,52	-1,02	-1,49	-1,84
- pobierka spągu	3,36	2,59	1,94	1,38	0,87	0,42	0,02	-0,36	-0,71	-1,04	-1,29
- przerosty	11,19	8,65	6,47	4,59	2,92	1,42	0,05	-1,20	-2,37	-3,47	-4,30
– wyrobisk chodnikowych (węgla)	-0,65	-0,56	-0,46	-0,36	-0,25	-0,13	-0,01	0,13	0,26	0,41	0,53
– wyrobisk chodnikowych (skały płonnej)	5,17	3,93	2,89	2,01	1,26	0,60	0,02	-0,49	-0,95	-1,37	-1,67
Koszty gospodarki skalą płonną na powierzchni	2,30	1,75	1,29	0,90	0,56	0,27	0,01	-0,22	-0,42	-0,60	-0,74

Źródło: opracowanie własne.

powierzchni). Kategoria kosztów „dołowych” jest umownym oznaczeniem pomocniczym, wprowadzonym przez autora. Rysunek 6.3 prezentuje zmienność kosztów wydobycia węgla i skały płonnej na tle kolejnych wartości wskaźnika wychodu węgla handlowego (CY_c).



Rys. 6.3. Koszty wydobycia w funkcji wychodu węgla handlowego CY_c
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.3. Costs of coal production as a function of coal yield CY_c

Zestawione w tabelach wyniki uzyskano wskutek iteracyjnego przeliczania modelu za pomocą tzw. makr programu Excel, przy zmienności wskaźnika wychodu węgla handlowego (CY_c) w zakresie 50–100%, przy czym za najbardziej prawdopodobny zakres jego zmienności uznaje się przedział 65–95%. Wskazanemu przedziałowi zmienności wskaźnika CY_c odpowiada uzysk energii ze złoża rzędu 50–85%. W badaniach symulacyjnych wielkość wydobywanej skały płonnej wahała się w granicach 50,1–301,0 mln Mg, a prezentowane wartości kosztów zostały osiągnięte dla 26-letniego okresu analizy (czas istnienia kopalni „X”).

Dla przedziału zmienności wskaźnika wychodu węgla handlowego (CY_c) 65–95% sformułowano następujące wnioski:

- całkowite gotówkowe koszty operacyjne zmieniają się w przedziale 32,82–47,83 mld zł, w tym odpowiednio w ścianach koszty wydobycia (tab. 6.6):
 - węgla: 16,03–19,05 mld zł,
 - skały płonnej: 1,80–15,72 mld zł, w tym koszty związane z:
 - opadem stropu: 0,45–3,90 mld zł,
 - pobierką spągu: 0,31–2,73 mld zł,
 - przerostami: 1,04–9,09 mld zł.

Oznacza to, że względem wartości bazowych całkowite gotówkowe koszty operacyjne zmieniają się w przedziale –5,96–9,05 mld zł, natomiast całkowite koszty operacyjne „dołowe” odpowiednio w zakresie –5,36–8,15 mld zł (tab. 6.7). Jest to duży zakres zmienności kosztów.

Po rozliczeniu na węgiel i skałę płonną w ścianach wyznaczono następujące, najbardziej prawdopodobne zakresy zmienności kosztów operacyjnych związanych z:

- węglem: od –1,43 do 1,59 mld zł,
- skałą płonną: od –5,99 do 7,93 mld zł,

Natomiast w przypadku wyrobisk korytarzowych zmienność kosztów wahała się w przedziałach:

- od –0,36 do 0,41 mld zł (dla węgla),
- od –1,37 do 2,01 mld zł (skały płonnej, kamienia).

Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmienności wskaźnika wychodu węgla (CY_c), udział całkowitych kosztów przypisanych do skały płonnej w całości kosztów „dołowych” kopalni zmienia się w przedziale 26–54%, przy czym dla wartości bazowych wszystkich parametrów decyzyjnych koszty te stanowią 41% całości kosztów kopalni (tab. 6.8).

Tabela 6.8

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla:
udział kosztów skały płonnej w całości kosztów kopalni

Table 6.8

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production:
the share of gangue costs in the total operating costs

Wyszczególnienie	J.m.	Wychód węgla handlowego (CY_c)										
		50,0%	55,0%	60,0%	65,0%	70,0%	75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%	99,0%
Koszty skały płonnej	mld zł	40,37	34,73	29,94	25,80	22,15	18,90	15,97	13,29	10,81	8,50	6,75
Koszty wydobycia węgla	mld zł	18,65	19,14	19,65	20,18	20,75	21,33	21,95	22,59	23,27	23,97	24,56
Udział kosztów skały płonnej	%	64,8	61,4	57,8	53,9	49,9	45,6	41,1	36,3	31,2	25,9	21,4

Źródło: opracowanie własne.

Interesująco przedstawia się również struktura rozliczonych kosztów z uwzględnieniem miejsc wydobycia węgla i źródeł skały płonnej dla dolnej wartości wychodu węgla $CY_c = 65\%$ (tab. 6.6):

- przy całkowitych kosztach operacyjnych rzędu 47,83 mld zł, gotówkowe koszty „dołowe” stanowią 96,1% całości kosztów, w tym koszty węgla w ścianach odpowiednio 34,9%, podobnie również koszty przypisane do skały płonnej (34,2%);
- koszty związane z urabianiem przerostów sięgają 57,8% całości kosztów skały płonnej w ścianach. Na opad przypada około 24,8% kosztów skały płonnej w ścianach. Resztę stanowią koszty przypisane do pobierki spągu (17,4%);

- w przypadku wyrobisk chodnikowych koszty rozliczone na węgiel stanowią zaledwie 9,0% całości kosztów dołowych, podczas gdy koszty związane ze skałą płonną blisko 22,0%.

Analizując rysunek 6.3 można zauważyć, że łączne koszty produkcji węgla rosną wraz ze wzrostem wskaźnika wychodu (zwiększa się wolumen wydobywania, choć poprawia się jakość urobku węglowego). Maleją natomiast koszty urabiania skał płonnych w ścianach i kamienia w wyrobiskach korytarzowych (rys. 6.3). Spadek kosztów zanieczyszczeń w ścianach ma wyższą dynamikę niż w chodnikach. Wynika to ze skali redukcji poziomu zanieczyszczenia – wyższej w ścianach niż w chodnikach. Teoretycznie przy wydobywaniu czystego węgla w ścianach udział kosztów skały płonnej redukuje się do kosztów wyrobisk korytarzowych. Koszty te stanowią wówczas około 21,4% kosztów kopalni (tab. 6.8).

Koszty produkcji węgla

jako funkcja uzysku energii ze złoża lub wychodu węgla handlowego

Istotną wartość poznawczą do wyników badań wnosi opracowana zależność całkowitych kosztów wydobywania węgla (w ujęciu jednostkowym) w funkcji wskaźnika uzysku energii ze złoża EY_w lub – w zależności od potrzeb – wskaźnika wychodu węgla handlowego CY_c .

Procedura szacowania całkowitych kosztów operacyjnych kopalni bazowała na indywidualnej kalkulacji kosztów operacyjnych produkcji węgla z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń. Opracowana struktura kosztów uwzględniała wszystkie założenia związane z szacowaniem potencjalnie wyższych kosztów skały płonnej. Dobór postaci matematycznej funkcji odbywał się przez dopasowanie wzorca funkcji maksymalizującej wartość współczynnika determinacji R^2 . Oczekiwano przy tym, aby postać matematyczna otrzymanej funkcji kosztów była możliwie prosta.

Koszty wydobywania węgla w ujęciu jednostkowym, będące rezultatem przyjętego postępowania badawczego, zestawiono w tabeli 6.9.

Wykres na rysunku 6.4 stanowi graficzną prezentację zmienności kosztów w funkcji uzysku energii ze złoża EY_w . Dla uzysku w przedziale 39–88% koszty całkowite w ujęciu jednostkowym zmieniają się w zakresie 163,4–304,2 zł/Mg węgla handlowego. Koszty gotówkowe są natomiast niższe o 30–35 zł/Mg.

Zmienność kosztów całkowitych (KC) i kosztów gotówkowych (GKC) w funkcji uzysku energii ze złoża w ujęciu jednostkowym może być aproksymowaną funkcją kwadratową, uzyskując współczynniki determinacji (R^2) bliskie 1.

Równania opisujące zmienność kosztów produkcji węgla – całkowitych (KC) i gotówkowych (GKC) w ujęciu jednostkowym w funkcji uzysku energii EY_w przedstawiono wzorami:

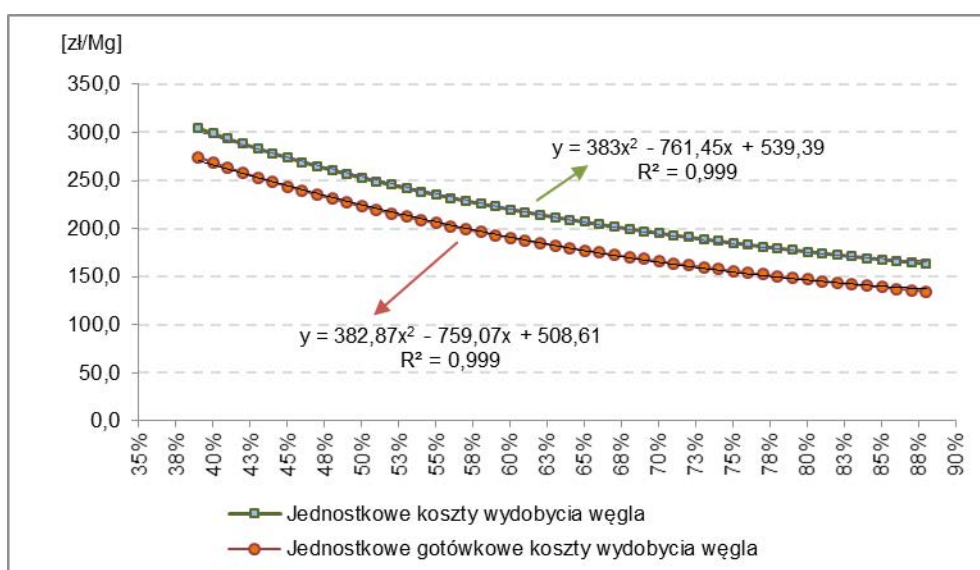
$$y(KC) = 383x^2 - 761,4x + 539,4 \quad (6.1)$$

$$y(GKC) = 382,9x^2 - 759,1x + 508,6 \quad (6.2)$$

Tabela 6.9Koszty produkcji węgla w ujęciu jednostkowym w funkcji uzysku energii EY_w oraz EY_c **Table 6.9**Unit costs of coal production as a function of energy yield EY_w and EY_c

Wyszczególnienie	EY_w	39%	40%	41%	42%	43%	44%	45%	46%	47%	48%
	CY_c	50%	51%	52%	53%	54%	55%	56%	57%	58%	59%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	304,2	298,7	293,3	288,1	283,1	278,3	273,7	269,2	264,9	260,7
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	274,4	268,8	263,4	258,3	253,3	248,6	243,9	239,5	235,2	231,1
Wyszczególnienie	EY_w	49%	50%	51%	52%	53%	54%	55%	56%	57%	58%
	CY_c	60%	61%	62%	63%	64%	65%	66%	67%	68%	69%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	256,7	252,8	249,1	245,4	241,9	238,4	235,1	231,9	228,8	225,8
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	227,1	223,2	219,5	215,8	212,3	208,9	205,6	202,4	199,3	196,3
Wyszczególnienie	EY_w	59%	60%	61%	62%	63%	64%	65%	66%	67%	68%
	CY_c	70%	71%	72%	73%	74%	75%	76%	77%	78%	79%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	222,8	219,9	217,2	214,5	211,8	209,3	206,8	204,3	202	199,7
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	193,4	190,5	187,8	185,1	182,5	180,00	177,5	175,1	172,7	170,5
Wyszczególnienie	EY_w	69%	70%	71%	72%	73%	74%	75%	76%	77%	78%
	CY_c	80%	81%	82%	83%	84%	85%	86%	87%	88%	89%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	197,4	195,2	193,1	191,0	189,0	187,0	185,1	183,2	181,3	179,5
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	168,2	166,1	163,9	161,9	159,9	157,9	156,0	154,1	152,3	150,5
Wyszczególnienie	EY_w	79%	80%	81%	82%	83%	84%	85%	86%	87%	88%
	CY_c	90%	91%	92%	93%	94%	95%	96%	97%	98%	99%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	177,7	176,0	174,3	172,7	171,0	169,4	167,9	166,4	164,9	163,4
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	148,7	147,0	145,4	143,7	142,1	140,6	139,0	137,5	136,1	134,6

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 6.4. Koszt produkcji węgla w funkcji uzysku energii EY_w
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.4. Cost of coal production as a function of energy yield EY_w

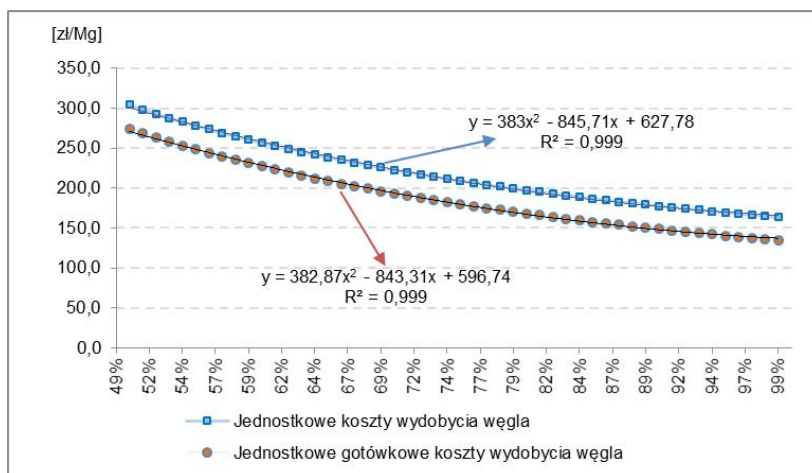
Przez analogię można przedstawić równania opisujące zależność kosztów wydobycia węgla jako funkcję wychodu węgla handlowego CY_c . Równania opisujące zmienność kosztów produkcji węgla – całkowitych (KC) i gotówkowych (GKC) w ujęciu jednostkowym przedstawiono wzorami:

$$y(KC) = 384x^2 - 845,7x + 627,8 \quad (6.3)$$

$$y(GKC) = 382,9x^2 - 843,3x + 596,7 \quad (6.4)$$

Rysunek 6.5 stanowi graficzną ilustrację zmienności omawianych kosztów w funkcji wychodu węgla CY_c .

W tabeli 6.10 zestawiono różnice w całkowitych i gotówkowych kosztach wydobycia węgla przypadające na 1% zmiany uzysku energii i wychodu węgla. Można zauważyć, iż przy najniższych wartościach tych wskaźników na jednostkową ich zmianę przypada odpowiednio 4–5 zł/Mg zmiany kosztów. Przy wartościach uzysku energii ze złoża zbliżonych do bazowych EY_w : 65–72% oraz odpowiednio wychodu węgla CY_c : 76–83% uzyskuje się jednostkową różnicę kosztów wydobycia w przedziale 2,1–2,5 zł/Mg. Różnica ta redukuje się przy skrajnie niewielkich ilościach zanieczyszczeń do 1,4–1,5 zł/Mg na 1 punkt procentowy zmiany danego wskaźnika.

Rys. 6.5. Koszt produkcji węgla w funkcji wychodu węgla CY_c

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.5. Cost of coal production as a function of coal yield CY_c

6.2.1.2. Rezultaty oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe

Tabela 6.11 prezentuje wybrane parametry ekonomiczno-finansowe uzyskane w modelu oceny efektywności ekonomicznej kopalni „X” dla wartości wskaźnika wychodu węgla CY_c 50–99%, natomiast tabela 6.12 – różnice względem wartości bazowych (ujęcie względne) tych zmiennych w modelu deterministycznym. Dodatkowo na rysunku 6.6 przedstawiono zmienność NPV, NPVR, skumulowanego zysku netto oraz łącznych przepływów pieniężnych w relacji do wychodu węgla CY_c .

Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmienności wskaźnika wychodu węgla handlowego (CY_c) 65–95% (zmienność EY_w w przedziale rzędu 55–85%) można sformułować następujące wnioski:

- wartość zaktualizowana netto (NPV) może zmieniać się w przedziale od –2,94 mld zł do 3,50 mld zł, co oznacza, że różnice bieżących NPV względem wartości bazowej ($NPV = 981,7$ mln zł) zawierają się w przedziale od –3,92 do 2,52 mld zł. W ujęciu procentowym różnice zamykają się w przedziale od –399% do 257%;
- wewnętrzna stopa zwrotu (IRR) jest możliwa do skalkulowania dopiero przy wychodzie węgla CY_c rzędu 76% i wynosi wówczas 8,2%. Dla wartości $CY_c = 95\%$ wynosi ona odpowiednio 30,5%;
- wskaźnik NPVR waha się w przedziale od –66% do 78%;

Tabela 6.10

Różnice w kosztach produkcji węgla na tle wskaźników uzysku energii ze złoża oraz wychodu węgla

Table 6.10

Differences in the costs of coal production in reference to energy yield ratio and coal yield

Wyszczególnienie	EY_w	39%	40%	41%	42%	43%	44%	45%	46%	47%	48%
	CY_c	50%	51%	52%	53%	54%	55%	56%	57%	58%	59%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	–	5,5	5,4	5,2	5,0	4,8	4,6	4,5	4,3	4,2
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	–	5,6	5,4	5,1	5,0	4,7	4,7	4,4	4,3	4,1
Wyszczególnienie	EY_w	49%	50%	51%	52%	53%	54%	55%	56%	57%	58%
	CY_c	60%	61%	62%	63%	64%	65%	66%	67%	68%	69%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	4	3,9	3,8	3,6	3,5	3,4	3,3	3,2	3,1	3
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	4	3,9	3,7	3,6	3,5	3,4	3,3	3,2	3,1	3
Wyszczególnienie	EY_w	59%	60%	61%	62%	63%	64%	65%	66%	67%	68%
	CY_c	70%	71%	72%	73%	74%	75%	76%	77%	78%	79%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	2,9	2,9	2,8	2,7	2,6	2,6	2,5	2,4	2,4	2,3
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	2,9	2,8	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	2,3	2,3
Wyszczególnienie	EY_w	69%	70%	71%	72%	73%	74%	75%	76%	77%	78%
	CY_c	80%	81%	82%	83%	84%	85%	86%	87%	88%	89%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	2,2	2,2	2,1	2,1	2,0	2,0	1,9	1,9	1,9	1,8
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	2,2	2,2	2,1	2,1	2,0	2,0	1,9	1,9	1,8	1,8
Wyszczególnienie	EY_w	79%	80%	81%	82%	83%	84%	85%	86%	87%	88%
	CY_c	90%	91%	92%	93%	94%	95%	96%	97%	98%	99%
Koszty produkcji węgla	zł/Mg	1,8	1,7	1,7	1,7	1,6	1,6	1,6	1,5	1,5	1,5
Gotówkowe koszty produkcji węgla	zł/Mg	1,7	1,7	1,7	1,6	1,6	1,6	1,5	1,5	1,5	1,4

Źródło: opracowanie własne.

- skumulowane przepływy pieniężne netto zmieniają się w przedziale od –4,55 mld zł do 9,45 mld zł, co wskazuje na różnicę względem bazowej wartości FCF o odpowiednio 9,86 i 4,13 mld zł w tym przedziale wahań wychodu węgla handlowego. Średnioroczna stopa procentowa CAGR, skalkulowana dla wartości dolnej FCF, wynosi –0,6%, co oznacza, że aby pokryć różnicę z tytułu spadku zysku do poziomu 65%, należałoby reinwestować różnicę FCF ze stopą równą 0,6% przez kolejnych 26 pełnych okresów;
- EBITDA waha się w przedziale od 3,58 do 20,06 mld zł, podczas gdy skumulowany zysk netto odpowiednio w przedziale od –3,18 do 10,81 mld zł.

Tabela 6.11

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na wybrane mierniki kopalni „X”

Table 6.11

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the value of coal reserves – deterministic approach

Wyszczególnienie	J.m.	Uzysk energii				
		50,0%	55,0%	60,0%	65,0%	70,0%
Przychody ze sprzedaży węgla	mld zł	50,68	50,92	51,16	51,41	51,65
EBITDA	mld zł	–11,59	–5,65	–0,67	3,58	7,24
EBIT	mld zł	–18,31	–12,37	–7,39	–3,15	0,52
Zysk netto	mld zł	–18,3	–12,36	–7,38	–3,18	0,29
Przepływy pieniężne netto	mld zł	–19,67	–13,72	–8,74	–4,55	–1,07
NPV	mld zł	–9,95	–7,19	–4,87	–2,94	–1,37
IRR	%	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
NPVR	%	–222,9%	–161,0%	–109,1%	–65,8%	–30,8%

Wyszczególnienie	J.m.	Uzysk energii					
		75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%	99,0%
Przychody ze sprzedaży węgla	mld zł	51,89	52,14	52,39	52,63	52,88	53,08
EBITDA	mld zł	10,44	13,26	15,77	18,02	20,06	21,55
EBIT	mld zł	3,72	6,54	9,05	11,3	13,34	14,83
Zysk netto	mld zł	3,02	5,3	7,34	9,16	10,81	12,02
Przepływy pieniężne netto	mld zł	1,65	3,94	5,97	7,8	9,45	10,66
NPV	mld zł	–0,12	0,94	1,89	2,74	3,5	4,06
IRR	%	N/A	12,9%	18,8%	24,6%	30,5%	35,2%
NPVR	%	–2,7%	21,1%	42,3%	61,3%	78,4%	91,0%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.12

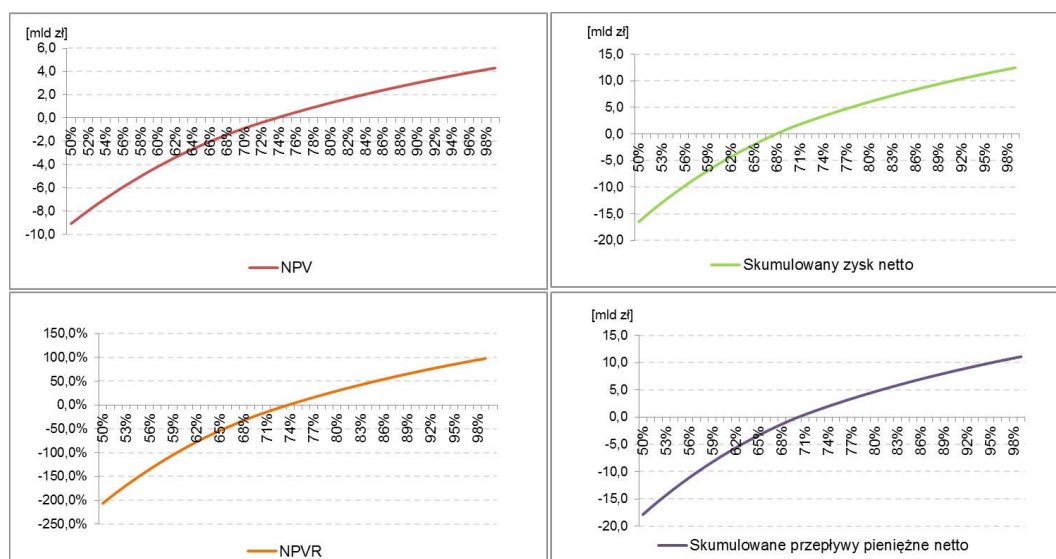
Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X”: różnica NPV, FCF, CAGR względem ich wartości bazowych ($EY_c = 80,2\%$)

Table 6.12

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the value of coal reserves – deterministic approach: the difference of NPV, FCF, CAGR to baseline ($EY_c = 80,2\%$)

Wyszczególnienie	J.m.	Uzysk energii										
		50,0%	55,0%	60,0%	65,0%	70,0%	75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%	99,0%
Zmiana NPV	mld zł	-10,93	-8,17	-5,85	-3,92	-2,36	-1,10	-0,04	0,91	1,75	2,52	3,08
	%	-1 113	-832	-596	-399	-240	-112	-4%	92	179	257	314
Zmiana FCF	mld zł	-24,98	-19,04	-14,06	-9,86	-6,39	-3,67	-1,38	0,66	2,48	4,13	5,34
CAGR (FCF)	%	5,2	3,7	1,9	-0,6	-6,0	-4,4	-1,1	0,4	1,5	2,2	2,7

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 6.6. Zmiana wartości wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych na tle wskaźnika wychodu węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig 6.6. Changes of the value of selected economic and financial parameters as a function of the coal yield

Obserwując zmienność NPV, NPVR, skumulowanego zysku netto oraz skumulowanych przepływów pieniężnych można zauważyć ich nieliniowy przebieg dla kolejnych wartości wskaźnika wychodu.

6.2.2. Rezultaty analiz w ujęciu probabilistycznym

Rezultaty modelowania symulacyjnego Monte Carlo stanowią odrębną grupę wyników. Rozszerzają one rozumienie wyników otrzymanych w modelach deterministycznych.

W ramach modelowania Monte Carlo badano najpierw wpływ zmienności wybranych parametrów złożowych na koszty operacyjne wydobywania z uwzględnieniem miejsc eksploatacji i źródeł zanieczyszczeń oraz w drugiej kolejności – na wybrane zmienne ekonomiczno-finansowe. Materialnym rezultatem modelowania symulacyjnego są otrzymane rozkłady statystyczne tych zmiennych, często o nieregularnych kształtach. Przez rozkłady reprezentowane są zarówno zmienne wejściowe – parametry złożowe, jak i zmienne prognozowane – koszty, zysk netto, wolne przepływy pieniężne oraz wybrane mierniki wartości. Zaprezentowane rozkłady obejmują treścią sumę poszczególnych parametrów w całym okresie analizy (0–25), który był w tej metodzie zmienną losową, określoną wzajemną relacją – ilorazem wielkości zasobów oraz przyjętego tempa eksploatacji. Istotną wartością dodaną tego typu modelowania jest fakt, że zakres najbardziej prawdopodobnych zmian parametrów prognozowanych jest interpretowany w kategoriach prawdopodobieństwa osiągnięcia określonych wartości po uwzględnieniu korelacji w zbiorach parametrów wejściowych. Jak już wspomniano, w tym zakresie posłużono się zaawansowanymi technikami symulacyjnymi, tj. bootstrapem oraz funkcjami korelującymi wyrażonymi za pomocą kopuły empirycznej.

Zmienność poszczególnych parametrów ekonomiczno-finansowych i mierników wartości była konsekwencją doboru zmiennych losowych z rozkładów:

- miąższości pokładów (bez przerostów),
- przerostów,
- opadu stropu,
- pobierki spągu,
- gęstości przestrzennej węgla.

Są to wszystkie istotne parametry kształtujące wielkość wydobywania brutto, wolumen odpadów, a w konsekwencji poziom kosztów i mierniki wartości kopalni „X”. Pozostałe parametry decyzyjne w modelach wyceny (nie objęte rozkładami) przyjęto na poziomie ich wartości średnich.

Analizę wyników modelowania symulacyjnego Monte Carlo sprowadzono zasadniczo do:

- oceny parametrów położenia, rozproszenia i kształtu w poszczególnych rozkładach,
- analizy wpływu zmienności wybranych parametrów złożowych dla każdego z pokładów z osobna na bazie tzw. wykresów tornado.

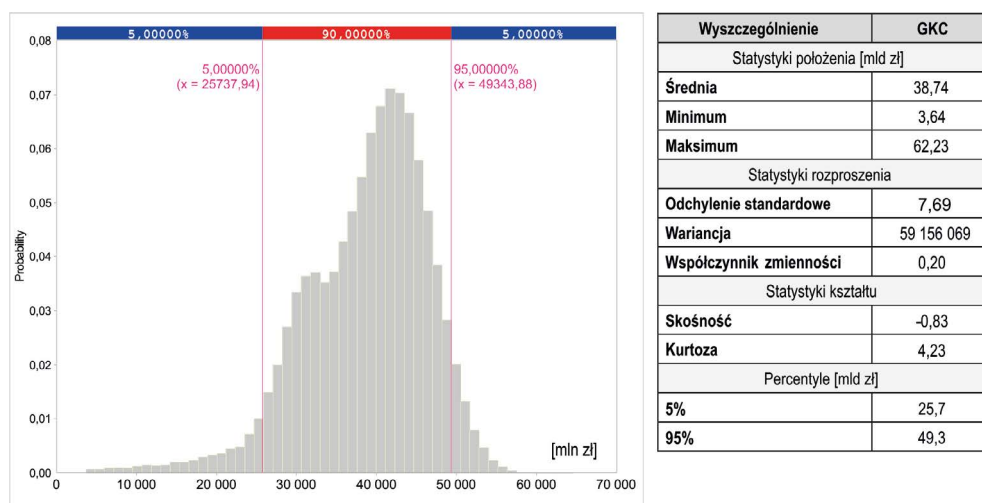
6.2.2.1. Rezultaty oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty wydobycia

Jak już wspomniano, kategoria kosztów operacyjnych wydobycia obejmuje wszystkie, odpowiednio rozliczone i skorygowane koszty związane z eksploatacją węgla i urabianiem skał płonnych w kopalni podziemnej. Szczegółowej ewidencji w modelu symulacyjnym podlega kategoria kosztów gotówkowych rozumianych jako koszty operacyjne wydobycia pomniejszone o amortyzację (amortyzacja była szacowana w oddzielnych kalkulacjach i doliczana ostatecznie do całości kosztów).

Na rysunku 6.7 zaprezentowano rozkład gotówkowych kosztów całkowitych (GKC), podczas gdy rysunek 6.8 prezentuje rozkład gotówkowych kosztów operacyjnych oznaczonych umownie jako „dołowe” (GKC_d).

Wartość średnia kosztów w rozkładzie pierwszym (GKC) ukształtowała się na poziomie 38,74, natomiast w drugim (GKC_d) osiągnęła wartość 37,89 mld zł. Dla obu kategorii kosztów można oczekiwać, że 90% obserwacji będzie się zawierać odpowiednio w przedziałach 25,7–49,3 mld zł oraz 24,97–48,37 mld zł. Oba rozkłady cechuje lewostronna asymetria i kurtoza większa od 4 (kurtoza równa 3 cechuje rozkład normalny).

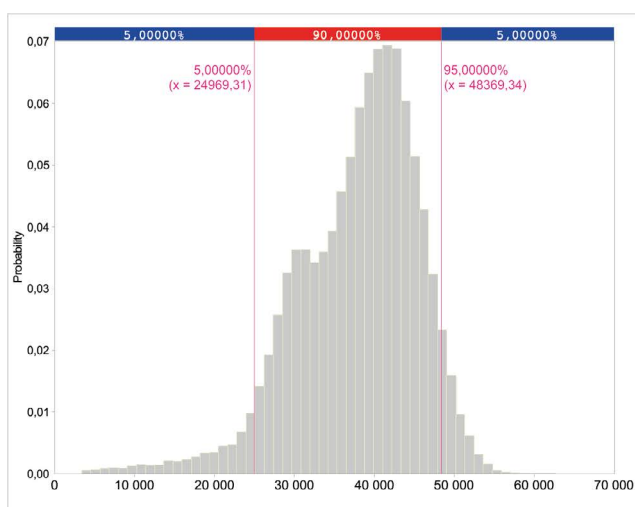
Na kolejnych rysunkach (rys. 6.9–6.10) zaprezentowano rozkłady kosztów gotówkowych przypisanych do ścian, a w ramach nich – do poszczególnych miejsc eksploatacji węgla i źródeł zanieczyszczeń. Wartość średnia w rozkładzie kosztów (w ścianach) rozliczonych na węgiel wyniosła 18,24 mld zł, przy czym 90% obserwacji mieści się w zakresie 10,79–24,16 mld zł. W przypadku rozkładu kosztów alokowanych na skałę płonną w ścianach otrzymano wartość średnią rzędu 6,94 mld zł. Znaczącą różnicę w kosztach węgla



Rys. 6.7. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów produkcji węgla

Źródło: opracowanie własne

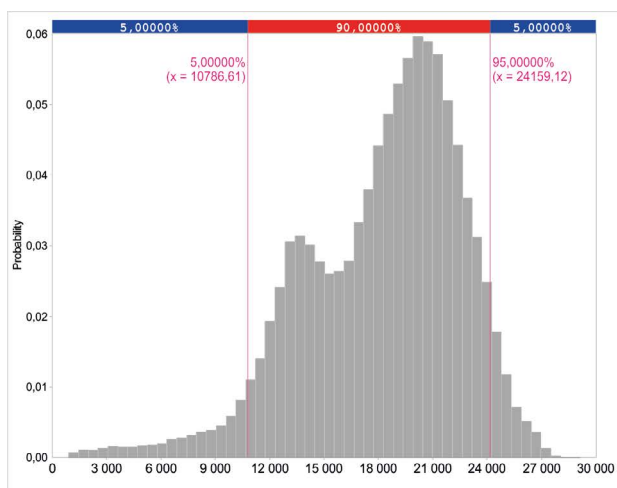
Fig. 6.7. Probability distribution of the total cash costs of coal production



Wyszczególnienie	GKC_d
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	37,89
Minimum	3,37
Maksimum	60,47
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	7,63
Wariancja	58 274 400
Współczynnik zmienności	0,20
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,84
Kurtoza	4,18
Percentyle [mld zł]	
5%	24,97
95%	48,37

Rys. 6.8. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów „dołowych”
Źródło: opracowanie własne

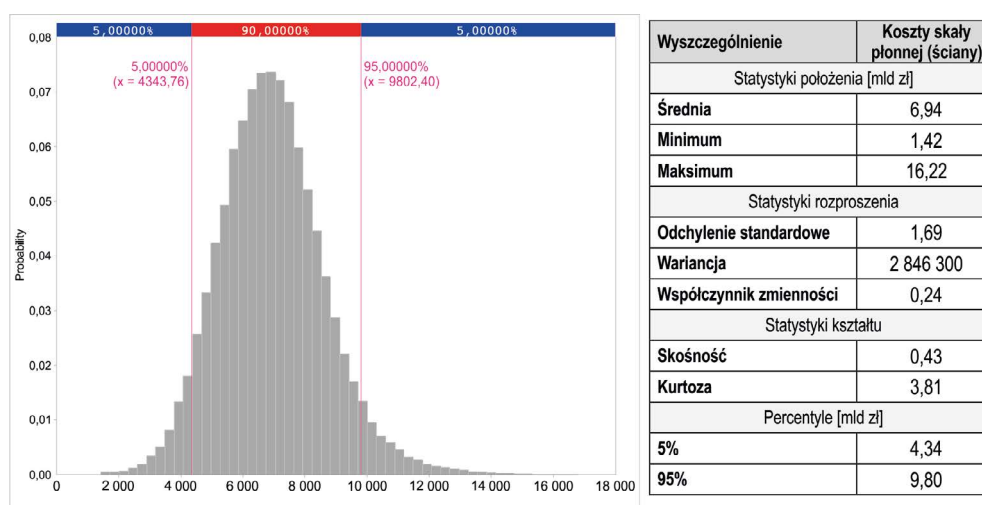
Fig. 6.8. Probability distribution of the total “underground” cash costs of coal production



Wyszczególnienie	Koszty węgla (ściany)
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	18,24
Minimum	0,91
Maksimum	28,05
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	4,34
Wariancja	18 819 800
Współczynnik zmienności	0,24
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,75
Kurtoza	3,57
Percentyle [mld zł]	
5%	10,79
95%	24,16

Rys. 6.9. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów węgla w ścianach
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.9. Probability distribution of the total cash costs of coal production in longwalls



Rys. 6.10. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów skały płonnej w ścianach
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.10. Probability distribution of the total cash costs of waste rock extraction in longwalls

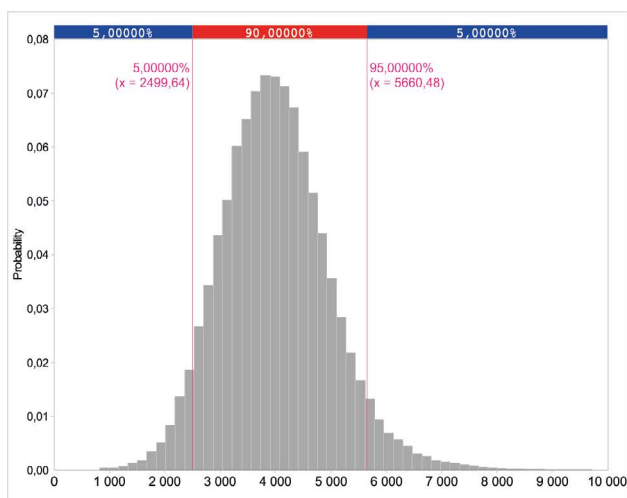
i skały płonnej w ścianach tłumaczy jednostkowo wyższy nakład kosztów na urabianie skał płonnych, ale i niższy wolumen wydobywania.

W rozkładzie kosztów wydobywania węgla ze ścian widoczna jest słabo wykształcona wartość drugiej mody, przy niewielkiej asymetrii lewostronnej i znacząco dłuższym lewym ogonie rozkładu.

W ramach kosztów zanieczyszczeń, których źródłem są ściany, dominują koszty przypisane do przerostów. Wartość średnia w tym rozkładzie wyniosła 4 mld zł (90% obserwacji zamyka się w przedziale 2,50–5,66 mld zł). Na drugim miejscu uplasowały się koszty związane z opadem stropu z wartością średnią na poziomie 1,72 mld zł (rys. 6.12). Na trzecim odpowiednio koszty pobierki spągu o średniej 1,2 mld zł (rys. 6.13). Analizowane rozkłady kosztów zanieczyszczeń w ścianach cechuje w miarę regularny kształt, zbliżony do rozkładu normalnego.

Interesująco prezentuje się natomiast rozkład kosztów całkowitych przypisanych do wyrobisk korytarzowych z tytułu wydobywania kamienia (rys. 6.14). Wartość średnia w tym rozkładzie wyniosła 7,88 mld zł, przy stosunkowo wąskim przedziale wahań pomiędzy piątym a dziewięćdziesiątym piątym percentylem w przedziale 6,35–8,77 mld zł. Rozkład posiada długi lewy ogon, jest silnie asymetryczny z kurtozą bliską 15.

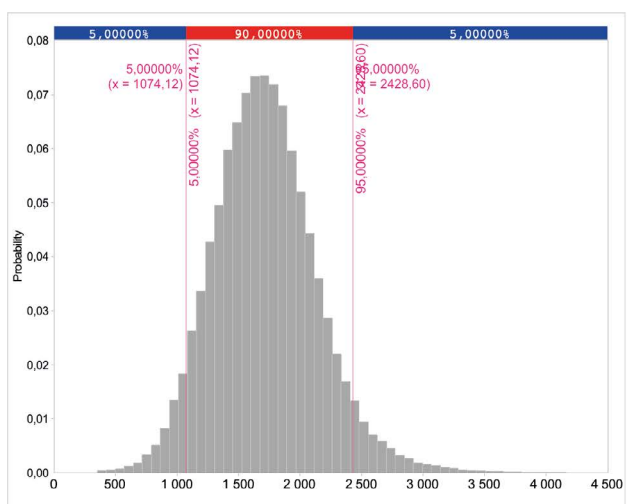
W przypadku rozkładu kosztów węgla urabianego w wyrobiskach korytarzowych wartość średnia została skalkulowana na poziomie 4,84 mld zł, przy zmienności w przedziale 1,73–7,77 mld zł dla piątego i dziewięćdziesiątego piątego percentyla w tym rozkładzie (rys. 6.15). Widoczna jest też silnie wykształcona druga moda z koncentracją wartości kosztów na poziomie 2,5 mld zł.



Wyszczególnienie	Koszty: przerosty
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	4,00
Minimum	0,82
Maksimum	9,38
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,98
Wariancja	956 089
Współczynnik zmienności	0,24
Statystyki kształtu	
Skośność	0,43
Kurtoza	3,80
Percentyle [mld zł]	
5%	2,50
95%	5,66

Rys. 6.11. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów przerostów węgla
Źródło: opracowanie własne

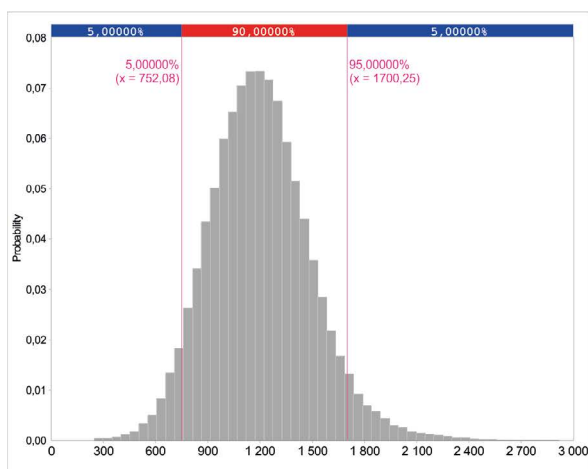
Fig. 6.11. Probability distribution of the total cash costs of coal partings extraction



Wyszczególnienie	Koszty : opad stropu
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	1,72
Minimum	0,35
Maksimum	4,02
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,42
Wariancja	175 340
Współczynnik zmienności	0,24
Statystyki kształtu	
Skośność	0,42
Kurtoza	3,80
Percentyle [mld zł]	
5%	1,07
95%	2,43

Rys. 6.12. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów opadu stropu
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.12. Probability distribution of the total cash costs of roof subsidence

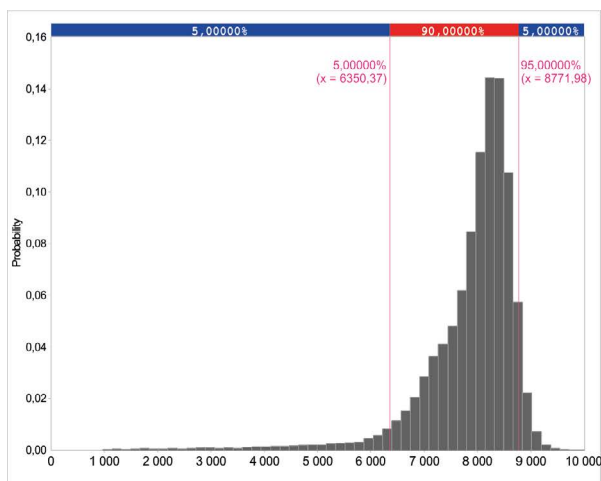


Wyszczególnienie	Koszty: pobierka spagu
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	1,20
Minimum	0,25
Maksimum	2,82
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,29
Wariancja	85 900
Współczynnik zmienności	0,24
Statystyki kształtu	
Skośność	0,43
Kurtoza	3,80
Percentyle [mld zł]	
5%	0,75
95%	1,70

Rys. 6.13. Rozkład prawdopodobieństwa całkowitych gotówkowych kosztów pobierki spagu

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.13. Probability distribution of the total cash costs of floor ripping

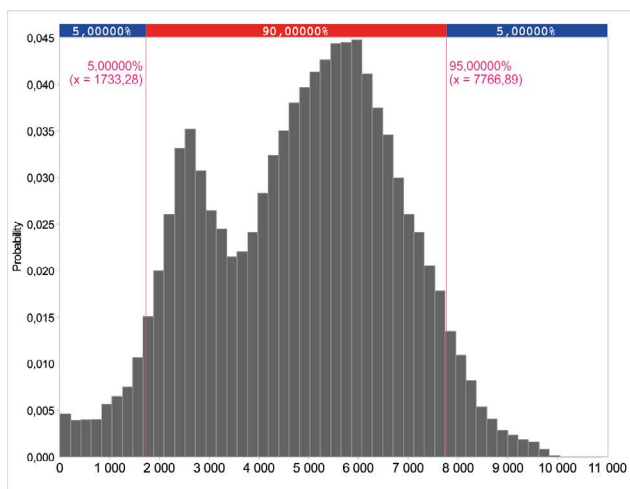


Wyszczególnienie	Koszty skały płonnej (chodniki)
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	7,88
Minimum	0,96
Maksimum	9,72
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,92
Wariancja	849 908
Współczynnik zmn.	0,12
Statystyki kształtu	
Skośność	-2,77
Kurtoza	14,69
Percentyle [mld zł]	
5%	6,35
95%	8,77

Rys. 6.14. Rozkład całkowitych gotówkowych kosztów urabiania skały płonnej w wyrobiskach korytarzowych

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.14. Probability distribution of the total cash costs of waste rock extraction in headings



Wyszczególnienie	Koszty węgla (chodniki)
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	4,84
Minimum	0,01
Maksimum	10,46
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	1,91
Wariancja	3 647 010
Współczynnik zmn.	0,39
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,16
Kurtoza	2,38
Percentyle [mld zł]	
5%	1,73
95%	7,77

Rys. 6.15. Rozkład całkowitych gotówkowych kosztów wydobycia węgla w wyrobiskach korytarzowych
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.15. Probability distribution of the total cash costs of coal extraction in headings

Tabela 6.13

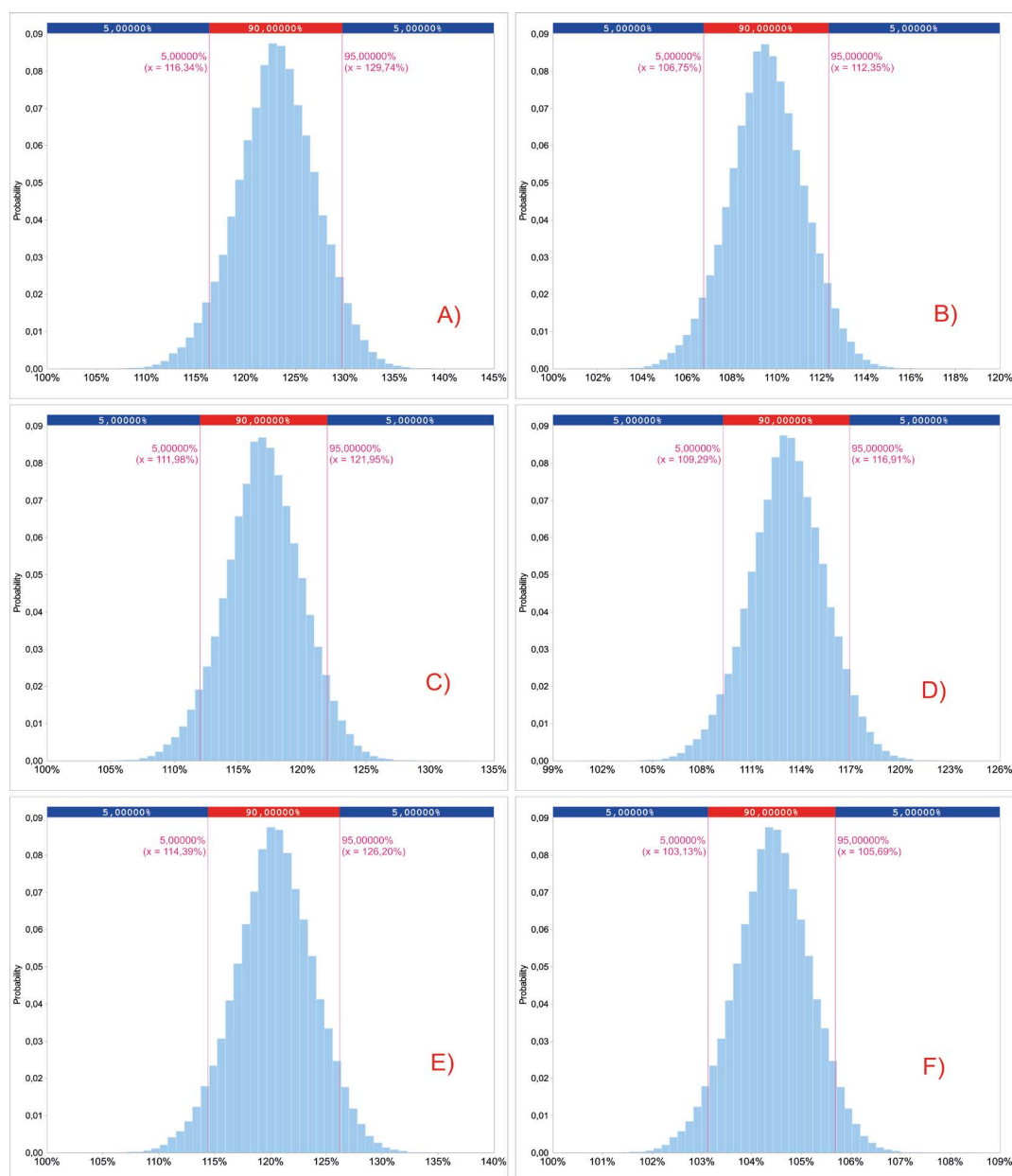
Podstawowe statystyki opisowe rozkładów prawdopodobieństwa współczynników korygujących koszty skały płonnej w przekroju rodzajowym

Table 6.13

Basic statistics of probability distributions of the coefficients of waste rock costs by types

Wyszczególnienie	Koszty zużycia materiałów	Koszty energii	Koszty usług obcych	Koszty remontów	Koszty osobowe	Koszty amortyzacji
Statystyki położenia						
Średnia	1,23	1,10	1,17	1,13	1,20	1,04
Minimum	1,01	1,01	1,01	1,01	1,01	1,00
Maksimum	1,43	1,18	1,32	1,25	1,38	1,08
Statystyki rozproszenia						
Odchylenie standardowe	0,04	0,02	0,03	0,02	0,04	0,01
Wariancja	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Współczynnik zmienności	0,03	0,02	0,03	0,02	0,03	0,01
Statystyki kształtu						
Skośność	-0,06	-0,04	-0,03	-0,06	-0,06	-0,06
Kurtoza	3,12	3,11	3,11	3,12	3,12	3,12
Percentyle						
5%	1,16	1,06	1,11	1,09	1,14	1,03
95%	1,29	1,12	1,21	1,16	1,26	1,05

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 6.16. Rozkłady prawdopodobieństwa współczynników korygujących koszty skały płonnej w przekroju rodzajowym

A) koszty zużycia materiałów, B) energii, C) usług obcych, D) remontów, E) kosztów osobowych, F) amortyzacji
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.16. Probability distributions of the coefficients of waste rock costs by types
A) materials, B) electricity, C) external services, D) repair and maintenance, E) labour,
F) amortisation and depreciation

Generalnie można zauważyć, że rozkłady kosztów przypisanych do węgla w ścianach i w chodnikach odwzorowują cechy rozkładów miąższości poszczególnych pokładów, z kolei koszty rozliczone na skalę płonną – cechy przekształceń matematycznych (wzorów), z których je wyliczono jako wtórne.

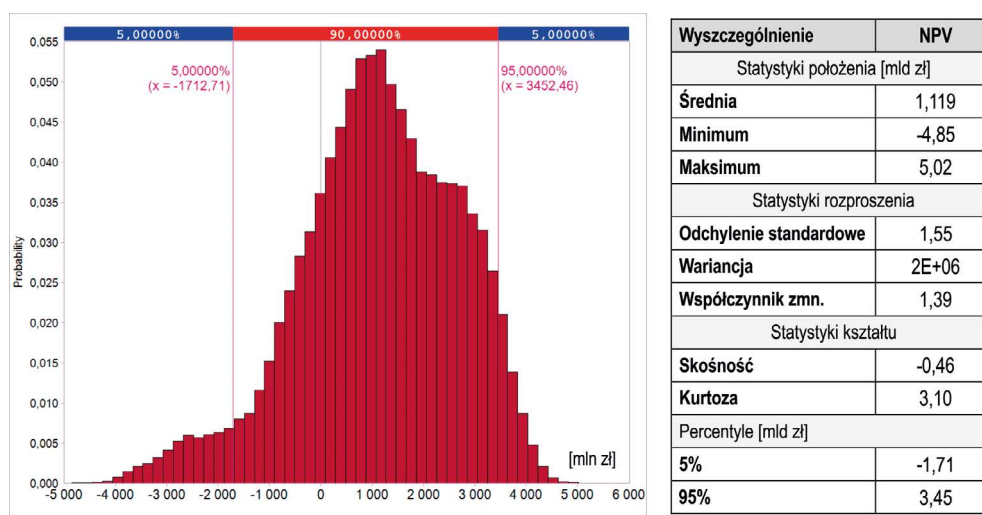
W dalszej kolejności zaprezentowano rozkłady współczynników korygujących koszty skały płonnej w przekroju podstawowych grup rodzajowych (rys. 6.16). Wybrane statystyki opisowe dla tych rozkładów dołączono natomiast w tabeli 6.13.

Można zauważyć, że rozkłady te cechuje regularność kształtu zbliżona do rozkładu normalnego. Największą zmiennością odznaczają się rozkłady współczynników kosztów: zużycia materiałów, usług obcych oraz kosztów osobowych, najniższą z kolei: koszty amortyzacji, zużycia energii oraz koszty remontów.

6.2.2.2. Rezultaty oceny wpływu analizowanych parametrów złożowych na wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X” w metodzie symulacyjnej Monte Carlo

Na rysunkach 6.17–6.19 zaprezentowano rozkłady kluczowych mierników ekonomiczno-finansowych kopalni „X” uzyskane w metodzie probabilistycznej.

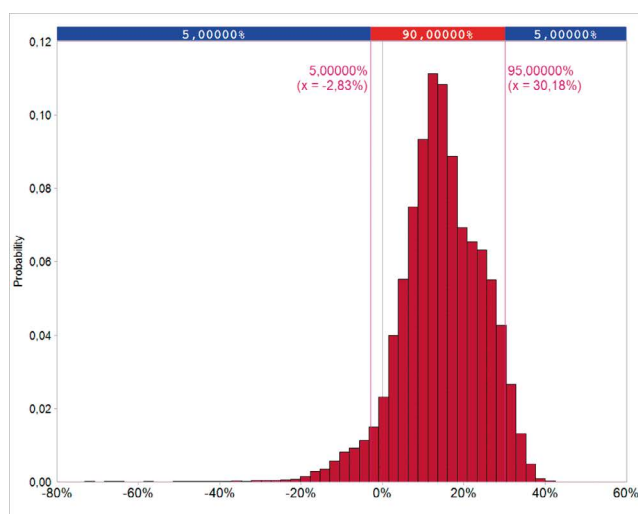
Analizując rozkład prawdopodobieństwa wartości zaktualizowanej netto, można zauważyć, że jej wartość średnia wyniosła 1,119 mld zł. 90-procentowy przedział zmienności NPV oszacowano pomiędzy –1,71 mld zł a 3,45 mld zł, a wartości minimalną i maksymalną w tym rozkładzie skalkulowano odpowiednio na: –4,85 mld zł i 5,02 mld zł. Rozkład jest nieregularny, mimo iż kurtoza jest bliska 3. Widoczna jest niewielka lewostronna asymetria.



Rys. 6.17. Rozkład prawdopodobieństwa wartości zaktualizowanej netto (NPV)

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.17. Probability distribution of net present value (NPV)

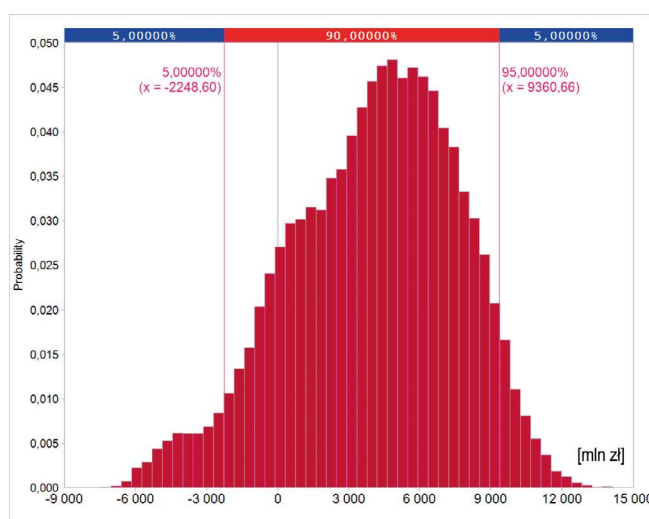


Wyszczególnienie	IRR
Statystyki położenia [%]	
Średnia	14,4%
Minimum	-78,0%
Maksimum	42,5%
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,10
Wariancja	0,01
Współczynnik zmn.	0,72
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,89
Kurtoza	6,76
Percentyle [%]	
5%	-2,83
95%	30,18

Rys. 6.18. Rozkład prawdopodobieństwa wewnętrznej stopy zwrotu (IRR)

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.18. Probability distribution of internal rate of return (IRR)



Wyszczególnienie	FCF
Statystyki położenia [mln zł]	
Średnia	4,04
Minimum	-7,45
Maksimum	14,13
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	3,56
Wariancja	1,3E+07
Współczynnik zmn.	0,88
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,36
Kurtoza	2,71
Percentyle [mln zł]	
5%	-2,25
95%	9,36

Rys. 6.19. Rozkład prawdopodobieństwa skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych (FCF)

Źródło: opracowanie własne

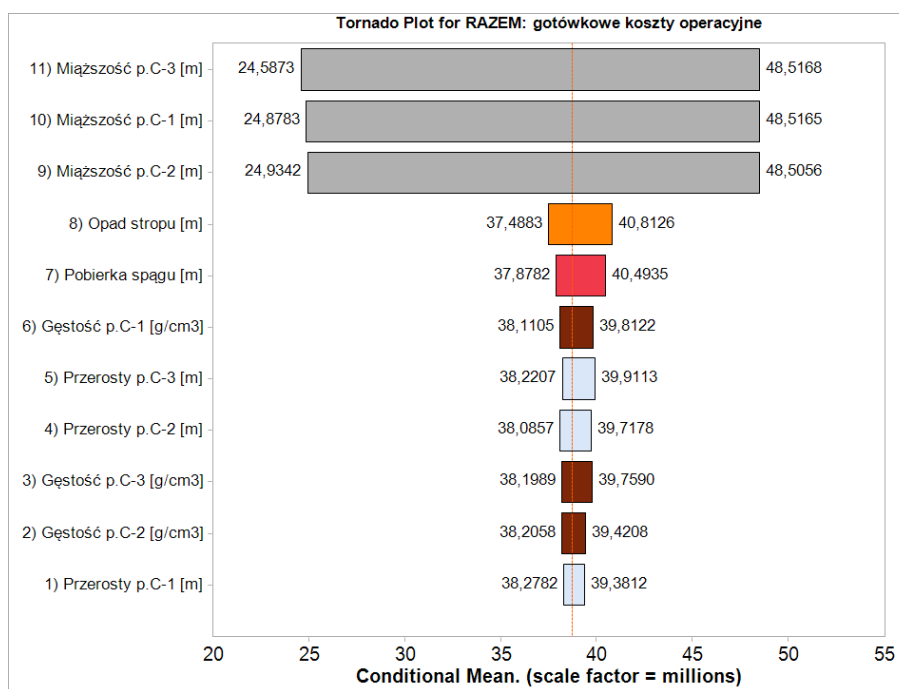
Fig. 6.19. Probability distribution of cumulative net cash flows (FCF)

Prawdopodobieństwo realizacji wartości $NPV > 0$ wynosi 86% (wartość odczytana z dystrybucyjności w programie do symulacji).

Wartość średnią w rozkładzie prawdopodobieństwa wewnętrznej stopy zwrotu skalkulowano na 14,4%, przy oczekiwanej zmienności poszczególnych obserwacji pomiędzy 5 a 95% percentylem w przedziale od -2,8 do 30,2% (w modelu, tam gdzie istniała jej liczbowa wartość, dopuszczono kalkulacje IRR dla wolnych przepływów pieniężnych niższych od 0, przy czym interpretacja ujemnej IRR pozbawiona jest aspektu praktycznego) (rys. 6.18). Rozkład cechuje lewostronna asymetria i kurtoza bliska 6,8, co wskazuje na wyższą koncentrację obserwacji wokół średniej. Z prawdopodobieństwem bliskim 93% można oczekiwać, że nieznana wartość IRR będzie dodatnia.

Z kolei w rozkładzie skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych wartość średnia została skalkulowana na 4,04 mld zł, przy czym 90% obserwacji mieści się w przedziale od -2,25 do 9,36 mld zł (rys. 6.19). Rozkład cechuje niewielka lewostronna asymetria. Prawdopodobieństwo realizacji wartości łącznych wolnych przepływów pieniężnych większych od 0 sięga 86%.

Jako podsumowanie oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na kształtowanie się kosztów w miejscach eksploatacji węgla i źródłach zanieczyszczeń oraz mierników war-



Rys. 6.20. Analiza wpływu wybranych parametrów złożowych na poziom gotówkowych kosztów operacyjnych; wykres tornado

Źródło: opracowanie własne

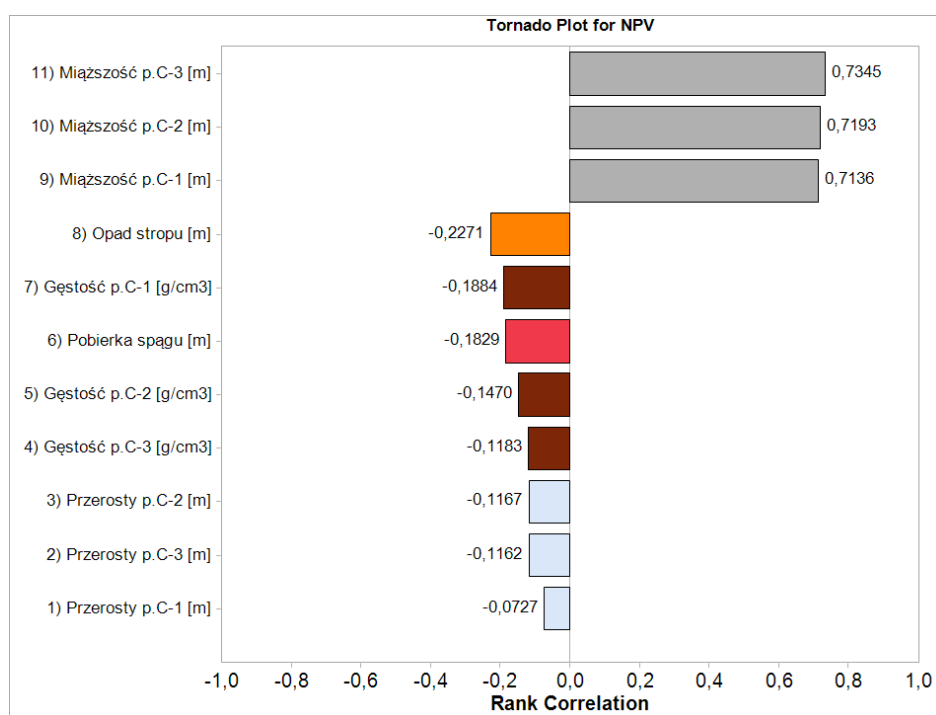
Fig. 6.20. Impact assessment of selected deposit parameters on the cash costs of coal production; tornado diagram

tości kopalni „X” w metodzie probabilistycznej, zestawiono wykresy tornado. Obejmują one analizę wpływu wyselekcjonowanych parametrów złożowych (zmiennych objaśniających) odpowiednio na:

- całkowite gotówkowe koszty operacyjne (GKC),
- wartość NPV.

W przypadku kosztów jako parametr oceny wpływu poszczególnych zmiennych decyzyjnych wybrano warunkową średnią, reprezentowaną przez wartość oczekiwaną całkowitych gotówkowych kosztów operacyjnych. Natomiast w przypadku pomiaru wpływu na NPV – korelację rangową, która oprócz relatywnej siły wpływu wskazuje również jej kierunek.

Analizując wykresy na rysunkach 6.20 i 6.21 można jednoznacznie wskazać, że zarówno w przypadku kosztów operacyjnych, jaki i NPV dominuje wpływ zmienności w rozkładach miąższości pokładów (bez przerostów). Jest on porównywalny we wszystkich trzech przypadkach pokładów węgla. Zmienność w rozkładach miąższości w przedziale pomiędzy 5 a 95 percentylem powoduje rozrzut kosztów całkowitych w zakresie 24,6–48,2 mld zł oraz zmienność NPV wyjaśnioną poziomem korelacji rangowej rzędu 0,73. Wpływ pozostałych parametrów – zarówno na GKC, jak i NPV – jest drugorzędny, przy czym największe oddziaływanie powoduje opad stropu i pobierka spągu, negatywnie wpływające na NPV



Rys. 6.21. Analiza wpływu wybranych parametrów złożowych na wartość NPV; wykres tornado
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.21. Impact assessment of selected deposit parameters on the NPV; tornado diagram

i pozytywnie na wartość łącznych kosztów gotówkowych. Zmienność w rozkładach przerozów znacznie słabiej (10–12-krotnie) wpływa na kształtowanie się wartości GKO i blisko 7–9-krotnie na poziom NPV mierzony za pomocą korelacji rangowej. Korelacja rangowa ujawnia relatywnie wyższe oddziaływanie parametrów drugorzędnych, tj. opadu stropu, gęstości przestrzennej węgla w pokładzie C-3, czy pobierki spągu. Wpływ ten jest jednak odpowiednio od 3 do 4 razy niższy niż miąższości, przy czym o wiele bardziej istotny niż w przypadku kosztów operacyjnych.

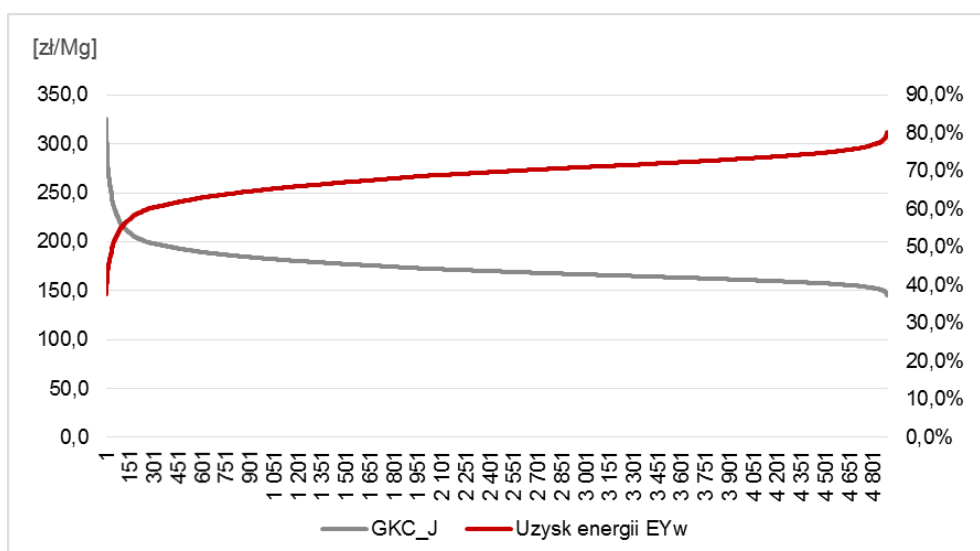
Koszty produkcji jako funkcja wskaźnika wychodu węgla – weryfikacja Monte Carlo

W rozdziale 6.1 (rys. 6.4 i 6.5, wzory 6.1–6.4) przedstawiono równania kwadratowe wiążące jednostkowy koszt całkowity i gotówkowy produkcji węgla ze wskaźnikiem uzysku energii ze złoża (EY_w) lub z wychodem węgla handlowego (CY_c) w ujęciu deterministycznym. Wykorzystując atuty modelowania symulacyjnego, podjęto próbę weryfikacji opracowanych wzorów, włączając w zakres oceny możliwy wpływ korelacji poszczególnych parametrów złożowych na poziom łącznych kosztów operacyjnych. Weryfikacja ta została przeprowadzona dla zależności kosztów całkowitych gotówkowych w ujęciu jednostkowym oraz uzysku energii ze złoża EY_w (wzór 6.2).

Procedura ustalania funkcji wiążącej koszty operacyjne wydobycia węgla z uzyskiem w modelu symulacyjnym składała się z kilku etapów. Punktem wyjścia był zbudowany model symulacyjny, w którym dla ustalonej wielkości zasobów i tempa eksploatacji szacowano możliwe wydobycie urobku brutto, ilość skały płonnej oraz całkowite koszty operacyjne. Całkowite koszty operacyjne były bowiem funkcją wydobycia brutto i kosztów jednostkowych (struktury kosztów) oszacowanych dla wszystkich miejsc wydobycia węgla i źródeł skały płonnej. Obliczenia powtórzono pięć tysięcy razy, zapewniając w miarę równomierne opróbkowanie wszystkich rozkładów zmiennych, przy ustalonych zależnościach korelacyjnych. Następnie wyznaczono gotówkowe koszty produkcji węgla – ujęcie jednostkowe, (G_Kj_c) jako iloraz całkowitych kosztów operacyjnych i skalkulowanej produkcji węgla handlowego. W dalszej kolejności przeprowadzono porządkowanie zbioru par (EY_w ; G_Kj_c) w kolejności rosnącej i przekształcono wykres 6.22, umiejscawiając na osi odciętych (X) kolejne wartości uzysku pomiędzy minimum i maksimum w tym zbiorze. Maksymalna wartość uzysku (EY_w) w warunkach skrajnie korzystnych wyniosła 81%, po uwzględnieniu wzajemnych korelacji (rys. 6.23). Ostatecznie dobrano funkcję trendu kosztów, maksymalizując stopień dopasowania równania krzywej teoretycznej do danych empirycznych.

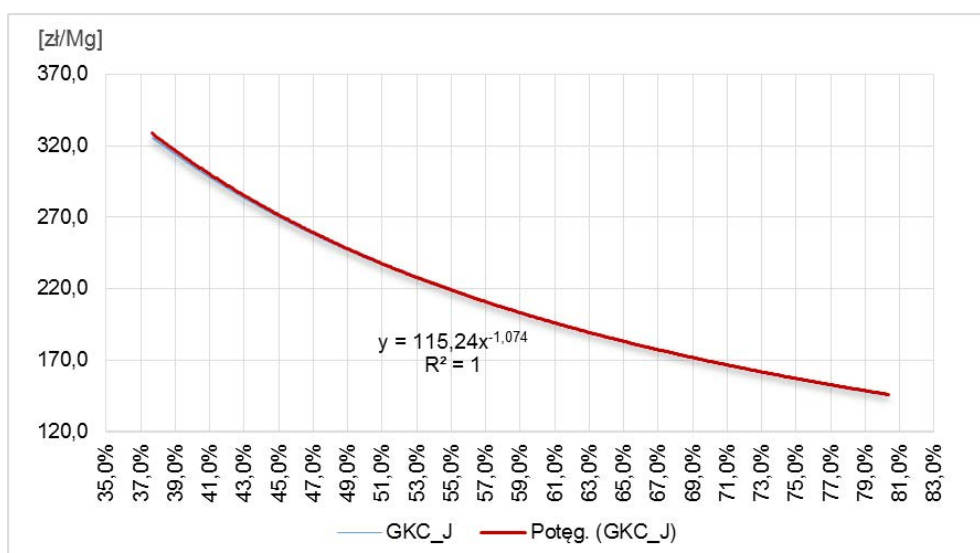
Rezultaty parametryzacji funkcji kosztów gotówkowych w ujęciu jednostkowym, w postaci graficznej, w modelu symulacyjnym MC, prezentują rysunki 6.22 i 6.23. Tak jak w przypadku modeli deterministycznych, określona zależność ma charakter nieliniowy i może być w sposób bardzo dokładny opisana za pomocą funkcji potęgowej o następującej postaci:

$$y(GKC) = \left(\frac{115,24}{x} \right)^{1,074} \quad (6.5)$$



Rys. 6.22. Koszt wydobywania w relacji do uzysku energii EY_w (przed transformacją)
 Lewa oś – koszt jednostkowy, prawa – uzysk energii ze złoża; oś X – kolejne obserwacje
 Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.22. Costs of coal production in reference to coal yield EY_w (before transformation)
 Left axis – unit cost, right – coal yield; X axis – the next observations



Rys. 6.23. Koszt wydobywania węgla w funkcji wskaźnika uzysku energii ze złoża EY_w (po transformacji)
 Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.23. Cost of coal production as a function of energy yield ratio EY_w (after transformation)

Jak już zaznaczono, postać matematyczną funkcji określonej wzorem 6.5 cechuje wyższa jakość niż wzorów 6.1–6.4, odpowiadająca urealnionym warunkom złożowym w pokładach C-1, C-2 i C-3.

Można zauważyć bardzo dokładną aproksymację obserwacji empirycznych teoretyczną postacią funkcji kosztów (obie linie pokrywają się).

Wymaga podkreślenia, że dobrana funkcja potęgowa osiąga znacząco wyższe wartości dla skrajnie niskich uzysków energii ze złoża (różnica w koszcie produkcji może sięgać nawet 50 zł/Mg, tj. 20%) w porównaniu do funkcji kwadratowej oznaczonej wzorem 6.2. Dla wysokich wartości uzysku energii ze złoża różnice w kosztach jednostkowych produkcji są nieznaczące i do pominięcia.

6.2.2.3. Porównanie rezultatów modelowania deterministycznego oraz probabilistycznego w zakresie oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty i parametry ekonomiczno-finansowe kopalni „X”

Rozważania na temat wpływu zmienności wybranych parametrów złożowych na poziom kosztów operacyjnych oraz wartość zasobów węgla w przedmiotowym złożu kończy zestawienie różnych rezultatów otrzymanych w podejściu deterministycznym oraz symulacyjnym Monte Carlo.

W kolejnych tabelach (tab. 6.14–6.16) zaprezentowano średnie wartości kosztów operacyjnych rozliczonych na miejsca eksploatacji węgla, zidentyfikowane źródła skały płonnej oraz mierników, takich jak: NPV, IRR, FCF. W tabelach tych pokazano również różnice bezwzględne wartości oraz względne (procentowe) względem średniej otrzymanej w podejściu symulacyjnym Monte Carlo.

Analizując tabelę 6.14 można w szczególności stwierdzić, że:

- oszacowana wartość średnia produkcji węgla handlowego jest w obu podejściach prawie jednakowa (różnica wartości rzędu 0,1%),

Tabela 6.14

Porównanie rezultatów oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na kształtowanie produkcji węgla oraz skały płonnej w opracowanych modelach oceny

Table 6.14

Comparison of the results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production and waste rock output in the evaluated models

Wyszczególnienie		J.m.	Produkcja węgla handlowego	Skała płonna
Średnia – model deterministyczny		mln Mg	226 693,30	70 045,90
Średnia – model probabilistyczny		mln Mg	226 943,00	61 981,60
Różnica	bezwzględna	mln Mg	–249,7	8 064,30
	względna	%	–0,10%	13,00%

Źródło: opracowanie własne.

- wielkość całkowita zanieczyszczeń (skały płonnej) pochodzącej ze ścian i wyrobisk chodnikowych jest w obu podejściach różna. Różnica sięga 8,06 mln Mg, natomiast w ujęciu procentowym 13%.

Analizując różnice wartości kosztów operacyjnych z uwzględnieniem miejsc wydobycia węgla i źródeł skały płonnej w ścianach oraz wyrobiskach korytarzowych można stwierdzić, że (tab. 6.15):

- wartość średnia całkowitych gotówkowych kosztów operacyjnych oszacowana w obu podejściach jest prawie taka sama i ukształtowała się na poziomie 38,7 mld zł przeciętnie w 26 kolejnych okresach obliczeniowych;
- występują niewielkie różnice (4,2%) średnich kosztów agregowanych na węgiel w ścianach. Istnieją natomiast bardziej wyraźne odchylenia widoczne w poziomach średnich kosztów zanieczyszczeń w ścianach (12,3%). Całkowita różnica wartości łącznych kosztów skały płonnej przenosi się w takim samym stopniu na poszczególne jej źródła, tj. przerosty, opad stropu i pobierkę spągu;
- w wyrobiskach chodnikowych koszty wydobycia skały płonnej różnią się nieznacznie (2,4%), natomiast w przypadku węgla odchylenie sięga 7%.

Tabela 6.15

Porównanie rezultatów oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na kształtowanie się gotówkowych kosztów wydobycia w opracowanych modelach oceny

Table 6.15

Comparison of the results of the impact assessment of selected deposit parameters on the value of cash costs of coal production in the evaluated models

Wyszczególnienie		J.m.	Gotówkowe koszty operacyjne	Koszty węgla w ścianach	Koszty skały płonnej w ścianach		
Średnia – model deterministyczny		mld zł	38,782	17,463	7,789		
Średnia – model probabilistyczny		mld zł	38,739	18,237	6,937		
Różnica	bezwzględna	mld zł	0,044	−0,774	0,851		
	względna	%	0,10%	−4,20%	12,30%		
Wyszczególnienie		J.m.	Koszty w ścianach			Koszty w wyrobiskach korytarzowych	
			prze-rostów	opadu stropu	pobierki spągu	skały płonnej	węgla
Średnia – model deterministyczny		mld zł	4,506	1,931	1,352	8,068	4,511
Średnia – model probabilistyczny		mld zł	3,999	1,718	1,202	7,882	4,838
Różnica	bezwzględna	mld zł	0,507	0,214	0,15	0,186	−0,327
	względna	%	12,70%	12,40%	12,50%	2,40%	−6,80%

Źródło: opracowanie własne.

Uogólniając, wyższe koszty wydobywania węgla i jednocześnie niższe koszty zanieczyszczeń w ścianach uzyskano w trakcie modelowania probabilistycznego. Odwrotna sytuacja ma miejsce w przypadku wyrobisk korytarzowych. Różnice w kosztach agregowanych na węgiel i skałę płonną w obu podejściach wynikają głównie z rozbieżności w szacunkach wielkości produkcji węgla oraz wydobywania skały płonnej.

Mając powyższe na uwadze, można sformułować następujące wnioski dotyczące kształtowania się wartości średnich kluczowych parametrów ekonomiczno-finansowych i mierników wartości na przykładzie złoża „X” (tab. 6.16):

- wartość skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych w obu podejściach nie różni się znacząco. W ujęciu bezwzględnym różnica wynosi około 18 mln zł, co stanowi około 0,5% wartości średniej,
- widoczna jest wyraźna różnica w poziomie NPV, sięgająca 137 mln zł,
- wyższą wartość wewnętrznej stopy zwrotu osiągnięto w trakcie modelowania probabilistycznego (różnica bezwzględna 1,2 pkt. proc., względna około 8,7%).

Tabela 6.16

Porównanie rezultatów oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na kształtowanie się kluczowych mierników wartości w opracowanych modelach oceny

Table 6.16

Comparison of the results of the impact assessment of selected deposit parameters on key value measures in the evaluated models

Wyszczególnienie		J.m.	FCF	NPV	IRR
Średnia – model deterministyczny		mld zł	4,026	0,982	13,20%
Średnia – model probabilistyczny		mld zł	4,045	1,119	14,40%
Różnica	bezwzględna	mld zł	–0,019	–0,137	–1,20%
	względna	%	–0,50%	–12,30%	–8,70%

Źródło: opracowanie własne.

Ogólnie można stwierdzić, że w metodzie probabilistycznej osiągnięto wartości urealnione w całym zakresie zmienności poszczególnych parametrów złożowych, biorąc pod uwagę wzajemne zależności korelacyjne określone za pomocą kopuły empirycznej. W przypadku modeli deterministycznych zmienność jest zredukowana do wartości średnich w zbiorach danych empirycznych. Ma to wpływ głównie na oszacowanie wielkości zanieczyszczenia i kosztów z nim związanych, ogólnie wyższych o blisko 38 mln zł w modelach deterministycznych. Różnica ta, widoczna również w poziomie skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych, jest nieznaczająca i możliwa do pominięcia. Włączenie w kalkulację wartości rezydualnej w ostatnim okresie analizy oraz po dyskontowaniu spowodowało ostatecznie

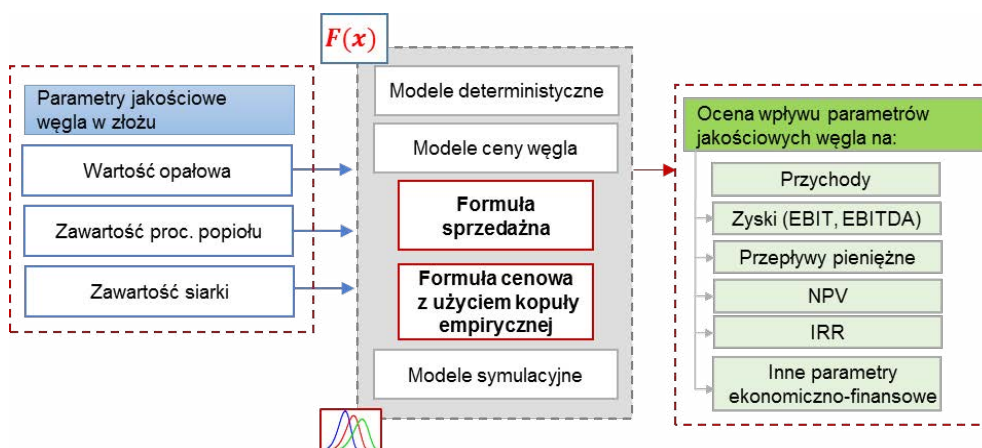
wzrost wartości NPV o 137 mln zł. Osiągnięto również wyższą wartość wewnętrznej stopy zwrotu o 1,2 pkt. procentowego.

Podsumowując, oba modele dają zbliżone oszacowania wpływu wybranych parametrów złożowych na poziom kosztów oraz wartości analizowanych zmiennych ekonomiczno-finansowych, co jest zgodne z intuicją. Zbliżone oceny wartości średnich w obu modelach stanowią zapewnienie o ich poprawności. Należy jednak wyraźnie podkreślić, że poziomy kosztów i wartości poszczególnych parametrów ekonomiczno-finansowych w przedziałach oddalonych od średniej w modelu symulacyjnym Monte Carlo mogłyby się znacząco różnić (brak regularności struktur korelacyjnych niektórych parametrów złożowych). Dostarczenie precyzyjnych dowodów jest w tym przypadku trudne.

6.3. Ocena wpływu parametrów jakościowych węgla na przychody oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe

W pracy analizowano wpływ trzech podstawowych parametrów jakościowych węgla (wartości opałowej, zawartości siarki całkowitej oraz zawartości popiołu) odpowiednio na poziom przychodów oraz kształtowanie się wybranych parametrów finansowych kopalni „X”. W praktyce na użyteczność, czy też na ogólną ocenę przydatności konkretnego węgla, która ma też swoje odzwierciedlenie w cenie, mogą mieć wpływ również inne parametry węgla, np. zawartość pierwiastków promieniotwórczych, rtęci, chloru. Badanie wpływu innych parametrów jakościowych pozostaje jednak poza zakresem udokumentowanych analiz.

Umowny schemat analiz tego etapu prac przedstawiono na rysunku 6.24.



Rys. 6.24. Koncepcja oceny wpływu parametrów jakościowych węgla na przychody oraz wybrane mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X”

Źródło: opracowanie własne

Fig 6.24. The concept of assessing the impact of coal quality parameters for revenues and selected economic and financial measures of the mine „X”

Rezultaty analiz, podobnie jak uprzednio, przedstawiono jako wynik modelowania deterministycznego oraz symulacyjnego Monte Carlo. W przypadku modeli deterministycznych każdorazowo analizowano zmienność tylko jednego parametru jakościowego oraz jego wpływ na wybrane parametry ekonomiczno-finansowe, natomiast w metodzie probabilistycznej badano jednocześnie wpływ wszystkich parametrów jakościowych węgla oraz jego gęstości przestrzennej. W modelach deterministycznych posłużono się formułą sprzedażną określoną wzorem 5.12 (rozdział 5.1.3). W przypadku modeli MC zaimplementowano formułę cenową, uwzględniającą kopułę empiryczną jako funkcję korelującą zmienne objaśniające (wzór 5.13).

6.3.1. Rezultaty analiz w ujęciu deterministycznym

Kluczowe wnioski dotyczące oceny wpływu wartości opałowej węgla na przychody i wybrane parametry finansowe kopalni „X”

Wpływ wartości opałowej węgla na poziom przychodów w ujęciu deterministycznym był mierzony poprzez iteracyjne podstawianie do równania formuły cenowej kolejnych wartości kaloryczności (Q^r) z przedziału $< Q^r_{\min}; Q^r_{\max} >$. Każdorazowo kalkulowano nowy poziom przychodów oraz wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych. Wielkość bazy zasobowej w pokładach C-1, C-2 oraz C-3, podobnie jak inne parametry decyzyjne, pozostawały niezmiennie. Rezultaty te następnie stabelaryzowano w uporządkowanej kolejności i przedstawiono w tabeli 6.17. Ustalono, że wyniki będą raportowane dla zakresu zmienności przedziale 20–34 GJ/Mg, przy czym najbardziej prawdopodobny zakres zmienności wartości opałowej został ograniczony do przedziału 25–30 GJ/Mg.

Ograniczając wnioskowanie tylko do najbardziej prawdopodobnego zakresu zmienności wartości opałowej węgla w złożu (25–30 MJ/kg), określono następujące przedziały zmienności:

- całkowitych przychodów: 47,97–57,58 mld zł,
- łącznego zysku EBITDA: 9,19–18,8 mld zł oraz sumarycznego zysku EBIT: 2,47–12,07 mld zł,
- skumulowanych przepływów pieniężnych: 630 mln zł do 8,42 mld zł,
- NPV: od –580 mln zł do 3,01 mld zł,
- NPVR: –13–67%,
- IRR: 0–26%.

Uzyskane obserwacje wybranych zmiennych ekonomiczno-finansowych odniesiono następnie do ich wartości bazowych w całym okresie analizy, w celu ustalenia bezwzględnych i względnych (procentowych) różnic. Wartość bazowa analizowanych parametrów w modelach deterministycznych wyniosła:

- przychody – 52,15 mld zł,
- FCF – 4,02 mld zł,
- NPV – 981,7 mln zł,
- IRR – 13,15%.

Tabela 6.17

Rezultaty oceny wpływu wartości opałowej na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”

Table 6.17

The results of the impact assessment of coal calorific value on key economic and financial measures of the proved coal reserves – deterministic approach

Wyszczególnienie	J.m.	Wartość opałowa (Q') [MJ/kg]							
		20,0	21,0	22,0	23,0	24,0	25,0	26,0	27,0
Przychody	mld zł	38,37	40,29	42,21	44,13	46,05	47,97	49,9	51,82
EBIT	mld zł	-7,14	-5,21	-3,29	-1,37	0,55	2,47	4,39	6,31
EBITDA	mld zł	-0,41	1,51	3,43	5,35	7,27	9,19	11,11	13,03
Zysk netto	mld zł	-7,13	-5,22	-3,33	-1,48	0,32	1,99	3,56	5,12
Przepływy pieniężne netto	mld zł	-8,49	-6,58	-4,69	-2,84	-1,04	0,63	2,2	3,76
NPV	mld zł	-4,71	-3,84	-2,98	-2,15	-1,34	-0,58	0,14	0,86
NPVR	%	-106,0	-86,0	-67,0	-48,0	-30,0	-13,0	3,0	19,0
IRR	%	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	8,0	12,0
Wyszczególnienie	J.m.	Wartość opałowa (Q') [MJ/kg]							
		28,0	29,0	30,0	31,0	32,0	33,0	34,0	
Przychody	mld zł	53,74	55,66	57,58	59,5	61,42	63,34	65,26	
EBIT	mld zł	8,23	10,15	12,07	14	15,92	17,84	19,76	
EBITDA	mld zł	14,95	16,88	18,8	20,72	22,64	24,56	26,48	
Zysk netto	mld zł	6,68	8,23	9,79	11,34	12,9	14,46	16,01	
Przepływy pieniężne netto	mld zł	5,31	6,87	8,42	9,98	11,54	13,09	14,65	
NPV	mld zł	1,58	2,29	3,01	3,73	4,45	5,17	5,89	
NPVR	%	35,0	51,0	67,0	84,0	100,0	116,0	132,0	
IRR	%	17,0	21,0	26,0	32,0	38,0	45,0	52,0	

Źródło: opracowanie własne.

Bazując na tabeli 6.18, dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmian wartości Q' , można stwierdzić, że:

- urealniona, względna zmiana przychodów mieści się w przedziale od -8,0 do 10,4%; średnio na 1 GJ wartości opałowej przypada 3,7% wartości przychodów,
- bezwzględna różnica FCF może wahać się w przedziale od -3,4 do 4,4 mld zł, co w ujęciu procentowym oznacza odchylenia rzędu od -84 do 109%. Średnioroczna stopa procentowa CAGR zmienia się w przedziale od -6,9 do 2,9% (z taką stopą

Tabela 6.18

Rezultaty oceny wpływu wartości opałowej na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni X: różnice względem wartości bazowych

Table 6.18

The results of the impact assessment of coal calorific value on key economic and financial parameters of the mine "X": the differences to baseline values

Wyszczególnienie	J.m.	Wartość opałowa (Q^r) MJ/kg							
		20,0	21,0	22,0	23,0	24,0	25,0	26,0	27,0
Bezwzględna różnica Q^r	GJ	-7,2	-6,2	-5,2	-4,2	-3,2	-2,2	-1,2	-0,2
Zmiana przychodów	%	-26,4	-22,7	-19,1	-15,4	-11,7	-8,0	-4,3	-0,6
Zmiana przychodów na 1 GJ Q^r	%	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7
Zmiana FCF	mld zł	-12,52	-10,61	-8,72	-6,87	-5,07	-3,40	-1,83	-0,27
	%	-311	-263	-217	-171	-126	-84	-45	-7
CAGR (FCF)	%	2,9	1,9	0,6	-1,3	-5,1	-6,9	-2,3	-0,3
Zmiana NPV	mld zł	-5,70	-4,82	-3,96	-3,14	-2,33	-1,57	-0,84	-0,12
	%	-580	-491	-403	-319	-237	-159	-86	-13

Wyszczególnienie	J.m.	Wartość opałowa (Q^r) MJ/kg							
		28,0	29,0	30,0	31,0	32,0	33,0	34,0	
Bezwzględna różnica Q^r	GJ	0,8	1,8	2,8	3,8	4,8	5,8	6,8	
Zmiana przychodów	%	3,0	6,7	10,4	14,1	17,8	21,5	25,1	
Zmiana przychodów na 1 GJ Q^r	%	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	
Zmiana FCF	mld zł	1,29	2,84	4,40	5,95	7,51	9,07	10,62	
	%	32	71	109	148	187	225	264	
CAGR (FCF)	%	1,1	2,1	2,9	3,6	4,1	4,6	5,1	
Zmiana NPV	mld zł	0,59	1,31	2,03	2,75	3,47	4,19	4,90	
	%	60	134	207	280	353	426	500	

Objaśnienia: CAGR dla wartości ujemnych FCF liczona ze znakiem „-”.

Źródło: opracowanie własne.

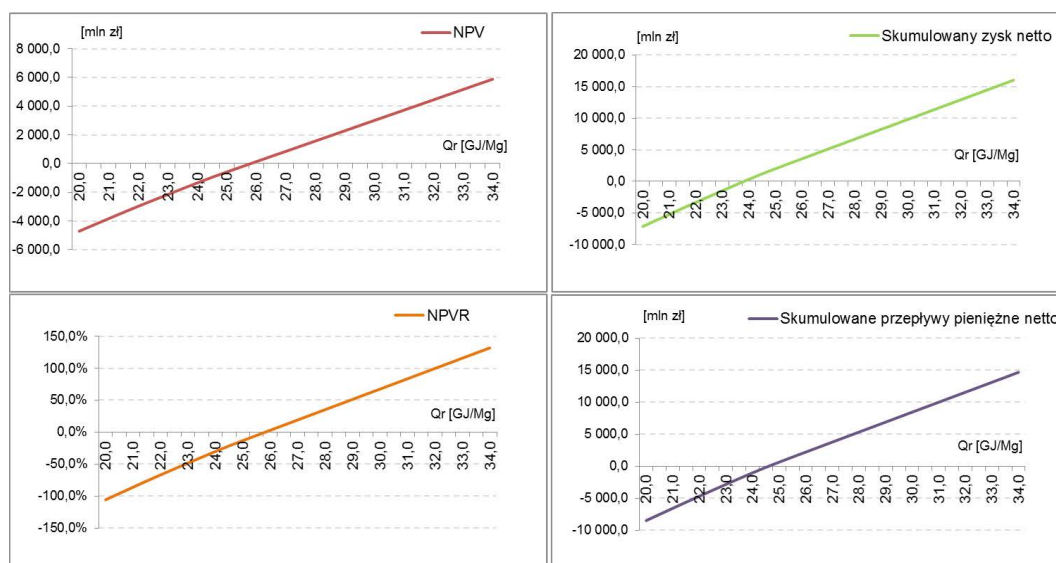
procentową należałoby reinwestować kapitał równoważny FCF, aby po 26 okresach otrzymać konkretne wartości całkowitych FCF),

— NPV może różnić się w zakresie od -1,57 do 2,03 mld zł, natomiast w ujęciu procentowym względnym – pozostaje w przedziale: od -159 do 207%.

Na rysunku 6.25 zaprezentowano zmienność wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych w funkcji wartości opałowej węgla. Wykazane zależności są liniowe w całym zakresie zmienności.

Liniowy charakter wykazuje również względna zmiana przychodów oraz NPV w funkcji wartości opałowej węgla w złożu, co zostało przedstawione na rysunku 6.26.

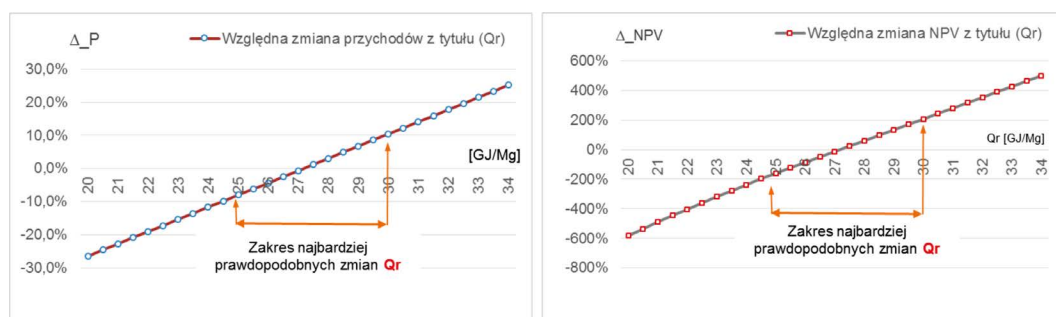
Podsumowując, można stwierdzić, że wartość opałowa bardzo silnie oddziałuje na kształtowanie się poziomu przychodów, wolnych przepływów pieniężnych, czy też analizowanych mierników wartości w przyjętych metodach dyskontowych. Wynika to z doboru formuły sprzedażnej, w której cena kształtowana jest w największym stopniu przez wartość opałową węgla.



Rys. 6.25. Zmiana kluczowych parametrów ekonomiczno-finansowych w funkcji wartości opałowej (Q_r)

Źródło: opracowanie własne

Fig 6.25. Changes of the value of selected economic and financial parameters as a function of coal calorific value (Q_r)



Rys. 6.26. Względna zmiana przychodów oraz NPV w funkcji wartości opałowej (Q_r)

Źródło: opracowanie własne

Fig 6.26. Relative changes of the revenues and NPV as a function of coal calorific value (Q_r)

6.3.1.2. Kluczowe wnioski dotyczące oceny wpływu zawartości siarki całkowitej w węglu na przychody i wybrane parametry finansowe kopalni „X”

Siarka jest istotnym parametrem jakościowym, jej zawartość wpływa na cenę węgla. Zawartość siarki współdecyduje o przydatności określonego węgla w procesach spalania ze względu na wpływ na trwałość urządzeń, emisję SO₂ do powietrza oraz właściwości i użyteczność popiołów i żużli.

W tabeli 6.19 zestawiono rezultaty oceny wpływu zmiennej zawartości siarki całkowitej na kształtowanie się przychodów oraz wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych w modelach deterministycznych. Najbardziej prawdopodobny zakres zmian zawartości pro-

Tabela 6.19

Rezultaty oceny wpływu zasarczenia węgla na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”

Table 6.19

The results of the impact assessment of sulphur content on key economic and financial measures of the proved coal reserves – deterministic approach

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość siarki [%]							
		0,60	0,70	0,80	0,90	1,00	1,10	1,20	1,30
Przychody	mld zł	53,73	53,48	53,23	52,98	52,73	52,48	52,23	51,98
EBIT	mld zł	8,22	7,97	7,73	7,48	7,23	6,98	6,73	6,48
EBITDA	mld zł	14,95	14,7	14,45	14,2	13,95	13,7	13,45	13,2
Zysk netto	mld zł	6,67	6,47	6,26	6,06	5,86	5,66	5,46	5,25
Przepływy pieniężne netto	mld zł	5,30	5,10	4,90	4,70	4,50	4,29	4,09	3,89
NPV	mld zł	1,57	1,48	1,39	1,29	1,20	1,11	1,01	0,92
NPVR	%	35,2	33,1	31,0	28,9	26,9	24,8	22,7	20,6
IRR	%	16,7	16,1	15,6	15,0	14,4	13,9	13,3	12,8

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość siarki [%]						
		1,40	1,50	1,60	1,70	1,80	1,90	2,00
Przychody	mld zł	51,73	51,48	51,23	50,98	50,73	50,49	50,24
EBIT	mld zł	6,23	5,98	5,73	5,48	5,23	4,98	4,73
EBITDA	mld zł	12,95	12,70	12,45	12,20	11,95	11,70	11,45
Zysk netto	mld zł	5,05	4,85	4,65	4,45	4,24	4,04	3,84
Przepływy pieniężne netto	mld zł	3,69	3,49	3,28	3,08	2,88	2,68	2,48
NPV	mld zł	0,83	0,73	0,64	0,55	0,45	0,36	0,27
NPVR	%	18,5	16,4	14,3	12,2	10,1	8,1	6,0
IRR	%	12,2	11,7	11,2	10,7	10,1	9,6	9,1

Źródło: opracowanie własne.

centowej siarki w pokładach C-1, C-2 oraz C-3 ustalono na 0,8–1,7%, przy czym wartości pierwotne zasiarczenia w tych pokładach wahają się w większym zakresie, co udokumentowano w rozdziale poświęconym źródłom danych.

Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmienności zawartości procentowej siarki całkowitej w analizowanych pokładach, tj. dla S^r (0,9–1,7)% określono następujące przedziały zmienności (tab. 6.19):

- całkowitych przychodów: 50,98–52,98 mld zł,
- łącznego zysku EBITDA: 12,20–14,20 mld zł, oraz zysku EBIT: 5,48–7,48 mld zł,
- skumulowanych przepływów pieniężnych netto: 3,08–4,7 mld zł,
- NPV: 0,55–1,29 mld zł,
- NPVR: 12,2–28,9%,
- IRR: od 10,7 do 15,0%.

Tabela 6.20

Rezultaty oceny wpływu zasiarczenia węgla na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”: porównanie względem wartości bazowych

Table 6.20

The results of the impact assessment of sulphur content on key economic and financial measures of the proved coal reserves: the differences to baseline values – deterministic approach

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość siarki [%]							
		0,60	0,70	0,80	0,90	1,00	1,10	1,20	1,30
Bezwzględna różnica S^r	%	–0,63	–0,53	–0,43	–0,33	–0,23	–0,13	–0,03	0,07
Zmiana przychodów	%	3,0	2,5	2,1	1,6	1,1	0,6	0,2	–0,3
Zmiana przychodów na 1% S^r	%	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048
Zmiana FCF	mld zł	1,28	1,08	0,87	0,67	0,47	0,27	0,07	–0,14
	%	32	27	22	17	12	7	2	–3
CAGR (FCF)	%	1,1	0,9	0,8	0,6	0,4	0,2	0,1	–0,1
Zmiana NPV	mld zł	0,59	0,50	0,40	0,31	0,22	0,12	0,03	–0,06
	%	60	51	41	32	22	13	3	–6

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość siarki [%]						
		1,40	1,50	1,60	1,70	1,80	1,90	2,00
Bezwzględna różnica S^r	%	0,17	0,27	0,37	0,47	0,57	0,67	0,77
Zmiana przychodów	%	–0,8	–1,3	–1,8	–2,2	–2,7	–3,2	–3,7
Zmiana przychodów na 1% S^r	%	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048	–0,048
Zmiana FCF	mld zł	–0,34	–0,54	–0,74	–0,94	–1,15	–1,35	–1,55
	%	–8	–13	–18	–23	–28	–33	–38
CAGR (FCF)	%	–0,3	–0,6	–0,8	–1,0	–1,3	–1,6	–1,9
Zmiana NPV	mld zł	–0,16	–0,25	–0,34	–0,44	–0,53	–0,62	–0,72
	%	–16	–25	–35	–44	–54	–63	–73

Objaśnienia: CAGR dla wartości ujemnych FCF liczona ze znakiem „–”.

Źródło: opracowanie własne.

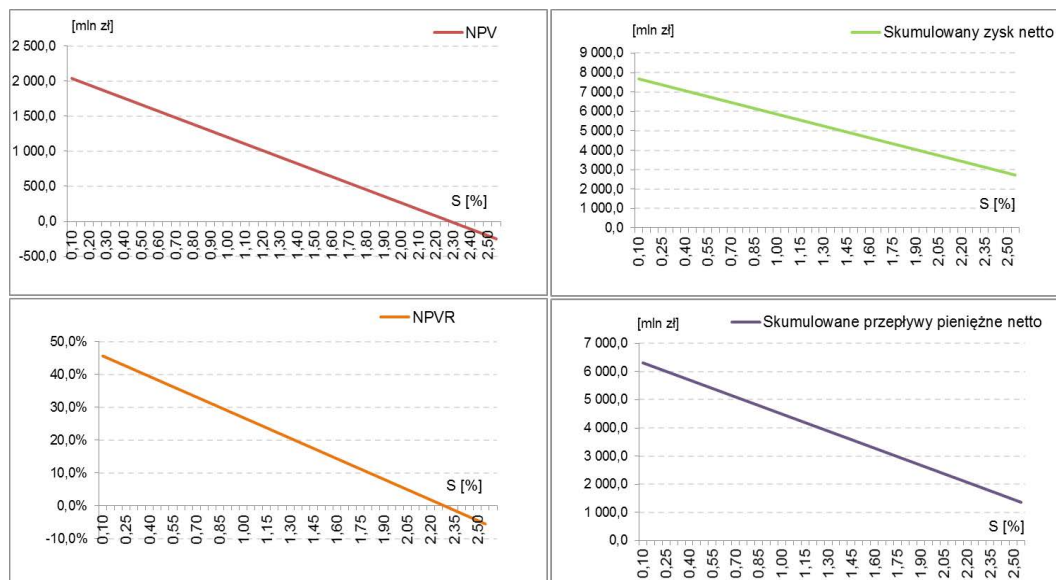
W dalszej kolejności uzyskane obserwacje wybranych mierników ekonomiczno-finansowych odniesiono do ich wartości bazowych, prezentując odchylenia bezwzględne oraz względne. Wartość bazowa zawartości procentowej siarki (S') w zbiorze danych geologicznych została skalkulowana na 1,23% (wartość przychodów wyniosła: 52,15 mld zł, skumulowanych FCF: 4,02 mld zł, NPV: 981,7 mld zł, IRR: 13,15%) (tab. 6.20).

Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmian wartości (S') sformułowano następujące wnioski:

- względna zmiana przychodów mieści się w przedziale $-2,2$ – $1,6\%$; średnio na 1% zawartości procentowej siarki przypada $0,05\%$ wartości przychodów,
- bezwzględna różnica łącznych przepływów pieniężnych netto może wahać się w przedziale $-0,94$ – $0,67$ mld zł, co w ujęciu procentowym oznacza zmienność wolnych przepływów pieniężnych w zakresie -23 – 17% . Średnioroczna stopa procentowa CAGR zmienia się w zakresie bezwzględnym od $-1,0\%$ do $0,6\%$.

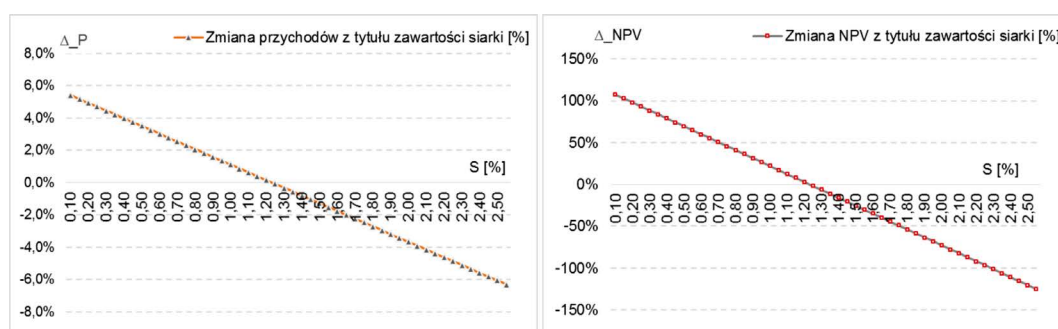
Wpływ zmian zawartości procentowej siarki na NPV, NPVR, wartość skumulowanego zysku netto oraz łącznych przepływów pieniężnych jest liniowy we wszystkich przypadkach. Dopiero zasiarczenie węgla na poziomie $2,3\%$ i wyższym powoduje zmianę znaku wartości zaktualizowanej netto (NPV staje się ujemna).

Podsumowując, można sformułować generalny wniosek, iż zmiana zawartości procentowej siarki w niewielkim stopniu wpływa na poziom przychodów oraz na pozostałe zmienne ekonomiczno-finansowe. Nie jest to jednak wpływ pomijalny, mimo że na 1 punkt procentowy



Rys. 6.27. Zmiana kluczowych parametrów ekonomiczno-finansowych w funkcji zawartości procentowej siarki
Źródło: opracowanie własne

Fig 6.27. Changes of the value of selected economic and financial parameters as a function of sulphur content



Rys. 6.28. Względna zmiana przychodów oraz NPV w funkcji zawartości procentowej siarki
Źródło: opracowanie własne

Fig 6.28. Relative changes of the value of selected economic and financial parameters
as a function of sulphur content

zmienności zasilania przypada tylko 0,05% zmienności przychodów. Wpływ zawartości siarki jest jednak istotny szczególnie w aspekcie przemysłowego wykorzystania węgla w procesach spalania.

6.3.1.3. Kluczowe wnioski dotyczące oceny wpływu zawartości popiołu w węglu na przychody i wybrane parametry finansowe kopalni „X”

Ostatnim parametrem, którego indywidualny wpływ na poziom przychodów oraz mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X” był oceniany, jest zawartość popiołu.

W tabeli 6.21 zestawiono rezultaty prowadzonych analiz w ujęciu deterministycznym. Ograniczając przedział zmienności zapopielenia węgla do najbardziej prawdopodobnego (9–17%), można sformułować następujące wnioski:

- całkowite przychody wahają się w przedziale 51,74–52,47 mld zł,
- skumulowany zysk EBITDA zmienia się w zakresie od 12,96 mld zł do 13,69 mld zł, natomiast EBIT zawiera się w przedziale 6,24–6,96 mld zł,
- zmienność całkowitych przepływów pieniężnych netto ogranicza się do przedziału 3,7–4,28 mld zł,
- NPV waha się w zakresie 0,83–1,1 mld zł,
- wskaźnik NPVR zmienia się od 18,6 do 24,7%,
- wewnętrzna stopa zwrotu (IRR) jest określona w przedziale 12,3–13,9%.

Analizując z kolei wyniki zestawione w tabeli 6.22 można dodatkowo sformułować wnioski dotyczące zakresów bezwzględnej i względnej zmienności badanych parametrów decyzyjnych, w szczególności w przedziale zmienności A^r od 9 do 17%:

- można oczekiwać jednostkowej zmiany przychodów przypadającej na 1% A^r rzędu 0,02%,

Tabela 6.21

Rezultaty oceny wpływu zapopielenia węgla na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”

Table 6.21

The results of the impact assessment of ash content on key economic and financial parameters of the mine “X”

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość popiołu [%]									
		5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0	
Przychody	mld zł	52,83	52,74	52,65	52,56	52,47	52,38	52,29	52,20	52,11	
EBIT	mld zł	7,33	7,24	7,15	7,06	6,96	6,87	6,78	6,69	6,60	
EBITDA	mld zł	14,05	13,96	13,87	13,78	13,69	13,60	13,50	13,41	13,32	
Zysk netto	mld zł	5,94	5,87	5,80	5,72	5,65	5,58	5,50	5,43	5,35	
Przepływy pieniężne netto	mld zł	4,58	4,50	4,43	4,36	4,28	4,21	4,14	4,06	3,99	
NPV	mld zł	1,24	1,20	1,17	1,13	1,10	1,07	1,03	1,00	0,97	
NPVR	%	27,7	26,9	26,2	25,4	24,7	23,9	23,1	22,4	21,6	
IRR	%	14,7	14,5	14,3	14,1	13,9	13,7	13,5	13,3	13,1	

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość popiołu [%]								
		14,0	15,0	16,0	17,0	18,0	19,0	20,0	21,0	
Przychody	mld zł	52,02	51,92	51,83	51,74	51,65	51,56	51,47	51,38	
EBIT	mld zł	6,51	6,42	6,33	6,24	6,15	6,06	5,97	5,88	
EBITDA	mld zł	13,23	13,14	13,05	12,96	12,87	12,78	12,69	12,60	
Zysk netto	mld zł	5,28	5,21	5,13	5,06	4,99	4,91	4,84	4,77	
Przepływy pieniężne netto	mld zł	3,92	3,84	3,77	3,70	3,62	3,55	3,48	3,40	
NPV	mld zł	0,93	0,90	0,86	0,83	0,80	0,76	0,73	0,69	
NPVR	%	20,9	20,1	19,3	18,6	17,8	17,1	16,3	15,5	
IRR	%	12,9	12,7	12,5	12,3	12,1	11,9	11,7	11,5	

Źródło: opracowanie własne.

— bezwzględna wartość różnicy wolnych przepływów pieniężnych zawiera się w przedziale: od –0,33 do 0,26 mld zł, co oznacza względną zmianę rzędu od –8 do 6%. Stopa CAGR różnicuje się w zakresie od –0,3 do 0,2 pkt. proc.,

— bezwzględna różnica wartości NPV zamyka się w przedziale od –0,15 do 0,12 mld zł, co w ujęciu względnym odpowiada zmienności w zakresie od –15 do 12%.

Analizując dołączone rysunki (rys. 6.29 i 6.30), można stwierdzić, że zależność zawartości procentowej popiołu i wskazanych zmiennych ekonomiczno-finansowych jest liniowa.

Tabela 6.22

Rezultaty oceny wpływu zapopielenia węgla na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”: porównanie względem wartości bazowych

Table 6.22

The results of the impact assessment of ash content on key economic and financial measures of the proved coal reserves: the differences to baseline values – deterministic approach

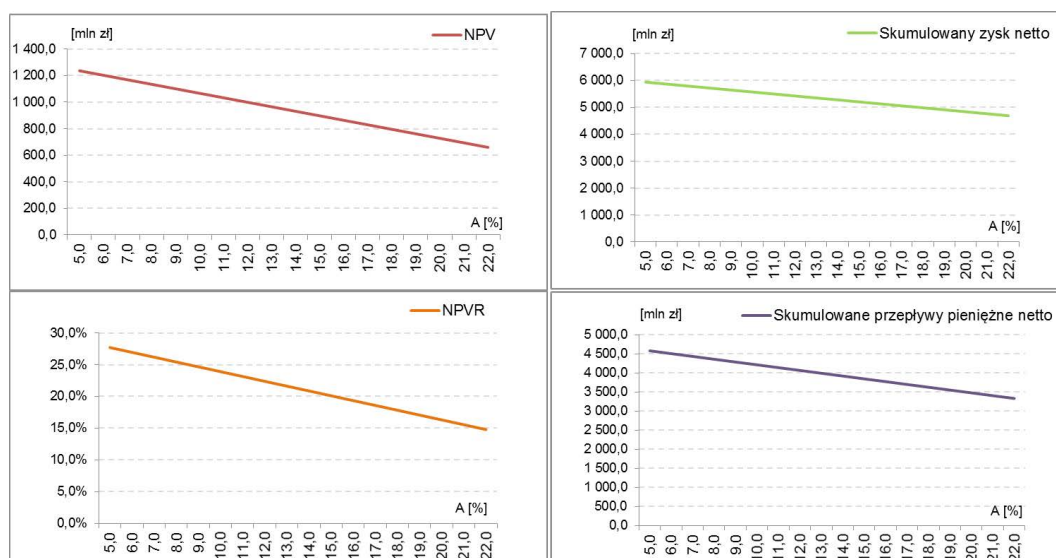
Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość popiołu [%]								
		5,00	6,00	7,00	8,00	9,00	10,00	11,00	12,00	13,00
Bezwzględna różnica A^r	%	-7,52	-6,52	-5,52	-4,52	-3,52	-2,52	-1,52	-0,52	0,48
Zmiana przychodów	%	1,3	1,1	1,0	0,8	0,6	0,4	0,3	0,1	-0,1
Zmiana przychodów na 1% A^r	%	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002
Zmiana FCF	mld zł	0,55	0,48	0,41	0,33	0,26	0,19	0,11	0,04	-0,04
	%	14	12	10	8	6	5	3	1	-1
CAGR (FCF) [%]	%	0,5	0,4	0,4	0,3	0,2	0,2	0,1	0,0	0,0
Zmiana NPV	mld zł	0,26	0,22	0,19	0,15	0,12	0,09	0,05	0,02	-0,02
	%	26	23	19	16	12	9	5	2	-2

Wyszczególnienie	J.m.	Zawartość popiołu [%]							
		14,00	15,00	16,00	17,00	18,00	19,00	20,00	21,00
Bezwzględna różnica A^r	%	1,48	2,48	3,48	4,48	5,48	6,48	7,48	8,48
Zmiana przychodów	%	-0,3	-0,4	-0,6	-0,8	-1,0	-1,1	-1,3	-1,5
Zmiana przychodów na 1% A^r	%	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002	-0,002
Zmiana FCF	mld zł	-0,11	-0,18	-0,26	-0,33	-0,40	-0,48	-0,55	-0,62
	%	-3	-5	-6	-8	-10	-12	-14	-15
CAGR (FCF) [%]	%	-0,1	-0,2	-0,3	-0,3	-0,4	-0,5	-0,6	-0,6
Zmiana NPV	mld zł	-0,05	-0,08	-0,12	-0,15	-0,19	-0,22	-0,25	-0,29
	%	-5	-9	-12	-15	-19	-22	-26	-29

Źródło: opracowanie własne.

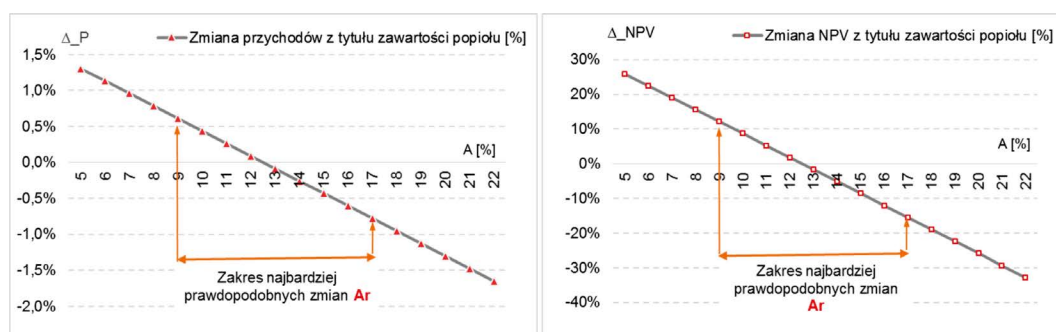
Żaden poziom zapopielenia węgla w analizowanym przedziale zmienności nie powoduje zmiany znaku NPV. Liniową zależność wykazuje również procentowa zmiana przychodów oraz NPV w funkcji zawartości popiołu w węglu.

Podsumowując można stwierdzić, że ze względu na silną zależność korelacyjną wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu oraz z uwagi na przyjętą postać formuły cenowej, wpływ zapopielenia na otrzymane wyniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X” jest znikomy i pomijalny.



Rys. 6.29. Zmiana kluczowych parametrów ekonomiczno-finansowych
w funkcji zawartości procentowej popiołu (A')
Źródło: opracowanie własne

Fig 6.29. Changes of the value of selected economic and financial parameters as a function of ash content (A')



Rys. 6.30. Względna zmiana przychodów oraz NPV w funkcji zawartości procentowej popiołu (A')
Źródło: opracowanie własne

Fig 6.30. Relative changes of the value of selected economic
and financial parameters as a function of ash content (A')

6.3.2. Rezultaty analiz w ujęciu probabilistycznym

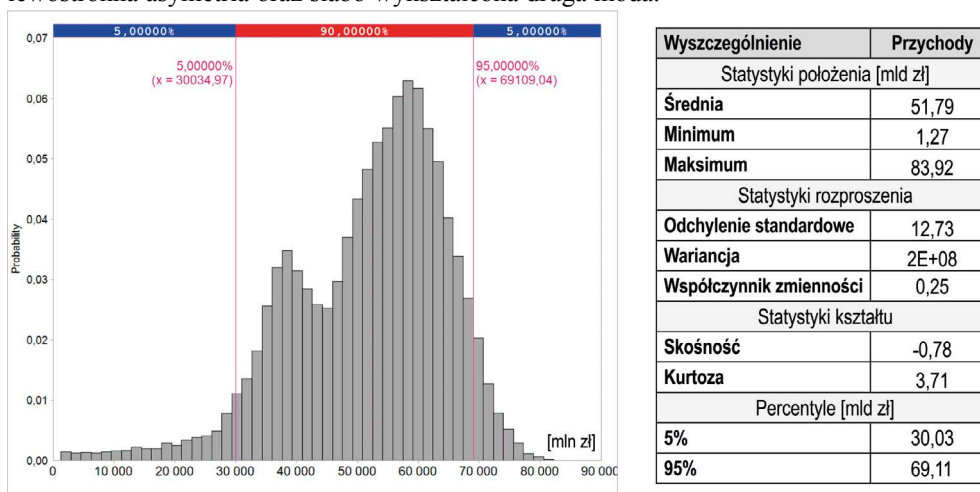
Modelowanie symulacyjne dostarcza informacji o wzajemnym wpływie analizowanych parametrów jakościowych węgla na wybrane zmienne ekonomiczno-finansowe.

Przedstawione rezultaty pochodzą z modelu symulacyjnego Monte Carlo, przy czym ze względu na stawiane cele badawcze, uzmienniono tylko parametry jakościowe węgla. Zmienność pozostałych parametrów złożowych wyeliminowano, wprowadzając do kalkulacji ich wartości średnie. Zmianie ulegała również gęstość przestrzenna, która w rzeczywistości silnie związana jest z poziomem zapopielenia węgla (udziałem substancji nieorganicznej). Poziom ceny węgla w funkcji (Q' , S' , A') był przybliżany formułą sprzedażną z kopułą empiryczną. Rezultaty modelowania symulacyjnego odpowiadają projekcji poszczególnych parametrów technicznych i ekonomiczno-finansowych i przedstawiają najczęściej ich sumę w analizowanym okresie.

Analiza wyników modelowania symulacyjnego sprowadza się zasadniczo do:

- oceny zmienności parametrów położenia, rozproszenia i kształtu w rozkładach przychodów, zysków EBIT, EBITDA, skumulowanych przepływów pieniężnych netto, NPV, NPVR oraz IRR,
- analizy wpływu zmienności poszczególnych parametrów jakościowych węgla na całkowite przychody oraz wartość NPV dla każdego z pokładów z osobna na bazie tzw. wykresów tornado.

Na rysunku 6.31 zaprezentowano rozkład prawdopodobieństwa przychodów ze sprzedaży węgla. Wartość średnia w tym rozkładzie ukształtowała się na poziomie 51,79 mld zł, przy czym 90% obserwacji zawiera się w przedziale 30,03–69,11 mld zł. Rozkład cechuje lewostronna asymetria oraz słabo wykształcona druga moda.

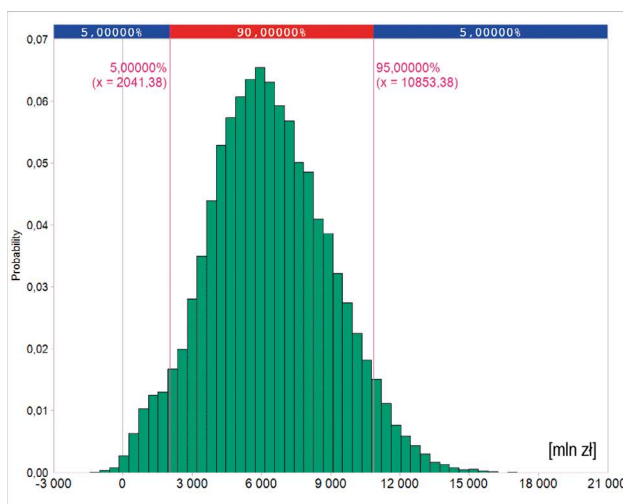


Rys. 6.31. Rozkład prawdopodobieństwa przychodów jako funkcja parametrów jakościowych węgla

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.31. Probability distribution of revenues as a function of coal quality parameters

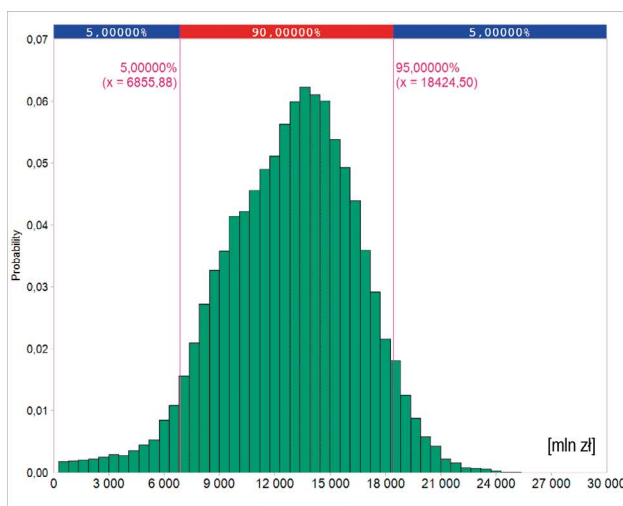
Z kolei na rysunkach 6.32 i 6.33 zostały przedstawione rozkłady zysku EBIT oraz EBITDA. Wartość średnia całkowitego zysku EBIT ukształtowała się na poziomie 6,34 mld zł. 90% obserwacji w tym rozkładzie należy do przedziału 2,04–10,85 mld zł. Wartości kurtozy i skośności wskazują na podobieństwo rozkładu EBIT do rozkładu normalnego.



Wyszczególnienie	EBIT
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	6,34
Minimum	-2,27
Maksimum	18,78
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	2,64
Wariancja	7E+06
Współczynnik zmienności	0,42
Statystyki kształtu	
Skośność	0,19
Kurtoza	2,91
Percentyle [mld zł]	
5%	2,04
95%	10,85

Rys. 6.32. Rozkład prawdopodobieństwa zysku EBIT jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.32. Probability distribution of EBIT as a function of coal quality parameters



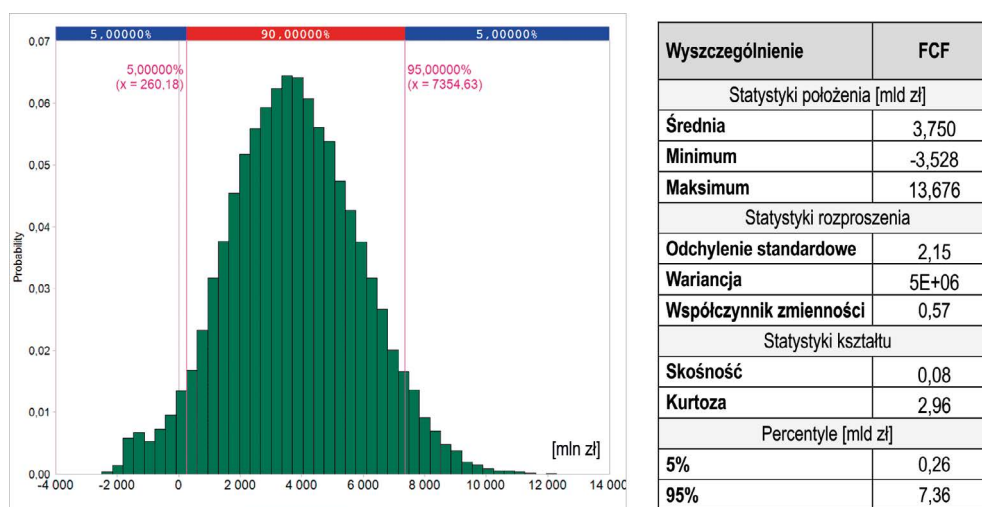
Wyszczególnienie	EBITDA
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	12,86
Minimum	0,25
Maksimum	27,56
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	3,63
Wariancja	1E+07
Współczynnik zmn.	0,28
Statystyki kształtu	
Skośność	-0,32
Kurtoza	3,22
Percentyle [mld zł]	
5%	6,85
95%	18,42

Rys. 6.33. Rozkład prawdopodobieństwa zysku EBITDA jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.33. Probability distribution of EBITDA as a function of coal quality parameters

W przypadku EBITDA można oczekiwać z prawdopodobieństwem równym 90%, że jego nieznana w rzeczywistości wartość będzie należeć do przedziału 6,85–18,42 mld zł, przy średniej na poziomie 12,86 mld zł. Rozkład prawdopodobieństwa zysku EBITDA cechuje słaba asymetria lewostronna i kurtoza bliska 3.

W rozkładzie skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych (FCF) osiągnięto średnią na poziomie 3,75 mld zł, przy czym 90% obserwacji zawiera się w przedziale 0,26–7,36 mld zł. Rozkład FCF jest zbliżony do normalnego, o czym może świadczyć kurtoza bliska 3 oraz symetryczność obserwacji względem średniej (rys. 6.34).



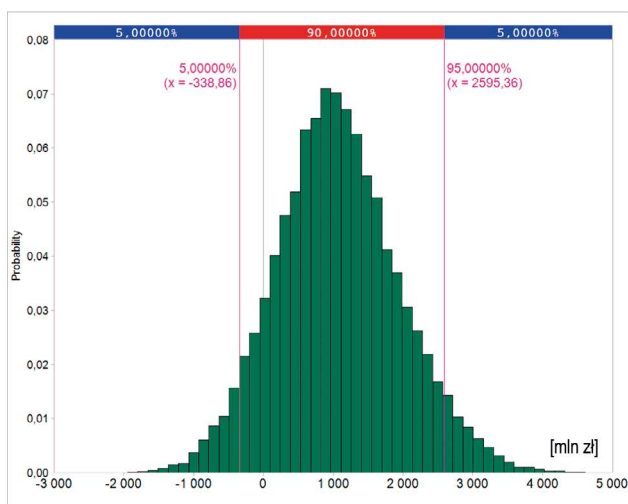
Rys. 6.34. Rozkład prawdopodobieństwa skumulowanych przepływów pieniężnych jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.34. Probability distribution of cumulative cash flows as a function of coal quality parameters

Rozkład prawdopodobieństwa wartości zaktualizowanej netto (NPV) został przedstawiony na rysunku 6.35. 90% realizacji NPV kopalni „X” mieści się w przedziale od –0,34 do 2,60 mld zł. Wartość średnia wynosi natomiast 1,068 mld zł. Rozkład ten jest względnie regularny.

W przypadku wskaźnika wartości zaktualizowanej netto (NPVR), jego wartość średnia ukształtowała się na poziomie 23,0%, przy oczekiwanej z prawdopodobieństwem ($P = 0,9$) zmienności w przedziale od –8,2% do 55,5%. Rozkład prawdopodobieństwa NPVR jest wysmukły, zbliżony do normalnego (rys. 6.36).

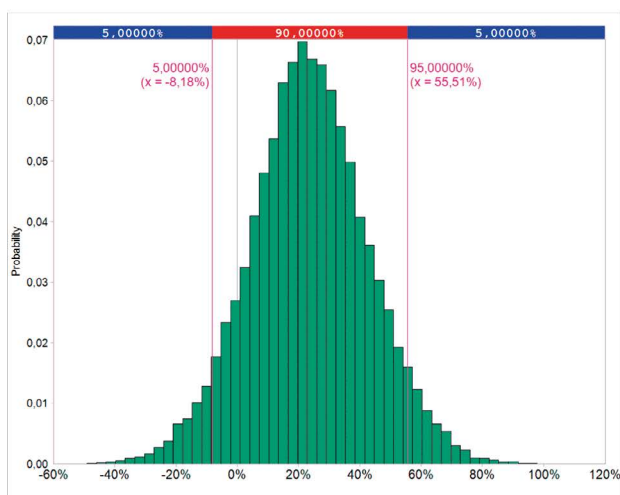
Wartość średnia w rozkładzie prawdopodobieństwa wewnętrznej stopy zwrotu (IRR) wyniosła 14,2%, natomiast z prawdopodobieństwem ($P = 0,9$) można oczekiwać, że będzie się ona mieścić w przedziale 5,6–23,9%. Rozkład cechuje niewielka prawostronna asymetria i nieco dłuższy prawy ogon (rys. 6.37).



Wyszczególnienie	NPV
Statystyki położenia [mld zł]	
Średnia	1,068
Minimum	-2,384
Maksimum	4,902
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,88
Wariancja	8E+05
Współczynnik zmienności	0,82
Statystyki kształtu	
Skośność	0,19
Kurtoza	3,10
Percentyle [mld zł]	
5%	-0,338
95%	2,595

Rys. 6.35. Rozkład wartości zaktualizowanej netto jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

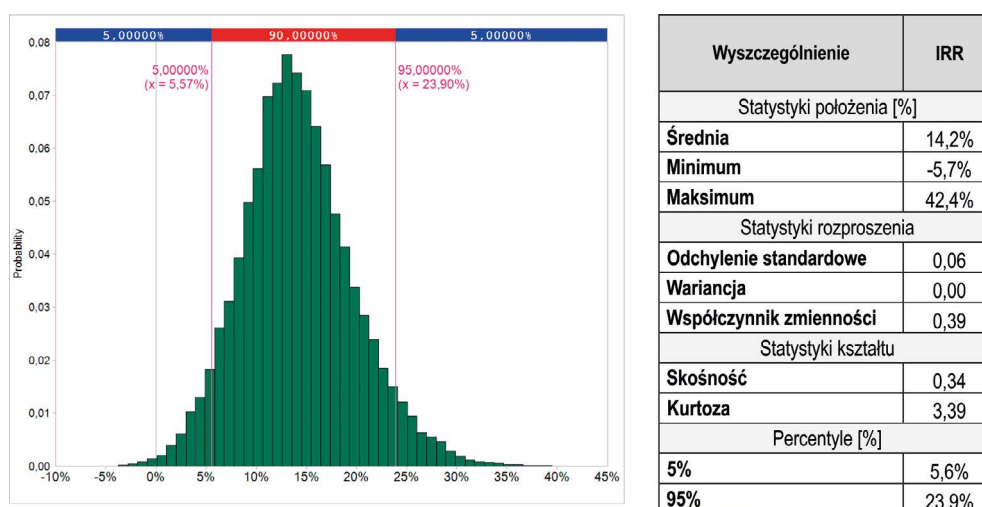
Fig. 6.35. Probability distribution of cumulative cash flows as a function of coal quality parameters



Wyszczególnienie	NPVR
Statystyki położenia [%]	
Średnia	23,0%
Minimum	-52,0%
Maksimum	104,0%
Statystyki rozproszenia	
Odchylenie standardowe	0,19
Wariancja	0,04
Współczynnik zmienności	0,82
Statystyki kształtu	
Skośność	0,01
Kurtoza	3,15
Percentyle [%]	
5%	-8,2%
95%	55,5%

Rys. 6.36. Rozkład prawdopodobieństwa NPVR jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.36. Probability distribution of NPVR as a function of coal quality parameters



Rys. 6.37. Rozkład prawdopodobieństwa wewnętrznej stopy zwrotu jako funkcja parametrów jakościowych węgla
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.37. Probability distribution of cumulative cash flows as a function of coal quality parameters

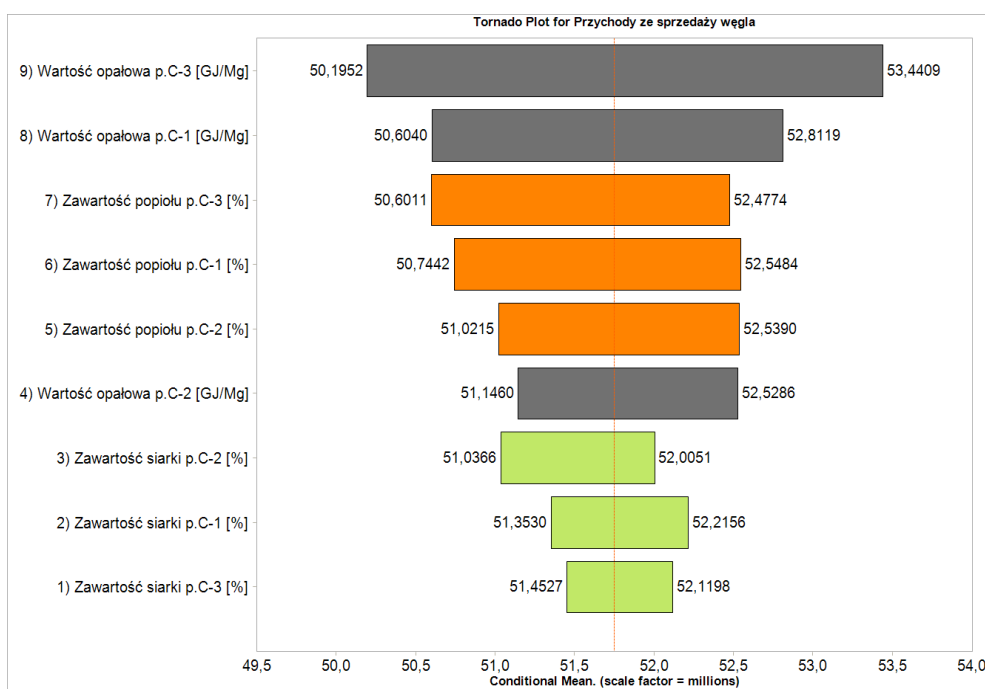
Wnioski końcowe, związane z badaniem wpływu parametrów jakościowych na kształtowanie się podstawowych zmiennych ekonomiczno-finansowych i mierników wartości w podejściu symulacyjnym Monte Carlo sformułowano, wykorzystując w tym celu tzw. wykresy tornado. Dołączona analiza bazuje na naturalnej zmienności analizowanych parametrów geologiczno-górnictwowych. Nie jest warunkowana ograniczeniami formuł sprzedażnych, a relatywny wpływ poszczególnych parametrów jakościowych jest wystandaryzowany w zakresie danego kryterium.

W analizie tornado wpływ parametrów jakościowych sparametryzowano w odniesieniu do całkowitych przychodów oraz NPV. Jako wiodące kryterium oceny wybrano w przypadku:

- przychodów – warunkową średnią, reprezentowaną przez średnią wartość całkowitych przychodów ze sprzedaży węgla,
- NPV – korelację rangową, która oprócz relatywnej siły wpływu zmiennych wejściowych wskazuje również jej kierunek.

Wartości bazowe przychodów oraz korelacji rangowej (korelacja neutralna 0) zostały oznaczone pionową, środkową linią na wykresach 6.38 i 6.39.

Analizując rysunek 6.38 można stwierdzić, że na poziom łącznych przychodów w najwyższym stopniu wpływa zmienność wartości opałowej węgla w pokładzie C-3 (węgiel o najwyższej kaloryczności), na drugim miejscu – zmienność wartości opałowej węgla w pokładzie C-1. Widoczny jest też relatywnie duży wpływ zawartości popiołu w węglu

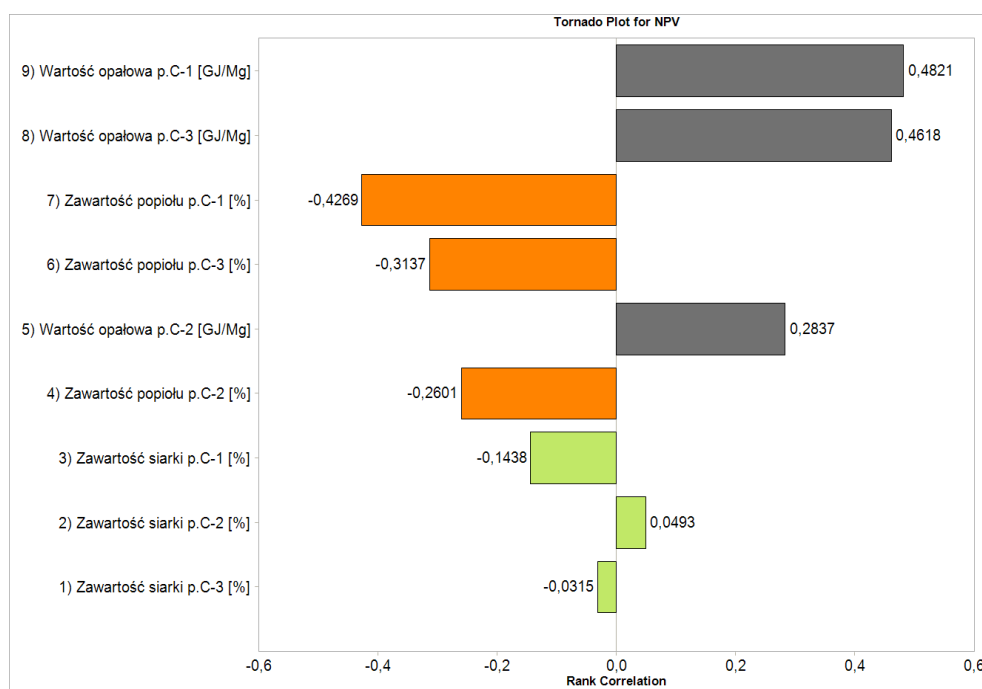


Rys. 6.38. Analiza wpływu parametrów jakościowych węgla na poziom łącznych przychodów ze sprzedaży węgla; wykres tornado
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.38. Impact assessment of coal quality parameters on the revenues; tornado diagram

w pokładach C-3, C-1 i C-2. Zawartość siarki całkowitej w pokładach C-2 i C-1 cechuje podobny wpływ na przychody, choć znacząco niższy niż pozostałych parametrów (w szczególności w odniesieniu do kaloryczności).

W przypadku wartości NPV dominuje wpływ zmienności wartości opałowej w pokładzie C-1 oraz w pokładzie C-3. Wzrost tych parametrów powoduje zwiększanie się wartości NPV. Zawartość popiołu w analizowanych pokładach wpływa negatywnie na NPV (wpływ zapopielenia jest relatywnie duży przy jego naturalnej zmienności w pokładzie C-1 i C-3). Zmienność zawartości procentowej siarki całkowitej we wszystkich analizowanych pokładach w najmniejszym stopniu oddziałuje na NPV. Wpływ ten jest niekorzystny i wyraźnie słabszy (w przypadku pokładu C-2 uwidocznił się zgodny kierunek oddziaływania, będący jedynie wynikiem powiązania zawartości siarki z kalorycznością węgla i jej dominacji w procedurach symulacyjnych).



Rys. 6.39. Analiza wpływu parametrów jakościowych węgla na poziom NPV; wykres tornado
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.39. Impact assessment of coal quality parameters on the NPV; tornado diagram

Porównanie wyników oceny wpływu parametrów jakościowych węgla w ujęciu deterministycznym i probabilistycznym

Porównując wyniki oceny wpływu parametrów jakościowych węgla w ujęciu deterministycznym i probabilistycznym można stwierdzić, że w trakcie modelowania symulacyjnego Monte Carlo osiągnięto (tab. 6.23):

- zobiektywizowaną ocenę wpływu zmienności analizowanych parametrów jakościowych na poziom przychodów i wartość zaktualizowaną netto wyrażoną w postaci:
 - niższej wartości średniej przychodów, skumulowanego zysku EBIT, EBITDA oraz wolnych przepływów pieniężnych w całym okresie analizy,
 - wyższej oczekiwanej wartości mierników NPV oraz IRR.

W przypadku oceny relatywnego wpływu parametrów jakościowych na przychody i NPV w ujęciu deterministycznym wykazano bardzo silny wpływ wartości opałowej, niższy zawartości siarki i w ogóle do pominięcia – wpływ zapopielenia węgla. Ocena taka wynikała w największym stopniu z przyjętej formuły szacowania ceny węgla. Odmienne przedstawia się jednak urealniona – uwzględnieniem zależności korelacyjnych – analiza wpływu poszczególnych parametrów jakościowych przeprowadzona w procedurze MC. Dominuje

Tabela 6.23

Porównanie rezultatów oceny wpływu parametrów jakościowych na kształtowanie się kluczowych parametrów ekonomiczno-finansowych w opracowanych modelach wyceny

Table 6.23

Comparison of the results of the impact assessment of coal quality parameters on the value of key economic and financial parameters in the valuation models

Wyszczególnienie		Przychody	EBIT	EBITDA	FCF	NPV	IRR
		mln zł	mln zł	mln zł	mln zł	mln zł	%
Średnia – model Monte Carlo		51 786,0	6 342,1	12 863,7	3 750,5	1 068,0	14,2
Średnia – model deterministyczny		52 149,4	6 645,3	13 367,2	4 025,8	981,7	13,2
Różnica	bezwzględna [mln zł]	–363,4	–303,2	–503,5	–275,3	86,3	1,0
	względna [%]	–0,7	–4,6	–3,8	–6,8	8,8	7,7

Oznaczenia skrótów – jak poprzednio.

Źródło: opracowanie własne.

wpływ wartości opałowej, w nieco mniejszym stopniu zawartości popiołu. Wyraźnie niższy jest wpływ zmienności w rozkładach zawartości siarki.

Biorąc jednak pod uwagę rezultaty końcowe analiz osiągniętych w obu podejściach – w odniesieniu do wartości średnich zestawianych zmiennych, różnica w poziomie przychodów ze sprzedaży węgla wyniosła około 363 mln zł. Różnica w poziomie skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych została skalkulowana na 275 mln zł, co w odniesieniu do wartości średniej w modelach deterministycznych stanowi około 6,8%. Oszacowane wartości NPV w obu podejściach różnią się o 86,3 mln zł. W modelu symulacyjnym MC osiągnięto też nieco wyższą wewnętrzną stopę zwrotu (mimo niższych przepływów pieniężnych). Wyższa wartość NPV w modelu symulacyjnym Monte Carlo wynika z niesymetrycznego rozkładu okresu istnienia kopalni i przesunięcia przepływów pieniężnych na późniejsze okresy analizy (wpływ przyjętej stopy dyskontowej nie jest wówczas taki istotny). Ponadto średnia w rozkładzie okresu istnienia kopalni (model MC) wyniosła 25 lat; likwidacja kopalni następuje zatem o rok wcześniej. W ujęciu procentowym, model deterministyczny zaniża wartość NPV o 8,8% oraz IRR o 7,7% (tab. 6.23). Należy podkreślić, że przedstawione w tej tabeli porównanie wyników analiz w obu podejściach bazowało na wartościach średnich, przy skorelowanej zmienności wyłącznie parametrów jakościowych węgla i jego gęstości przestrzennej.

6.4. Wybrane aspekty oceny wpływu parametrów złożowych na ocenę ekonomiczną kopalni „X”

Ostatni etap analiz stanowi ocena wpływu wybranych aspektów modelowania – założeń wobec kosztów operacyjnych wydobywania oraz przyjętej metody odwzorowania struktury korelacji parametrów złożowych za pomocą kopuły empirycznej. Kwestie te uznano za bardzo ważne w pracy, stąd poddano je pogłębionej analizie. O ile zaproponowane podejście do kalkulacji kosztów wydobywania – w szczególności skały płonnej – nie ma dla siebie alternatywy ze względu na stawiane przed nią cele, o tyle mogą rodzić się następujące pytania:

- Na ile jednakowe (proporcjonalne) obciążanie kosztami urabiania, transportu i przerobu „czystego” węgla i odpowiednio – skał płonnych wpływa na ich łączną wartość oraz strukturę rozdziału kosztów na poszczególne miejsca wydobywania węgla i źródła zanieczyszczeń?
- Czy samo uwzględnienie korelacji parametrów złożowych w modelach probabilistycznych wpływa na tworzenie wartości kopalni „X”? Jeżeli tak – to w jakim stopniu?
- Czy w ramach technik symulacyjnych i możliwości korelowania poszczególnych zmiennych kopuła empiryczna powoduje istotną różnicę w pomiarze zmienności poszczególnych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”? Czy zatem można mówić o pewnej „przewadze” tego typu podejścia nad innymi, np. korelacją zmiennych niepewnych wyrażoną współczynnikiem r -Pearsona?

Próba udzielenia odpowiedzi na te pytania stanowi treść rozdziału 6.4.

6.4.1. Analiza ekonomicznych skutków proporcjonalnego rozdziału kosztów wydobywania węgla i skały płonnej

W celu określenia wpływu opracowanej metody (struktury) rozdziału kosztów wydobywania węgla na wybrane zmienne ekonomiczno-finansowe i mierniki wartości kopalni „X”, zdecydowano się na ujęcie różnicowe. Zbudowano alternatywną strukturę, bazującą na proporcjonalnym rozdziale kosztów w podziale na miejsca wydobywania węgla i źródła skały płonnej, która po uwzględnieniu strumienia wydobywania węgla ze ścian i chodników została przedstawiona w tabeli 6.41. Strukturę tę oznaczono umownie symbolem S1, a modele z tą strukturą kosztów jako III_(S1). Analizy przeprowadzono zarówno w ujęciu deterministycznym jak i metodzie probabilistycznej.

Struktura rozdziału kosztów S1 odwzorowuje układ kosztów kopalni „X” w podziale na centra kosztów, przy czym każdy typ urobku traktowany jest tak samo (tzn. tyle samo w ujęciu jednostkowym kosztuje urabianie, transport i przeróbka węgla, co skał płonnych). Centrum eksploatacyjne stanowi bazę kosztów ścian, natomiast centrum przygotowawcze odpowiednio – kosztów wyrobisk korytarzowych (przygotowawczych). Reszta kosztów związanych z odstawą urobku, transportem poziomym, pionowym, przerobem w ZPMW, koszty jednostek usługowych oraz koszty utrzymania infrastruktury kopalni „X” rozliczane

są proporcjonowanie w przeliczeniu na wydobycie urobku brutto ze ścian bądź wyrobisk korytarzowych.

Analizując tabelę 6.24 można zauważyć, że całkowite koszty operacyjne „dołowe” w obu przypadkach pozostają niezmiennie. Bazowy gotówkowy koszt produkcji węgla zarówno w modelach referencyjnych (modele część I i II) oraz modelach części III przyjęto na 127,5 zł/Mg urobku brutto (około 201,0 zł/Mg węgla netto). W przypadku struktury S1 zwraca uwagę znacząco wyższe obciążenie kosztami operacyjnymi węgla pochodzącego ze ścian (58,8 zł/Mg vs 71,5 zł/Mg).

Tabela 6.24

Struktury rozdziału kosztów w modelach oceny kopalni „X”

Table 6.24

The cost structures in the assessment models of the mine “X”

Wyszczególnienie		Modele referencyjne (cz. I i II)		Modele III_(S1)	
		rozdział kosztów		rozdział kosztów	
		struktura docelowa	[zł/Mg] urobku brutto	struktura docelowa	[zł/Mg] urobku brutto
Węgiel	ściany	46,2%	58,8	56,1%	71,5
	wyrobiska korytarzowe	11,9%	15,2	10,2%	13,0
Skała płonna	wyrobiska korytarzowe	21,3%	27,2	19,7%	25,1
	(ściany) opad stropu	5,1%	6,5	4,9%	6,3
	(ściany) pobierka spągu	3,6%	4,6	4,3%	5,5
	(ściany) przerosty	11,9%	15,2	4,7%	6,0
Razem koszty operacyjne „dołowe”		100,0%	127,5	100,0%	127,5

Źródło: opracowanie własne.

W tabeli 6.25 przedstawiono rezultaty przeprowadzonych obliczeń po wprowadzeniu do modelu deterministycznego struktury (S1). Daje się zauważyć, że dla najbardziej prawdopodobnego zakresu zmienności wskaźnika wychodu węgla CY_c (65–95)% wartości całkowitych gotówkowych kosztów wydobycia są identyczne (por. tab. 6.6). Różny jest jednak rozdział tych kosztów w ramach ścian, chodników oraz ze względu na rodzaj urabianej kopaliny. Można też sformułować ogólny wniosek, że przy proporcjonalnym rozdziale kosztów w ścianach oszacowano ogólnie wyższe koszty wydobycia węgla, a niższe skały płonnej w stosunku do wartości osiągniętych w modelach referencyjnych i prezentowanych w tabeli 6.6. Odwrotna sytuacja ma miejsce w odniesieniu do wyrobisk korytarzowych.

Tabela 6.25

Koszty wydobycia węgla i skały płonnej w modelu deterministycznym ze strukturą kosztów (III_S1)

Table 6.25

Costs of coal production (and rock waste exploitation) with the cost structure (III_S1) – deterministic approach

Wyszczególnienie	Wychód węgla CY_c [%]						
	65,0%	70,0%	75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%
Produkcja węgla handlowego	223,50	224,56	225,63	226,69	227,76	228,83	229,91
Ilość odpadów	135,96	111,20	89,66	70,76	54,02	39,09	25,68
Całkowite gotówkowe koszty operacyjne	47,83	44,41	41,46	38,88	36,61	34,61	32,82
Gotówkowe koszty operacyjne „dołowe”	45,98	42,90	40,24	37,92	35,88	34,08	32,47
– wyrobisk ścianowych (dla węgla)	20,79	20,94	21,08	21,22	21,35	21,49	21,62
– wyrobisk ścianowych (skały płonnej)	11,40	9,11	7,12	5,36	3,80	2,40	1,14
- opad stropu	4,03	3,22	2,52	1,90	1,34	0,85	0,40
- pobierka spągu	3,54	2,83	2,21	1,66	1,18	0,74	0,35
- przerosty	3,83	3,06	2,39	1,80	1,28	0,81	0,38
– wyrobisk chodnikowych (węgla)	3,82	3,83	3,85	3,87	3,89	3,91	3,94
– wyrobisk chodnikowych (skały płonnej)	9,97	9,02	8,20	7,48	6,84	6,28	5,78
Koszty gospodarki skałą płonną na powierzchni	1,85	1,51	1,22	0,96	0,73	0,53	0,35

Źródło: opracowanie własne.

Różnicę w poziomie kosztów przypisanych do węgla i skały płonnej wyraźnie widać podczas analizy tabeli 6.26. Dla wyróżnionego przedziału zmienności wychodu węgla, przy rozdziale kosztów zgodnym ze strukturą III_S1, udział kosztów zanieczyszczeń ze wszystkich źródeł łącznie waha się w przedziale 21,1–44,7%. Przy uzysku CY_c rzędu 65% udział kosztów skały płonnej w całości kosztów operacyjnych kopalni jest o 9,2 punktu procentowego niższy niż w przypadku rezultatów analiz udokumentowanych w części I i zaprezentowanych w tabeli 6.8.

Jak wspomniano, strukturę kosztów III_S1 zaimplementowano także do opracowanego modelu symulacyjnego MC. Dla celów porównawczych, w tabeli 6.27 zaprezentowano różnice w poziomie wydobycia brutto oraz produkcji węgla handlowego w obu przypadkach. Rezultaty oceny kosztów prezentuje natomiast tabela 6.28. Praktycznie przy tym samym poziomie produkcji węgla oraz skały płonnej (błąd rzędu 0,1%), całkowite koszty operacyjne różnią się zaledwie o 57 mln zł (0,1%) przeciętnie w 26 kolejnych okresach obliczeniowych. Wyraźnie różne są jednak wartości kosztów przypisane do węgla oraz skały płonnej w ścianach i wyrobiskach korytarzowych.

Tabela 6.26

Wyniki oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na koszty produkcji węgla –
ujęcie deterministyczne: udział kosztów skały płonnej w całości kosztów kopalni

Table 6.26

The results of the impact assessment of selected deposit parameters on the coal production costs –
deterministic approach: the share of gangue costs in the total operating costs

Wyszczególnienie	Wychód węgla CY_c [%]						
	65,0%	70,0%	75,0%	80,0%	85,0%	90,0%	95,0%
Koszty skały płonnej	21,372	18,133	15,313	12,836	10,640	8,679	6,916
Koszty wydobycia węgla	24,610	24,767	24,925	25,082	25,240	25,397	25,555
Udział kosztów skały płonnej	44,7%	40,8%	36,9%	33,0%	29,1%	25,1%	21,1%

Źródło: opracowanie własne.

Tabela 6.27

Produkcja węgla oraz wydobycie urobku brutto w opracowanych modelach wyceny (modele Monte Carlo)

Table 6.27

Coal production and run of mine in the valuation models (Monte Carlo models)

Wyszczególnienie		J.m.	Produkcja węgla	Wydobycie brutto
Modele MC IV_(S1)	A	mln Mg	226,743	288,752
Modele MC I i II	B	mln Mg	226,943	288,925
Różnica	(A – B)	mln Mg	–0,2	–0,2
	(A – B)/B	%	–0,1%	–0,1%

Źródło: opracowanie własne.

Przyjmując, że opracowana w modelach referencyjnych (modele część I i II) struktura rozdziału w miarę poprawnie oddaje możliwe w rzeczywistości kształtowanie się kosztów wydobycia węgla i urabiania skał płonnych, można sformułować następujące wnioski dla ścian:

- koszty przypisane do węgla są niższe (od „średnich”) nawet o 19%,
- koszty skały płonnej są odpowiednio wyższe łącznie o 2,23 mld zł, tj. o 32%,
- najwyższe odchylenia w kosztach wykazano dla przerostów (60%) oraz pobierki spągu (ok. 22%) (tab. 6.28).

W odniesieniu do wyrobisk chodnikowych, uwzględnienie referencyjnej struktury kosztów skutkuje wyższymi kosztami przypisanymi zarówno do węgla jak i skały płonnej. Różnice nie przekraczają jednak 13% (tab. 6.28).

Tabela 6.28

Porównanie kosztów produkcji węgla w opracowanych modelach; ujęcie symulacyjne MC

Table 6.28

The comparison of costs of coal production in the evaluated models; simulation approach

				Koszty operacyjne					
				ściany				wyrobiska korytarzowe	
Wyszczególnienie		J.m.	Gotówkowe koszty operacyjne	węgiel	przerosty	opad stropu	pobierka spągu	skała płonna	węgiel
Modele MC III_(S1)	A	mld zł	38,682	21,738	1,590	1,662	1,465	7,169	4,213
Modele MC I i II	B	mld zł	38,739	18,237	3,999	1,718	1,202	7,882	4,838
Różnica	(A – B)	mln zł	–56,6	3 501,5	–2 409,2	–55,5	263,0	–713,3	–625,6
	(A – B)/B	%	–0,1	19,2	–60,2	–3,2	21,9	–9,0	–12,9

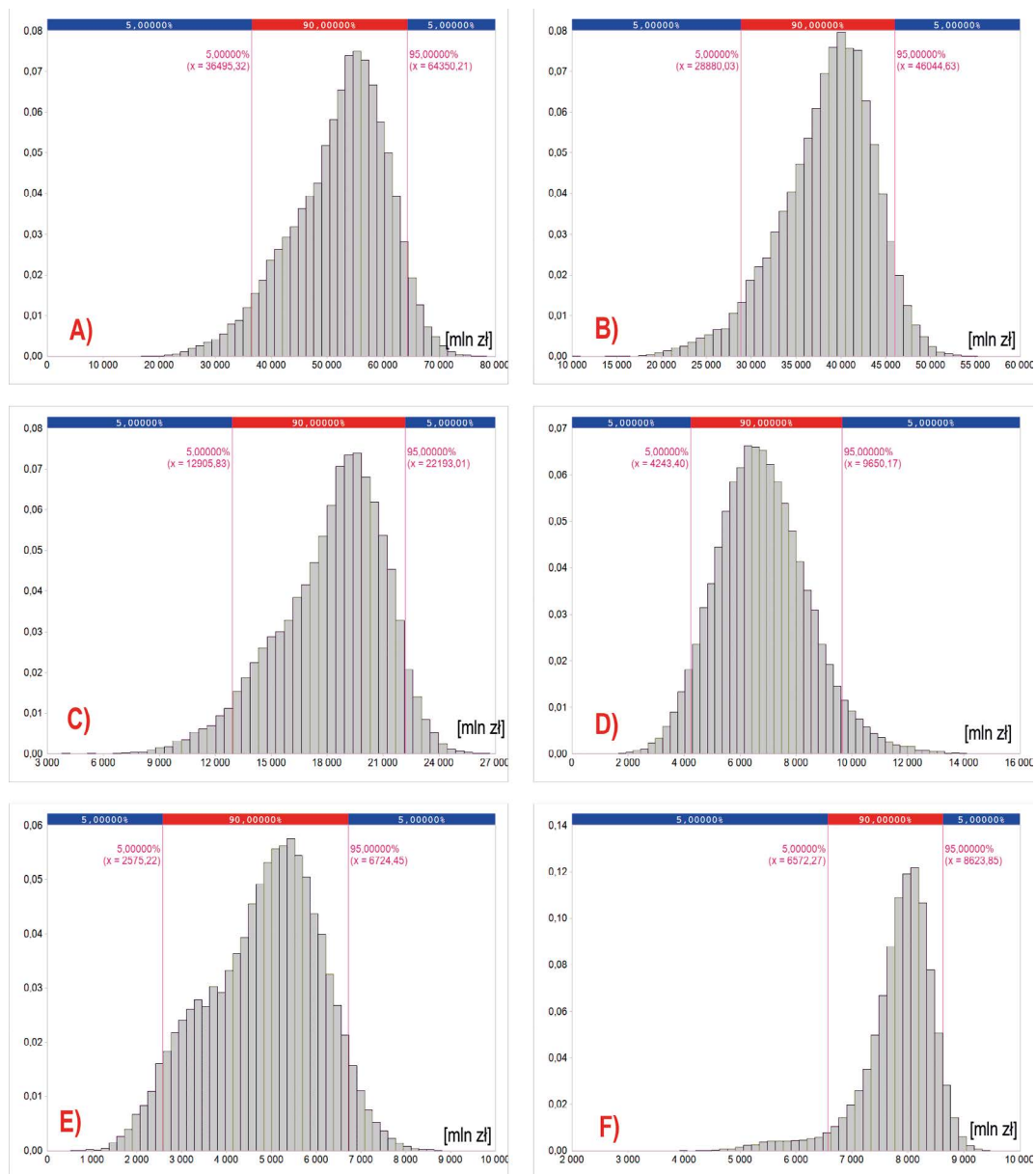
Źródło: opracowanie własne.

Podsumowując, można stwierdzić, iż wprowadzenie korekt kosztów (struktura referencyjna) zmienia znacząco ich rozdział, biorąc pod uwagę miejsca wydobycia i rodzaj urabianej kopaliny. Istotnie zwiększa się udział kosztów agregowanych na zanieczyszczenia, w tym na przerosty węgla w ścianach. Uzyskane rezultaty wzmacniają przekonanie autora, że pierwotne warunki złożowe mogą w dużym stopniu determinować późniejsze wyniki operacyjne kopalń. Również w ocenie ekonomicznej zasobów złóż węgla kamiennego winno się brać pod uwagę aspekt zanieczyszczeń, zarówno w odniesieniu do złóż przyległych, jak i kolejnych pokładów.

Ostatecznie należy rozumieć, że przyjęte podejście w zakresie analizy kosztów i pomiaru wpływu parametrów złożowych na ich wartość jest tylko wyrazem subiektywnej opinii autora, wspartej wiedzą ekspertów i pracowników kopalni „X”.

6.4.2. Ocena ekonomiczna kopalni „X” w warunkach braku korelacji parametrów złożowych i kosztów

U podstaw realizacji celów pracy stało założenie możliwie precyzyjnego odzwierciedlenia naturalnych cech złoża w środowisku symulacyjnym. Współwystępowanie (niekoniecznie o charakterze przyczynowo-skutkowym) poszczególnych parametrów złożowych było mierzone siłą powiązań korelacyjnych i jednocześnie odwzorowywane we wszystkich modelach probabilistycznych. W metodzie symulacyjnej Monte Carlo parametry współza-



Rys. 6.40. Rozkłady wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych w modelu oceny kopalni „X” (bez korelacji)

A) przychody; B) gotówkowe koszty całkowite; C) koszty węgla w ścianach; D) koszty skały płonnej w ścianach;

E) koszty węgla w chodnikach; F) koszty kamienia w chodnikach

Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.40. Probability distributions of selected economic and financial parameters in the assessment model of the mine "X" (w/o correlation)

A) revenues, B) total cash costs, C) coal production costs in longwalls,

D) waste rock exploitation costs in longwalls, E) costs of coal in headings, F) waste rock costs in headings

Tabela 6.29

Podstawowe statystyki opisowe rozkładu przychodów i poszczególnych rozkładów kosztów operacyjnych
w modelu oceny kopalni „X” (bez korelacji)

Table 6.29

Basic statistics of probability distributions of revenues and selected coal production costs
in the assessment model of the mine “X” (w/o correlation)

				Koszty			
				ściany		wytobiska korytarzowe	
Wyszczególnienie	Przychody ze sprzedaży węgla	Gotówkowe koszty operacyjne	Gotówkowe koszty operacyjne (dołowe)	węgiel	skała płonna	skała płonna	węgiel
Statystyki położenia [mld zł]							
Średnia	52,2	38,48	37,66	18,21	6,8	7,82	4,83
Minimum	9,69	10,01	9,63	3,76	1,66	2,5	0,52
Maksimum	79,89	56,23	54,69	26,72	14,89	9,61	9,16
Statystyki rozproszenia							
Odchylenie standardowe	8,55	5,27	5,2	2,87	1,65	0,66	1,27
Wariancja	7,00E+07	3,00E+07	3,00E+07	8,00E+06	3,00E+06	4,00E+05	2,00E+06
Współczynnik zmienności	0,16	0,14	0,14	0,16	0,24	0,08	0,26
Statystyki kształtu							
Skośność	-0,57	-0,62	-0,64	-0,64	0,39	-1,65	-0,28
Kurtoza	3,2	3,59	3,57	3,27	3,42	7,47	2,57
Percentyle [mld zł]							
5%	36,459	28,88	28,154	12,906	4,243	6,572	2,575
95%	64,35	46,045	45,071	22,13	9,650	8,624	6,724

Źródło: opracowanie własne.

leżne próbkowane są w powiązany ze sobą sposób bazując na korelacji rangowej. Zmienne nieskorelowane generowane są w sposób niezależny (losowy⁴²) z określonych rozkładów.

Aby udzielić odpowiedzi na pytanie o liczbową wartość tego wpływu, wykorzystano model symulacyjny opracowany w części I i II, eliminując z niego powiązania korelacyjne pomiędzy poszczególnymi parametrami złożowymi oraz kosztami. Miejsce formuły cenowej, uwzględniającej kopułę empiryczną, zajęła deterministyczna formuła sprzedażna

⁴² Uwarunkowania generatorów liczb losowych sprawiają, że jest to sposób pseudolosowy.

określona wzorem 5.13 (rozdz. 5.1.3). Wyniki modelowania zestawiono jako oddzielną grupę rezultatów, a w celu uwypuklenia rozbieżności – porównano z wynikami modeli w części I i II.

Na rysunku 6.40 zaprezentowano rozkłady prawdopodobieństwa przychodów ze sprzedaży węgla oraz wartości kosztów operacyjnych dla różnych miejsc wydobywania węgla i źródeł skały płonnej. Tabela 6.29 zawiera podstawowe statystyki opisowe tych rozkładów. Można ogólnie stwierdzić, że otrzymane rozkłady są bardziej symetryczne (cechuje je niższa wartość skośności). Ujawnione w wynikach modelowania symulacyjnego (cz. I i II) efekty korelowania parametrów złożowych w postaci zarysowanej drugiej mody w rozkładach przychodów, czy też kosztów przypisanych do węgla w ścianach i chodnikach są znacznie mniej widoczne.

Bazując dodatkowo na różnicach wartości średnich w modelach symulacyjnych uwzględniających korelację wybranych parametrów złożowych w postaci kopuły empirycznej i po jej wyłączeniu, można sformułować następujące wnioski (tab. 6.30):

- kopuła empiryczna obniża wartość średnią ceny węgla, co przekłada się na nieco niższe (0,9%) łączne przychody ze sprzedaży węgla,
- wyeliminowanie korelacji spowodowało, że osiągnięto niższy poziom całkowitych gotówkowych kosztów operacyjnych (38,48 mld zł), co w ujęciu względnym stanowi 0,7%,
- największe różnice w kosztach widoczne są z uwzględnieniem poszczególnych źródeł zanieczyszczeń. Nie przekraczają jednak 2,1%.

Tabela 6.30

Porównanie wartości średnich przychodów i kosztów operacyjnych w modelach oceny kopalni „X”

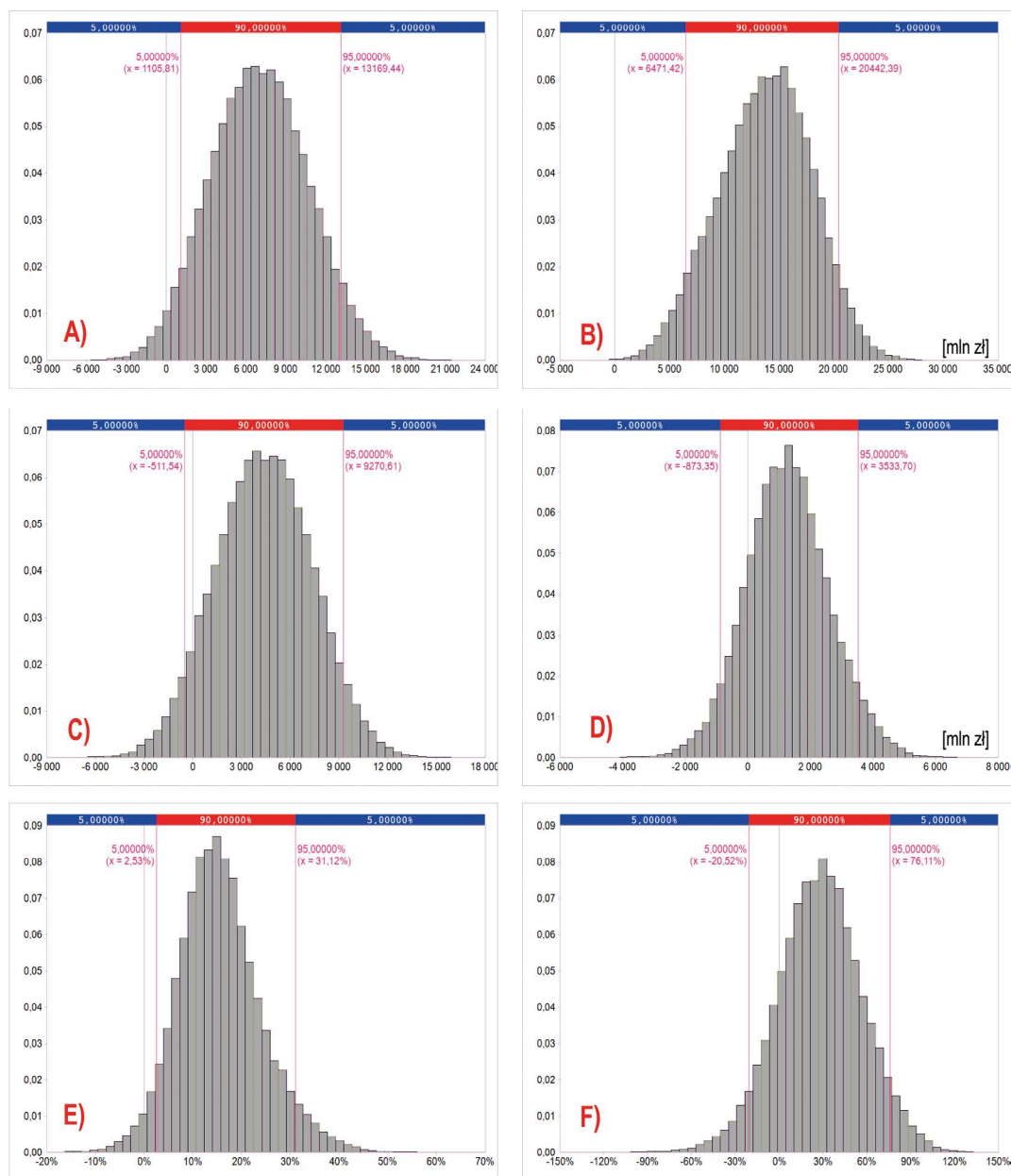
Table 6.30

The comparison of revenues and costs of coal production in the assessment model of the mine “X”

					Koszty operacyjne					
Wyszczególnienie	J.m.	P	GKO		węgiel	przerosty	opad stropu	pobierka spągu	skała płonna	węgiel
					ściany				wytobiska korytarzowe	
Model MC cz. I (bez korelacji)	A	mln zł	52 200,0	38 480,0	18 210,0	3 910,0	1 680,0	1 180,0	7 820,0	4 830,0
Model MC cz. I (cop. emp.)	B	mln zł	51 720,0	38 740,0	18 240,0	4 000,0	1 720,0	1 200,0	7 880,0	4 840,0
Różnica	(A – B)	mln zł	487,6	–256,5	–23,4	–84,1	–34,6	–25,2	–58,2	–13,2
	(A – B)/B	%	0,9	–0,7	–0,1	–2,1	–2,0	–2,1	–0,7	–0,3

Objaśnienia: GKO – całkowite gotówkowe koszty operacyjne.

Źródło: opracowanie własne.



Rys. 6.41. Rozkłady prawdopodobieństwa kluczowych zmiennych ekonomiczno-finansowych w modelu kopalni „X” (bez korelacji)

A) EBIT; B) EBITDA; C) skumulowane przepływy pieniężne netto FCF; D) NPV; E) IRR; F) NPVR
Źródło: opracowanie własne

Fig. 6.41. Probability distributions of key economic and financial parameters in the assessment model of the mine “X” (w/o correlation)

A) EIBIT; B) EBITDA; C) cumulative free cash flow, FCF; D) NPV; E) IRR; F) NPVR

Jako uzupełnienie oceny efektu wyłączenia korelacji w ujęciu probabilistycznym, poniżej zestawiono rozkłady prawdopodobieństwa wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X” (rys. 6.41) (statystyki opisowe tych rozkładów zawiera tabela 6.31). Uzyskane rozkłady wartości całkowitych zysków EBIT, EBITDA oraz łącznych przepływów pieniężnych netto, NPV, NPVR, IRR są prawie symetryczne i zbliżone do normalnych (kurtoza bliska 3).

Tabela 6.31

Podstawowe statystyki opisowe rozkładów prawdopodobieństwa kluczowych zmiennych ekonomiczno-finansowych w modelu oceny kopalni „X” (bez korelacji)

Table 6.31

Basic statistics of probability distributions of key economic and financial parameters in the assessment model of the mine “X” (w/o correlation) – part IV

Wyszczególnienie	EBIT	EBITDA	FCF	NPV	NPVR	IRR(t)
Statystyki położenia [mld zł]						
Średnia	7,056	13,721	4,387	1,277	27,9%	15,6%
Minimum	-6,895	-2,563	-8,034	-5,058	-129,7%	-16,3%
Maksimum	23,278	31,437	17,442	6,949	150,0%	68,0%
Statystyki rozproszenia						
Odchylenie standardowe	3,66	4,25	2,99	1,33	0,29	0,09
Wariancja	1,3E+07	1,8E+07	9E+06	2E+06	0,09	0,01
Współczynnik zmienności	0,52	0,31	0,68	1,04	1,05	0,55
Statystyki kształtu						
Skośność	0,08	-0,12	-0,01	0,06	-0,11	0,42
Kurtoza	2,83	2,76	2,88	3,18	3,30	3,75
Percentyle [mld zł]						
5%	1,106	6,471	-0,511	-0,873	-20,5%	2,5%
95%	13,169	20,442	9,271	3,534	76,1%	31,1%

Źródło: opracowanie własne.

W tabeli 6.32 zestawiono różnice średnich wartości analizowanych zmiennych ekonomiczno-finansowych i mierników wartości dla porównywanych modeli symulacyjnych. Na ich podstawie można stwierdzić, że nieuwzględnianie zależności korelacyjnych może skutkować:

— zawyżaniem zysków EBIT i EBITDA w zakresie 4,4–6,5%,

- podwyższaniem wartości skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych o blisko 10,6%,
- wartość zaktualizowana netto (NPV) może być wyższa nawet o 16,6%, natomiast NPVR o 22,0%,
- wewnętrzna stopa zwrotu może być wyższa średnio o 1,4 punktu procentowego, tj. 8,6%.

Warto podkreślić, iż zakres oczekiwanych różnic w przypadku wykorzystania innej formuły cenowej (wzór 5.12, rozdział 5.2.2) byłby znacznie wyższy i widoczny zarówno w wahanach przychodów, kosztów, jak i mierników wartości (badania udokumentowane w pracach Muchy i in. (2007, 2008).

Tabela 6.32

Porównanie rezultatów oceny wpływu wybranych parametrów złożowych na kształtowanie się kluczowych zmiennych ekonomiczno-finansowych kopalni „X”

Table 6.32

Comparison of the results of the impact assessment of selected deposit parameters on key economic and financial measures of the mine “X”

Wyszczególnienie		J.m.	EBIT	EBITDA	FCF	NPV	NPVR	IRR(t)
Model MC cz. I (bez korelacji)	A	mld zł	7,056	13,721	4,387	1,277	27,9%	15,6%
Model MC cz. I (kopuła empiryczna)	B	mld zł	6,594	13,118	3,924	1,065	21,8%	14,3%
Różnica	(A – B)	mln zł	–461,4	–603,3	–463,2	–211,5	–6,2%	–1,4%
		%	–6,5%	–4,4%	–10,6%	–16,6%	–22,0%	–8,6%

Źródło: opracowanie własne.

6.4.3. Ocena wpływu liniowej struktury korelacji parametrów złożowych na bazie kopuły Gaussa

Ostatnim elementem poddanym weryfikacji jest wpływ empirycznej struktury korelacyjnej na wybrane parametry ekonomiczno-finansowe kopalni „X”. Wpływ ten skwantyfikowano wskutek wprowadzenia do modelu symulacyjnego kopuły Gaussa, w miejsce kopuły empirycznej. Kopuła Gaussa wiąże ze sobą poszczególne zmienne współczynnikiem korelacji r -Pearsona. Bada liniowy charakter zależności występujących pomiędzy nimi. Wzorce korelacyjne opisujące zależności pomiędzy poszczególnymi parametrami złożowymi przy wykorzystaniu obu typów kopuł przedstawiono indywidualnie w rozdziale 2.5.2.

Rezultaty porównań pomiędzy wartościami parametrów charakterystycznych poszczególnych rozkładów są dobrze widoczne w ujęciu różnicowym. Wybrano do zestawień kilka kluczowych momentów zwykłych, tj.:

- wartość średnią,
- minimum oraz maksimum,
- 5% i 95% percentyl w danym rozkładzie.

Należy nadmienić, iż w badaniach modelowych z góry akceptuje się ograniczoną dokładność doboru tej kopuły do zmiennych empirycznych (niektóre zmienne nie wykazują wzorców liniowych). Jest to bowiem wymuszone celami eksperymentu i chęcią wykazania potencjalnych różnic wartości parametrów prognozowanych.

W tabeli 6.33 zestawiono kluczowe zmienne ekonomiczno-finansowe będące rezultatem wzajemnych porównań dla obu typów modeli. Różnice zestawiono jako odchylenia bezwzględne oraz względne. Analizując tę tabelę, można stwierdzić, że:

- zgodnie z oczekiwaniami najmniejsze odchylenia wartości są widoczne w analizowanych rozkładach na poziomie wartości zbliżonych do średniej i wyższych (rozkłady cechuje zwykle lewostronna asymetria, długie lewe ogony oraz obserwacje skrajne w tych ogonach), przy czym:
 - na poziomie średnich najwyższą bezwzględną różnicę (308 mln zł) odnotowano w wysokości oczekiwanych przychodów, przy czym w ujęciu względnym – procentowym – różnica ta sięga zaledwie 0,6%. Najmniejsze odchylenia bezwzględne obliczono w odniesieniu do NPV (58 mln zł), natomiast w ujęciu względnym stanowi to 5,4%,
 - występują istotne odchylenia w zakresie obserwacji skrajnych – w lewych ogonach analizowanych rozkładów. Przykładowo, oszacowana różnica bezwzględna minimalnych wartości zysku EBIT może sięgać poziomu 1,31 mld zł. Znacząco mogą się odchyłać również minimalne wartości wewnętrznej stopy zwrotu. W ujęciu względnym różnice w poziomie zysków (EBIT i EBITDA) dla minimum w rozkładach nie różnią się o więcej niż 18,3%,
 - dla piątego percentyla największa względna różnica widoczna jest w poziomie wewnętrznej stopy zwrotu oraz całkowitego zysku EBIT; nie przekraczają one odpowiednio 22,4% oraz 15,4%,
 - występują akceptowalne, nie przekraczające 2% różnice, na poziomie dziewięćdziesiątego piątego percentyla i maksimum w rozkładach analizowanych parametrów ekonomiczno-finansowych.

Można zatem sformułować ogólny wniosek, że kopuła Gaussa redukuje zakres zmienności analizowanych parametrów złożowych, obniżając relatywne prawdopodobieństwo obserwacji skrajnych, w szczególności w lewym ogonie rozkładów, co wynika ze specyfiki analizowanych parametrów złożowych. Kopuła empiryczna zdecydowanie lepiej odwzorowuje brak regularności w danych pierwotnych i tworzące się specyficzne nieliniowe zależności pomiędzy analizowanymi parametrami złożowymi.

Tabela 6.33

Wybrane parametry ekonomiczno-finansowe w modelach symulacyjnych dla kopalni „X”
cz. III: kopuła empiryczna vs kopuła Gaussa

Table 6.33

Selected economic and financial parameters in the valuation models – part IV
(empirical copula vs Gaussian copula)

Wyszczególnienie			J.m.	Przychody	GKO	EBIT	EBITDA	FCF	NPV	NPVR	IRR(t)	
Modele MC I i II (kopuła Gaussa)	średnia	A	mld zł	52,023	38,729	6,754	13,285	4,053	1,123	23,00%	14,60%	
	min	a1	mld zł	1,248	3,659	-7,181	-3,702	-8,426	-4,902	-184,00%	-95,70%	
	5%	a2	mld zł	30,174	25,732	-1,209	3,36	-2,676	-1,94	-48,70%	-4,00%	
	95%	a3	mld zł	69,503	49,372	14,297	21,963	10,125	3,828	81,10%	33,10%	
	max	a4	mld zł	84,821	60,449	24,808	33,605	18,374	6,751	141,90%	62,30%	
Modele MC I i II (kopuła empiryczna)	średnia	B	mld zł	51,715	38,65	6,594	13,118	3,924	1,065	21,80%	14,30%	
	min	b1	mld zł	1,2	3,686	-8,488	-4,532	-9,398	-5,799	-184,40%	-78,10%	
	5%	b2	mld zł	29,685	25,576	-1,371	3,196	-2,812	-2,029	-50,80%	-4,60%	
	95%	b3	mld zł	69,136	49,34	14,124	21,759	9,999	3,772	80,00%	32,80%	
	max	b4	mld zł	83,335	60,043	24,919	33,716	18,461	6,744	143,00%	62,30%	
Różnica												
	Bezwzględna	średnia	(A – B)	mln zł	308,2	79,2	159,3	166,9	129,3	57,8	1,20%	0,30%
		min	(a1 – b1)	mln zł	48,3	-26,8	1 306,10	829,8	971,4	897,4	0,50%	-17,50%
		5%	(a2 – b2)	mln zł	489	156	162	164	136	89	2,20%	0,60%
		95%	(a3 – b3)	mln zł	367	32	173	204	126	56	1,00%	0,30%
		max	(a4 – b4)	mln zł	1 486,00	405,9	-111,4	-111,4	-87,9	7,6	-1,10%	0,00%
	Względna	średnia	(A – B)	%	0,60%	0,20%	2,42%	1,27%	3,29%	5,43%	5,69%	2,23%
		min	(a1 – b1)	%	4,03%	-0,73%	-15,39%	-18,31%	-10,34%	-15,47%	-0,26%	22,44%
		5%	(a2 – b2)	%	1,65%	0,61%	-11,82%	5,13%	-4,84%	-4,39%	-4,29%	-12,31%
		95%	(a3 – b3)	%	0,53%	0,06%	1,22%	0,94%	1,26%	1,48%	1,29%	0,98%
		max	(a4 – b4)	%	1,78%	0,68%	-0,45%	-0,33%	-0,48%	0,11%	-0,77%	0,05%

Objaśnienia: GKO całkowite gotówkowe koszty operacyjne.

Źródło: opracowanie własne.

7. Podsumowanie całości prac badawczych i wnioski końcowe

Podstawą udokumentowanych w pracy analiz były modele oceny ekonomicznej kopalni „X” w trzech szczegółowo analizowanych pokładach węgla: C-1, C-2 i C-3. Była to hipotetyczna kopalnia węgla kamiennego, wydobywająca węgiel systemem ścianowym. Realizacji celów badawczych służyły opracowane modele deterministyczne oraz probabilistyczne. Modele deterministyczne, choć bardziej intuicyjne, posiadały ograniczenia utrudniające realizację celów pracy w pełnym zakresie. Wykorzystanie technik symulacyjnych Monte Carlo (bootstrap nieparametryczny, rozkłady empiryczne, funkcje korelujące – kopuły) umożliwiło analizę naturalnej zmienności poszczególnych parametrów złożowych. Poprawiło jakość modelowania i dało możliwość oceny wpływu ich wzajemnych powiązań na kształtowanie się wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych kopalni „X”. Uzyskane wyniki wzajemnie się uzupełniają i potwierdzają, co zwiększa ich wiarygodność, transparentność i użyteczność.

Analizy przeprowadzono na danych geologicznych pochodzących z modelu geologicznego, którym dysponuje Pracownia Pozyskiwania Surowców Mineralnych IGSMiE PAN. Skupiono uwagę na skrupulatnym przeanalizowaniu jakości tych danych. Dysponując równoległe obserwacjami pochodzącymi z eksploatacji ścian w kopalni „X”, zweryfikowano – na ile to było możliwe – posiadane dane i przygotowano je do dalszych analiz ekonomicznych. Wykorzystano w tym celu metody i techniki Monte Carlo.

W pracy szczegółowo omówiono kwestie identyfikacji parametrów geologiczno-górnich współdecydujących o wielkości zanieczyszczenia w podziemnej kopalni węgla kamiennego. Dokonano identyfikacji źródeł skały płonnej i skwantyfikowano jej poziom przy zakładanych celach produkcyjnych i uwarunkowaniach złożowych w każdym pokładzie indywidualnie. Analizowano szczegółowo wszystkie istotne procesy związane z urabianiem węgla, odstawą i transportem poziomym, ciągnięciem szybami, przerobem urobku w ZPMW celem przybliżenia potencjalnych kosztów związanych osobno z wydobywaniem węgla i urabianiem skał płonnych. Posiłkowano się w tym celu ankietą i wywiadem przeprowadzonym wśród ekspertów w środowiskach akademickich oraz pracowników kopalni.

We wstępnej fazie analiz, na bazie danych rzeczywistych pochodzących z dwóch wybranych kopalń węgla kamiennego wykazano, że zależność kosztów wydobywania węgla w ścianach może być przedstawiona jako funkcja wskaźnika uzysku. Wskaźnik ten sensownie

przybliża kształtowanie się łącznych kosztów operacyjnych w ujęciu jednostkowym dla zmiennej relacji węgla i zanieczyszczeń. Dla celów realizacji badań opracowano autorskie koncepcje wskaźników uzysku energii ze złoża (EY_w) oraz energii w koncentracji węgla (EY_c). Ujęcie „energetyczne” uzysków stworzyło możliwość bezpośredniego powiązania parametrów złożowych, zidentyfikowanych źródeł zanieczyszczeń, furty eksploatacyjnej oraz strat energii w procesach przeróbczych z ilością skały płonnej wydobywanej na powierzchnię oraz z wychodem produktów handlowych kopalni „X”.

W rezultacie skwantyfikowano udział kosztów zanieczyszczeń (skały płonnej) w całości kosztów kopalni, w podziale na miejsca wydobywania węgla i źródła skały płonnej, przy zmiennym udziale węgla w całkowitym wydobyciu brutto. Jako istotny rezultat analiz, na bazie modeli deterministycznych określono kwadratową zależność kosztów produkcji węgla w funkcji wskaźnika uzysku energii ze złoża oraz wychodu węgla handlowego (CY_c). Wyniki modelowania symulacyjnego dostarczyły także podstaw do weryfikacji postaci tej funkcji, uwzględniając skorelowany wpływ wszystkich analizowanych parametrów złożowych. Opracowano potęgową postać funkcji wiążącej poziom całkowitych kosztów wydobywania węgla w ujęciu jednostkowym ze wskaźnikiem uzysku energii ze złoża kopalni „X”. Funkcja ta w prosty sposób może być użyta do oszacowania lub korekty potencjalnych kosztów wydobywania węgla przy innym niż bazowy uzysku energii ze złoża (EY_w), co ma szczególne znaczenie w procesie planowania efektywnej ekonomicznie eksploatacji.

Następnie udokumentowano wpływ parametrów jakościowych węgla na poziom przychodów ze sprzedaży oraz na zmienność wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych i przyjętych mierników wartości. W tym zakresie posłużono się podejściem dochodowym i metodami dyskontowymi. Dla modeli deterministycznych dobrano odpowiednią formułę przeliczania bazowej ceny węgla z uwzględnieniem wartości opałowej, zawartości procentowej siarki całkowitej oraz zapopielenia węgla w danym pokładzie złoża „X”. W modelach symulacyjnych opracowano autorską formułę szacowania ceny węgla z wykorzystaniem kopuły empirycznej, biorąc pod uwagę jego parametry w złożu. Stanowi ona bardzo dobre przybliżenie względnego wpływu jednocześnie wszystkich parametrów jakościowych węgla na jego cenę. Kopuła empiryczna nie redukuje wpływu parametrów jakościowych, przy czym ze względu na silne zależności korelacyjne wartości opałowej i zapopielenia oszacowania ceny są poprawne.

Ocena wpływu opracowanej struktury rozdziału kosztów operacyjnych w podziale na miejsca wydobywania węgla i źródła skały płonnej oraz alternatywnych modeli korelacji wybranych parametrów złożowych kończy zakres prowadzonych badań.

7.1. Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych na koszty operacyjne oraz mierniki finansowe kopalni „X”

Analizując wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych na łączne koszty wydobywania węgla, dla najbardziej prawdopodobnego przedziału zmienności wskaźnika wychodu węgla (CY_c) 65–95% wykazano, iż w całym okresie analizy można stwierdzić, że:

- bazowa wartość całkowitych gotówkowych kosztów operacyjnych wynosi 38,78 mld zł, w tym dla ścian koszty przypisane do węgla oszacowano na 17,46 mld zł, natomiast całości skały płonnej w ścianach na 7,79 mld zł. Bazowy poziom kosztów zagregowanych na przerosty węgla wyniósł 4,50 mld zł, natomiast na opad stropu i pobierki spągu odpowiednio 1,93 mld zł i 1,35 mld zł. Bazowa wartość kosztów urabiania skał płonnych w chodnikach wyniosła 8,07 mld zł, natomiast węgla 4,51 mld zł;
- przy całkowitych kosztach operacyjnych rzędu 38,78 mld zł, gotówkowe koszty „dołowe” stanowią 97,5% całości kosztów. W ścianach koszty urabiania węgla stanowią 46,2%, natomiast koszty przypisane do zanieczyszczeń odpowiednio 20,6%. Udział kosztów związanych z urabianiem kamienia w wyrobiskach korytarzowych skalkulowano na 21,3% całości gotówkowych kosztów „dołowych”, natomiast węgla na 11,9%;
- koszty związane z urabianiem przerostów sięgają 57,8% całości kosztów skały płonnej w ścianach. Na opad stropu rozliczono około 24,8% kosztów skały płonnej w ścianach. Resztę stanowią koszty przypisane do pobierki spągu (17,4%);
- dla wskazanego przedziału zmienności wskaźnika wychodu węgla całkowite gotówkowe koszty operacyjne mogą zmieniać się w przedziale: 32,83–47,83 mld zł. Łączne koszty związane ze skałą płonną w ścianach zmieniają się w zakresie: 1,80–15,72 mld zł. Natomiast zmienność kosztów wydobywania węgla ze ścian zamyka się w przedziale: 16,03–19,05 mld zł. Jest ona znacząco niższa niż zmienność kosztów skały płonnej;
- w ścianach dominuje zmienność kosztów związanych z urabianiem przerostów węgla: 1,04–9,09 mld zł. Znacząco niższe wahania kosztów oszacowano w odniesieniu do opadu stropu: 0,45–3,90 mld zł oraz pobierek spągu: 0,31–2,73 mld zł.

Odnosząc uzyskane oszacowania kosztów do ich wartości bazowych można sformułować kluczowe wnioski:

- w niekorzystnych warunkach złożowych całkowite gotówkowe koszty produkcji węgla (wraz ze skałą płonną) mogą być wyższe nawet o 9,05 mld zł w całym okresie eksploatacji złoża;
- odchylenia kosztów przypisanych do węgla w ścianach są relatywnie niewielkie: od –1,43 do 1,59 mld zł;
- w przypadku wyrobisk chodnikowych wahania poziomu zanieczyszczenia mają znacząco niższy wpływ na koszty. Oczekiwany zakres ich zmienności mieści się w przedziale od –1,37 do 2,01 mld zł.

Przy zmienności wskaźnika wychodu węgla (CY_c) w przedziale 65–95% udział kosztów skały płonnej w całości kosztów „dołowych” kopalni zmienia się w przedziale 26–54%. Przy wychodzie węgla na poziomie bazowym (oszacowanym dla całego złoża) koszty zanieczyszczeń stanowią 41,9% całości kosztów kopalni (tab. 7.1).

Na bazie przeprowadzonych analiz, w ujęciu deterministycznym, opracowano dwie formuły (7.1 i 7.2) przedstawiające zmienność kosztów wydobywania węgla w funkcji wskaźnika wychodu węgla (CY_c). Przy ich pomocy można oszacować łączną zmianę kosztów operacyjnych całkowitych lub gotówkowych w ujęciu jednostkowym:

Tabela 7.1

Udział kosztów skały płonnej w całości kosztów kopalni „X”
na tle wskaźnika wychodu węgla (CY_c)

Table 7.1

The share of gangue costs in the total operating costs of coal production
as a function of coal yield (CY_c)

Wyszczególnienie	J.m.	Wychód węgla handlowego (CY_c)										
		50%	55%	60%	65%	70%	75%	80%	85%	90%	95%	99%
Koszty skały płonnej	mld zł	40,37	34,73	29,94	25,80	22,15	18,90	15,97	13,29	10,81	8,50	6,75
Koszty wydobycia węgla	mld zł	18,65	19,14	19,65	20,18	20,75	21,33	21,95	22,59	23,27	23,97	24,56
Udział kosztów skały płonnej	%	64,8	61,4	57,8	53,9	49,9	45,6	41,1	36,3	31,2	25,9	21,4

Źródło: opracowanie własne.

$$y(Kc) = 384x^2 - 845,7x + 627,8 \quad (7.1)$$

$$y(Kg) = 382,9x^2 - 843,3x + 596,7 \quad (7.2)$$

gdzie x to kolejne wartości wskaźnika wychodu węgla (CY_c).

W modelowej kopalni koszty całkowite w ujęciu jednostkowym mogą zmieniać się w zakresie 163,4–304,2 zł/Mg. Koszty gotówkowe są natomiast niższe o 30–35 zł/Mg węgla handlowego dla tego samego zakresu zmienności wskaźnika.

Analizując zmienność wybranych parametrów geologiczno-górnictwowych, w odniesieniu do mierników wartości kopalni „X”, sformułowano następujące konkluzje:

- bazowa wartość zaktualizowana netto (NPV) w modelu dyskontowym w części I została skalkulowana na 981,7 mln zł. Wewnętrzna stopa zwrotu wyniosła 13,15%,
- dla wskaźnika wychodu węgla (CY_c) 65–95% NPV może zmieniać się w przedziale od –2,94 mld zł do 3,50 mld zł. W ujęciu procentowym różnice zamykają się w przedziale od –399% do 257%,
- wewnętrzna stopa zwrotu IRR była możliwa do skalkulowania, dopiero przy wychodzie CY_c rzędu 76% i wynosiła wówczas 8,2%. Dla wartości wskaźnika CY_c równej 95% jej wartość oszacowano na 30,5%,
- skumulowane przepływy pieniężne netto mogą wahać się w przedziale od –4,55 mld zł do 9,45 mld zł, co wskazuje na różnicę względem bazowej wartości całkowitych przepływów pieniężnych netto o odpowiednio 9,86 mld zł i 4,13 mld zł, w tym przedziale wahań wskaźnika wychodu węgla (CY_c).

Za pomocą modelu symulacyjnego Monte Carlo określono łączny i jednocześnie wpływ tych zmiennych na wybrane parametry ekonomiczno-finansowe oraz mierniki wartości kopalni „X”. W tym podejściu wstępnie obliczono, co miało znaczący wpływ na dalszy przebieg analiz, że średnia wielkość zanieczyszczeń węgla będzie o blisko 13% niższa (wpływ korelacji parametrów złożowych). Miało to swoje konsekwencje w kalkulacji kosztów produkcji węgla i urabiania skał płonnych w ścianach jak i chodnikach oraz w kształtowaniu się przyjętych mierników wartości analizowanej kopalni. W szczególności w modelu symulacyjnym MC:

- skalkulowano wyższe o 4,2% koszty przypisane do węgla oraz wyższe o 12–13% łączne koszty zanieczyszczeń (przerostu, opadu stropu oraz pobierki spągu) w ścianach. Wykazano ponadto niższe o 2,4% koszty urabiania kamienia w wyrobiskach korytarzowych i wyższe o 6,8% koszty pozyskania węgla,
- wartość zaktualizowana netto została oszacowana na 1,119 mld zł, natomiast wewnętrzna stopa zwrotu ukształtowała się na poziomie 14,4%. Różnica pomiędzy NPV deterministyczną a NPV w modelu MC wyniosła blisko 137 mln zł (12,3%). IRR była natomiast wyższa o 1,2 punktu procentowego, co stanowi 8,7%,
- zarówno w przypadku kosztów operacyjnych, jak i NPV, dominuje wpływ zmienności w rozkładach miąższości pokładów (bez przerostów). Jest on porównywalny we wszystkich analizowanych pokładach węgla. Zmienność w rozkładach miąższości pokrywa niemalże cały 90-procentowy przedział zmienności kosztów całkowitych (25,7–49,3 mld zł). Wpływ pozostałych zmiennych objaśniających jest drugorzędny, przy czym największe znaczenie posiada opad stropu i pobierka spągu, negatywnie wpływające na NPV i pozytywnie na wartość łącznych kosztów. Wpływ zmienności w rozkładach przerostów jest blisko 10–12-krotnie niższy niż w przypadku miąższości. Gęstość przestrzenna węgla w niewielkim stopniu oddziałuje na zmienność i poziom NPV.

Model symulacyjny pozwolił ponadto na określenie relatywnego wpływu analizowanych parametrów złożowych (miąższości, gęstości przestrzennej węgla oraz poszczególnych źródeł skały płonnej) na kształtowanie się kosztów wydobycia węgla i wartości zaktualizowanej netto. Kluczowe wnioski są następujące:

- wpływ tych samych parametrów złożowych i źródeł skały płonnej jest z różną intensywnością widoczny na poziomie kosztów operacyjnych i NPV:
 - koszty wydobycia węgla najsilniej kształtowane są przez zmienność w rozkładzie miąższości (miąższość jest parametrem wpływającym pośrednio na wszystkie źródła zanieczyszczeń). Wpływ powstałych parametrów złożowych i źródeł zanieczyszczeń jest 10–12 razy niższy,
 - w przypadku NPV widoczny jest znacznie słabszy wpływ miąższości analizowanych pokładów względem pozostałych parametrów złożowych. Różnica w poziomie wpływu opadu stropu, gęstości przestrzennej węgla, pobierki spągu, przerostów mierzona współczynnikiem korelacji rangowej Spearmana jest w tym przypadku tylko 3–4-krotnie mniejsza.

Zweryfikowaną formułę, przybliżającą zmienność gotówkowych kosztów operacyjnych całkowitych (GKC) w ujęciu jednostkowym w funkcji wskaźnika uzysku energii ze złoża (EY_w) na bazie modelu symulacyjnego, przedstawia wzór 7.3. Zależność ta ma charakter nieliniowy i może być w sposób bardzo dokładny przybliżona za pomocą funkcji potęgowej:

$$y(GKC) = \left(\frac{115,24}{x} \right)^{1,074} \quad (7.3)$$

gdzie x to kolejne wartości wskaźnika uzysku energii ze złoża.

Dobrana funkcja potęgowa osiąga znacząco wyższe wartości dla skrajnie niskich uzysków energii ze złoża (różnica w koszcie produkcji węgla – bez amortyzacji – może sięgać nawet 50 zł/Mg, tj. 20%) w porównaniu do funkcji kwadratowej oznaczonej wzorem 6.2. Dla wysokich wartości uzysku energii ze złoża różnice w kosztach jednostkowych produkcji są nieznaczające i do pominięcia.

7.2. Wpływ parametrów jakościowych węgla na przychody oraz mierniki ekonomiczno-finansowe kopalni „X”

W pracy analizowano wpływ tylko trzech parametrów jakościowych węgla na poziom przychodów, zysków, wolnych przepływów pieniężnych oraz wybrane mierniki wartości kopalni „X”. Do parametrów tych zaliczono: wartość opałową węgla Q' [GJ/Mg], zawartość siarki całkowitej S' [%] oraz zawartość popiołu A' [%]. Na podstawie przeprowadzonych analiz w ujęciu deterministycznym sformułowano następujące wnioski:

- użyta formuła cenowa faworyzuje wpływ wartości opałowej węgla (Q'). Jej zmienność w zakresie 25–30 GJ/Mg dla węgla w pokładach C-1, C-2 oraz C-3 powoduje, że:
 - przychody ze sprzedaży węgla mogą zmieniać się w przedziale: 47,97–65,26 mld zł, a skumulowane przepływy pieniężne odpowiednio w zakresie od 630 mln zł do 8,42 mld zł;
 - względna zmiana przychodów mieści się w przedziale: od –8,0 do 10,4%. Średnio na 1 GJ wartości opałowej przypada 3,7% wartości przychodów;
 - wartość zaktualizowana netto waha się odpowiednio od –580 mln zł do 3,01 mld zł, natomiast w odniesieniu do wartości bazowej może ona różnić się w zakresie: od –2,2 do 2,8 mld zł, co w ujęciu procentowym (względny) oznacza zmianę w przedziale od –159 do 207%. NPVR mieścił się w przedziale od –13 do 67%. Wewnętrzna stopa zwrotu osiągnęła najwyższą wartość 26%.

Zdecydowanie bardziej ograniczony jest wpływ zawartości całkowitej siarki. Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu jej zmienności w analizowanych pokładach, tj. dla (S') (0,9–1,7)%:

- przychody mogą zmieniać się w zakresie: 50,98–52,98 mld zł. Względna zmiana przychodów zawierała się między –2,2% a 1,6%; średnio na 1% zawartości procentowej siarki przypada 0,05% wartości przychodów;
- wartość zaktualizowana netto zamyka się w przedziale odpowiednio od 0,55 mld zł do 1,29 mld zł. Odpowiada jej zmiana wskaźnika NPVR w przedziale: 12,2–28,9%. Względem wartości bazowej NPV waha się w zakresie od –0,31 do 0,44 mld zł, natomiast w ujęciu względnym w przedziale między –44 a 32%.

Wpływ zawartości procentowej popiołu jest bardzo ograniczony (przy wykorzystaniu formuły cenowej oznaczonej wzorem 5.12). Dla najbardziej prawdopodobnego zakresu jej zmienności w analizowanych pokładach, tj. dla (A') od 5 do 21%:

- urealniony zakres wahań NPV zamyka się w przedziale: 0,83–1,1 mld zł, natomiast IRR odpowiednio w zakresie: 12,3–13,9%. Bezwzględna różnica wartości NPV zamyka się w przedziale pomiędzy –0,15 mld zł a 0,12 mld zł, co w ujęciu względnym odpowiada zmienności w zakresie od –15% do 12%;
- przychody zmieniają się w przedziale: 51,74–52,47 mld zł. W ujęciu jednostkowym na 1% przypada 0,02% wartości przychodów.

Biorąc pod uwagę także wyniki modeli symulacyjnych Monte Carlo, po uwzględnieniu zależności korelacyjnych pomiędzy analizowanymi parametrami jakościowymi węgla, można stwierdzić że:

- wpływ zmienności wartości opałowej i zapopielenia na przychody i NPV kopalni „X” jest zbliżony co do siły, ale o przeciwnym kierunku. Wynika to z zakresu naturalnej zmienności obu tych parametrów w poszczególnych pokładach węgla,
- wpływ zawartości siarki całkowitej na kształtowanie się przychodów jest znacznie mniejszy (4–6-krotnie) niż wartości opałowej, czy zawartości popiołu. Skala tego wpływu redukuje się jeszcze bardziej w relacji do wartości zaktualizowanej netto (NPV),
- biorąc pod uwagę rezultaty końcowe analiz osiągniętych w obu podejściach (podejście deterministyczne vs probabilistyczne), oszacowana różnica na poziomie przychodów ze sprzedaży węgla wyniosła około 363 mln zł w całym okresie analizy,
- różnica na poziomie skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych została skalkulowana na 275 mln zł w okresie istnienia kopalni „X”, co w odniesieniu do wartości średniej w modelach deterministycznych stanowi 6,8%,
- oszacowane wartości NPV różnią się o blisko 86,3 mln zł w obu podejściach. W modelu symulacyjnym MC osiągnięto nieco wyższą wewnętrzną stopę zwrotu. W ujęciu procentowym model deterministyczny zaniża wartość NPV o 8,8% oraz IRR o 7,7%.

Należy jednak stwierdzić, że porównanie wyników analiz w obu podejściach bazowało na wartościach średnich, wobec których można oczekiwać najmniejszych rozbieżności.

7.3. Wpływ opracowanego algorytmu rozdziału kosztów operacyjnych oraz struktur korelacji parametrów złożowych na ocenę efektywności ekonomicznej kopalni „X”

Kwantyfikacja wpływu opracowanej struktury rozdziału kosztów operacyjnych

Opracowany i zaimplementowany do modeli oceny efektywności ekonomicznej w części I i II algorytm rozdziału kosztów operacyjnych w podziale na miejsca eksploatacji i rodzaj urabianej kopaliny skutkuje zwiększeniem kosztów przypisanych do zanieczyszczeń i jednocześnie zmniejszeniem nakładów na urabianie „czystego” węgla (w przyjętym postępowaniu wartość łącznych kosztów kopalni pozostawała taka sama; zmieniała się ich struktura). Bazując na ujęciu różnicowym dla kopalni „X” można sformułować w tym zakresie następujące wnioski:

- rozróżniając teoretycznie koszty wydobycia węgla od kosztów urabiania skał płonnych w badaniach modelowych wykazano, że eksploatacja węgla w ścianach wraz ze wszystkimi dodatkowymi kosztami jest tańsza o blisko 19%. Koszty rozliczone na skałę płonną w ścianach mogą być wyższe łącznie o 2,23 mld zł przeciętnie w kolejnych 26 okresach analizy, w porównaniu do kalkulacji przy zastosowaniu równomiernego ich rozdziału (bez względu na rodzaj urabianej kopaliny i miejsce wydobycia). Jest to różnica rzędu 32%. Nierównomierny rozdział kosztów operacyjnych wynika z przekonania, że urabianie twardych przerostów węgla oraz kamienia wiąże się ze zwiększonym zużyciem energii, materiałów eksploatacyjnych i części zamiennych. Spada wydajność pracy, rośnie awaryjność, a postęp ścian w skrajnych przypadkach może zmaleć nawet kilkakrotnie;
- najwyższe odchylenia wykazano w zakresie kosztów przypisanych przerostom (rzędu 60%). W odniesieniu do wyrobisk korytarzowych uwzględnienie opracowanej struktury skutkuje wyższą oceną zarówno kosztów wydobycia węgla, jak i skały płonnej. Różnice pomiędzy wynikami modeli części I i II oraz III_S1 nie przekraczają jednak 13%.

Wskazuje to tym samym na fakt, że pierwotne warunki złożowe przesądzają o późniejszych wynikach technicznych oraz ekonomiczno-finansowych kopalń.

Ocena wpływu korelacji parametrów złożowych

Całkowite wyłączenie z zakresu modelowania symulacyjnego zależności korelacyjnych (analiza w warunkach braku korelacji) powoduje, że w całym okresie analizy:

- różnica w poziomie łącznych przychodów ze sprzedaży węgla może sięgać 488 mln zł. W ujęciu procentowym nie przekracza jednak 0,9%,
- następuje zaniżanie kosztów operacyjnych o blisko 257 mln, tj. o 0,7% w ujęciu bezwzględnym,
- uzyskuje się korzystniejsze oszacowania zysków EBIT oraz EBITDA w przedziale 4,4–6,5%,
- osiąga się wyższe wartości skumulowanych wolnych przepływów pieniężnych (względna 10,6%),

- oszacowana wartość zaktualizowana netto (NPV) była wyższa o 16,6%, a wskaźnik NPVR był wyższy odpowiednio o 22,0%. Wyższa o 1,4 punktu procentowego była wewnętrzna stopa zwrotu (w ujęciu względnym o 8,6%).

Natomiast wprowadzenie do obliczeń kopuły Gaussa w miejsce kopuły empirycznej pozwoliło sformułować następujące wnioski:

- różnice w poziomach wybranych parametrów ekonomiczno-finansowych i mierników wartości są niewielkie. W całym okresie analizy najwyższą bezwzględną różnicę, rzędu 308 mln zł, na podstawie wartości średnich odnotowano w odniesieniu do przychodów, przy czym w ujęciu względnym różnica ta sięga zaledwie 0,6%. Najmniejsze odchylenia bezwzględne obliczono z kolei w odniesieniu do NPV (58 mln zł), natomiast w ujęciu względnym stanowi to 5,4%,
- występują istotne odchylenia w zakresie obserwacji skrajnych – w lewych ogonach analizowanych rozkładów. Przykładowo, oszacowana różnica bezwzględna minimalnych wartości zysku EBIT może sięgać 1,31 mld zł. Znacząco różnią się także minimalne wartości wewnętrznej stopy zwrotu. W ujęciu względnym minimalne wartości zysków z działalności operacyjnej (EBIT i EBITDA) nie różnią się o więcej niż 18,3%,
- na poziomie piątego percentyla największa względna różnica widoczna jest w poziomie wewnętrznej stopy zwrotu oraz całkowitego zysku EBIT. Różnice te nie przekraczają jednak odpowiednio 22,4% oraz 15,4%,
- występują akceptowalne, nie przekraczające 2% różnice na poziomie 95% percentyla oraz maksimum w rozkładach analizowanych zmiennych ekonomiczno-finansowych.

Kopuła Gaussa redukuje zakres zmienności analizowanych parametrów złożowych, obniżając relatywne prawdopodobieństwo obserwacji skrajnych, w szczególności w lewym ogonie rozkładów, co wynika ze specyfiki analizowanych parametrów złożowych. Kopuła empiryczna zdecydowanie lepiej odwzorowuje brak regularności w danych pierwotnych i tworzące się specyficzne nieliniowe zależności pomiędzy analizowanymi parametrami złożowymi.

Odwołując się na koniec do postawionych tez i celów pracy należy stwierdzić, że istnieje znaczący wpływ analizowanych parametrów geologiczno-górnictwowych na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego. Wpływ ten jest zróżnicowany i w różnym stopniu widoczny na poziomie określonych mierników ekonomiczno-finansowych analizowanej kopalni „X”. Współzależność ocenianych parametrów geologiczno-górnictwowych i kosztów istotnie pogarsza wyniki finansowe kopalń. Łączne koszty wydobywania węgla kamiennego silnie zależą od wielkości urabianej skały płonnej i rozkładają się nierównomiernie, uwzględniając poszczególne miejsca wydobywania węgla i źródła zanieczyszczeń. Zależność ta ma charakter nieliniowy i może być przybliżana za pomocą odpowiednio dobranego, bazującego na parametrach pokładu wskaźnika uzysku opisanego w sensie energetycznym w odniesieniu do złoża lub jako funkcja wskaźnika wychodu węgla handlowego.

Funkcje korelujące – kopuły, w szczególności kopuła empiryczna, umożliwia – w sposób bardzo dokładny – replikowanie naturalnych struktur korelacyjnych poszczególnych

parametrów złożowych. Może ona być z powodzeniem wykorzystana do konstrukcji formuły sprzedażnej przybliżającej cenę węgla o parametrach złożowych. Technika bootstrapu umożliwia także implementację niepewności wobec parametrów charakterystycznych rozkładów zmiennych złożowych, co było szczególnie ważne przy ograniczonej i ostatecznie – subiektywnej wiedzy na temat analizowanego złoża węgla kamiennego.

Opracowana, autorska koncepcja badań, należy do twórczych osiągnięć pracy. Obejmuje ona model przodka ścianowego, w tym – propozycję wskaźników uzysku energii ze złoża oraz w koncentracie węgla z uwzględnieniem cech pokładów i zmienności poszczególnych serii litologicznych w złożu jak i kluczowych źródeł zanieczyszczeń. W jej zakres wchodzi ponadto skuteczna implementacja techniki bootstrapu nieparametrycznego, rozkładów empirycznych oraz kopuł jako funkcji wiążących ze sobą poszczególne parametry złożowe na gruncie oceny ekonomicznej projektów górniczych. Wysoka użyteczność kopuł wyraża się w możliwościach ich implementacji do formuł przedstawiających cenę węgla w złożu z uwzględnieniem zmienności parametrów jakościowych. Na potrzeby analiz opracowano również dynamiczną funkcję strat węgla w zależności od jakości nadawy (ustalonej na bazie parametrów złożowych) kierowanej do zakładu przerobczego. Istotny element poznawczy stanowi również opracowane podejście do oceny kosztów operacyjnych kopalni głębinowej z uwzględnieniem miejsc eksploatacji węgla i poszczególnych źródeł zanieczyszczeń, w którym kładzie się nacisk na koszty związane z gospodarką skalą płonną w całym łańcuchu procesów górniczych i przerobczych. Ostatecznie, przedstawienie rezultatów modelowania zarówno w ujęciu deterministycznym i symulacyjnym Monte Carlo stanowi kompromis pomiędzy transparentnością i intuicyjnym charakterem modeli deterministycznych a wyższą użytecznością i funkcjonalnością modeli probabilistycznych.

Przedstawione w pracy rozważania nie wyczerpują złożoności problematyki oceny wpływu parametrów geologiczno-górniczych na kształtowanie się zmiennych ekonomiczno-finansowych projektów w górnictwie węgla kamiennego. Praca podejmuje jednak tematykę, która dotychczas w literaturze przedmiotu traktowana była dość ogólnikowo i w wąskim zakresie. Autor wyraża nadzieję, że przedstawione badania choćby w niewielkim stopniu pozwolą lepiej zrozumieć ważkość tej tematyki i przyczynią się do bardziej świadomego podejmowania decyzji inwestycyjnych i operacyjnych w kopalniach węgla kamiennego.

Słownik najważniejszych terminów i pojęć stosowanych w publikacji

AGG – aktywa geologiczno-górnice.

Aktywa geologiczno-górnice, AGG (*mineral assets, mineral property*) – według polskiego Kodeksu Wyceny Złóż Kopalin POLVAL złoża kopalin, złoża antropogeniczne lub ich części i związane z nimi.

AGG produkcyjne typu 3 – (wg kodeksu POLVAL) – całość AGG związanych z czynnym zakładem górnictwem, obejmująca zasoby udostępnione i eksploatowane.

Bootstrap nieparametryczny – technika symulacyjna należąca do szkoły klasycznej statystyki. Wy różnia się bootstrap parametryczny i nieparametryczny. Pierwszy z nich jest wykorzystywany do oszacowania parametrów lub rozkładów w populacji generalnej w sytuacji, w której znana jest postać określonego rozkładu empirycznego w próbie danych. Bootstrap nieparametryczny ma zastosowanie wówczas, kiedy nie jest znana postać rozkładu danej cechy w populacji generalnej i brakuje podstaw statystycznych do przyjęcia określonych wartości jego parametrów charakterystycznych. W technice tej w miejsce określonej postaci rozkładu teoretycznego używane są bezpośrednio obserwacje empiryczne i rozkłady na nich skonstruowane, na podstawie których określone są statystyki rozkładu w populacji generalnej.

CAGR – roczna składana stopa procentowa gwarantująca osiągnięcie zakładanego kapitału na koniec okresu inwestycji przy reinwestycji narosłych środków pieniężnych.

Czynnik dyskontowy – wartość liczbowa stopy dyskontowej, służąca aktualizacji bieżących przepływów pieniężnych netto na moment sporządzania wyceny.

Cyfrowy model geologiczny – to cyfrowa, komputerowa prezentacja złoża kopaliny przedstawiająca wybrane aspekty geologii złoża, w tym jego położenie, geometrię oraz przestrzenne zróżnicowanie jakości. W pracy wykorzystano model złoża „X” tworzony w IGSMiE PAN (Pracowni Pozyskiwania Surowców Mineralnych).

FLZG – Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego – obowiązkowy fundusz, na którym gromadzone są środki pieniężne na potrzeby przyszłej likwidacji zakładu górnictwa.

Godziwa wartość rynkowa (*fair market value, FMV*) – wartość ustalona przez wykwalifikowanego i bezstronnego rzeczoznawcę (w górnictwie: taksatora), używającego uzasadnionych założeń dla celu, dla którego wartość ta jest określana.

IRR – wewnętrzna stopa zwrotu, która wyrównuje wielkość inwestycji początkowych (I_0 , KON_0) z wartością bieżącą przyszłych przepływów pieniężnych. W sytuacji, gdy IRR jest większa od

stopy dyskontowej lub jej równa, wówczas projekt generuje przepływy zdolne pokryć całość nakładów i kosztów operacyjnych.

Kapitał obrotowy netto – to wartość majątku obrotowego (kapitału obrotowego brutto), pomniejszona o stan zobowiązań krótkoterminowych. W pracy stanowi różnicę pomiędzy stanem zapasów, należności i zobowiązań krótkoterminowych.

Kodeks JORC (*JORC Code*), Kodeks Wykazywania Wyników Prac Geologicznych i Zasobów Złóż Australii i Oceanii (Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources And Ore Reserves) – dokument obejmujący minimum standardów, zaleceń i wytycznych niezbędnych dla prawidłowego wykazywania zasobów złóż, podawanych do wiadomości publicznej.

Kodeks Wyceny Złóż Kopalni POLVAL – polski standard wyceny AGG opracowany przez Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalni, zatwierdzony w 2008 r.

Kopalnia „X” – oznaczenie umowne kopalni węgla kamiennego (funkcjonującego zakładu górniczego). Kopalnia „X” stanowiła przykład empiryczny, na którym przeprowadzono obliczenia, zweryfikowano zasadność stawianych tez i celów pracy.

Korelacja (współzależność cech) określa wzajemne powiązania pomiędzy wybranymi zmiennymi. Charakteryzując korelację dwóch cech podaje się najczęściej kierunek korelacji i jej siłę. Siłę i kierunek korelacji mierzy się za pomocą współczynników korelacji. Do najbardziej znanych należy *r*-Pearsona lub *rho*-Spearmana.

Kopuły – to zaawansowane matematyczne struktury – funkcje połączenia, gdzie na bazie statystyk brzegowych pojedynczych zmiennych (rozkładów brzegowych, martyngałów) możliwa jest konstrukcja statystyk wielowymiarowych. Funkcje te z dużą dokładnością reprezentują, często nieznane w praktyce, struktury korelacji pomiędzy zmiennymi.

Kopuła d-wymiarowa (*C*) może być przedstawiona (bazując na twierdzeniu Sklara) jako wielowymiarowy rozkład *F*, którego funkcje brzegowe ($F_1, F_2, \dots, F_d$) są rozkładami jednostajnymi $U(0,1)$ w $[0,1]$, co można zapisać w ogólnej postaci: $F(x_1, x_2, \dots, x_d) = C(F_1(x_1), F_2(x_2), \dots, F_d(x_d))$.

Kopuła empiryczna – reprezentuje pierwotny, nieregularny wzorzec korelacyjny między zmiennymi. Jest ona tworzona przy użyciu techniki bootstrapu w zbiorze obserwacji zrangowanych, wiążąc rangi w postaci $(r_i)/(n + 1)$ z określonym kwantylem (percentylem) w *n*-elementowym zbiorze danych. W pracy kopułę empiryczną użyto do korelowania wybranych parametrów geologiczno-górnich oraz kosztów operacyjnych.

Model symulacyjny stanowi odwzorowanie rzeczywistości bądź jej fragmentu w środowisku komputerowym, którego celem jest odtworzenie przebiegu danego procesu na podstawie jego modelu matematycznego.

NPV – wartość zaktualizowana netto. Wskazuje na różnicę pomiędzy wartością obecną oczekiwanych przepływów pieniężnych a wartością bieżącą wydatków kapitałowych związanych również z tworzeniem kapitału obrotowego netto. Dodatnia i wyższa od stopy dyskonta wartość NPV wskazuje na zasadność finansową podjęcia danej inwestycji.

NPVR – wskaźnik wartości zaktualizowanej netto. Stanowi iloraz NPV i wartości zaktualizowanych nakładów inwestycyjnych. Określa stopień pokrycia nakładów wartością NPV na określony moment oceny.

Ocena ekonomiczna obejmuje analizę techniczno-ekonomiczną oraz analizę finansową wraz z oceną ryzyka projektu, sposobu jego finansowania i niejednokrotnie również – badanie wpływu projektu na przepływy spółki nadrzędnej.

Ocena ekonomiczna kopalni „X” – w zakresie objętym pracą – obejmuje elementy analizy techniczno-ekonomicznej jak i analizy finansowej, prowadząc poprzez identyfikację przychodów ze sprzedaży węgla i kosztów wydobycia, nakładów inwestycyjnych (w tym kapitału obrotowego netto), przychodów finansowych oraz zysków do oszacowania wolnych przepływów pieniężnych i mierników efektywności finansowej.

Ocena efektywności finansowej – to zadany (najczęściej przez właścicieli) stopień realizacji celów monetarnych przedsiębiorstwa ze szczególnym uprzywilejowaniem zasady maksymalizacji jego wartości. Kluczowe w systemie pomiaru efektywności finansowej jest określenie kosztu całkowitego zaangażowanego kapitału, a więc zarówno kapitału obcego, jak i własnego.

Opad stropu – opad skał płonnych w stropie bezpośrednim pokładu. Zjawisko towarzyszące eksploatacji, związane z właściwościami stropu pokładu, którego występowanie zaburza rytmikę procesu produkcyjnego i powoduje wzrost zanieczyszczenia wydobywanego urobku węglowego.

Pobierka spągu – to usuwanie wyciśniętej do wyrobiska skały. Proces regulacji spągu wypiętrzanego wyrobiska chodnikowego realizowany najczęściej mechanicznie. Pobierka spągu może być istotnym źródłem skały płonnej w kopalni.

Proces stochastyczny – ewolucja w czasie zmiennej losowej uwzględniająca aspekt błędzenia losowego.

Przerost pokładu – warstwa skały płonnej wtrącona w pokład kopaliny, np. węgla.

Symulacja stochastyczna – oznacza implementację losowej zmienności w czasie wartości określonych zmiennych objaśniających z odzwierciedleniem ich wpływu na wartość parametrów prognozowanych.

Symulacja Monte Carlo – metoda symulacyjna. W pracy jej wykorzystanie ogranicza się zasadniczo do próbkowania określonych rozkładów zmiennych, utworzonych na bazie zbiorów obserwacji empirycznych określonych parametrów geologiczno-górnicznych i kosztów operacyjnych.

Rozkład empiryczny – jest rozkładem definiowanym przez ograniczenia minimum i maksimum w zbiorze danych empirycznych. Funkcję gęstości w tym rozkładzie można opisać w następujący

sposób: $f(x) = \frac{1}{n+1} \cdot \frac{1}{x_{i+1} - x_i}$ dla $x_i \leq x \leq x_{i+1}$; $i \in \{0, 1, \dots, n+1\}$, gdzie: $x_0 = \min$; $x_{n+1} =$

$= \max$; $P(x_0) = 0$ i $P(x_{n+1}) = 1$. Dystrybucja przyjmuje następującą postać: $F(x) = \frac{i}{n+1}$, nato-

miast wartość średnią można policzyć z następującego wzoru: $\frac{i}{n+1} \sum_{i=0}^n \frac{x_i + x_{i+1}}{2}$, gdzie n jest

liczbą obserwacji. Przybliżenie wariancji, skośności i kurtozy jest dla tego rozkładu skomplikowane.

Parametry złożowe – parametry geologiczne związane ze złożem, przykładowo: miąższość, grubość pokładu, głębokość zalegania, warunki stropowe i spągowe, tektonika, zaburzenia sedymentacyjne, zagrożenia naturalne, czy urabialność.

Parametry geologiczno-górnice – parametry związane z budową złoża i technologią jego eksploatacji. W pracy do grupy parametrów geologiczno-górnich szczegółowo analizowanych włączono: miąższość pokładu (bez przerostów), przerosty, gęstość przestrzenną węgla, gęstość przestrzenną skał płonnych, parametry jakościowe węgla (wartość opałowa, zawartość siarki, zawartość popiołu), opad stropu, pobierkę spągu oraz furtę eksploatacyjną.

Prawdopodobieństwo – w znaczeniu potocznym, szansa na wystąpienie jakiegoś zdarzenia, natomiast w matematycznej teorii prawdopodobieństwa – rodzina miar służących do opisu częstości lub pewności danego zdarzenia.

Rozkład prawdopodobieństwa – miara probabilistyczna określona na zbiorze wartości pewnej zmiennej losowej (wektora losowego), przypisująca prawdopodobieństwa wartościom tej zmiennej, gdzie suma prawdopodobieństwa równa jest 1. Rozkład prawdopodobieństwa to inaczej funkcja przyporządkowująca wartościom zmiennej losowej prawdopodobieństwa przyjęcia danej wartości przez tę zmienną.

Skała płonna – nieużyteczna gospodarczo skała eksploatowana ze złoża wraz z kopaliną.

Wartość rezydualna – to wartość końcowa aktywa (środka trwałego) w momencie jego likwidacji (odsprzedaży). W pracy rozumiana jako wartość bilansowa aktywów netto, czyli wartość początkowa pomniejszona o kwotę łącznych odpisów amortyzacyjnych do momentu likwidacji.

Wycena – to proces ustalania ekonomicznej wartości określonego przedmiotu transakcji. Wartość oznacza z kolei – ile coś jest warte lub jaka jest cena określonego aktywa.

Zanieczyszczenie – substancja nieorganiczna (skała płonna) wydobywana w trakcie eksploatacji wraz z kopaliną.

Źródła skały płonnej – w kopalni podziemnej, w zakresie objętym oceną ekonomiczną to przerosty w pokładzie, opad stropu oraz pobierka spągu, dla których dysponowano danymi empirycznymi pochodzącymi z eksploatacji ścian w kopalni „X”. Istotnym źródłem skały płonnej są również wyrobiska korytarzowe udostępniające i przygotowawcze.

Literatura

- ARP – Raport o stanie górnictwa węgla kamiennego, Katowice 2016.
- Begg D., Fischer S., Dornbusch R., 2003 – Mikroekonomia. Warszawa: Wyd. PWE.
- Behrens W., Hawranek P.M., 1993 – Poradnik przygotowania przemysłowych studiów feasibility. UNIDO, Warszawa.
- Best P., 2000 – Wartość narażona na ryzyko: obliczanie i wdrażanie modelu VAR. Kraków: Oficyna Ekonomiczna Dom Wydawniczy ABC.
- Bielewicz T., Prus B., Honysz J., 1994 – Górnictwo Cz. I i Cz. II. Katowice: Śląskie Wydawnictwo Techniczne.
- Bizon-Górecka J., 1998 – Monitoring czynników ryzyka w przedsiębiorstwie. Bydgoszcz: Oficyna Wydawnicza Ośrodka Postępu Organizacyjnego Sp. z o.o.
- Blaschke W., Grudziński Z., Lorenz U., Mokrzycki E., 1993 – Zawartość siarki a struktura cen węgla energetycznego. Materiały XXV Krakowskiej Konferencji Przetwórcy Kopaliny, Szczawnica, Sympozja i Konferencje nr 8. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Blaschke W., 2000 – System cen energetycznego węgla kamiennego, Studia, Rozprawy i Monografie nr 77. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Blaschke W., 2009 – Przetwórcy węgla kamiennego – wzbogacanie grawitacyjne. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Brealey R., Myers S., 1996 – Principles of Corporate Finance, McGraw-Hill, New York.
- Brigham E.F., Gapenski L.C., 1994 – Financial Management: Theory and Practice, Orlando, Florida: Dryden Press.
- Brzywczy E., 2012 – Metoda modelowania i optymalizacji robót eksploatacyjnych w wielozakładowym przedsiębiorstwie górniczym, Kraków: Wyd. AGH, Rozprawy i Monografie nr 245.
- Buslenko N.P., Golenko D.I., Sobol I.M., 1967 – Metoda Monte Carlo. Warszawa: Wyd. PWN.
- Cherubini U., Luciano E., Vecchiato W., 2004 – Copula Methods in Finance, Oxford, UK: John Wiley & Sons Ltd.
- CIMVAL 2003 – Standards and Guidelines for Valuation of Mineral Properties (final version), CIM, February.
- Copeland T., Antikarov V., 2001 – Real Options: A Practitioner's Guide, Texere, Thompson Corporation.
- Damodaran A., 2007 – Finanse korporacji. Gliwice: Wyd. Helion.
- Davis G.A., 1996 – Using commodity price projections in mineral project valuation. Mining Engineering.
- Dudyycz T., 2005 – Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa. Warszawa: Wyd. PWE.

- Dyczko A. i in., 2013 – Koncepcja planowania i rozliczania kosztów w LW „Bogdanka” S.A., Kraków, praca niepublikowana.
- Dziworska K., 2000 – Decyzje inwestycyjne przedsiębiorstw. Gdańsk: Wyd. Uniwersytetu Gdańskiego.
- Dziworska K., 1993 – Inwestycje przedsiębiorstw. Gdańsk: Wyd. Uniwersytetu Gdańskiego.
- Dźwigoł H., 2001 – Zmiany w systemie zarządzania kopalniami węgla kamiennego na przykładzie Rudzkiej Spółki Węglowej SA, *Górnictwo R.* 25, z. 4, s. 271–280, Kraków.
- Efron B., Tibshirani R.J., 1993 – An introduction to the Bootstrap, Chapman & Hall, New York.
- Ellis T.R., Abbott Jr. D.M., Sandri H.J., 1999 – Trends in the Regulation of Mineral Deposit Valuation, SME annual meeting, March 1–3, Denver, Colorado.
- Ellis T.R., 2007 – Cost approach methods for mineral property valuation, SME/CMA annual meeting, Denver, Colorado, February 25–28.
- Ellis T.R., 2000 – The U.S. Mineral property valuation, Toronto, Canada.
- ERM COSO II – Enterprise Risk Management – Integrated Framework, 2004. [Online] Dostępne w: http://www.theiia.org/media/files/virtual-seminars/COSO_ERM_Integrated_Framework.pdf [Dostęp: 18.10.2016].
- Ferens W., 2014 – Kaloryczność paliw stałych. Zeszyty Energetyczne t. 1: Problemy współczesnej energetyki. Wrocław, s. 149–158.
- FERMA, 2007 – Ferma’s Position Paper on the Preparation of an ISO Risk Management Standard, FERMA, Brussels.
- Gabzdyl W., Hanak B., Probierz K., 1994 – Zmienność jakości węgla kamiennego w pokładach GZW, *Mat. VIII Konf. z cyklu „Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej”*, Zakopane 12–14 października 1994, Sympozja i Konferencje nr 15. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 7–24.
- Gabzdyl W., 1995 – Geologia złóż. Gliwice: Wyd. Politechniki Śląskiej.
- Gajdka J., Walińska E., 2000 – Zarządzanie finansowe: teoria i praktyka: tom 1 i 2. Warszawa: Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce.
- Galos K., Nieć M., 2007 – Źródła, technologie pozyskiwania i gospodarka kruszywami sztucznymi. [W:] Surowce Mineralne Polski Surowce skalne. Kruszywa mineralne. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Galos K., Szlugaj J., 2014 – Management of hard coal mining and processing wastes in Poland. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 30, z. 4, Kraków, s. 51–63.
- Gawlik L., 2008 – Wpływ poziomu wydobycia węgla kamiennego na koszty jego pozyskania w kopalniach, *Studia, Rozprawy i Monografie* nr 148. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Glanville R., 1990 – Evaluation of mineral properties, Presentation at NWMA conference, Spokane, Washington.
- Gocht W.R., Zantop H., Eggert R.G., 1988 – International Mineral Economics, Springer-Verlag.
- Gostkowska-Drzewicka T., 1999 – Projekty inwestycyjne. Gdańsk: Wyd. ODDK.
- Góralczyk S. i in. red., 2011 – Gospodarka surowcami odpadowymi z węgla kamiennego. Warszawa: Wyd. IMBiGS.
- Górecka M., 1981 – Analiza dokładności rozpoznania złóż węgla kamiennego w wybranym rejonie GZW. *Przegląd Geologiczny R.* 29, nr 4, Warszawa, s. 162–165.

- Górska L., Mokrzycki E., Suwała W., 1986 – Kontrola procesów laboratoryjnych. Cz. VIII – Laboratorium z analizy chemicznej węgla kamiennych. Skrypty uczelniane 1045. Kraków: Wyd. AGH, s. 247.
- Graham J.R., Harvey C.R., 2001 – The Theory and Practice of Corporate Finance: Evidence from the Field. *Journal of Financial Economics* 60, s. 187–243.
- Grudziński Z., 2012 – Metody oceny konkurencyjności krajowego węgla kamiennego do produkcji energii elektrycznej. *Studia, Rozprawy i Monografie* nr 180. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Grudziński Z., 2009 – Propozycje struktur cenowych dla węgla kamiennego energetycznego i węgla brunatnego. *Polityka Energetyczna – Energy Policy Journal* 12 (2/2). Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 159–171.
- Hammond D.R., 2000 – Current issues in the valuation of international mining assets, Presentation to the International Mining Professionals Society. Hammond International Group, Denver, Colorado.
- Hasik W., 2007 – Dylematy ustalania wartości godziwej. [W:] *Prace Naukowe Akademii Ekonomicznej we Wrocławiu* nr 1158, Wrocław.
- Iman R.L., Conover W.J., 1982 – A distribution-free approach to inducing rank correlation among input variables, *Communications in Statistics – Simulation and Computation* 11(3), s. 311–334.
- IVSC – International Valuation Standards Committee, International valuation standards 2010. [Online] Dostępne w: <https://www.ivsc.org/files/file/download/id/472> [Dostęp: 18.10.2016].
- Jabłoński W., 2002 – Procesy inwestycyjne i ocena ich ekonomicznej efektywności. Zarządzanie projektami zmian w firmie. Sosnowiec: Wyd. Wyższej Szkoły Zarządzania i Marketingu w Sosnowcu.
- Jajuga K., Jajuga T., 2000 – Inwestycje. Warszawa: Wyd. PWN.
- Jankowska-Kłapkowska A., 1992 – Efektywność gospodarowania zasobami mineralnymi. Warszawa: Wyd. PWE.
- Jankowski A., Muszkat K., Siwierski S., Wanielista K., 1997 – Słownik ekonomiczny dla inżynierów i techników. Kraków: Wyd. CPPGSMiE PAN.
- Jasieńko S. red., Biegańska C., Bujnowska., Chruściel Z., i in., 1995 – Chemia i fizyka węgla. Wrocław: Wyd. Politechniki Wrocławskiej.
- Kamela-Sowińska A., 1996 – Wartość firmy. Warszawa: Wyd. PWE.
- Kasiewicz S., Rogowski W., 2003 – Zakres zastosowania metod efektywności inwestycji w Polsce. [W:] Zarzecki D. red. *Zarządzanie finansami – mierzenie wyników i wycena przedsiębiorstw*. t. 1, Szczecin.
- Kasiewicz S., Rogowski W., 2004 – Zmodyfikowane metody oceny opłacalności przedsięwzięć inwestycyjnych. *Zeszyty Naukowe Kolegium Zarządzania i Finansów SGH* nr 50, SGH Warszawa.
- Kawa P., Wydymus S., 1998 – Metodologia oceny efektywności projektów inwestycyjnych według standardów Unii Europejskiej. Kraków: Text.
- Kicki J. red., Sobczyk E.J. red. i in., 2016 – Prawne, techniczne, ekonomiczne i środowiskowe aspekty gospodarki skałą płonną w kopalniach węgla kamiennego. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kicki J. i in., 2011 – Koncepcja systemu wspierającego efektywne zarządzanie procesami produkcyjnymi w kopalniach JSW S.A. Kraków, praca niepublikowana.
- Kicki J. i in., 2016 – Weryfikacja założeń operacyjnych w modelu finansowym JSW wraz z określeniem korzyści ze zidentyfikowanych w ramach pracy działań naprawczych JSW. Kraków, praca niepublikowana.

- Kicki J., Wanielista K., 2001 – Algorytm wyceny wartości kapitałowej złoża według oczekiwanej wartości zdyskontowanych sald pieniężnych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 17, z. 3, Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kilburn L.C., 1990 – Valuation of mineral properties which do not contain exploitable reserves. *CIM Bulletins* t. 83, nr 940, s. 90–93.
- Knight F.H., 1921 – Risk, uncertainty, and profit. *Hart, Schaffner, and Marx Prize Essays* no. 31. Boston and New York: Houghton Mifflin.
- Kodeks POLVAL – Saługa P. red. i in., 2008 – Kodeks Wyceny Złóż Kopalni POLVAL, PSWZK. Kraków: Wyd. EJB.
- Kopacz M., 2006 – Metody wyceny górniczych projektów inwestycyjnych z uwzględnieniem opcji realnych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 22, z. spec. 2. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 5–18.
- Kopacz M., 2011 – Możliwości wykorzystania metod symulacyjnych do oceny ryzyka górniczych projektów inwestycyjnych. [W:] *Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej*, Kraków.
- Kopacz M., 2016 – Ocena wpływu miąższości, gęstości przestrzennej oraz przerostów w pokładzie węgla na wartość górniczych projektów inwestycyjnych w metodzie symulacyjnej. *Przegląd Górniczy* nr 5, Katowice, s. 63–78.
- Kopacz M. 2009 – Metoda wyceny projektów inwestycyjnych w polskim górnictwie rudnym z wykorzystaniem symulacji stochastycznej. *Seria, Studia, Rozprawy i Monografie* nr 159. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Kopacz M. 2015a – Ocena kosztów gospodarki skalą płonną w funkcji zmiennego poziomu współczynnika uzysku węgla netto na przykładzie kopalni węgla kamiennego. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 31, z. 3. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 121–144.
- Kopacz M. 2015b – The impact assessment of quality parameters of coal and waste rock on the value of mining investment projects – hard coal deposits. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 31, z. 4. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 161–188.
- Koperski T., Lech B., 2007 – Produkcja kruszyw z odpadów powęglowych. *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej* nr 119. Wrocław: Wyd. Politechniki Wrocławskiej.
- Korombel A., 2007 – Ryzysko w finansowaniu działalności inwestycyjnej metodą project finance. Warszawa: Wyd. Difin.
- Kotowski W., 2006 – Utylizacja i gospodarka odpadami. Bytom: Wyd. WSEiA.
- Kozioł W., Uberman R., 1996 – Możliwości i warunki zagospodarowania odpadów z górnictwa i energetyki w drogownictwie, zwłaszcza do budowy autostrad i dróg ekspresowych. *Przegląd Geologiczny* R. 44, nr 7, Warszawa.
- Kozubski F., 1962 – Zagadnienie dokładności rozpoznania tektoniki złóż za pomocą wierceń w świetle potrzeb projektowania górniczego. *Przegląd Geologiczny* nr 12, s. 629–632.
- Kryński H., 1978 – Rachunek ekonomiczny efektywności zamierzeń inwestycyjnych. Warszawa: Wyd. PWN.
- Krysicki W., Bartos J., Dyczka W., 2005 – Rachunek prawdopodobieństwa i statystyka matematyczna w zadaniach. Warszawa: Wyd. PWN.
- Kucharska-Stasiak E., 2011 – Wartość rynkowa nieruchomości. Warszawa: Wyd. Twigger.

- Kulawik J red., Czekaj T, Guzewicz W., Kagan, A. i in., 2008 – Analiza efektywności ekonomicznej i finansowej przedsiębiorstw rolniczych powstałych na bazie majątku WRSP. IERiGŻ-PIB, Warszawa.
- Kustra A., 2013 – Zarządzanie kosztami w cyklu życia projektu geologiczno-górniczego. Rozprawy i Monografie, nr 278. Kraków: Wyd. AGH.
- Kwaśniewski K., Kopacz M., Grzesiak P., Kaplan R., Sobczyk E.J., 2015 – Coal gasification – conditions, effectiveness and perspectives for development. Kraków: Wyd. AGH.
- Lattanzi Ch.R., 2000 – Discounted cash flow analysis-input parameters and sensitivity, special session on valuation of mineral properties – Mining Millennium 2000. Toronto.
- Lawrence M.J., 1994 – An overview of valuation methods for exploration properties. Mineral valuation methodologies (VALMIN '94) nr 10, Sydney, s. 205–221.
- Lawrence R.D., 1998 – Valuation of mineral assets – an overview. Paper presented as part of a course offered by the Geological Association of Canada and the Prospectors and Developers Association of Canada.
- Le Bel G., 1993 – Determination of the Optimum Lifetime of a Mining Project Using Discounted Cash Flow and Option Pricing Techniques by B. Cavender-Discussion, Mining Engineering.
- Lisowski A., 2001 – Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż. Katowice–Warszawa: Wyd. GIG i PWN.
- Listkiewicz J., Listkiewicz S., Niedziółka P., Szymczak P., 2004 – Metody realizacji projektów inwestycyjnych, Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr Spółka z o.o., Gdańsk.
- Lorenz, U., Blaschke, W., Grudziński, Z., 2002 – Propozycja nowej formuły sprzedażnej węgla energetycznego przeznaczonego dla energetyki zawodowej, Studia, Rozprawy i Monografie nr 112. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Lutyński A., Blaschke W., 2009 – Aktualne kierunki zagospodarowania odpadów przerobowych węgla kamiennego. [W:] mat. konf.: „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego”, Warszawa.
- Magda R., Woźny T., Kowalczyk B. i in., 2002 – Racjonalizacja modelu i wielkości kopalń węgla kamiennego w warunkach gospodarczych początku XXI wieku. Kraków: Wyd. AGH.
- Manikowski A., Tarapata Z., 2001 – Ocena projektów gospodarczych. Warszawa: Wyd. Difin.
- Manikowski A., Z. Tarapata Z., 2004 – Metody oceny projektów gospodarczych. Warszawa: Wyd. WSE.
- Marciniak K., 1998 – Finansowa ocena przedsięwzięć inwestycyjnych przedsiębiorstw. Katowice: Wyd. Uczelniane AE.
- Marciniak K., 2001 – Ryzyko projektów inwestycyjnych. Katowice: Wyd. Akademii Ekonomicznej.
- McLaughlin M.P., 1999 – A Compendium of Common Probability Distributions. McLean, VA.
- Metropolis N., Ulam S., 1949 – The Monte Carlo Method. Journal of the American Statistical Association t. 44, nr 247.
- Michalak A., 2015 – Modele kosztu kapitału i ich implementacje w zarządzaniu przedsiębiorstwem górnictwem. Warszawa: Wyd. Difin, Warszawa.
- Mielecki T., 1972 – Wiadomości o badaniu i właściwościach węgla. Katowice: Wyd. „Śląsk”.
- Molenda W., 2008 – Wartość godziwa – zastosowanie i procedury wyceny. Stowarzyszenie Księgowych w Polsce, Warszawa.
- MŚ, PGG, art. 6, ust. 1, pkt 19 z dn. 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz.U. Nr 163, poz. 981. [Online] Dostępne w: <http://isap.sejm.gov.pl/DetailsServlet?id=WDU20111630981> [Dostęp: 17.10.2016].

- MŚ, red. Nieć M., 2012 – Metodyka dokumentowania złóż kopalin stałych, cz. I.: Poszukiwanie i rozpoznawanie złóż. Planowanie i organizacja prac geologicznych. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- MŚ, Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. W sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne złóż kopalin, Dz.U. nr 136 poz. 1151 z dnia 25 lipca 2005. [Online] Dostępne w:
[<http://isap.sejm.gov.pl/DetailsServlet?id=WDU20051361151>] [Dostęp: 18.10.2016].
- Mucha J., Nieć M., Saługa P., Sobczyk E. J., Wasilewska M., 2008 – Ryzyko inwestycji w górnictwie węgla kamiennego jako funkcja dokładności oszacowań parametrów złożowych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 24, z. 2. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN, s. 161–173.
- Mucha J., Nieć M., Wasilewska M., Sobczyk E.J., Saługa P., 2007 – Dokładność szacowania zasobów węgla kamiennego jako element oceny ryzyka inwestycyjnego. Kraków: Wyd. AGH.
- Nahotko S., 2001 – Ryzyko ekonomiczne w działalności gospodarczej. Bydgoszcz: Oficyna Wydawnicza Ośrodka Postępu Organizacyjnego Sp. z o.o.
- Nieć M., 1990 – Geologia kopalniana. Warszawa: Wyd. Geologiczne.
- Nieć M., 2010 – Międzynarodowe klasyfikacje zasobów złóż kopalin, *Górnictwo i Geoinżynieria* R. 34, z. 3. Kraków: Wyd. AGH, s. 33–49.
- Nieć M., 2007 – Zasoby węgla kamiennego i ich dokumentowanie. Fakty, mity, niedorzeczności. *Prace Naukowe GIG*, nr III/2007 *Górnictwo i Środowisko*, Katowice, s. 55–70.
- Nieć M., 1981 – Zużycie zasobów węgla kamiennego w Polsce. *Przegląd Geologiczny* R. 29, nr 4, Warszawa, s. 157–161.
- Niedzielski P., 1997 – Wybrane aspekty efektywności ekonomicznej inwestycji. Szczecin Wyd. Uniwersytetu Szczecińskiego.
- Nogalski B., Piwiecki M., 1999 – Projektowanie przedsięwzięć kapitałowych. TNOiK, Bydgoszcz.
- Onley P.G., 1994 – Multiplex of exploration expenditure as a basis for mineral valuation, *Mineral valuation methodologies 1994 (VALMIN '94)*, nr 10, Sydney, s. 191–197.
- Ostrowicz H., 1969 – Gospodarka odpadami górnictwem i hutnictwem. Katowice: Wyd. Śląsk.
- Ostrowska E., 1969 – Ryzyko inwestycyjne. Gdańsk: Wyd. Uniwersytetu Gdańskiego.
- Ostrowska E., 2002 – Ryzyko projektów inwestycyjnych. Warszawa: Wyd. PWE.
- Palarski J., 2009 – Światowe doświadczenia w wykorzystaniu odpadów wydobywczych w podziemnych technologiach górniczych. *Przegląd Górniczy* nr 10, s. 45–51.
- Panfil M., Szablewski A., 2006 – Metody wyceny spółki: perspektywa klienta i inwestora. Warszawa: Wyd. Poltext.
- Pera K., 2010 – Zintegrowana ocena efektywności finansowej surowcowego projektu inwestycyjnego. Katowice: Wyd. Akademii Ekonomicznej.
- Perkowski P., 1980 – Technika symulacji cyfrowej. Warszawa: Wyd. WNT.
- Peters W.C., 1978 – Exploration and mining geology. Wiley&Sons Inc., New York.
- PIG 2016 – Bilans zasobów kopalni: stan na 31.12.2015. [Online] Dostępne w:
[<https://www.pgi.gov.pl/wydawnictwa/serie-wydawnicze/bilans-zasobow-kopalin.html>] [Dostęp: 18.10.2016].
- Plewa F., Mysłek Z., 2001 – Zagospodarowanie odpadów przemysłowych w podziemnych technologiach górniczych. Katowice: Wyd. Politechniki Śląskiej.

- Pluta W., Jajuga T., 1995 – Inwestycje. Budżetowanie kapitałowe. Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce, Warszawa.
- Potępa M., Szlugaj J., 2007 – Kierunki wykorzystania skał płonnych w KWK „Piaś”. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 119, Wrocław.
- Pritchard L.C., 2001 – Zarządzanie ryzykiem w projektach: Teoria i praktyka. Warszawa: Wyd. WIG-Press.
- Przybyła H., Chmiela A., 2007 – Organizacja i ekonomika w projektowaniu wybierania węgla. Katowice: Wyd. Politechniki Śląskiej.
- PWN, 1993 – Słownik Języka Polskiego. Warszawa: Wyd. PWN.
- Ranosz R., 2015 – Szacowanie kosztu kapitału własnego spółek górniczych. Wiadomości Górnicze R. 66. nr 11, Katowice, s. 569–571.
- Rappaport A., 1999 – Wartość dla akcjonariuszy. Poradnik menedżera i inwestora. Warszawa: Wyd. WIG-Press.
- Ratajczak T., Stachura E., 2002 – Formy mineralne siarki w węglu brunatnym ze złoża „Bełchatów”. [W:] mat. XXV Sympozjum Geologia Formacji Węglonośnych Polski. Kraków: Wyd. AGH, s. 141–144.
- Ripley B.D., 1978 – Stochastic simulation. Wiley, New York.
- Roberts C., 2000 – The Valuation of Advanced Mining Projects and Operating Mines: Market Comparable Approaches. Mineral Economics Society, Special Session on Valuation of Mineral Properties Mining Millennium 2000, Toronto, Ontario.
- Rogowski W., Michalczewski A., 2005 – Zarządzanie ryzykiem w przedsięwzięciach inwestycyjnych. Kraków: Oficyna Ekonomiczna.
- Rogowski W., 2005 – Formuły i algorytmy metody IRR – próba systematyzacji. Prace Naukowe AE we Wrocławiu nr 1024, Wrocław.
- Rogowski W., 2004 – Rachunek efektywności projektów inwestycyjnych. Kraków: Oficyna Ekonomiczna.
- Rosik-Dulewska C., 2006 – Podstawy gospodarki odpadami. Warszawa: Wyd. PWN.
- Ross. S.A., Westerfield R.W., Jordan B.D., 1999 – Finanse przedsiębiorstw. Warszawa: Dom Wydawniczy ABC.
- Runge I.C., 1998 – Mining Economics and Strategy. Society for Mining Metallurgy and Exploration, Littleton, Colorado.
- Rutkowska A., 2013 – Teoretyczne aspekty efektywności – pojęcie i metody pomiaru. Zarządzanie i Finanse R. 11, nr 1, cz. 4, Gdańsk, s. 439–453.
- Saługa P., Sobczyk E.J., Kicki J., 2015 – Wykazywanie zasobów węgla kamiennego w Polsce zgodnie z JORC Code. Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management t. 31, z. 2. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Saługa P., 2011 – Elastyczność decyzyjna w procesach wyceny projektów geologiczno-górnictwowych, Studia, Rozprawy, Monografie nr 167. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Saługa P., 2009 – Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie. Studia, Rozprawy, Monografie nr 152. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Saługa P., 2002 – Rola wartości opcji w ocenie ekonomicznej górniczych projektów inwestycyjnych, Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management t. 18, z. specjalny. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.

- Saługa P., 2005 – Współcześnie stosowane metody wyceny złóż. materiały konferencji Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Saługa P., 2007 – Wycena złoża-kluczowy element efektywnego podejmowania decyzji inwestycyjnych w górnictwie. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* t. 23, z. 2. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Samuels J.M., Wilkes F.M., Brayshaw R.E., 1996 – *Management of Company Finance*. International Thomson Business Press, London.
- Sefton T., 2000 – Getting less for more: economic evaluation in the social welfare field. Centre for analysis of social exclusion, London School of Economics, 44, London UK.
- Siempińska J., Leśniewski M.A., 2009 – *Pomiar wartości przedsiębiorstwa a praktyka gospodarcza*. Kielce: Wyd. Uniwersytetu Humanistyczno-Przyrodniczego w Kielcach.
- Sierpińska M., Niedbała B., 2016 – *Controlling operacyjny w przedsiębiorstwie*. Warszawa: Wyd. PWN.
- Simonsen H., Perry J., 1999 – Risk identification, assessment and management in the mining and metallurgical industries, *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, October–December 1999, s. 321–332. [Online] Dostępne w: [<https://www.saimm.co.za/Journal/v099n06p321.pdf>] [Dostęp: 25.10.2016].
- Smith L.D., 1994 – Discount rates and risk assessment in mineral project evaluations. *Transactions, Mining industry section; Institution of mining and metallurgy*.
- Smith L.D., 2000 – Discounted cash flow analysis and discount rates: special session on valuation of mineral properties mining millennium 2000. Toronto, Ontario.
- Snopkowski R., 2012 – Stochastyczne metody analizy procesu produkcyjnego realizowanego w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego. Kraków: Wyd. AGH.
- Snopkowski R., 2005 – Symulacja stochastyczna w zastosowaniu do identyfikacji funkcji gęstości prawdopodobieństwa wydobywania. *Górnictwo i Geoinżynieria* R. 29, z. 4, Kraków.
- Sobczyk E.J., 2009 – Uciążliwość geologiczno-górnictwa warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem. *Studia, Rozprawy i Monografie* nr 150. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Sobczyk M., 2006 – *Statystyka aspekty praktyczne i teoretyczne*. UMC, Lublin.
- Sobczyk W., 2002 – *Metody statystyczne w badaniach świadomości ekologicznej młodzieży*. Skrypt uczelniany do zajęć z przedmiotu: matematyczne opracowanie wyników badań. Kraków: Agencja Wydawniczo-Konsultingowa Geo.
- Sokół W., Tabor A. 1996 – Problemy zagospodarowania odpadów powęglowych z górnictwa węgla kamiennego w Polsce. *Przegląd Geologiczny* R. 44, nr 7, Warszawa.
- Spence K., 2000 – An overview of valuation practices and the development of a Canadian code for the valuation of mineral properties. Special session on valuation of mineral properties mining Millennium 2000, Toronto, Ontario.
- Stermole F.J., Stermole J.M. 1993 – *Economic evaluation and investment decision methods*, 8th ed., Golden Colorado.
- Szablewski A., Paniewski K., Bartoszewicz B. red., 2008 – *Value Base Management*, Deloitte. Warszawa: Wyd. Poltext.
- Szafrńska J., 2016 – Nowa ustawa Prawo geologiczne i górnicze. [Online] Dostępne w: <http://www.codozasady.pl/nowa-ustawa-prawo-geologiczne-i-gornicze> [Dostęp: 18.10.2016].

- Szamałek K., 2007 – Podstawy geologii gospodarczej i gospodarki surowcami mineralnymi. Warszawa: Wyd. PWN.
- Szczepankowski P., 2007 – Wycena i zarządzanie wartością przedsiębiorstwa. Warszawa: Wyd. PWN.
- Thompson I.S., 1991 – Valuing mineral properties without quantifiable reserves, Paper presented at CIM Mineral Economics Symposium, Toronto.
- Torries T.F., 1988 – Competitive cost analysis in the mineral industries: The example of nickel. Resources Policy.
- Torries T.F., 1998 – Evaluating Mineral Projects: applications and misconceptions. Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc.
- Trigeorgis L., 2000 – Real Options Managerial Flexibility and Strategy in Resource Allocation. MIT Press, Cambridge, England.
- Turek M., 2013 – System zarządzania kosztami w kopalni węgla kamiennego w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. Warszawa: Wyd. Difin.
- Uberman R., Uberman R., 2007 – Metody wyceny złóż antropogenicznych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management t. 23, z. 2 Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Uberman R., Uberman R., 2008 – Podstawy wyceny wartości złóż kopalin. Teoria i praktyka. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Uberman R., Uberman R., 2005 – Wycena wartości złóż kopalin: Metody, problemy, praktyczne rozwiązania. Kraków: Wyd. AGH.
- Vose D., 2008 – Risk analysis. A quantitative guide. John Wiley&Sons Ltd.: 3rd edition, Chichester, West Sussex, England.
- Walukiewicz S., 1982 – Badania operacyjne. [W:] Encyklopedia Organizacji i Zarządzania. Warszawa: Wyd. PWE.
- Wanielista K. red., 2007 – Nowa strategia kreowania rynkowej wartości przedsiębiorstw górniczych. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Wanielista K., Butra J., Kicki J., 1999 – Leksykon ekonomiczny dla inżynierów i techników. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Wanielista K., Saługa P., Kicki J., 2002 – Wycena wartości zasobów złoża: Nowa strategia i metody wyceny, Biblioteka SEP, Seria z Lampką Górniczą nr 12. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Wanielista K., 1995 – Rachunek ekonomiczny w gospodarce zasobami kopalin. Katowice: Śląskie Wydawnictwo Techniczne.
- West T.L., Jones J.D., 1992 – Handbook of Business valuation. New York.
- Wilamowska Z., 2001 – Czynniki ryzyka działalności przedsiębiorstw. [W:] Ekonomika i Organizacja Przedsiębiorstw nr 1.
- Wilczek M.T., 2004 – Podstawy zarządzania projektem inwestycyjnym. Katowice: Wyd. Akademii Ekonomicznej.
- Williams C.A., Smith M.L., Young P.C., 2002 – Zarządzanie ryzykiem a ubezpieczenia. Warszawa: Wyd. PWN.
- Wirth H., 2006 – Koncepcja obliczania wartości zasobów kopaliny w złożu i wartości złoża w przemyśle metali nieżelaznych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management t. 22, z. 1. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- Zając K., 1994 – Zarys metod statystycznych. Warszawa: Wyd. PWE.

- Zarzecki D., 1999 – Metody wyceny przedsiębiorstw. Fundacja Rozwoju Rachunkowości, Warszawa.
- Zeliaś A., Pawełek B., Wanat S., 2003 – Prognozowanie ekonomiczne: Teoria, przykłady, zadania. Warszawa: Wyd. PWN.
- Zieliński R. 1979 – Generatory liczb losowych. Warszawa: Wyd. WNT.
- Zieliński R., 1972 – Generatory liczb losowych. Programowanie i testowanie na maszynach cyfrowych. Warszawa: Wyd. WNT.
- Zieliński R., 1970 – Metody Monte Carlo. Warszawa: Wyd. WNT.

Wpływ wybranych parametrów geologiczno-górnich na ocenę ekonomiczną projektów w górnictwie węgla kamiennego

Streszczenie

Podstawą udokumentowanych w pracy analiz były modele oceny ekonomicznej kopalni „X” w trzech szczegółowo analizowanych pokładach węgla: C-1, C-2 i C-3. Była to hipotetyczna kopalnia węgla kamiennego, wydobywająca węgiel systemem ścianowym. Realizacji celów badawczych służyły opracowane modele deterministyczne oraz probabilistyczne. Wykorzystanie technik symulacyjnych Monte Carlo (bootstrap nieparametryczny, rozkłady empiryczne, funkcje korelujące – kopuły) umożliwiło analizę wpływu naturalnej zmienności poszczególnych parametrów złożowych na kształtowanie się wybranych mierników ekonomiczno-finansowych kopalni „X”.

Analizy przeprowadzono na danych pochodzących z modelu geologicznego, którym dysponuje Pracownia Pozyskiwania Surowców Mineralnych IGSMiE PAN. Uwagę skupiono na skrupulatnym przeanalizowaniu jakości posiadanych danych, dysponując równolegle obserwacjami pochodzącymi z eksploatacji ścian w kopalni „X”.

W pracy szczegółowo omówiono kwestie identyfikacji parametrów geologiczno-górnich współdecydujących o wielkości zanieczyszczenia urobku w podziemnej kopalni węgla kamiennego. Dokonano identyfikacji źródeł skały płonnej i skwantyfikowano jej poziom przy zakładanych celach produkcyjnych i uwarunkowaniach złożowych w każdym pokładzie indywidualnie. Analizowano szczegółowo wszystkie istotne procesy związane z urabianiem węgla, odstawą i transportem poziomym, ciągnięciem szybami, przerobem urobku w ZPMW celem przybliżenia potencjalnych kosztów związanych z wydobywaniem węgla i urabianiem skał płonnych. Posiłkowano się w tym celu ankietą i wywiadem przeprowadzonym wśród ekspertów w środowiskach akademickich oraz pracowników kopalni.

We wstępnej fazie analiz, na bazie danych rzeczywistych pochodzących z dwóch wybranych kopalń węgla kamiennego wykazano, że zależność kosztów wydobywania węgla w ścianach może być przedstawiona jako funkcja wskaźnika uzysku. Dla celów realizacji badań, opracowano autorską koncepcję wskaźników uzysku energii ze złoża (EY_w) oraz energii w koncentracji węgla (EY_c). Ujęcie „energetyczne” uzysków stworzyło możliwość bezpośredniego powiązania parametrów złożowych, zidentyfikowanych źródeł zanieczyszczeń, furty eksploatacyjnej oraz strat energii w procesach przerobczych z ilością

skały płonnej wydobywanej na powierzchnię oraz z wychodem produktów handlowych kopalni „X”.

W rezultacie skwantyfikowano udział kosztów zanieczyszczeń (skały płonnej) w całości kosztów kopalni, w podziale na miejsca wydobywania węgla i źródła skały płonnej, przy zmiennym udziale węgla w całkowitym wydobyciu brutto. Jako istotny rezultat analiz, na bazie modeli deterministycznych określono kwadratową zależność kosztów produkcji węgla w funkcji wskaźnika uzysku energii ze złoża oraz wychodu węgla handlowego (CY_C). Wyniki modelowania symulacyjnego dostarczyły także podstaw do weryfikacji postaci tej funkcji, uwzględniając skorelowany wpływ wszystkich analizowanych parametrów geologiczno-górnich. Ostatecznie, opracowano potęgową postać funkcji wiążącej poziom całkowitych kosztów wydobywania węgla w ujęciu jednostkowym ze wskaźnikiem uzysku energii ze złoża kopalni „X”. Funkcja ta w prosty sposób może być użyta do oszacowania lub korekty potencjalnych kosztów wydobywania węgla przy innym niż bazowy uzysku energii ze złoża (EY_w), co ma szczególne znaczenie w procesie planowania efektywnej ekonomicznie eksploatacji.

W pracy udokumentowano również wpływ parametrów jakościowych węgla na poziom przychodów ze sprzedaży oraz na wartość wybranych zmiennych ekonomiczno-finansowych. W tym zakresie posłużono się podejściem dochodowym i metodami dyskontowymi. Dla modeli deterministycznych dobrano odpowiednią formułę przeliczania bazowej ceny węgla z uwzględnieniem wartości opałowej, zawartości procentowej siarki całkowitej oraz zapopielenia węgla w danym pokładzie złoża „X”. W modelach symulacyjnych opracowano autorską formułę szacowania ceny węgla z wykorzystaniem kopuły empirycznej, biorąc pod uwagę jego parametry w złożu. Stanowi ona bardzo dobre przybliżenie relatywnego wpływu jednocześnie wszystkich parametrów jakościowych węgla na jego cenę. Kopuła empiryczna nie redukuje wpływu zmienności parametrów jakościowych, przy czym ze względu na silne zależności korelacyjne wartości opałowej i zapopielenia oszacowania ceny są poprawne.

Ocena wpływu opracowanej struktury rozdziału kosztów operacyjnych w podziale na miejsca wydobywania węgla i źródła skały płonnej oraz alternatywnych modeli korelacji wybranych parametrów złożowych kończy zakres prowadzonych badań.

W pracy wykazano zasadność postawionych tez, mówiących o znaczącym wpływie analizowanych parametrów geologiczno-górnich na mierniki ekonomiczno-finansowe projektów w górnictwie węgla kamiennego. Wpływ ten może być skutecznie badany za pomocą techniki bootstrapu nieparametrycznego, rozkładów empirycznych i kopuły empirycznej. W pracy wykazano istotną przewagę w dokładności modelowania przy wykorzystaniu kopuły empirycznej w szczególności w zakresie obserwacji skrajnych i ostających, których obecność była cechą analizowanych pokładów węgla.

Kwestie teoretyczne powiązane z tematyką badawczą, koncepcje poszczególnych analiz, założenia oraz uzyskane wyniki szczegółowo omówiono w kolejnych rozdziałach pracy.

Rezultaty przeprowadzonych analiz mogą być wykorzystywane w praktyce do poprawy wyników ekonomicznych kopalń węgla kamiennego i pogłębienia zrozumienia problematyki wpływu analizowanych parametrów geologiczno-górnich na rezultaty ekonomiczno-finansowe projektów w górnictwie węgla kamiennego.

The impact of selected geological and mining parameters on the economic evaluation of projects in the hard coal mining industry

Abstract

The models of economic evaluation of the “X” mine in the three (C-1, C-2, and C-3) analyzed coal seams were the basis for the analysis presented in the paper. The “X” mine is a hypothetical longwall coal mine. The research objectives were achieved by using deterministic and probabilistic models. The use of Monte Carlo simulation techniques (nonparametric bootstrap, empirical distributions, and correlating functions – copulas) enabled the analysis of the influence of natural variability of individual deposit parameters on the formation of the selected economic and financial measures of the “X” mine.

The analysis was used data derived from the geological model, available at the Division of Mineral Resources Acquisition of the Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences (MEERI PAS). A detailed analysis of the quality of the collected data, combined with observations made during mining activities carried out in the “X” coal mine, was of particular importance.

The paper presents a detailed discussion of geological and mining parameters responsible for the amount of gangue in the output of the underground bituminous coal mine. Gangue sources were identified; the amount of gangue was quantified. In addition, it should be noted that the expected production targets and deposit conditions were assessed individually for each seam. All important processes related to coal mining, haulage of the output and horizontal transport, hoisting of coal to the surface, and coal processing in coal processing plant were analyzed in order to estimate the potential costs of coal or gangue mining. For this purpose, a survey and interview among experts in academic circles and mine workers were conducted.

In the preliminary analysis phase, on the basis of real data from two selected coal mines, it has been shown that the relationship between coal extraction costs can be presented as a function of the coal yield. For research purposes, original concepts of the energy yield from coal deposit (EY_w) and the energy in coal concentrate (EY_c) were developed. This approach allowed relating deposit parameters, identified sources of gangue, mining height, and energy losses during coal processing to the amount of gangue and coal produced from the “X” mine.

As a result, the share of the costs of gangue in the total operating costs of the discussed mine, broken down by coal mining sites and gangue sources while assuming the variable share of coal in the total gross output, was quantified. The quaternary relationship between the cost of coal production as a function of the energy yield from the deposit and the percentage output of coal (CY_c), based on deterministic models, is a significant result of the analysis. The results of the simulation modeling, taking into account the correlated influence of all analyzed geological and mining parameters, provided the basis for verification of this function. Finally, the relationship between the total cost of coal production (on a per-unit basis) and the energy yield from the deposit of the “X” mine was expressed in the form of a power function. This function can easily be used to estimate or correct the potential costs of coal extraction in the case when the energy yield from the deposit is different than in the base scenario (EY_w); this is of particular importance when planning economically efficient operation.

In addition, the paper has documented the impact of coal quality parameters on the level of sales revenue and on the selected economic and financial variables. In this respect, income approach and discount methods were used. For deterministic models, a suitable formula for calculating the base price of coal, taking into account the calorific value (LHV), the percentage of total sulphur, and the ash content in a given seam of the “X” deposit, was determined. An original formula for estimating coal prices based on the empirical copula, taking into account parameters of coal from the analyzed deposit, was developed with use of simulation models. It is a very good approximation of the relative simultaneous influence of all quality parameters on the price of coal. The empirical copula does not reduce the impact of variability of quality parameters, while the strong correlation between the calorific value (LHV) and ash content is the reason why price estimates are correct.

The assessment of the impact of the division of operating costs, broken down by coal mining sites, gangue sources, and alternative correlation models for selected deposit parameters, completes the scope of the research.

The presented paper has confirmed the significant influence of the analyzed geological and mining parameters on the economic and financial measures of coal mining projects. This effect can be effectively investigated using nonparametric bootstrap technique, empirical distributions, and empirical copula. The paper has demonstrated a significant advantage of the empirical copula in the accuracy of modeling; this was particularly evident in the case of extreme observations and outliers characterizing the examined coal seams.

Theoretical issues related to the research topics, individual analyzes, assumptions, and the obtained results are discussed in detail in subsequent chapters of the paper.

The results of the performed analysis can be used to improve the economic performance of hard coal mines and to deepen the understanding of the impact of the analyzed geological and mining parameters on the economic and financial results of hard coal mining projects.