



ARTUR DYCZKO

## Metodyka zarządzania jakością urobku w kopalni węgla kamiennego



Wydawnictwo IGSMiE PAN  
Kraków 2022



INSTYTUT GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIA  
POLSKIEJ AKADEMII NAUK

---

---

**ARTUR DYCZKO**

**Metodyka zarządzania jakością urobku  
w kopalni węgla kamiennego**

---

---

---

KRAKÓW • 2022  
Wydawnictwo IGSMiE PAN

## RECENZENCI

prof. dr hab. inż. Franciszek Plewa, Politechnika Śląska, Gliwice  
prof. dr hab. inż. Roman Magda, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

## ADRES REDAKCJI

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk  
ul. J. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków  
tel.: +48 12 632 33 00; fax: +48 12 632 35 24

Redaktor Wydawnictwa: Emilia Rydzewska-Smaza  
Redaktor techniczny: Beata Stankiewicz, Barbara Sudoł  
Projekt okładki: Beata Stankiewicz  
Okładka: zdjęcie – Sławomir Kubiak, grafika – [www.depositphotos.com](http://www.depositphotos.com)

© Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN  
Kraków 2022  
Printed in Poland

ISBN 978-83-67606-03-5

eISBN 978-83-67606-04-2



IGSMiE PAN – Wydawnictwo

Nakład 100 egz.  
Objętość ark. wyd. 19,0; ark. druk. 25,0 (×8)  
Druk i oprawa: Drukarnia Eikon Plus  
ul. Wybickiego 46; 31-302 Kraków



## SPIS TREŚCI

---

---

1. Wprowadzenie .....	5
2. Studia i analizy poprzedzające opracowanie metodyki zarządzania jakością urobku w kopalni węgla kamiennego .....	11
3. Analiza powstawania zanieczyszczenia urobku w procesie eksploatacji węgla kamiennego .....	33
3.1. Struktura udostępnienia złoża a czystość wybierania złoża i ilość skały płonnej .....	34
3.2. Warunki geologiczno-górnice zalegania złoża a czystość wybierania złoża .....	35
3.3. Technika i technologia eksploatacji złóż węgla a czystość wybierania złoża .....	37
3.3.1. Doświadczenia Bogdanki w ograniczeniu skały płonnej przy różnych technologiach urabiania .....	41
3.3.2. Uwarunkowania geologiczno-górnice eksploatacji węgla na tle strategii wydobycia w LZW .....	44
3.3.3. Doświadczenia i efektywność stosowania w LW Bogdanka SA systemów ścianowych przy różnych technologiach urabiania .....	50
4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego .....	57
4.1. Ocena zależności parametrów geologiczno-górnich i kosztów przodków wydobywczych .....	57
4.2. Metodyka oceny wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność ekonomiczną wydobycia węgla .....	61
4.2.1. Zakres analiz i dobór przodków wydobywczych .....	64
4.2.1.1. Symulacja Monte Carlo .....	68
4.2.1.2. Analiza skupień .....	69
4.2.1.3. Metoda NPV .....	70
4.2.2. Źródła danych .....	71
4.2.3. Statystyczna ocena danych empirycznych .....	78
4.2.3.1. Ocena zdolności progностycznej próbek danych – analiza regresji, wariacji i korelacji .....	81
4.2.3.2. Przygotowanie dużych prób danych dla przodka strugowego – symulacja Monte Carlo .....	87
4.3. Model oceny efektywności ekonomicznej .....	95
4.3.1. Model matematyczny i analiza skupień .....	95
4.4. Wpływ czynników geologiczno-górnich, organizacyjnych i technicznych na postęp ścian strugowych – badania ankietowe .....	104
4.4.1. Kwestionariusz i zastosowane metody badań .....	104
4.4.2. Badana grupa respondentów .....	105
4.4.3. Analiza opisowa wyników badań .....	105
4.4.4. Procedura obliczenia wskaźnika zanieczyszczenia urobku w ścianach strugowych (WZU) .....	118
4.5. Model efektywności ekonomicznej (zyskowności) .....	124
4.5.1. Identyfikacja potencjalnych korzyści z tytułu poprawy czystości procesu wydobywczego .....	126
4.5.1.1. Pozostałe założenia techniczno-ekonomiczne modelu oceny .....	128
4.5.2. Wyniki oceny i wnioski .....	130

5. Zarządzanie ciągiem produkcyjnym w aspekcie stabilizacji i poprawy jakości urobku i maksymalizacji efektów ekonomicznych – koncepcja budowy systemu .....	141
5.1. Geologiczny model złoża .....	148
5.2. Modelowanie zaburzeń eksploatowanego złoża .....	149
5.3. Modelowanie jakości złoża .....	150
5.4. Hydrogeologia i geologia inżynierska .....	150
5.5. Obliczanie zasobów złoża .....	151
5.6. Wizualizacja i wymiana danych z innymi obszarami .....	151
5.7. Projektowanie robót górniczych i planowanie produkcji (RGH) .....	152
5.7.1. Opis komponentów systemu dla RGH .....	157
5.7.1.1. Moduł projektowania wyrobisk górniczych w RGH .....	158
5.7.1.2. Moduł harmonogramowania robót górniczych w RGH .....	159
5.7.1.3. Moduł mieszania i optymalizacji pod kątem jakości w RGH .....	161
5.7.1.4. Moduł prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych .....	162
5.8. Prognozowanie jakości produkcji, planowanie oraz integracja procesu planowania po stronie wydobycia z procesem planowania przeróbki i sprzedaży węgla .....	163
5.8.1. Zarządzanie jakością na etapie planowania wydobycia i produkcji .....	165
5.8.2. Monitoring jakości na etapie wydobycia węgla, jego wzbogacania i przeróbki .....	166
5.8.3. Struktura systemu prognozowania jakości produkcji oraz integracji planowania wydobycia, przeróbki i sprzedaży .....	168
5.8.4. Komponenty systemu dla obszaru JAKOŚĆ .....	169
5.8.5. System SCADA dla obszaru monitoringu jakości .....	169
5.8.6. Opróbowanie jakości węgla surowego .....	169
5.8.7. Kontrola jakości produktów handlowych .....	169
Podsumowanie .....	173
Literatura .....	181
Spis rysunków .....	195
Spis tabel .....	197

## 1. WPROWADZENIE

---

W środowisku naukowym – ale i szerzej – w świadomości ogółu społeczeństwa olbrzymią popularność zrobiło pojęcie zrównoważonego rozwoju (*sustainable development*), po raz pierwszy zdefiniowane w 1987 r. w raporcie „Nasza wspólna przyszłość”, opracowanym przez Światową Komisję Środowiska i Rozwoju Organizacji Narodów Zjednoczonych. W raporcie tym zrównoważony rozwój zdefiniowany został jako proces mający na celu zaspokojenie aspiracji rozwojowych obecnego pokolenia w sposób umożliwiający realizację tych samych dążeń następnym pokoleniom. Jednocześnie ze względu na wielość i różnorodność czynników mogących wpływać na to zjawisko, wyodrębniono trzy główne obszary, na których należy skoncentrować się przy planowaniu skutecznej strategii osiągnięcia zrównoważonego rozwoju. Są to:

- ochrona środowiska i racjonalna gospodarka zasobami naturalnymi,
- wzrost gospodarczy i sprawiedliwy podział korzyści z niego wynikających,
- rozwój społeczny.

Patrząc na wyodrębnione powyżej obszary z perspektywy sektora górnictwa, można powiedzieć, iż zrównoważony rozwój w branży wydobywczej polega na takim gospodarowaniu zasobami złóż kopalin, aby w efekcie końcowym prowadzona działalność była efektywna ekonomicznie, przyjazna dla środowiska oraz akceptowalna społecznie. Tak sformułowana definicja rodzi kilka podstawowych pytań w kontekście naszego krajowego górnictwa, tj.:

- czy obecnie realizowana przez przedsiębiorców górniczych gospodarka zasobami, mająca przecież zasadniczy wpływ na przyszłość polskiego górnictwa, realizowana jest w myśl zasad zrównoważonego rozwoju?
- czy funkcjonujące w powszechnej świadomości Polaków przekonanie o wystarczalności krajowych zasobów węgla kamiennego w dłuższej perspektywie jest uzasadnione?
- czy należy tolerować w górnictwie podziemnym wysoki poziom zanieczyszczenia wydobywanej kopaliny, przy jego niekorzystnym wpływie na efektywność prowadzonego procesu produkcyjnego?

Polska należy do stosunkowo nielicznej grupy krajów, w których wytwarzanie energii elektrycznej i ciepła bazuje niemal wyłącznie na stałych paliwach kopalnych: węglu kamiennym i brunatnym. Z tych dwóch paliw produkowano w 2016 r. około 79% energii elektrycznej. W strukturze produkcji energii elektrycznej w 2015 r. utrzymywała się tendencja zmniejszenia udziału generacji z paliw stałych (udział

ten od 2005 r. obniżył się o 12%) ze zwiększającym się udziałem generacji z OZE. Stan ten wynika z faktu zasobności naszego kraju w te paliwa oraz braku znaczących ilości innych nośników energii pierwotnej. Węgiel kamienny w Polsce, z uwagi na wielkość posiadanej bazy zasobowej oraz dotychczasową i planowaną politykę surowcowo-energetyczną, odgrywa i będzie odgrywał w przyszłości rolę gwaranta bezpieczeństwa energetycznego i niezależności energetycznej.

W okresie powojennym w Polsce wybudowano dwadzieścia dwie duże kopalnie węgla kamiennego, pięć dużych kopalń węgla brunatnego, osiemnaście kopalń rudy żelaza, sześć kopalń rudy miedzi, cztery kopalnie rudy cynku i ołowiu oraz szereg innych odkrywkowych i podziemnych kopalń surowców chemicznych, skalnych, drogowych i budowlanych. Stały wzrost wydobywania węgla kamiennego utrzymywał się przez 33 lata aż do 1979 r., kiedy to uzyskano najwyższe wydobywanie roczne wynoszące 201 mln ton. Średnioroczny przyrost wydobywania węgla kamiennego wynosił w tym okresie 4,5 mln Mg/r, czyli 15 000 Mg/d. Przyrost taki byłby niemożliwy do osiągnięcia bez budowy nowych kopalń. Do 1980 r. zbudowano w Polsce kopalnie o łącznej zdolności produkcyjnej 253 tys. Mg/d, co stanowiło 40% ówczesnego krajowego potencjału produkcyjnego czynnych kopalń węgla kamiennego. W latach osiemdziesiątych XX wieku pod względem budowy nowych zakładów górniczych Polska zajmowała drugie miejsce w Europie po ZSRR. Do 1990 r. potencjał produkcyjny kopalń wzrósł o kolejne 82 tys. Mg/d, tak że na początku lat dziewięćdziesiątych w sumie potencjał produkcyjny polskiego górnictwa wyniósł 335 tys. Mg/d, co stanowiło 50% ówczesnego wydobywania. Równocześnie z budową nowych kopalń przeprowadzano rekonstrukcję i modernizację kopalń istniejących. Na początku lat sześćdziesiątych rozpoczęto proces łączenia mniejszych kopalń w większe jednostki z jednoczesną modernizacją podstawowych ciągów techniczno-organizacyjnych. W okresie kolejnych dwudziestu lat ponad dwadzieścia mniejszych kopalń zostało połączonych w większe jednostki. W 1980 r. całkowita liczba kopalń węgla kamiennego wynosiła 66 (zamiast 81).

Przemiany społeczne i polityczno-gospodarcze, które rozpoczęły się w 1989 r. zmusiły górnictwo węgla kamiennego do przystosowania się do gospodarki rynkowej. Dotyczy to zwłaszcza nowego podejścia do określenia zapotrzebowania polskiej gospodarki na węgiel kamienny, rentowności czynnych kopalń, ze szczególnym uwzględnieniem tempa likwidacji kopalń trwale nierentownych i związanych z tym problemami prawnymi, społecznymi, finansowymi i ochroną środowiska.

Minione trzydzieści lat funkcjonowania zakładów górniczych w nowych uwarunkowaniach gospodarczych opartych na zasadach rynkowych wymusiło gruntowne zrewidowanie planów udostępnienia i eksploatacji posiadanych złóż, adekwatnie do sytuacji na rynku paliwowym, zależnej od zapotrzebowania odbiorców. Trzeba przyznać, iż okres ten spowodował znaczne pogorszenie sytuacji branży, na tle której tylko jeden podmiot potrafił wykorzystać nowe uwarunkowania go-

spodarcze i zmienić swoją strategię funkcjonowania, tak aby w konsekwencji zdominować rynek. Mowa o lubelskiej kopalni Bogdanka, która aktualnie funkcjonuje w Lubelskim Zagłębiu Węglowym (LZW) jako pojedyncza kopalnia w ramach spółki akcyjnej o nazwie LW Bogdanka SA.

Plany budowy Lubelskiego Zagłębia Węglowego (LZW) w latach siedemdziesiątych ubiegłego wieku, jak i ogólna atmosfera towarzysząca inwestycji, były typowe dla wszystkich wielkich budów tamtego okresu. W 1975 r. rozpoczęto budowę tej „pilotażowej” kopalni, pierwszej w całym zagłębiu. Wiele popełnionych błędów w trakcie budowy kopalni wynikało zarówno ze słabego rozeznania warunków geologiczno-górnich, jak i z pośpiechu, skracania terminów budowy z okazji partyjnych wizyt i kolejnych zjazdów PZPR, a także niekiedy wprost z nietrafionych decyzji. Te ostatnie były przyczyną dużych opóźnień w budowie kopalni, olbrzymich kosztów, jak i zmarnowanego ludzkiego wysiłku. Z uwagi na tak liczne przeciwności, w początkowym okresie budowy kopalni, takie jak: przejście warstw albu (kurzawki) głębinymi szymbami, zaciskanie świeżo wykonanych wyrobisk poziomych, przebudowa zniszczonych wlotów szymbowych, pierwsza ściana zwana badawczą prowadziła samotną eksploatację na poziomie ok. 800 Mg/d aż do kwietnia 1986 r., zatem przez ponad 5 lat.

Uruchomienie szybu S.1.4 w Nadrybiu, które miało miejsce w listopadzie 1985 r., pozwoliło na wzrost wydobywania do około 2500 Mg/d. W kwietniu 1986 r. uruchomiona została druga ściana 2/1 w polu Bogdanka, a we wrześniu 1987 r. uruchomiono pierwszą ścianę w polu Nadrybie (2N). Przełom w rozwoju eksploatacji węgla w kopalni Bogdanka nastąpił w listopadzie 1988 roku, kiedy po 11 latach budowy oddano do użytku szyb wydobywczy S.1.3 z urządzeniem skipowym o ładowności 30 Mg i wydajności 18,8 tys. Mg/d.

W latach 1988–1992 stosunkowo szybko wzrastała liczba czynnych ścian (maksymalnie 5) oraz następował dość szybki przyrost wielkości wydobywania węgla w kopalni. Kolejnym istotnym momentem był grudzień 1992 r., kiedy to oddano do eksploatacji Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla, umożliwiający wzbogacanie węgla i poprawę jego jakości. Ostatnim ważnym wydarzeniem po upływie 24 lat od decyzji rządu o wstrzymaniu budowy kopalni K-2 było uruchomienie w Stefanowie szybu S 2.2 wraz z infrastrukturą. W dzisiejszych realiach „Stefanów” to trzecie perspektywiczne pole wydobywcze LW Bogdanka SA, które umożliwiło podwojenie zdolności wydobywczych kopalni.

Okres minionych 40 lat eksploatacji węgla w kopalni Bogdanka to czas żmudnych zmagania z naturą, przeciwnościami technicznymi, ale też, a może przede wszystkim, zastosowanie naukowych podstaw modernizacji i rekonstrukcji zakładu, optymalizacja cyklu budowy i rozbudowy kopalni w warunkach geologiczno-górnich i uwarunkowaniach społeczno-gospodarczych LZW. To zupełnie nowe podejście do udostępniania i eksploatacji zasobów zalegających głębiej

i w bardziej skomplikowanych warunkach geologiczno-górnicznych oraz ciągły rozwój i doskonalenie metod wchodzących w zakres teorii projektowania kopalń. To gruntowna restrukturyzacja i tworzenie podstaw dla wzrostu wydajności pracy i obniżenia kosztów, to osiągnięcie również czołowej pozycji w branży górnictwa węgla kamiennego (najwyższa wydajność, największa koncentracja wydobycia, najniższe koszty).

Drastyczny spadek ceny węgla w latach 2014–2016 i trudności w sprzedaży węgla z kopalni Bogdanka wymusiły opracowanie nowej strategii produkcyjnej kopalni, której fundamentem stałoby się sterowanie produkcją górnictwem pod kątem wzrostu uzysku węgla handlowego, stabilizacji parametrów produkcji i poprawy jakości urobku węglowego surowego (zmniejszenie zanieczyszczenia urobku).

Scharakteryzowane powyżej problemy stanowiły przesłankę do podjęcia przed kilku laty prac studialnych i badawczych nad oceną wpływu zanieczyszczenia węgla kamiennego na efektywność procesu produkcyjnego w LW Bogdanka SA i opracowaniem odpowiedniego systemu wspomagania zarządzania produkcją górnictwem z wykorzystaniem rozwiązań informatycznych i monitoringu procesu produkcyjnego ukierunkowanego na stabilizację i poprawę jakości urobku (Dyczko 2018).

Badania zrealizowane przez autora w ramach tej problematyki są opisane w niniejszej monografii w następującym układzie:

- W rozdziale drugim autor prezentuje analizę stanu zagadnienia, któremu poświęcił swoje badania. Rozpoczyna od opisu stosowanych w kraju klasyfikacji zasobów z uwagi na jakość kopaliny oraz charakterystyki kryteriów przemysłowości zasobów z naciskiem na przypomnienie obowiązujących definicji strat i zubożenia kopaliny, kluczowych dla procesu analizy wpływu zanieczyszczenia na efektywność prowadzonego procesu wydobywczego. Zakres dalszej analizy, zarówno merytoryczny, jak i objętościowy, wymagał ograniczenia się do wybranych metod modelowania matematycznego w ramach teorii projektowania kopalń, a w zasadniczej mierze do metod analitycznych, metod wariantów lub też metod kombinowanych z zastosowaniem komputerowej techniki obliczeniowej – metod, operujących kryterium ekonomicznym w zakresie problematyki dotyczącej wielkości kopalni, modelu kopalni, kolejności wybierania złoża w ramach obszaru górnictwa kopalni, wielkości pól eksploatacyjnych i parametrów ścian zmechanizowanych i wreszcie metod szacowania parametrów jakościowych opracowanych głównie dla potrzeb górnictwa węglowego.
- W rozdziale trzecim autor analizuje przyczyny powstawania zanieczyszczenia urobku w procesie eksploatacji węgla kamiennego, rozpoczynając swoje wywody od analizy wpływu na powstawanie zanieczyszczenia takich elementów, jak: struktura udostępnienia złoża, ilość skały płonnej, warunki

geologiczno-górniczne zalegania złoża, technika i technologia eksploatacji złóż węgla.

- W rozdziale czwartym autor poddaje ocenie wpływ zanieczyszczenia urobku na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego. Bazuje ona na odpowiednich danych, które pochodziły z trzech przodków ścianowych zlokalizowanych w pokładzie cienkim kopalni LW Bogdanka SA, będących w różnych fazach procesu wydobywczego. Dane empiryczne poddano analizie statystycznej ukierunkowanej na opracowanie modelu matematycznego postępu ścian w zależności od struktury jakościowej i ilości urobku pochodzącego z analizowanych przodków strugowych. Stosując symulację metodą Monte Carlo oraz analizę skupień i analizę scenariuszową, opracowano model matematyczny stanowiący podstawę do analizy efektywności ekonomicznej procesu wydobywczego w scenariuszach zakładających poprawę jakości urobku.
- W rozdziale piątym autor opisuje własną koncepcję automatyzacji i monitoringu procesu produkcyjnego, którą wdrożył w LW Bogdanka SA, a na którą składa się kilka wzajemnie ze sobą połączonych komponentów. Jest ona wynikiem doświadczeń zbieranych podczas realizacji dużych projektów badawczych dla KGHM Polska Miedź SA, JSW SA i Tauron Wydobycie SA. Centralnym elementem prezentowanego rozwiązania jest Platforma Integracyjna, która stanowi istotne narzędzie integracji informacji, pozwalające na ustandaryzowaną wymianę danych pomiędzy systemami zbudowanymi w różnych technologiach, czy też wykorzystującymi różne protokoły komunikacyjne.
- W podsumowaniu (rozdział szósty) autor przedstawia najważniejsze spostrzeżenia i wnioski wynikające z przeprowadzonych badań.





## 2. STUDIA I ANALIZY POPRZEDZAJĄCE OPRACOWANIE METODYKI ZARZĄDZANIA JAKOŚCIĄ UROBKU W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO

---

Podział złoża i jego zasobów z uwagi na jakość kopaliny ma znaczenie wówczas, gdy zróżnicowanie cech mineralogicznych, petrograficznych kopaliny lub zróżnicowanie zawartości składników użytecznych lub szkodliwych albo innych parametrów charakteryzujących jej jakość znajduje wyraz w różnym jej przeznaczeniu lub powoduje konieczność zastosowania różnych procesów jej przeróbki, uszlachetnienia lub wzbogacenia. W przypadku węgla kamiennych podział opiera się na zespole cech fizycznych, decydujących o kierunku zastosowaniu węgla i jego jakości (podział na typy węgla), oraz w zależności od zawartości popiołu i siarki. Kryteria podziału muszą być zawsze w sposób jednoznaczny zdefiniowane, to znaczy podane graniczne wartości tej cechy lub zespołu cech, na podstawie których następuje wydzielenie odpowiedniego gatunku lub rodzaju kopaliny (Nieć i in. 2015).

Jeśli w złożu występuje kilka wyróżnionych gatunków kopaliny, to ich rozmieszczenie musi być pokazane na mapach i przekrojach, a ich zasoby obliczone oddzielnie. Tak więc w złożach węgla osobno oblicza się zasoby poszczególnych ich typów i zasoby części złoża, w których węgiel różni się zawartością popiołu. W zależności od cech jakościowych kopaliny i jej zasobów, a także od budowy złoża i warunków jego występowania, złożo może przedstawiać różną wartość gospodarczą. Dotyczyć to może tak całego złoża jak również wydzielonych jego części, różniących się budową, jakością kopaliny, warunkami występowania czy nawet stopniem rozpoznania. O wartości gospodarczej złoża i jego zasobów (lub wydzielonych jego części) decydują:

- atrakcyjność złoża dla zagospodarowania, określona przez warunki występowania złoża, głębokość położenia, jego budowę, właściwości kopaliny,
- stopień przygotowania złoża do zagospodarowania,
- proponowany sposób zagospodarowania złoża,
- stopień ryzyka związanego z oceną warunków technicznych i ekonomicznych wydobycia, przeróbki i sprzedaży surowców wytwarzanych z kopaliny.

Wymienione czynniki są ze sobą ściśle powiązane, ale można wyróżnić wśród nich dwie grupy:

- związane z naturalnymi właściwościami złoża,
- związane z działaniami zmierzającymi do jego zagospodarowania.

Kryteria przemysłowości zasobów są wyznaczane na etapie projektowania eksploatacji złóż. Podstawę do ustalania zasobów przemysłowych stanowi projekt zagospodarowania złoża wraz z analizą techniczno-ekonomiczną warunków budowy (rozbudowy) zakładu. Analiza ta powinna określić optymalny wariant sposobu wykorzystania zasobów w nawiązaniu do geologicznych warunków występowania złoża oraz aktualnych możliwości technicznych i ekonomicznych. Analiza techniczno-ekonomiczna powinna naświetlić i uzasadnić także podstawowe elementy, decydujące o gospodarce zasobami, a w szczególności:

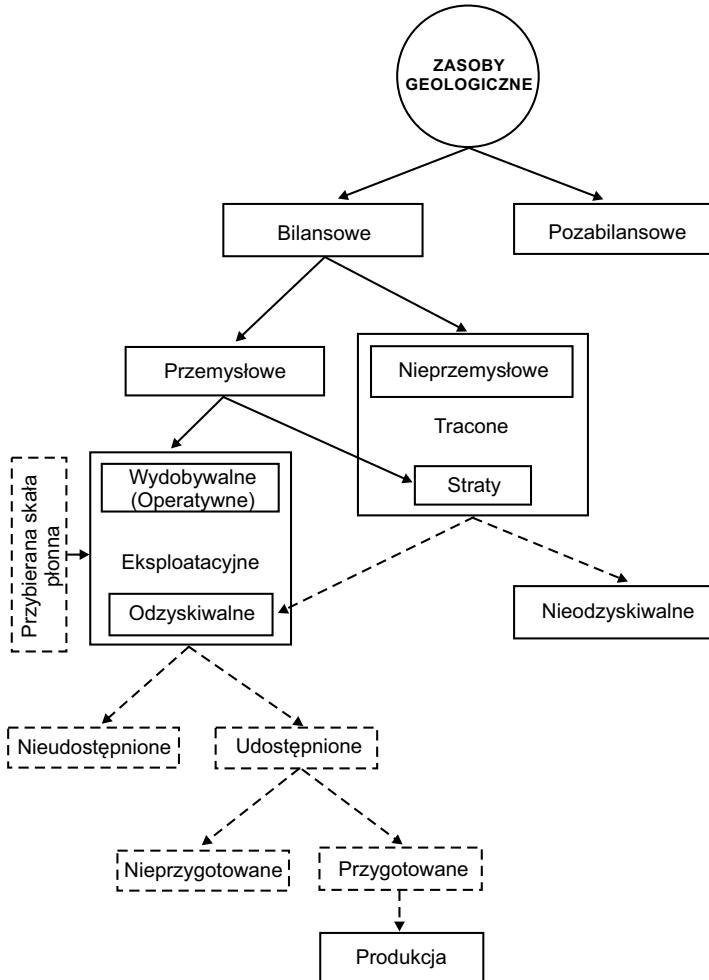
- wybór sposobu udostępnienia i systemu eksploatacji złoża z określeniem przewidywanych strat w zasobach geologicznych,
- ustalenie podstawowych parametrów górnictwo-geologicznych, określających kryteria kwalifikowania zasobów do zasobów przemysłowych,
- określenie kosztów eksploatacji i wzbogacania surowców występujących w złożu,
- określenie wskaźników ekonomicznych, decydujących o efektywności eksploatacji złoża lub jego określonych części.

Wymienione powyżej elementy należy określić dla wszystkich analizowanych wariantów wykorzystania złoża w przypadku, gdy warunki geologiczno-górnictwo-geologiczne występowania złoża stwarzają możliwości różnych rozwiązań sposobu i rozmiaru jego eksploatacji. Należy także określić dla optymalnego wariantu wykorzystania zasobów parametry graniczne, jakim powinna odpowiadać kopalina oraz warunki występowania złoża (lub jego części), aby bilansowe zasoby geologiczne mogły być zakwalifikowane do zasobów przemysłowych (Nieć 1982).

Z zasobów przemysłowych wydziela się zasoby operatywne, to znaczy zasoby przemysłowe pomniejszone o straty. Planowanie budowy lub rozbudowy zakładu górnictwo-geologicznego, sporządzanie założeń techniczno-ekonomicznych i projektu technicznego kopalni, mogą być przedsięwzięte po uprzednim rozpoznaniu złoża i zatwierdzeniu dokumentacji zawierającej bilans geologicznych zasobów złoża kopaliny oraz zatwierdzeniu zasobów przemysłowych (Nieć 1982). Klasyfikację zasobów ze względu na znaczenie gospodarcze zaprezentowano na rysunku 2.1.

Zdolność produkcyjną zakładu eksploatującego złoża kopaliny i okres jego żywotności określa się podczas projektowania kopalni przez pomniejszenie zasobów przemysłowych o straty przewidywane w przyjętym systemie eksploatacji złoża oraz w przyjętych procesach przeróbki kopaliny.

Podziału zatwierdzonych geologicznych zasobów bilansowych na zasoby przemysłowe i nieprzemysłowe dokonuje się w projekcie zagospodarowania złoża, uwzględniającym kompleksowe wykorzystanie kopaliny głównej oraz kopaliny towarzyszących i odpadów, a także przedsięwzięcia zapewniające ochronę środowiska.



Rys. 2.1. Klasyfikacja zasobów ze względu na znaczenie gospodarcze (Nieć 1982)

Jednym z głównych czynników powodujących zaliczenie zasobów do nieprzemysłowych jest ich uwięzienie w filarach (ochronnych, bezpieczeństwa, oporowych). Za nieprzemysłowe uznaje się również zasoby tych części złoża, których eksploatacja mogłaby stwarzać zagrożenie dla życia pracującej załogi i ciągłości ruchu zakładu. Są to przede wszystkim (Nieć 1982):

- pokłady podebrane przez wcześniejszą eksploatację,
- strefy występowania zagrożeń wodnych, gazowych, pożarowych itp., niedających się opanować dostępnymi środkami technicznymi,
- strefy silnie tektonicznie zaburzone, w których trudno jest opanować ciśnienie górotworu.

Podbieranie pokładów jest częstym zjawiskiem w złożach wielopokładowych (np. węgla), zwłaszcza eksploatowanych na zawał. W zależności od miąższości eksploatowanego pokładu i jego odległości od wyżej leżącego pokładu, zasoby pokładu podbieranego, jeśli nie jest on wyprzedzająco eksploatowany, mogą być uznane za nieprzemysłowe lub za straty zasobów.

Straty eksploatacyjne (straty ilościowe) znacznie obniżają efektywność eksploatacji złoża, powodując między innymi wzrost nakładów na prace poszukiwawcze i przygotowawcze. Zubożenie (straty jakościowe) natomiast jest bezpośrednią przyczyną wzrostu kosztów transportu i wzbogacania, a także obniża wartość produktu uzyskiwanego w procesie przeróbczym. W tabeli 2.1 zaprezentowano źródła zubożenia kopaliny i sposoby przeciwdziałania.

Powodem zaliczenia zasobów do nieprzemysłowych może być ich występowanie w odosobnionych soczewach, płatach lub apofizach, trudnych do udostępnienia i eksploatacji ze względu na konieczność zmiany regularnej linii frontu wybierania lub zmianę jego systemu i związane z tym dodatkowe koszty udostępnienia. Przykłady zubożenia kopaliny zaprezentowano na rysunku 2.2 (Nieć 1982).

Duża zmienność miąższości, zmuszająca do przybierania skały płonnej do użytkowania wymaganej wysokości furty roboczej, a także zmienna, a zarazem duża liczba przerostów płonnych, mogą powodować znaczne zubożenie lub zmuszać do separacji skały płonnej z urobku. Zwiększa to koszty produkcji, zwłaszcza operacji przeróbczych.

Przeciwdziałanie nadmiernemu zanieczyszczeniu kopaliny, powstającemu w wyniku przybierki skał stropowych i spągowych polega przede wszystkim na odpowiednim doborze systemów eksploatacji i gabarytów maszyn do miąższości bilansowej eksploatowanego złoża. Stosuje się również selektywne urabianie kopaliny użytecznej i kamienia z możliwością częściowego lub całkowitego lokowania kamienia w zrobach.

Zanieczyszczeniom wynikającym z nieprzewidzianych zmian miąższości złoża lub zmian jego położenia oraz niewielkich płonnych przerostów trudno jest uniknąć. Można je zmniejszyć przez zagęszczenie sieci punktów rozpoznawczych oraz stosowanie specjalnie dobranych systemów eksploatacji złoża.

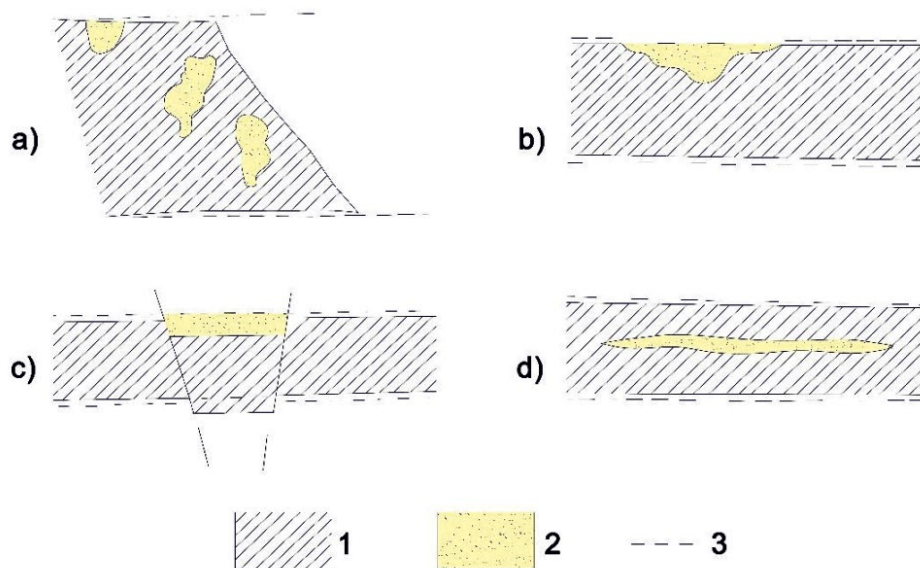
Zanieczyszczenie skałą płonną z wyrobisk chodnikowych może następować w przypadku łączenia transportu węgla i kamienia na węzłach przesypowych w jeden system transportowy. W tym przypadku należy wydzielać w dobowym bilansie czasu zmiany do transportu kamienia.

Wydobywana przez przedsiębiorcę górniczego kopalina użyteczna ma zazwyczaj gorsze właściwości od tych, które stwierdzono w trakcie opróbowania złoża. Mówimy wówczas, że mamy do czynienia ze zjawiskiem zanieczyszczania urobku w przypadku eksploatacji węgla i jego zubożeniem w przypadku wybierania złóż rud.

Tabela 2.1. Źródła zubożenia kopaliny i sposoby przeciwdziałania (Nieć 1982)

Przyczyna zubożenia	Sposób powstawania zubożenia	Możliwe sposoby przeciwdziałania
Przybierka skał stropowych i spągowych	zbyt mała miąższość złoże w stosunku do wymaganych wymiarów wyrobiska	eksploatacja selektywna
	zmiennie położenie partii zmineralizowanych w profilu, urozmaicona morfologia stropu i spągu złoże, drobne zafałdowania, uskoki	na ogół uniknąć się nie da; w wyjątkowych przypadkach dokładne rozpoznanie i eksploatacja selektywna
Nieciąłość złoże, ponne przerosty	brak informacji, przerosty i partie ponne o dużych rozmiarach	dokładne rozpoznanie, eksploatacja selektywna
	występowanie cienkich przerostów. brak możliwości eksploatacji selektywnej	nie da się uniknąć zubożenia
Zanieczyszczenie skałą ponną	obrywy lub zawał skał stropowych	odpowiednia technologia wybierania, pozostawienie półki ochronnej
	niekompletne zdejmowanie nadkładu w kopalniach odkrywkowych	kontrola czystości zdejmowania nadkładu
	domieszanie urobku z „robót w kamieniu” lub podsadzki	kontrola odstawy urobku; odpowiednia technologia podsadzania
Nieczyste wybieranie	pozostawienie bogatszych stropowych lub spągowych części złoże	kontrola czystości wybierania
Rozrzut i segregacja urobku	rozrzut i segregacja przy urabianiu i transporcie	kontrola czystości wybierania i odstawy urobku; całkowicie uniknąć się nie da
Wietrzenie	długotrwałe odstonięcie złoże, długotrwałe składowanie urobku na wolnym powietrzu	odpowiednia organizacja prac wydobywczych, odstawy i przeróbki

Pierwotnie różnica pomiędzy zubożeniem a zanieczyszczeniem wynikała z faktu, iż w przypadku złóż rud obniżenie zawartości składnika użytecznego w wydobytej kopalinie w porównaniu z jego zawartością w zasobach bilansowych nie wynikało tylko z faktu przemieszania skał ptonnych i kopaliny pozabilansowej z kopalina bilansowa, jak to ma miejsce w przypadku węgla kamiennego, ale było związane również ze stratą bogato okruszczonych, drobnych frakcji urobku w procesach urabiania, transportu i składowania kopaliny. Jeszcze do niedawna w literaturze światowej zubożenie występujące zwłaszcza przy eksploatacji złóż rud, określane jest jako *dilution*, a w przypadku eksploatacji węgla kamiennego jako tzw. zanieczyszczenie pozapokładowe *out-of-seam dilution* (OSD). Obecnie coraz popularniejsze jest stosowanie terminu *dilution* również dla analizy zanieczyszczenia występującego podczas eksploatacji węgla kamiennego, dlatego autor niniejszej



Rys. 2.2. Przykłady zubożenia kopaliny (Nieć 1982)

*a – kieszenie krasowe, b – rozmycie, c – drobne uskoki, d – cienkie przerosty nie dające się wydzielić w czasie eksploatacji. 1 – złoża, 2 – skały zubożające, 3 – kontur wyrobiska*

pracy również na podstawie wyników własnych badań uznał za uprawnione, podobnie jak wielu autorów na świecie, stosowanie terminu „zubożenie” również w stosunku do węgla kamiennego i w dalszej części pracy stosuje oba terminy: „zanieczyszczenie” i „zubożenie” jako równoważne.

Zjawisko zanieczyszczenia eksploatowanej kopaliny jest ściśle związane z postępującym procesem mechanizacji przemysłu wydobywczego i wzrostem tzw. produktywności zakładu górniczego. Pogoń za ciągłą poprawą efektywności ekonomicznej prowadzonego wydobycia nieodzownie wiąże się z chęcią wzrostu koncentracji wydobycia i wykorzystania tzw. efektu skali, polegającego na osiągnięciu coraz większej produkcji przy określonym poziomie kosztów stałych, co w konsekwencji musi wpływać na pogorszenie jakości wydobywanej kopaliny.

Rozumiane w ten sposób zjawisko zanieczyszczenia jest jednym z podstawowych czynników w dużym stopniu decydującym o efektywności ekonomicznej pozyskania i wykorzystania kopaliny wydobywanych przez przedsiębiorcę, będąc w rezultacie niczym innym jak stratą jakościową pozyskiwanego surowca.

Innym czynnikiem równie istotnie wpływającym na zanieczyszczenie eksploatowanej kopaliny jest fakt szczypania się złóż. Z biegiem czasu kopalnie przenoszą produkcję na złoża gorszej jakości w związku z tym, że złoża lepszej jakości są już wyczerpane.



Uogólniając, pojęciu „zubożenia kopaliny” dla dowolnej fazy procesu wydobywczego można podać następującą definicję: „zubożenie urobku jest to obniżenie zawartości składnika użytecznego w kopalinie w określonej fazie procesu wydobywczego, wynikające z charakteryzujących tę fazę właściwości techniczno-górnictwowych”.

Dla tak zdefiniowanego pojęcia zubożenia kopaliny użytecznej, wyróżnić można trzy zasadnicze kategorie zubożenia, tj.:

- wynikające z przemieszania kopaliny pozabilansowej z kopalina bilansową – ta kategoria zanieczyszczenia powoduje wzrost ilości wydobytej kopaliny. Zawartość składników użytecznych w wydobytej kopalinie obniża się, natomiast ich ilość może ulec zwiększeniu proporcjonalnie do zawartości składników użytecznych w zasobach pozabilansowych;
- wynikające z przemieszania skały płonnej z kopalina bilansową – ta kategoria zanieczyszczenia powoduje także wzrost ilości wydobytej kopaliny. Zawartość składników użytecznych w wydobytej kopalinie obniża się, natomiast ich ilość pozostaje bez zmian proporcjonalnie do zawartości składników użytecznych w zasobach pozabilansowych;
- wynikające z utraty bogatych w składnik użyteczny drobnych, niewielkich ilościowo frakcji urobku (tzw. straty jakościowe) – trzecia kategoria zanieczyszczenia kopaliny ma charakter strat jakościowych. Masa urobku ulega nieznacznemu zmniejszeniu, natomiast następuje obniżenie procentowej zawartości i ilości składników użytecznych w kopalinie (ta kategoria zanieczyszczenia cechuje głównie eksploatację złóż rud).

Wright (1983), Ingler (1984) i Knissel (1995), analizując zagadnienie zubożenia złóż rud, zwrócili uwagę na przyczynę zjawiska, dzieląc je na:

- zubożenie eksploatacyjne – będące rezultatem prowadzonej eksploatacji. W wyniku wielu badań i obserwacji zauważono, że w trakcie eksploatacji złoża, gdzie skała płonna znajdująca się w sąsiedztwie wydobywanej kopaliny kruszy się na kawałki tej samej wielkości co wydobywana kopalina lub większe, zubożenie jest zwykle minimalne. Natomiast w sytuacji, gdy skała płonna kruszy się na kawałki drobniejsze niż wydobywana kopalina, rezultat zubożenia jest zdecydowanie większy;
- zubożenie strukturalne – jest związane z charakterem zalegania złoża kopaliny i powstaje wskutek obecności poszczególnych płonnych formacji w obrębie złoża w taki sposób, że eksploatacja selektywna jest niemożliwa lub następuje tzw. płukanie złoża spowodowane poprzez penetrującą złoża wodę podziemną (występuje dla pewnych złóż rud miedzi i uranu).

Jednak najpopularniejszą w literaturze światowej klasyfikację zubożenia wydobywanego w kopalniach urobku zaproponował Noppe (2003), który stwierdził, iż zanieczyszczenie wydobywanego urobku skałą płonną, w przypadku eksploatacji

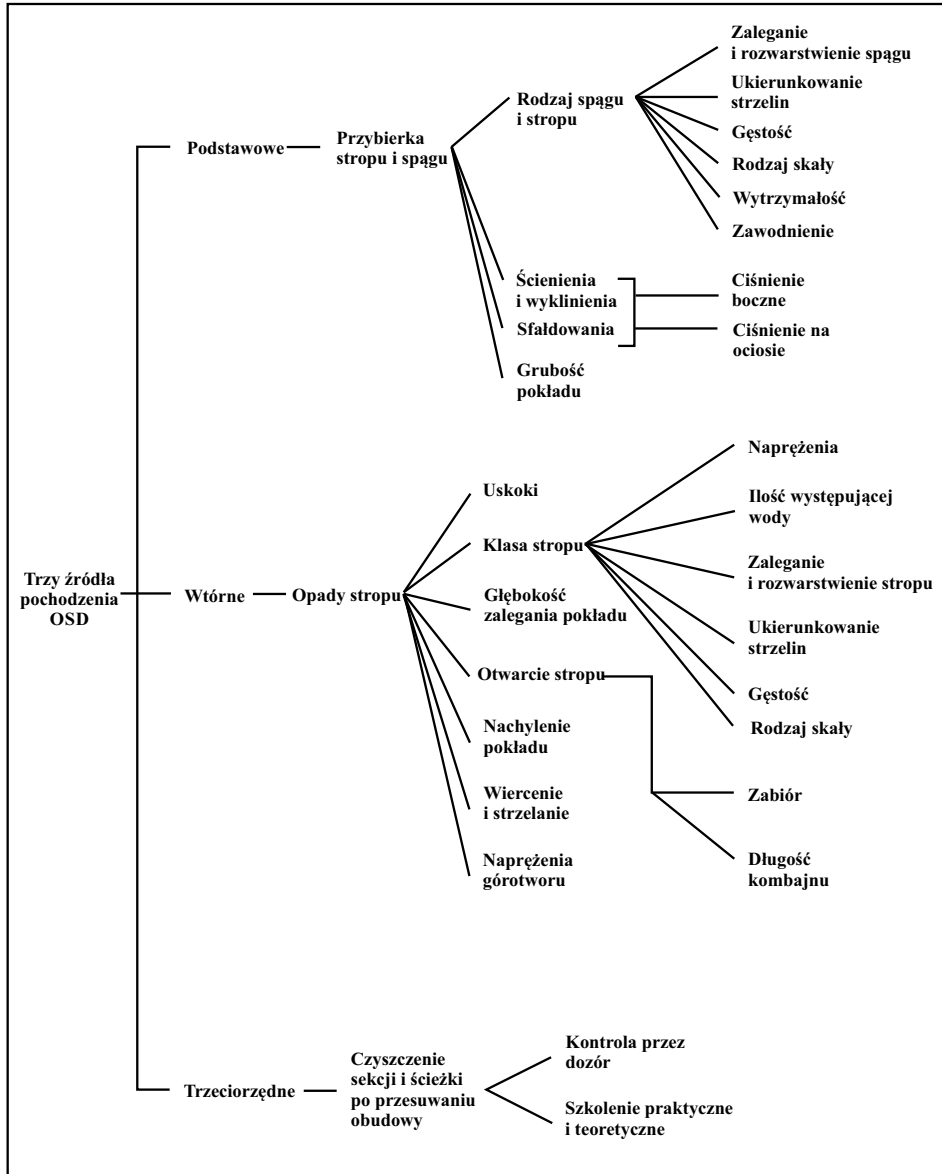
systemem ścianowym z wybieraniem pełnej grubości pokładu, jest nieuniknione, a jego źródła można podzielić na trzy główne grupy (rys. 2.3):

- zubożenie pierwotne – powstające w wyniku przybierki stropu lub spągu eksploatowanego pokładu (przypadkowe lub celowe), wykonywane przez kombajn ścianowy lub chodnikowy,
- zubożenie wtórne – związane z przybierką wypiętrzonego spągu lub wybiciem skał z opadu stropu podczas urabiania, skutkujące mieszaniem się tego materiału z węglem,
- zubożenie trzeciorzędne – uwzględniające zanieczyszczenie węgla w trakcie operacji czyszczenia sekcji, czy też mieszania skały płonnej powstałej w wyniku drążenia chodników kamiennych z urobkiem węglowym wydobywanym ze ścian.

Jak się w literaturze szacuje (Saeedi i in. 2008) ogółem na świecie w kopalniach podziemnych zanieczyszczenie pozapokładowe tzw. *off-seam dilution* (OSD), waha się od 15 do 30%, w zależności zarówno od warunków górniczo-geologicznych, jak i parametrów technicznych stosowanego układu eksploatacyjnego. Dzieje się tak głównie poprzez obniżenie jakości wydobywanego urobku oraz ponoszenie dodatkowych kosztów związanych z mieleniem, transportem i przeładunkiem zanieczyszczającej węgiel skały płonnej, zwłaszcza przy transporcie na długich odciśkach.

Przeprowadzona przez autora analiza literaturowego stanu zagadnienia wykazała, iż zarówno w literaturze światowej, jak i krajowej zjawisko zanieczyszczenia pozapokładowego (*off-seam dilution* – OSD), mimo jego bezsprzecznego wpływu na efektywność eksploatacji, nie doczekało się pełnej i kompleksowej analizy. Dotyczy to zwłaszcza opisu istoty zagadnienia wraz ze zrozumieniem czynników wpływających na jego powstawanie, a publikacji opisujących to zjawisko dla eksploatacji ścianowej węgla kamiennego było niewiele i były niereprezentatywne.

Pierwsze publikacje dotyczące analizy zanieczyszczenia rozumianego jako powiązanie zawartości kopaliny użytecznej z wydobywanym urobkiem, zawartości kopaliny użytecznej w caliznie oraz zawartości kopaliny użytecznej w skale płonnej opracował Popov w 1971 r. (Popov 1971). Głównym orędownikiem tej idei był Michaił Iwanowicz Agoszkow (1974), który określił związek między wymienionymi parametrami a zanieczyszczeniem. Agoszkow twierdził, że zanieczyszczenie węgla w dużej mierze zależy od zawartości węgla w skałach go zanieczyszczających. Dlatego też wysokie wartości zanieczyszczenia nie zawsze oznaczają niską wydajność eksploatacji. Podobne badania zostały zaprezentowane przez Nazarchika (1972) w górnictwie cienkich złóż rudnych. Badania Nazarchika skupiały się na analizie szerokości komory, średniej szerokości żyły, ciężaru objętościowego skały macierzystej, ciężaru objętościowego urobku w żyłę, zawartości metalu w urobku w żyłę i skałach macierzystych (Popov 1971). Trzeci sposób podejścia do zubożenia za-



Rys. 2.3. Źródła zanieczyszczeń w ścianie wraz z przyczynami zanieczyszczeń (Noppe 2003)

proponował Pakalnis (1986) na bazie opisów przypadków z kopalni Ruttan. Metoda ta nie jest wykorzystywana w praktyce przemysłowej, jednakże była to jedna z pierwszych prób ilościowej oceny zubożenia. Clark opracował nową metodę szacowania zubożenia opartą na formacie zmodyfikowanego wykresu stateczności

i wyraził stateczność komory jako estymator zubożenia (Clark 1997, 1998). Inne badania oparto na danych zebranych w kopalni Stillwater w Montanie (Annels 1996). W tym przypadku zubożenie szacowano przez zastosowanie równania krzywej potęgowej opartej na badaniach rzeczywistego zubożenia związanego z różnymi grubościami eksploatowanego złoża rudy. Według badań przeprowadzonych przez Annelsa (1996) zubożenie wzrasta, gdy maleje miąższość pokładu.

Zjawisku zubożenia – zwłaszcza w górnictwie rud – w aspekcie racjonalnego wykorzystania złóż dużo uwagi poświęcili w swych publikacjach naukowcy radzieccy. Największe znaczenie w tej dziedzinie mają prace Kapłunowa, Mielnikowa, Agoszkowa i Bajkowa (Agoszkow 1974; Agoszkow, Panfiłow 1973; Agoszkow, Rysow 1967; Bajkow 1973, 1978; Bajkow, Kuczko 1974; Kapłunow 1938, 1948) Mielnikow 1973, 1974) dotyczące metodyki obliczania wielkości strat i zubożenia rudy w zależności od systemu eksploatacji, analizy procesu powstawania strat i zubożenia oraz ekonomicznej ocenie eksploatacji zarówno dla kopalni podziemnych, jak również odkrywkowych. Obowiązującą w ówczesnym Związku Radzieckim metodą obliczania wielkości strat i zubożenia rudy był sposób podany przez Kapłunowa (1938). W opracowaniach radzieckich dotyczących strat i zubożenia zwrócono uwagę na ich rolę w ekonomicznej ocenie gospodarki złożem. Wypracowano w tej dziedzinie szereg metod, które można podzielić na trzy grupy. Do grupy pierwszej zaliczyć można metody, w których podstawą oceny są wartościowe i naturalne wskaźniki (wartości produkcji, wydajność pracy, kapitałochłonność i inne) z uwzględnieniem ujemnego wpływu strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy (Kapłunow 1948). Do grupy drugiej należą rentowność wydobywania i przeróbki rudy oraz zysk uzyskany z jednej tony wydobytej rudy, przy uwzględnieniu w nich uszczerbku powstałego ze strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy (Gamow 1973; Rzewski 1964). W trzeciej grupie znajdują się metody, podstawą których jest uzyskany umowny zysk z jednej tony zasobów bilansowych (Agoszkow, Panfiłow 1973; Abigmow, Owobienko 1971; Bajkow, Kuczko 1974). Metody tej grupy w sposób najbardziej efektywny ujmują wielkości strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy w ocenie ekonomicznej gospodarki złożem.

Badania te posłużyły do wypracowania podobnych metod dla górnictwa węgla kamiennego. Noppe (2003) przeprowadził badania na temat pomiaru i kontroli zubożenia podczas podziemnej eksploatacji węgla, a Chugh i in. (2002, 2003, 2004, 2005) analizowali zubożenie pozapokładowe w podziemnej kopalni węgla w USA, aby zrozumieć jego wpływ na wydobywanie i przeróbkę węgla oraz unieszkodliwianie odpadów.

Jak zauważył w swych badaniach Noppe, sumaryczny poziom zubożenia dla kopalni można obliczyć, wstecznie porównując jakość urobku węglowego do jakości węgla przewidywanego w warunkach in situ, bez zubożenia. Metoda ta nie pozwala określić rzeczywistych rodzajów zanieczyszczeń, zidentyfikować rejonów

kopalni odpowiedzialnych za powstawanie zubożenia, ani też jego przyczyn. Informacje te są jednak niezbędne do sprowadzenia zubożenia do akceptowalnych poziomów.

Saeedi i in. (2008) w swoich pracach określili ilościowo poziom zubożenia dla eksploatacji ścianowej węgla kamiennego w kopalni Tabas w Indiach. Udało się im ustalić wzrost zanieczyszczenia pozapokładowego w analizowanej kopalni o 1%, co wpłynęło na spadek zysku netto o 0,75%, a obniżona wydajność zakładu mechanicznej przeróbki węgla wskutek konieczności przerobu większej masy urobku powodowała wzrost kosztu jednostkowego produkcji o 1,17 USD/Mg. Badania te autorzy rozszerzyli o numeryczne modelowanie zanieczyszczenia pozapokładowego (OSD) w eksploatacji ścianowej systemem od granic (Saeedi, Shahriar, Rezai, Karpuz 2010). O tym, iż zanieczyszczenie urobku podczas procesu wydobywczego ma swój wymierny wynik i wpływa na koszty pośrednie i bezpośrednie procesu produkcji pisali w licznych publikacjach, m.in.: (Wright 1983; Pakalnis 1986; Elbrond 1994; Pakalnisi in. 1995; Villaescusa 1996, 1998; Bock 1996; Bock i in. 1998; Revey 1998; Scoble i Moss 1994; Brewis 1995).

Zanieczyszczenie eksploatowanego urobku było i nadal jest przedmiotem wielu analiz i technik modelowania numerycznego, prowadzonych w celu zbadania parametrów wpływających zarówno na wielkość, jak i charakter zubożenia w zależności od stosowanego systemu eksploatacji. Suorineni i in. (1999) badali związek występowania zubożenia w rejonach uskoków. W wyniku prowadzonych badań udowodnili dość oczywistą tezę, iż obecność uskoku w pobliżu otwartej komory eksploatacyjnej może zwiększyć rozmiar strefy zagrożenia obwałem, wpływającym na wzrost zubożenia. Podobne wyniki w swoich badaniach uzyskał Wang (2004), który opracował metodę modelowania numerycznego opartą na ocenie wpływu naprężeń i geometrii skał stropowych na stateczność otwartych komór i na zubożenie. Wykazał on, iż wraz ze wzrostem współczynnika promienia i stosunku naprężenia zanieczyszczenie zwiększa się. Inne podejście do wykorzystania metod numerycznych w badaniu zjawiska zubożenia zaproponowali Henning i Mitri (2007), którzy opracowali serię trójwymiarowych modeli numerycznych do analizowania wpływu głębokości eksploatacji, naprężeń in situ, jak również geometrii komór i kierunku ułożenia złoża na wielkość zubożenia.

Zgoła odmiennie proces zanieczyszczenia eksploatowanego urobku był analizowany w polskim górnictwie. W krajowej literaturze przedmiotu termin zubożenie historycznie zawsze odnosił się tylko do zasobów rud metali i nie miał zastosowania dla zasobów złóż węgla kamiennego. Sama zaś problematyka oceny ekonomicznej wpływu zubożenia rudy na wszystkich etapach procesu eksploatacji została opisana w wielu publikacjach, m.in.: (Krasicyński 1974; Krasicyński i in. 1974a, 1974b; Dziura i Zapotocki 1976; Praca Zbiorowa Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 1972; Wanielista 1979; Cieszkowski i in. 1984; Dyczko

1998, 2002, 2004). Autorzy zajmowali się wybranymi zagadnieniami dotyczącymi strat i zubożenia rudy, jak i definiowaniem pojęć i metodyką obliczeń, związkiem pomiędzy stratami a zubożeniem rudy, analizą ekonomiczną strat i zubożenia oraz badaniem związku strat i zubożenia z wybranymi parametrami systemów eksploatacji.

Zubożeniu, a zwłaszcza jego niekorzystnemu wpływowi na efektywność prowadzonego procesu produkcyjnego, najwięcej miejsca poświęcono w polskich kopalniach miedzi (KGHM Polska Miedź SA), choć prawdziwie wymierny charakter przybrała po 1989 r. wraz z odejściem od gospodarki centralnie sterowanej na rzecz wolnego rynku.

Na współzależność strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy wskazali Wawrzyniak (1976) i Krasiczyński (1974). W swojej pracy Konstantynowicz (1971) przedstawił zależność strat eksploatacyjnych w metalu od strat rudy i zubożenia. Stwierdził jednocześnie, że straty eksploatacyjne rudy są współzależne ze zubożeniem rudy. Wawrzyniak (1976) zwrócił również uwagę na współzależność strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy, zaznaczając, że należy je rozpatrywać kompleksowo dla poszczególnych rejonów kopalni. Należy stwierdzić, że przedstawione w pracach Krasiczyńskiego (1974) i Wawrzyniaka (1976) wywody o współzależności strat eksploatacyjnych rudy i zubożenia nie zostały poparte badaniami praktycznymi, dlatego nie stwierdzono, w jakim stopniu współzależność ta występuje w rzeczywistości. Na potrzebę analizy ekonomicznej wielkości strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy wskazano w pracach Wanielisty (1979) i Krasiczyńskiego (1972).

Wanielista w swojej pracy (1979) przedstawił metodę ekonomicznej oceny strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy miedzi. Metoda ta pozwalała określić koszty, jakie mogą być poniesione przy wyborze systemu eksploatacji i odpowiednich przedsięwzięciach technicznych dla zmniejszenia strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy. Natomiast Krasiczyński w pracy doktorskiej (Krasiczyński 1972) przedstawił rachunek efektywności eksploatacji złoża rud miedzi Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego, uwzględniając w nim wielkość strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy. Kryterium efektywności systemów eksploatacji w swych badaniach zastosował również Kot (1972), przyjmując jako miernik efektywności zdyskontowany zysk z eksploatacji pól eksploatacyjnych, wyrażony wskaźnikiem efektywności bieżącej. Dyskusyjne jest w tej metodzie uzależnienie wielkości wskaźnika efektywności bieżącej od powierzchni eksploatowanego pola. Może to w praktyce prowadzić do niewłaściwej interpretacji efektywności systemów eksploatacji przy wybieraniu pól o małej powierzchni. Częściowe analizy wielkości powstających strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy w LGOM oraz ich przyczyny zawierają prace opracowane w Instytucie Techniki Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej (Dziura i Zapotocki 1976) i Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej (Praca

Zbiorowa Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 1972). Dziura i Zapotocki (1976) przeprowadzili analizę kształtowania się wielkości strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy w kopalniach „Lubin” i „Polkowice” w latach 1969–1973. Wykazali, że decydujący wpływ na wielkość strat i zubożenia mają stosowane systemy eksploatacji, zmienność miąższości złoża i mineralizacja oraz zaburzenia tektoniczne. Nie zdołali ustalić stopnia wpływu wymienionych czynników na wielkość strat eksploatacyjnych i zubożenia. Wnioskowali na podstawie zmian ich wielkości w poszczególnych okresach, że istnieje związek między stratami eksploatacyjnymi i zubożeniem rudy. Przeanalizowali oni problem odzysku złoża uwięzionego w filarach oporowych i ochronnych, jak również przeprowadzili analizę strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy w 1971 r. w kopalniach „Lubin” i „Polkowice”, w zależności od istniejących warunków górniczo-geologicznych eksploatacji. Wskazali na związek strat i zubożenia ze stosowanymi odmianami systemów komorowo-filarowych eksploatacji i tektoniki eksploatowanych pól.

Niektórzy autorzy zajmowali się badaniem związku strat i zubożenia z wybranymi parametrami systemów eksploatacji. Krasiczyński i współautorzy (Krasiczyński i in. 1974) ustosunkowali się do celowości wybierania złoża rud miedzi w przedziale miąższości 2,2–2,7 m systemami komorowo-filarowymi (to znaczy partii złoża o miąższości mniejszej od dolnej granicy stosowności tych systemów, co ma bezpośredni związek z wielkością zubożenia rudy). Jako kryterium stosowności systemów komorowo-filarowych autorzy przyjęli zdyskontowany zysk z eksploatacji rozważanego pola. We wnioskach swojej pracy stwierdzili, że stosowanie systemów komorowo-filarowych w złożu o miąższości 2,2–2,7 m może być uzasadnione w przypadku wysokiej zawartości składnika użytecznego w skałach zubożających. W przeciwnym przypadku celowym jest zastosowanie systemu ścianowego (Krasiczyński i in. 1974a).

Wanielista zwrócił uwagę, iż parametry charakteryzujące jakość kopaliny (okruszcowanie, zanieczyszczenie itp.) określone są normami technicznymi, umowami z odbiorcą oraz warunkami technologicznymi i ekonomicznymi, związanymi z przewidywanym kierunkiem wykorzystania kopaliny (Wanielista 1986). Natomiast Jureczko i in. (1986) zauważyli, że dane opisujące warunki występowania kopaliny – poza aspektem technicznym – są pochodną zarówno naturalnych warunków zalegania kopaliny, jak i osiągniętego poziomu techniki, umożliwiającego wydobycie w warunkach zapewniających i opłacalność ekonomiczną i wymagane bezpieczeństwo oraz komfort pracy. Potwierdzili również swoimi badaniami oczywistą tezę podnoszoną przez autorów zagranicznych, iż zakładając konieczność zapewnienia załodze niezbędnego bezpieczeństwa i warunków pracy (wentylacja, chłodzenie itp.) za pomocą środków technicznych będących do dyspozycji, często natrafiamy na określoną barierę kosztów, która determinuje sposób eksploatacji, a tym samym w dużej mierze również parametry jakościowe wydobywanej kopaliny. Bilans



ten stanowi podstawę – do jak to stwierdzili – ustalania ekstremalnych parametrów umożliwiających efektywną eksploatację zasobów (Jureczko i in. 1986).

Zubożenie eksploatacyjne węgla kamiennego w polskim górnictwie postrzegane było od zawsze jako element strat zasobów (Drewniak i Rosielski 1980), których zasady ustalania są powiązane z projektem robót górniczych oraz z towarzyszącą im analizą możliwości maksymalnego wykorzystania zasobów prowadzoną na podstawie rozpoznania czynników geologicznych i górniczych. Podejście to wykorzystywało powiązanie planu ruchu zakładu górniczego z tzw. racjonalną gospodarką zasobami poprzez wprowadzenie systematycznego i kompleksowego kontrolowania właściwego wykorzystania zasobów. W konsekwencji wystąpiła konieczność ustalania rozwiązań formalnoprawnych umożliwiających zatwierdzenie z organem nadzoru akceptowalnego poziomu strat (w tym i zubożenia), których wybranie jest technicznie niemożliwe zarówno ze względu na brak środków technicznych, jak i na konieczność realizowania odpowiedniej skali wydobywania.

Jak zauważył Lisowski (1981), kilkudziesięcioletnia praktyka górnicza pokazała, że taki sposób rozliczania wskaźnika strat powodował i często nadal powoduje, że wykazywane przez kopalnie straty przyjmowały na ogół wysokie, a wskaźniki wykorzystania zasobów niskie poziomy, co w odczuciu społecznym (wysokie straty i niskie wykorzystanie złoża) wystawiały prowadzonej eksploatacji górniczej ocenę ujemną. Dlatego naturalną reakcją kopalń stawało się dążenie do „łagodzenia” tego rodzaju ocen. Od tej reakcji droga do przeklasyfikowywania zasobów, do ich pomniejszania i innych podobnych zabiegów była już krótka. Zabiegi te powodowały ponadto utratę zasobów pozostawianych w złożu na tzw. zapomnienie. Ich wielkość często była większa od ilości zasobów wybranych. Proces tzw. zapomnienia zasobów zachodził przy tym zarówno na etapie planowania i projektowania eksploatacji, jak też w toku ewidencjonowania jej skutków. Dlatego, jak zauważył Lisowski, problem prawidłowości rozwiązań formalnoprawnych regulujących górnicze zagospodarowanie i wykorzystanie zasobów złóż surowców mineralnych, należy rozpatrywać przede wszystkim z punktu widzenia prawidłowości celów, którym służą, oraz skuteczności z jaką spełniają swą rolę. Ponieważ podstawowymi instrumentami, za pomocą których reguluje się wykorzystanie zasobów, są kryteria bilansowości, kryteria ustalania zasobów przemysłowych oraz kategorie strat kopaliny użytecznej należy rozpatrywać po kolei, na nich głównie skupiając uwagę. Oceniając kryteria bilansowości oraz przemysłowej i operatywnej przydatności zasobów z punktu widzenia ich skuteczności, można powiedzieć, że kryteria te spełniają swą rolę (nie zawsze najlepiej) jedynie w określonych punktach działalności zmierzającej do wykorzystania złoża. Poza tymi punktami tracą skuteczność. O sposobie wykorzystania złoża zaczynają wówczas decydować dodatkowe informacje, tym bardziej szczegółowe im faza zagospodarowywania i eksploatacji jest

późniejsza, natomiast parametry formalnie określające bilansowość i przemysłową przydatność złoża tracą na znaczeniu (Lisowski 1981).

Dostrzegając te problemy, w latach osiemdziesiątych XX wieku wielu autorów (Wanielista, Kicki, Nieć, Darski, Sobczyk) zaczęło poszukiwać rozwiązań, mających na celu zaradzenie problemowi wadliwości stosowanych w górnictwie obliczeń strat zasobów i wielkości podstawowych mierników ich wykorzystania. Rozpoczęła się dyskusja, w jakim kierunku powinny pójść dalsze zmiany.

Według Lisowskiego punktem wyjścia toczonych dyskusji było założenie, że każde pokolenie – rozumiane jako pokolenie górników, dysponując określoną techniką, ma prawo do wybierania tych złóż (lub ich części), które zapewniają jego działalności ekonomiczną efektywność (opłacalność). Żadne pokolenie nie miało jednak i nadal nie ma prawa niszczyć złoża, a to co pozostawia dla przyszłych pokoleń powinno być im przekazane z maksymalną ilością informacji ułatwiających ewentualną eksploatację.

Także współczesne kryteria, według których określa się zasoby geologiczne, odróżniając kopalinę od skały płonnej, albo wydziela się kategorię „zasobów geologicznych bilansowych”, są jedynie aktualną wykładnią tej zasady. Czy myśląc realistycznie, można w ogóle wyobrazić sobie stosowanie innej zasady? Jakie pokolenie zgodzi się wybierać złoża ekonomicznie nieopłacalne w imię korzyści przyszłych pokoleń, które będą zapewne mądrzejsze i bogatsze od poprzednich. Mimo że sens omawianej zasady wydaje się oczywisty, praktyczne sposoby określania ekonomicznej opłacalności eksploatacji tych a nie innych partii złoża są dziś o wiele trudniejsze niż w przeszłości. W konsekwencji prowadzonej dyskusji ustalono, iż pewnym rozstrzygnięciem kwestii wybierania lub pozostawienia dla przyszłych pokoleń określonej partii złoża musi się opierać nie na kryteriach bilansowości, lecz na wszechstronnej analizie ekonomicznej uwzględniającej lokalne warunki naturalne i techniczne (np. wzajemne usytuowanie pokładów, dostępne wyposażenie). Istotnym elementem tej analizy musi być metoda oceny stopnia uszkodzenia (zniszczenia) podebranych partii złoża, która umożliwiłaby zarówno prawidłową ocenę strat zasobów, jak i określenie stanu zasobów pozostawianych do późniejszego wykorzystania. Ponadto w procesie oceny celowości wykorzystania oraz oceny eksploatacyjnych strat złoża należy zastąpić kryteria bilansowej (i przemysłowej) przydatności zasobów systemową oceną ich ekonomicznej efektywności, uwzględniającą wartość wszystkich niszczonej lub uszkodzonych zasobów geologicznych (Lisowski 1981).

Obecnie wiemy, że między dążeniem do ochrony złoża a wymogiem maksymalnej efektywności prowadzonej działalności gospodarczej nie ma sprzeczności. Wbrew pozorom oszczędna (nierabunkowa) gospodarka zasobami jest wysoce opłacalna.

Autor wielokrotnie podkreślał w swych pracach (Dyczko 2013, 2014, 2016), iż podstawowym kryterium kwalifikowania w danym czasie do wybierania tych, a nie

innych złóż lub ich części (pokładów), musi być kryterium maksymalnej efektywności ekonomicznej z zachowaniem warunku, że rachunek ten jest prowadzony w odniesieniu do całych zasobów geologicznych, w ujęciu długofalowym (30–50 lat) z uwzględnieniem skutków ekonomicznych wywołanych stratami zasobów, ich podbieraniem (a tym samym podnoszeniem kosztów późniejszego wybierania) oraz deprecjonowaniem wartości zasobów pozostawionych w resztkowych partiach złóż. Na świecie od lat siedemdziesiątych, a w Polsce od końca dziewięćdziesiątych XX wieku, rachunek ekonomiczny efektywności prowadzonego procesu szczyrpywania zasobów prowadzi się z wykorzystaniem skomputeryzowanych systemów planowania w procesach decyzyjnych. Dziś komputeryzacja wydaje się skuteczniejszym egzekutorem racjonalnej eksploatacji złóż niż stosowane w przeszłości uregulowania formalnoprawne, często niewytrzymujące konfrontacji z destrukcyjnym naciskiem szybko rosnących potrzeb gospodarki.

Zagadnienie racjonalizacji parametrów ilościowych i jakościowych w projektowaniu robót przygotowawczych i eksploatacyjnych (złóża węgla kamiennego) było dotychczas przedmiotem wielu opracowań. W zdecydowanej większości prac z tego zakresu przyjmowano ustalone lub uśrednione parametry jakościowe złóża. W klasycznych opracowaniach stosowano metody analityczne lub statystyczne, m.in. w pracach: (Goszcz 1971; Hurysz i Sikora 1963; Magda 1990a; Rabsztyń 1970a; Sitko 1973; Sitko i in. 1973; Walisko 1962), a do oceny i wyboru rozwiązań kryterium ekonomiczne lub techniczne, m.in. w pracach: (Kamionka i Zbyradowski 1967; Kamionka 1971; Karbownik i in. 1978; Karbownik i in. 1979; Kindla i in. 1968, Konopko i in. 1979, Magda 1990b; Magda i Domański 1991; Magda i in. 1992; Parysiewicz i Wolski 1962; Soja 1964). Ze względu na trudności obliczeniowe stosowano pewne założenia upraszczające złoża węgla kamiennego o dużej zmienności parametrów jakościowych, by mogło być w miarę dokładnie odwzorowane.

Magda w swoich pracach (1982; 1983; 1984) sformułował koncepcję czasoprzestrzennego odwzorowania procesu wybierania pokładów węgla, stanowiące teoretyczne przesłanki rozwinięte na całokształt procesu produkcyjnego w obrębie kopalni właściwej, eksploatującej złoża typu pokładowego systemem ścianowym – odwzorowania, opartego na idei łączenia (integracji) mniejszych elementów strukturalnych w większe, aż do uzyskania modelu procesu produkcyjnego w kopalni właściwej. To odwzorowanie procesu produkcyjnego, którego elementem jest optymalizacja poziomu zubożenia w obrębie kopalni oraz poszczególnych jej elementów strukturalnych, wchodzi w skład modelowania matematycznego i jest zagadnieniem obszernym, obejmującym olbrzymią liczbę publikacji i badań wykonanych w przeszłości i aktualnie przez wielu specjalistów, badających to zagadnienie w aspekcie określonych kryteriów decyzyjnych.

Szerokie zastosowanie techniki komputerowej w praktyce projektowania kopalń umożliwiło opracowywanie metod opartych na matematycznym modelowaniu

(metody numeryczne), gdzie ograniczenia zakresu możliwości obliczeniowych zostały praktycznie zredukowane do minimum. Dzięki zastosowaniu techniki komputerowej można było szybko uzyskiwać efektywne rozwiązania o dużej dokładności. Ponadto technika komputerowa umożliwiła automatyzację procesu projektowania i wybór rozwiązania racjonalnego lub optymalnego z praktycznie dowolnej liczby wariantów projektowych.

W górnictwie światowym narzędzia informatyczne wykorzystywane do projektowania i planowania produkcji górniczej pojawiły się na rynku mniej więcej w tym samym czasie, wpływając znacząco na poprawę jakości realizowanego procesu wydobywczo-przeróbczego (Kaiser i in. 2002). Pierwsze pakiety oprogramowania wspierające eksploatację złóż pojawiły się jeszcze w latach siedemdziesiątych ubiegłego wieku, a za główny katalizator ich rozwoju uważa się presję producentów złota na poszukiwanie skutecznych narzędzi minimalizujących straty związane z rozpoznaniem, dokumentowaniem i wydobywaniem nadmiernie zużytego surowca (średnie ceny złota na giełdach światowych nie przekraczały wówczas 50 USD za uncję). Tworzone narzędzia rozwijane były tak przez koncerny wydobywcze i przez ośrodki badawcze, których pracownicy z dnia na dzień stawali się twórcami innowacyjnych produktów, które na konkurencyjnym rynku szybko zmieniały się w komercyjne oprogramowanie często bardziej funkcjonalne niż to, które budowano wewnątrz firm wydobywczych (Kapageridis 2005).

Ostatecznie na początku lat osiemdziesiątych większość światowych koncernów porzuciło własne projekty badawcze mające na celu zbudowanie narzędzi informatycznych wspierających proces planowania i harmonogramowania produkcji górniczej na rzecz szybko rozwijającego się rynku komercyjnego.

W ostatnich dekadach jesteśmy świadkami nieustającego rozwoju systemów planowania produkcji górniczej i można zaryzykować twierdzenie, że nie sposób znaleźć obecnie firmy, zajmującej się wydobywaniem kopalni, która nie używałaby oprogramowania inżynierskiego w procesie harmonogramowania i planowania.

Szczególny postęp w dziedzinie modelowania złóż i wykorzystania narzędzi informatycznych w procesie eksploatacji widoczny jest w głębokich kopalniach złóż rud metali szlachetnych, w których wiele firm jako pierwszą bezpośrednią korzyść z użycia tych narzędzi uzyskało poprzez ponowne przetwarzanie danych i wykorzystanie informacji, które wcześniej były uznawane za bezużyteczne.

Pakiety do wspomaganie projektowania posiadają niezliczoną liczbę algorytmów, od tych najprostszych do najbardziej skomplikowanych. Od momentu prac geologicznych aż do momentu odstawy urobku zintegrowany system algorytmów zapewnia możliwość ciągłego obliczania zasobów złoża, kontroli stanu wyrobisk i wielu innych, przy ciągłej dostępności przyjaznego środowiska graficznego. Obecność algorytmów i ich złożoność pozwala na kontrolowanie czasu potrzebnego do osiągnięcia zamierzonych celów modelowania (Kapageridis 2005).

Tworzenie planów górniczych jest procesem zachodzącym liniowo. Informacje z otworów wiertniczych i dane geodezyjne są zbierane w celu określenia struktury i przeprowadzenia analizy jakości złoża. Zebrane dane są następnie wykorzystywane do stworzenia modelu złoża oraz określenia jego zasobów, bazując na ograniczeniach górniczych.

Planowanie górnicze wykorzystuje informacje z modelowania, aby zaprojektować trójwymiarowe bloki o wielkości umożliwiającej harmonogramowanie produkcji. Szacuje się ilość i jakość kopaliny w poszczególnych blokach, a następnie – uwzględniając ograniczenia górnicze – tworzy harmonogram produkcji.

Optymalizacja opracowanego harmonogramu wymaga zazwyczaj stworzenia kilku alternatywnych scenariuszy produkcji. Jeśli proces produkcyjny jest efektywny, zintegrowany i liniowy, to ilość czasu konieczna do opracowania pojedynczego scenariusza jest stosunkowo mała. Dodatkowo ten proces powinien zostać powtórzony, gdy staje się dostępna nowa informacja geologiczna. Ma to na celu upewnienie się, że założenia tworzonego planu będą odzwierciedlać rzeczywiste warunki panujące w złożu. Niedokładność modeli może spowodować powstanie błędów w kolejnych krokach planowania górniczego, co z kolei może zakończyć się niespodziewanym wzrostem kosztów i spadkiem przychodów z działalności wydobywczej (Wilkinson 2010).

Programy do projektowania górniczego są coraz bardziej dynamiczne zarówno pod względem samego modelowania jak i wizualizacji. Niczym nadzwyczajnym nie jest już symulowanie choćby ruchu maszyn urabiających, w trakcie którego śledzimy serię zoptymalizowanych schematów technologicznych. Schematy te połączone w środowisku 3D i poddane wizualizacji w odpowiedniej czasowej synchronizacji dają niemal rzeczywisty obraz procesu wydobycia kopaliny (Kapageridis 2005).

W ostatnim okresie oprogramowanie geologiczno-górnicze wykorzystując dynamiczny rozwój technologii informatycznych, podlega zmianom typowym dla całej branży, co w odniesieniu do obszaru zastosowań w przemyśle wydobywczym oznacza następujące trendy (Jurdiak i Kawalec 2011):

- koncentrację potencjału firm dostarczających oprogramowanie dla przemysłu wydobywczego,
- rozszerzanie zakresu czynności objętych komputerowym wspomaganiami – opracowywanie nowych algorytmów modelowania i optymalizacji wybranych procesów, wdrażanie nowych technologii informatycznych, tworzenie nowych narzędzi informatycznych,
- integrację proponowanych rozwiązań – zastępowanie narzędzi obsługujących „wyspowe” procesy kompleksowymi rozwiązaniami do wspomaganie dokumentacji, analiz i optymalizacji całego łańcucha tworzenia wartości w przedsiębiorstwie wydobywczym,
- lawinowy przyrost różnorodnych danych, gromadzonych i przetwarzanych w specjalizowanych, dedykowanych programach,

- budowę środowisk informatycznych do zarządzania samym procesem przetwarzania specjalistycznych danych dla zapewnienia płynności i bezpieczeństwa cyfrowego i komputerowego wspomaganie w skali obsługiwanej korporacji górniczej.

Kołem zamachowym odbywającego się na naszych oczach postępu jest modelowanie 3D, które stało się ostatnio niezwykle ważnym narzędziem otwierającym nowe kierunki rozwoju. W kopalniach złóż rud metali Republiki Południowej Afryki za pomocą specjalnych technik poszukiwawczych opartych na szeroko rozumianej geofizyce górniczej od dawna prowadzi się praktyczne planowanie i zarządzanie produkcją górniczą (Campbell 1994; De Wet i in. 1994). Krajowe metody projektowania elementów podziemnych kopalń węglowych, opracowane z wykorzystaniem techniki komputerowej, zaprezentowano m.in. w pracach: (Karbownik i in. 1978; Karbownik i in. 1975; Magda i Franik 1989; Magda 1994; Stokes 1994; Janik i Kuś 1992; Kicki i in. 2009; Dyczko 2009; Kicki i Dyczko 2008, 2009, 2010, 2012; Dyczko i in. 2007; Dyczko 2013; Dyczko i in. 2013; Dyczko i in. 2016; Kowalczyk i in. 2016; Dyczko i in. 2016; Dyczko 2016).

Zakres niniejszej pracy, zarówno merytoryczny, jak i objętościowy, wymagał ograniczenia się do wybranych metod modelowania matematycznego w zakresie teorii projektowania kopalń, a w zasadniczej mierze do metod analitycznych, metod wariantów lub też metod kombinowanych z zastosowaniem komputerowej techniki obliczeniowej – metod operujących kryterium ekonomicznym w zakresie problematyki dotyczącej wielkości kopalni, modelu kopalni, kolejności wybierania złoża w obszarze górniczym kopalni, wielkości pól eksploatacyjnych i parametrów ścian zmechanizowanych i wreszcie – metod szacowania parametrów jakościowych opracowanych głównie dla potrzeb górnictwa węglowego.

Metody określania optymalnych parametrów wielkości kopalni można znaleźć w pracach: (Ajdukiewicz 1957; Bromowicz 1963; Chudek i Dąbrowski 1979; Chudek i in. 1979; Jawień 1965; Krupiński 1963; Lama 1977; Sharp 1974; Siska i Vitek 1967; Wolski i Pogonowski 1968a, 1968b), a spośród nich na szczególną uwagę zasługują metody analityczne: Ajdukiewicza (1957) i Bromowicza-Jawienia (1963); Jawienia (1965); Krupińskiego (1963). Z problematyką struktury udostępnienia złoża na poziomie wydobywczym wiąże się także zagadnienie określania wielkości pól eksploatacyjnych i powiązany z nią dobór parametrów ścian zmechanizowanych. W zakresie problematyki optymalnej wielkości pól eksploatacyjnych można wymienić następujące prace: (Gazda 1971; Pogonowski i Karbownik 1978; Saginow i Kwon 1972; Saginow i in. 1974; Stachowicz 1975; Suchan 1974; Wyrą 1981), z których praca Suchana (1974), aczkolwiek opracowana dla potrzeb górnictwa rudnego, zawiera duży materiał poznawczy w zakresie metodologii określania optymalnej wielkości pola eksploatacyjnego ze szczególnym uwzględnieniem zubożenia jako strat jakościowych. W zakresie określania parametrów ścian zmechanizowa-

nych można wymienić m.in. prace: (Bindels 1964; Claes i in. 1975; Denk 1977; Horak 1966; Kamionka i Wasilewski 1967; Kamionka i Zbyradowski 1969; Kamionka i Zemła 1972; (Karbownik i in. 1975; Łokszin i Korobki 1968; Nowak i Chmiel 1981; Parysiewicz i Wolski 1962; Rabsztyn 1970b; Rabsztyn i Kozdrój 1967; Soja 1964), większość z nich prezentuje metody analityczne.

Omawiane aktualnie główne parametry wielkości kopalni, takie jak: powierzchnia obszaru górniczego, zasoby przemysłowe, straty zasobów, okres istnienia kopalni oraz wielkość wydobycia, determinują tzw. zubożenie operacyjne, które jest procesem planowanym przez inżyniera projektującego ruch zakładu górniczego w czasie tworzenia planu wydobycia. Zubożenie może również pojawić się niespodziewanie i wówczas nazywamy je zubożeniem nieplanowanym. Z zakresu wspomnianej powyżej oceny ekonomiki górnictwa oraz rachunku efektywności inwestycji górniczych można wymienić m.in. prace: (Biezrukowa i Małkin 1979; Dorstewitz 1967; Jawień i Hajdasiński 1973; Karbownik 1982a; Rokita i Strzoda 1970, 1976; Sitko 1976; Sitko i in. 1973; Węgierski i Wolski 1964; Wolski i Pogonowski 1968a), a z zakresu teorii efektywności inwestycji na szczególną uwagę zasługuje praca (Fizzel 1969). Z zakresu cyklu budowy głębinowej kopalni można wymienić m.in. prace: (Cyrnek 1974; Cyrnek i Soliński 1977; Karbownik 1981, 1982b; Pogonowski 1971; Soliński i Cyrnek 1979; Dyczko i in. 2013).

Zagospodarowanie złoża węgla kamiennego w Lubelskim Zagłębiu Węglowym napotkało w praktyce na nowe, niepowtarzalne w innych polskich zagłębiach węglowych, warunki geologiczno-górniczne i związane z tym nowe problemy badawcze. Trudności z opanowaniem specyficznych warunków zalegania złoża stały się inspiracją do powstania wielu prac publikowanych i niepublikowanych dotyczących projektowania górniczego zagospodarowania złoża. Z opublikowanych prac dotyczących zwłaszcza projektowania robót przygotowawczych i eksploatacyjnych można wymienić opracowania: (Gałąź i Stachowicz 1994, 1995; (Gawroński i in. 1988; Głuch i in. 1987; Stachowicz i Krukowski 1994; Stachowicz i in. 1995), a z niepublikowanych, m.in.: (Lachman 1978; Soliński 1977; Jaworski i Kozek 1987; Gałąź 1994; Dyczko 2006, 2007; Dyczko i in. 2011, 2012, 2013, 2014, 2015).

Konieczność dostosowania się producentów węgla do wymagań odbiorców w warunkach gospodarki wolnorynkowej wymaga opracowania nowych metod, które ułatwiłyby wybór racjonalnych rozwiązań w nowej jakościowo sytuacji, której nie uwzględniały dotychczas opracowane metody projektowania robót przygotowawczych i eksploatacyjnych. Analiza stanu zagadnienia wykazała brak takiej metody projektowania w odniesieniu do złoża o dużej zmienności parametrów jakościowych. Niniejsza praca jest próbą uzupełnienia luki w tym zakresie badawczym i jednocześnie jest ukierunkowana na aspekty praktyczne.

Tematyka niniejszej publikacji dotyczy opracowania metodyki oceny wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność procesu produkcji węgla kamiennego



mierzoną wskaźnikami o charakterze ekonomicznym. Prowadzone przez autora obserwacje geologiczne in situ przodków chodników, ścian eksploatacyjnych oraz chodników podścianowych i nadścianowych pozwoliły opracować metody bieżącego monitorowania czystości wybierania złoża w Lubelskim Zagłębiu Węglowym. Bardzo ważnym aspektem pracy była ocena możliwości wykorzystania wiedzy na temat prognozowanej skali zanieczyszczenia urobku w procesie harmonogramowania produkcji górniczej. Postęp w zakresie informatyzacji procesów planowania i rozliczania produkcji górniczej pozwala na sprawne modelowanie struktury złoża oraz jego parametrów jakościowych, a także umożliwia opracowanie odpowiedniego modelu matematycznego do prognozowania wielkości zanieczyszczenia urobku eksploatowanego w zakładzie górniczym wraz z oceną ekonomicznej efektywności procesu produkcji.

Wieloletnie prace nad podjętą problematyką pozwalają stwierdzić, że zanieczyszczenie węgla jest procesem niekorzystnym, wywierającym negatywny wpływ na efektywność pozyskiwania urobku, istnieją jednak możliwości zarządzania (sterowania) wielkością zanieczyszczenia, zarówno poprzez wykorzystanie dostępnych rozwiązań technologicznych, jak i technicznych zmieniających proces eksploatacji złoża, a skala wpływu zanieczyszczenia na efektywność pozyskiwania urobku może być kontrolowana i oceniana przy wsparciu odpowiednich rozwiązań informatycznych.

W celu określenia wpływu zanieczyszczenia – jako strat jakościowych – na efektywność pozyskiwania węgla w warunkach podziemnego zakładu górniczego na przykładzie LW Bogdanka SA oraz opracowania modelu zarządzania i monitorowania zanieczyszczenia wydobywanego urobku przyjęto metodykę badawczą opartą na badaniach eksperymentalnych i pomiarach in situ, zrealizowanych podczas eksploatacji określonej partii pokładu węgla systemem ścianowym w LW Bogdanka SA. Szeroki zakres danych i wyników pomiarów poddano analizie z wykorzystaniem metod ilościowych i jakościowych. W pogłębionych badaniach przeprowadzonych w ramach podjętej problematyki użyto wielu metod, technik i narzędzi, w tym:

- ocenę ekspercką,
- analizę statystyczną (statystyki opisowe, analiza korelacji, analiza regresji, analiza wariancji),
- modelowanie probabilistyczne (symulacja Monte Carlo, próbkowanie rozkładów, wyznaczanie parametrów rozkładów statystycznych, dobór rozkładów prawdopodobieństwa, generowanie liczb losowych),
- analizę skupień,
- modelowanie matematyczne,
- ocenę efektywności ekonomicznej (z użyciem miernika wartości zaktualizowanej netto – NPV).

Dobór tych metod wynikał z jednej strony z cech prób empirycznych (ilości, jakości, specyfiki i zakresu danych), z drugiej - uwarunkowany był wskazaniem na możliwe do osiągnięcia efekty ekonomiczne racjonalizacji procesu wydobywczego, polegającej na wydobywaniu mniejszej ilości skały płonnej tam, gdzie jest to geologicznie i technicznie uzasadnione.

### 3. ANALIZA POWSTAWANIA ZANIECZYSZCZENIA UROBKU W PROCESIE EKSPLOATACJI WĘGLA KAMIENNEGO

---

Prowadzenie wydobycia węgla kamiennego wiąże się nierozdzielnie z wydobywaniem skały płonnej. Urobek węglowy z kopalń głębinowych na świecie zawiera 10–60% niepalnych substancji mineralnych, czyli odpadów (Palarski 2009). Proces oddzielania węgla od odpadów ma miejsce w trakcie prowadzenia procesów wydobywczych poprzez eksploatację selektywną lub w procesach przeróbczych. Udział skały płonnej jest niestety nieunikniony i związany jest z występowaniem pokładów węgla w otoczeniu innych utworów skalnych. Są to skały osadowe, najczęściej piaskowce, łupki i iłowce. Skały te dostają się do urobku węglowego podczas:

- prowadzenia wyrobisk udostępniających,
- prowadzenia robót przygotowawczych,
- prowadzenia robót eksploatacyjnych, w tym:
  - przybierki stropu wyrobiska,
  - przybierki spągu wyrobiska,
  - opadu skał stropowych.

Ponadto skała płonna występuje w postaci przerostów w pokładzie węgla. Ocenia się, że każdej wydobytej tonie węgla kamiennego towarzyszy 250–300 kg odpadów węglowych. Podczas drążenia wyrobisk korytarzowych w pokładach o małej miąższości udział wagowy kamienia na taśmie transportującej urobek z przodka może dochodzić nawet do 70%. Generalnie ze względu na różną jakość eksploatowanych pokładów wydobyte netto zmienia się. Rekordowe zanotowano w roku 2004 i wynosiło 5,5 mln Mg przy uzysku 78,26% (Kicki i in. 2016).

Duża ilość skały płonnej pochodzi z robót przygotowawczych prowadzonych przede wszystkim w pokładach o małej miąższości. Takim pokładem w warunkach LW Bogdanka jest pokład 385/2 eksploatowany przy użyciu kombajnu od roku 1997, a od 2010 strugiem. Zarówno przy urabianiu strugiem, jak i kombajnem podczas drążenia wyrobisk przyścianowych do urobku dostają się duże ilości skały płonnej. Łatwo to wywnioskować z przekroju wyrobiska, gdzie dokładnie widać, jak małą część powierzchni przekroju wyrobiska zajmuje pokład węglowy. Sprawa jeszcze bardziej się komplikuje, kiedy weźmiemy pod uwagę to, iż na potrzeby eksploatacji strugowej wyrobiska przyścianowe muszą mieć jeszcze większy rozmiar przy mniejszej miąższości pokładu. Czynniki wpływające na ilość uzyskiwanej odpadowej skały płonnej w kopalni, przy założeniu, możliwie „czystego” wybrania urobku, możemy podzielić na cztery grupy (Kicki i in. 2016):

- struktura kopalni, czyli sposób udostępnienia i rozcięcia złoża oraz rozmieszczenia głównych wyrobisk udostępniających względem siebie oraz szybów. Ilość powstającego kamienia z tej przyczyny można zmniejszyć przy zastosowaniu złożowej struktury udostępniania złoża, gdzie maleje przede wszystkim ilość odpadów pochodzących z dołu kopalni;
- warunki geologiczno-górniczne zalegania złoża, w szczególności opis podstawowych parametrów charakteryzujących złoże, czyli: miąższość pokładów, warunki ich zalegania, uskoki, rodzaj skał stropowych i spągowych oraz grubość przerostów. Na występowanie tych czynników zasadniczo nie mamy większego wpływu;
- techniczne warunki eksploatacji określające stosowane systemy eksploatacji, szerokość otwarcia stropu i zakres potrzebnych przybierek. W tym przypadku istnieje możliwość ograniczenia zanieczyszczenia urobku skałą płonną poprzez stosowanie w większym wymiarze eksploatacji ścian od pola (po wykonaniu chodników przyścianowych i zidentyfikowaniu ewentualnych zaburzeń tektonicznych);
- technologia urabiania węgla, która wpływa na odpowiednie rozdrobnienie urobku, co w przypadku braku wzbogacania miałów ma ogromny wpływ na ilość uzyskiwanej skały płonnej w procesie wzbogacania. Rozwój masowej mechanizacji urabiania i ładowania wpływa niekorzystnie na stopień zanieczyszczenia urobku (obecnie trudne jest nawet wydzielenie kamienia grubego z urobku, z czym nie było problemów, gdy nie stosowano przenośników).

### 3.1. Struktura udostępnienia złoża a czystość wybierania złoża i ilość skały płonnej

Aby móc analizować strukturę udostępnienia złoża, należy zrozumieć pierwotny model kopalni, czyli zaproponowany przez projektanta przestrzenny podział złoża – w granicach obszaru górniczego – płaszczyznami pionowymi i poziomymi na poziomy wydobywcze i pomocnicze, skrzydła, piętra, pola eksploatacyjne, a więc sposób rozmieszczenia wyrobisk udostępniających (szybów, przecznic, przekopów) w kamieniu i przygotowawczych (chodników, pochylni i upadowych) w złożu, jak też względem siebie. W praktyce model kopalni zależy przede wszystkim od kształtu obszaru górniczego, następnie od naturalnych warunków zalegania złoża, zaburzeń, zasobności, liczby i wzajemnego układu pokładów, ich nachylenia. Można zatem stwierdzić, że model kopalni zależy od bardzo wielu wzajemnie zależnych czynników, powodujących potrzebę zaprojektowania właściwej struktury udostępnienia złoża na danym poziomie. Powszechnie wydzielić można dwa zasadnicze typy struktury udostępnienia (rozcięcia) złoża z wieloma odmianami, tj.:

- struktura z pokładowym rozcięciem złoża,
- struktura z kamiennym (geometrycznym) rozcięciem złoża.

Obie wymienione struktury mogą występować w praktyce łącznie, tworząc tzw. modele złożone, niejednokrotnie bardzo skomplikowane. W czasie istnienia kopalni z ogólnej sieci wyrobisk tylko pewna ich część jest wykonywana i czynna. Inne wyrobiska albo zostały już jako niepotrzebne zlikwidowane, albo nie zostały jeszcze wykonane. Zatem w każdej fazie istnienia czynna jest tylko część zaprojektowanego modelu kopalni. Stan modelu kopalni zmienia się w czasie i w przestrzeni, a więc i w kierunku pionowym przy otwieraniu nowych i likwidacji starych poziomów, i w płaszczyznach poziomych i nachylonych przy rozcinaniu i wybieraniu pól eksploatacyjnych i wybierania danego poziomu.

**Struktura z pokładowym rozcięciem złoża** stosowana w górnictwie węglowym nosi często nazwę modelu węglowego i charakteryzuje się mniejszą liczbą oraz długością robót kamiennych w stosunku do struktury z kamiennym rozcięciem złoża, a więc mniejszymi kosztami inwestycyjnymi, jak również krótszym czasem budowy poziomu (kopalni).

**Struktura z kamiennym rozcięciem złoża** polega na wykonaniu większości wyrobisk udostępniających złoża w skale płonnej, co wiąże się z dużo większymi kosztami inwestycyjnymi na początku uruchomienia kopalni, ale w późniejszym czasie pozwala utrzymywać niższe koszty utrzymania wyrobisk udostępniających (wykonane w kamieniu dłużej zachowują swoją funkcję bez konieczności przebudów). Niewątpliwą zaletą struktury kamiennej jest możliwość utworzenia większej liczby niezależnych rejonów i pól eksploatacyjnych w pokładzie, łatwiejsza izolacja wentylacyjna poszczególnych pól eksploatacyjnych oraz prosta organizacja transportu głównego na poziomie, z możliwością pełnej automatyzacji.

Struktura kopalni ma niebagatelny wpływ na ilość skały płonnej. Zastosowanie złożowej struktury udostępniania pozwala ograniczyć ilość skały płonnej pochodzącej z dołu kopalń, jednakże jej stosowanie możliwe jest jedynie w korzystnych warunkach geologiczno-górnicznych, w przypadku pokładów zalegających płytko i regularnie, a obecnie w Polsce jest już niewiele niezagospodarowanych złóż tego typu.

### 3.2. Warunki geologiczno-górniczne zalegania złoża a czystość wybierania złoża

Na wielkość strat i zanieczyszczenia węgla kamiennego największy wpływ mają następujące czynniki górnico-geologiczne:

- tektonika złoża,
- rodzaj i charakter warstw stropowych i spągowych,

- grubość pokładu,
- zmienność kąta upadu i rozciągłości,
- zagrożenie (gazowe, pożarowe, wodne);
- inne czynniki, do których można zaliczyć: koszty wydobycia i ceny zbytu węgla, nie w pełni zaspokojone zapotrzebowanie na maszyny urabiające i obudowy zmechanizowane dostosowane do zmiennych grubości i kątów nachylenia pokładu.

Tektonika złoża stanowi istotny czynnik wpływający na wielkość strat węgla w procesie eksploatacji. Uskoki o wysokościach zrzutu większych od grubości eksploatowanego pokładu powodują konieczność wykonania nowych obciniek, a w związku z tym pozostawienia filarów przyuskokowych. Uskoki wodonośne, z uwagi na konieczność pozostawienia przy nich filarów bezpieczeństwa, w znacznym stopniu wpływają na wielkość strat. Zwykle uskokom o dużych zrzutach towarzyszy cały szereg uskoków drobnych, tworząc tzw. strefy uskokowe, w których eksploatacja napotyka ogromne trudności techniczne i najczęściej ze względów ekonomicznych jest ograniczona. Badania statystyczne wykazały wyraźny wpływ rodzaju i charakteru warstw stropowych i spągowych na wielkość strat i zanieczyszczenia (Jureczko i in. 1986). Dotyczy to szczególnie eksploatacji pokładów o stropach bardzo słabych, łatwo opadających, spękanych, dla utrzymania których zachodzi konieczność pozostawienia warstwy węgla w stropie. Zarówno bardzo słabe stropy, jak i pęczniące warstwy spągowe w każdym przypadku powodują określone trudności techniczne eksploatacji, przyczyniając się do zwiększenia wielkości strat.

Jednym z istotniejszych czynników wpływających na wielkość zanieczyszczenia jest grubość pokładu. Z uwagi na ograniczoną wysokość obudowy w przypadku pokładów o dużej grubości, zachodzi często konieczność pozostawienia warstwy węgla w stropie lub spągu. W pokładach o zmiennej grubości, z uwagi na trudności w dostosowaniu odpowiednich maszyn urabiających zachodzi konieczność wybierania pokładu na z góry określoną wysokość, wskutek czego pozostawia się w stropie lub w spągu pokładu niewybrane warstwy węgla.

Niekorzystny wpływ na czyste wybieranie złoża wywiera również zmienność kąta nachylenia i rozciągłość pokładu. Związane to jest ze stosowaniem pełnej mechanizacji wybierania i z dużą koncentracją robót przy dużej prędkości przesuwania się frontów eksploatacyjnych.

Zagrożenia gazowe, pożarowe i wodne powodują zazwyczaj trudności z eksploatacją pokładów lub ich części. Skutkują one często pozostawieniem filarów bezpieczeństwa lub koniecznością wykonania nowych obciniek ścianowych z pozostawieniem niewybranej części pola ścianowego.

Jak ustalono w wyniku badań (Jureczko i in. 1986) w grupie strat wewnątrz pól eksploatacyjnych z przyczyn geologicznych najczęstszymi są straty wynikające ze skomplikowanej tektoniki oraz ścienienia i zaniku pokładu. Natomiast przyczynami

górnictwem są niemal wyłącznie filary oporowe dla głównych wyrobisk transportowych oraz filary ochronne i oporowe dla czynnych poziomów kopalni. W grupie zaś strat na zewnątrz pól eksploatacyjnych z przyczyn geologiczno-górnictwowych sytuacja jest analogiczna, z tą różnicą, że dominuje udział przyczyn geologicznych, co w dużej mierze determinuje wielkość i kształt pola eksploatacyjnego.

### 3.3. Technika i technologia eksploatacji złóż węgla a czystość wybierania złoża

Wybór systemu eksploatacji jest podstawowym zadaniem każdej kopalni. Powinien być on dokonany przy pełnym uwzględnieniu postępu wiedzy górniczej w zakresie teorii oraz praktycznych doświadczeń górniczych przy wybieraniu danego złoża lub złoża zalegającego w podobnych warunkach geologicznych. Właściwie dobrany system musi zapewniać maksymalne bezpieczeństwo pracy oraz uzyskanie najwyższej efektywności produkcji przy najniższych stratach eksploatacyjnych.

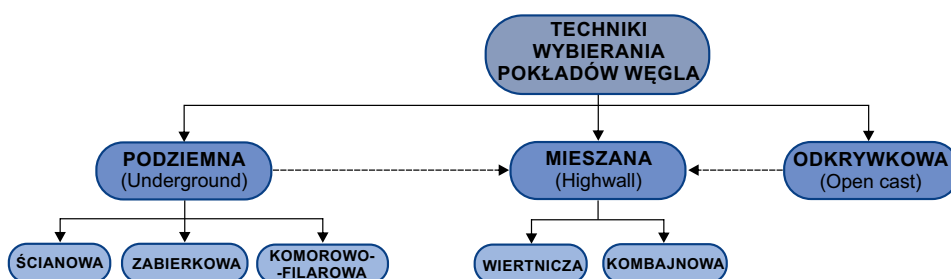
Techniczno-ekonomiczne kryteria doboru technologii wybierania złoża narzucają potrzebę rozwiązania szeregu zagadnień cząstkowych, takich jak:

- sposób urabiania złoża,
- sposób kierowania stropem (zawał, podsadzka, ugięcie stropu),
- geometria wyrobisk i filarów,
- rodzaj obudowy,
- wyposażenie w maszyny i urządzenia,
- straty ilościowe i jakościowe kopaliny użytecznej.

W kopalniach podziemnych, w których występuje zjawisko zubożenia, istotną rolę odgrywa właściwy dobór systemu eksploatacji, a zwłaszcza dostosowanie furty eksploatacyjnej do zmieniających się parametrów złoża, głównie miąższości. Wymóg ten ma ścisły związek z możliwością zastosowania odpowiednich maszyn górniczych. Ważny wpływ na wybór systemu mają również zagrożenia naturalne. Stąd też wypływa konieczność bieżącej modyfikacji lub tworzenia nowych rozwiązań systemów eksploatacji, w których uwzględnia się najnowsze osiągnięcia w zakresie postępu technicznego i metod zwalczania tychże zagrożeń.

Zastosowanie właściwego systemu eksploatacji ograniczyłoby wielkość strat i zubożenia, wiąże się to jednak z koniecznością stosowania droższych systemów eksploatacji i zabiegów technologicznych, które pozwolą wprawdzie wybrać złożę do „czysta” (np.: zastosowanie podsadzki utwardzanej jest skuteczne, niemniej zawsze wiąże się ze znacznym wzrostem kosztów). Z drugiej strony wielkość strat i zubożenia oraz rodzaj systemu eksploatacji określane są już w trakcie tworzenia koncepcji zagospodarowania złoża, ponieważ wielkość strat górniczych bezpośrednio wpływa na zmniejszenie posiadanych zasobów eksploatowanej kopaliny,

co może mieć duży wpływ na zwiększenie się kosztów eksploatacji w przyszłości. Wszystkie wymienione wyżej czynniki wpłynęły na to, że na przestrzeni lat funkcjonowania polskich kopalń podziemnych stosowano wiele systemów eksploatacji, które można podzielić między innymi ze względu na rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego, sposób kierowania stropem, grubość złoża itd. Uproszczoną klasyfikację technik wybierania pokładów węgla pokazano na rysunku 3.1.



Rys. 3.1. Uproszczona klasyfikacja technik wybierania pokładów węgla

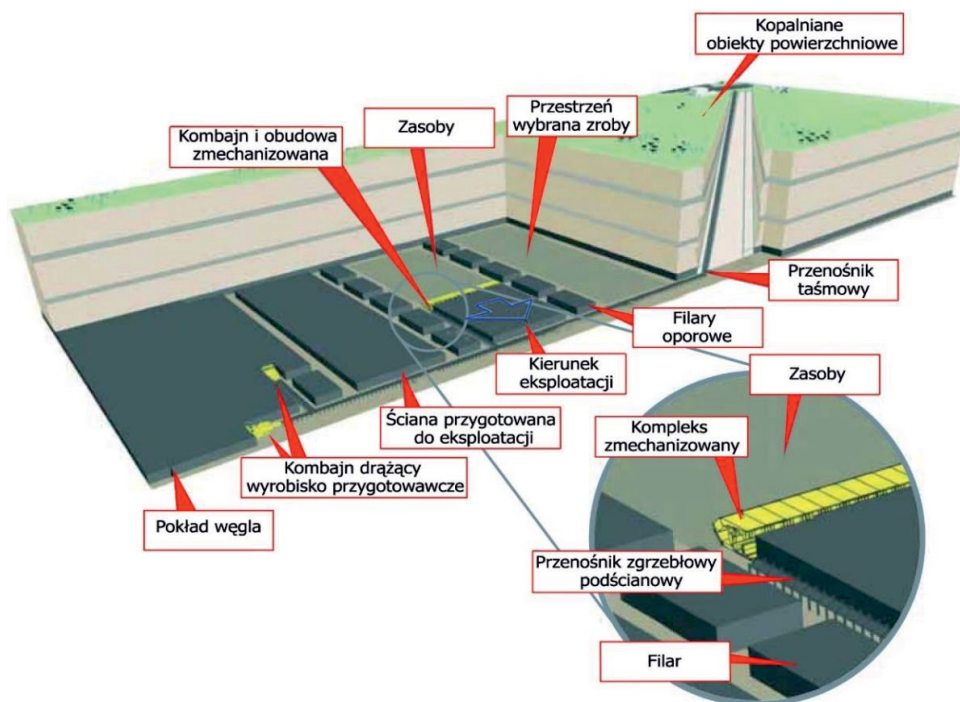
Prezentowana powyżej uproszczona klasyfikacja technik wybierania pokładów węgla zawiera zarówno dawne, jak i obecnie stosowane sposoby eksploatacji, w których wyróżnić możemy trzy zasadnicze metody eksploatacji węgla obejmujące techniki: podziemne, mieszane i odkrywkowe. W przypadku eksploatacji podziemnej systemy wybierania można podzielić ze względu na rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego, sposób kierowania stropem, grubość złoża itd. System eksploatacji musi być przede wszystkim dobrany racjonalnie do istniejących warunków, czyli musi spełnić następujące, podstawowe kryteria:

- opłacalność ekonomiczna,
- maksymalne wykorzystanie złoża, tj. zminimalizowania strat kopaliny użytkowej,
- zapewnienie pracującej załodze właściwych warunków bezpieczeństwa i higieny pracy,
- zapewnienie właściwych warunków ekologicznych, tj. zminimalizowanie szkód górniczych oraz zanieczyszczeń środowiska odpadami stałymi, ciekłymi, gazowymi, radioaktywnymi (jeżeli takie występują).

Podstawowym systemem eksploatacji w polskim górnictwie węgla kamiennego pozostaje od wielu lat system ścianowy. Polega on na wybraniu części pokładu o kształcie najczęściej prostokątnym, ograniczonej wyrobiskami chodnikowymi, za pomocą jednego długiego przodka. Po wybraniu pokładu techniką ścianową powstałe pustki eksploatacyjne (zroby) są likwidowane. Ta część procesu wydobywczego może być realizowana poprzez pełny lub częściowy zawał skał stropowych



będz wypełnienie materiałem podsadzkowym. W ostatniej dekadzie dominującym sposobem likwidacji zrobów w polskim górnictwie jest zawal skał stropowych. W 2016 r. w Katowickim Holdingu Węglowym, który jako ostatni w Polsce prowadził w swoich kopalniach eksploatację z podsadzką hydrauliczną, podjęto decyzję o zaniechaniu tego sposobu likwidacji zrobów. Duża uniwersalność oraz korzystne wyniki ekonomiczne sprawiają, że system ścianowy jest jedną z najbardziej rozpowszechnionych technologii eksploatacji podziemnej na świecie. Schemat przestrzenny systemu ścianowego prezentuje rysunek 3.2.

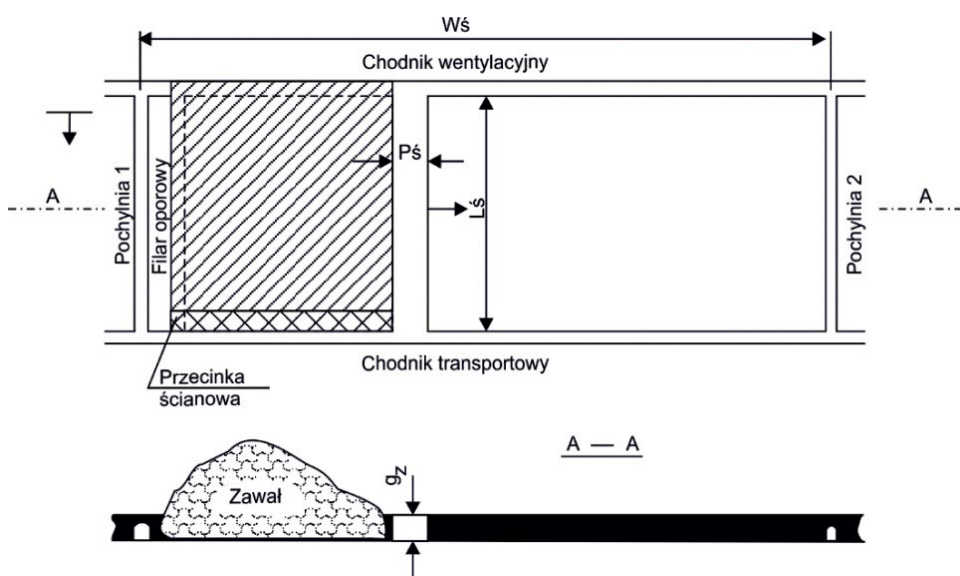


Rys. 3.2. Schemat przestrzenny systemu ścianowego (The Coal Resource 2008)

Istnieją sprawdzone warianty tego systemu, stosowane dla pokładów o różnych nachyleniach i grubościach. Również rodzaj skał stropowych nie ogranicza zasadniczo stosowania tych systemów. Problemy w eksploatacji systemem ścianowym stanowią jedynie silne zaburzenia załęgania pokładów, takie jak pofałdowania oraz gęsta sieć uskoków. Wybieranie długimi ścianami (250–300 m) pozwala na uzyskanie korzystnych wskaźników ekonomicznych i technicznych, szczególnie w warunkach długich wybiegów, o które z uwagi na liczne zaburzenia tektoniczne coraz trudniej w warunkach polskich kopalń. Podstawowymi zaletami systemów ścianowych są:

- mała ilość robót przygotowawczych,
- niskie straty eksploatacyjne,
- duża koncentracja wydobycia,
- łatwe kierowanie stropem,
- możliwość pełnej mechanizacji robót.

Z uwagi na kierunek wybierania przygotowanej części złoża wydziela się systemy podłużne, poprzeczne i przekątne. Cechą wyróżniającą ten podział jest kierunek wybierania w stosunku do rozciągłości złoża. W przypadku wybierania zgodnego z rozciągłością systemy ścianowe należą do grupy systemów podłużnych (rys. 3.3), w przypadku wybierania w kierunku prostopadłym do rozciągłości – do grupy systemów poprzecznych. Jeśli kierunek wybierania jest skośny do rozciągłości, to systemy takie należą do grupy systemów przekątnych. Dominującym sposobem eksploatacji w polskim górnictwie jest system podłużny.



Rys. 3.3. System ścianowy podłużny z zawalem stropu (Sikora i in. 1995)  
 $L_s$  – długość ściany (50-300 m),  $W_s$  – wybieg ściany (do 2500 m),  $P_s$  – szerokość przodka,  
 $g_z$  – wysokość ściany

Przełomem ostatnich lat stała się efektywna eksploatacja węgla z pokładów cienkich poniżej 1,5 m. W niskich ścianach kombajnowych istnieje zarówno naturalna, jak i wymuszona wymiarami geometrycznymi urządzeń ścianowych tendencja do zwiększania wysokości ściany, co najczęściej realizowane jest poprzez wybieranie spągu oraz stropu pokładu. Prowadzi to do pogorszenia jakości urobku. Mając na uwadze racjonalne i efektywne zagospodarowanie zasobów węgla zale-

gających w pokładach o małej miąższości, podjęto eksploatację z zastosowaniem techniki strugowej. Efektywny powrót techniki strugowej po latach do polskiego górnictwa zapewniły JSW SA i LW Bogdanka SA, gdzie technologia ta została uznana za przedsięwzięcie o strategicznym znaczeniu dla rozwoju obu spółek.

### 3.3.1. Doświadczenia Bogdanki w ograniczeniu skały płonnej przy różnych technologiach urabiania

W LW Bogdanka SA urobek kamienny powstaje głównie w wyniku prowadzenia wyrobisk górniczych w pokładach węgla posiadających przerosty oraz w warstwach skały płonnej przybieranej w stropie i w spągu wyrobiska. Grubość pokładu jest mniejsza niż wysokość wyrobiska górniczego (np. miąższość pokł. 385/2 to 1,5–1,9 m, w tym przerost 10–20 cm, a wysokość wyrobiska przygotowawczego to ok. 4,5 m). Przekrój poprzeczny wyrobiska chodnikowego drążonego w pokładzie 385/2 składa się z ok. 10 m<sup>2</sup> węgla i ok. 18 m<sup>2</sup> skały płonnej.

W kopalni Bogdanka obecnie uzyskuje się 4,5–4,7 mln Mg rocznie odpadów wydobywczych. Ponad połowa z nich poddawana jest odzyskowi i jest wykorzystywana gospodarczo. Reszta trafia na obiekt unieszkodliwiania odpadów wydobywczych w Bogdancie. Największa ilość odpadów wytworzonych – ponad 84% – pochodzi z przeróbki mechanicznej węgla (tab. 3.1).

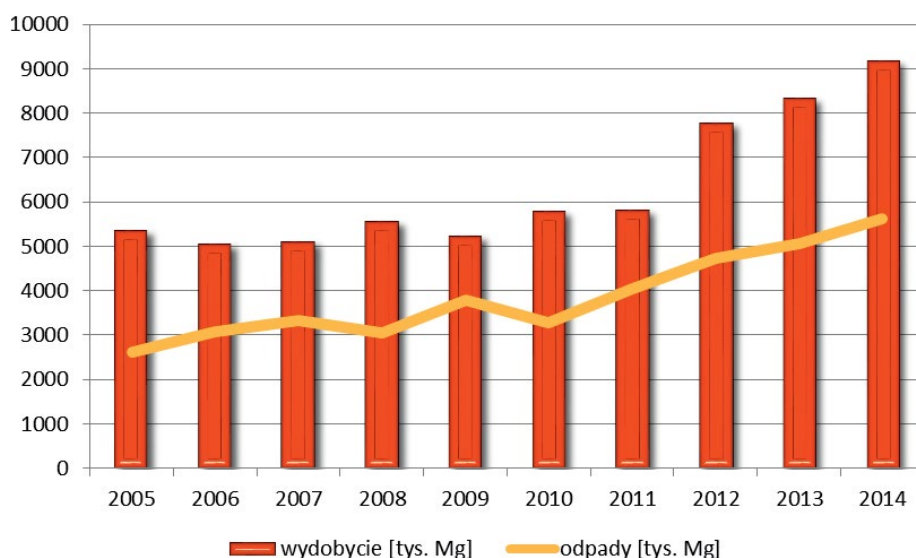
Tabela 3.1. Bilans odpadów wydobywczych wytwarzanych w latach 2005–2014 (LW Bogdanka 2014)

Lata	Odpady wytworzone ogółem (Mg)	Odpady z przeróbki mechanicznej węgla (Mg)	Kamień dołowy (Mg)
2005	2 619 039	2 168 835	450 205
2006	3 074 492	2 610 271	464 221
2007	3 337 444	2 926 537	410 907
2008	3 047 323	2 568 598	478 725
2009	3 788 150	3 200 198	587 952
2010	3 288 948	2 547 739	741 209
2011	4 050 085	3 362 872	687 212
2012	4 742 458	4 096 022	646 436
2013	5 064 500	4 426 158	638 342
2014	5 624 451	5 013 323	611 128

Głównymi miejscami powstawania skały płonnej są obecnie i zapewne będą w przyszłości, takie roboty górnicze jak:

- wykonywanie wyrobisk chodnikowych poziomych i pochyłych drążonych w pokł. 385/2 w polu VI w Nadrybiu oraz w polu VII i VIII w Stefanowie oraz na poz. 990 w Stefanowie,
- eksploatacja ścian,
- przebudowy i pobierki spągu wyrobisk istniejących w polu Stefanów i Nadrybie, w tym pobierki spągu wyrobisk przyścianowych ścian strugowych (pobierki wykonywane są w warstwach skały płonnej).

Na rysunku 3.4 przedstawiono ilości odpadów wydobywczych wytworzonych przez LW Bogdanka na tle wielkości wydobywania. Jak wynika z przedstawionego zestawienia każda tona wydobytego węgla w latach 2005–2014 wygenerowała średnio 0,61 Mg odpadów.



Rys. 3.4. Wydobywanie węgla i ilości odpadów wytworzonych w LW Bogdanka w latach 2005–2014 (opracowanie własne na podstawie prac IGSMiE PAN)

Na szacunkową prognozę ilości urobku kamiennego składają się następujące źródła skały płonnej:

- ok. 3500 t/d – wyrobiska chodnikowe wykonywane w polu Stefanów i Nadrybie;
- 5900–7800 t/d – wyrobiska chodnikowe i ściany eksploatowane w polach Stefanów i Nadrybie;
- 6750–8650 t/d – wyrobiska chodnikowe i ściany eksploatowane w polach Stefanów i Nadrybie łącznie z urobkiem kamiennym dostarczonym w wozach z robót górniczych wykonywanych w polu Bogdanka (opcja).

Prognoza ilości skały płonnej do 2034 r., według aktualnego modelu złoża i harmonogramów produkcji, znajduje się w tabeli 3.2. Prognozę tę autor wykonał na podstawie dostępnych w LW Bogdanka danych geologiczno-górnich i własnego autorskiego harmonogramu produkcji, który został rozbudowany do zakończenia eksploatacji w obecnym obszarze górniczym kopalni, tj. do 2034 r.

Podana w tabeli ilość skały płonnej jest pochodną planowanego w kopalni wydobycia i tzw. uzysku węgla, będącego procentowym udziałem masy węgla w całkowitej masie

*Tabela 3.2. Prognoza produkcji LW Bogdanka wraz z ilością skały płonnej (opracowanie własne wg danych LW Bogdanka)*

Lp.	Lata	Wydobycie brutto [Mg]	Uzysk węgla netto [%]	Prognoza skały płonnej [Mg]
1.	2020	17 668 840	68,30	5 487 040
2.	2021	17 701 160	68,10	5 519 360
3.	2022	17 354 020	69,50	5 172 220
4.	2023	17 266 820	69,80	5 085 020
5.	2024	17 221 480	70,00	5 039 680
6.	2025	17 258 600	69,90	5 076 800
7.	2026	17 092 660	70,60	4 910 860
8.	2027	17 190 320	70,20	5 008 520
9.	2028	17 292 820	69,70	5 111 020
10.	2029	17 257 520	69,90	5 075 720
11.	2030	17 196 140	70,10	5 014 340
12.	2031	16 959 320	71,10	4 777 520
13.	2032	16 931 140	71,20	4 749 340
14.	2033	17 361 580	69,50	5 179 780
15.	2034	17 732 380	68,00	5 550 580

Wieloletnie badania właściwości odpadów wydobywczych w LW Bogdanka SA potwierdzają stałość parametrów fizykochemicznych. Pod względem petrograficznym jest to mieszanina głównie iłowców i mułowców, tj.:

- ciemnoszare łupki ilaste o wyraźnej łupliwości, laminowane substancją organiczną (ok. 10%),
- szare iłowce (ok. 30%),
- szare mułowce bez warstwowania (ok. 35%),
- szarobrunatne syderyty ilaste (ok. 15%),
- jasnoszare drobnoziarniste piaskowce (ok. 10%).

Mając na uwadze lokalizację kopalni Bogdanka w rejonie cennych przyrodniczo

obszarów chronionych, w dobie wzrastającej świadomości ekologicznej społeczeństwa coraz większego znaczenia nabiera aspekt dbałości o środowisko naturalne. Jednym z większych problemów związanych z oddziaływaniem kopalni na środowisko jest ilość odpadów generowanych w procesie produkcyjnym.

### 3.3.2. Uwarunkowania geologiczno-górnictwa eksploatacji węgla na tle strategii wydobycia w LZW

Lubelskie Zagłębie Węglowe odznacza się prostą budową. Występujące warstwy lubelskie i westfal A-B tworzą formację lubelską, która jest najbardziej zasobna w węgiel. Formację tę najczęściej buduje seria mułowcowo-iłwowa, zawierająca około 42% mułowców i 34% iłowców, często z sferosyderytami oraz podrzędnie z piaskowcami (około 14%). W budowie geologicznej omawianego obszaru biorą udział utwory czwartorzędu, trzeciorzęd, kredy, jury i karbonu. Profil litologiczno-stratygraficzny złoża LZW przedstawiono w tabeli 3.3.

Większość pokładów LZW ma złożoną budowę wewnętrzną z zaburzeniami sedymentacyjnymi i tektonicznymi, choć w złożu Bogdanka mniej licznymi aniżeli w innych zagłębiach węglowych. W pokładach występuje nawet do pięciu przerostów o grubościach najczęściej od 5–8 cm do ponad 20 cm, rzadko grubszych, powodujących rozszczepienia pokładów. Udział przerostów w pokładzie jest zmienny od 3–5% (przy jednym przerostie) do ponad 15% (przy występowaniu trzech, czterech przerostów, np. w pokładzie 382). Występujące uskoki, które pierwotnie stwierdzano podczas rozpoznawania złoża metodami sejsmicznymi, po dokładnej analizie okazały się zaburzeniami górotworu w strefach niewielkich fleksurowatych ugięć pokładów.

O kierunku rozwoju technologii podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego decydują warunki górniczo-geologiczne ich zalegania oraz czynniki techniczno-organizacyjne. Wśród warunków górniczo-geologicznych decydujące znaczenie mają:

- głębokość zalegania złoża,
- grubość (miąższość) złoża,
- nachylenie złoża,
- właściwości fizykomechaniczne skał,
- zaburzenia geologiczne,
- występowanie zagrożeń naturalnych.

Z kolei dla wyboru techniki urabiania czynnikami decydującymi są:

- warunki zalegania pokładu, a szczególnie miąższość złoża,
- parametry ściany, a szczególnie jej wysokość,
- właściwości węgla wyrażone wskaźnikiem skrawalności i kątem bocznego rozkruszenia (urabialność),
- wymagane wydobycie dobowe.

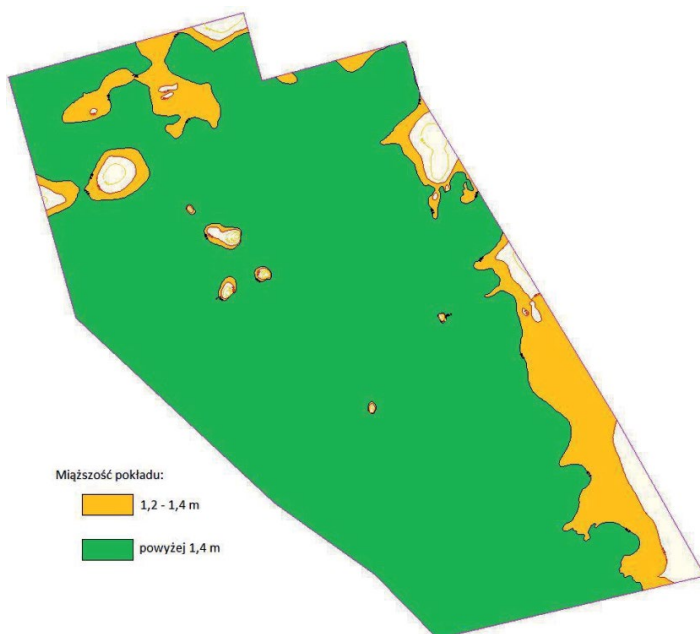
Tabela 3.3. Schemat litologiczno-stratygraficzny złoża LZW (Porzycki 1972)

Stratygrafia			Grubość osadów [m]	Litologia		
Czwartorzęd	Holocen Plejstocen		2,00–80,00	piaski, torfy, pospółki, żwiry, gliny		
Trzeciorzęd	Pliocen		3,90–30,00	iłły		
Kreda	górna		499,90–616,20	margle, kreda piszcząca, wapienie kredopodobne, wapienie z wkładkami i konkrecjami krzemieni, wapienie zapiaszczone		
	dolna (alb)				0,60–8,60	piaski i piaskowce kwarcowe z glaukonitem i konkrecjami fosforytów, margle piaszczyste
Jura	górna środkowa		96,00–154,85	wapienie pelitowe, oolitowe, organodetrytyczne, detrytyczne, piaszczyste, krystaliczne, piaskowce wapniste i dolomityczne, dolomity, iłowce, mułowce, piaskowce		
Karbon	górnym	Westfal + Namur	warstwy lubelskie	formacja Lublin	45,30–408,10	iłowce, mułowce, piaskowce, pokłady węgla
			warstwy kumowskie	formacja Dębina	169,80–242,60	piaskowce, mułowce, iłowce, cienkie pokłady węgla, nieliczne wkładki skał węglanowych
			warstwy bużańskie			
			warstwy komarowskie	formacja Terebina	176,15–236,50	iłowce, mułowce, piaskowce, wapienie, cienkie wkładki węgla,
	dolnym	Wizen górnym		formacja Huczwy	94,25–108,70	wapienie, margle, piaskowce, iłowce, mułowce, cienkie wkładki węgla,
		seria pstra				
Dewon	górnym		nawiercona część stropowa		piaskowce z wkładkami iłowców oraz wapieni i dolomitów	

W przypadku pokładu węgla nr 385/2 w polu Bogdanka kopalni LW Bogdanka SA stwierdzono występowanie następującej charakterystyki warunków górniczo-geologicznych:

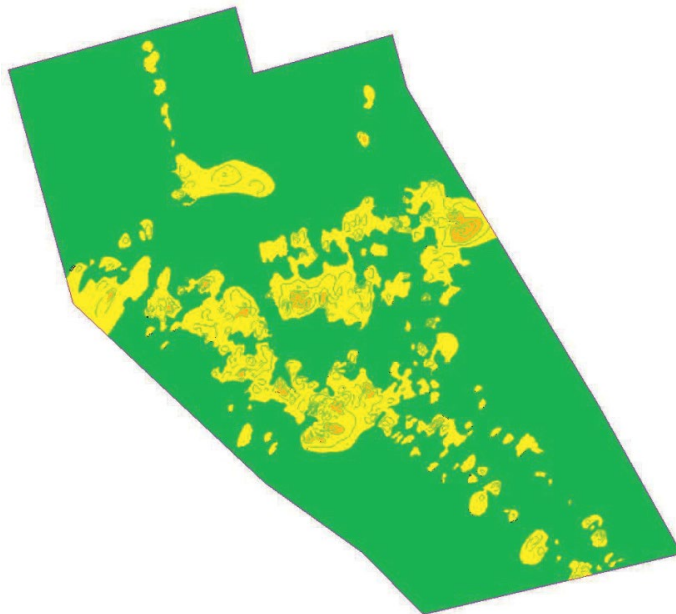
- miąższość pokładu: około 1 m, przy czym miąższość pokładu w ścianie pierwszej w polu pierwszym (nr 1/1/385/2), którą w pierwszej kolejności zamierza eksploatować LW Bogdanka SA, wynosi 0,93–1,3 m, natomiast w całym pokładzie, składającym się z kilku ścian, w niektórych miejscach miąższość dochodzi do 1,7 m,
- temperatura pierwotna skał: do 32°C,
- zagrożenie metanowe: I kategoria, wyrobiska ze stopniem „c”,
- zagrożenie tąpnięciami: nie występuje,
- wytrzymałość na ściskanie pokładu węgla: 8–19 MPa,
- rodzaj skał stropowych/wytrzymałość na ściskanie – iłowce i mułowce średniozwięzłe/4,5–38 MPa,
- rodzaj skał spągowych/ wytrzymałość na ściskanie: iłowce i mułowce słabozwięzłe/2,5–20 MPa,
- urabialność pokładu (wg Protodiakonowa): 0,75–1,20.

Na rysunkach 3.5–3.10 pokazano stan rozpoznania pokładów przewidzianych do eksploatacji w zakresie miąższości oraz grubości przerostów:

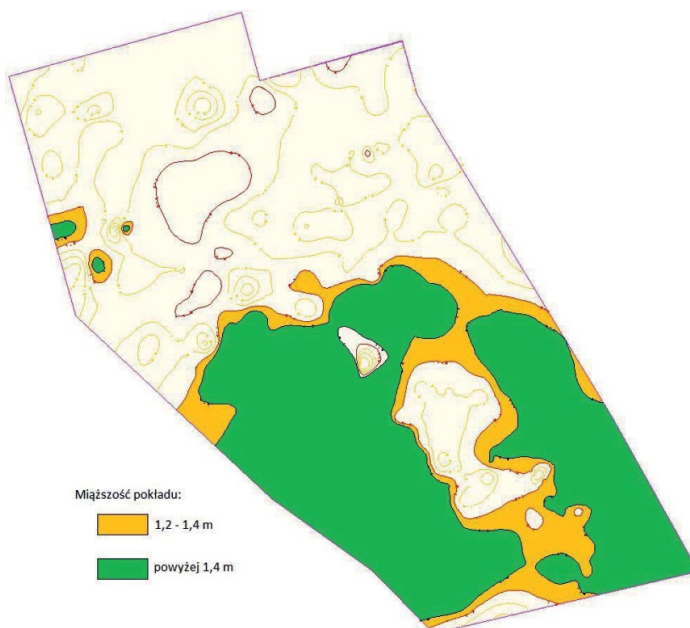


Rys. 3.5. Mapa miąższości pokładu 385/2 (opracowanie własne)

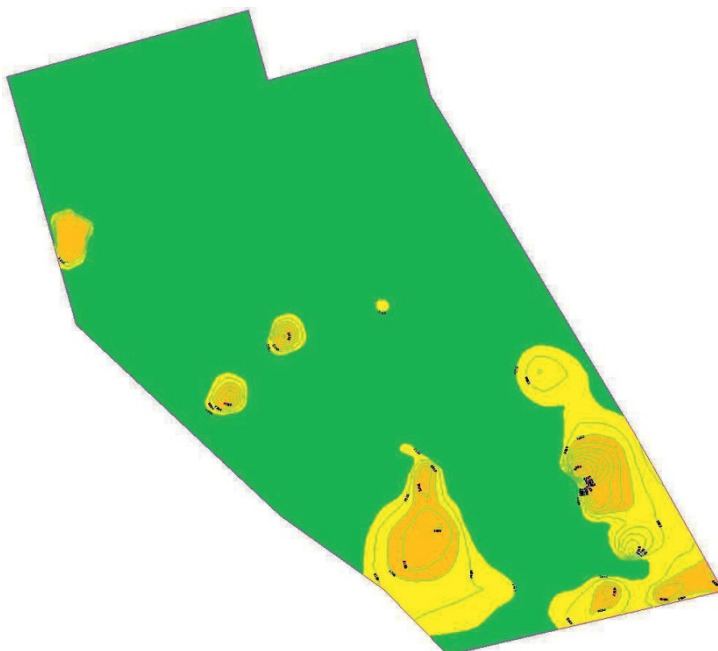




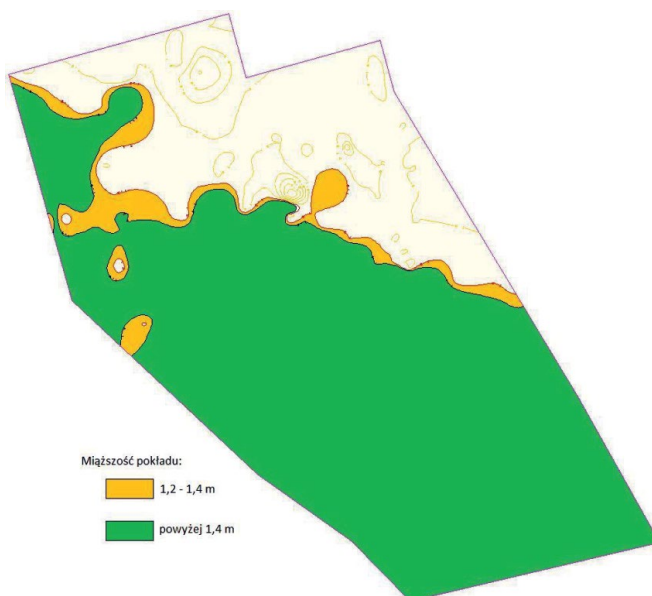
Rys. 3.6. Mapa przerosłów pokładu 385/2 (opracowanie własne)



Rys. 3.7. Mapa miąższości pokładu 389 (opracowanie własne)



Rys. 3.8. Mapa przerostów pokładu 389 (opracowanie własne)



Rys. 3.9. Mapa miąższości pokładu 391 (opracowanie własne)



Rys. 3.10. Mapa przerosłów pokładu 391 (opracowanie własne)

Z przedstawionych rysunków wynika, że najwięcej przerosłów występuje w pokładzie 389 (kolor żółty odpowiada grubości przerosłu od 0,1 do 0,2 m, natomiast pomarańczowy to grubości powyżej 0,2 m), gdzie w południowo-wschodniej części miąższość przerosłów dochodzi do 0,55 m. Warto podkreślić jest z kolei niewielkie zanieczyszczenie pokładu 391, gdzie na obszarze występowania węgla o miąższości powyżej 1,2 m przerosły o grubości powyżej 0,1 m stanowią ok. 18% obszaru. Dla porównania wskaźnik ten dla obszaru 389 wynosi 52%.

Pokład 385/2 to jeden z najbardziej zasobnych i regularnych pokładów węgla kamiennego LZW, eksploatowany głównie w obrębie pola górniczego Bogdanka (głębokości zalegania około 950 m). Pokład 385/2 tworzy węgiel humusowy, drobnopasemkowy z przewagą węgla błyszczącego, ze sporadycznie występującymi węglami sapropelowymi. W pokładzie tym występują przerosły charakteryzujące się zmienną grubością, która waha się od 0,10 m do 0,16 m. W stropie pokładu występują naprzemianległe warstwy iłowca, mułowca oraz piaskowca, które klasyfikowane są do II, III i IV klasy stropu. Parametry ogólne i jakościowe pokładu 385/2 przedstawiają tabele 3.4 i 3.5.

*Tabela 3.4. Wybrane parametry pokładu 385/2  
(opracowanie własne wg danych LW Bogdanka SA)*

Parametr	Typ/wartość
Mięższość	od 1,3 do 1,6 m
Nachylenie	od 0 do 2° w kierunku zachodnim
Przerosty (skład)	iłowce i łupek węglowy
Zawodnienie	pokład ogólnie suchy; zawodnienia lokalne
Warunki stropowo-spągowe	dobrze
Wytrzymałość węgla na ściskanie	od 8 do 19 MPa

*Tabela 3.5. Parametry jakościowe pokładu 385/2  
(opracowanie własne wg danych LW Bogdanka SA)*

Parametr jakościowy	Typ/wartość
Typ węgla	32 – gazowo-płomienny, 33 – gazowo-płomienny, 34 – gazowo-koksowy
Zawartość popiołu	od 3,59 do 35,19%; średnio 8,37%
Wartość opałowa	od 19 878 do 30 226 kJ/kg; średnio 25 972 kJ/kg
Siarka całkowita	Od 0,52 do 2,2%; średnio 1,11%

### 3.3.3. Doświadczenia i efektywność stosowania w LW Bogdanka SA systemów ścianowych przy różnych technologiach urabiania

Prowadzona od ponad 30 lat eksploatacja podziemna w Lubelskim Zagłębiu Węglowym bazowała wyłącznie na technice kombajnowej urabiania. W technice tej wymagana jest stała obecność obsługi kombajnu w ścianie i przemieszczanie się kombajnisty za obsługiwaną maszyną. Fakt ten, a także gabaryty kombajnu oraz przenośnika ścianowego, przesądzają o tym, że technika kombajnowa może być stosowana efektywnie w ścianach o wysokości powyżej 1,6 m. Kopalnia Bogdanka w dotychczasowej działalności górniczej dopracowała technologię eksploatacji ścian techniką kombajnowego urabiania do zadawalającego poziomu. Dzięki temu osiągnęła wysoką koncentrację wydobywania, dużą wydajność i korzystne wyniki ekonomiczne, przy eksploatacji pokładów o miąższości powyżej 1,6 m. Technika ta w przypadku Lubelskiego Węgla Bogdanka SA w pokładach o grubości 2,0–2,5 m pozwala uzyskać wydobywanie dobowe z jednej ściany do 20 tys. Mg/d urobku węglowego, a w ścianach o wysokości 1,6–2,0 m do 15 tys. Mg/d.



Rys. 3.11. Kompleksy ścianowe w kopalni Bogdanka (Dyczko i in. 2011)

Jak już podkreślano, w niskich ścianach kombajnowych istnieje zarówno naturalna, jak i wymuszona wymiarami geometrycznymi urządzeń ścianowych tendencja do zwiększania wysokości ściany, co najczęściej realizowane jest poprzez przybieranie spągu oraz stropu eksploatowanego pokładu. Prowadzi to do zanieczyszczenia, a zarazem pogorszenia jakości urobku. Mając na uwadze racjonalne i efektywne zagospodarowanie zasobów węgla zalegających w pokładach o małej miąższości, LW Bogdanka SA w 2010 r. podjęła eksploatację z zastosowaniem techniki strugowej, opartej na rozwiązaniach sprawdzonych w górnictwie niemieckim (Dyczko i in. 2011).

Efektywne wdrożenie techniki strugowej w LW Bogdanka SA zostało uznane za przedsięwzięcie o strategicznym znaczeniu dla rozwoju kopalni Bogdanka i realizowane jest konsekwentnie od 2010 r., kiedy to uruchomiono pierwszą ścianę strugową (badawczą) wyposażoną w nowy w pełni zautomatyzowany kompleks strugowy Bogdanka-1.

Wdrożenie techniki strugowej miało zapewnić realizację jednocześnie dwóch celów:

- umożliwienie ekonomicznej eksploatacji pokładów o grubości poniżej 1,6 m, co pozwoliło na powiększenie bazy zasobów przemysłowych węgla w pokładach o miąższości od 1,2 do 1,6 m,
- poprawa jakości urobku poprzez ograniczenie ilości przybieranej skały płonnej ze stropu i spągu, dzięki „czystemu” wybieraniu.

Wdrożenie techniki strugowej w LW Bogdanka SA poprzedzało wykonane w IGSMiE PAN w 2008 r. opracowanie pt.: „Analiza stanu techniki strugowej na świecie i możliwości jej wdrożenia w LW Bogdanka SA”, w którym wykazano, iż:

- w obszarach objętych koncesją udzieloną kopalni znaczną ilość stanowią pokłady cienkie o miąższości 1,2–1,5 m, a nawet mniejszej (miąższość 0,93–1,3 m), których eksploatacja będzie oznaczała wzrost bazy zasobowej zasobów przemysłowych, opłacalnych w procesie eksploatacji, wydłużając okres ich eksploatacji i żywotność kopalni,
- realizacja opłacalnej eksploatacji jest możliwa przy wykorzystaniu najnowszych rozwiązań w zakresie techniki strugowej, której zaniechano w Polsce z końcem ubiegłego wieku,
- należy liczyć się z poniesieniem dodatkowych nakładów związanych z rozbudową infrastruktury kopalni (wzrost przekrojów wyrobisk korytarzowych, zmiana obudowy wyrobisk),
- efektywna eksploatacja jest możliwa, czego potwierdzeniem były wykonane analizy ekonomiczne,
- wdrożenie techniki strugowej będzie wymagało nabycia nowych umiejętności przez załogę kopalni, a w konsekwencji wzrost nakładów na szkolenia załogi – (według stanu na 2008 r.).

W licznych publikacjach naukowych, zarówno w kraju, jak i na świecie, wskazuje się za celowe dla złóż o miąższości 1 metra podjęcie eksploatacji z zastosowaniem kompleksów strugowych. Decydują o tym: wysoka wydajność, niższe koszty eksploatacji oraz ograniczona ilość skały płonnej w kopalinie. Przybieranie skały płonnej oraz opad skał stropowych są głównymi czynnikami wpływającymi na pogorszenie jakości urobku. Zjawiska te mają negatywny wpływ na koszty wszystkich procesów związanych z prowadzoną działalnością zakładu górniczego. Powstające koszty produkcji związane są przede wszystkim ze:

- znacznym wzrostem wykorzystywanej energii podczas urabiania,
- utrzymaniem i zużyciem urządzeń urabiających,
- skracaniem trwałości użytkowej przenośników taśmowych,
- poborem mocy, związanym z transportem odpadów,
- wyższym kosztem przeróbki,
- składowaniem odpadów kopalnianych,
- rekultywacją składowiska.

Jak już wspomniano, zwalczanie zanieczyszczenia (przybierania skały płonnej) w celu obniżenia kosztów produkcji może odbywać się poprzez zastosowanie techniki strugowej. Zdaniem autora należy podejmować wszelkie możliwe kroki, które polepszą jakość urobku i zmniejszą negatywne oddziaływanie na środowisko. Niejednokrotnie jednoprocetowe zmniejszenie zanieczyszczenia urobku węgla kamieniem skutkowało dwucyfrową poprawą opłacalności pro-

dukcji, co przedstawione zostało na przykładzie kopalń amerykańskich (Kryj i in. 2011).

Kopalnia LW Bogdanka SA od dłuższego czasu boryka się z dużym zanieczyszczeniem węgla. Skupia się także na obniżeniu kosztów produkcji oraz poprawie efektywności wydobywania.

Poprawę stopnia zanieczyszczenia urobku potwierdzają porównania wyników produkcyjnych dwóch ścian w pokładzie 385. Pierwsza ściana 7/V/385 wybierana systemem kombajnowym uzyskała 68% węgla w urobku i tym samym 32% stanowiła skała płonna. Druga ściana 1/VI/385, która była badawczą dla nowego systemu strugowego, osiągnęła uzysk 75% węgla w urobku i 25% skały płonnej.

Dotychczasowe doświadczenia kopalni Bogdanka we wdrażaniu techniki strugowej obejmują następujący zakres:

- opracowanie założeń oraz zakup dwóch kompleksów strugowych w latach 2008–2010,
- wykonanie rozcinki pola, zakup pierwszego kompleksu strugowego (Bogdanka-1) uzbrojenie i wybranie w 2010 roku pierwszej ściany strugowej 1/VI/385 w pokładzie 385/2 w Nadrybiu,
- wykonanie rozcinki pola i przebrojenie pierwszego kompleksu strugowego do ściany 7/VII/385 w pokładzie 385/2 w Stefanowie i jej eksploatacja w okresie październik 2011–marzec 2013 roku,
- zakup drugiego kompleksu strugowego Bogdanka-2 dla ściany 2/VI/385 (ściana rozpoczęła eksploatację w listopadzie 2012 roku),
- wykonanie rozcinki i uruchomienie trzeciej ściany strugowej, w polu VI (ściana 3/VI/385) w listopadzie 2014 r. (wyposażonej w kompleks strugowy Bogdanka 3),
- zakup kompleksu strugowego Bogdanka-4 i jego zabudowa w ścianie 1/I/385 w polu Bogdanka.

Zakupiony w roku 2009 pierwszy kompleks strugowy umożliwił w 2010 r. eksploatację ściany 1/VI/385 w pokładzie 385/2, która osiągnęła zakładane wydobywanie na poziomie ok. 10 tys. Mg/d, przy grubości pokładu około 1,55 m. Wcześniej pełny wybieg ściany 1/VI/385, wynoszący 1750 m, zrealizowany został w okresie marzec-listopad 2010 r. Parametry osiągnięte przez tę ścianę w czasie kwiecień–październik były następujące:

- |                                     |                  |
|-------------------------------------|------------------|
| ■ średni postęp dobowy              | – 10,0 m,        |
| ■ średnie wydobywanie dobowe brutto | – 8,2 tys. Mg,   |
| ■ średni postęp miesięczny          | – 247,4 m,       |
| ■ średni dobowy czas pracy struga   | – 5 h 23 min,    |
| ■ całkowite wydobywanie ściany      | – 1 382 tys. Mg. |

Kolejnym poważnym wyzwaniem w zakresie wdrażania techniki strugowej w LW Bogdanka SA była ściana 7/VII/385 o długości 305 m i wybiegu ok. 5 km, w po-



kładzie o grubości 1,25–1,60 m, którą wyposażono w kompleks ze ściany 1/VI/385. Uruchomienie tej ściany nastąpiło w październiku 2011 roku w polu Stefanów i uwarunkowane było oddaniem do eksploatacji nowego szybu skipowego 2.1.

Przebrojony pierwszy kompleks strugowy Bogdanka-1 ze ściany 1/VI/385 do ściany 7/VII/385 uzyskał rekordowe wydobyte dobowe na poziomie 25 tys. Mg/d, przy postępie ściany 27 m/d. Ściana 7/VII/385 prowadzona w polu Stefanów uzyskała średnie wydobyte dobowe 11,5 tys. Mg urobku węglowego brutto, przy średnim postępie 12 m/d. W ścianie 7/VII/385 wprowadzone zostały nowe rozwiązania w zakresie samozładunku węgla wyrzucanego przez strug do chodników przyścianowych oraz w zabudowie i prowadzeniu wnęk przychodnikowych. Wprowadzono także zmiany w zakresie technologii jej prowadzenia. Zmiany te są przedmiotem szczegółowej oceny i będą wdrażane sukcesywnie.

Kolejne ściany wyposażone zarówno w kompleks Bogdanka-1, jak i w kompleks Bogdanka-2, potwierdziły duże możliwości w zakresie osiąganey wydajności pracy, jakimi dysponują kompleksy strugowe. W 2014 r. zakupiono dwa kolejne kompleksy strugowe, przy czym czwarty: Bogdanka-4, był następstwem nieudanej próby zakupu kompleksu kombajnowego dla pokładów niskich. Wyniki produkcyjne ścian wybranych dotychczas kompleksami strugowymi oraz uzyskane wydajności zamieszczono w tabeli 3.6.

Tabela 3.6. Wydobyte ze ścian wyposażonych w kompleksy strugowe (opracowanie własne wg danych LW Bogdanka)

Kompleks strugowy Bogdanka-1					
Lp.	Ściana	Okres pracy ściany	Wybieg ściany	Wydobyte całkowite brutto	Wydobyte dobowe brutto
			[m]	[t]	[t/d]
1	1/VI/385	III.2010–XI.2010	1 750	1 381 938	7 942
2	7/VII/385	X.2011–III.2013	5 022	4 837 385	11 329
3	1/VIII/385	VII.2013–I.2015	5 015	4 753 877	10 201
Razem			11 787	10 973 200	10 284
Kompleks strugowy Bogdanka-2					
1	2/VI/385	X.2012–VII.2013	2 310	2 059 178	9 713
2	6/VII/385	XI.2013–nadal	3 448	3 370 436	9 336
Razem			5 758	5 429 613	9 476
Kompleks strugowy Bogdanka-3					
1	3/VI/385	XI.2014–nadal	410	361 023	6 447
Razem			410	361 023	6 447



Stan czterech kompleksów strugowych zabezpiecza potrzeby kopalni w zakresie wybierania pokładów o grubości 1,2–1,6 m na co najmniej kilka następujących lat.

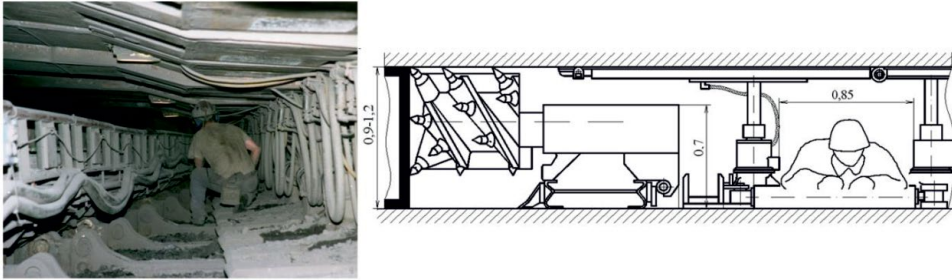
Kopalnia zamierza utrzymywać i rozwijać obie techniki urabiania w ścianach wydobywczych, a więc zarówno kombajnowe kompleksy ścienne, jak i ich odpowiedniki strugowe. W docelowym modelu eksploatacji zakłada się realizację pełnego wydobycia uzyskiwanego z 4 jednocześnie czynnych ścian, dysponując co najmniej sześcioma kompleksami mechanizacyjnymi, w tym np. 3 kompleksy strugowe i 3 kombajnowe, lub 4 strugowe i 2 kombajnowe.

Podsumowując, należy podkreślić, iż na zakres stosowalności poszczególnych technik wpływa wiele czynników. Generalnie, można je podzielić na geologiczne i techniczne (tab. 3.7).

Tabela 3.7. Najważniejsze czynniki wpływające na zakres stosowania poszczególnych technik (opracowanie własne)

Czynnik		Strug	Kombajn	
Geologiczne	Miąższość pokładu	od 0,6 m do 2,3 m	od 1,5 m do 6,0 m	
	Twardość węgla	własności porównywalne		
	Nachylenie	podłużne	do 45 stopni	do 20 stopni
		poprzeczne	po wzniosie 45 stopni, po upadzie 20 stopni	po wzniosie do 20 stopni, po upadzie 20 stopni
	Przekraczanie uskoków	własności porównywalne		
Pofałdowanie pokładu	strug pokonuje łatwiej ze względu na mniejszą długość			
Techniczne	Warunki stropowe	mniejszy zabiór ułatwia utrzymanie stropu	częste obwały	
	Warunki spągowe	właściwości porównywalne (dostosowane do trudnych warunków spągnice sekcji zmechanizowanych)		
	Granulacja urobku	większy wychód grubych sortymentów	urobek mocno rozdrobniony	
	Gabaryty wyrobisk	wymaga szerszych wyrobisk	napęd zwrotny najczęściej w ścianie	
	Automatyzacja	praca w pełni zautomatyzowana	znacznie mniejszy stopień automatyzacji	

W pełni zautomatyzowane kompleksy strugowe pozwalają urabiać pokłady bardzo cienkie, co w przypadku kombajnów jest znacząco utrudnione. Wynika to głównie z faktu, iż w ślad za posuwającym się kombajnem musi się przemieszczać obsługa. Wysokość ściany 1,5 m jest granicą, przy której praca załogi w wyrobisku eksploatacyjnym jest trudna (rys. 3.12).



*Rys. 3.12. Utrudniona pozycja pracy w niskiej ścianie kombajnowej (Bondarenko i in. 2003)*

Dotychczasowe doświadczenia w zakresie eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego w LW Bogdanka SA pozwalają na elastyczną strategię realizacji procesu wydobywania i dobór urządzeń gwarantujących efektywną eksploatację.

## 4. OCENA WPŁYWU ZUBOŻENIA NA EFEKTYWNOŚĆ EKONOMICZNĄ PROCESU PRODUKCYJNEGO PODZIEMNEGO ZAKŁADU GÓRNICZEGO

---

Prowadzenie efektywnej ekonomicznie eksploatacji wymaga kontroli kilku kluczowych zmiennych geologicznych i górniczych, związanych ze złożem, warunkami załęgania węgla w pokładach, czy też ze stosowaną technologią wydobywania.

W pracach, m.in.: (Karbownik 1987; Lisowski 2001; Magda i in. 2002; Lorenz i in. 2002; Przybyła, Chmiela 2007; Rajwa 2007; Dyczko, Kopacz 2008a, 2008b; Lubosik 2009; Sobczyk 2009; Brzychczy 2012; Wodarski, Bijańska 2014; Grudziński 2009, 2012; Turek 2013; Kopacz 2015a, 2015b) wskazywano w różny sposób na wzajemną zależność parametrów geologicznych i górniczych, ich wpływ na model kopalni, technologię wydobywania, koszty procesów, jakość produktów handlowych oraz efektywność ekonomiczną kopalń. W pracach tych akcentowany jest w szczególności związek miąższości pokładów z technologią wydobywania, oceną technicznych możliwości eksploatacji ścian, wpływ uzysku kopaliny (węgla) na postępy w przodkach i ostatecznie koszty w miejscach ich powstawania. Dobór technologii w warunkach pogarszającej się miąższości pokładów ma wspierać możliwości zyskowej (ekonomicznie opłacalnej) działalności górniczej. Jeżeli zatem istnieje związek miąższości eksploatowanych pokładów, stosowanej technologii wydobywania, systemu organizacji pracy i kosztów procesów, to tym samym powinno istnieć uzasadnienie ekonomiczne dla wprowadzania zmian mogących wpłynąć na wybieranie mniejszej ilości skały płonnej w wyrobiskach podziemnych.

Zdaniem autora taki związek istnieje, a próba poprawy jakości procesu wydobywczego polegająca ostatecznie na wybieraniu mniejszej ilości skały płonnej powinna poprawiać efektywność ekonomiczną wydobywania. Oczywiście na końcowy efekt, czy też skalę efektów ekonomicznych winna być nałożona racjonalność ich osiągnięcia w konkretnych warunkach złoża i stosowanej technologii.

### 4.1. Ocena zależności parametrów geologiczno-górniczych i kosztów przodków wydobywczych

W ramach wstępnej oceny efektywności ekonomicznej procesu wydobywania ze ścian zestawiono podstawowe informacje dotyczące wybranych ścian eksploato-

wanych technologią kombajnową i strugami w kopalni LW Bogdanka SA. Na tym tle wskazano istnienie (bądź brak) podstawowych zależności pomiędzy cechami geologicznymi pokładów i charakterystyką ścian a kosztami na nich zagregowanymi. Zależności te określono na bazie analizy korelacji. W zakres oceny włączono w szczególności zależności pomiędzy:

- miąższością, uzyskiem węgla netto i wydobyciem,
- postępem a średnim dobowym wydobyciem netto i brutto,
- kosztami wydobycia w przodkach a całkowitym wydobyciem netto i brutto ze ścian,
- kosztami wydobycia w przodkach a uzyskiem węgla netto.

W tabeli 4.1 zestawiono podstawowe dane techniczne charakteryzujące ściany kombajnowe w okresie od uruchomienia wydobycia do likwidacji, natomiast w tabeli 4.2 – podstawowe dane techniczne dotyczące ścian strugowych w ujęciu średnich miesięcznych wartości w latach 2012–2015. Na rysunku 4.1 przedstawiono z kolei wyniki analizy korelacji ww. zmiennych dla ścian kombajnowych w latach 2011–2014. Natomiast na rysunku 4.2 przedstawiono macierz wzajemnych korelacji dla zakresu zmiennych przedstawionych w tabeli 4.2 w przypadku ścian strugowych.

Tabela 4.1. Zestawianie parametrów ścian kombajnowych w latach 2011–2014  
(opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Czas eksploatacji przodka	Wybieg	Długość	Średnia grubość pokładu w węglu	Średnia wysokość urabianego przodka	% przybierak	Średni postęp dobowy	Średnie wydobyćcie dobowe netto	Średnie wydobyćcie dobowe brutto	Całkowite wydobyćcie węgla	Całkowite wydobyćcie urobku	Średni uzysk węgla netto
	[m-c]	[m]	[m]	[m]	[m]		[m]	[Mg]	[Mg]	[Mg]	[Mg]	[%]
13/II (p.382)	12	2 564,0	310	2,25	2,53	12	8,84	9 489,0	12 155,0	2 751 872,0	3 525 037,0	78,1
3/II (p.382)	8,2	2 160,0	289	2,40	2,92	22	10,3	10 975,2	15 938,0	2 304 846,0	3 347 046,0	68,9
6/IV/385	7,2	1 363,0	297	1,78	2,17	22	7,7	6 321,0	9 284,0	1 112 440,0	1 634 006,0	68,1
9/IV/385	4,0	1 077,0	296	1,90	2,28	20	10,6	8 972,4	12 743,0	915 163,0	1 299 758,0	70,4
4/IV/385	16,0	3 095,5	294,5	1,80	2,16	20	7,9	6 372,0	9 691,0	2 510 499,0	3 818 404,0	65,7

Analiza korelacyjna dla przodków eksploatowanych kombajnem wykazała wysokie i w wielu przypadkach istotne statystycznie zależności korelacyjne pomiędzy:

- czasem eksploatacji ściany a całkowitym wydobyciem węgla i urobku węglowego ze ściany, całkowitymi kosztami operacyjnymi, w tym również kosztami bezpośrednimi: zużycia materiałów, energii, remontów, wynagrodzeń oraz pozostałych kosztów,

4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

Tabela 4.2. Zestawienie parametrów ścian strugowych w latach 2012–2015 (opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Średni postępowanie [m]	Średnia grubość pokładu [m]	Średni Przerost [m]	Średni opad stropu [m]	Średnia furta [m]	Średnie wydobycie netto [Mg]	Średnie wydobycie brutto [Mg]	Średni uzysk węgla [%]	Średnie koszty operacyjne (*) [zł]
Ściana 1/VIII/385	251,2	1,4	0,15	0,12	1,70	163 225,6	238 283,7	68%	5 504 717,3
Ściana 2/VI/385	235,3	1,5	0,15	0,21	1,93	137 447,3	206 227,6	64%	3 515 228,5
Ściana 3/VI/385	217,4	1,5	0,22	0,21	1,86	121 866,3	186 896,0	65%	3 258 586,2
Ściana 6/VII/385	231,0	1,5	0,16	0,09	1,78	157 904,6	229 808,5	69%	5 033 552,2
Ściana 7/VII/385	279,0	1,4	0,16	0,08	1,68	185 207,9	268 686,7	69%	5 953 332,2

(\*) koszty operacyjne bez kosztów zbrojenia i likwidacji.

Zmienna	Korelacje (Arkusz1)																			
	Oznaczone wsp. korelacji są istotne z $p < ,05000$ N=5 (Braki danych usuwano przypadkami)																			
	Czas eksploatacji przodka	Wybieg [m]	Długość [m]	Średnia grubość pokładu	Średnia wysokość urabiania	% przybieriek [%]	Średni postępowanie	Średnie wydobycie d	Średnie wydobycie d	Całkowite wydobycie	Całkowite wydobycie	Średni uzysk węgla p	Koszty Razem [tys. zł]	Materiały [tys. zł]	Usługi obce [tys. zł]	Energia [tys. zł]	Remonty [tys. zł]	Wynagrodzenia [tys. zł]	Amortyzacja [tys. zł]	K. pozostałe [tys. zł]
Czas eksploatacji przodka [mc]	1,00	0,96	0,22	-0,03	-0,12	-0,36	-0,61	-0,32	-0,35	0,82	0,86	-0,05	0,81	0,40	-0,71	0,76	0,93	0,91	0,43	0,89
Wybieg [m]	0,96	1,00	0,16	0,22	0,14	-0,38	-0,39	-0,06	-0,08	0,93	0,96	0,03	0,88	0,59	-0,65	0,82	0,95	0,88	0,58	0,84
Długość [m]	0,22	0,16	1,00	0,07	-0,18	-0,92	-0,28	-0,03	-0,29	0,28	0,11	0,85	0,50	0,14	-0,25	0,49	0,45	0,57	0,51	0,59
Średnia grubość pokładu w węglu [m]	-0,03	0,22	0,07	1,00	0,97	-0,33	0,54	0,92	0,86	0,55	0,47	0,53	0,49	0,88	-0,09	0,52	0,25	0,04	0,82	0,11
Średnia wysokość urabianego przodka	-0,12	0,14	-0,18	0,97	1,00	-0,08	0,60	0,91	0,92	0,44	0,39	0,31	0,33	0,82	-0,03	0,38	0,10	-0,14	0,67	-0,06
% przybieriek [%]	-0,36	-0,38	-0,92	-0,33	-0,08	1,00	0,07	-0,23	0,02	-0,54	-0,38	-0,89	-0,69	-0,38	0,21	-0,64	-0,61	-0,69	-0,72	-0,65
Średni postępowanie [m]	-0,61	-0,39	-0,28	0,54	0,60	0,07	1,00	0,83	0,86	-0,19	-0,22	0,20	-0,30	0,10	0,78	-0,36	-0,48	-0,49	0,07	-0,66
Średnie wydobycie dobowe netto [Mg]	-0,32	-0,06	-0,03	0,92	0,91	-0,23	0,83	1,00	0,96	0,26	0,18	0,49	0,18	0,62	0,32	0,18	-0,06	-0,20	0,59	-0,23
Średnie wydobycie dobowe brutto [Mg]	-0,35	-0,08	-0,29	0,86	0,92	0,02	0,86	0,96	1,00	0,19	0,16	0,24	0,06	0,56	0,36	0,05	-0,17	-0,33	0,44	-0,37
Całkowite wydobycie węgla [Mg]	0,82	0,93	0,28	0,55	0,44	-0,54	-0,19	0,26	0,19	1,00	0,98	0,31	0,97	0,82	-0,62	0,93	0,93	0,81	0,84	0,81
Całkowite wydobycie urobku [Mg]	0,86	0,96	0,11	0,47	0,39	-0,38	-0,22	0,18	0,16	0,98	1,00	0,12	0,91	0,77	-0,63	0,87	0,91	0,78	0,73	0,77
Średni uzysk węgla netto [5]	-0,05	0,03	0,85	0,53	0,31	-0,89	0,20	0,49	0,24	0,31	0,12	1,00	0,47	0,41	-0,03	0,47	0,29	0,32	0,71	0,34
Koszty Razem [tys. zł]	0,81	0,88	0,50	0,49	0,33	-0,69	-0,30	0,18	0,06	0,97	0,91	0,47	1,00	0,78	-0,68	0,98	0,96	0,87	0,87	0,91
Materiały [tys. zł]	0,40	0,59	0,14	0,88	0,82	-0,38	0,10	0,62	0,56	0,82	0,77	0,41	0,78	1,00	-0,53	0,83	0,62	0,38	0,91	0,51
Usługi obce [tys. zł]	-0,71	-0,65	-0,25	-0,09	-0,03	0,21	0,78	0,32	0,36	-0,62	-0,63	-0,03	-0,68	-0,53	1,00	-0,78	-0,73	-0,57	-0,46	-0,82
Energia [tys. zł]	0,76	0,82	0,49	0,52	0,38	-0,64	-0,36	0,18	0,05	0,93	0,87	0,47	0,98	0,83	-0,78	1,00	0,93	0,79	0,89	0,90
Remonty [tys. zł]	0,93	0,95	0,45	0,25	0,10	-0,61	-0,48	-0,06	-0,17	0,93	0,91	0,29	0,96	0,62	-0,73	0,93	1,00	0,95	0,71	0,96
Wynagrodzenia [tys. zł]	0,91	0,88	0,57	0,04	-0,14	-0,69	-0,49	-0,20	-0,33	0,81	0,78	0,32	0,87	0,38	-0,57	0,79	0,95	1,00	0,56	0,93
Amortyzacja [tys. zł]	0,43	0,58	0,51	0,82	0,67	-0,72	0,07	0,59	0,44	0,84	0,73	0,71	0,87	0,91	-0,46	0,89	0,71	0,56	1,00	0,64
K. pozostałe [tys. zł]	0,89	0,84	0,59	0,11	-0,06	-0,65	-0,66	-0,23	-0,37	0,81	0,77	0,34	0,91	0,51	-0,82	0,90	0,96	0,93	0,64	1,00

Rys. 4.1. Macierz korelacji dla zmiennych określających ściany kombajnowe (opracowanie własne)

- grubością (miąższością) pokładów a wydobyciem dobowym netto,
- poziomem przybieriek a uzyskiem węgla,
- postępowaniem dobowym a średnim wydobyciem dobowym netto i brutto,
- wydobyciem dobowym brutto a grubością (miąższością) pokładów i wysokością urabiania,
- całkowitym wydobyciem urobku (i węgla) ze ściany a łącznymi kosztami operacyjnymi, w tym również kosztami bezpośrednimi: zużycia materiałów, energii, remontów, wynagrodzeń oraz pozostałych kosztów.

Zmienna	Korelacje (Arkusz1) Oznaczone wsp. korelacji są istotne z $p < ,05000$ N=5 (Braki danych usuwano przypadkami)								
	Postęp	Wysokość pokładu	Przerosty	Opad stropu	Furta	Wydobycie netto	Wydobycie brutto	Uzysk węgla	Koszty operacyjne
Postęp	1,00	-0,68	-0,60	-0,66	-0,74	0,91	0,93	0,57	0,82
Wysokość pokładu	-0,68	1,00	0,46	0,75	0,96	-0,77	-0,77	-0,79	-0,89
Przerosty	-0,60	0,46	1,00	0,52	0,39	-0,68	-0,66	-0,41	-0,63
Opad stropu	-0,66	0,75	0,52	1,00	0,87	-0,90	-0,88	-0,98	-0,94
Furta	-0,74	0,96	0,39	0,87	1,00	-0,86	-0,86	-0,90	-0,94
Wydobycie netto	0,91	-0,77	-0,68	-0,90	-0,86	1,00	1,00	0,83	0,97
Wydobycie brutto	0,93	-0,77	-0,66	-0,88	-0,86	1,00	1,00	0,82	0,96
Uzysk węgla	0,57	-0,79	-0,41	-0,98	-0,90	0,83	0,82	1,00	0,92
Koszty operacyjne	0,82	-0,89	-0,63	-0,94	-0,94	0,97	0,96	0,92	1,00

Rys. 4.2. Macierz korelacji dla zmiennych określających ściany strugowe  
(opracowanie własne)

W przypadku ścian, w których zastosowano technikę strugową, uzyskano wysokie i istotne statystycznie wartości współczynników korelacji pomiędzy:

- postępem, wydobyciem netto i brutto oraz kosztami operacyjnymi,
- grubością (miąższością) pokładów, opadem stropu, furką eksploatacji, wydobyciem netto i brutto oraz kosztami operacyjnymi,
- uzyskiem węgla netto wysokością pokładu, opadem stropu oraz kosztami operacyjnymi.

Przeprowadzona analiza korelacyjna:

1. Uwypukliła istnienie zależności pomiędzy postępem przodków, miąższością pokładów, wydobyciem dobowym i całkowitym węgla i w jeszcze większym stopniu – skały płonnej jak również kosztami operacyjnymi:
  - w szczególności widoczne są zależności pomiędzy kosztami, które w zdecydowanej większości zaliczyć można do kosztów zmiennych.
2. Wykazała, że w przypadku ścian z kombajnem istnieje ujemna zależność korelacyjna o średniej sile pomiędzy postępem a kosztami operacyjnymi w przodku:
  - w przypadku ścian strugowych zależność ta jest silniejsza, choć korelacja jest dodatnia.
3. Nie potwierdziła istnienia zależności korelacyjnych pomiędzy średnim uzyskiem węgla netto a kosztami wydobycia (brak zależności może pośrednio wynikać z błędu oszacowania średniego uzysku węgla jako ilorazu wydobycia netto i brutto dla całej ściany):

- istnieje zależność korelacyjna średniego uzysku i średniego dobowego wydobycia urobku brutto w przypadku ścian cienkich.

Ostatecznie uzyskane rezultaty oceny potwierdzają zasadność dalszych prac ukierunkowanych na wykazanie efektów ekonomicznych płynących z racjonalizacji wydobycia przez zmianę celów i parametrów zadaniowych z ilościowych na jakościowe lub wzajemną optymalizację obu z nich celem ograniczania ilości powstającej skały płonnej.

Ze względu na niewielką liczbę analizowanych przodków ścianowych należy podkreślić, iż przeprowadzona analiza korelacji nie przesądza o rzeczywistych zależnościach analizowanych zmiennych. Ocena numeryczna istotności statystycznej jest nacechowana błędem związanym z ilością, przy czym nie można rozstrzygnąć kierunku wpływu tego błędu i jego ostatecznej wartości. Niemniej jednak, zgodnie z intuicją i wiedzą w tym zakresie, uzyskane rezultaty prawidłowo wskazują kierunki i siłę istniejących zależności w rzeczywistości.

Dla ścian strugowych wzorcem stają się przodki z kombajnem jako maszyną urabiającą, cechujące się aktualnie wyższą efektywnością ekonomiczną.

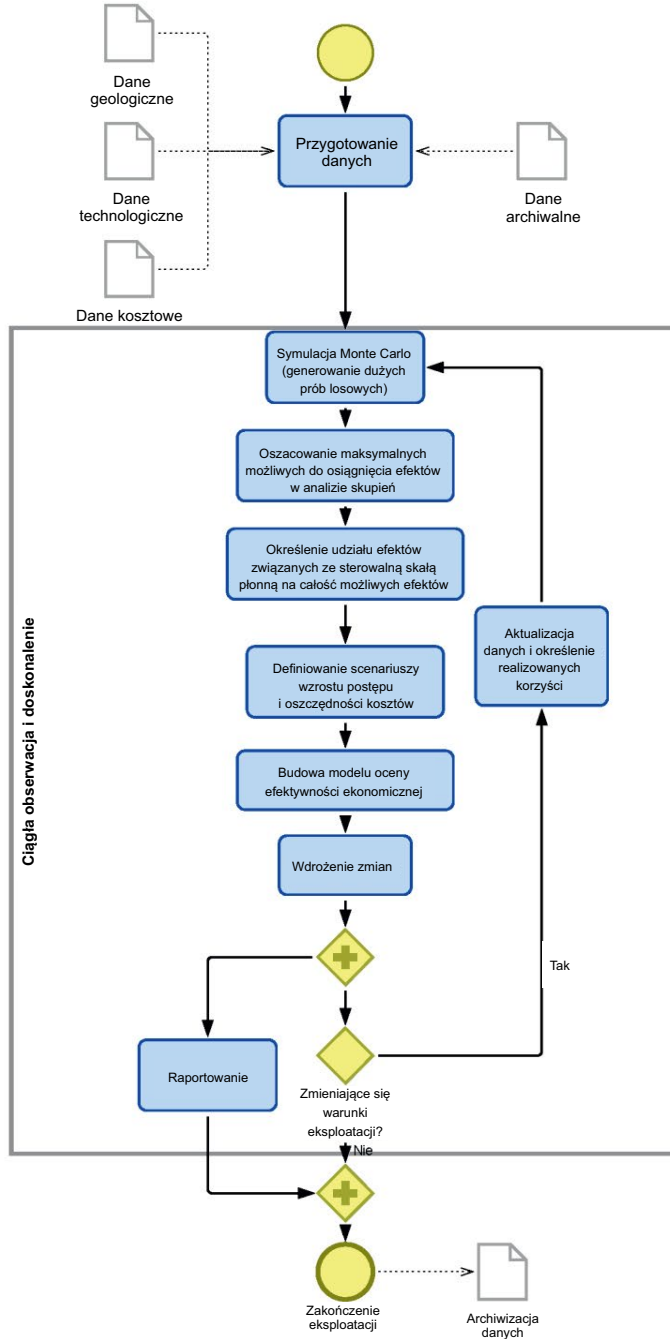
## 4.2. Metodyka oceny wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność ekonomiczną wydobycia węgla

Ocena wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność ekonomiczną wydobycia węgla była prowadzona z uwzględnieniem cyklu życia pola wybierkowego (eksploatacyjnego) – przodka ścianowego. Cykl życia typowego przodka ścianowego obejmuje zasadniczo fazę udostępnienia pola eksploatacyjnego i dojście do ściany, wykonawstwo wyrobiskach chodnikowych przygotowawczych konturujących ścianę, zbrojenie przodka, fazę operacyjną wydobycia, demontaż wyposażenia i likwidację (Magda i in. 2002; Kustra i Sierpińska 2013).

Ze względu na specyfikę posiadanych danych, która w szczególności została opisana w dalszej części pracy, całość analiz była prowadzona na bazie danych uogólnionych dla ścian 1/VIII/385, 6/VII/385 i 3/VI/385, wygenerowanych dla dużej populacji 10 tys. zmiennych, pokrywając tym samym pełny cykl życia jednego przodka ścianowego. Proces oceny został przedstawiony na rysunku 4.3.

Obejmuje on kilka kluczowych komponentów (etapów):

- przygotowanie i obróbka statystyczna danych dotyczących przodków strugowych,
- generowanie dużych prób losowych,
- budowa modelu oceny efektywności ekonomicznej, w tym:
  - budowa modelu matematycznego,
  - raportowanie wyników i wnioskowanie.



Rys. 4.3. Procedura postępowania i proces analityczny w opracowanej metodzie oceny (opracowanie własne)



W szczególności, analiza, ocena problemu badawczego i wnioskowanie zakładają następujące czynności:

1. Zbieranie danych geologicznych (dane jakościowe dotyczące urobku z systemu SYSKON (zawartość popiołu, wartość opału, wilgotność, masa urobku).
2. Przygotowanie pozostałych danych technologicznych (postępy, statystyki awarii w przodkach z systemu SIK i ich powiązanie z danymi z systemu SYSKON).
3. Przygotowanie danych kosztowych (koszty analizowanych przodków wydobywczych, koszty procesów towarzyszących, wśród których upatruje się potencjalnych oszczędności z tytułu racjonalizacji procesu wydobywczego i ograniczania wydobycia skały płonnej).
4. Implikację do modelu danych historycznych o pracy i wynikach przodków ścianowych o podobnych parametrach technicznych, w zbliżonych warunkach geologicznych, tzw. korzystanie z doświadczeń.
5. Analizę danych (analiza statystyczna danych pochodzących z przodków strugowych: statystyki opisowe, ocena wykresów – wizualizacja graficzna danych, analiza regresji, wariancji, identyfikacja zależności korelacyjnych).
6. Dobór rozkładów mieszanek i generowanie dużych prób losowych (budowa modelu symulacyjnego: dobór rozkładów statystycznych lub rozkładów empirycznych najlepiej dopasowanych do danych z próbki, identyfikacja zależności korelacyjnych pomiędzy zmiennymi, generowanie dużych zbiorów danych).
7. Budowanie modelu oceny efektywności ekonomicznej (budowa modelu dyskontowego w metodzie NPV), w tym:
  - 7.1. Opracowanie modelu matematycznego (powiązanie cech jakościowych urobku z parametrami technicznymi i kosztami wydobycia, w szczególności – parametryzacja wpływu zawartości popiołu i masy urobku na postęp przodków ścianowych oraz opracowanie mechanizmów identyfikacji cech obiektów (parametry jakościowe i koszty) z zawartością popiołu, masy urobku i postępem):
    - analiza skupień (podział danych z populacji na grupy (klastry): grupowanie k-średnich poprzez minimalizację odległości euklidesowej kluczowego parametru (postęp ścian) i generowanie wektora cech obiektów: parametry jakościowe urobku, poziom kosztów, poziom oszczędności, poziom awaryjności, dla poszczególnych klastrów) – kalkulacja maksymalnego efektu związanego z wzrostem postępu.
  - 7.2. Weryfikację całkowitych efektów otrzymanych w ramach analizy skupień na podstawie przeprowadzonego badania ankietowego, w tym:
    - ocena potencjału korzyści możliwych do osiągnięcia (wynikających z optymalizacji procesu wydobywczego, tj. ograniczania ilości skały płonnej).
  - 7.3. Dobór pozostałych zmiennych modelu dyskontowego (poziom wydobycia, liczba ścian w pokładach cienkich, określanie przychodów, kosztów wydobycia, dobór stopy dyskonta).

7.4. Generowanie wyników oceny w postaci scenariuszy (przygotowanie założeń scenariusza bazowego, pesymistycznego, optymistycznego, pełnych efektów optymalizacji), w tym:

- ponowne przeliczanie modelu dla poszczególnych scenariuszy.

Analizując powyższe zapisy, można zauważyć, że w procesie oceny położono istotny nacisk na powiązanie cech jakościowych wydobywanej kopaliny z cechami systemu wydobywczego w warunkach konkretnych ścian oraz kosztami wydobycia.

Wprowadzenie do analiz metody Monte Carlo miało na celu poprawę jakości modelowania i wygenerowanie dużych zbiorów danych oraz chęć przedstawienia wyników na podstawie wzorcowego przodka strugowego w całym cyklu życia.

Na danych otrzymanych w metodzie Monte Carlo przeprowadzono analizę skupień, przyjmując postęp jako parametr różnicujący. W kolejnym etapie, na podstawie badania ankietowego przeprowadzonego wśród pracowników kopalni oszacowano korekty maksymalnych i teoretycznych efektów optymalizacji, wynikające z oceny wpływu uwarunkowań geologiczno-górnicznych, technicznych i organizacyjnych na proces wydobycia w pokładach cienkich. Ze względu na chęć uzyskania możliwie wysokiej transparentności, wyniki analiz przedstawiono w postaci scenariuszy. Biorąc pod uwagę skalę osiągniętych rezultatów, ostatecznie zdefiniowano:

- scenariusz bazowy,
- scenariusz optymistyczny,
- scenariusz pesymistyczny,
- scenariusz pełnych efektów optymalizacji.

Rezultaty oceny efektywności ekonomicznej dla poszczególnych scenariuszy zostały odniesione do stanu aktualnego, który w pracy oznaczono jako scenariusz (stan aktualny). Na skali rozpiętości wyników pomiędzy scenariuszem pesymistycznym a scenariuszem pełnych efektów optymalizacji przedstawiono szeroki zakres możliwych do osiągnięcia wyników modelowania ekonomiczno-finansowego.

#### 4.2.1. Zakres analiz i dobór przodków wydobywczych

Ocenę wpływu zanieczyszczenia urobku (skały płonnej) na efektywność ekonomiczną eksploatacji przeprowadzono na bazie danych dotyczących trzech przodków strugowych zlokalizowanych w pokładach o niskiej miąższości. Analiza obejmowała swoim zakresem wszystkie ściany, na których dokonywano profilowań geologicznych. Profilowania, o których mowa, dostarczyły szczegółowych danych opisujących m.in. strukturę geologiczną eksploatowanych przodków i, co szczególnie ważne w prowadzonych analizach, informacje o ilości skały płonnej możliwej do uniknięcia wskutek poprawy sposobu prowadzenia struga. Zakresem analizy objęto ostatecznie okres od października 2014 do połowy kwietnia 2015 roku. W tym przedziale czasu dysponowano dzienną statystyką:

- ilości wydobytego urobku,
- jakości nadawy (wartość opałow, zawartość popiołu),
- wilgotności urobku surowego,
- masy nadawy,
- awaryjności (czasy awarii, podział awarii na: mechaniczne, elektryczne, górnicze),
- ilości skały możliwej do uniknięcia wskutek racjonalizacji procesu wydobywczego,
- kosztów wydobycia.

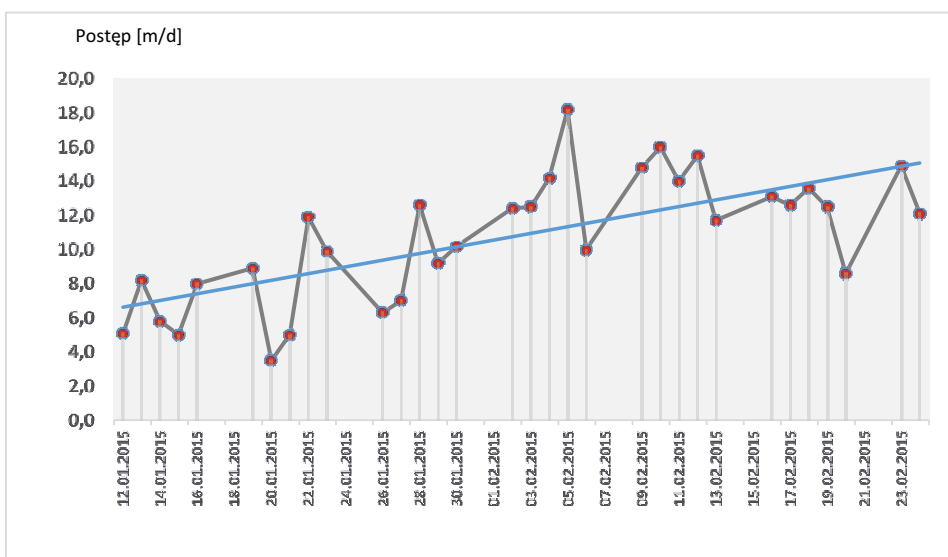
Takie ograniczenie horyzontu analizy jest wynikiem procesu kompletowania zestawień danych z różnych systemów informatycznych LW Bogdanka SA oraz eliminacji informacji wadliwych w okresie kalibrowania urządzeń systemu SYSKON. Charakterystykę analizowanych ścian zestawiono poniżej (tab. 4.3).

*Tabela 4.3. Charakterystyka analizowanych ścian strugowych  
(opracowanie własne wg danych LW Bogdanka SA)*

Wyszczególnienie	3/VI/385	6/VII/385	1/VIII/385
Nazwa oddziału	G-6	G-4	G-1
Nazwa kompleksu	Kompleks strugowy 3	Kompleks strugowy 2	Kompleks strugowy 1
Strug	Bucyrus 3	Bucyrus 2	Bucyrus 1
Liczba sekcji	142 s x 1,75 m	172 s x 1,75 m	172 s x 1,75 m
Wybieg całkowity	2 300 m	4 850 m	5 024 m
Długość ściany	250	303,8	303,8
Analiza danych z wybiegu	410–1500 m	2700–4400 m	4 531–5 024 m
Analiza danych z okresu	12.01.2015–15.04.2015	13.10.2014–15.04.2015	24.11.2014–27.01.2015
Średnia wysokość pokładu	1,45	1,42	1,31
Średni opad stropu	0,55	0,5	0,4
Średnia przybierka spągu	0,33	0,35	0,43

Przedmiotowe ściany znajdowały się w różnych fazach cyklu życia w czasie, kiedy możliwe było pobieranie informacji z systemów technicznych i kiedy przeprowadzano profilowanie geologiczne wyrobisk. Ściana 3/VI/385, wybierana przez oddział G-6, była w fazie rozruchu w rozpatrywanym okresie. Rozpoczęła ona bieg w styczniu 2015 r. W tym okresie charakteryzowała się niższym postępowaniem niż w momencie ustabilizowania produkcji. Dodatkowo w oddziale G-6 poza

rozruch ściany następował rozruch kompleksu ścianowego strugowego nr 3. Fakt ten oraz występujące w kolejnych miesiącach eksploatacji wyłączenia ściany z eksploatacji związane z trudnościami ze sprzedażą węgla obniżyły wiarygodność statystyczną pozyskanych danych. Ostatecznie zdecydowano się ograniczyć ciągi danych dla tego przodka wyłącznie do kilkudziesięciu reprezentatywnych obserwacji. Rysunek 4.4 przedstawia postęp ściany w kolejnych dniach pracy. W trakcie pierwszych dni eksploatacji dobowe postępy są znacznie mniejsze niż te notowane po okresie stabilizacji wydobywania.



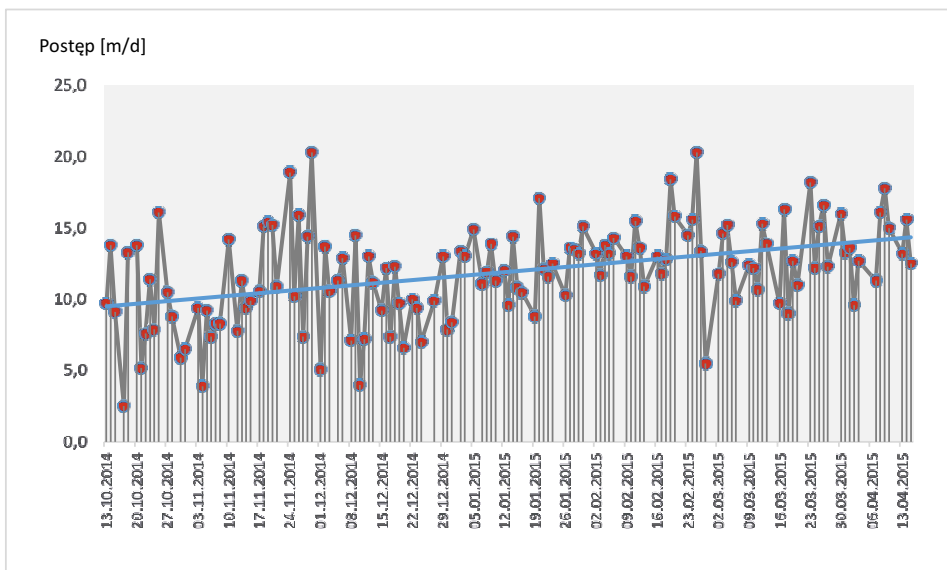
Rys. 4.4. Postęp ściany 3/VI/385 w analizowanym okresie (opracowanie własne)

Z kolei dla ściany 6/VII/385 eksploatowanej przez oddział G-4, okres analizy zamyka się między 2700 a 4400 metrem wybiegu (całkowity wybieg ściany to 4850 m). Zbiór danych obejmuje blisko pięć miesięcy kalendarzowych i 1700 metrów wybiegu.

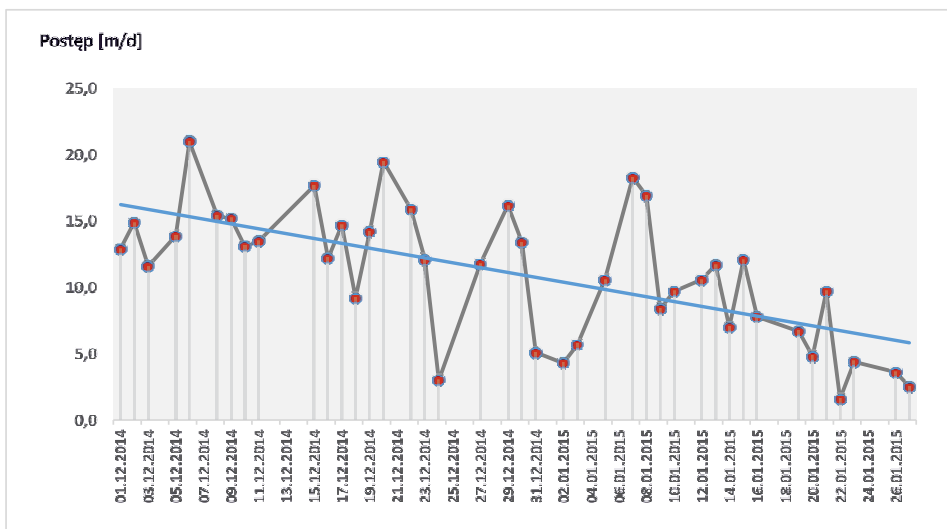
Na rysunku 4.5 zaprezentowano zmiany postępu dobowego analizowanej ściany. Cechuje się on względnie ustabilizowanym zakresem wahań, co wpływa na poprawę jakości modelowania statystycznego (dobór rozkładów).

Ściana 1/VIII/385, eksploatowana przez oddział G-1 kończyła swój bieg. Eksploatacja została zakończona w styczniu 2015 r. Charakteryzowała się ona w końcowym etapie wybierania mniejszymi postęпами oraz większą zawartością popiołu. Miało to związek z ówczesną charakterystyką górotworu oraz uwarunkowaniami technologicznymi wybierania. Wykres postępu dla tej ściany przedstawia rysunek 4.6.

#### 4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



Rys. 4.5. Postęp ściany 6/VII/385 w wybranym okresie (opracowanie własne)



Rys. 4.6. Postęp ściany 1/VIII/385 w wybranym okresie (opracowanie własne)

Analizując postępy wymienionych ścian, można zauważyć, iż wahania postępu dobowego są stosunkowo duże. Ponadto charakterystyka postępu ścian 3/VI i 6/VII jest względnie podobna (w ścianie 6/VII, mimo iż jest to faza ruchu, widać łagodny trend wzrostowy dobowego postępu i brak wyraźnej stabilizacji wydobywania). Utrudnia to tym samym wyraźne rozdzielenie fazy rozruchu i fazy ruchu w pełni zdolności wydobywczych.

Podsumowując, należy stwierdzić, iż w związku z pracą ścian w różnych fazach cyklu życia prowadzenie analiz wyłącznie na podstawie tylko jednej ze ścian wiązałoby się z:

- zaburzeniem jakości oceny (nieunormowana liczba obserwacji),
- utratą istotnej części wiarygodności statystycznej i ograniczeniem zakresu wnioskowania,
- ograniczeniem możliwych do osiągnięcia efektów z tytułu redukcji ilości skały płonnej i efektów ekonomicznych wyłącznie do jednej z faz cyklu życia przodka wydobywczego.

Powyższe obserwacje stały się przyczynkiem do próby stworzenia wzorcowego (typowego) przodka strugowego, którego ocena została wykonana w całym cyklu życia, łącząc fazy rozruchu, ruchu i likwidacji. Rozwiązaniem dla powyższej sytuacji było sporządzenie modelu stochastycznego (na potrzeby symulacji metodą Monte Carlo), na bazie którego wygenerowano duże zbiory reprezentatywnych danych charakteryzujących cykl życia wzorcowego przodka strugowego. Szczegóły z tym związane opisano w rozdziale 4.5.

#### *4.2.1.1. Symulacja Monte Carlo*

Symulacja Monte Carlo polega na zastępowaniu zmiennych niepewnych w arkuszach obliczeniowych rozkładami statystycznymi, a następnie ich wielokrotnym próbkowaniu (Jermakow 1976). W ten sposób uzyskuje się tysiące realizacji zmiennych losowych i tyle samo pomiarów wartości prognozowanych (np. NPV). W modelach tego typu istnieje również możliwość korelowania zmiennych. Ustalone zależności korelacyjne mają wpływ na procedury generowania poszczególnych wartości. Model staje się bardziej kompletny, zgodny z rzeczywistością.

W pracy metodą symulacyjną Monte Carlo wykorzystano w następującym zakresie:

- analiza doboru znanych pod postacią matematyczną rozkładów statystycznych i statystyczna ocena jakości dopasowania rozkładu teoretycznego do danych empirycznych. Prace te wykonano dla wszystkich trzech przodków strugowych w zakresie następujących danych:
  - dane jakościowe urobku surowego: wartość opałowia, zawartość popiołu,
  - postęp dobowy,

- masa urobku (nadawy),
- ilość skały płonnej możliwej do uniknięcia (wskutek racjonalizacji procesu wydobywczego);
- przygotowanie mieszanki rozkładów w całym cyklu życia „typowego” przodka strugowego:
  - generowanie mieszanki rozkładów dla:
    - wartości opałowej, zawartości popiołu, postępu dobowego, masy urobku, ilości skały płonnej możliwej do uniknięcia,
  - wprowadzenie zależności korelacyjnych,
  - wybór algorytmu próbkowania,
  - określenie liczby przeliczeń (iteracji),
  - symulacja,
  - raportowanie i interpretacja wyników.

#### 4.2.1.2. Analiza skupień

W celu agregacji uzyskanych obserwacji wykonano analizę skupień. Dane podzielono na mniejsze podzbiory – klastry (zmienne grupujące postęp dobowy) (rys. 4.7). W wyniku analiz statystycznych stwierdzono, że dla różnych cech zmiennych optymalna liczba klastrów (skupień, grup) będzie mieścić się w przedziale 8–12. Ostatecznie liczba ta została ustalona na 11. Wynikało to z minimalizacji wariancji wewnątrz klastrów, przy zachowaniu możliwie szerokiego podziału zmiennych i efektywności działania modelu obliczeniowego.

Etykiety wierszy	Średnia z Postęp	Wariancja z Postęp	Etykiety wierszy	Średnia z Postęp	Wariancja z Postęp	Etykiety wierszy	Średnia z Postęp	Wariancja z Postęp	Etykiety wierszy	Średnia z Postęp	Wariancja z Postęp
cluster_5	4,73	1,93	cluster_3	4,44	1,74	cluster_2	4,14	1,55	cluster_5	3,99	1,47
cluster_1	8,30	0,68	cluster_4	7,81	0,62	cluster_3	7,37	0,60	cluster_2	7,02	0,52
cluster_0	10,61	0,31	cluster_0	10,07	0,31	cluster_0	9,60	0,29	cluster_10	9,13	0,27
cluster_2	12,29	0,20	cluster_1	11,73	0,18	cluster_5	11,21	0,17	cluster_1	10,70	0,16
cluster_3	13,75	0,18	cluster_5	13,09	0,14	cluster_4	12,52	0,13	cluster_9	11,95	0,11
cluster_7	15,24	0,22	cluster_2	14,37	0,15	cluster_9	13,70	0,12	cluster_0	13,05	0,10
cluster_6	17,06	0,41	cluster_7	15,78	0,21	cluster_1	14,89	0,13	cluster_4	14,13	0,10
cluster_4	19,93	1,89	cluster_6	17,59	0,42	cluster_8	16,25	0,20	cluster_6	15,28	0,13
<b>Suma</b>	<b>13,34</b>	<b>8,52</b>	cluster_8	20,47	1,80	cluster_7	18,02	0,39	cluster_7	16,62	0,19
			<b>Suma</b>	<b>13,34</b>	<b>8,52</b>	cluster_6	20,86	1,72	cluster_8	18,37	0,39
						<b>Suma</b>	<b>13,34</b>	<b>8,52</b>	cluster_3	21,22	1,63
									<b>Suma</b>	<b>13,34</b>	<b>8,52</b>

Rys. 4.7. Średni postęp oraz wariancja dla zmiennej liczby klastrów (opracowanie własne)

Analiza skupień została wykonana w programie RapidMiner Studio 5. Analiza skupień grupuje próbki według algorytmu minimalizacji odległości euklidesowej pomiędzy próbkami. W kolejnych iteracjach obserwacje są grupowane w klastry. W końcowej fazie połączone w klastry obserwacje zastępują przez ich

reprezentanta o współrzędnych zgodnych ze środkiem ciężkości tych obserwacji. W ten sposób tworzą się coraz większe grupy, do których przypisywane są kolejne „podobne” klastry.

W pracy analizę skupień metodą k-średnich wykorzystano w następującym zakresie:

- wykonanie wstępnego grupowania (w 2500 klastrów),
- wykonanie analizy skupień wstępnie pogrupowanych danych dotyczących dobowego postępu, masy, średniej wartości opałowej i zawartości popiołu i grupowanie w 11 klastrów,
- generowanie statystyk opisowych ww. parametrów dla każdego klastra z osobna,
- kalkulowanie nowej zawartości popiołu w każdej z grup w powiązaniu z ilością skały możliwej do uniknięcia,
- powiązanie skorygowanej zawartości popiołu z postępowaniem w nowym klastrze poprzez minimalizację odległości euklidesowej pomiędzy zawartością popiołu w próbce a zawartością popiołu w poszczególnych klastrach.

#### 4.2.1.3. Metoda NPV

Według tradycyjnej formuły wartość zaktualizowana netto (NPV – *net present value*) stanowi sumę wartości bieżących (zaktualizowanych) rocznych przepływów pieniężnych, pomniejszoną o nakłady na inwestycje początkowe. NPV odzwierciedla wartość projektu przy danej stopie dyskontowej oraz przy szeregu założeń, odnośnie do przepływów pieniężnych. NPV jest zatem miernikiem wartości inwestycji. Ogólne równanie, pozwalające wyliczyć NPV, przedstawia się następująco:

$$NPV = \left[ \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+d)^t} \right] - I_0$$

gdzie:

- $CF_t$  – przepływ pieniężny w roku  $t$  [PLN],
- $I_0$  – inwestycje początkowe [PLN],
- $d$  – stopa dyskontowa [%],
- $n$  – całkowita liczba okresów wymaganych dla realizacji projektu.

Jako narzędzie oceny efektywności ekonomicznej NPV ma wiele zalet. Uwzględnia zmiany wartości pieniądza w czasie i podaje ocenę (wycenę) pojedynczego projektu. Generalnie można powiedzieć, że im większa NPV, tym większe korzyści wynikają z realizacji projektu.



#### 4.2.2. Źródła danych

Dane do modelu techniczno-ekonomicznego pochodzą z kilku źródeł (systemów informatycznych):

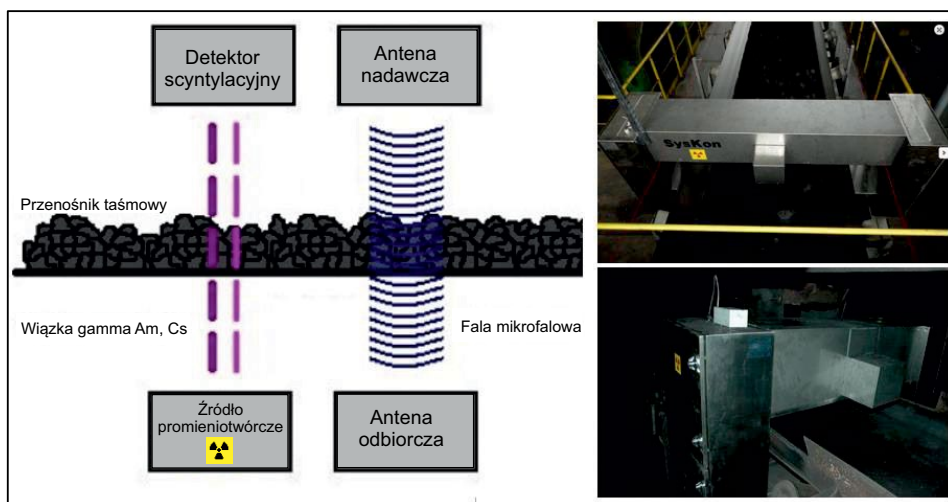
- systemu monitoringu jakości urobku ze ścian – SYSKON,
- systemu Informowania Kierownictwa LW Bogdanka SA (SIK),
- modelu blokowego, stworzonego na bazie obserwacji analizowanych ścian,
- systemu finansowo-księgowego LW Bogdanka SA.

Stosowany w LW Bogdanka SA SysKonSystem służy do ciągłego pomiaru parametrów jakościowych (zawartość popiołu, wilgotność, wartość opałowa) węgla kamiennego transportowanego przenośnikiem taśmowym dla całej szerokości strugi węgla (rys. 4.8).



Rys. 4.8. SysKon400, system ciągłej kontroli parametrów jakościowych węgla w LW Bogdanka SA (Dyczko i in. 2015)

Dane użyte w wykonanej analizie pochodzą z urządzeń typu SysKon400, które zapewniają ciągły pomiar parametrów jakościowych oraz wagi węgla kamiennego transportowanego przenośnikiem taśmowym. W analizie użyto danych zagregowanych do jednej doby. Pomiar wilgotności odbywa się na zasadzie pomiaru przesunięcia fazowego i tłumienia mikrofal w znacznej objętości mierzonej strugi. Masa węgla określana jest przy użyciu masy technologicznej zamontowanej w urządzeniu. Pomiar w sposób ciągły monitorują jakość urobku transportowanego przenośnikiem taśmowym (rys. 4.9).



Rys. 4.9. Schemat działania analizatora jakości urobku (Dyczko i in. 2015)

Urządzenia pomiarowe, zgodnie ze specyfikacją producenta, posiadają dokładność pomiaru zawartości popiołu od 1 do 2% oraz dokładność pomiaru wilgotności od 0,5 do 1%. Urządzenia te wyposażone są w oprogramowanie raportujące, które pozwala szybko określić udział poszczególnych składników, takich jak: węgiel, przerosty skały płonnej w pokładzie węgla, opad stropu, przybierka spągu. Ze względu na znikomą przydatność danych i ich niewielką zmienność dobową (rozrzut od 5,5 do 8%) w pracach badawczych zrezygnowano ze szczegółowych analiz wpływu wilgotności na inne zmienne procesu wydobywczego (np. postęp). Przykład danych źródłowych użytych w analizie przedstawia tabela 4.4.

Drugim systemem, z którego pochodziły dane do analizy, był System Informacji Kierownictwa, opracowany przez funkcjonujący w Bogdancie Dział Informatyki. Zawiera on informacje na temat kluczowych wskaźników dotyczących działalności operacyjnej. W modelu posłużono się informacjami odnośnie do postępu danej ściany oraz awarii. Przykładowy fragment danych wejściowych, użytych w analizie, przedstawia tabela 4.5.

Trzecim kluczowym źródłem danych był model blokowy, stworzony na bazie obserwacji z profilowań analizowanych przodków ścianowych. Model stratygraficzny złoża Bogdanka powstał na podstawie powierzchniowych otworów wiertniczych (rys. 4.10) oraz dołowych otworów badawczych.

Został on zbudowany przez interpolację i superpozycję współrzędnych stwierdzonych warstw i powierzchni stratygraficznych. Obejmuje swoim zasięgiem 13 udokumentowanych pokładów węgla, dla których wygenerowano modele jakościowe

Tabela 4.4. Charakterystyka analizowanych ścian strugowych (opracowanie własne)

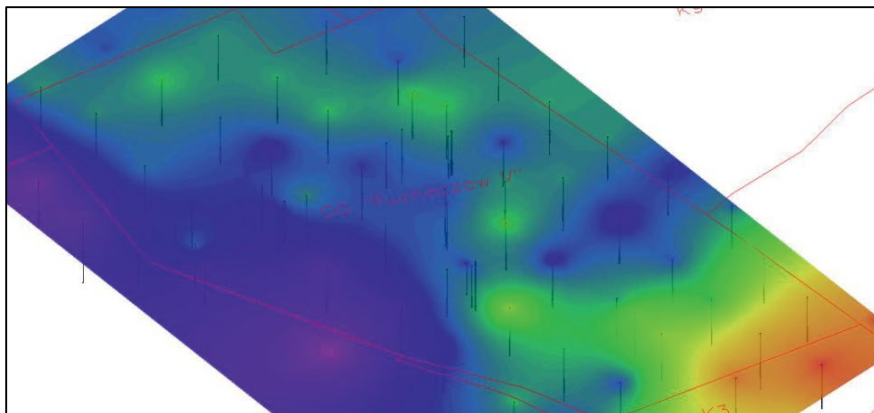
Zmiana	Zawartość popiołu [%]	Wilgotność [%]	Wartość opałowia [kJ/kg]	Masa urobku [Mg]
2014.11.17 Zm.I	46,2	6,3	14 030	2 258
2014.11.17 Zm.II	32,0	6,4	19 265	1 668
2014.11.18 Zm.III	47,8	7,2	13 102	2 338
2014.11.18 Zm.I	47,7	7,3	13 088	2 345
2014.11.18 Zm.II	46,8	7,1	13 546	3 827
2014.11.19 Zm.III	46,7	7,9	13 254	2 236
2014.11.19 Zm.I	37,5	7,7	16 731	2 840
2014.11.19 Zm.II	20,8	7,2	23 157	3 441
2014.11.20 Zm.III	25,7	7,1	21 392	2 173
2014.11.20 Zm.I	44,8	7,4	14 166	3 396
2014.11.20 Zm.II	45,7	7,5	13 777	1 658
2014.11.21 Zm.III	45,8	7,2	13 831	1 850
2014.11.21 Zm.I	33,9	6,6	18 518	2 480
2014.11.21 Zm.II	17,2	6,7	24 706	1 734
2014.11.22 Zm.III	19,2	6,7	23 946	1 241

Tabela 4.5. Charakterystyka analizowanych ścian strugowych (opracowanie własne)

Data	Postęp	Awarie
2014-10-13	9,7	[elek] 10:05–11:35 Brak komunikacji w ścianie – uszkodzony światłowód [mech] 12:40–13:10 Uszkodzony trójnik ciśnieniowy od zasilania sekcji 159 i 160 [mech] 21:05–2130 Napęd główny struga, brak chłodzenia
2014-10-14	13,8	[elek] 20:15–21:30 Brak komunikacji, napęd główny struga
2014-10-15	9,1	[mech] 7:15–8:25 Wymiana siłownika napinania szuflady łańcucha struga [elek] 21:05–0:20 uszkodzony kabel sterujący parametrami struga (NG)
2014-10-17	2,5	[górn] 1:00–03:10
2014-10-18	13,3	[górn] 10:40–14:20 Przenośnik ścianowy, podbita wanna na s:4

złoża opisujące: wartość opałowia, zawartość popiołu, zawartość siarki i gęstość węgla.

Na podstawie tak przygotowanego modelu stratygraficznego zbudowano model opadu skał stropowych. Zanim postanowiono wykorzystać do prognozowania



Rys. 4.10. Model powierzchni terenu i lokalizacja powierzchniowych otworów badawczych (Dyczko i in. 2015)

opadu skał stropowych w warunkach kopalni Bogdanka model blokowy złoża, autor wraz z zespołem geologów przeprowadził w LW Bogdanka SA na przełomie lat 2014 i 2015, w ciągu 8 miesięcy, szereg dołowych obserwacji i pomiarów, których celem było poznanie genezy opadu skał stropowych, opracowanie algorytmów prognozowania jego występowania oraz możliwości technicznych zapobiegania. Łącznie wykonano 68 profilowań (rys. 4.11).



Rys. 4.11. Pomiary i obserwacje geologiczne w LW Bogdanka SA (Dyczko i in. 2015)

Szczególną uwagę w trakcie pomiarów położono na obserwacje wykonywane na ścianach strugowych oraz w chodnikach. Opracowane profile geologiczne ścian wykonywano co 25–40 metrów, w zależności od warunków panujących w wyrobisku (niekiedy furta eksploatacyjna była na tyle mała, że nie można było wykonać profili w równych odstępach).

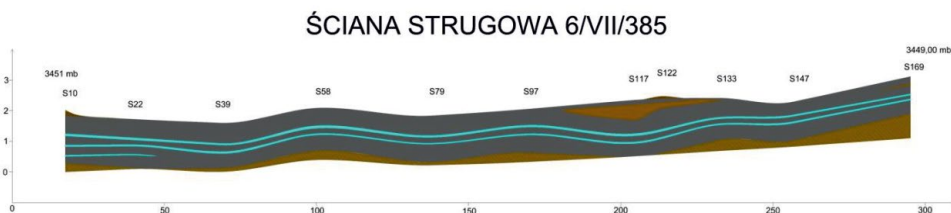
Wykonywane pomiary w wyrobiskach ścianowych o wysokości poniżej 1,5 m realizowano z wykorzystaniem dalmierza laserowego, którym mierzono: miąższość pokładu, miąższość wydzielań litologicznych (ze wskazaniem opadu stropu) oraz niwelacje wyrobiska ścianowego. Pomiary zawierały również informację na temat położenia spągu pokładu węgla względem przenośnika zgrzeblowego (rys. 4.12).



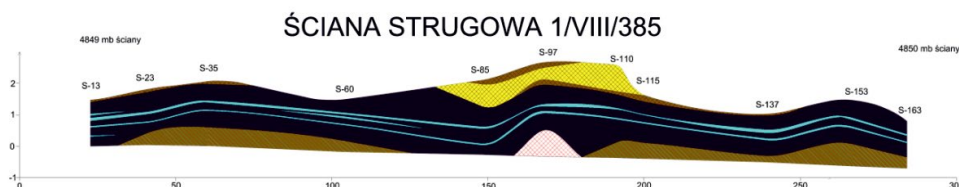
Rys. 4.12. Warsztat pomiarowy wykorzystywany w trakcie obserwacji geologicznych (Dyczko i in. 2015)

W przypadku stwierdzenia występowania w ścianie jakichkolwiek zaburzeń geologicznych wykonywano szczegółowe notatki ze szkicami geologicznymi. Na podstawie wszystkich dostępnych danych sporządzano przekroje geologiczne przez ścianę, które następnie podlegały analizie wykonywanej wspólnie z dozorem górniczym (rys. 4.13 i rys. 4.14).

Pomiary w chodnikach podścianowym i nadścianowym wykonywano co 20 metrów z obserwacją stropu i zagęszczaniem profilowań w przypadku wystąpienia jakichkolwiek zaburzeń geologicznych. Kartowania zarówno ze ścian, jak i z chodników przyścianowych, były następnie wykorzystane do stworzenia przekrojów geologicznych. Zdobyta w trakcie obserwacji informacja została w pełni wykorzystana w trakcie budowy modelu blokowego prognozowanego opadu skał stropowych, który wykonywano w oprogramowaniu MineScape firmy ABB (rys. 4.15).



Rys. 4.13. Przykładowy przekrój geologiczny (przewyższony) w cienkim pokładzie węgla bez większych zaburzeń (Dyczko i in. 2015)



Rys. 4.14. Profil ściany strugowej 1/VIII/385 z dnia 30.12.2014 z widocznym opadem stropu (żółte tło, Dyczko i in. 2015)

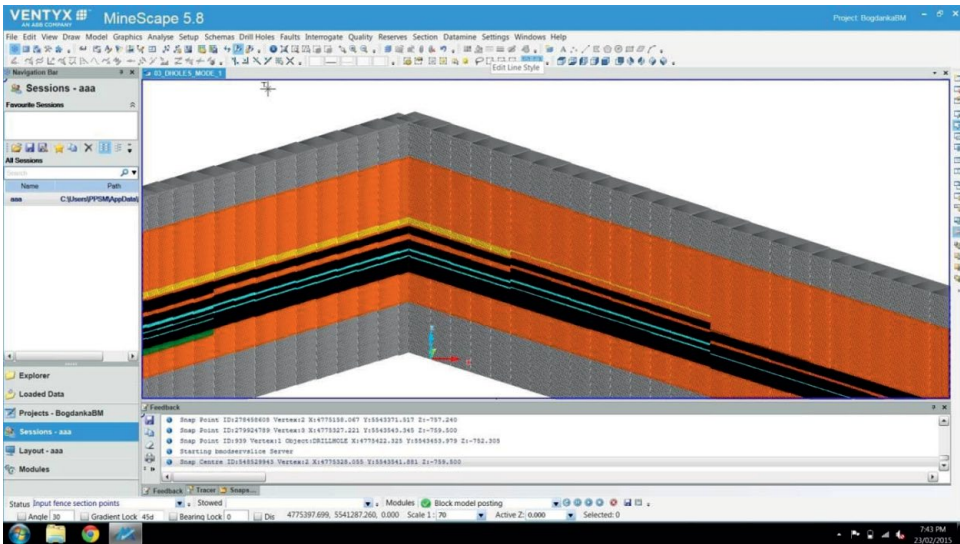
Utworzony model miał na celu przedstawienie pełnej litologii: nadkładu, pokładu węgla oraz przerostów w pokładzie. Najważniejszym elementem budowanego modelu było sprawdzenie możliwości przedstawienia i analizy opadu skał stropowych.

Prezentowany model blokowy powstał na podstawie wykonanego wcześniej modelu stratygraficznego złoża Bogdanka, stworzonego przez interpolację oraz superpozycję współrzędnych stwierdzeń warstw i powierzchni stratygraficznych. Proces modelowania polegał na zaciągnięciu z Geologicznej Bazy Danych informacji, które zostały eksportowane w postaci tabel z danymi litologicznymi w obrębie złoża. Informacje o litologii wykorzystane do budowy modelu pochodziły z opisanych powyżej profilowań chodników i ścian (Dyczko i in. 2015).

Należy podkreślić, iż do budowy modelu nie używano danych z dołowych otworów wiertniczych, gdyż są one wiercone w stropie chodnika, przez co znajdują się poza analizowanym pokładem, czyli poza obszarem głównego zainteresowania. Zasięg zbudowanego modelu ustalono na 4 m nad pokładem i 3 m pod pokładem, gdzie najistotniejsza z punktu widzenia analizowanego opadu stropu strefa znajduje się 2 m nad pokładem. Model tworzony był wewnątrz bryły, która ogranicza jego obszar. Zbudowany model pozwolił na przedstawienie przebiegu opadu stropu oraz wyliczenia masy opadu stropu lub wybranej litologii przy zadanej gęstości dla poszczególnych rodzajów skał.



#### 4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



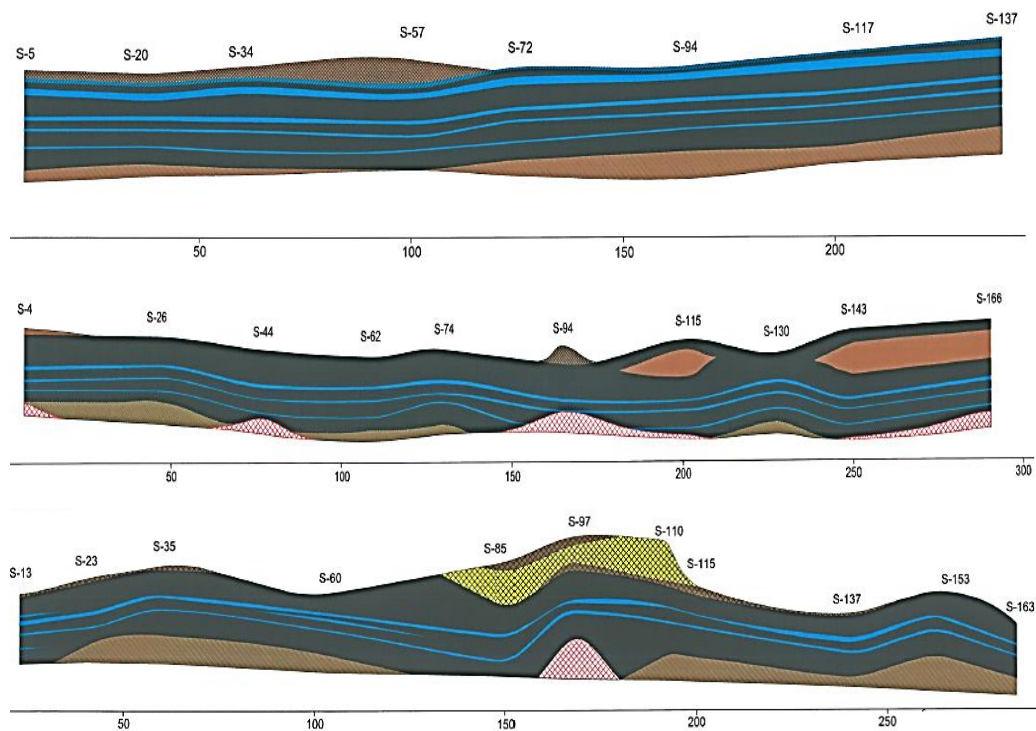
Rys. 4.15. Model blokowy złoża w analizowanej ścianie 6/VII/385 (Dyczko i in. 2015)

Dane zawierały informacje o miąższości badanego pokładu, przerostach obecnych w tym pokładzie, wielkości opadu stropu, przybierze spągu, litologii skał pozapokładowych oraz skale płonnej, której wybierania można by uniknąć w przypadku eksploatacji zgodnie z wytycznymi służb geologicznych.

Ilość skały płonnej możliwej do uniknięcia była wyznaczana na podstawie oceny możliwości racjonalizacji wydobywania poprzez minimalne przybieranie spągu, przy zachowaniu wymagań technologicznych, tj. możliwości zmiany kąta pomiędzy sekcjami zgodnego ze specyfikacją technologiczną oraz wysokości furty eksploatacyjnej pozwalającej na bezpieczną pracę. Wycinek danych źródłowych z modelu profilowań przedstawiono na rysunku 4.16.

Ostatnim źródłem danych był system finansowo-księgowy Spółki, a w nim koszty agregowane na rejon analizowanych ścian oraz procesy odstawy, transportu poziomego, pionowego i przeróbki jak i koszty pozostałych procesów wspierających takich jak wentylacja, odwadnianie i BHP.

- w kolejności od góry: ściana 3/VI, 6/VII i 1/VIII. Zakratkowana warstwa dolna – spąg ścian



Rys. 4.16. Wybrane profile ścian strugowych (Dyczko i in. 2015)

#### 4.2.3. Statystyczna ocena danych empirycznych

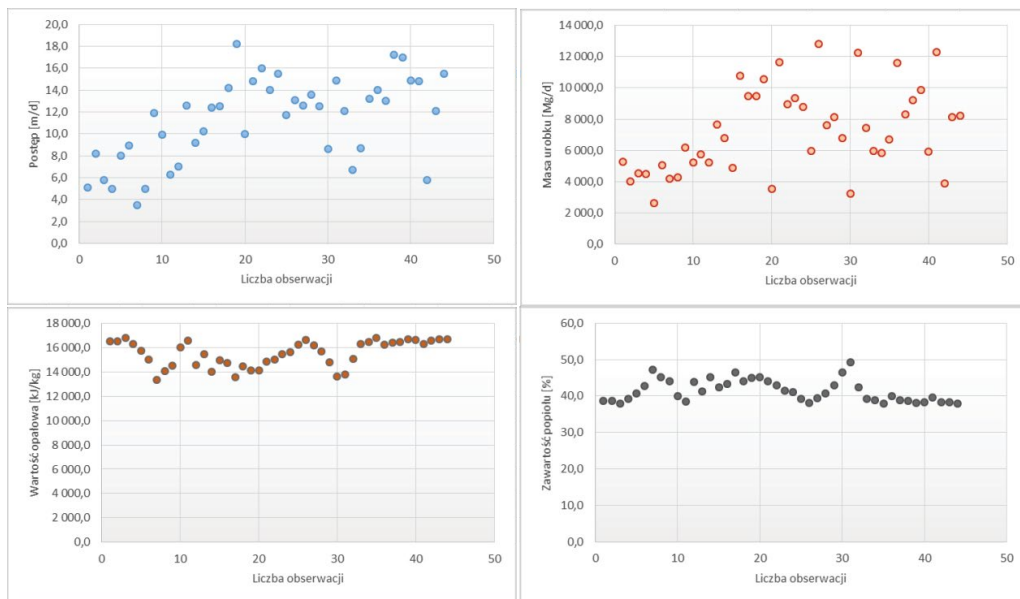
Pierwszym krokiem analizy danych była ocena ekspercka – wizualizacja graficzna obserwowanych danych z prób badawczych. Wykonano ją w postaci wykresów w programie Excel i zaprezentowano na rysunkach 4.17–4.19.

- na osi odciętych – kolejne obserwacje narastająco,
- na osi odciętych – kolejne obserwacje narastająco,
- na osi odciętych – kolejne obserwacje narastająco.

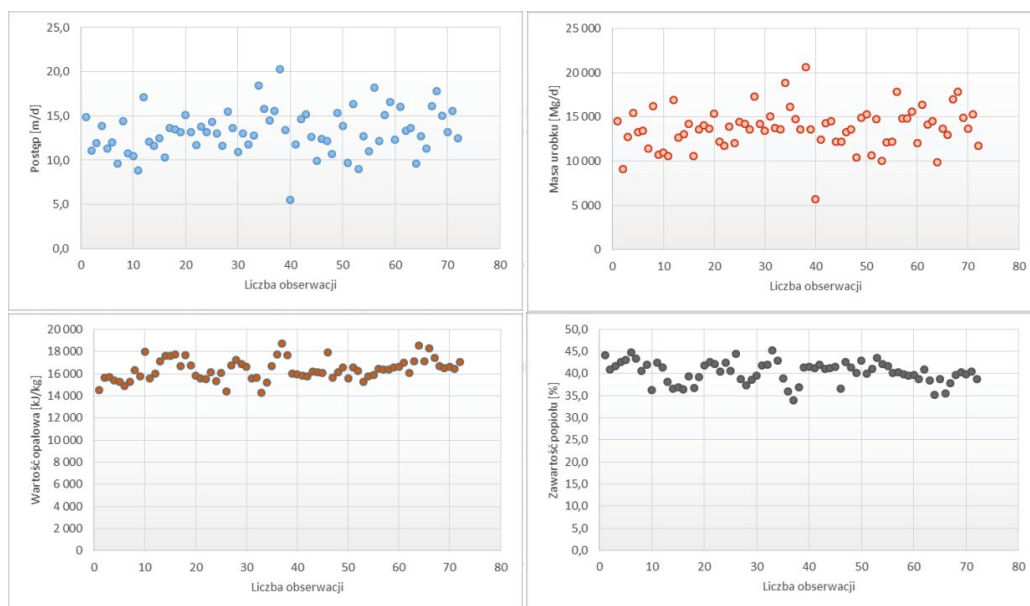
Zmienność informacji w próbkach była największa w przypadku ścian 1/VIII i 3/VI. Niższą zmiennością i względnie wyższą zdolnością prognostyczną odznacza się ściana 6/VII, eksploatowana w styczniu 2015 roku przez oddział G-4 od ponad roku, a której likwidacja planowana była na lipiec 2015. Niżej zaprezentowano z kolei podstawowe statystyki opisowe analizowanych prób (tab. 4.6–4.8).



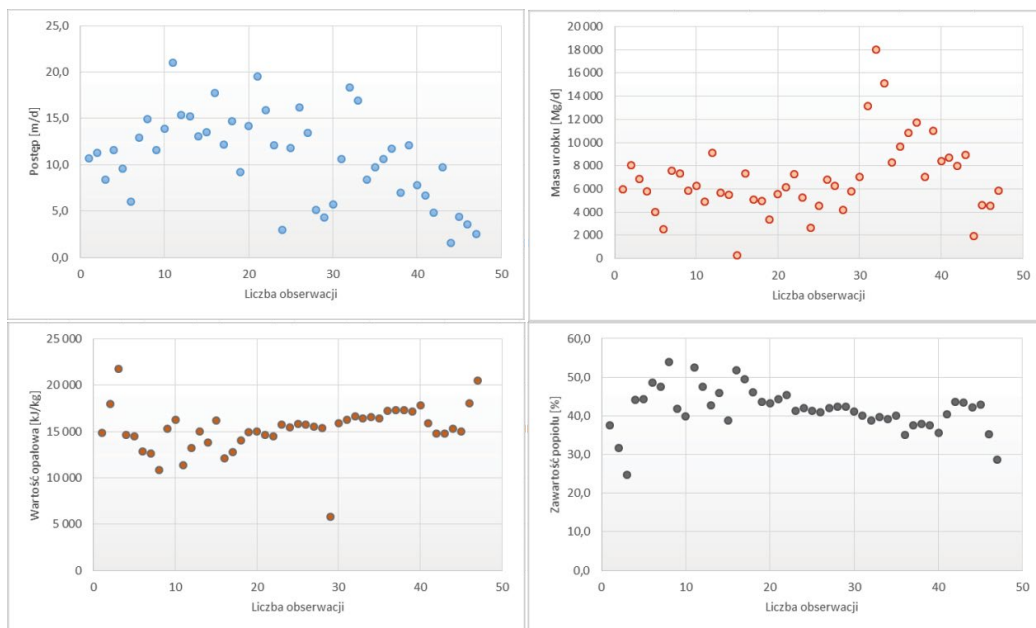
#### 4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



Rys. 4.17. Wykresy postępu, wydobywania urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie 3/VI (opracowanie własne)



Rys. 4.18. Wykresy postępu, wydobywania urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie 6/VII (opracowanie własne)



Rys. 4.19. Wykresy postępu, wydobycia urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie I/VIII (opracowanie własne)

Tabela 4.6. Statystyki opisowe ściany 3/VI (G6) (opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Postęp	Masa	Wartość opałowa	Zaw. popiołu	Czas awarii
	[m/d]	[kg]	[kJ/kg]	[%]	[godz.]
Średnia	11,3	7 246,9	15 523,6	41,4	02:11:10
Błąd standardowy	0,6	409,1	160,9	0,5	00:28:59
Mediana	12,3	6 800,9	15 717,9	40,7	01:15:00
Odchylenie standardowe	3,8	2 713,7	1 067,4	3,0	02:02:57
Wariancja próbki	14,50	7 364 432,43	1 139 317,61	9,26	00:10:30
Kurtoza	-0,88	-0,80	-1,13	-0,53	-0,40
Skośność	-0,3	0,4	-0,5	0,7	1,0
Zakres	14,7	10 155,5	3 471,8	11,4	05:50:00
Minimum	3,5	2 631,8	13 322,0	37,9	00:25:00
Maksimum	18,20	12 787,30	16 793,81	49,27	06:15:00
Licznik	44	44	44	44	18

Tabela 4.7. Statystyki opisowe ściany 6/VII (G4) (opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Postęp	Masa	Wartość opałowa	Zaw. popiołu	Czas awarii
	[m/d]	[kg]	[kJ/kg]	[%]	[godz.]
Średnia	13,2	13 678,5	16 362,8	40,2	02:20:38
Błąd standardowy	0,3	278,1	112,0	0,3	00:21:54
Mediana	13,1	13 658,3	16 272,2	40,5	01:00:00
Odchylenie standardowe	2,5	2 360,0	950,2	2,4	02:53:52
Wariancja próbki	6,28	5 569 609,81	902 839,51	5,94	00:21:00
Kurtoza	0,88	1,71	-0,03	-0,20	3,96
Skośność	0,1	-0,1	0,3	-0,4	2,07
Zakres	14,8	14 978,6	4 486,9	11,4	12:40:00
Minimum	5,5	5 677,9	14 249,7	33,9	00:10:00
Maksimum	20,30	20 656,48	18 736,66	45,28	12:50:00
Licznik	72	72	72	72	63

Tabela 4.8. Statystyki opisowe ściany 1/VIII (G1) (opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Postęp	Masa	Wartość opałowa	Zaw. popiołu	Czas awarii
	[m/d]	[kg]	[kJ/kg]	[%]	[godz.]
Średnia	10,9	6 884,3	15 274,3	41,7	02:54:03
Błąd standardowy	0,7	475,2	360,4	0,8	00:39:12
Mediana	11,6	6 269,8	15 359,1	42,1	01:30:00
Odchylenie standardowe	4,7	3 258,0	2 470,8	5,5	02:59:37
Wariancja próbki	22,3	10 614 357,8	6 104 788,0	30,8	00:22:24
Kurtoza	-0,59	2,54	4,49	1,58	2,51
Skośność	-0,07	1,14	-0,88	-0,45	1,71
Zakres	19,4	17 698,0	15 916,2	29,2	10:40:00
Minimum	1,6	298,5	5 811,7	24,8	00:20:00
Maksimum	21,0	17 996,5	21 727,9	53,9	11:00:00
Licznik	47	47	47	47	21

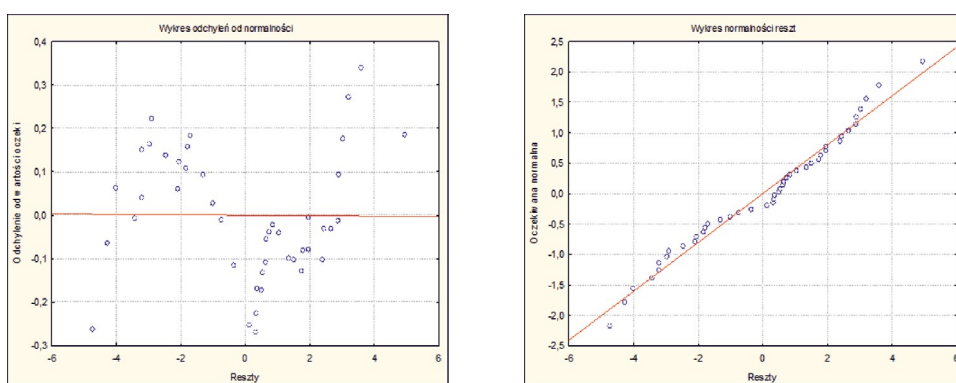
#### 4.2.3.1. Ocena zdolności prognostycznej próbek danych – analiza regresji, wariancji i korelacji

Dobór właściwego modelu matematycznego (statystycznego) stanowi klucz w prognozowaniu przyszłych tendencji (kolejnych obserwacji) na podstawie danych empirycznych. W badaniach analiza regresji i wariancji była podstawą oce-

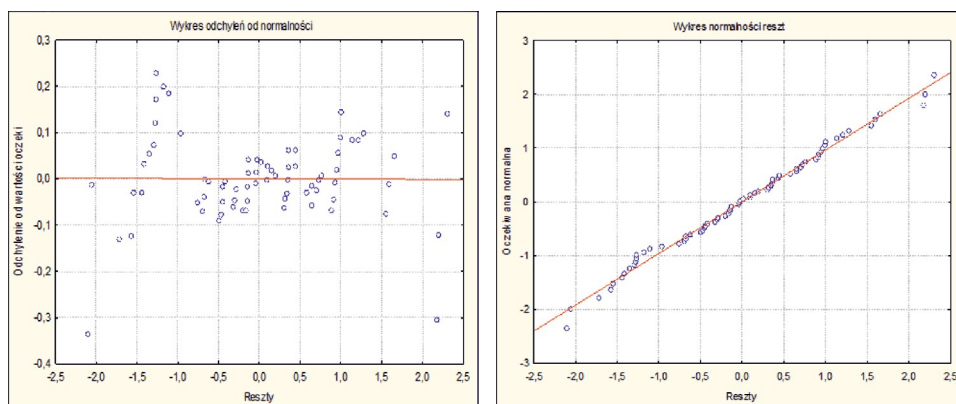
ny zdolności prognostycznej danych postępu przy doborze modelu liniowego, nieliniowego lub innego typu. Wstępna ocena danych dla poszczególnych ścian (rys. 4.20–4.22) wskazuje na niską zdolność prognostyczną prób oraz na trudności w doborze modelu statystycznego.

W pierwszym etapie dla wszystkich ścian wykonano próbę doboru modelu liniowego. Ustalono, że zmienną prognozowaną będzie postęp, zmiennymi niezależnymi odpowiednio: masa urobku ze ściany, wartość opałowa oraz zawartość procentowa popiołu.

Wyniki analizy regresji i wariancji w zbiorach danych empirycznych przedstawiono w kolejnych tabelach (tab. 4.9–4.11). Analizy te wykonano za pomocą programu Statistica.

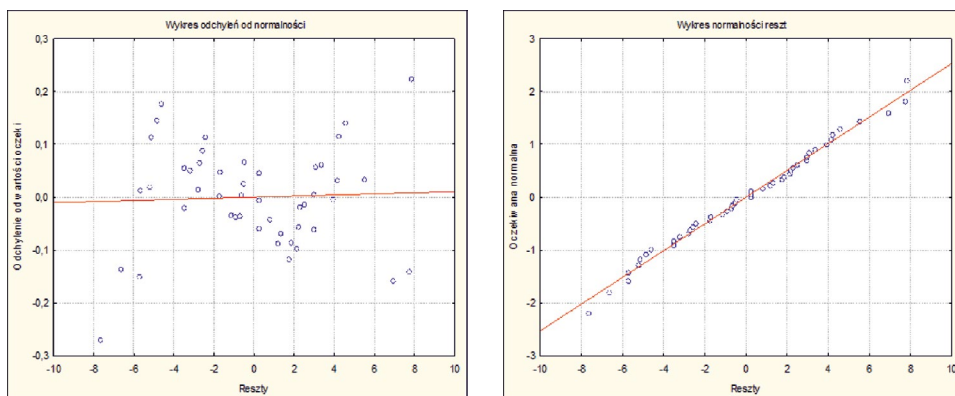


Rys. 4.20. Wykresy odchyżeń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 3/VI (opracowanie własne)



Rys. 4.21. Wykresy odchyżeń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 6/VII (opracowanie własne)

4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



Rys. 4.22. Wykresy odchyleń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 1/VIII (opracowanie własne)

Tabela 4.9. Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 3/VI (G6) (opracowanie własne)

		Podsumowanie regresji zmiennej z zależnej: Postęp śc. (3/VI) (Analiza regresji)					
		R= ,77633436 R <sup>2</sup> = ,60269504 Skoryg. R <sup>2</sup> = ,57289717 F(3,40)=20,226 p<,00000 Błąd std. estymacji: 2,4883					
N=44		BETA	Błąd st. BETA	B	Błąd st. B	t(40)	poziom p
	W. wolny			67,77806	66,51361	1,01901	0,314322
	Masa śc. (3/VI)	0,807646	0,107124	0,00113	0,00015	7,53939	0,000000
	Wartość opałowa śc. (3/VI)	-0,581153	0,626321	-0,00207	0,00223	-0,92788	0,359034
	Zawar. popiołu śc. (3/VI)	-0,628806	0,626951	-0,78519	0,78288	-1,00296	0,321910

Analiza wariancji ; DV: Postęp śc. (3/VI) (Analiza regresji)					
Efekt	Suma kwadrat.	df	Średnia kwadrat.	F	poziom p
Regres.	375,6943	3	125,2314	20,22611	0,000000
Resztk.	247,6629	40	6,1916		
Razem	623,3573				

d Durbina-Watsona (i korelacja seryjna reszt)	
d Durbin Watsona	Seryjna Kor.
Estymac.	1,713998
	0,096849

Wyszczególnienie: korelacje	Postęp	Masa	Wartość opałowa	Zawartość popiołu
Postęp	1,00	0,81	0,06	-0,04
Masa	0,81	1,00	0,00	0,02
Wartość opałowa	0,06	0,00	1,00	-0,99
Zawartość popiołu	-0,04	0,02	-0,99	1,00

Aktualnie w równaniu są zmienne ; DV: Postęp śc. (3/VI) (Analiza regresji)							
Zmienna	Beta dla	Cząstk. Kor.	Semicz. Kor.	Tolerancja	R-kwadr.	t(40)	poziom p
Masa śc. (3/VI)	0,807646	0,766132	0,751395	0,865553	0,134447	7,53939	0,000000
Wartość opałowa śc. (3/VI)	-0,581153	-0,145157	-0,092475	0,025320	0,974680	-0,92788	0,359034
Zawar. popiołu śc. (3/VI)	-0,628806	-0,156625	-0,099957	0,025270	0,974730	-1,00296	0,321910

Tabela 4.10. Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 6/VII (G4)  
(opracowanie własne)

Podsumowanie regresji z miennej z zależnej: Postęp śc. (6/VII) (An R= ,91382329 R2= ,83507301 Skory g. R*2= ,82779682 F(3,68)= 114,77 p<0,0000 Błąd std. estymacji: 1,0398						
N=72	BETA	Błąd st. BETA	B	Błąd st. B	t(68)	poziom p
W. wolny			11,86497	25,64344	0,46269	0,645064
Masa śc. (6/VII)	<b>0,908563</b>	<b>0,049581</b>	<b>0,00096</b>	<b>0,00005</b>	<b>18,32476</b>	<b>0,000000</b>
Wartość opałowa śc. (6/VII)	-0,125477	0,303604	-0,00033	0,00080	-0,41329	0,680692
Zawar. Popiołu śc. (6/VII)	-0,156523	0,303927	-0,16084	0,31232	-0,51500	0,608222

Analiza wariancji ; DV: Postęp śc. (6/VII) (Anal					
Efekt	Suma kwadrat.	df	Średnia kwadrat.	F	poziom p
Regres.	<b>372,2420</b>	<b>3</b>	<b>124,0807</b>	<b>114,7679</b>	<b>0,000000</b>
Resztk.	73,5178	68	1,0811		
Razem	445,7599				

	d Durбина-Watsona (i korelacja seryjna re
	d Durbin Watsona
	Seryjna Kor.
Estymac.	1,496539 0,240758

Wyszczególnienie: korelacje	Postęp	Masa	Wartość opałowa	Zawartość popiołu
Postęp	1,00	0,89	0,14	-0,14
Masa	0,89	1,00	0,12	-0,12
Wartość opałowa	0,14	0,12	1,00	-0,98
Zawartość popiołu	-0,14	-0,12	-0,98	1,00

Aktualnie w równaniu są zmienne ; DV: Postęp śc. (6/VII) (Analiza regresji)							
Zmienna	Beta dla	Cz.ąstk. Kor.	Semicz. Kor.	Tolerancja	R-kwadr.	t(68)	poziom p
Masa śc. (6/VII)	<b>0,908563</b>	<b>0,911920</b>	<b>0,902464</b>	<b>0,986620</b>	<b>0,013380</b>	<b>18,32476</b>	<b>0,000000</b>
Wartość opałowa śc. (6/VII)	-0,125477	-0,050056	-0,020354	0,026313	0,973687	-0,41329	0,680692
Zawar. Popiołu śc. (6/VII)	-0,156523	-0,062332	-0,025363	0,026257	0,973743	-0,51500	0,608222

Analizując wyniki modelu regresji liniowej dla danych ze ściany 3/VI, można za-uważyć, iż poziom wyjaśnienia zmienności postępu, mierzony współczynnikiem de-terminacji  $R^2$ , wynosi około 57%. Jest to zbyt niska wartość współczynnika determi-nacji, aby można było stwierdzić, iż taki model cechuje się odpowiednią zdolnością prognostyczną i właściwym opisem postępu przy pomocy wskazanych zmiennych niezależnych (jedynym parametrem istotnym statystycznie jest masa urobku pocho-dząca z tej ściany poziom istotności testu t-Studenta wynosi 0,0000). Na silny zwią-zek masy z postępow wskazuje również macierz korelacji. Wartość współczynnika korelacji liniowej  $r$  – Pearsona wynosi w tym przypadku 0,81. Bardzo wysoko sko-relowane ze są ze sobą również wartość opałowa i zawartość procentowa popiołu (-0,99). Pozostałe związki korelacyjne są słabe i statystycznie nieistotne. Statystyka Durбина-Watsona ukształtowała się na poziomie niższym niż 2, co może wskazy-wać na istnienie zależności autokorelacyjnych zmiennych (dla opóźnień równych i większych niż 1). Brak losowości i normalności składników resztowych, zilustrowany rysunkiem 4.21 obniża również zdolność prognostyczną modelu. W tabeli 4.10 pre-stawiono wyniki analizy regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 6/VII.



Tabela 4.11. Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 1/VIII (G1) (opracowanie własne)

Podsumowanie regresji zmiennej zależnej: Postęp śc. (I/VIII) R= ,58222370 R <sup>2</sup> = ,33898444 Skoryg. R <sup>2</sup> = ,29286708 F(3,43)=7,3505 p<,00044 Błąd st. estymacji: 3,9737						
N=47	BETA	Błąd st. BETA	B	Błąd st. B	t(43)	poziom p
W. wolny			-24,9163	13,24233	-1,88156	0,066676
Masa śc. (I/VIII)	0,408431	0,127173	0,0006	0,00018	3,21162	0,002500
Wartość opałowa śc. (I/VIII)	0,257358	0,214051	0,0005	0,00041	1,20232	0,235818
Zawar. popiołu śc. (I/VIII)	0,681374	0,213981	0,5804	0,18228	3,18427	0,002699

Analiza wariancji ; DV: Postęp śc. (I/VIII) (Analiza regresji)					
Efekt	Suma kwadrat.	df	Średnia kwadrat.	F	poziom p
Regres.	348,195	3	116,0650	7,350473	0,000440
Resztk.	678,976	43	15,7901		
Razem	1027,171				

d Durbina-Watsona (i korelacja seryjna re	
d Durbin Watsona	Seryjna Kor.
Estymac.	0,973343 0,506906

Wyszczególnienie: korelacje				
Postęp	1,00	0,23	-0,29	0,33
Masa	0,23	1,00	0,34	-0,32
Wartość opałowa	-0,29	0,34	1,00	-0,93
Zawartość popiołu	0,33	-0,32	-0,93	1,00

Aktualnie w równaniu są zmienne ; DV: Postęp śc. (I/VIII) (Analiza regresji)							
Zmienna	Beta dla	Cząstk. Kor.	Semicz. Kor.	Tolerancja	R-kwadr.	t(43)	poziom p
Masa śc. (I/VIII)	0,408431	0,439846	0,398195	0,950501	0,049499	3,211616	0,002500
Wartość opałowa śc. (I/VIII)	0,257358	0,180346	0,149071	0,335512	0,664488	1,202321	0,235818
Zawar. popiołu śc. (I/VIII)	0,681374	0,436819	0,394804	0,335732	0,664268	3,184272	0,002699

Analizując wyniki modelu regresji liniowej dla danych ze ściany 6/VII, można zauważyć, iż poziom wyjaśnienia zmienności postępu mierzony współczynnikiem determinacji  $R^2$  wynosi blisko 83%. Jest to relatywnie wysoka wartość współczynnika determinacji, przy pozytywnie zweryfikowanej testem Fishera  $F(3,68)$  istotności statystycznej (istotność domyślna 0,05% vs istotność krytyczna (p-value) bliska 0,000). Duży jest również udział wyjaśnionej zmienności postępu zawartego w składniku regresyjnym (suma kwadratów 372).

W tym modelu parametrem istotnym statystycznie jest jedynie masa urobku (poziom istotności testu t-Studenta wynosi 0,0000), co potwierdza również silny związek korelacyjny masy z postępu (0,89). Bardzo wysoko skorelowane ze sobą są również wartość opałowa i zawartość procentowa popiołu (-0,98). Pozostałe związki korelacyjne są słabe i statystycznie nieistotne.

Statystyka Durbina-Watsona ukształtowała się na poziomie niższym niż 2, co może wskazywać na istnienie zależności autokorelacyjnych zmiennych (dla opóź-

nień równych i większych niż 1). Ocena losowości i normalności składników resztowych, zilustrowana rysunkiem 4.22, jest lepsza niż w przypadku ściany 3/VI.

W tabeli 4.11 i przy pomocy kolejnych zestawień i wykresów przedstawiono wyniki analizy regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 1/VIII (G1).

Analizując wyniki modelu regresji liniowej dla ściany 1/VIII, można zauważyć, iż poziom wyjaśnienia zmienności postępu mierzony współczynnikiem determinacji  $R^2$  wynosi zaledwie 30%. Jest to zbyt niska wartość współczynnika determinacji, aby można było stwierdzić, iż taki model cechuje się odpowiednią zdolnością prognostyczną i właściwym opisem postępu przy pomocy wskazanych zmiennych niezależnych. W modelu występują dwa parametry istotne statystycznie, tj. masa urobku i zawartość procentowa popiołu (poziom istotności testu t-Studenta wynosi odpowiednio: 0,0025 i 0,0027).

Na podstawie macierzy wzajemnych korelacji można stwierdzić, iż najwyższą wzajemną korelacją cechuje się wartość opałowia i zawartość popiołu (-0,93). Związek korelacyjny postępu i zawartości popiołu wynosi (0,33), natomiast postępu i masy – tylko 0,23.

Statystyka Durбина-Watsona ukształtowała się na poziomie niższym niż 2, co może wskazywać na istnienie zależności autokorelacyjnych zmiennych (dla opóźnień równych i większych niż 1). Brak losowości i normalności składników resztowych, zilustrowany rysunkiem 4.22, obniża również zdolność prognostyczną modelu. Wykres normalności reszt jest względnie dobry (występuje niewielka ilość obserwacji odstających), przy czym na wykresie odchyłeń od normalności widać układające się koncentracje, co może być powiązane z procesem autokorelacyjnym.

### **Wnioski z analizy statystycznej**

1. Istnieje silna zależność postępu od masy urobku. Jest ona widoczna we wszystkich trzech modelach, również mimo niskiej zależności korelacyjnej w modelu ściany likwidowanej (1/VIII). Wydaje się zatem, iż w kopalni zależność ta wynika z nacisku na parametr zadaniowy – ilościowy (maksymalizacja wydobywania) kosztem parametru jakościowego, tj. maksymalizacji czystości wybierania. W praktyce może to oznaczać maksymalizację ilości produkowanego urobku, która jednak nie musi pociągać za sobą istotnego wzrostu wielkości produkowanego węgla handlowego ze względu na niską jakość nadawy.
2. Najlepiej dobranym modelem był model dla ściany 6/VII (G4), w którym wykazano jego istotność statystyczną i relatywnie wysoką zdolność prognostyczną.
3. Model statystyczny dla ściany 1/VIII, co prawda o niskiej skuteczności prognostycznej, włącza w zakres parametrów istotnych statystycznie zawartość procentową popiołu. Należy jednak nadmienić, iż zależność korelacyjna postępu i zawartości popiołu jest różna i stosunkowo niska we wszystkich analizowanych zbiorach.



**Na tej podstawie stwierdza się, iż:**

1. Kopalnia raczej faworyzuje kryterium ilościowe nad jakościowe w celach produkcyjnych. Maksymalizacja tonażu wydobycia jest silnie widoczna w rosnących postępach i malejącej kaloryczności wydobywanego z tych ścian urobku.
2. Uzyskane wyniki modelowe uzasadniają możliwości budowy modelu wzorcowego przodka ścianowego strugowego, którego cykl życia będzie się składał z fazy rozruchu (3 tygodnie), fazy operacyjnej wydobycia – około 34 tygodni i fazy likwidacji trwającej 4 tygodnie. Łącznie okres istnienia wzorcowego przodka (na bazie danych z kopalni o średnim okresie istnienia ścian strugowych) skalkulowano na 41 tygodni. W praktyce jednak długość poszczególnych faz różni się w zależności od wyrobiska.
3. Operację konstrukcji przodka wzorcowego, na podstawie którego wygenerowano duże zbiory danych, przeprowadzono w metodzie symulacyjnej Monte Carlo.
4. Wyciąganie daleko idących wniosków na bazie modelu liniowego może być błędne (szczególnie dla populacji złożonej z kilku zbiorów danych w całym cyklu życia).
5. W dalszych pracach zdecydowano się zastąpić wnioskowanie na bazie modeli liniowych wnioskowaniem na bazie analizy skupień. Będzie ona stanowić podstawę identyfikacji zbiorów możliwe podobnych obserwacji i określania dla nich statystyk opisowych, tj. zależności technicznych i ekonomicznych.

*4.2.3.2. Przygotowanie dużych prób danych dla przodka strugowego – symulacja Monte Carlo*

Analiza statystyczna danych wykazała możliwość opracowania modelu wzorcowego przodka strugowego, którego cykl życia będzie się składał z fazy rozruchu (3 tyg.), fazy wydobycia (34 tyg.) i fazy likwidacji (4 tyg.). Konstrukcję modelu teoretycznego wzorcowego przodka oparto na koncepcji łączenia rozkładów statystycznych w większe zbiory – tzw. mieszanki rozkładów (Kopacz 2008). Proces budowania modelu mieszanki obejmuje kilka faz:

- dobór rozkładów statystycznych do danych empirycznych ścian 3/VI, 6/VII i 1/VIII,
  - weryfikację dobroci dopasowania testami statystycznymi Andersona-Darlinga (A-D), Kołmogorowa-Smirnowa (K-S) i  $\chi^2$ ,
- generowanie zmiennych losowych z dobranych rozkładów statystycznych,
- łączenie danych i powtórny dobór rozkładu mieszanki,
  - ocena jakości doboru rozkładu mieszanki,
- generowanie dużych prób losowych z rozkładu mieszanki.

W tabeli 4.15 zestawiono po trzy najlepiej dopasowane rozkłady statystyczne i ocenę dobroci ich dopasowania do danych empirycznych z prób ścian 3/VI, 6/VII i 1/VIII. Jak już wspomniano, doboru rozkładów teoretycznych do danych empirycznych dokonano za pomocą programu Crystal Ball i metody Monte Carlo.

Ostatecznie jako kryterium rozstrzygające o wyborze najlepiej dopasowanego rozkładu przy akceptacji wszystkich ograniczeń i wad testów parametrycznych wybrano test A-D (wrażliwy na obserwacje odstające i tzw. grube ogony; im niższa statystyka A-D, tym lepiej) i na jego podstawie przeprowadzono ranking rozkładów. Statystyki p-value (wartość krytyczna) wyższe i znacząco wyższe od 0,05 (wartość domyślna w programie) zostały dołączone i umieszczone w tabelach 4.12 do 4.14 włącznie.

Tabela 4.12. Dobór rozkładów dla próbki ze ściany 3/VI (opracowanie własne)

	Rozkład	A-D	A-D P-Value	K-S	K-S P-Value	$\chi^2$	$\chi^2$ P-Value	Parameters
Postęp	Triangular	0,32	---	0,08	---	6,91	0,14	Minimum=1.55256, Likeliest=13.2, Maximum=19.59818
	Min Extreme	0,38	0,42	0,08	0,70	4,73	0,45	Likeliest=13.09552, Scale=3.25198
	Normal	0,65	0,08	0,14	0,05	9,09	0,11	Mean=11.27727, Std. Dev.=3.80745
Masa	Triangular	0,22	---	0,08	---	3,27	0,51	Minimum=1705.2016, Likeliest=5817.88, Maximum=14157.77861
	Gamma	0,27	0,69	0,09	0,61	4,00	0,41	Location=1188.22117, Scale=1293.02962, Shape=4.68565
	Normal	0,48	0,23	0,11	0,19	5,09	0,41	Mean=7246.90568, Std. Dev.=2713.74878
Wartość opatu	Triangular	1,32	---	0,18	---	8,73	0,07	Minimum=12790.08845, Likeliest=16793.80855, Maximum=16832.81778
	Weibull	1,39	0,10	0,18	0,03	15,64	0,00	Location=9184.88529, Scale=6762.424, Shape=6.96627
	Normal	1,60	0,00	0,20	0,00	33,45	0,00	Mean=15523.63391, Std. Dev.=1067.38822
Zawartość popiołu	Beta	0,44	---	0,08	---	5,09	0,17	Minimum=37.67643, Maximum=49.43954, Alpha=0.74246, Beta=1.58148
	Pareto	0,63	---	0,14	---	10,18	0,07	Location=37.82254, Shape=11.28139
	Normal	1,37	0,00	0,16	0,00	29,82	0,00	Mean=41.43453, Std. Dev.=3.0432

Tabela 4.13. Dobór rozkładów dla próbki ze ściany 6/VII (opracowanie własne)

	Rozkład	A-D	A-D P-Value	K-S	K-S P-Value	$\chi^2$	$\chi^2$ P-Value	Parameters
Postęp	Logistic	0,17	0,93	0,05	0,83	5,22	0,63	Mean=13.12416, Scale=1.38648
	Student's t	0,19	---	0,07	---	2,44	0,88	Midpoint=13.17361, Scale=2.31233, Deg. Freedom=13.48103
	Normal	0,26	0,71	0,07	0,52	4,67	0,70	Mean=13.17361, Std. Dev.=2.50566
Masa	Logistic	0,27	0,62	0,07	0,30	8,00	0,33	Mean=13687.76533, Scale=1268.69602
	Student's t	0,32	---	0,08	---	8,56	0,20	Midpoint=13678.5075, Scale=2057.51253, Deg. Freedom=8.33617
	Normal	0,56	0,15	0,08	0,28	11,61	0,11	Mean=13678.5075, Std. Dev.=2360.00208
Wartość opalkowa	Lognormal	0,27	0,60	0,06	0,73	11,06	0,09	Mean=16363.54626, Std. Dev.=950.80037, Location=7638.44705
	Gamma	0,27	0,59	0,06	0,79	11,06	0,09	Location=10441.46538, Scale=150.43219, Shape=39.3623
	Normal	0,44	0,29	0,07	0,46	12,72	0,08	Mean=16362.8218, Std. Dev.=950.17867
Zawartość popiołu	Weibull	0,22	0,69	0,06	0,81	6,06	0,42	Location=27.35292, Scale=13.87257, Shape=6.16091
	Beta	0,28	---	0,05	---	4,11	0,53	Minimum=29.29248, Maximum=45.75418, Alpha=6.18829, Beta=3.11567
	Normal	0,55	0,16	0,08	0,40	8,28	0,31	Mean=40.24155, Std. Dev.=2.43727

Przeprowadzona ocena dobroci dopasowania rozkładów teoretycznych do danych empirycznych, wykonana testami statystycznymi Andersona-Darlinga (A-D), Kołmogorowa-Smirnowa (K-S) i  $\chi^2$ , pozwala stwierdzić, iż dla każdego przodka ścianowego i wszystkich analizowanych zmiennych możliwe jest dobranie właściwego rozkładu statystycznego. Najwyższą jakość doboru uzyskano w przypadku ściany 6/VII. Statystyki *p-value* są wysokie i wystarczające dla zweryfikowania poprawności doboru rozkładu teoretycznego do danych empirycznych. Z kolei najniższą jakość doboru uzyskano w przypadku ściany 3/VI, która znajdowała się w fazie rozruchu. Wartości *p-value* testów są wyższe od 0,05, przy czym istnieje obszar statystycznie względnej pewności wobec dokonanego doboru rozkładów. Ostatecznie można stwierdzić, iż dla wszystkich zbiorów danych i wszystkich

Tabela 4.14. Dobór rozkładów dla próbek ze ściany 1/VIII (opracowanie własne)

	Rozkład	A-D	A-D P-Value	K-S	K-S P-Value	$\chi^2$	$\chi^2$ P-Value	Parameters
Postęp	Weibull	0,17	0,88	0,07	0,84	3,21	0,52	Location=-5.56711, Scale=18.15363, Shape=3.89111
	BetaPERT	0,18	---	0,07	---	1,85	0,76	Minimum=-2.22252, Likeliest=11.17709, Maximum=22.68438
	Normal	0,23	0,79	0,07	0,78	3,21	0,67	Mean=10.8617, Std. Dev.=4.72544
Masa	Lognormal	0,48	0,12	0,09	0,35	3,55	0,47	Mean=6888.11671, Std. Dev.=3180.17649, Location=-6359.12024
	Logistic	0,51	0,14	0,08	0,49	2,53	0,77	Mean=6618.42599, Scale=1706.21958
	Normal	1,05	0,00	0,13	0,07	7,64	0,18	Mean=6884.27532, Std. Dev.=3257.96836
Wartość opałowa	Logistic	0,51	0,14	0,12	0,05	6,96	0,22	Mean=15372.08795, Scale=1238.99768
	Student's t	0,64	---	0,14	---	5,94	0,20	Midpoint=15274.28023, Scale=1986.94834, Deg. Freedom=5.6609
	Normal	1,19	0,00	0,16	0,00	14,11	0,02	Mean=15274.28023, Std. Dev.=2470.78692
Zawartość popiołu	Logistic	0,29	0,56	0,09	0,41	3,21	0,67	Mean=41.77158, Scale=2.94241
	Student's t	0,41	---	0,09	---	2,19	0,70	Midpoint=41.65922, Scale=4.9218, Deg. Freedom=9.38148
	Normal	0,63	0,09	0,11	0,23	3,55	0,62	Mean=41.65922, Std. Dev.=5.54865

zmiennych brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej o zgodności rozkładów teoretycznych z ich rozkładami empirycznymi. Rozkłady teoretyczne można wykorzystać do generowania dużych prób losowych.

### Wyniki estymacji mieszanki rozkładów dla dużych zbiorów danych

Aby zapewnić odpowiednią liczbę danych do analizy skupień i dalszych prac badawczych, w metodzie Monte Carlo wygenerowano ostatecznie duże zbiory danych (około 2 500 obserwacji) dla następujących zmiennych:

- postęp,
- masa urobku,
- wartość opałowa,

- zawartość popiołu,
- ilość skały płonnej możliwej do uniknięcia.

Do próbkowania użyto techniki hipersześcianu łacińskiego (*latin hypercube*), która umożliwia równomierne próbkowanie całego zakresu dziedziny rozkładu. Liczba iteracji (przeliczeń) w symulacji wynosiła 2500. W przypadku ww. zmiennej mieszanki utworzono z następującej kombinacji rozkładów, odpowiednio dla zmiennych:

- **postęp**: rozkład trójkątny (1,6; 13,2; 19,6) (ściana 3/VI) (7% udziału); rozkład logistyczny (13,1; 1,39) (ściana 6/VII) (84% udziału); rozkład Weibulla (5,6; 18,2; 3,9) (ściana 1/VIII) (9% udziału),
- **masa urobku**: rozkład trójkątny (1705; 5818; 14 158) (ściana 3/VI); rozkład logistyczny (13 688; 1269) (ściana 6/VII); rozkład lognormalny (6888; 3180–6359) (ściana 1/VIII) (\*),
- **wartość opałow**: rozkład trójkątny (12 790; 16 794; 16 833) (ściana 3/VI) (7% udziału); rozkład lognormalny (16 364; 951; 7638) (ściana 6/VII) (84% udziału); rozkład logistyczny (15 372; 1239) (ściana 1/VIII) (9% udziału) (\*),
- **zawartość popiołu**: rozkład beta (37,7; 49,4; 0,74; 1,58) (ściana 3/VI) (7% udziału); rozkład Weibulla (27,35; 13,87; 6,16) (ściana 6/VII) (84% udziału); rozkład logistyczny (41,77; 2,94) (ściana 1/VIII) (9% udziału) (\*),
- **ilość skały możliwej do uniknięcia**: rozkład maksymalnych wartości ekstremalnych (416,8; 266,6).

Objaśnienie: (\*) – *Udział procentowy rozkładu należy rozumieć jako procentowy udział obserwacji empirycznych wygenerowanych z danego rozkładu w mieszance.*

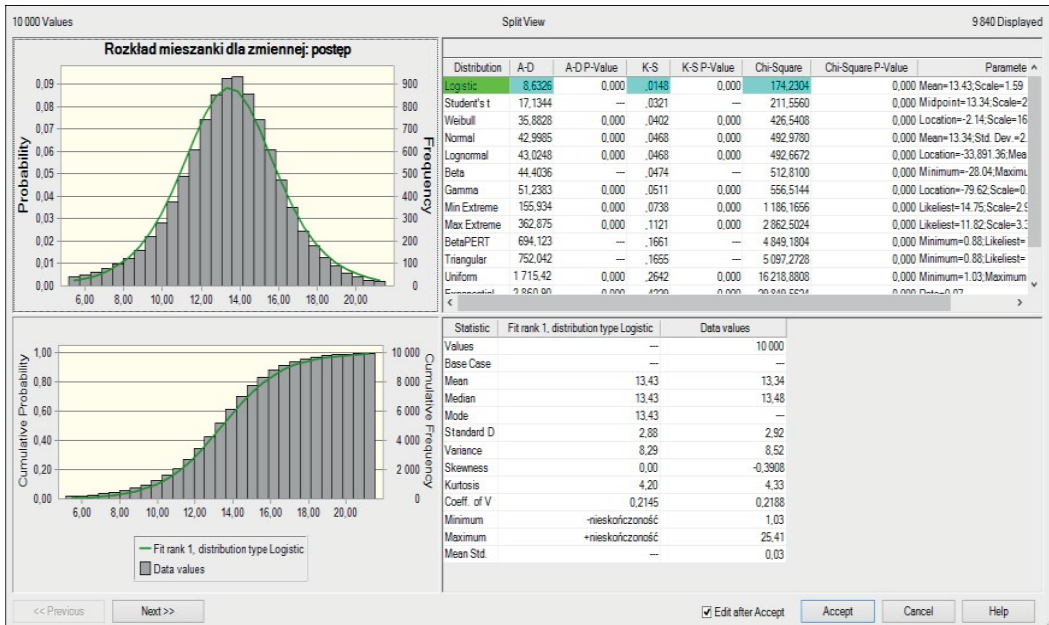
Do symulacji wprowadzono ponadto zależności korelacyjne zmiennych (rozkładów), obserwowane w próbach empirycznych. W ten sposób zapewniono wysoki stopień zgodności wygenerowanych prób z danymi empirycznymi. Poziom zgodności w tym przypadku zweryfikowano oceną zależności korelacyjnych pomiędzy poszczególnymi zmiennymi w próbach empirycznych i wtórnych korelacji w próbach losowych.

Rozkład skały płonnej możliwej do uniknięcia został skonstruowany na bazie eksperckiej oceny możliwości pozostawienia w calźnie ściany strugowej określonej ilości kamienia, zgodnie z wytycznymi geologicznymi. Dla tego rozkładu stwierdzono, iż zakres obserwacji może zmieniać się pomiędzy 0 Mg a 1300 Mg na dobę. Przyjęto ostatecznie rozkład maksymalnych wartości ekstremalnych z wartością oczekiwaną 571 Mg/d (mediana wyniosła 515 Mg/d) (rys. 4.23). Rozkład ten został związany silną dodatnią zależnością korelacyjną z rozkładem zawartości procentowej popiołu ( $\rho = 0,85$ ).

Poniżej przedstawiono graficzną ilustrację utworzonych rozkładów mieszanek analizowanych zmiennych. **Reprezentują one zmienne dla wzorcowego przodka strugowego w całym cyklu życia.**

Wobec rozkładów mieszanek nie oczekuje się zgodności z pojedynczym modelem teoretycznym rozkładu (zielona linia na wykresach; w szczególnych przypadkach taka zgodność może wystąpić), stąd weryfikacja dobroci dopasowania, dołączona w tabelach opisujących rozkład, stanowi wyłącznie informację poglądową.

Najbardziej nietypowym przykładem modelu mieszanki wydaje się rozkład uzyskany dla masy urobku. Cechuje go stosunkowo duża liczba obserwacji w lewym ogonie rozkładu (niskie postępy i małe wydobywanie dla faz rozruchu i likwidacji) oraz ponadprzeciętna koncentracja informacji w rejonie średniej.

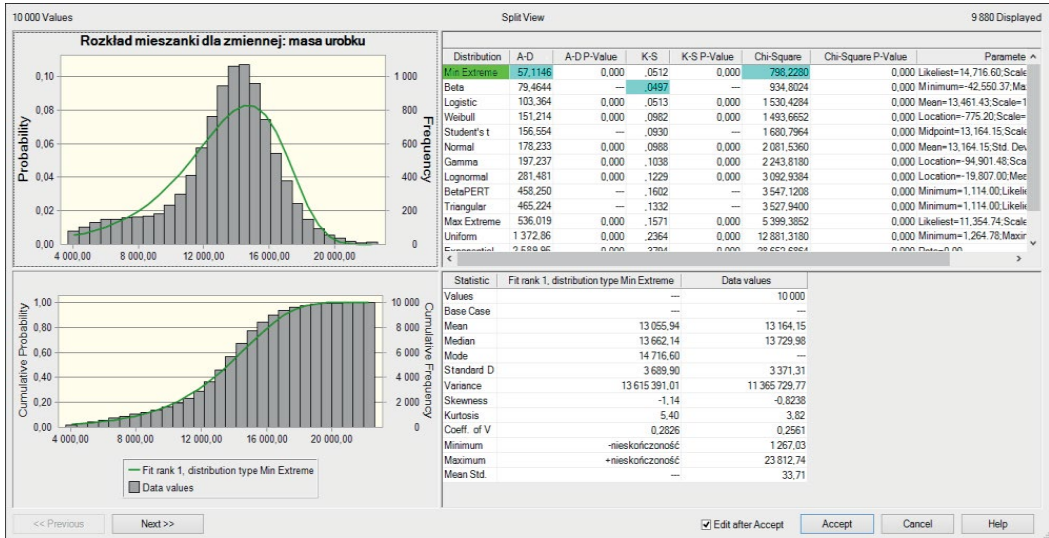


Rys. 4.23. Rozkład mieszanki dla zmiennej: postęp (opracowanie własne)

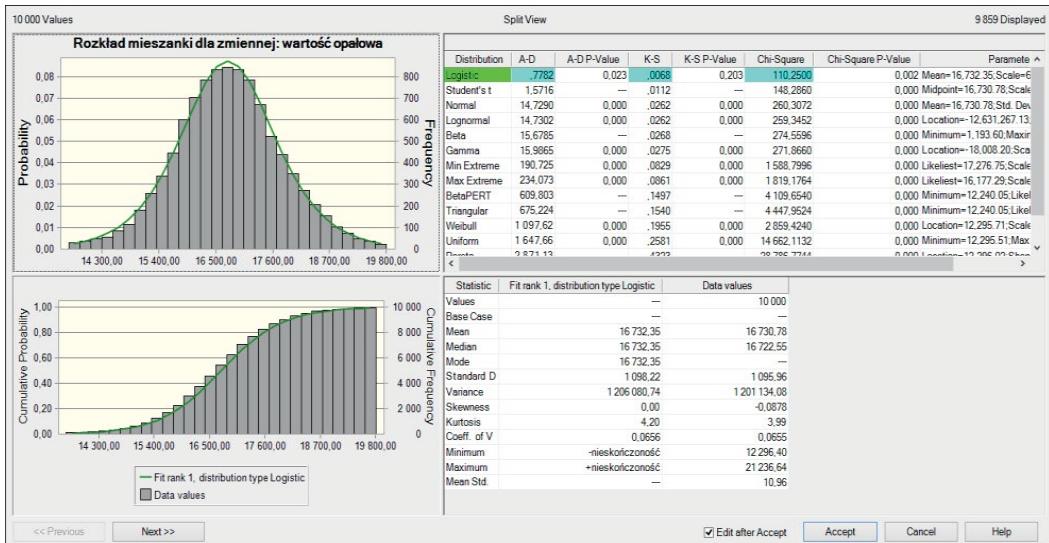
W tabelach 4.15 i 4.16 zestawiono również wyniki analizy korelacji w modelu „testowym”, utworzonym na bazie prób empirycznych i w modelach mieszanek. Różnice pomiędzy korelacjami krzyżowymi w obu tabelach są niewielkie i w pełni akceptowalne.

Ostatecznie za pomocą metody Monte Carlo odtworzono i otrzymano zgodny z pierwotną specyfiką danych model wzorcowego przodka strugowego oraz wygenerowano duże zbiory danych. Na tym etapie kończy się faza oceny i przygotowania materiału analitycznego, a rozpoczyna się faza budowania założeń modelu matematycznego, wkomponowanego w model oceny efektywności ekonomicznej.

#### 4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

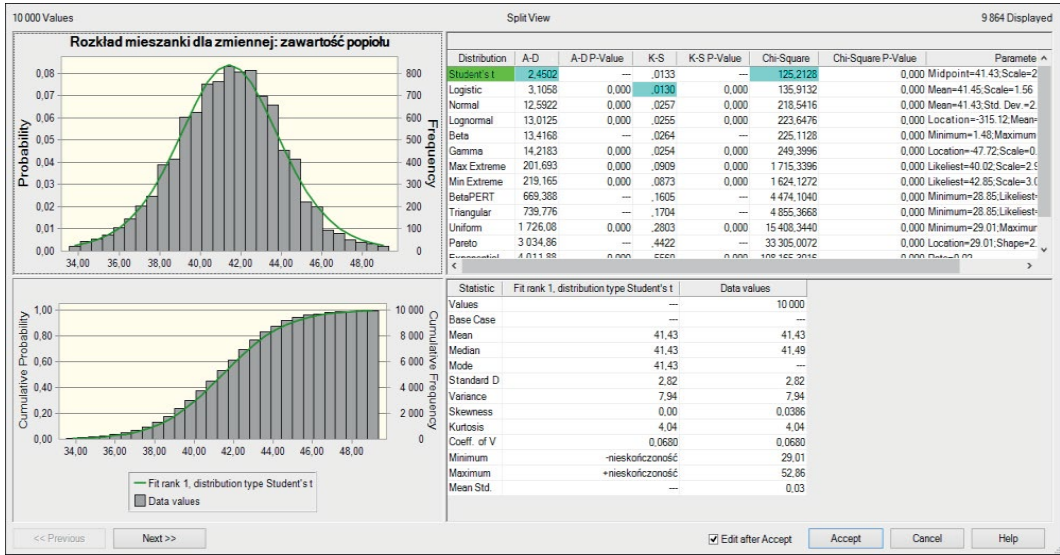


Rys. 4.24. Rozkład mieszanki dla zmiennej: masa urobku (opracowanie własne)

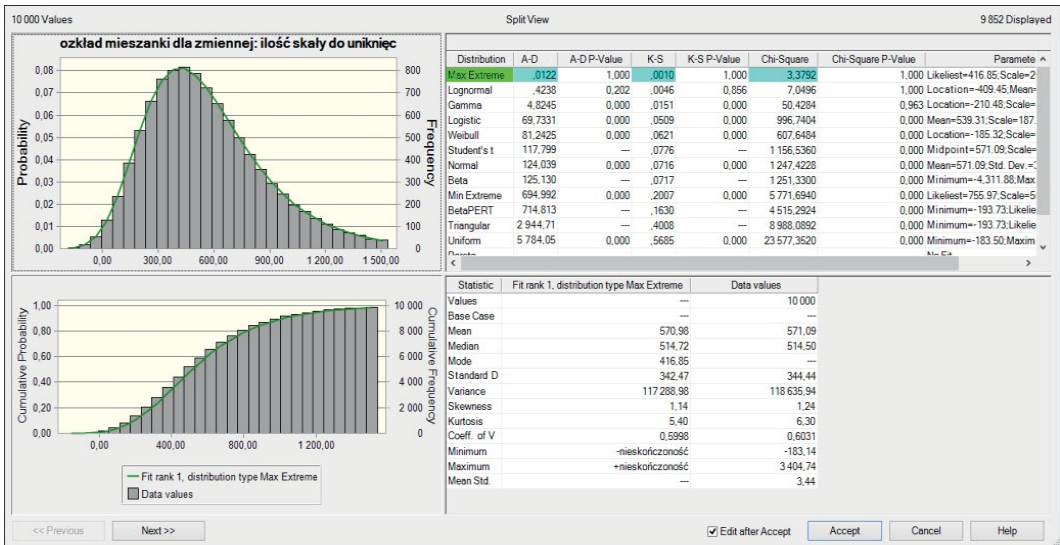


Rys. 4.25. Rozkład mieszanki dla zmiennej: wartość opałowa (opracowanie własne)





Rys. 4.26. Rozkład mieszanki dla zmiennej: zawartość popiołu (opracowanie własne)



Rys. 4.27. Rozkład dla zmiennej: skała możliwa do uniknięcia (opracowanie własne)



Tabela 4.15. Tabela korelacji pierwotnych (korelacje w próbkach dla trzech analizowanych przodków strugowych; opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Wartość opałow	Masa urobku	Zawartość popiołu	Postęp
Wartość opałow	1,00			
Masa urobku	0,15	1,00		
Zawartość popiołu	-0,95	-0,15	1,00	
Postęp	0,30	0,70	-0,40	1,00

Tabela 4.16. Tabela korelacji wtórnych (korelacje oszacowane na bazie modeli mieszanek; opracowanie własne)

Wyszczególnienie	Wartość opałow	Masa urobku	Zawartość popiołu	Postęp
Wartość opałow	1,00			
Masa urobku	0,15	1,00		
Zawartość popiołu	-0,94	-0,15	1,00	
Postęp	0,30	0,69	-0,41	1,00

### 4.3. Model oceny efektywności ekonomicznej

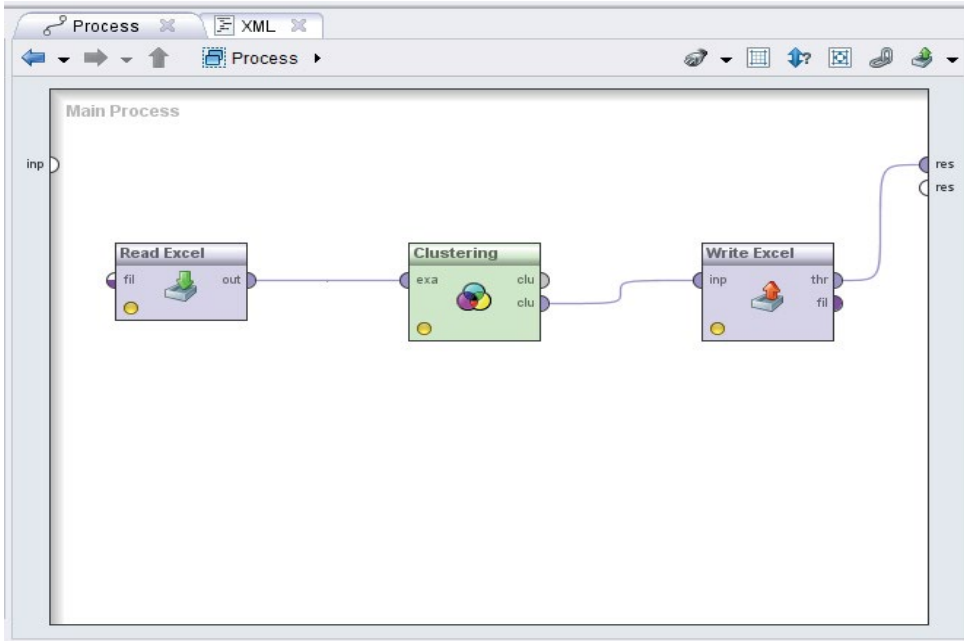
Analizowane dane zarówno z próbek empirycznych, jak i generowanych za pomocą metody Monte Carlo, były grupowane w 11 klastrów w zaimplementowanym na potrzeby modelu w programie RapidMiner Studio 5.

#### 4.3.1. Model matematyczny i analiza skupień

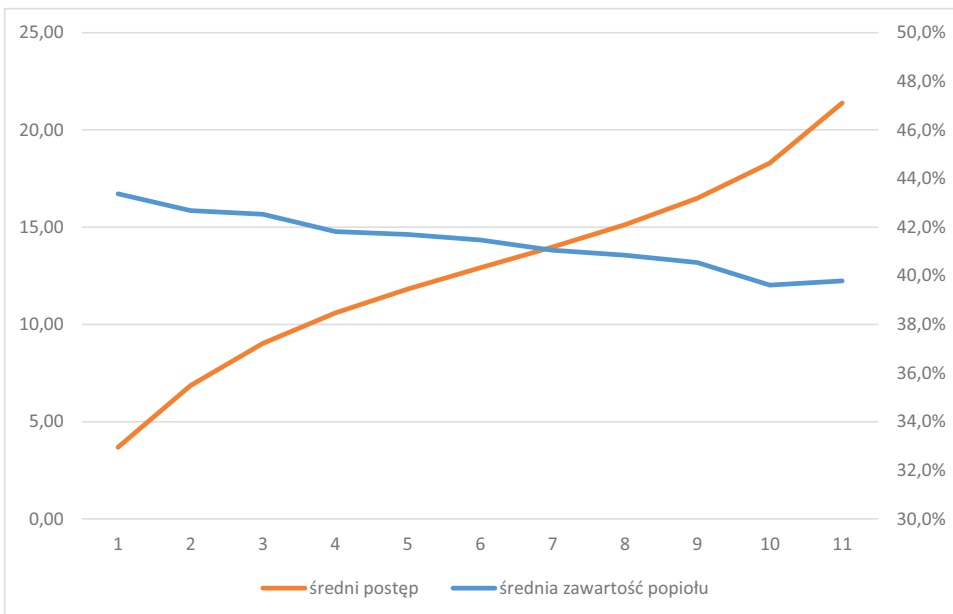
Ostatecznie ustalona w ramach pogłębionej analizy grupa 11 „skupień” została oszacowana jako optimum pomiędzy liczbą generowanych zbiorów, czasem analizy i uzyskiwanym rezultatem w trakcie kolejnych przybliżeń. Parametrem grupującym był postęp (rys. 4.28). Każdy z utworzonych klastrów cechował się określonym wektorem analizowanych parametrów.

Wykres zależności średniej zawartości popiołu od postępu dla danego klastra w modelu matematycznym został przedstawiony na rysunku 4.29.

Ukazany wykres odzwierciedla sytuację, gdzie dominującym czynnikiem warunkującym postęp jest skała płonna, która jest możliwa do uniknięcia w wyniku odpowiedniego zarządzania procesem wydobywczym. W praktyce zamiast jednego negatywnego czynnika proces wydobywczy jest warunkowany wieloma czynnikami (czynniki geologiczne – praktycznie niezarządzalne, czynniki technologiczne



Rys. 4.28. Model analizy skupień w programie RapidMiner (opracowanie własne)



Rys. 4.29. Zależność średniego postępu od zawartości popiołu (opracowanie własne)

ne oraz organizacyjne – zarządzalne tylko częściowo). Model dokonuje alokacji poszczególnych obserwacji do klastrów o określonej wartości postępu, po czym następuje dziedziczenie pozostałych cech danej obserwacji do klastra. Zgodnie z powyższym, redukcja ilości skały płonnej w ścianie wpływa na obniżenie zawartości popiołu, w następstwie czego dobierany jest nowy klaster z wyższym postępowaniem, służący wyliczeniu maksymalnych (teoretycznych) efektów związanych ze zwiększeniem postępu ściany. W analizie istotne znaczenie miało przeliczenie wpływu tonażu pozostawionego w ścianie urobku płonnego na redukcję poziomu zapopielenia nadawy. Zastosowany w kalkulacji wzór bazuje na zasadzie zachowania masy i energii. Założono, że skała możliwa do odseparowania ma zerową kaloryczność.

Stwierdzono, że masa początkowa popiołu w urobku musi się równać masie skały płonnej możliwej do odseparowania oraz masie początkowej urobku pomniejszonej o masę skały możliwą do odseparowania (o pewnej nieznannej – nowej zawartości popiołu), co przedstawia poniższy wzór:

$$m_p \cdot p_p = sk_{du} \cdot 100\% + (m_p - sk_{ds}) \cdot p_n$$

gdzie:

- $m_p$  – masa całkowita urobku [Mg],
- $p_p$  – pierwotna zawartość popiołu zgodna ze wskazaniami popiołomierzy [%],
- $sk_{ds}$  – masa skały płonnej możliwej do uniknięcia [Mg],
- $p_n$  – nowa zawartość popiołu w zmienionej strukturze urobku ze ściany [%].

Po przekształceniach otrzymano formułę na oszacowanie nowej zawartości popiołu:

$$p_n = \frac{m_p \cdot p_p - sk_{du} \cdot 100\%}{m_p - sk_{du}} \quad [\%]$$

Kolejnym etapem kalkulacji było określenie docelowego postępu. Za pomocą funkcji odległości euklidesowej przyporządkowywano klaster cechujących się największym podobieństwem zawartości popiołu względem danych pierwotnych z próbki. Na tej podstawie przypisywano średni postęp charakterystyczny dla danego klastra. Efekt całkowity wzrostu efektywności obliczany był za pomocą wzoru:

$$E = \frac{\sum n_p}{\sum p_p} - 1 \quad [\%],$$

gdzie:

$E$  – wzrost efektywności [%],

$p_p$  – postęp próbki [m],

$n_p$  – nowy postęp próbki [m].

Po wykonaniu analizy skupień uporządkowany zbiór danych zamieszczono w tabelach 4.17 i 4.18.

Tabela 4.17. Zbiór danych obliczeniowych (opracowanie własne)

Postęp	Wartość opałow nadawy [MJ/Mg]	Masa urobku [Mg]	Zawartość popiołu w nadawie [%]	Skała do uniknięcia (teor.)	Ilość energii [GJ]	Ilość energii w przeliczeniu na jednostkę postępu [GJ/m]
1	2	3	4	5	6	7
15,7	16 842,0	13 670,0	42,0%	582,4	230 228,7	14 682,4
13,0	16 554,0	14 921,0	42,0%	484,1	247 006,8	19 045,7
12,0	17 591,0	13 016,0	39,0%	175,4	228 959,0	19 106,4
4,1	17 883,0	3 731,0	39,0%	256,1	66 722,7	16 374,6
10,7	16 325,0	12 687,0	43,0%	695,4	207 108,9	19 407,7
12,1	17 037,0	16 691,0	39,0%	183,4	284 365,0	23 510,3
10,7	15 965,0	11 414,0	44,0%	642,3	182 217,3	16 987,8
10,8	16 533,0	6 646,0	41,0%	522,4	109 882,2	10 210,4
9,2	15 908,0	12 174,0	44,0%	367,9	193 664,4	21 011,0
11,8	16 321,0	12 866,0	42,0%	564,9	209 993,3	17 835,9
11,7	16 578,0	12 820,0	41,0%	516,5	212 534,6	18 183,9
12,9	18 030,0	13 921,0	39,0%	294,9	250 994,8	19 408,2
10,5	17 597,0	11 972,0	39,0%	265,4	210 667,7	20 100,9
15,6	15 292,0	16 090,0	45,0%	776,3	246 051,7	15 745,8
17,8	16 475,0	17 469,0	42,0%	704,1	287 805,0	16 162,3
13,2	16 904,0	12 683,0	41,0%	607,3	214 387,4	16 253,4
16,5	16 547,0	19 672,0	43,0%	702,4	325 510,8	19 726,1
10,9	16 851,0	12 556,0	40,0%	288,9	211 580,8	19 435,0
12,3	17 831,0	14 385,0	38,0%	433,8	256 488,3	20 820,7
14,1	16 183,0	14 873,0	43,0%	747,5	240 691,2	17 136,8
11,7	17 949,0	3 318,0	40,0%	222,0	59 557,6	5 104,0
12,4	16 368,0	12 330,0	41,0%	480,1	201 812,5	16 337,9
14,3	15 430,0	16 006,0	45,0%	884,6	246 977,5	17 231,8
14,0	16 424,0	10 625,0	42,0%	547,0	174 504,0	12 444,2
11,0	16 200,0	13 263,0	42,0%	974,7	214 864,1	19 474,0

4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

1	2	3	4	5	6	7
13,3	16 076,0	15 281,0	43,0%	705,0	245 654,4	18 513,6
11,1	16 613,0	14 143,0	0,41	372,7	234 948,8	21 247,4
14,6	16 834,0	15 483,0	0,42	756,3	260 642,9	17 859,1
11,9	17 361,0	14 686,0	0,38	382,1	254 963,0	21 519,5
14,7	17 079,0	13 465,0	0,42	559,2	229 956,2	15 635,3
12,9	16 859,0	14 047,0	0,41	490,9	236 821,6	18 380,3
8,2	18 464,0	8 861,0	0,37	327,9	163 612,8	20 046,7
18,2	16 176,0	20 066,0	0,42	663,7	324 585,8	17 804,9
10,4	18 117,0	14 182,0	0,36	46,3	256 932,5	24 748,1
15,8	15 590,0	16 731,0	0,44	769,3	260 833,6	16 464,9

Tabela 4.18. Zbiór danych obliczeniowych cd. (opracowanie własne)

Nowa zawartość popiołu [%]	Klaster postępu	Średni postęp w klastrze [m/dobę]	Najmniejsza odległość	Nowy klaster	Średni postęp w klastrze [m/dobę]	Nowy postęp [m/d]	Klaster docelowy
1	2	3	4	5	6	7	8
39,0	9	16,2	0,01	11	21,4	21,4	11
40,0	6	12,5	0,00	10	18,3	18,3	10
38,0	6	12,5	0,02	11	21,4	21,4	11
34,0	1	3,5	0,05	11	21,4	21,4	11
39,0	4	10,2	0,00	11	21,4	21,4	11
38,0	6	12,5	0,01	11	21,4	21,4	11
41,0	4	10,2	0,00	8	15,1	15,1	8
36,0	4	10,2	0,03	11	21,4	21,4	11
42,0	3	8,6	0,00	5	11,8	11,8	5
40,0	5	11,4	0,00	10	18,3	18,3	10
39,0	5	11,4	0,01	11	21,4	21,4	11
38,0	6	12,5	0,02	11	21,4	21,4	11
38,0	4	10,2	0,02	11	21,4	21,4	11
42,0	9	16,2	0,00	5	11,8	16,2	9
39,0	10	18,1	0,00	11	21,4	21,4	11
38,0	7	13,6	0,02	11	21,4	21,4	11
40,0	9	16,2	0,00	9	16,5	16,5	9
39,0	5	11,4	0,01	11	21,4	21,4	11
36,0	6	12,5	0,04	11	21,4	21,4	11
40,0	7	13,6	0,00	10	18,3	18,3	10

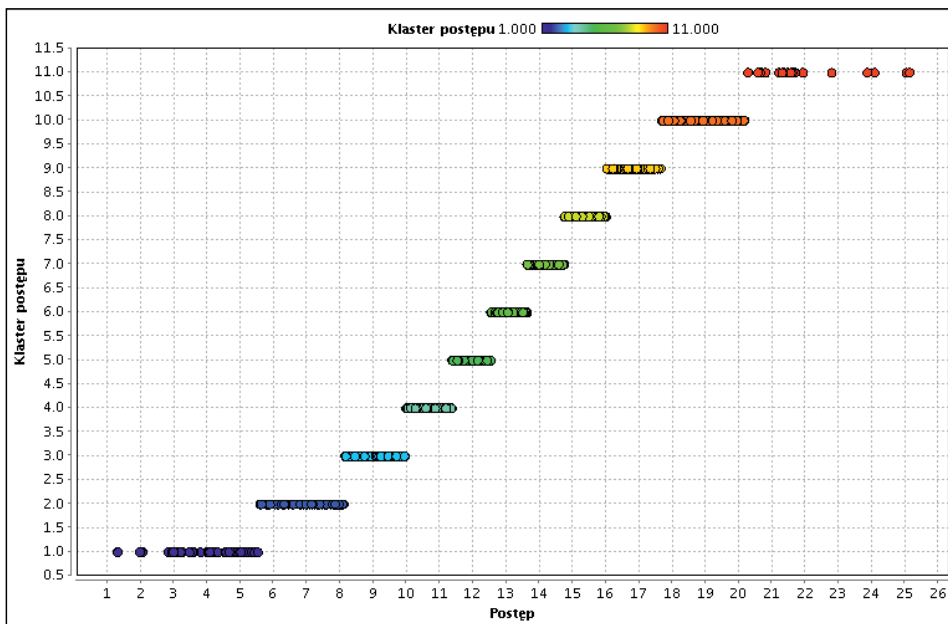
1	2	3	4	5	6	7	8
36,0	5	11,4	0,04	11	21,4	21,4	11
39,0	6	12,5	0,01	11	21,4	21,4	11
41,0	8	14,8	0,00	7	14,0	14,8	8
39,0	7	13,6	0,01	11	21,4	21,4	11
37,0	5	11,4	0,02	11	21,4	21,4	11
40,0	7	13,6	0,00	10	18,3	18,3	10
39,0	5	11,4	0,00	11	21,4	21,4	11
39,0	8	14,8	0,01	11	21,4	21,4	11
36,0	5	11,4	0,04	11	21,4	21,4	11
39,0	8	14,8	0,01	11	21,4	21,4	11
39,0	6	12,5	0,00	11	21,4	21,4	11
35,0	3	8,6	0,05	11	21,4	21,4	11
40,0	10	18,1	0,00	10	18,3	18,3	10
36,0	4	10,2	0,03	11	21,4	21,4	11
41,0	9	16,2	0,00	8	15,1	16,2	9

Dla kolejnych klastrów przy danym postępie oszacowano średnie oczekiwane wartości pozostałych parametrów jakościowych i ilościowych. Tabela 6.19 przedstawia wartości tych parametrów w poszczególnych klastrach.

*Tabela 4.19. Średnie wartości parametrów urobku w zależności od klastra (opracowanie własne)*

Klaster	Średnia zawartość popiołu [%]	Średni postęp [m/dobę]	Średnia kaloryczność [kJ/kg]	Średnia masa [Mg]	Średnia ilość energii [GJ]
1	43,4	3,68	15 941,17	5 361	85 316
2	42,7	6,86	16 156,33	7 658	123 408
3	42,5	9,03	16 285,65	9 396	152 724
4	41,8	10,60	16 568,28	10 984	181 774
5	41,7	11,82	16 625,05	12 229	203 174
6	41,5	12,91	16 703,36	13 485	225 115
7	41,0	13,97	16 832,77	14 549	244 902
8	40,9	15,12	16 974,43	15 400	261 237
9	40,5	16,48	17 080,94	16 346	279 092
10	39,6	18,29	17 433,36	17 681	308 308
11	39,8	21,39	17 327,64	18 985	329 147

W celu prezentacji całości próbki wyjściowej i zmienności parametrów urobku wykonano rysunki od 4.30 do 4.34. Rysunek 4.30 przedstawia rozkład kolejnych klastrów w funkcji postępu. Widać, że największą rozpiętość danych cechują się klastry skrajne. Im bliżej środka wykresu tym rozstęp danych w poszczególnych grupach jest coraz mniejszy.



Rys. 4.30. Zależność klastrów od postępu. Postęp w m/d (opracowanie własne)

Na rysunku 6.41 przedstawiono zależność masy od postępu w poszczególnych klastrach.

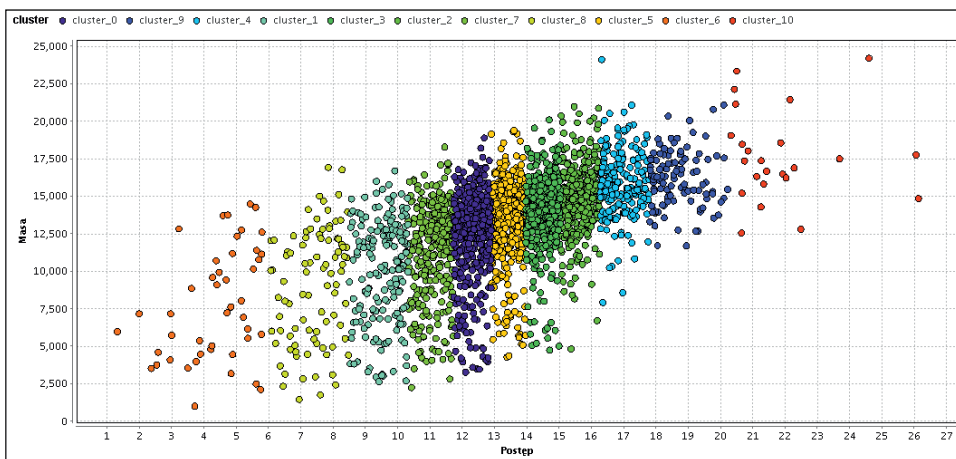
Rysunek 4.32 obrazuje, jak zmienia się zawartość popiołu względem postępu w podziale na klastry. Widać spadek zawartości popiołu wraz ze wzrostem postępu.

Na rysunku 4.33 zilustrowano wpływ skały możliwej do uniknięcia na postępek. Największy efekt widać przy niskich wartościach postępu, którym towarzyszy wysoka zawartość popiołu. Najniższy efekt występuje w przypadku wysokiego postępu, implikującego zgodnie z rysunkiem 4.30 niską zawartość popiołu.

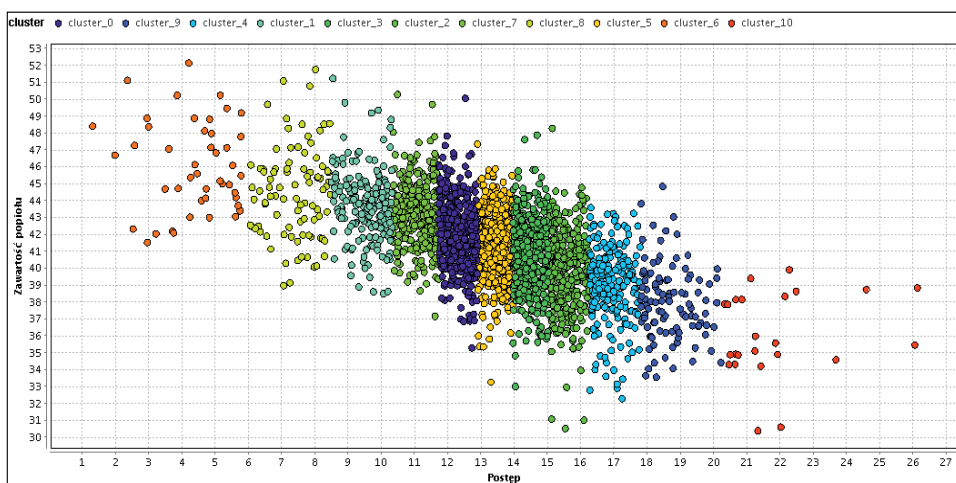
Rysunek 4.34 przedstawia zależność masy (oś z) od zawartości popiołu (oś y) oraz postępu (oś x) dla kolejnych klastrów.

Podsumowując, należy stwierdzić, iż na podstawie wykonanej analizy skupień, zakładając w warunkach teoretycznych eliminację wpływu na proces wydobywczy wszystkich niekorzystnych czynników, obliczono, że maksymalny możliwy do uży-





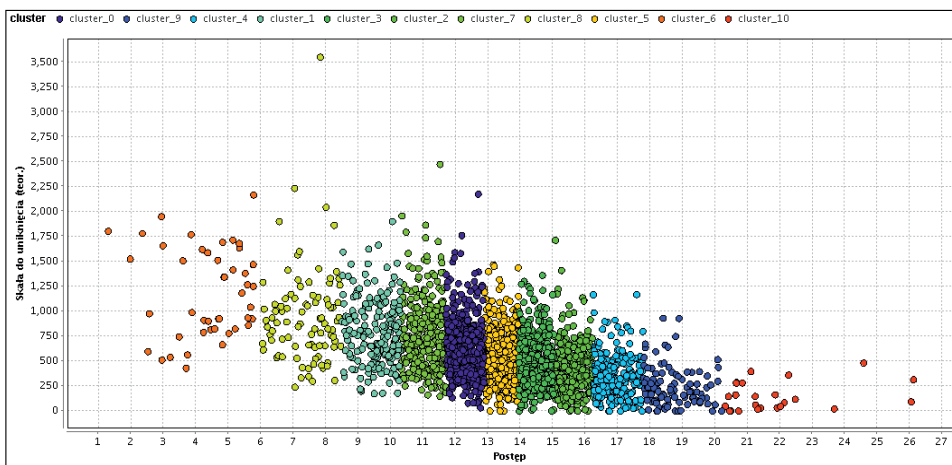
Rys. 4.31. Zmienność masy w zależności o postępu w klastrach. Postęp w m/d, masa urobku w nadawie [Mg] (opracowanie własne)



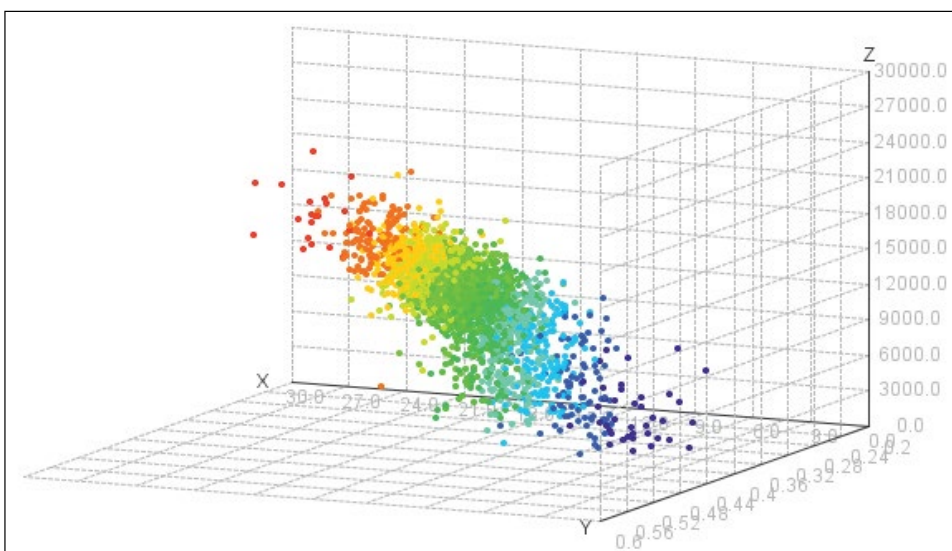
Rys. 4.32. Zmienność popiołu w zależności od postępu w klastrach. Zawartość popiołu w %, postęp w m/d (opracowanie własne)

skania wzrost postępu względem średnich wartości obserwowanych w LW Bogdanka SA w ciągu doby wynosi 8 m. W rzeczywistości efekt ten rozkłada się nie na jeden, a na kilkanaście czynników ograniczających postęp ścian. W związku z tym przeprowadzono badania ankietowe, których wyniki pozwoliły na oszacowanie,

#### 4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



Rys. 4.33. Zmienność ilości skały możliwej do uniknięcia w zależności od postępu w klastrach. Masa urobku do uniknięcia w Mg, postęp w m/d (opracowanie własne)



Rys. 4.34. Zależność masy urobku w Mg od postępu w m/d oraz zawartości popiołu w % w klastrach (opracowanie własne)

jaki wpływ na postęp mają czynniki geologiczne i górnicze, techniczne i organizacyjne. Czynniki te podzielono na sterowalne (tj. takie, którymi decydenci mogą faktycznie zarządzać) oraz pozostające poza kontrolą, na które wpływ jest całko-

wicie wyłączony lub bardzo istotnie ograniczony. Opracowany scenariusz pesymistyczny oznacza sytuację, w której większość efektów z tytułu wprowadzania działań zmierzających do poprawy czystości wydobywanego urobku nie jest możliwa do osiągnięcia, ze względu na uwarunkowania geologiczno-górniczne, techniczne i organizacyjne.

Scenariusz optymistyczny zakłada z kolei, że istnieją czynniki związane z górotworem, techniką eksploatacji i organizacją pracy, ale są one w większości sterowalne. W szczególności dotyczy to kwestii technicznych i organizacyjnych.

#### **4.4. Wpływ czynników geologiczno-górnicznych, organizacyjnych i technicznych na postęp ścian strugowych – badania ankietowe**

W trakcie przygotowania pracy opracowano formularz ankiety, skierowany do wyższego i średniego dozoru oraz pracowników załóg przodkowych. Na jej podstawie zdekomponowano możliwe do uzyskania efekt wzrostu postępu na czynniki wpływające na czystość wybierania.

Głównym celem przeprowadzonych badań ankietowych było uzyskanie miarodajnej oceny poglądów pracowników LW Bogdanka SA na temat czynników wpływających na wielkość wydobywania ze ścian strugowych oraz na zanieczyszczenie urobku, a także na poziom wiedzy i świadomości załogi na temat kosztów wydobywania. Zebrane odpowiedzi odzwierciedlają realia pracy w ścianach strugowych oraz wskazują drogi optymalizacji procesu wydobywczego przy wykorzystaniu technologii strugowej.

##### **4.4.1. Kwestionariusz i zastosowane metody badań**

Dane badawcze zostały zebrane techniką ankietyzacji za pomocą kwestionariusza składającego się z metryczki (czterech pytań) i pięciu pytań merytorycznych. Pytania zestawiono w kilku formach:

- określenia skali (od 1 – bardzo mały, do 5 – bardzo duży) wpływu załogi na dany czynnik,
- procentowego określenia udziału czynników mających wpływ na wielkość i czystość wydobywania,
- określenia współczynnika uciążliwości pracy w ścianach strugowych (od 1 – bardzo mały, do 5 – bardzo duży).

Każde pytanie zawierało instrukcję wyjaśniającą sposób udzielania odpowiedzi. W badaniach postawiono następujące pytania:

- społeczne (metryczka), dotyczące oddziały, stanowiska pracy, stażu pracy i działu, w jakim pracownik był zatrudniony (4 pytania),

- dotyczące wiedzy na temat wpływu trzech czynników (poziom wydobycia, czystość wybierania, organizacja pracy) na koszty wydobycia węgla w ścianach strugowych (1 pytanie),
- dotyczące oceny wpływu czynników geologicznych, technicznych i organizacyjnych na wielkość i czystość wydobycia ze ścian strugowych (2 pytania z trzema podpunktami),
- dotyczące określenia wpływu załogi i dozoru na zmniejszenie negatywnych skutków występowania czynników negatywnych w ścianach strugowych (1 pytanie),
- dotyczące oceny uciążliwości wykonywania danych czynności w ścianach strugowych (1 pytanie).

Dane zostały wprowadzone do bazy danych, utworzonej w programie Microsoft Excel 2010 i tam poddane analizie.

#### 4.4.2. Badana grupa respondentów

Do badania rozdysponowanych zostało 440 ankiet, z czego:

- 110 sztuk wypełniono w Polu Nadrybie,
- 110 sztuk wypełniono w Polu Bogdanka,
- 220 sztuk wypełniono w Polu Stefanów.

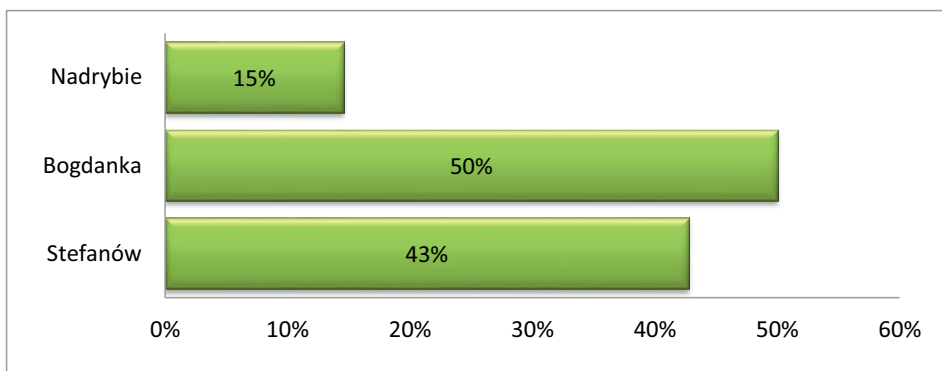
Przed rozpoczęciem badania respondenci zostali poinformowani o celu oraz anonimowości badań. Ankiety zostały przekazane do kierowników pól i rozdane pracownikom. W sumie zebrano 198 ankiet, z czego było analizowanych 165, pozostałe były niekompletne lub błędnie wypełnione.

#### 4.4.3. Analiza opisowa wyników badań

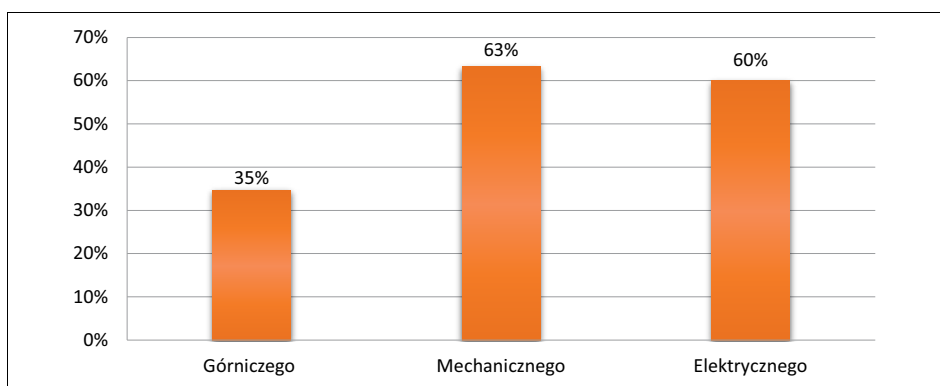
Liczba zebranych ankiet we wszystkich rejonach wydobywczych wynosiła 165, z czego 57% dotyczyło Pola Stefanów, 33% – Pola Bogdanka i 10% – Pola Nadrybie. Frekwencja wyniosła 45%, z czego analizie poddano 41,6% (rys. 4.35).

Badanie ankietowe przeznaczone było dla 303 pracowników działu górniczego, 49 pracowników działu mechanicznego oraz 45 pracowników działu elektrycznego. Spośród tej grupy ankietowanych wypowiedziało się 35% górników, 63% mechaników i 60% elektryków (rys. 4.36). Z 288 pracowników na stanowiskach robotniczych odpowiedzi udzieliło 41%, z 76 osób dozoru średniego odpowiedziało 41%. W najmniej licznej grupie osób dozoru frekwencja wyniosła 45% (33 pracowników) (rys. 4.37).

Ankietowani byli pracownikami czterech oddziałów wydobywczych: G-1 (24%), G-4 (24%), G-5 (26%) oraz G-6 (12%). Więcej niż jeden oddział zaznaczyło 4% ankietowanych. Byli to pracownicy działów mechanicznego i elektrycznego, natomiast 12% nie udzieliło informacji na ten temat (rys. 4.38).



Rys. 4.35. Odsetek prawidłowo wypełnionych kwestionariuszy według pól wydobywczych (opracowanie własne)



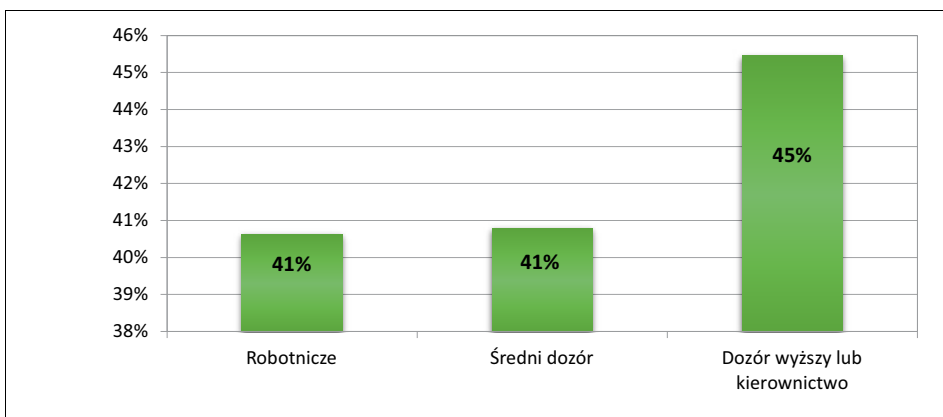
Rys. 4.36. Frekwencja według pracowników działów (opracowanie własne)

Spośród grupy ankietowanych 71% stanowili pracownicy na stanowiskach robotniczych, 19% to osoby z dozoru średniego, natomiast dozór wyższy i kierownictwo stanowił 9% (rys. 4.38).

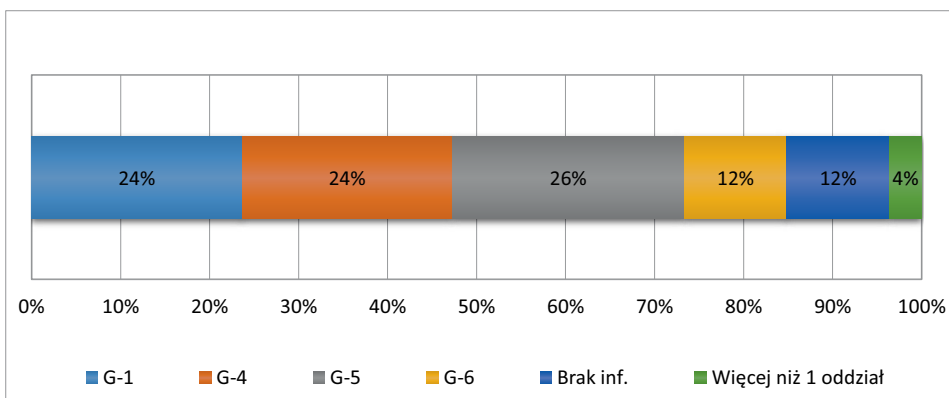
64% ankietowanych to pracownicy działu górniczego, 19% – mechanicznego, 16% – elektrycznego, 1% osób nie wypowiedział się na ten temat (rys. 4.39).

Pierwsze pytanie dotyczyło określenia wpływu czynników na koszt jednostkowy wydobycia węgla ze ścian strugowych. Branymi pod uwagę czynnikami były: poziom wydobycia, czystość wybierania i organizacja pracy. Wyniki są bardzo zbliżone i oscylują wokół 70% (rys. 4.41).

Według osób z dozoru wyższego i kierownictwa największy wpływ na koszt jednostkowy (90%) ma organizacja pracy, najmniejszy według wszyst-



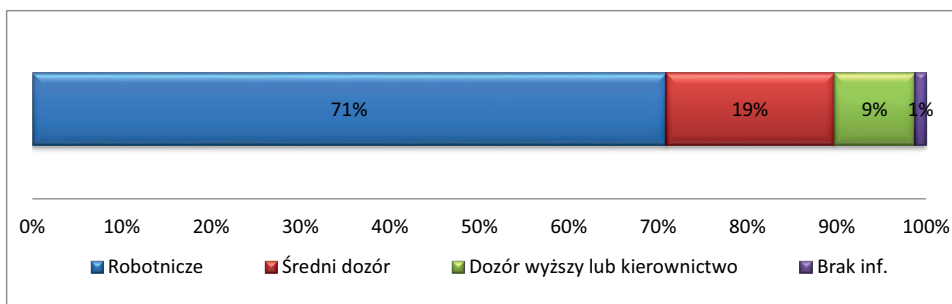
Rys. 4.37. Frekwencja według stanowiska pracy (opracowanie własne)



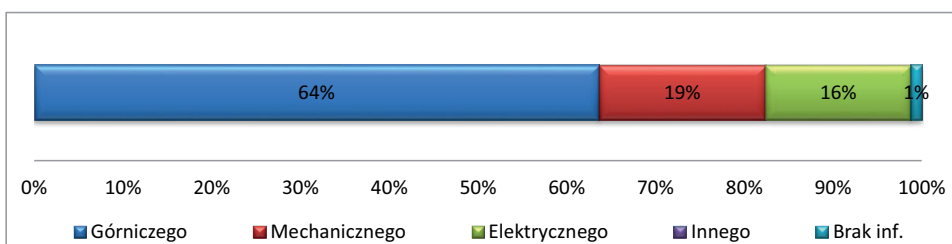
Rys. 4.38. Struktura ankietowanych wg stanowisk (opracowanie własne)

kich ankietowanych ma czystość wybierania. Drugie pytanie dotyczyło wpływu danych czynników na wielkość wydobywania ze ścian strugowych. Według ankietowanych największy wpływ mają czynniki geologiczne (51%), czynniki techniczne i organizacyjne mają odpowiednio 25 i 24% (rys. 4.42). Wszyscy ankietowani bez względu na zajmowane stanowisko, staż pracy i oddział odpowiadali podobnie.

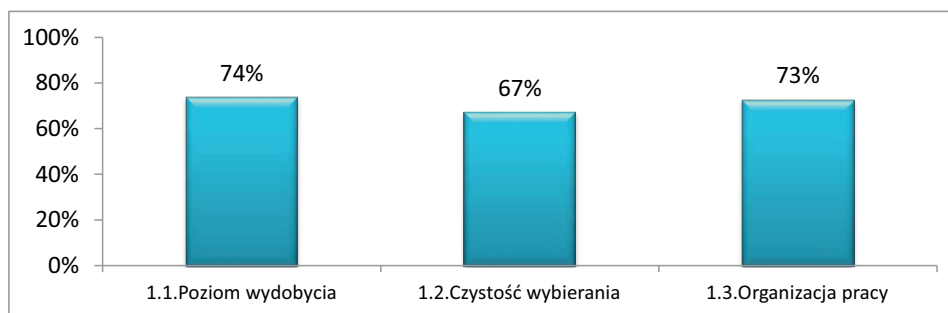
W pierwszym podpunkcie drugiego pytania pytano o wpływ czynników geologicznych na wielkość wydobywania ze ścian strugowych. W tym przypadku najczęściej ankietowanych opowiedziało się za opadem stropu – 29% oraz miąższością pokładu – 28% (rys. 4.43).



Rys. 4.39. Stanowiska pracy ankietowanych (opracowanie własne)



Rys. 4.40. Dział pracy ankietowanych (opracowanie własne)

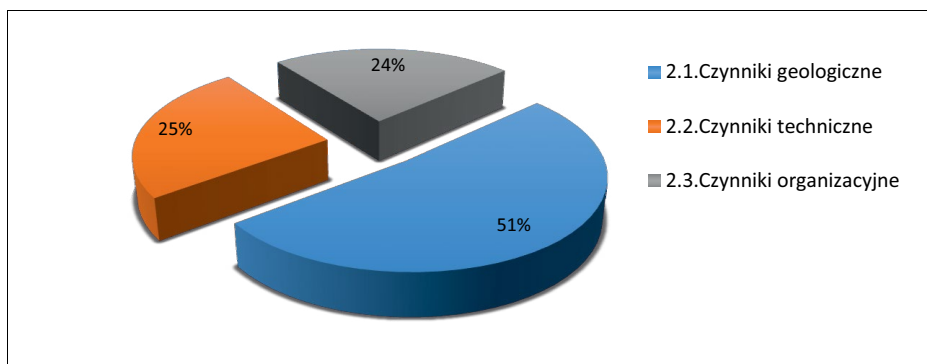


Rys. 4.41. Wpływ na koszt jednostkowy (opracowanie własne)

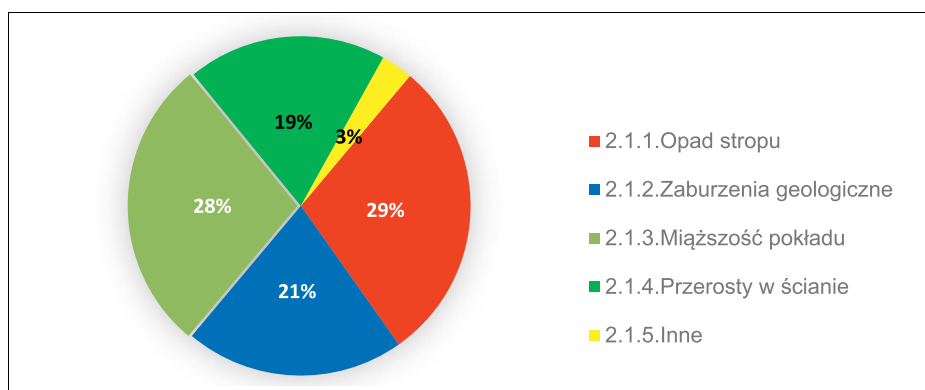
Innymi czynnikami wymienionymi przez pracowników LW Bogdanka SA były:

- brak części zamiennych,
- awarie,
- stan wnęk i chodników przyścianowych,
- twardość spągu,
- miękki spąg, twardy strop,
- twardość stropu i spągu.

#### 4. Ocena wpływu zubożenia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego



Rys. 4.42. Wpływ czynników na wielkość wydobywania (opracowanie własne)



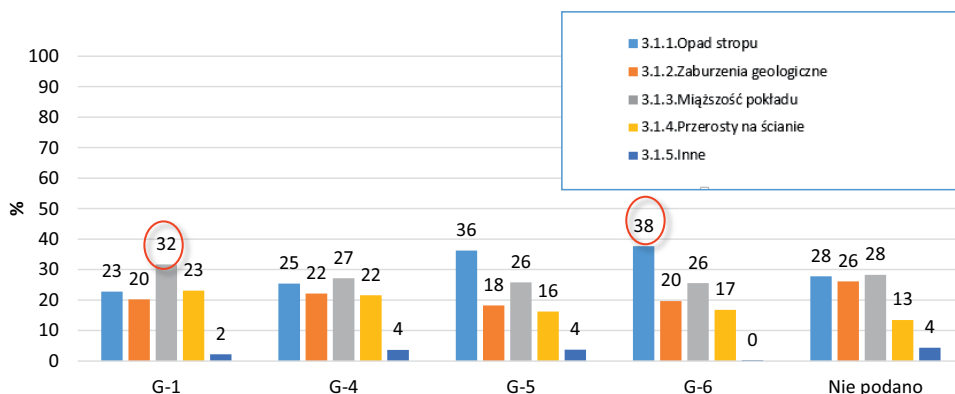
Rys. 4.43. Wpływ czynników geologicznych na wielkość wydobywania (opracowanie własne)

Zestawiając odpowiedzi z poszczególnych działów ze średnimi warunkami geologicznymi na danych oddziałach, można zauważyć zbieżność czynników (tab. 4.23, rys. 4.39).

Tabela 4.20. Parametry opisujące warunki geologiczne w rejonach wydobywczych (opracowanie własne)

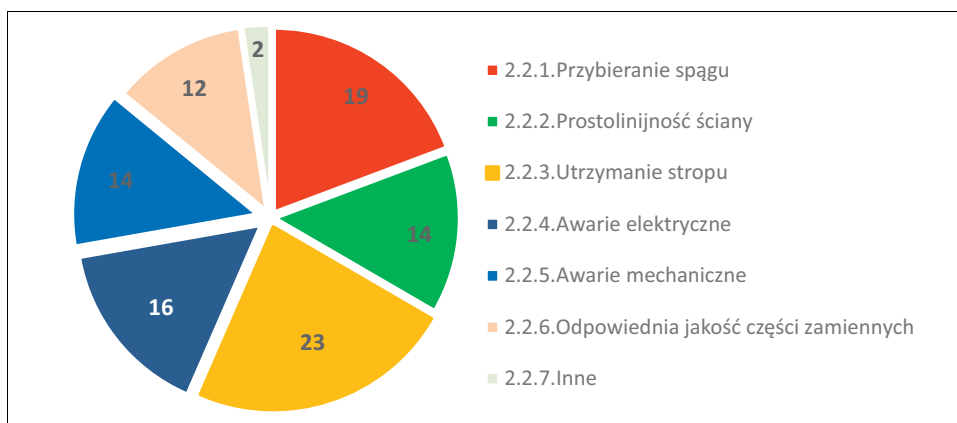
Oddział	Lata	Wysokość pokładu [m]	Przerost [m]	Miąższość pokładu [m]	Opad stropu [m]	Pobierka spągu [m]	Furta [m]
G-1	2015	1,34	0,16	1,19	0,11	0,31	1,76
G-4	2015	1,46	0,18	1,28	0,12	0,27	1,84
G-5	2015	1,35	0,18	1,17	0,13	0,21	1,68
G-6	2015	1,50	0,21	1,29	0,21	0,16	1,87





Rys. 4.44. Wpływ czynników geologicznych na wielkość wydobywania według oddziałów (opracowanie własne)

Kolejny podpunkt pytania drugiego brzmi: *które z czynników technicznych wpływają na wielkość wydobywania ze ścian strugowych?* W pytaniu tym 23% ankietowanych wskazało na utrzymanie stropu, najmniejszy wpływ natomiast (2%) ma odpowiednia jakość części zmiennych (rys. 4.45).



Rys. 4.45. Wpływ czynników technicznych na wielkość wydobywania (opracowanie własne)

Pozostałymi istotnymi czynnikami technicznymi według ankietowanych były:

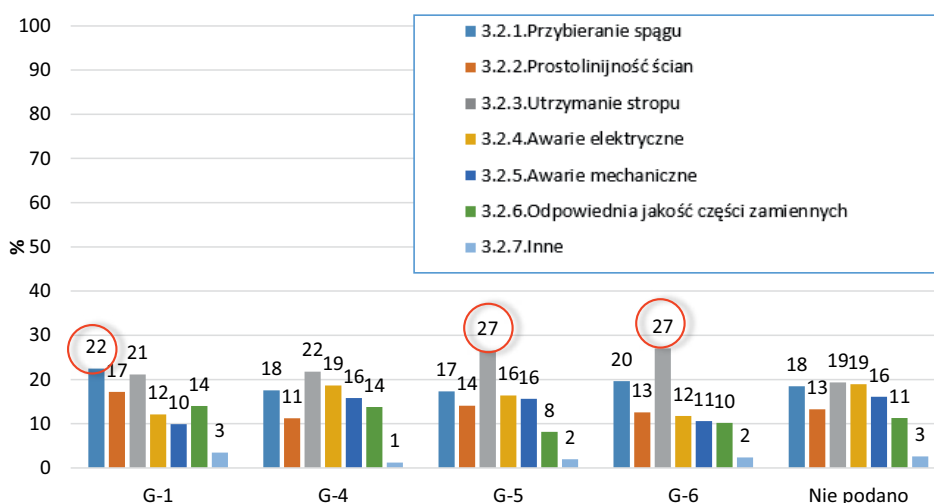
- utrzymanie naroża wnęk,
- prowadzenie przenośnika podścianowego,
- odpowiednia i rzetelna konserwacja, terminowość przeglądów,

- dbanie o sprzęt przez obsługę,
- awarie górnicze.

Odpowiedzi ankietowanych odzwierciedlają średnie parametry opisujące rejonowy wydobywcze (tab. 4.21, rys. 4.46).

Tabela 4.21. Parametry opisujące warunki geologiczne w rejonach wydobywczych (opracowanie własne)

Oddział	Lata	Wysokość pokładu [m]	Przerost [m]	Mięższość pokładu [m]	Opad stropu [m]	Pobierka spągu [m]	Furta [m]
G-1	2015	1,34	0,16	1,19	0,11	0,31	1,76
G-4	2015	1,46	0,18	1,28	0,12	0,27	1,84
G-5	2015	1,35	0,18	1,17	0,13	0,21	1,68
G-6	2015	1,50	0,21	1,29	0,21	0,16	1,87



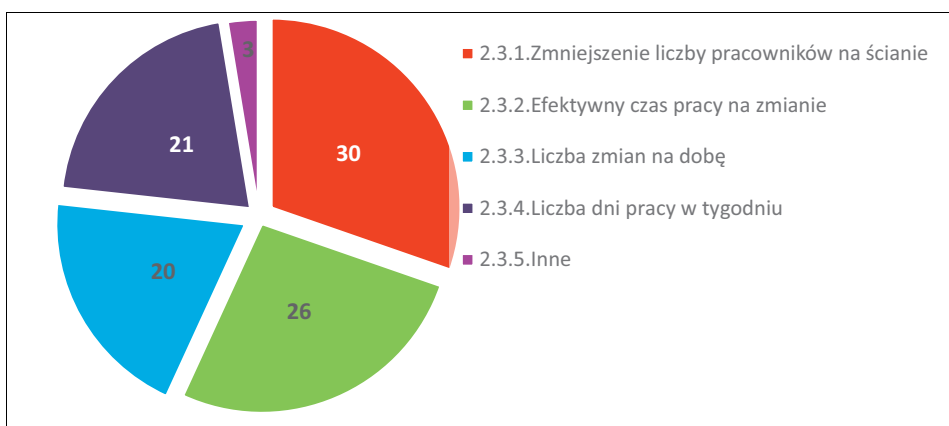
Rys. 4.46. Wpływ czynników technicznych na wielkość wydobywania wg oddziałów (opracowanie własne)

Średni dozór oraz pracownicy na stanowiskach robotniczych uważają, że w grupie czynników technicznych największy wpływ na wielkość wydobywania ze ścian strugowych, ma utrzymanie stropu.

Pracownicy wyższego dozoru uważają, że największy wpływ na wielkość wydobywania ze ścian strugowych mają awarie elektryczne (średnia 24%). Według działu górniczego wpływ na wielkość wydobywania ze ścian strugowych ma utrzymanie

stropu (24%). Według działu mechanicznego wpływ na wielkość wydobycia ze ścian strugowych ma przybieranie spągu (23%) oraz utrzymanie stropu (22%). Według pracowników działu elektrycznego decydujący wpływ na wielkość wydobycia ze ścian strugowych ma utrzymanie stropu (20%), prostolinijność ściany (19%) oraz przybieranie spągu (19%).

W pytaniu drugim jako ostatnie przeanalizowano czynniki organizacyjne, gdzie ankietowani wskazali jako największy wpływ na wielkość wydobycia ze ścian strugowych zmniejszenie liczby pracowników na ścianie (30% odpowiedzi) (rys. 4.47).



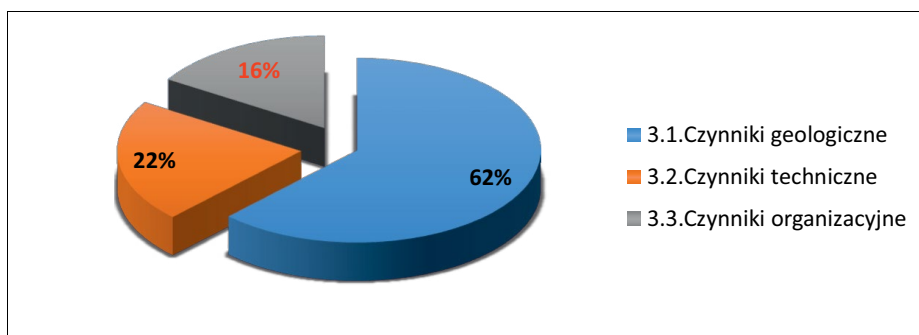
Rys. 4.47. Wpływ czynników organizacyjnych na wielkość wydobycia (opracowanie własne)

Inne wskazane czynniki to:

- logistyka,
- zabiór,
- wypłata,
- doświadczenie pracowników,
- mała obsada pracowników,
- warunki klimatyczne w kopalni.

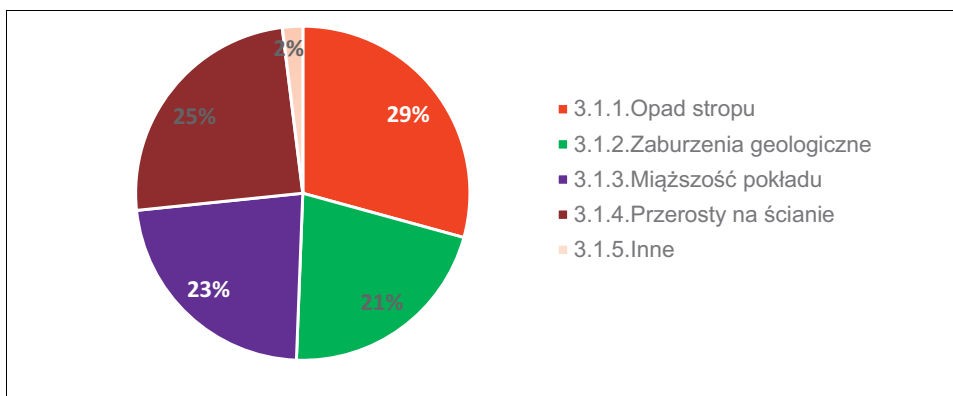
Pracownicy oddziałów G-1, G-4 i G-5 za decydujący wpływ na wielkość wydobycia ze ścian strugowych uznali zmniejszenie liczby pracowników w ścianie (ponad 30% odpowiedzi). Według pracowników oddziału G-6 największy wpływ spośród czynników organizacyjnych ma efektywny czas pracy na zmianie (29%). Według wyższego dozoru oraz średniego dozoru największy wpływ ma efektywny czas pracy na zmianie (około 33%). Według pracowników na stanowiskach robotniczych największy wpływ na wielkość wydobycia ze ścian strugowych ma zmniejszenie liczby pracowników na ścianie (33%).

Trzecie pytanie dotyczyło wpływu czynników geologicznych, technicznych i organizacyjnych na czystość wydobywania ze ścian strugowych. W przypadku tego pytania według ankietowanych największy wpływ (62%) mają czynniki geologiczne, najmniejszy natomiast – czynniki organizacyjne – 16% (rys. 4.48).



Rys. 4.48. Wpływ czynników geologicznych, technicznych i organizacyjnych na czystość wydobywania (opracowanie własne)

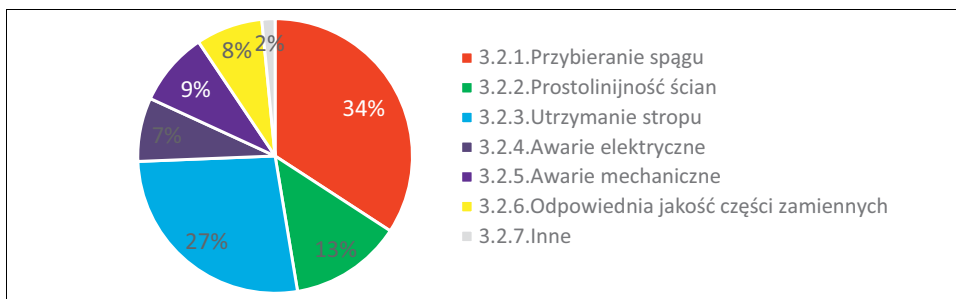
Według ankietowanych spośród czynników geologicznych największy wpływ na czystość wybierania ma opad stropu (29%), najmniejszy natomiast mają zaburzenia geologiczne (21%) (rys. 4.49).



Rys. 4.49. Wpływ czynników geologicznych na czystość wybierania (opracowanie własne)

Według pracowników oddziałów G-5 oraz G-6 największy wpływ na czystość wydobywania ze ścian strugowych (czynniki geologiczne) ma opad stropu, według pracowników oddziału G-1 największy wpływ na czystość wydobywania ze ścian strugowych mają przerosty w ścianie. Podobnie sytuację oceniają pracownicy działów

mechanicznego i elektrycznego (30 i 29%). Według Działu Górniczego największy wpływ na czystość wydobywania ze ścian strugowych ma opad stropu (32%). Z czynników technicznych wpływających na czystość wybierania w opinii respondentów największe znaczenie ma przybieranie spągu (34%), natomiast najmniejsze awarie elektryczne (7%) (rys. 4.50).

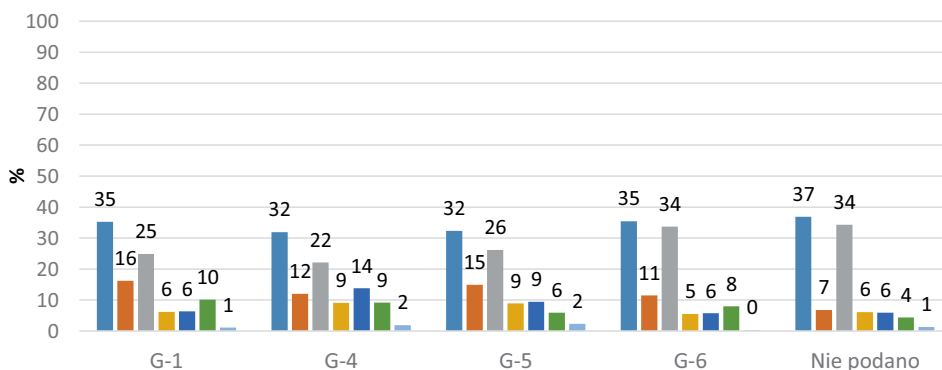


Rys. 4.50. Wpływ czynników technicznych na czystość wydobywania (opracowanie własne)

Inne czynniki techniczne:

- głęboka pobierka przy zawrębieniu,
- pobierka spągu na chodnikach przyścianowych.

Według ankietowanych ze wszystkich oddziałów wydobywczych największy wpływ na czystość wybierania ma przybieranie spągu (rys. 4.51).

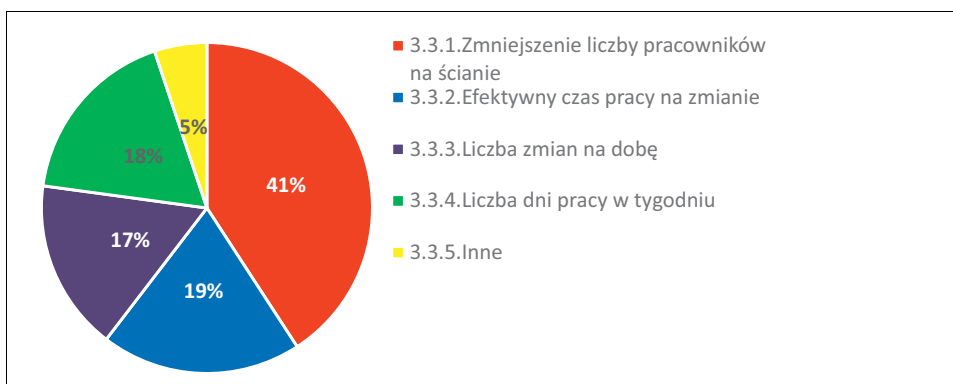


Rys. 4.51. Wpływ czynników technicznych wg oddziałów (opracowanie własne)

Podobnie jak w pytaniu drugim, ankietowani wskazali, że na czystość wybierania spośród czynników organizacyjnych największy wpływ ma zmniejszenie liczby

pracowników na ścianie (38%) (rys. 4.52). Istotny wpływ mają także inne czynniki, jak:

- wyszkolenie pracowników,
- właściwa ocena sytuacji przez dozór i przodowych,
- brak podkładania przenośnika ścianowego.



Rys. 4.52. Wpływ czynników organizacyjnych na czystość wybierania (opracowanie własne)

Według wyższego dozoru na czystość wydobywania ze ścian strugowych (czynniki organizacyjne) duży wpływ ma liczba dni pracy w tygodniu (20%). Dozór średni oraz pracownicy na stanowiskach robotniczych wypowiedzieli się, że największy wpływ ma zmniejszenie liczby pracowników na ścianie (ok. 40%).

Kolejne pytania przeprowadzonej ankiety brzmiały:

- Pytanie 4: *Czy dozór i załoga mają wpływ na zmniejszenie negatywnych skutków występowania niżej wymienionych czynników?*
- Pytanie 5: *Jak ocenia Pan uciążliwość wykonywania następujących czynności w ścianach strugowych o wysokości ścian od 1,2 m do 1,5 m?*

Następnie do obliczeń pozwalających na analizę kryteriów w ujęciu wagowym zastosowano 5-stopniową werbalną skalę oddziaływania, gdzie: 1 w skali punktowej – odpowiada bardzo małemu oddziaływaniu o wadze 0,06, a 5 bardzo dużemu o wadze 0,42 (tab. 4.25). Oceniane czynniki ze wszystkich ankiet uśredniono, a uzyskane wartości (średnie ocen) wykorzystano do obliczeń macierzowych. Kolejno do oceny istotności kryteriów skonstruowano macierz porównań dla wszystkich analizowanych uwarunkowań (MP4 i MP5).

Macierz MP4 dla kryteriów (uwarunkowań 4.1,...,4.10) określających, czy dozór i załoga mają wpływ na zmniejszenie negatywnych skutków ocenianych czynników, została przedstawiona poniżej:

Tabela 4.22. Skala oceny czynników, kryteriów dla pytania 4 i 5 (opracowanie własne)

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

$$MP_4 = \begin{bmatrix} 1 & 4.1/4.2 & 4.1/4.3 & 4.1/4.4 & 4.1/4.5 & 4.1/4.6 & 4.1/4.7 & 4.1/4.8 & 4.1/4.9 & 4.1/4.10 \\ 4.2/4.1 & 1 & 4.2/4.3 & 4.2/4.4 & 4.2/4.5 & 4.2/4.6 & 4.2/4.7 & 4.2/4.8 & 4.2/4.9 & 4.2/4.10 \\ 4.3/4.1 & 4.3/4.2 & 1 & 4.3/4.4 & 4.3/4.5 & 4.3/4.6 & 4.3/4.7 & 4.3/4.8 & 4.3/4.9 & 4.3/4.10 \\ 4.4/4.1 & 4.4/4.2 & 4.4/4.3 & 1 & 4.4/4.5 & 4.4/4.6 & 4.4/4.7 & 4.4/4.8 & 4.4/4.9 & 4.4/4.10 \\ 4.5/4.1 & 4.5/4.2 & 4.5/4.3 & 4.5/4.4 & 1 & 4.5/4.6 & 4.5/4.7 & 4.5/4.8 & 4.5/4.9 & 4.5/4.10 \\ 4.6/4.1 & 4.6/4.2 & 4.6/4.3 & 4.6/4.4 & 4.6/4.5 & 1 & 4.6/4.7 & 4.6/4.8 & 4.6/4.9 & 4.6/4.10 \\ 4.7/4.1 & 4.7/4.2 & 4.7/4.3 & 4.7/4.4 & 4.7/4.5 & 4.7/4.6 & 1 & 4.7/4.8 & 4.7/4.9 & 4.7/4.10 \\ 4.8/4.1 & 4.8/4.2 & 4.8/4.3 & 4.8/4.4 & 4.8/4.5 & 4.8/4.6 & 4.8/4.7 & 1 & 4.8/4.9 & 4.8/4.10 \\ 4.9/4.1 & 4.9/4.2 & 4.9/4.3 & 4.9/4.4 & 4.9/4.5 & 4.9/4.6 & 4.9/4.7 & 4.9/4.8 & 1 & 4.9/4.10 \\ 4.10/4.1 & 4.10/4.2 & 4.10/4.3 & 4.10/4.4 & 4.10/4.5 & 4.10/4.6 & 4.10/4.7 & 4.10/4.8 & 4.10/4.9 & 1 \end{bmatrix}$$

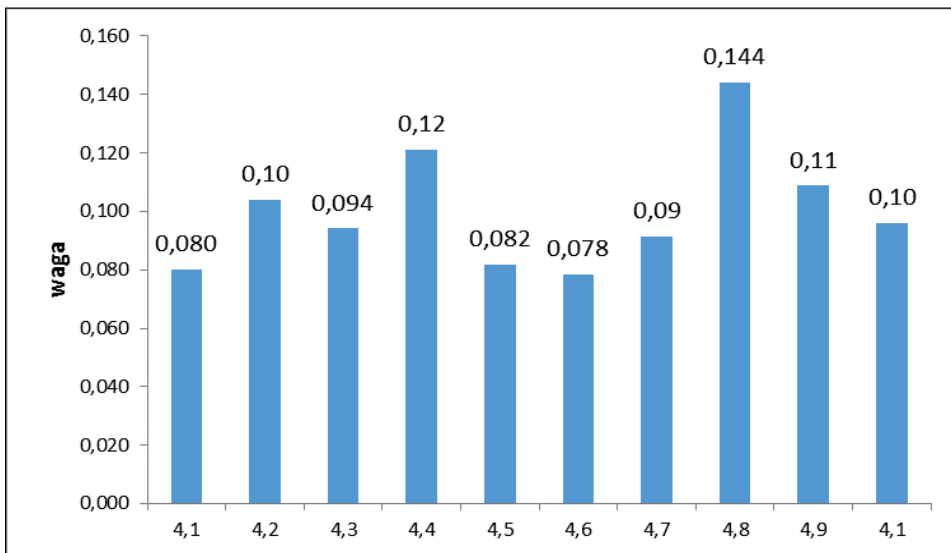
gdzie:

$$W = [0,08_{4.1}; 0,10_{4.2}; 0,09_{4.3}; 0,12_{4.4}; 0,08_{4.5}; 0,08_{4.6}; 0,09_{4.7}; 0,144_{4.8}; 0,11_{4.9}; 0,10_{4.10}]^T$$

oraz:

- 4.1 – opad stropu,
- 4.2 – przybieranie spągu,
- 4.3 – wysokość ściany,
- 4.4 – prostolinijność ściany,
- 4.5 – awarie elektryczne,
- 4.6 – awarie mechaniczne,
- 4.7 – odpowiednia jakość części zamiennych,
- 4.8 – organizacja pracy w ścianie,
- 4.9 – zmniejszenie liczby pracowników na ścianie,
- 4.10 – inne.

Z analizy składowych wektora wag dla ocenianych uwarunkowań (4.1,...,4.10) wynika, że najistotniejszym kryterium w ocenianej grupie, na które dozór i załoga mają największy wpływ, jest jakość części zamiennych z wagą 0,144 oraz prostolinijność ściany 0,12. Z kolei awarie mechaniczne (0,078) oraz opad stropu (0,08) to kryteria, na które dozór i załoga mają najmniejszy wpływ.



Rys. 4.53. Ocena stopnia zmniejszenia negatywnych skutków występowania poszczególnych czynników (opracowanie własne)

Do analizy pytania 5 (postępując podobnie jak w przypadku pytania 4) zbudowano macierz MP5 dla kryteriów (uwarunkowań 4.1,...,4.5) określających uciążliwość czynności w ścianach strugowych o miąższości ścian od 1,2 do 1,5 m.

$$MP5 = \begin{bmatrix} 1 & 4.1 / 4.2 & 4.1 / 4 / 3 & 4.1 / 4.4 & 4.1 / 4.5 \\ 4.2 / 4.1 & 1 & 4.2 / 4.3 & 4.2 / 4.4 & 4.2 / 4.5 \\ 4.3 / 4.1 & 4.3 / 4.2 & 1 & 4.3 / 4 / 4 & 4.3 / 4.5 \\ 4.4 / 4.1 & 4.4 / 4.2 & 4.3 / 4 / 3 & 1 & 4.4 / 4.5 \\ 4.5 / 4.1 & 4.5 / 4.2 & 4.5 / 4.3 & 4.5 / 4.4 & 1 \end{bmatrix}$$

gdzie:

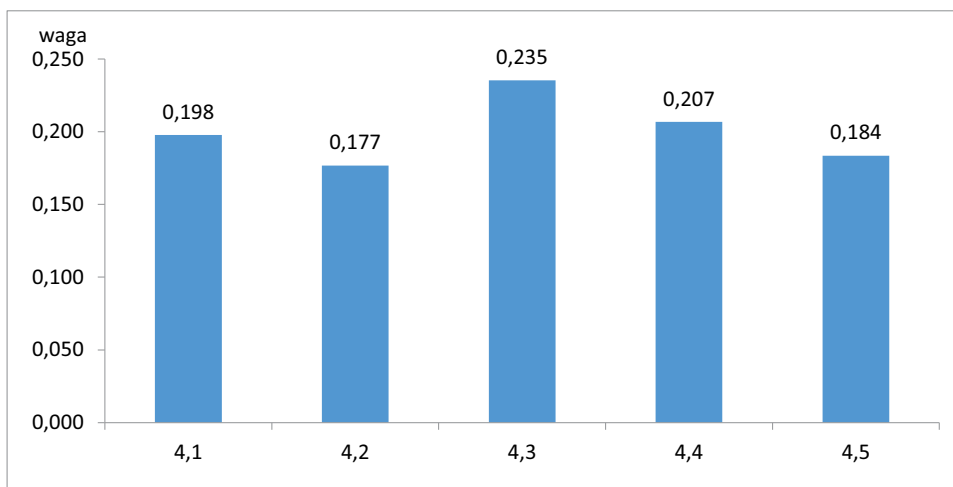
$$W = [0,198_{4.1}; 0,177_{4.2}; 0,235_{4.3}; 0,207_{4.4}; 0,184_{4.5}]^T$$

oraz:

- 4.1 – przebywanie w ścianie strugowej
- 4.2 – obsługa urządzeń w ścianie (sekcji),
- 4.3 – wykonywanie robót związanych z obwalem stropu,
- 4.4 – usuwanie awarii sekcji obudowy zmechanizowanej,
- 4.5 – prowadzenie kontroli i przeglądu sekcji obudowy zmechanizowanej.



Z powyższych obliczeń wynika, że najistotniejszym czynnikiem w ocenianej grupie (4.1,...,4.5) jest wykonywanie robót związanych z obwałowaniem stropu (0,235). Najmniejsze znaczenie (wyrażone poprzez najniższe wartości wag) uzyskały kryteria: obsługa urządzeń w ścianie (sekcji) (0,177) oraz prowadzenie kontroli i przeglądu sekcji obudowy zmechanizowanej (0,184).



Rys. 4.54. Uciążliwość pracy w ścianach strugowych (opracowanie własne)

Schematy (rys. 4.55 i 4.56) przedstawiają procentowy wpływ każdego z poszczególnych czynników na zanieczyszczenie urobku oraz wielkość wydobywania w ścianach strugowych.

#### 4.4.4. Procedura obliczenia wskaźnika zanieczyszczenia urobku w ścianach strugowych (WZU)

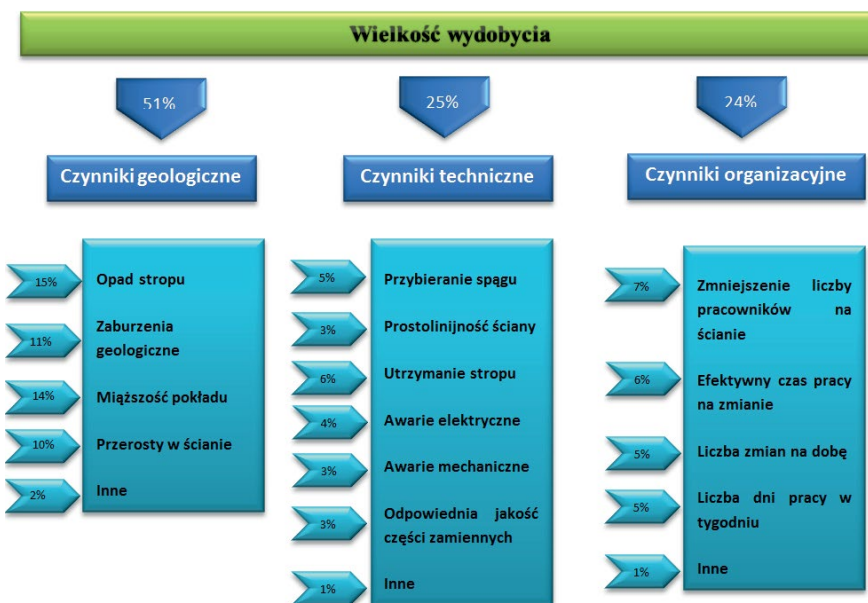
Do wyznaczenia wskaźnika zanieczyszczenia urobku (WZU) w ścianach strugowych wykorzystano czynniki (kryteria) uprzednio wyselekcjonowane – najistotniejsze dla rozważanego zadania – ocenione przez pracowników w przeprowadzonej ankiecie.

Opracowany na potrzeby obliczenia wskaźnika WZU kwestionariusz ankiety zawierał ustaloną, wyselekcjonowaną listę pytań oraz towarzyszący im zamknięty zbiór odpowiedzi. Zarówno w pierwszej części, jak i drugiej udzielano odpowiedzi w wielkościach procentowych, tak aby suma czynników w ocenianych grupach wynosiła 100%.

Ze względu na wieloczynnikowość i wielozakresowość zadania (oceniane kryteria trudne do porównywania) do wyznaczenia wskaźnika zaproponowano sposób



Rys. 4.55. Wpływ czynników na zanieczyszczenie urobku w ścianach strugowych (opracowanie własne)



Rys. 4.56. Wpływ czynników na wielkość wydobycia w ścianach strugowych (opracowanie własne)

postępowania wykorzystujący strukturę zadania wielokryterialnego, hierarchicznego, opartego na grupie czynników głównych (pierwsza część ankiety, pierwszy poziom kryteriów) oraz czynników (kryteriów) szczegółowych (ich rozwinięcie – druga część ankiety, drugi poziom), pozwalających na bardziej szczegółową ocenę preferencji.

Grupę główną stanowiły czynniki:

- 2.1. – Geologiczne,
- 2.2. – Techniczne,
- 3.3. – Organizacyjne.

Czynniki szczegółowe w grupie – Geologiczne:

- 3.1.1. OS – Opad stropu,
- 3.1.2. ZG – Zaburzenia geologiczne (soczewki piaskowca, uskoki),
- 3.1.3. MP – Miąższość pokładu,
- 3.1.4. PnŚ – Przerosty w ścianie,
- 3.1.5. Inne.

Czynniki szczegółowe w grupie – Techniczne:

- 3.2.1. PS – Przybieranie spągu,
- 3.2.2. PŚ – Prostolinijność ścian,
- 3.2.3. US – Utrzymanie stropu,
- 3.2.4. AE – Awarie elektryczne,
- 3.2.5. AM – Awarie mechaniczne,
- 3.2.6. JCzZ – Odpowiednia jakość części zmiennych,
- 3.2.7. Inne.

Czynniki szczegółowe w grupie – Organizacyjne:

- 3.3.1. ZLP – Zmniejszenie liczby pracowników na ścianie,
- 3.3.2. ECP – Efektywny czas pracy na zmianie,
- 3.3.3. LZD – Liczba zmian na dobę,
- 3.3.4. LDPwT – Liczba dni pracy w tygodniu,
- 3.3.5. Inne.

Wartości dla poszczególnych czynników w wydzielonych grupach obliczono jako wektor wag uzyskany z obliczeń macierzowych (macierzy porównań kryteriów). Wartości obliczono zarówno dla czynników grup głównych, jak i ich rozwinięć. Oceny końcowe (globalne) dla czynników szczegółowych uzyskano mnożąc wektor wag czynników głównych oraz szczegółowych. Kolejnym etapem przy obliczaniu wskaźnika było zidentyfikowanie czynników cząstkowych. Czynniki mogą mieć charakter stymulant, destymulant lub nominant. Stymulanty to takie cechy, których duże wartości są pożądane z punktu widzenia kryterium ogólnego (im więcej, tym lepiej). Destymulanty to takie cechy, których duże wartości są niepożądane (im mniej, tym lepiej). Nominanty to takie cechy, które posiadają pewien optymalny poziom i odejście od niego (zarówno w stronę ujemną, jak i dodatnią) jest niekorzystne. Do stymulant zaliczono następujące czynniki:

- Grupa czynników geologicznych:
  - 3.1.1. OS – Opad stropu,
  - 3.1.2. ZG – Zaburzenia geologiczne (soczewki piaskowca, uskoki),
  - 3.1.4. PnŚ – Przerosty w ścianie.
- Grupa czynników technicznych:
  - 3.2.1. PS – Przybieranie spągu,
  - 3.2.4. AE – Awarie elektryczne,
  - 3.2.5. AM – Awarie mechaniczne.
- Grupa czynników organizacyjnych:
  - 3.3.1. ZLP – Zmniejszenie liczby pracowników na ścianie,
  - 3.3.3. LZD – Liczba zmian na dobę.

Do destymulant zaliczono z kolei:

- Grupa czynników geologicznych:
  - 3.1.3. MP – Miąższość pokładu.
- Grupa czynników technicznych:
  - 3.2.2. PŚ – Prostolinijność ścian,
  - 3.2.3. US – Utrzymanie stropu.
- Grupa czynników organizacyjnych:
  - 3.3.2. ECP – Efektywny czas pracy na zmianie,
  - 3.3.4. LDPwT – Liczba dni pracy w tygodniu.

Na poziomie pierwszym przeprowadzono porównania kryteriów dla czynników geologicznych, technicznych i organizacyjnych. Korzystając z macierzy porównań parami, przeprowadzono wyceny oraz obliczono priorytety (wagi) dla kryteriów. Otrzymano wektor wag:  $WI = [0,62_G; 0,21_T; 0,16_O]$ . Analizując składowe wektora wag dla trzech głównych grup kryteriów można stwierdzić, że najistotniejszym kryterium ze względu na realizację celu były uwarunkowania geologiczne (0,62), kolejno techniczne (0,21) oraz organizacyjne (0,16).

Kolejno obliczono wagi dla kryteriów cząstkowych w odniesieniu do trzech głównych grup kryteriów. W grupie kryteriów geologicznych w wyniku rozwiązania macierzy uzyskano wektor wag o składowych  $WG = [0,29_{3.1.1}; 0,21_{3.1.2}; 0,23_{3.1.3}; 0,25_{3.1.4}; 0,02_{3.1.5}]^T$ . Najwyższą wagę uzyskało kryterium opad stropu (0,29). Najniższą wagę zanotowały czynniki określone w ankiecie jako inne (0,02).

W grupie kryteriów technicznych obliczone składowe wektora wag  $WT = [0,34_{3.2.1}; 0,13_{3.2.2}; 0,26_{3.2.3}; 0,08_{3.2.4}; 0,09_{3.2.5}; 0,08_{3.2.6}; 0,02_{3.2.7}]^T$  wskazują, że zdecydowanie najistotniejszym kryterium w grupie kryteriów technicznych, jest przybieranie spągu (0,34) oraz utrzymanie stropu (0,26). Z kolei jako najmniej istotne wskazano jakość części zmiennych (0,08) oraz awarie elektryczne (0,08).

Oceny cząstkowe kryteriów uzyskane dla grupy organizacyjnych  $WO = [0,38_{3.3.1}; 0,18_{3.3.2}; 0,16_{3.3.3}; 0,17_{3.3.4}; 0,05_{3.3.5}]^T$  wskazują, że najistotniejszym kryterium jest zmniejszenie liczby pracowników na ścianie (0,38). Niskie wagi uzyskały czynniki

tw. inne (0,05), natomiast pozostałe czynniki uzyskały zbliżone wagi: liczba zmian na dobę (0,16); liczba dni pracy w tygodniu (0,17) oraz efektywny czas pracy na zmianie (0,18).

Wagi lokalne w zapisie macierzowym dla poziomu drugiego mają postać:

$$WII = \begin{bmatrix} 3.1.1 & 0,29 & 0 & 0 \\ 3.1.2 & 0,21 & 0 & 0 \\ 3.1.3 & 0,23 & 0 & 0 \\ 3.1.4 & 0,25 & 0 & 0 \\ 3.1.5 & 0,02 & 0 & 0 \\ 3.2.1 & 0 & 0,34 & 0 \\ 3.2.2 & 0 & 0,13 & 0 \\ 3.2.3 & 0 & 0,26 & 0 \\ 3.2.4 & 0 & 0,08 & 0 \\ 3.2.5 & 0 & 0,09 & 0 \\ 3.2.6 & 0 & 0,08 & 0 \\ 3.2.7 & 0 & 0,02 & 0 \\ 3.3.1 & 0 & 0 & 0,38 \\ 3.3.2 & 0 & 0 & 0,18 \\ 3.3.3 & 0 & 0 & 0,16 \\ 3.3.4 & 0 & 0 & 0,17 \\ 3.3.5 & 0 & 0 & 0,05 \end{bmatrix}$$

gdzie:

$WII$  – wektor lokalny poziomu II.

Wyznaczone wagi w każdej macierzy mają znaczenie lokalne. Pomnożone przez wagi odpowiedniego kryterium poziomu wyższego określone są wagami globalnymi. Wektor globalny poziomu II opisuje macierz:

$$W[1,17]^T = WI \times WII$$

gdzie:

$WI$  – wektor lokalny poziomu I,

$WII$  – wektor lokalny poziomu II:

$$W = [0,182_{3.1.1}; 0,134_{3.1.2}; 0,143_{3.1.3}; 0,154_{3.1.4}; 0,011_{3.1.5}; 0,071_{3.2.1}; 0,027_{3.2.2}; 0,055_{3.2.3}; 0,016_{3.2.4}; 0,018_{3.2.5}; 0,017_{3.2.6}; 0,003_{3.2.7}; 0,061_{3.3.1}; 0,029_{3.3.2}; 0,025_{3.3.3}; 0,027_{3.3.4}; 0,008_{3.3.5}]^T$$

gdzie:

$W$  – wektor globalny poziomu II.

Składowe wektora globalnego poziomu II wykorzystano do obliczenia ostatecznego wskaźnika zanieczyszczenia urobku w ścianach strugowych. Obliczony wskaźnik stanowi sumę wag globalnych czynników, będących stymulantami, pomniejszonych o wagi czynników będących destymulantami.

Wskaźnik zanieczyszczenia urobku w ścianach strugowych (WZU) dla LW Bogdanka, obliczony na podstawie wyników ankiet przeprowadzonych wśród pracowników kopalni, wynosi 0,38. Wskaźnik ten, obliczony dla poszczególnych pól eksploatacyjnych, przyjmuje podobne wartości: Nadrybie 0,36, Bogdanka 0,38, Stefanów 0,38.

Mając obliczony wskaźnik dla całej kopalni LW Bogdanka SA, w drugim etapie podjęto próbę obliczenia wielkości wskaźnika przy założeniu maksymalnego wpływu załogi na poszczególne czynniki, które mogą zmniejszyć zanieczyszczenie urobku w ścianach strugowych. W tym celu uwzględniono odpowiedzi na pytanie 4 ankiety, w którym pytano, w jakim stopniu załoga ma wpływ na poszczególne czynniki, ograniczając zanieczyszczenie urobku. Przyjmując maksymalne ograniczenie tych czynników, na który załoga ma wpływ, obliczony wskaźnik zanieczyszczenia urobku w ścianach strugowych (WZU) dla LW Bogdanka SA wyniósł 0,20.

Po uwzględnieniu wyników badania ankietowego oszacowano skorygowane parametry postępow ścian dla poszczególnych scenariuszy (tab 6.23).

*Tabela 4.23. Oszacowanie postępów ścian w pokładach cienkich wg scenariuszy (opracowanie własne)*

Scenariusz	Postęp ścian [m/dobę]	Przyrost postępów ścian [%]
Bazowy	13,20	0,0%
Pesymistyczny	13,83	4,8%
Optymistyczny	15,18	15,0%
Pełnych efektów optymalizacji	18,48	40,0%

Wzrost postępu o 4,8% odpowiada efektowi możliwemu do uzyskania tylko poprzez zoptymalizowane prowadzenie struga i nieprzybieranie spągu.

Wzrost postępu o 15% odpowiada efektowi możliwemu do uzyskania poprzez nieprzybieranie spągu oraz połowie efektów pochodzących ze zmniejszenia częstotliwości wystąpienia awarii elektrycznych oraz mechanicznych. Skalkulowano również 30% efektów z tytułu poprawnego utrzymania stropu oraz 20% efektów na skutek niwelacji opadu stropu. Wzrost postępu o 40% odpowiada niwelacji wszystkich możliwych do uniknięcia niekorzystnych czynników, wpływających na proces wydobywczy. Jest to sytuacja skrajnie optymistyczna.

#### 4.5. Model efektywności ekonomicznej (zyskowności)

Jak wspomiano, ocenę wpływu zaniechania urabiania i wydobywania nadmiarowych ilości skały płonnej przeprowadzono w modelu bazującym na metodzie wartości zaktualizowanej netto (NPV). Aby uwypuklić istotność zidentyfikowanych korzyści (oszczędności w kosztach) z tytułu racjonalizacji procesu wydobywczego i ograniczania ilości skały płonnej zastosowano podejście różnicowe. Modelem bazowym (*as is*) był model efektywności wydobywania z przodków w pokładach niskich, przy bazowych kosztach wydobywania w ścianach ze strugiem. Modelem *to be* był model, w którym w strukturę przepływów pieniężnych wkomponowano dodatkowo zidentyfikowane oszczędności w kosztach oraz zmiany w poziomie wydobywania z tytułu różnic w postępkach jako funkcja okresu szczypania złoża. Modele *to be* były skonstruowane dla każdego scenariusza badawczego z osobna.

Do obliczenia wynikowych mierników ekonomiczno-finansowych wykorzystano układ przepływów FCFF (*free cash flow to firm*), biorąc pod uwagę:

- wydobywanie urobku:
  - wydobywanie węgla,
- zidentyfikowane oszczędności w kosztach związane z mniejszą ilością wydobywanej skały płonnej,
- przychody,
- gotówkowe koszty operacyjne, w szczególności dotyczące:
  - robót chodnikowych udostępniających i przygotowawczych,
  - zbrojenia przodka,
  - fazy operacyjnej – wydobywania, oszacowane dla ścian strugowych,
  - likwidacji przodka.

Na tej podstawie kalkulowano:

- EBIT (przychody przed opodatkowaniem, odsetkami), a po odjęciu podatku otrzymano:
- NOPAT (zysk operacyjny netto),
- FCFF (przepływy pieniężne w metodzie FCFF).

Następnie dyskontując tak obliczone roczne przepływy pieniężne przyjętą stopą dyskontową, wyliczono wartość zaktualizowaną netto (NPV).

Strukturę modelu oceny efektywności ekonomicznej przedstawiono w poniższej tabeli 4.24.

Tabela 4.24. Struktura modelu oceny efektywności ekonomicznej (opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-25)		0	1	2	3	...	...	20	21	22	23	24	25
		2016	2017	2018	2019	...	...	2036	2037	2038	2039	2040	2041		
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]														
Przychody	[zł]														
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]														
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]														
Oszczędności całkowite	[zł]														
Koszty całkowite	[zł]														
EBITDA	[zł]														
Amortyzacja	[zł]														
EBIT	[zł]														
Podatek	[zł]														
NOPAT	[zł]														
FCFF	[zł]														
Stopa dyskontowa	[%]														
DCF	[tys. zł]														



#### 4.5.1. Identyfikacja potencjalnych korzyści z tytułu poprawy czystości procesu wydobywczego

Wykazanie znaczenia racjonalizacji wydobycia z przodków o niskich miąższościach oznacza dążenie do minimalizacji urabiania skały płonnej. Autor zdaje sobie sprawę z faktu, że często jest to zadanie trudne, a czasami wręcz niemożliwe (uwarunkowania niezależne od działalności człowieka).

W ramach przeprowadzonej analizy stwierdzono, że mniejsza ilość skały płonnej generowana w przodkach ścianowych wpływa korzystnie zarówno na rytmikę procesu wydobywczego (postęp), jak i na ciągłość realizacji operacji transportowych i przeróbczych. Przekłada się to następnie na koszty wydobycia, transportu, przerobu i gospodarki skałą płonną na powierzchni, szczególnie widoczne w ujęciu jednostkowym. Korzyści te ze względu na miejsce powstawania można podzielić na trzy główne grupy (obszary):

1. Korzyści związane z eksploatacją ścian:
  - wzrost postępów ścian, kalkulowany jako wzrost efektywności pracy i lepszego wykorzystania posiadanych aktywów produkcyjnych. Przekłada się to również na szybszą eksploatację zasobów: mniejsze dyskonto i ponoszenie kosztów tylko w okresie skróconego okresu istnienia kopalni (oszczędności w globalnych kosztach pozyskania zasobów złóż),
  - zmniejszenie liczby i czasów awarii, związane z charakterystyką źródeł skały płonnej w ścianie wydobywczej oraz specyfiką pracy kompleksów strugowych. Ustalono, że mniejsza ilość skały płonnej i praca maszyn pod niższym obciążeniem mogą przekładać się na mniejszą częstotliwość awarii, nieponoszenie kosztów dużych serwisów, napraw i remontów oraz usług obcych.
2. Korzyści związane z pracą odstawy, transportu poziomego i ciągnięciem szybami:
  - zmniejszenie kosztów całkowitych transportu poziomego i pionowego związanego z ograniczeniem urabiania i transportu nadmiarowych ilości skały płonnej,
  - zmniejszenie kosztów związanych z wymianą części kieszeni załadowniczych, wyładowniczych i skipów, dzięki wydłużeniu ich żywotności (zmniejszenie ilości kamienia o większej twardości i dużych rozmiarach w nadawie na szyb),
  - zmniejszenie kosztów związanych z wymianą taśm oraz krążników odstawy poziomej narażonych na uderzenia ze strony kęsów skały płonnej, zwłaszcza na przesypach ciągu odstawczego (pośrednio tylko kalkulowane w analizie),
  - zmniejszenie kosztów związanych z ewentualną separacją kamienia (być może jej całkowite zaprzestanie w niektórych obszarach), pozwalające na wykorzystanie aktywów – kruszarek i przesiewaczy w innych miejscach kopalni.

3. Korzyści związane z pracą zakładu przeróbczego, gospodarką skałą płoną na powierzchni i sprzedażą:
- zmniejszenie kosztów całkowitych ZPMW związane z przeróbką ograniczonej masy urobku lub urobku o gorszej jakości,
  - nieponoszenie kosztów związanych z wywozem lub utylizacją skały płonnej na powierzchni,
  - uelastycznienie procesu przeróbki poprzez łatwiejsze uzyskiwanie wyższej jakości węgla.

W obrębie korzyści możliwych do osiągnięcia wskutek urabiania mniejszej ilości kamienia można identyfikować również oszczędności w nakładach inwestycyjnych (np. na urządzenia przodkowe, które wykorzystywane w bardziej racjonalny sposób mogłyby pracować dłużej i być rzadziej zastępowane przez nowe). Jednak ze względu na trudność oszacowania ich wiarygodnego poziomu, oszczędności w tym zakresie pominięto. W obliczeniach posłużono się ujęciem kosztów zagregowanych w centra kosztowe odpowiadające ewidencji kosztów procesów w miejscach ich powstawania. Dokonano uprzednio rozdziału kosztów całkowitych danego centrum, wyznaczając składową kosztów przypadających na ściany strugowe.

Ostatecznie stwierdzono, iż korzyści z tytułu poprawy czystości procesu wydobywczego (ograniczenia ilości skały płonnej) będą odpowiadać **przede wszystkim nieponiesionym kosztom z tytułu zaniechania wydobycia, transportu i przerobu skały płonnej pozostawionej w górotworze.**

W przedmiot analizy włączono również możliwe efekty redukcji kosztów w ramach centrum warsztatów dołowych, wynikające z potencjalnie niższej awaryjności i w konsekwencji niższych kosztów serwisów, napraw i remontów. **Wartość oszczędności w tym zakresie skalkulowano na 5%.**

Należy wyjaśnić, iż w przypadku oszczędności związanych ze wzrostem postępu racjonalizacja wydobycia wiąże się przede wszystkim z optymalnym wykorzystaniem możliwości technicznych maszyn, co przekłada się na bardziej efektywne urabianie (tj. z większym postępowaniem) w warunkach niższych oporów w ścianach. Skutki wzrostu postępu i wpływ na koszty można rozumieć w dwojaki sposób jako:

1. Wzrost wydobycia przy tych samych kosztach stałych w tym samym okresie.
2. Oszczędności w kosztach (zmiennych i/lub stałych) przy niższym poziomie wydobycia w tej samej jednostce czasu.

Na potrzeby dokonanych analiz wykorzystano to drugie podejście. Możliwe do osiągnięcia korzyści zostały przedstawione w tabeli 4.25.

Podsumowując, w tabeli 4.26 oznaczono sposób postępowania przy kalkulacji efektów ekonomicznych dla poszczególnych scenariuszy badawczych.

Tabela 4.25. Oszczędności dla scenariuszy w podziale na centra kosztowe (opracowanie własne)

Wyszczególnienie	J.m.	Poziom oszczędności w scenariuszu
Oszczędności w centrum odstawy	[zł]	24 612 461,0
Oszczędności w kosztach ścian	[zł]	50 745 615,0
Oszczędności w centrum szybowym	[zł]	9 847 141,0
Oszczędności w centrum warsztatów dołowych	[zł]	5 570 642,0
Oszczędności w centrum ZPMW	[zł]	13 305 146,0

Tabela 4.26. Sposób uwzględniana oszczędności w kosztach dla scenariuszy (opracowanie własne)

Scenariusz	Oszczędności w procesach górniczych i gospodarce skałą płonną	Dodatkowe oszczędności w kosztach operacyjnych (5%)
Stan obecny	Nie	Nie
Pesymistyczny	Tak	Nie
Bazowy	Tak	Tak
Optymistyczny	Tak	Tak
Pełnych efektów optymalizacji	Tak	Tak

#### 4.5.1.1. Pozostałe założenia techniczno-ekonomiczne modelu oceny

Okres analizy był wypadkową prognozy włączania w proces wydobywczy kolejnych przodków w niskich pokładach węgla, zgodnie z naturalnym postępowaniem frontów eksploatacyjnych w kopalni. Założono, iż analiza będzie trwać do momentu szczerpania zasobów w pokładach przewidzianych do eksploatacji techniką strugową i będzie zależać od oszacowanego postępu w kolejnych scenariuszach. W ten sposób oszacowano, że liczba przodków strugowych, która zostanie uruchomiana w tym okresie, wyniesie 33, a czas analiz – w zależności od postępu i scenariusza – będzie wahał się w przedziale 23–26 kolejnych okresów rocznych.

#### Przychody ze sprzedaży węgla

Przychody ze sprzedaży kalkulowano jako iloczyn średniej ceny węgla handlowego o kaloryczności 21 GJ (20% zawartość popiołu i 0,7% zawartości siarki) ustalonej na 200 zł/Mg i średniorocznej produkcji węgla handlowego.

Ilość węgla do wydobywania w skali roku odpowiadała z kolei iloczynowi średniego dobowego wydobywania węgla ze ścian strugowych w okresie 300 kolejnych dni roboczych.

### **Koszty operacyjne**

Oceny efektywności ekonomicznej dokonano, posługując się kategorią kosztów operacyjnych gotówkowych. Koszty te oszacowano, odejmując od kosztów całkowitych koszty amortyzacji w części przypadające na środki trwałe (infrastrukturę) wzorcowego przodka strugowego. Założono, że na koszty operacyjne wydobywania z wzorcowego przodka strugowego w całym cyklu życia składać się będą:

- koszty robót przygotowawczych,
- górnicze koszty eksploatacji technologią strugową w całym cyklu życia (wraz ze zbrojeniem i likwidacją),
- koszty przebudowy wyrobisk,
- koszty odstawy i transportu poziomego,
- koszty ciągnięcia szybami,
- koszty procesów pomocniczych, takich jak:
  - wentylacja,
  - odwadnianie,
  - profilaktyka BHP,
- koszty usług:
  - mechanicznych,
  - elektrycznych,
  - pozostałych usług.
- pozostałe koszty dołu kopalni,
- koszty przeróbki mechanicznej węgla i gospodarki skałą płonną na powierzchni,
- pozostałe koszty powierzchni kopalni,
- koszty administracji,
- koszty sprzedaży.

Koszty robót chodnikowych przygotowawczych i udostępniających ustalono wskaźnikowo dla ustalonej wielkości zasobów operatywnych wzorcowego przodka strugowego. Koszty zbrojenia i likwidacji oszacowano na podstawie kosztów trzech przodków strugowych, które zakończyły bieg. W koszty wydobywania węgla ze ścian strugowych wliczono z kolei koszty centrum eksploatacyjnego oraz drażenia chodników. Pozostałe centra kosztów zostały odwzorowane poprzez narzut na tonę węgla handlowego. W ten sposób odwzorowano koszty operacyjne bezpośrednio związane z urabianiem węgla w przodkach, ale również koszty procesów towarzyszących (wspierających), w tym utrzymania infrastruktury stałej kopalni.

### Stopa dyskontowa

W obliczeniach założono niezmiennosć stopy dyskontowej ustalonej na poziomie kosztu ważonego kapitałów w Spółce, powiększonego o wartość dodatkowej premii (2 pkt. proc.) z tytułu wyższej oceny eksperckiej ryzyka dla systemów strugowych. Po zaokrągleniu wartość tę ustalono na 10,0%. Uwzględnienie zarówno kosztów kapitałów własnych, jak i obcych odpowiada założeniom kalkulacji wolnych przepływów pieniężnych w metodzie FCFF.

### Pozostałe założenia ekonomiczno-finansowe

W celu zachowania przejrzystości rachunku efektywności ekonomicznej, jak i ze względu na specyfikę prowadzonych prac badawczych, po stronie nakładów nie kalkulowano zapotrzebowania na kapitał obrotowy netto (KON) i jego zmian w czasie (nie zakładano istotnych wahań w poziomie zapotrzebowania na KON rok do roku). Nie kalkulowano również odpisów na Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego, czy też wpływu podatku VAT.

#### 4.5.2. Wyniki oceny i wnioski

Na podstawie przeprowadzonej analizy efektywności ekonomicznej w tabeli 4.27 zaprezentowano rezultaty oszacowania wartości zaktualizowanej netto dla danego scenariusza oraz wartości zdyskontowanych oszczędności.

**Wartość zaktualizowana netto dla poszczególnych scenariuszy waha się w przedziale 1496,0–1777,4 mln zł, natomiast łączne korzyści netto zawierają się w przedziale 74,6–281,5 mln zł.**

Tabela 4.27. Zestawienie wyników oceny efektywności ekonomicznej (opracowanie własne)

Typ scenariusza	Wyszczególnienie	NPV [mln zł]	Oszczędności w stosunku do stanu obecnego [mln zł]
<i>as is</i>	Stan obecny	1 495,9	0,0
<i>to be</i>	Scenariusz pesymistyczny	1 570,5	74,6
<i>to be</i>	Scenariusz bazowy	1 580,6	84,7
<i>to be</i>	Scenariusz optymistyczny	1 753,5	257,6
<i>to be</i>	Scenariusz pełnych efektów optymalizacji	1 777,4	281,5

W tabeli 4.28 zestawiono z kolei pozostałe zmienne techniczne i ekonomiczno-finansowe pochodzące z modeli oceny efektywności ekonomicznej dla analizowanych scenariuszy badawczych. Można zauważyć, że ilość wydobytego węgla,

wolumen skały płonnej pozostawionej w złożu oraz poziom przychodów i kosztów pozostają niezmiennie. Występują natomiast różnice w wartościach zidentyfikowanych oszczędności i w konsekwencji skumulowanego zysku EBIT, jak i NOPAT. Rozpiętość uzyskanych wyników pomiędzy stanem aktualnym *as is* a scenariuszem pełnych efektów optymalizacji dla 23–26 (w zależności od scenariusza) kolejnych rocznych okresów analizy przedstawiono poniżej:

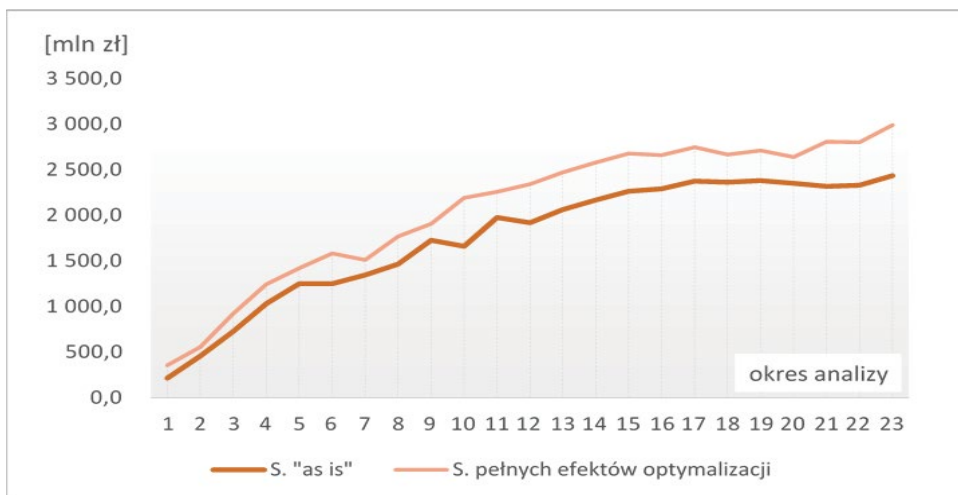
- ilości pozostawionej w złożu skały płonnej: 4,3 mln Mg,
- wartość całkowitych oszczędności: 170,0 mln zł,
- poziom skumulowanego EBIT: 170,0 mln zł,
- wartość skumulowanego NOPAT: 384,1 mln zł.

Tabela 4.28. Zestawienie pozostałych zmiennych decyzyjnych i wynikowych modeli wyceny dla poszczególnych scenariuszy badawczych (opracowanie własne)

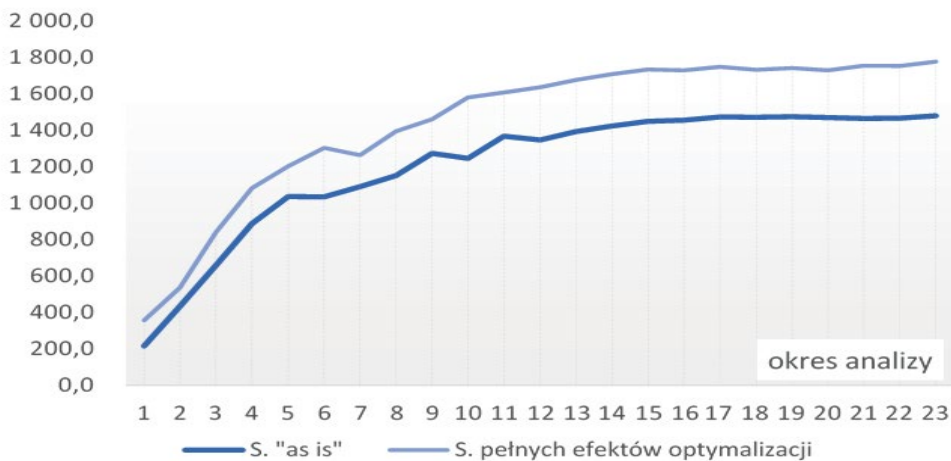
Wyszczególnienie		Stan obecny	Scenariusz			
			pesymistyczny	bazowy	optymistyczny	pełnych efektów
Wydobycie węgla	Mg	66,8	66,8	66,8	66,8	66,8
Ilość unikniętej skały płonnej	Mg	0,0	4,28	4,28	4,28	4,28
Łączne przychody	mln zł	13 369,2	13 369,2	13 369,2	13 369,2	13 369,2
Całkowite oszczędności	mln zł	0,0	84,2	134,9	170,0	170,0
Całkowite koszty operacyjne	mln zł	12 713,2	12 713,2	12 713,2	12 713,2	12 713,2
Skumulowany EBIT	mln zł	656,0	790,9	791,0	826,1	826,1
Skumulowany NOPAT	mln zł	406,5	546,9	551,4	787,2	790,7

Natomiast na rysunkach 4.57 i 4.58. przedstawiono zmienność skumulowanych przepływów pieniężnych netto dla dwóch skrajnych scenariuszy – *as is* oraz pełnych efektów optymalizacji w kolejnych okresach analizy. Różnica wartości średnich wolnych przepływów pieniężnych netto wynosi około 29,8 mln zł, natomiast na poziomie zdyskontowanym – około 27,7 mln zł.

W tabelach 4.29–4.33 zamieszczono wyniki oceny efektywności ekonomicznej dla wszystkich analizowanych scenariuszy. Tabele te prezentują najważniejsze zmienne modeli wyceny.



Rys. 4.57. Skumulowane wolne przepływy pieniężne (FCFF) dla scenariusza „as is” i pełnych efektów optymalizacji (opracowanie własne)



Rys. 4.58. Skumulowane zdyskontowane wolne przepływy pieniężne (DCFF) dla scenariusza „as is” i pełnych efektów optymalizacji (opracowanie własne)

4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

Tabela 4.29. Wyniki analizy ekonomicznej: scenariusz bazowy „as is” (opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-25)	0	1	2	3	4	5
			2016	2017	2018	2019	2020	2021
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	66 846 115	4 923 351	5 856 113	5 293 245	4 750 332	3 394 128	2 375 609
Przychody	[zł]	13 369 223 051	984 670 173	1 171 222 536	1 058 648 903	950 066 429	678 825 618	475 121 812
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	4 552 784 171	317 492 036	392 290 784	292 836 528	191 750 305	137 724 983	261 571 852
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	-	-	-	-	-	-	-
Oszczędności całkowite	[zł]	-	-	-	-	-	-	-
Koszty całkowite	[zł]	12 713 177 179	919 257 370	1 109 978 150	939 063 332	767 147 411	548 084 505	554 214 732
EBIDA	[zł]	2 855 600 542	227 465 946	254 133 529	293 761 383	338 911 773	242 145 003	739 659
Amortyzacja	[zł]	2 199 554 670	162 053 143	192 889 142	174 175 812	155 992 756	111 403 890	78 353 262
EBIT	[zł]	656 045 872	65 412 803	61 244 386	119 585 571	182 919 018	130 741 113	79 092 921
Podatek	[zł]	249 524 850	12 428 433	11 636 433	22 721 259	34 754 613	24 840 812	-
NOPAT	[zł]	406 521 022	52 984 370	49 607 953	96 864 313	148 164 404	105 900 302	79 092 921
FCFF	[zł]	2 606 075 692	215 037 513	242 497 095	271 040 124	304 157 160	217 304 192	739 659
Stopa dyskontowa	[%]	10	100%	91%	83%	75%	68%	62%
DCF	[tys. zł]	1 495 857 175	215 037 513	220 451 905	224 000 103	228 517 776	148 421 687	459 270

Okresy obliczeniowe	J.m.	6	7	8	9	10	11	12
		2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	3 702 082	4 039 068	4 556 358	2 593 628	4 916 762	2 205 318	3 168 833
Przychody	[zł]	740 416 302	807 813 686	911 271 542	518 725 682	983 352 409	441 063 678	633 766 503
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	309 607 907	326 927 257	218 804 601	346 251 667	199 482 495	301 671 578	200 878 874
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	-	-	-	-	-	-	-
Oszczędności całkowite	[zł]	-	-	-	-	-	-	-
Koszty całkowite	[zł]	763 710 021	823 654 935	773 632 216	668 007 246	795 640 776	570 875 922	584 543 672
EBIDA	[zł]	98 673 682	117 318 718	287 467 122	63 579 610	349 211 793	57 247 843	153 270 038
Amortyzacja	[zł]	121 967 401	133 159 966	149 827 796	85 701 953	161 500 159	72 564 402	104 047 206
EBIT	[zł]	- 23 293 719	- 15 841 248	137 639 326	-149 281 564	187 711 633	-129 812 244	49 222 311
Podatek	[zł]	-	-	26 151 472	-	35 665 210	-	9 352 338
NOPAT	[zł]	- 23 293 719	- 15 841 248	111 487 854	-149 281 564	152 046 423	-129 812 244	39 870 493
FCFF	[zł]	98 673 682	117 318 718	261 315 650	- 63 579 610	313 546 582	57 247 843	143 917 700
Stopa dyskontowa	[%]	56%	51%	47%	42%	39%	35%	32%
DCF	[tys. zł]	55 698 721	60 203 052	121 905 679	- 26 963 961	120 885 781	- 20 065 020	45 856 614

Okresy obliczeniowe	J.m.	13	14	15	16	17	18
		2029	2030	2031	2032	2033	2034
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	1 758 287	1 312 242	967 882	1 480 455	626 671	898 453
Przychody	[zł]	351 657 363	262 448 327	193 576 374	296 090 986	125 334 165	179 690 658
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	79 213 545	36 990 821	81 564 622	73 693 761	78 840 885	81 604 327
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	-	-	-	-	-	-
Oszczędności całkowite	[zł]	-	-	-	-	-	-
Koszty całkowite	[zł]	292 021 467	195 687 157	199 160 878	253 889 338	157 146 134	192 145 348
EBIDA	[zł]	117 363 158	109 835 255	26 224 198	90 878 242	- 11 065 318	17 168 908
Amortyzacja	[zł]	57 727 262	43 074 085	31 808 701	48 676 594	20 746 651	29 623 598
EBIT	[zł]	59 635 896	66 761 171	- 5 584 504	42 201 648	- 31 811 969	- 12 454 690
Podatek	[zł]	11 330 820	12 684 622	-	8 018 313	-	-
NOPAT	[zł]	48 305 076	54 076 548	- 5 584 504	34 183 335	- 31 811 969	- 12 454 690
FCFF	[zł]	106 032 338	97 150 633	26 224 198	82 859 929	- 11 065 318	17 168 908
Stopa dyskontowa	[%]	29%	26%	24%	22%	20%	18%
DCF	[tys. zł]	30 713 791	25 582 798	6 277 864	18 032 735	- 2 189 214	3 087 979

Okresy obliczeniowe	J.m.	19	20	21	22	23	24	25
		2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	1 058 705	757 548	893 600	1 510 020	715 713	2 218 130	873 584
Przychody	[zł]	211 740 955	151 509 625	178 720 057	302 003 937	143 142 563	443 626 037	174 716 732
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	147 490 606	113 768 038	84 714 365	52 679 425	124 429 765	84 809 435	15 693 711
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	-	-	-	-	-	-	-
Oszczędności całkowite	[zł]	-	-	-	-	-	-	-
Koszty całkowite	[zł]	277 329 620	208 764 289	195 201 232	236 010 608	213 888 012	353 284 236	120 838 575
EBIDA	[zł]	- 30 710 587	- 32 151 560	13 020 415	115 609 595	- 47 049 085	163 167 226	82 518 221
Amortyzacja	[zł]	34 878 078	25 103 104	29 501 590	49 616 266	23 696 364	72 825 425	28 640 064
EBIT	[zł]	- 65 588 665	- 57 254 664	- 16 481 175	65 993 329	- 70 745 449	90 341 801	53 878 157
Podatek	[zł]	-	-	-	12 538 732	-	17 164 942	10 236 850
NOPAT	[zł]	- 65 588 665	- 57 254 664	- 16 481 175	53 454 596	- 70 745 449	73 176 859	43 641 308
FCFF	[zł]	- 30 710 587	- 32 151 560	13 020 415	103 070 862	- 47 049 085	146 002 284	72 281 371
Stopa dyskontowa	[%]	16%	15%	14%	12%	11%	10%	9%
DCF	[tys. zł]	- 5 021 426	- 4 779 125	1 759 456	12 661 840	- 5 254 355	14 822 969	6 671 281



Tabela 4.30. Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza pesymistycznego (opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-24)		0	1	2	3	4	5
		2016	2017	2018	2019	2020	2021		
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	66 846 115	5 578 996	5 200 467	5 293 245	5 194 370	3 482 388	2 548 939	
Przychody	[zł]	13 369 223 051	1 115 799 285	1 040 093 424	1 058 648 903	1 038 873 944	696 477 586	509 787 719	
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	4 552 784 230	312 363 735	405 431 625	296 185 745	232 879 515	133 089 960	184 780 110	
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	4 278 727	382 085	332 224	343 318	335 904	237 794	134 941	
Oszczędności całkowite	[zł]	84 191 906	7 518 230	6 537 125	6 755 416	6 609 530	4 679 037	2 655 214	
Koszty całkowite	[zł]	12 713 177 238	992 937 620	1 044 679 852	942 408 376	862 933 567	555 399 311	494 367 890	
EBIDA	[zł]	2 939 792 389	183 920 731	173 378 004	297 171 463	353 185 110	260 147 639	101 836 648	
Amortyzacja	[zł]	2 199 554 670	183 540 836	171 427 307	174 175 520	170 635 203	114 390 327	83 761 606	
EBIT	[zł]	740 237 719	130 379 895	1 950 697	122 995 943	182 549 908	145 757 312	18 075 042	
Podatek	[zł]	232 318 423	24 772 180	370 632	23 369 229	34 684 482	27 693 889	3 434 258	
NOPAT	[zł]	507 919 296	105 607 715	1 580 065	99 626 714	147 865 425	118 063 423	14 640 784	
FCFF	[zł]	2 707 473 965	289 148 551	173 007 372	273 802 234	318 500 628	232 453 749	98 402 390	
Stopa dyskontowa	[%]		100%	91%	83%	75%	68%	62%	
DCF	[tys. zł]	1 557 456 336	289 148 551	157 279 429	226 282 838	239 294 236	158 769 039	61 100 142	

Okresy obliczeniowe	J.m.	6	7	8	9	10	11	12
		2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	2 707 085	4 367 185	5 706 750	2 454 170	3 680 199	2 724 209	2 321 016
Przychody	[zł]	541 417 017	873 436 927	1 141 350 082	490 834 031	736 039 899	544 841 737	464 203 212
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	302 000 710	382 871 387	262 705 584	283 869 009	228 513 854	206 401 231	243 175 673
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	154 553	289 739	385 587	170 771	234 913	155 495	123 641
Oszczędności całkowite	[zł]	3 041 116	5 701 144	7 587 137	3 360 233	4 622 349	3 059 855	2 432 869
Koszty całkowite	[zł]	635 455 722	922 234 913	957 386 817	587 083 626	674 869 026	538 042 548	524 947 199
EBIDA	[zł]	- 1 712 941	101 040 322	379 190 757	- 11 882 384	186 685 316	99 433 659	17 951 308
Amortyzacja	[zł]	89 284 647	144 137 164	187 640 356	81 006 978	120 892 093	89 574 816	76 262 426
EBIT	[zł]	- 90 997 588	- 43 096 842	191 550 401	- 92 889 362	65 793 222	9 858 844	- 58 311 118
Podatek	[zł]	-	-	36 394 576	-	12 500 712	1 873 180	-
NOPAT	[zł]	- 90 997 588	- 43 096 842	155 155 825	- 92 889 362	53 292 510	7 985 663	- 58 311 118
FCFF	[zł]	- 1 712 941	101 040 322	342 796 181	- 11 882 384	174 184 604	97 560 479	17 951 308
Stopa dyskontowa	[%]	56%	51%	47%	42%	39%	35%	32%
DCF	[tys. zł]	- 966 911	51 849 662	159 916 948	- 5 039 291	67 155 705	34 194 353	5 719 840

Okresy obliczeniowe	J.m.	13	14	15	16	17	18
		2029	2030	2031	2032	2033	2034
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	1 755 229	964 662	1 834 327	872 449	1 514 335	618 795
Przychody	[zł]	351 045 794	192 932 405	366 865 372	174 489 770	302 867 067	123 758 971
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	84 828 974	48 248 507	73 340 562	78 144 155	84 430 612	145 241 030
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	91 229	55 657	100 990	61 644	102 725	41 086
Oszczędności całkowite	[zł]	1 795 095	1 095 159	1 987 174	1 212 958	2 021 303	808 443
Koszty całkowite	[zł]	296 390 877	165 853 413	294 790 517	185 283 126	269 193 073	223 123 035
EBIDA	[zł]	114 015 567	59 905 024	134 246 520	19 171 606	85 516 876	- 78 030 451
Amortyzacja	[zł]	57 565 555	31 730 873	60 184 491	26 752 004	49 821 580	20 525 169
EBIT	[zł]	56 450 012	28 174 151	74 062 029	- 9 580 398	35 695 296	- 98 555 621
Podatek	[zł]	10 725 502	5 353 089	14 071 786	-	6 782 106	-
NOPAT	[zł]	45 724 510	22 821 062	59 990 244	- 9 580 398	28 913 190	- 98 555 621
FCFF	[zł]	103 290 065	54 551 935	120 174 735	19 171 606	78 734 770	- 78 030 451
Stopa dyskontowa	[%]	29%	26%	24%	22%	20%	18%
DCF	[tys. zł]	29 919 453	14 365 229	28 768 876	4 172 300	15 577 254	- 14 034 463

Okresy obliczeniowe	J.m.	19	20	21	22	23	24
		2035	2035	2035	2035	2035	2035
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	801 375	1 014 878	1 169 726	1 848 200	1 723 054	1 470 067
Przychody	[zł]	160 274 942	202 975 637	233 945 106	369 640 014	344 610 791	294 013 415
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	95 827 068	104 912 864	121 200 141	98 828 197	118 299 516	25 214 464
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	61 612	74 180	82 214	123 322	102 759	100 345
Oszczędności całkowite	[zł]	1 212 327	1 459 625	1 617 716	2 426 593	2 021 976	1 974 482
Koszty całkowite	[zł]	194 139 074	229 954 934	266 451 241	324 696 295	328 815 510	201 739 676
EBIDA	[zł]	- 6 249 007	7 955 032	7 772 893	108 202 010	74 525 832	142 414 853
Amortyzacja	[zł]	26 402 797	33 474 704	38 661 313	60 831 698	56 708 574	48 166 632
EBIT	[zł]	- 32 651 804	- 25 519 672	- 30 888 419	47 370 312	17 817 258	94 248 221
Podatek	[zł]	-	-	-	9 000 359	3 385 279	17 907 162
NOPAT	[zł]	- 32 651 804	- 25 519 672	- 30 888 419	38 369 953	14 431 979	76 341 059
FCFF	[zł]	- 6 249 007	7 955 032	7 772 893	99 201 650	71 140 553	124 507 691
Stopa dyskontowa	[%]	16%	15%	14%	12%	11%	10%
DCF	[tys. zł]	- 1 021 763	1 182 465	1 050 356	12 186 523	7 944 846	12 640 718

4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

Tabela 4.31. Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza bazowego (opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-24)		0	1	2	3	4	5
				2016	2017	2018	2019	2020	2021
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	66 846 115		5 578 996	5 200 467	5 293 245	5 194 370	3 482 388	2 548 939
Przychody	[zł]	13 369 223 051		1 115 799 285	1 040 093 424	1 058 648 903	1 038 873 944	696 477 586	509 787 719
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	4 552 784 230		312 363 735	405 431 625	296 185 745	232 879 515	133 089 960	184 780 110
Ilość unikniętej skały płońskiej	[Mg]	4 278 727		382 085	332 224	343 318	335 904	237 794	134 941
Oszczędności całkowite	[zł]	134 937 521		12 049 748	10 477 295	10 827 159	10 593 342	7 499 267	4 255 610
Koszty całkowite	[zł]	12 713 177 238		992 937 620	1 044 679 852	942 408 376	862 933 567	555 399 311	494 367 890
EBIDA	[zł]	2 990 638 004		318 452 249	177 318 174	301 243 205	357 168 922	262 967 869	103 437 045
Amortyzacja	[zł]	2 199 654 670		183 540 836	171 427 307	174 175 520	170 635 203	114 390 327	83 761 606
EBIT	[zł]	790 983 334		134 911 413	5 890 867	127 067 686	186 533 719	148 577 542	19 675 439
Podatek	[zł]	239 572 754		25 633 169	1 119 265	24 142 860	35 441 407	28 229 733	3 738 333
NOPAT	[zł]	551 410 580		109 278 245	4 771 603	102 924 825	151 092 313	120 347 809	15 937 105
FCFF	[zł]	2 750 965 249		292 819 081	176 198 910	277 100 345	321 727 515	234 738 136	99 698 712
Stopa dyskontowa	[%]			100%	91%	83%	75%	68%	62%
DCF	[tys. zł]	1 580 593 980		292 819 081	160 180 827	229 008 550	241 718 644	160 329 306	61 905 056

Okresy obliczeniowe	J.m.	6	7	8	9	10	11	12	13
		2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	2 707 085	4 367 185	5 706 750	2 454 170	3 680 199	2 724 209	2 321 016	1 755 229
Przychody	[zł]	541 417 017	873 436 927	1 141 350 082	490 834 031	736 039 899	544 841 737	464 203 212	351 045 794
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	302 000 710	382 871 387	262 705 584	283 869 009	228 513 854	206 401 231	243 175 673	84 828 974
Ilość unikniętej skały płońskiej	[Mg]	154 553	289 739	385 587	170 771	234 913	155 495	123 641	91 229
Oszczędności całkowite	[zł]	4 874 111	9 137 437	12 160 188	5 385 571	7 408 413	4 903 824	3 899 250	2 877 066
Koszty całkowite	[zł]	635 455 722	922 234 913	957 396 817	587 083 626	674 869 026	538 042 548	524 947 199	296 390 877
EBIDA	[zł]	120 054	104 476 615	383 763 809	- 9 857 045	189 471 379	101 277 828	19 417 690	115 097 538
Amortyzacja	[zł]	89 284 647	144 137 164	187 640 356	81 006 978	120 892 093	89 574 816	76 262 426	57 565 555
EBIT	[zł]	- 89 164 594	- 39 660 549	196 123 453	- 90 864 024	68 579 286	11 703 012	- 56 844 736	57 531 983
Podatek	[zł]	-	-	37 263 456	-	13 030 064	2 223 572	-	10 931 077
NOPAT	[zł]	- 89 164 594	- 39 660 549	158 859 997	- 90 864 024	55 549 221	9 479 440	- 56 844 736	46 600 906
FCFF	[zł]	120 054	104 476 615	346 500 353	- 9 857 045	176 441 315	99 054 256	19 417 690	104 166 462
Stopa dyskontowa	[%]	56%	51%	47%	42%	39%	35%	32%	29%
DCF	[tys. zł]	67 767	53 613 023	161 644 972	- 4 180 349	68 025 765	34 717 912	6 187 074	30 173 313

Okresy obliczeniowe	J.m.	14	15	16	17	18	19
		2030	2031	2032	2033	2034	2035
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	964 662	1 834 327	872 449	1 514 335	618 795	801 375
Przychody	[zł]	192 932 405	366 865 372	174 489 770	302 867 067	123 758 971	160 274 942
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	48 248 507	73 340 562	78 144 155	84 430 612	145 241 030	95 827 068
Ilość unikniętej skały płońskiej	[Mg]	55 657	100 990	61 644	102 725	41 086	61 612
Oszczędności całkowite	[zł]	1 755 252	3 184 919	1 944 053	3 239 618	1 295 722	1 943 042
Koszty całkowite	[zł]	165 853 413	294 790 517	185 283 126	269 193 073	223 123 035	194 139 074
EBIDA	[zł]	60 565 117	135 444 265	19 902 701	86 735 191	- 77 543 173	- 5 518 292
Amortyzacja	[zł]	31 730 873	60 184 491	28 752 004	49 821 580	20 525 169	26 402 797
EBIT	[zł]	28 834 244	75 259 774	- 8 849 303	36 913 611	- 98 068 342	- 31 921 089
Podatek	[zł]	5 478 506	14 299 357	-	7 013 586	-	-
NOPAT	[zł]	23 355 738	60 960 417	- 8 849 303	29 900 025	- 98 068 342	- 31 921 089
FCFF	[zł]	55 086 611	121 144 908	19 902 701	79 721 605	- 77 543 173	- 5 518 292
Stopa dyskontowa	[%]	26%	24%	22%	20%	18%	16%
DCF	[tys. zł]	14 506 026	29 001 128	4 331 408	15 772 495	- 13 946 821	- 902 285

Okresy obliczeniowe	J.m.	20	21	22	23	24
		2035	2035	2035	2035	2035
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	1 014 878	1 169 726	1 848 200	1 723 054	1 470 067
Przychody	[zł]	202 975 637	233 945 106	369 640 014	344 610 791	294 013 415
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	104 912 864	121 200 141	98 828 197	118 299 516	25 214 464
Ilość unikniętej skały płońskiej	[Mg]	74 180	82 214	123 322	102 759	100 345
Oszczędności całkowite	[zł]	2 339 395	2 592 773	3 889 192	3 240 697	3 164 576
Koszty całkowite	[zł]	229 954 934	266 451 241	324 696 295	328 815 510	201 739 676
EBIDA	[zł]	8 834 803	8 747 951	109 664 608	75 744 553	143 604 947
Amortyzacja	[zł]	33 474 704	38 661 313	60 831 698	56 708 574	48 166 632
EBIT	[zł]	- 24 639 901	- 29 913 361	48 832 911	19 035 979	95 438 315
Podatek	[zł]	-	-	9 278 253	3 616 836	18 133 280
NOPAT	[zł]	- 24 639 901	- 29 913 361	39 554 658	15 419 143	77 305 035
FCFF	[zł]	8 834 803	8 747 951	100 386 355	72 127 717	125 471 667
Stopa dyskontowa	[%]	15%	14%	12%	11%	10%
DCF	[tys. zł]	1 313 237	1 182 116	12 332 060	8 055 091	12 738 586

Tabela 4.32. Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza optymistycznego (opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-23)	0	1	2	3	4	5
			2016	2017	2018	2019	2020	2021
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	66 846 115	6 229 762	5 250 907	5 290 933	5 038 849	3 680 960	2 335 567
Przychody	[zł]	13 369 223 051	1 245 952 411	1 050 181 432	1 058 186 596	1 007 769 897	736 191 981	467 113 355
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	4 552 784 217	345 307 277	395 135 722	304 342 003	227 995 782	136 728 921	214 184 092
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	4 278 727	423 803	332 049	343 318	324 587	247 216	127 057
Oszczędności całkowite	[zł]	170 032 088	16 841 483	13 195 267	13 643 088	12 898 751	9 824 089	5 049 114
Koszty całkowite	[zł]	12 713 177 224	1 105 402 649	1 039 590 765	950 178 357	839 228 189	582 898 315	499 861 449
EBIDA	[zł]	3 025 632 584	362 350 805	196 806 408	295 743 500	346 969 777	284 015 367	49 191 296
Amortyzacja	[zł]	2 199 554 670	204 959 560	173 020 472	174 092 173	165 529 317	120 897 613	76 890 276
EBIT	[zł]	826 077 914	157 391 245	23 785 935	121 651 327	181 440 460	163 117 755	- 27 698 980
Podatek	[zł]	38 902 957	2 361 402	2 210 922	4 317 039	6 603 377	4 719 754	-
NOPAT	[zł]	787 174 957	155 029 843	21 575 013	117 334 287	174 837 083	158 398 001	- 27 698 980
FCFF	[zł]	2 986 729 627	359 989 403	194 595 485	291 426 461	340 366 400	279 295 613	49 191 296
Stopa dyskontowa	[%]		100%	91%	83%	75%	68%	62%
DCF	[tys. zł]	1 753 477 422	359 989 403	176 904 987	240 848 315	255 722 314	190 762 662	30 543 925

Okresy obliczeniowe	J.m.	6	7	8	9	10	11	12	13
		2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	3 178 149	5 061 486	4 220 571	3 668 207	3 092 784	3 107 046	2 836 040	987 649
Przychody	[zł]	635 629 892	1 012 297 121	844 114 120	733 641 440	618 556 842	621 409 118	567 207 904	197 529 855
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	346 837 673	326 635 856	314 987 156	242 918 683	221 374 874	216 028 062	253 589 878	53 861 726
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	189 686	340 449	275 021	260 931	190 262	168 079	149 736	55 657
Oszczędności całkowite	[zł]	7 537 922	13 529 077	10 929 029	10 369 103	7 560 818	6 679 279	5 950 336	2 211 758
Koszty całkowite	[zł]	739 532 506	946 703 690	831 814 876	691 331 542	596 118 029	593 347 280	597 542 220	174 022 975
EBIDA	[zł]	8 541 556	245 821 695	162 216 519	173 423 002	131 569 835	136 839 042	68 776 736	58 188 409
Amortyzacja	[zł]	104 906 248	166 699 186	138 988 246	120 744 000	101 570 204	102 097 925	93 160 715	32 469 771
EBIT	[zł]	- 96 364 693	79 122 509	23 228 273	52 679 002	29 999 631	34 741 117	- 24 383 980	25 718 638
Podatek	[zł]	-	-	4 968 780	-	6 776 390	-	-	2 152 856
NOPAT	[zł]	- 96 364 693	79 122 509	18 259 493	52 679 002	23 223 241	34 741 117	- 24 383 980	23 565 782
FCFF	[zł]	8 541 556	245 821 695	157 247 739	173 423 002	124 793 445	136 839 042	68 776 736	56 035 554
Stopa dyskontowa	[%]	56%	51%	47%	42%	39%	35%	32%	29%
DCF	[tys. zł]	4 821 485	126 145 398	73 357 231	73 548 282	48 113 275	47 961 249	21 914 388	16 231 504

Okresy obliczeniowe	J.m.	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	
		2030	2031	2032	2033	2034	2035	2035	2035	2035	2035	2035
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	1 834 327	1 481 911	640 787	1 162 083	1 050 991	512 476	1 441 042	1 608 550	1 709 685	1 425 353	
Przychody	[zł]	366 865 372	296 382 200	128 157 459	232 416 584	210 198 194	102 495 171	288 208 377	321 710 011	341 937 100	285 070 618	
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	67 566 836	85 237 094	109 048 617	132 045 901	94 240 332	149 902 285	63 143 280	112 507 783	107 380 360	31 783 925	
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	100 990	102 740	41 086	82 166	82 149	33 105	102 768	102 769	102 759	100 345	
Oszczędności całkowite	[zł]	4 013 253	4 082 770	1 632 713	3 265 200	3 264 519	1 315 566	4 083 878	4 083 918	4 083 538	3 987 619	
Koszty całkowite	[zł]	289 541 734	265 606 939	189 632 451	274 306 070	222 889 564	216 103 921	238 974 610	309 318 485	315 893 980	203 336 629	
EBIDA	[zł]	141 558 119	83 582 293	- 38 592 260	- 358 505	25 180 040	- 95 175 504	100 728 665	69 435 408	86 369 420	132 450 961	
Amortyzacja	[zł]	60 221 229	48 724 262	21 250 019	38 265 782	34 606 891	17 117 680	47 411 021	52 959 964	56 242 762	46 729 353	
EBIT	[zł]	81 336 890	34 858 031	- 59 842 278	- 38 624 287	- 9 426 851	- 112 293 184	53 317 644	16 475 444	30 126 658	85 721 608	
Podatek	[zł]	2 410 078	-	-	-	-	-	-	-	-	2 382 359	
NOPAT	[zł]	78 926 812	34 858 031	- 59 842 278	- 38 624 287	- 9 426 851	- 112 293 184	53 317 644	16 475 444	27 744 299	85 721 608	
FCFF	[zł]	139 148 041	83 582 293	- 38 592 260	- 358 505	25 180 040	- 95 175 504	100 728 665	69 435 408	83 987 061	132 450 961	
Stopa dyskontowa	[%]	26%	24%	22%	20%	18%	16%	15%	14%	12%	11%	
DCF	[tys. zł]	36 642 028	20 008 936	- 8 398 800	-	70 928	4 528 852	15 561 955	14 972 874	9 382 846	10 317 472	14 791 879

Podsumowując, stwierdzono, że w trakcie badań analizowano przede wszystkim możliwe efekty wynikające z lepszego prowadzenia struga po spągu pokładu. Efektem optymalizacji pracy głowicy urabiającej struga jest uniknięcie urabiania części złoża (spągu), zawierającej niewielkie ilości substancji organicznej (węgla), natomiast bardzo znaczące ilości skały płonnej. Skała ta negatywnie wpływa na jakość urobku pochodzącego z wyrobisk ścianowych. Powoduje wzrost zawartości popiołu i tym samym obniżenie wartości energetycznej nadawy na zakład przeróbczy.

4. Ocena wpływu zużycia na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego

Tabela 4.33. Wyniki analizy dla scenariusza pełnych efektów optymalizacji  
(opracowanie własne)

Okresy obliczeniowe	J.m.	Razem (0-22)	0	1	2	3	4	5	6
			2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	66 846 115	6 229 762	5 250 907	5 844 998	5 106 843	3 106 043	2 798 584	2 613 740
Przychody	[zł]	13 369 223 051	1 245 952 411	1 050 181 432	1 168 999 575	1 021 368 573	621 208 503	559 716 719	522 746 069
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	4 552 784 217	349 388 623	389 269 082	292 307 910	253 734 338	172 923 997	156 564 818	362 104 584
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	4 278 727	423 803	332 049	381 960	319 927	213 233	158 821	152 614
Oszczędności całkowite	[zł]	170 032 088	16 841 483	13 195 267	15 178 698	12 713 580	8 473 650	6 311 393	6 064 727
Koszty całkowite	[zł]	12 713 177 224	1 109 483 995	1 033 724 124	1 004 550 945	873 271 800	551 465 175	495 972 552	686 994 206
EBIDA	[zł]	3 025 632 584	358 269 459	202 673 048	371 864 625	328 577 280	180 376 004	161 985 751	171 770 162
Amortyzacja	[zł]	2 199 554 670	204 959 560	173 020 472	192 237 298	167 766 945	102 159 025	91 930 191	86 411 249
EBIT	[zł]	826 077 914	153 309 899	29 652 576	179 627 327	160 810 353	78 216 978	70 055 560	158 181 410
Podatek	[zł]	35 426 923	2 361 402	2 210 922	4 317 039	6 603 377	4 719 754	-	-
NOPAT	[zł]	790 650 991	150 948 496	27 441 654	175 310 288	154 206 977	73 497 224	70 055 560	158 181 410
FCFF	[zł]	2 990 205 593	355 908 057	200 462 126	367 547 586	321 973 921	175 658 249	161 985 751	71 770 162
Stopa dyskontowa	[%]	100%	91%	83%	75%	68%	62%	56%	
DCF	[tys. zł]	1 777 350 658	355 908 057	182 238 296	303 758 336	241 903 773	119 975 582	100 580 407	40 512 385

Okresy obliczeniowe	J.m.	7	8	9	10	11	12	13	14
		2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	5 066 631	4 362 394	4 632 315	3 029 436	2 633 968	2 857 493	1 312 242	1 544 159
Przychody	[zł]	1 013 326 110	872 478 876	926 463 016	605 887 222	526 793 516	571 498 613	262 448 327	308 831 797
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	315 378 321	347 349 361	243 735 573	277 589 020	214 399 326	197 166 709	38 403 404	74 015 235
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	342 835	280 289	326 114	178 422	140 487	152 048	75 743	91 591
Oszczędności całkowite	[zł]	13 623 903	11 138 394	12 959 410	7 090 285	5 582 789	6 042 223	3 009 939	3 639 734
Koszty całkowite	[zł]	936 004 058	883 105 242	807 170 205	645 625 198	534 661 057	543 210 449	197 099 740	261 682 131
EBIDA	[zł]	257 809 522	144 279 976	284 532 781	66 909 905	84 295 280	128 160 096	111 432 612	101 540 776
Amortyzacja	[zł]	166 863 567	143 767 948	152 280 560	99 557 596	86 580 032	93 829 708	43 074 085	50 751 376
EBIT	[zł]	90 945 955	512 028	132 252 221	32 647 691	2 284 752	34 330 387	68 358 527	50 789 400
Podatek	[zł]	-	4 968 780	-	-	-	1 776 944	2 152 856	2 410 078
NOPAT	[zł]	90 945 955	4 456 751	132 252 221	32 647 691	2 284 752	32 553 443	66 205 671	48 379 322
FCFF	[zł]	257 809 522	139 311 196	284 532 781	66 909 905	84 295 280	126 383 151	109 279 756	99 130 698
Stopa dyskontowa	[%]	51%	47%	42%	39%	35%	32%	29%	26%
DCF	[tys. zł]	132 297 049	64 989 701	120 669 675	25 796 665	29 544 982	40 269 567	31 654 453	26 104 211

Okresy obliczeniowe	J.m.	15	16	17	18	19	20	21	22
		2031	2032	2033	2034	2035	2035	2035	2035
Łączne wydobycie netto ścian i chodników	[Mg]	940 626	1 462 427	583 274	1 204 704	685 655	2 400 343	1 088 176	2 091 397
Przychody	[zł]	188 125 271	292 485 390	116 654 732	240 940 860	137 130 964	480 068 530	217 635 144	418 279 402
Górnice koszty eksploatacji technologią strugową	[zł]	125 047 427	75 490 262	145 448 171	91 389 327	148 591 059	103 638 764	128 014 764	50 834 142
Ilość unikniętej skały płonnej	[Mg]	61 644	102 715	41 075	94 717	41 107	164 429	61 655	141 449
Oszczędności całkowite	[zł]	2 449 662	4 081 783	1 632 259	3 763 955	1 633 551	6 534 245	2 450 123	5 621 034
Koszty całkowite	[zł]	240 821 848	254 608 837	218 252 933	239 087 119	235 585 174	395 141 826	262 587 473	303 071 138
EBIDA	[zł]	- 19 229 672	90 120 388	- 80 661 452	45 302 340	- 74 028 979	170 336 925	- 6 574 879	189 430 942
Amortyzacja	[zł]	31 017 244	48 162 052	19 304 491	39 684 644	22 791 680	78 875 977	35 927 327	68 601 644
EBIT	[zł]	- 50 246 916	41 958 335	- 99 965 942	5 617 696	- 96 820 659	91 460 949	- 42 502 206	120 829 298
Podatek	[zł]	-	1 523 479	-	-	-	-	-	2 382 359
NOPAT	[zł]	- 50 246 916	40 434 856	- 99 965 942	5 617 696	- 96 820 659	91 460 949	- 42 502 206	118 446 939
FCFF	[zł]	- 19 229 672	86 596 908	- 80 661 452	45 302 340	- 74 028 979	170 336 925	- 6 574 879	187 048 582
Stopa dyskontowa	[%]	24%	22%	20%	18%	16%	15%	14%	12%
DCF	[tys. zł]	- 4 603 431	19 281 269	- 15 958 438	8 148 024	- 12 104 330	25 319 499	- 888 467	22 978 165

W celu oceny możliwych efektów ekonomicznych wynikających z poprawy jakości urobku pochodzącego ze ścian niskich przygotowano odpowiednią próbkę danych. Dane te pochodziły z trzech przodków ścianowych kopalni Bogdanka, które znajdowały się w różnych fazach procesu wydobywczego.

Ocenę danych empirycznych rozpoczęto od analizy statystycznej, w celu doboru optymalnego modelu, na podstawie którego możliwe byłoby związanie modelem matematycznym postępu ścian ze strukturą jakościową i ilością urobku po-

chodzącego z analizowanych przodków strugowych. Dane jakościowe i ilościowe stanowiły odczyty urządzeń typu SysKon400, zainstalowanych na przenośnikach odstawczych tychże ścian.

Analiza statystyczna ujawniła słabe zależności pomiędzy zawartością procentową popiołu z pozostałymi parametrami jakościowymi strugi urobku w modelach liniowych i nieliniowych. Stąd też w zakresie wszystkich metod włączono symulację Monte Carlo i analizę skupień.

Za pomocą metody Monte Carlo zbudowano wzorcową próbkę danych dla trzech połączonych przodków, składającą się na cykl życia przodka strugowego – wzorcowego. Na bazie rzeczywistych danych ustalono, że cykl życia przodka wzorcowego będzie składał się z fazy rozruchu: trzy tygodnie, fazy operacyjnej wydobywania: około 34 tygodni i fazy likwidacji trwającej cztery tygodnie. Łącznie okres istnienia skalkulowano na 41 tygodni.

Aby stworzyć reprezentację wzorcowego przodka strugowego, wykorzystano do tego celu metodę Monte Carlo.

Analiza skupień pozwoliła z kolei na agregację danych w większe i jednorodnie zbiory, umożliwiając dalsze prowadzenia analiz na bazie charakterystyk średnich wyselekcjonowanych klastrów. W konsekwencji zbudowano model matematyczny postępu przodków strugowych. Analiza skupień pozwoliła ostatecznie na określenie związku postępu z parametrami jakościowymi strugi urobku, a w szczególności z zawartością popiołu. Na zawartość popiołu w nadawie niewątpliwie istotny wpływ ma domieszka skały płonnej. W ten sposób efekt ekonomiczny oszacowano, bazując na kalkulacjach, ilości skały płonnej unikniętej wskutek nieprzybierania spągu i potencjalnych oszczędnościach w kosztach procesów. Oszczędności te zidentyfikowano, posługując się rzeczywistą strukturą kosztów LW Bogdanka SA.

Wymaga podkreślenia fakt, że prowadzone *insitu* prace naukowo-badawcze w kopalni Bogdanka w zakresie profilowania wyrobisk ścianowych w cienkich pokładach węgla pozwoliły stwierdzić, że istnieje jedynie możliwość lepszego prowadzenia struga po spągu wyrobiska – jako sposobu na poprawę jakości wydobywanego urobku węglowego. Inne przyczyny (źródła) zanieczyszczenia urobku, na bazie aktualnej wiedzy i doświadczeń, są bardzo trudne do wyeliminowania.

Ponieważ problem oceny jest skomplikowany, a niepewność wobec możliwych do uzyskania w rzeczywistości rezultatów duża, zdecydowano się wprowadzić analizę scenariuszową jako narzędzie ilustracji rozpiętości możliwych do osiągnięcia efektów ekonomicznych w funkcji określonego przyrostu postępu i poprawy czystości wybierania. Tak ustalono cztery scenariusze, których efekty ekonomiczne odniesiono również do sytuacji aktualnej (tj. bez usprawnień), wyrażonej za pomocą scenariusza *as is*.

W rezultacie przeprowadzonych analiz efektywności ekonomicznej procesu wydobywczego w scenariuszach zakładających poprawę jakości strugi urobku osią-

gnięto, zdaniem autora, znaczące efekty. W szczególności dla wielkości zasobów węgla w pokładach cienkich LW Bogdanka SA rzędu 66,8 mln Mg można oczekiwać, iż:

- poziom łącznych oszczędności w kosztach może sięgać 170 mln zł,
- maksymalna łączna wartość zysku (NOPAT) może wynieść 384,1 mln zł,
- wartość łącznych efektów dochodowych na poziomie zdyskontowanym w metodzie NPV może sięgać 281,5 mln zł.

Autor nie rozstrzyga jednoznacznie, jaki poziom ww. efektów jest możliwy do osiągnięcia w praktyce górniczej LW Bogdanka SA, co winno być przedmiotem weryfikacji naturalnej w przyszłości po wprowadzeniu stosownych rekomendacji. Na wartość spodziewanych efektów ma wpływ niewątpliwie determinacja do ich osiągnięcia i zmiana znaczenia kryteriów jakościowych względem ilościowych w metodach zarządczych.

Korzystne wyniki ekonomiczne, przy niewielkich kosztach wdrożenia takiego rozwiązania, czynią je bardzo interesującym i skłaniają do rekomendowania opracowania zaleceń, co ma szczególnie istotne znaczenie w dobie aktualnego kryzysu górnictwa węgla kamiennego w Polsce.



## 5. ZARZĄDZANIE CIĄGIEM PRODUKCYJNYM W ASPEKCIE STABILIZACJI I POPRAWY JAKOŚCI UROBKU I MAKSYMALIZACJI EFEKTÓW EKONOMICZNYCH – KONCEPCJA BUDOWY SYSTEMU

---

W niniejszej pracy autor starał się dowieść, że skuteczne wsparcie działalności górniczej jest możliwe i wiąże się nierozzerwanie z kwestiami optymalizacji i planowania procesu eksploatacji górniczej, obejmując kompleksowe, zarządzanie zasobami przedsiębiorstwa górniczego, w tym jego wewnętrznymi przepływami informacji. Zaprezentowana w niniejszym rozdziale koncepcja systemu wsparcia produkcji bazuje na całościowym i zintegrowanym ujęciu ruchu maszyn i ludzi, przepływu zadań produkcyjnych, transportowych, obsługowych w aspekcie funkcji: planowania, organizowania, sterowania i kontrolowania procesów produkcyjnych. Określono podstawowe zadania systemu wsparcia produkcji funkcjonującego w zintegrowanym środowisku informacyjnym podziemnych zakładów górniczych obejmujące:

- projektowanie i harmonogramowane przedsięwzięć wydobywczych na bazie numerycznego modelu złoża wraz z:
  - zastosowaniem parametrycznych metod projektowania wyrobisk, układów transportowych oraz obiektów infrastruktury liniowej,
  - prognozowaniem wyników produkcyjnych i kosztów,
  - optymalizacją parametrów ekonomicznych wynikających m.in. z planów rozczinki, harmonogramu wydobycia, technologii eksploatacji, doboru wyposażenia i metod organizacji produkcji,
- planowanie i organizowanie zadań produkcyjnych, obsługowych, transportowych wraz z przydzieleniem zasobów do ich realizacji (pracowników, wyposażenia, maszyn i urządzeń oraz materiałów),
- koordynację i kontrolę wykonania zadań produkcyjnych, transportowych, obsługowych z:
  - raportowaniem przeszkód (awarii, zatrzymań, ograniczeń, opóźnień dostaw),
  - monitorowaniem wskaźników efektywności i wydajności (m.in. OEE),
  - dynamiczną aktualizacją planów i harmonogramów,
  - obiegiem dokumentów (m.in. listów przewozowych, zamówień materiałowych, zleceń obsługi, dokumentacji obiektu),



- zarządzanie pełnym cyklem życia przedsięwzięć produkcyjnych i wyposażenia (od etapu zgłoszenia potrzeb zakupowych do likwidacji) skutkującym m.in. zwiększeniem precyzyjności i użyteczności analitycznej systemu dekretacji kosztów,
- śledzenie i zarządzanie jakością produkcji na podstawie danych z:
  - aparatury pomiarowej zabudowanej na drogach odstawy urobku,
  - modelu złoża,
  - badań jakościowych gromadzonych w module LIMS (ang. *Laboratory Information Management System*),
- integrację, gromadzenie, przetwarzanie i raportowanie wielowymiarowych struktur danych ewidencjonowanych w obszarze informatyki gospodarczej oraz systemów technicznych w celach m.in.:
  - doboru technologii urabiania, wyposażenia, dostosowania metod organizacji produkcji, strategii obsługowych oraz remontowych podstawowych maszyn i urządzeń,
  - sporządzania rachunku kosztów działań oraz analiz kosztów cyklu życia projektów wydobywczych i produktów,
- optymalizację procesu składowania, transportu i przeróbki surowca na bazie algorytmów i modeli zaawansowanego sterowania procesem (APC).

System zaproponowany w niniejszej rozprawie w obszarze definiowania, zarządzania, aktualizacji i udostępniania numerycznego modelu złoża (NMZ) ma wspomagać pracę geologów w Działach Mierniczo-Geologicznych oraz umożliwiać wymianę danych geologicznych z innymi obszarami informatycznego systemu wspomagania produkcji. Głównym elementem koncepcji w obszarze (NMZ) stał się numeryczny model złoża rozumiany jako cyfrowy, komputerowy model geologiczny złoża kopaliny, opisujący położenie złoża, jego geometrię oraz przestrzenne zróżnicowanie jakości kopaliny. Jego posiadanie umożliwia:

- usprawnienie procesu interpretacji i dokumentowania budowy geologicznej złoża,
- oparcie procesu planowania i harmonogramowania górniczego na pełnych i sprawdzonych danych geologicznych, obejmujących w szczególności dokładną charakterystykę jakości kopaliny.

Numeryczny Model Geologiczny Złoża powstaje przede wszystkim na bazie obserwacji i badań geologicznych wykonanych zarówno na powierzchni ziemi, jak również w wyrobiskach górniczych. W opracowanej koncepcji duży nacisk kładzie się na działania zmierzające do digitalizacji materiałów źródłowych i zgromadzenia ich w bazie danych geologicznych.

Celem modelowania geologicznego złoża jest jak najlepsze określenie struktury geologicznej złoża oraz ilości i jakości kopaliny w obrębie obszaru górniczego. Tak rozumiany model złoża stanowi następnie podstawę wszelkich działań związanych

z tworzeniem planów eksploatacji górniczej oraz ich optymalizacją z punktu widzenia rachunku ekonomicznego spółki. Przedmiotem modelowania geologicznego mogą być, w wybranym zakresie, właściwości fizyczne skał nadkładu złoża, jak również skał otaczających pokłady węgla. Model może zostać także wzbogacony o informacje uzupełniające obraz sytuacji geologicznej złoża, takie jak np. wyniki obserwacji hydrogeologicznych.

W polskim górnictwie podziemnym tego rodzaju rozwiązania są przedmiotem wdrożeń dopiero od kilku lat. Mając to na uwadze, autor niniejszej rozprawy przyjął następujące założenia:

- numeryczny model złoża winien być całkowicie nowym sposobem analizy budowy geologicznej złoża i nie ma on prostego odpowiednika w stanie obecnym,
- za podstawę stanu obecnego przyjęto obowiązki oddziały geologicznego,
- docelowo numeryczny model złoża powinien wspierać działania oddziały geologicznego, związane z projektowaniem i prowadzeniem prac geologicznych oraz interpretacją i dokumentowaniem budowy geologicznej złoża,
- najważniejszym celem utrzymywania numerycznego modelu złoża powinno być jego znaczenie z punktu widzenia celów produkcyjnych zakładu górniczego, tj. nowych rozwiązań w obszarze projektowania górniczego i planowania wydobycia i produkcji.

Jak już wspomniano, autor zakłada niejako odwrócenie organizacji procesów biznesowych podziemnego zakładu górniczego, w której planowanie sprzedaży poprzedza wydobycie węgla (DDP – ang. *Demand Driven Planning*). Jest to odwrócenie kolejności względem stanu obecnego w większości kopalń, w którym wydobycie poprzedza planowanie sprzedaży. Tak istotna zmiana powoduje, że szczególnego znaczenia nabierają wszelkie działania wpływające na możliwość sprawniejszego prowadzenia działań w ramach procesu planowania wydobycia i produkcji. Mając powyższe na uwadze opracowanie realnych planów wydobycia, przeróbki i sprzedaży węgla będzie możliwe jedynie poprzez iteracyjne dostosowywanie ich do siebie, tak aby założone wielkości były dostosowane do potrzeb rynku, a jednocześnie możliwe do wykonania przy danych uwarunkowaniach ekonomicznych, geologicznych i górniczych. Kluczem do osiągnięcia tego celu wydaje się planowanie jakości produkcji, które musi finalnie dostarczyć komórkom organizacyjnym kopalni, odpowiedzialnym za projektowanie robót górniczych, informacji o spodziewanych parametrach urobku uzyskiwanego z wydobycia oraz robót przygotowawczych.

Tego typu podejście do procesu planistycznego, zdaniem autora, będzie możliwe tylko wtedy, gdy informacje o jakości węgla będą zgromadzone w systemie umożliwiającym korzystanie z nich w ramach działań związanych z planowaniem

i harmonogramowaniem robót górniczych. Wprowadzenie tego podprocesu ma pozwolić docelowo – na bazie dokonywanych symulacji – na zaprojektowanie optymalnego czasoprzestrzennego szczypania zasobów złóż w dostosowaniu do pożądanych parametrów handlowych produktu.

Niniejsza koncepcja zakłada wprowadzenie zmian usprawniających głównie procesy zidentyfikowane w ramach obszaru (NMZ), czyli:

- projektowanie i prowadzenie prac geologicznych,
- interpretacja i dokumentowanie budowy geologicznej złoża wraz z ewidencją jego zasobów,
- wsparcie procesu planowania wydobycia i produkcji,
- wsparcie procesu wydobycia węgla.

Autor opracował schemat głównych procesów w przedmiotowym obszarze wraz z najważniejszymi zadaniami realizowanymi w ramach tych procesów. Zdefiniowane zostały również dane wejściowe i wyjściowe z poszczególnych zadań. Przygotowano opis stanu aktualnego procesów i zadań wykonywanych w przedmiotowym obszarze. Przedstawiono kilka odmiennych rozwiązań biznesowych możliwych do wdrożenia, a następnie spośród nich wybrano i szczegółowo opisano jedno rozwiązanie przyjęte jako rozwiązanie docelowe. W opracowaniu scharakteryzowano ponadto wybrane rozwiązanie pod kątem jego funkcjonalności oraz opisano proces wdrażania i integracji poszczególnych jego składników. Scharakteryzowane zostały także produkty wdrożenia wybranego rozwiązania biznesowego i przedstawiono jego architekturę.

Ze względu na bardzo skomplikowaną budowę tektoniczną eksploatowanych w Polsce złóż węgla kamiennego i związaną z tym konieczność częstego przebudowywania modelu złoża, a także wymagania obszarów harmonogramowania robót górniczych (RGH) i planowania jakości (PLN) w zakresie aktualności modelu i możliwości jego wykorzystania w harmonogramowaniu wydobycia pod kątem jakości autor rekomenduje wprowadzenie specjalistycznych narzędzi informatycznych do tworzenia numerycznego modelu złoża posiadającego własne środowisko obliczeniowo-raportowe umożliwiające cyfrowe modelowanie geometryczne, wyposażonych w kompleksowe funkcje modelowania stratygraficznego.

Co do przechowywania danych geologicznych rozwiązanie to posiada dwa warianty:

- a) geologiczna baza danych stanowi moduł do modelowania złoża,
- b) geologiczna baza danych stanowi osobne narzędzie.

W obydwu wariantach rozwiązania wymagania względem geologicznej bazy danych są identyczne. Główną różnicę między wariantami (a) i (b) stanowi stopień integracji geologicznej bazy danych z narzędziem do modelowania złoża. W wariantcie (a) są one całkowicie zintegrowane, co ułatwia zasilenie modelu danymi oraz ogranicza zakres potrzebnych integracji, a także upraszcza obsługę

(jedno środowisko graficzne). Możliwe jest jednak zastosowanie wariantu (b), jeśli optymalne z punktu widzenia potrzeb klienta narzędzie nie będzie posiadało modułu geologicznej bazy danych i będzie korzystało w tym zakresie z rozwiązań innych producentów. W tym przypadku wymagania związane z możliwościami w zakresie numerycznego modelowania złoża powinny być nadrzędne w stosunku do zalet wynikających z wykorzystania narzędzi posiadających geologiczną bazę danych oraz moduł modelowania złoża. W rozwiązaniu, w którym geologiczna baza danych stanowi osobne narzędzie do modelowania złoża stosowane jest dedykowane narzędzie (CAD) posiadające własne środowisko obliczeniowo-raportowe.

W koncepcji jako rozwiązanie rekomendowane w obszarze (NMZ) przyjęto wdrożenie specjalistycznego narzędzia (CAD) do tworzenia numerycznego modelu złoża posiadającego własne środowisko obliczeniowo-raportowe oraz moduł geologicznej bazy danych.

Zgodnie z koncepcją rozwiązanie docelowe w obszarze (NMZ) winno zapewnić realizację głównego celu biznesowego poprzez wprowadzenie w obszarze zarządzania informacją o złożu z dwóch komponentów:

- Geologicznej Bazy Danych (GBD) będącej miejscem przechowywania podstawowych informacji geologicznych o złożu, w tym wyników obserwacji hydrogeologicznych oraz wyników badań geomechanicznych złoża i skał otaczających oraz informacji o wynikach badań laboratoryjnych dla prób geologicznych.
- Geologicznego Modelu Złoża (GMZ), którego zadaniem jest jak najlepsze określenie struktury geologicznej złoża oraz ilości i jakości kopaliny.

GBD zapewnia spójność źródłowych informacji geologicznych oraz szybki dostęp do przechowywanych informacji. GMZ z kolei odpowiedzialny jest za stworzenie możliwie najbardziej dokładnego obrazu geologii złoża zarówno w aspekcie jego struktury jak i jakości kopaliny.

Wykorzystanie numerycznego geologicznego modelu złoża zakłada:

- Zarządzanie Geologiczną Bazą Danych, które obejmuje:
  - przygotowanie standardu przechowywania danych geologicznych, zdefiniowanie poszczególnych tabel dla danych geologicznych, słowników i reguł walidacji danych,
  - zasilanie bazy danych w nowe obserwacje geologiczne i wyniki badań,
  - tworzenie zestawień, raportów i wizualizacji na podstawie danych zgromadzonych w geologicznej bazie danych.
- Zarządzanie Numerycznym Modelem Złoża, które obejmuje:
  - definiowanie modelu złoża,
  - budowę modelu złoża,
  - aktualizację modelu złoża.

Udostępnianie modelu geologicznego dla potrzeb projektowania i harmonogramowania robót górniczych oraz planowania jakości zgodnie z koncepcją następuje w ramach Zarządzania Numerycznym Modelem, tj. aktualny model złoża zostaje opublikowany dla aplikacji subskrybującej z obszaru (RGH). Wymagania co do architektury rozwiązania mają za zadanie zapewnić odpowiedni poziom integracji rozwiązania w obszarze (NMZ) z rozwiązaniami w innych obszarach, szczególnie z obszarem (MAP). W związku z tym wybrane rozwiązanie powinno:

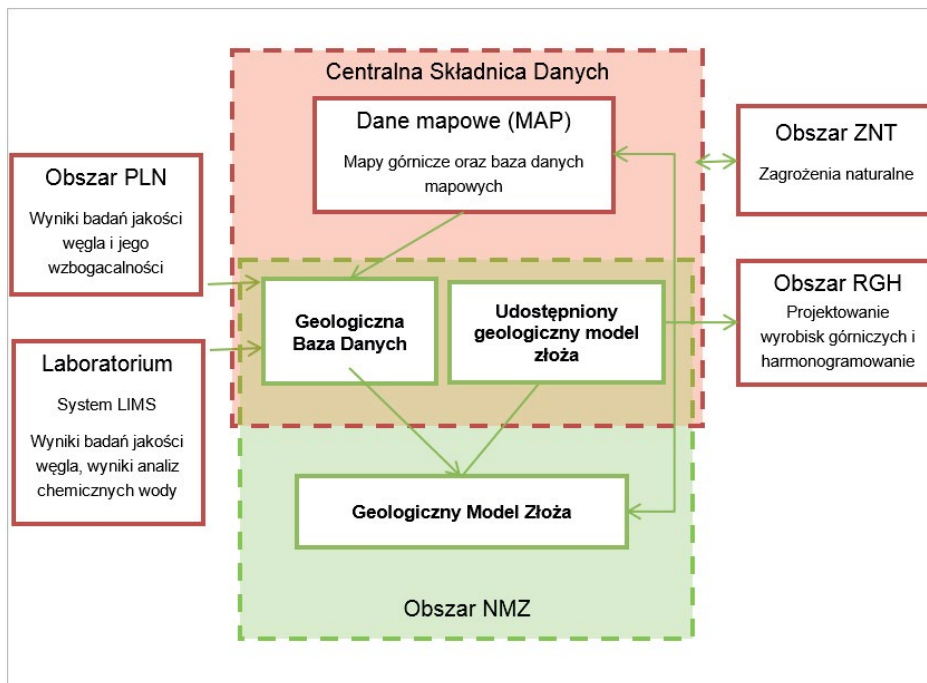
- mieć zintegrowany system 3D (CAD) zawierający funkcjonalność umożliwiającą projektowanie górnicze,
- mieć możliwość obliczania objętości i zasobów w rozbiciu na jakościowe kategorie złoża kopaliny,
- mieć możliwość odczytywania i zapisywania plików mapowych (dwg, dgn),
- mieć możliwość wymiany danych geologicznych z zewnętrznym repozytorium jako integralną częścią Centralnej Składnicy Danych wykorzystywanej m.in. w obszarze (MAP),
- umożliwiać dostęp dodanych wejściowych (baza danych geologicznych) oraz wyników modelowania (geologicznego modelu złoża) z dowolnego miejsca organizacji,
- zapewniać pełną kontrolę dostępu definiowaną dla użytkownika/grupy.

Powiązanie obu komponentów (GDB oraz GMZ) z Centralną Składnicą Danych pozwala na dwukierunkową wymianę informacji z obszarem (MAP) oraz na udostępnianie modelu złoża dla potrzeb obszaru (RGH). Schemat ideowy struktury systemu w rozwiązaniu docelowym przedstawiono na rysunku 5.1.

W proponowanym w koncepcji rozwiązaniu docelowym w obszarze (NMZ) nie ma potrzeby integracji Geologicznej Bazy Danych (GBD) oraz Geologicznego Modelu Złoża (GMZ). Oba moduły pracują w jednym środowisku na tym samym zestawie danych. Geologiczna Baza Danych (GBD) zaprojektowana jest jako relacyjna baza danych istniejąca jako element Centralnej Składnicy Danych i posiadająca dedykowaną aplikację do zarządzania zgromadzonymi danymi. W ramach Geologicznej Bazy Danych:

- konfigurowany jest zakres i charakter przechowywanych informacji (zdefiniowane zostają własne, specyficzne dla wymogów przedsiębiorstwa typy danych geologicznych),
- stosowana jest kontrola dostępu definiowana dla użytkownika lub grupy użytkowników na poziomie informacji (kolumny tabeli).

Wraz z systemem dostarczone są domyślne struktury danych (model danych), które zostają zmodyfikowane i skonfigurowane dla prowadzenia ruchu podziemnego zakładu górniczego. W (GBD) przechowywana jest pełna informacja geologiczna dla obserwacji i badań geologicznych obejmujących:



Rys. 5.1. Schemat rozwiązania docelowego w obszarze NMZ i jego powiązania z innymi obszarami systemu wsparcia produkcji (opracowanie własne)

- Profile litostratygraficzne:
  - otworów powierzchniowych,
  - otworów dołowych,
  - profili wyrobisk górniczych.
- Wyniki opróbowania jakości węgla, w tym:
  - dane jakościowe chemiczne, fizyczne i fizykochemiczne,
  - dane dotyczące analizy wzbogacalności węgla.
- Informacje hydrogeologiczne, w tym:
  - pomiar wysokości zwierciadła wody (w otworach, studniach, zbiornikach powierzchniowych),
  - pomiar dopływu wody (do wyrobisk górniczych),
  - pomiary chemizmu wód dołowych,
  - pomiary promieniotwórczości wód dołowych.
- Wyniki badań geomechanicznych w otworach penetrometrycznych.

W (GBD) przeprowadza się walidację wprowadzanych danych. Słowniki i zasady walidacji są konfigurowane w tym środowisku. Podczas wprowadzania danych stosowane są:

- walidacja słownikowa – stworzone zostają słowniki wydzieleni litologicznych i nazewnictwa jednostek stratygraficznych oraz pokładów,
- walidacja numeryczna – ograniczony zostaje zakres możliwych do wprowadzenia wartości parametrów o wartościach numerycznych,
- walidacja geologiczna (kolejność stratygraficzna, kolejność warstw, przerwy w danych itd.) – ustanowione zostają reguły budowy stratygraficznej złoża,
- walidacja geometryczna – weryfikowane są współrzędne obiektów przechowywanych w formie przestrzennej.

Projektowanie nowych otworów i wprowadzanie danych w miarę postępów ich drążenia odbywa się w (GBD). Otwory niepełne są oznaczone specjalną flagą i mogą zostać wykluczone z modelowania.

Przy użyciu narzędzi (GBD) tworzone są wizualizacje 2D otworów z konfigurowalnym zestawem danych. Przygotowane są w ten sposób karty otworów zgodne z wymaganiami polskiego prawa.

W (GBD) istnieją standardowe raporty, które są kształtowane i szczegółowo definiowane przez użytkowników. Dane są mogą być sortowane i filtrowane oraz w postaci przetworzonej wymieniane z zewnętrznymi narzędziami poprzez interfejsy (webservice, pliki płaskie itd.).

Środowisko (GBD) umożliwia ewidencję oraz pełną obsługę prób geologicznych (zatwierdzanie, opisywanie danych, udostępnianie) wraz dwukierunkową integracją z obszarem (MAP).

## 5.1. Geologiczny model złoża

Generalnie w zakresie modelowania geologicznego stosowane są dwie główne metody modelowania, wykorzystywane oddzielnie bądź razem:

- modelowanie stratygraficzne,
- modelowanie blokowe.

Podstawę całego procesu modelowania stanowi model stratygraficzny. Model stratygraficzny tworzony jest przez interpolację (ekstrapolację) oraz superpozycję współrzędnych stwierdzeń warstw i powierzchni stratygraficznych. Definiowany jest on poprzez uwzględnienie zestawu reguł modelowania, które wprowadza użytkownik, a które obejmują:

- nazwy i następstwa stratygraficzne modelowanych warstw,
- relacje określające przenoszenie trendów zalegania pomiędzy sąsiadującymi pokładami,
- relacje pomiędzy poszczególnymi ławami pokładów zespolonych (w tym możliwe narzucone lokalizacje linii zrostów),
- granice erozyjne oddzielające kolejne piętra geologiczne,

- powierzchnie wymuszające trendy zalegania warstw w poszczególnych piętrach geologicznych (co umożliwi narzucenie fałdów i wymyć),
- rodzaje i parametry interpolatorów użytych do obliczeń osobno dla miąższości warstw oraz ich rzędnych,
- minimalne i maksymalne wartości miąższości pokładów, które będą interpolowane,
- dane geometryczne stanowiące uzupełnienie dla danych otworowych, np. lokalizacja linii wychodni,
- przypisanie uskoków do poszczególnych pięter geologicznych lub do poszczególnych powierzchni czy pokładów,
- zasięg geograficzny występowania pokładów i powierzchni.

Tworzone są różne zestawy reguł wykorzystywane następnie dla różnych pokładów, aby na podstawie jednego zestawu danych budować osobne modele w różnych lokalizacjach i w różnych zakresach profilu stratygraficznego złoża.

Przetwarzane są następujące rodzaje danych:

- sekwencje litostratygraficzne udokumentowane w otworach,
- linie biegu uskoków z zaznaczeniem znanych zrzutów i nachyleń,
- profile dokumentujące odsłonięcia warstw litologicznych i stratygraficznych,
- punktowe stwierdzenia pojedynczych powierzchni stratygraficznych,
- narzucone przez użytkownika elementy graficzne (własne interpretacje), wymuszające niektóre parametry geometryczne modelu, np. zadana miąższość wskazanej warstwy we wskazanej lokalizacji, linia rozszczepienia, zasięg występowania poszczególnych pokładów.

Na podstawie wyżej wymienionych zestawów danych i reguł oprogramowanie przelicza pełny profil litostratygraficzny złoża. Wynikiem jest tabela stratygraficzna oraz zestaw powierzchni (grid) reprezentujących wszystkie warstwy i powierzchnie stratygraficzne wybrane do modelowania. Analogicznie przetwarzane są dane o parametrach jakościowych pokładów oraz zawartości przerostów w profilu każdego z pokładów.

Dostępne są różne metody interpolatora dla tworzenia modeli gridowych, m.in.: metoda elementów skończonych, odwrotnej odległości, kriging, najbliższego sąsiada, triangulacja.

## 5.2. Modelowanie zaburzeń eksploatowanego złoża

Ze względu na złożoność budowy tektonicznej eksploatowanych w kraju złóż ważny element funkcjonalności modelu złoża stanowi modelowanie uskoków. Uskoki tworzone są w systemie na podstawie stwierdzeń punktowych. Takie stwierdzenie posiada informację o lokalizacji powierzchni uskokowej lub pełną informa-



cję o lokalizacji i pomierzonym jej nachyleniu oraz zrzucie uskoku w konkretnym miejscu. Te dane analizowane są w systemie i na ich podstawie następuje korelacja i interpretacja stwierdzeń uskoku (zrzut i kąt). Linia uskoku jest linią łamaną, a pochylenie powierzchni uskokowej jak i jego zrzut zmieniają się na przebiegu linii uskokowej. Modelowane są również uskoki wygasające oraz rozgałęziające się.

Modelowane jest rozszczepianie się pokładów węgla, linia rozszczepienia może być tworzona w sposób automatyczny lub wprowadzana ręcznie jako element interpretacji geologicznej przez użytkownika. Modelowane są również wyklinowania pokładów, ich wymycia, jak również wychodnie na strop karbonu lub powierzchnię terenu.

### 5.3. Modelowanie jakości złoża

Jednym z wymagań stawianych przed geologami jest tworzenie map jakościowych: wartości opałowej, zawartości siarki, popiołu, wilgotności, gęstości i ewentualnie innych parametrów jakościowych. Modelowanie parametrów jakościowych pośrednio związane jest również z obszarem (RGH) oraz (PLN). Wprowadzone do (GBD) próby uśrednione używane są do interpolacji wartości danego parametru pomiędzy próbami, dzięki czemu powstają powierzchnie, których rzędne odzwierciedlają wartości danego parametru jakościowego w dowolnym punkcie pokładu. Do analizy struktury zmienności danego parametru wykorzystywane jest narzędzie do analiz geostatystycznych. Powstałe modele jakościowe wykorzystywane są w obliczeniach zasobów oraz służą jako podstawowy zbiór danych dla procesu planowania jakości w ramach obszaru (RGH).

### 5.4. Hydrogeologia i geologia inżynierska

Dane hydrogeologiczne przechowywane są w (GBD). W modelu złoża są one wykorzystywane przede wszystkim do tworzenia różnego rodzaju tematycznych map punktowych, których główną treść stanowi zaznaczony punkt pomiarowy oraz pomierzona wartość. Dane te wykorzystywane są również do tworzenia modeli położenia zwierciadła wody w wybranych poziomach wodonośnych. Aktualizacja tych modeli możliwa jest z wykorzystaniem dodatkowych linii lub punktów interpretacyjnych wniesionych przez użytkownika. System wspomaga analizę tych powierzchni i ich graficzną prezentację, wizualizację 3D zbiorników wodnych oraz obliczanie ich objętości. Tworzone są również przekroje hydrogeologiczne.

Na podstawie przechowywanych w (GBD) wyników analiz geomechanicznych tworzone są mapy wytrzymałości skał złożowych i otaczających złoża. Są to głów-

nie mapy punktowe, nie jest wykonywana interpolacja wartości parametrów geomechanicznych.

## 5.5. Obliczanie zasobów złoża

W systemie wykonywane są obliczenia zasobów złoża. W obliczeniach zasobów system uwzględnia kategoryzację z uwagi na: przynależność do wskazanych parcel, zdefiniowanie przedziału jednego lub wielu parametrów jakościowych, granice geologiczne i technologiczne oraz straty.

Jednym z wielu dokumentów tworzonych przez geologów w działach TMG jest operat ewidencyjny zasobów. W proponowanym rozwiązaniu zestawienie zasobów, niezbędne do wykonania powyższego dokumentu, tworzone jest w ramach środowiska (CSD) z uwzględnieniem danych zawartych w (GMZ) oraz (GBD).

W zakresie raportowania zasobów konfiguracja procesu jest wielopoziomowa. Wyniki obliczeń zasobów zapisywane są przez system w tabelach, których układ dostosowany jest do wymagań określonego raportu. Tworzone są zestawienia na potrzeby:

- operatu ewidencyjnego zasobów,
- raportu o zasobach dla organów Skarbu Państwa (ARP).

Raporty zasobów z (GMZ) wykonywane są na aktualnym modelu złoża i trafiają do dedykowanego obszaru środowiska (CSD). Wyniki zestawień zasobowych (na podstawie zamodelowanego złoża) są podstawą do aktualizacji danych w module do obsługi parcel zasobowych w (CSD, GBD). Zaktualizowane (zatwierdzone) przez uprawnionego użytkownika dane zasobowe są udostępniane (w module analityczno-raportowym CSD) w formie umożliwiającej wykonanie końcowych wersji raportów.

## 5.6. Wizualizacja i wymiana danych z innymi obszarami

Wszystkie wykonywane operacje w (GMZ) odbywają się w przestrzeni 3D. W ten sposób wizualizowane są dane geologiczne oraz poszczególne elementy modelu geologicznego, jak również specyficzne sposoby graficznej prezentacji danych geologicznych (mapy izoliniowe, przekroje). Szczegółowy sposób wizualizacji danych jest określany przez użytkownika i obejmuje m.in. przewyższenia, wyświetlanie siatek, przezroczystość.

Dla celów dokumentowania i raportowania prac geologicznych tworzone są izoliniowe mapy strukturalne i jakościowe. Tworzone są przekroje geologiczne (również wzdłuż linii łamanych), profile geologiczne oraz zestawienia korelacyj-

ne otworów w przestrzeni 2D. Przygotowane specyfikacje wydruków zapewniają zgodność ze stosowanymi w przedsiębiorstwie normami.

Proponowane w koncepcji rozwiązanie docelowe w obszarze (NMZ) wykorzystuje Centralną Składnicę Danych do raportowania i udostępniania niezbędnych treści geologicznych pochodzących z (GMZ) i (GBD). Wizualizacje tworzone w systemie zapisywane są do plików dwg z pełnym zestawem atrybutów umożliwiającymi wymianę danych graficznych z innymi obszarami. Są one również drukowane i eksportowane do innych formatów wymiany danych, m.in. pdf.

## 5.7. Projektowanie robót górniczych i planowanie produkcji (RGH)

System zaproponowany przez autora w obszarze projektowania robót górniczych, planowania produkcji oraz harmonogramowania robót udostępniająco-przygotowawczych i eksploatacyjnych (RGH) ma wspomagać proces projektowania i harmonogramowania robót górniczych oraz harmonogramowania produkcji z możliwością szybkiej i dynamicznej aktualizacji, przeprowadzania symulacji i tworzenia wielu wariantów, a także zintegrowanie danego obszaru z pozostałymi procesami składowymi Systemu Wsparcia Produkcją. Procesy te mają zostać oparte na geologicznym modelu złoża opisującym strukturalne i jakościowe cechy wydobywanej kopaliny. Obszar projektowania robót górniczych, planowania produkcji oraz harmonogramowania robót udostępniająco-przygotowawczych i eksploatacyjnych (RGH) jest kluczową działalnością zakładu górniczego, na której bazują pozostałe obszary, np.: planowanie krótko- i długoterminowe działalności operacyjnej, planistyka wszystkich ogniw technologicznych, prognoza kosztów i przychodów, inwestycje, zakupy, gospodarka remontowa, zarządzanie ryzykiem.

Ze względu na bardzo skomplikowane warunki geologiczno-górnice w złożach i związaną z tym konieczność częstej aktualizacji harmonogramów, tworzenia ich różnych wariantów, jak również wymaganą od systemu elastyczność w zakresie wspomagania projektowania i harmonogramowania pod kątem jakości, a także wymagania i potrzeby klienta, autor rekomenduje wdrożenie rozwiązania obejmującego wprowadzenie nowych narzędzi dedykowanych do projektowania i harmonogramowania produkcji w podziemnych kopalniach węglowych. Narzędzia te dopasowane są do tworzenia krótkoterminowych harmonogramów wraz z ich wszystkimi szczegółami, jak również zawierają wszystkie wymagane funkcjonalności do tworzenia analiz długoterminowych harmonogramów na pojedynczych modelach 3D.

Proponowane rozwiązanie zapewnia:

- w ramach projektowania i harmonogramowania robót górniczych:
  - wspomaganie etapu projektowania rozczinki złoża w sposób automatyczny lub półautomatyczny (na podstawie zadanych parametrów),

- każdorazową zmianę rozczinki i powoduje uaktualnienie całego projektu harmonogramu produkcji,
- wizualizację treści dotyczących zagrożeń naturalnych,
- tworzenie harmonogramu zadań pochodnych – instalacja przenośników taśmowych, zabudowa obudowy chodnikowej, zasilania ogni technologicznych w media itp.,
- definiowanie zasobów (oddziałów, maszyn), zasobów własnych, podwykonawców,
- definiowanie wydajności z poszczególnych pól eksploatacyjnych, dla poszczególnych maszyn/oddziałów, definiowanie w różnych jednostkach (Mg/d, m/d),
- definiowanie kolejności eksploatacji,
- definiowanie celów produkcyjnych – ilościowych i jakościowych,
- definiowanie ograniczeń produkcyjnych (np. związanych z odstawą, zagrożeniem naturalnym w danym polu itp.),
- prognozowanie jakości urobku na wejściu do zakładu przerobczego,
- złożone, funkcjonalne mieszanie pozwalające na otrzymanie określonej jakości strugi urobku,
- eksport wyników harmonogramowania do bazy danych,
- utworzenie harmonogramu długoterminowego zachowującego wszystkie wymagane szczegóły dla krótkookresowego harmonogramu (długookresowy harmonogram może być połączeniem kilku krótkoterminowych);
- w ramach raportowania rekomendowane rozwiązanie umożliwia:
  - integrację ze środowiskiem bazodanowym,
  - pozyskiwanie informacji o objętości, miąższości oraz jakości węgla surowego z modelu geologicznego,
  - uwzględnianie w raportach spadku zasobów na bazie postępu zaplanowanych robót udostępniających i przygotowawczych,
  - przeniesienie informacji o jakości węgla bezpośrednio na powierzchnię,
  - wybieranie zadań z harmonogramu do ich wyświetlenia w sposób graficzny w czasie rzeczywistym,
  - tworzenie wizualizacji harmonogramu produkcji,
  - eksportowanie danych według zdefiniowanego formatu danych, harmonogramowanie czynności związanych z eksploatacją (np. przezbrojenie ściany),
  - tworzenie raportów operacyjnych,
  - wizualizację harmonogramu w formie wykresu Gantta (możliwość konfiguracji wyglądu i zawartości treści wykresu Gantta),
  - wykonanie raportu dla wybranego oddziału (plan dla oddziału),

- porównanie planu z wykonaniem w danym okresie,
- możliwość wyświetlenia wykonania i planu na jednym wykresie,
- możliwość tworzenia własnych szablonów raportów,
- współpracę z narzędziami do prognozowania kosztów i modelowania rozliczeń międzyokresowych.

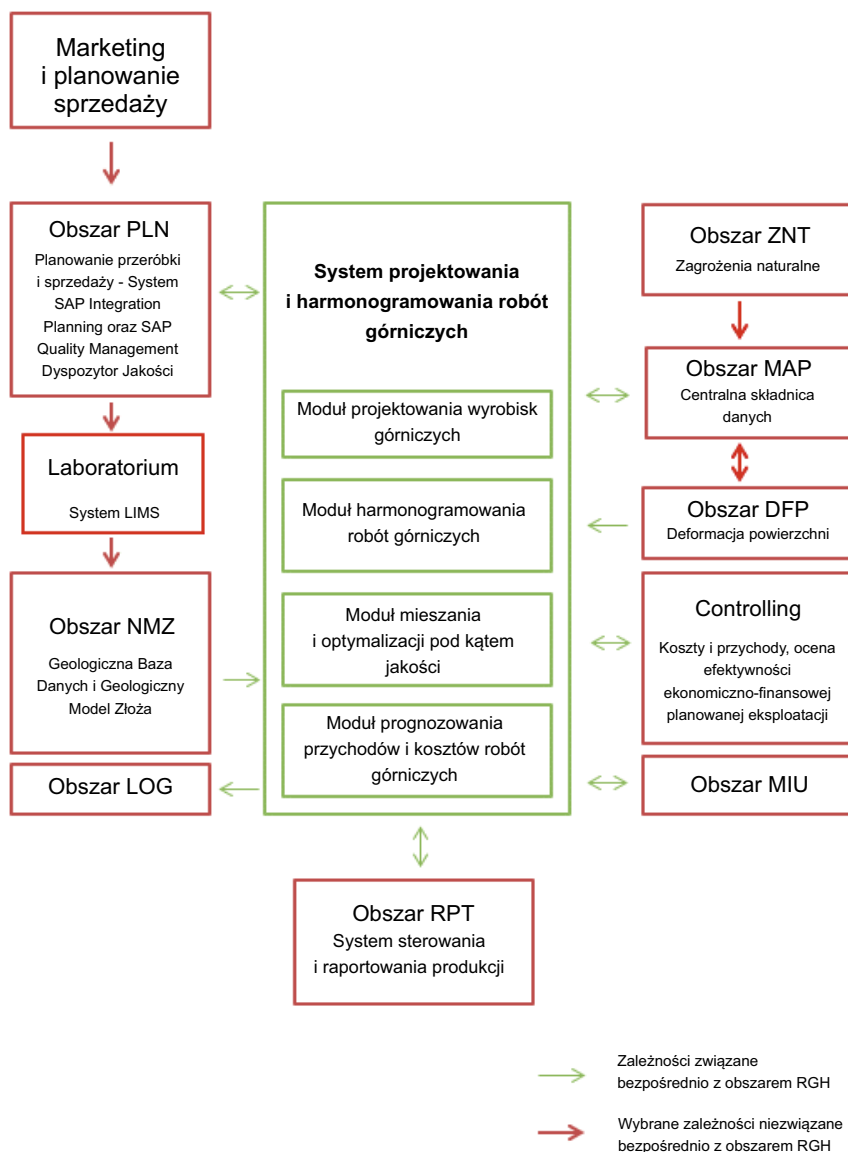
Jak przedstawiono w koncepcji, docelowy proces przygotowania i planowania produkcji rozpoczyna się od wykonania analizy rynku pod kątem możliwości sprzedaży poszczególnych grup produktów. Następnie pion handlu tworzy harmonogram sprzedaży produktów handlowych, a w dalszej kolejności służby Zakładu Przeróbki Mechanicznej opracowują harmonogram produkcji, który jest podstawą wykonania harmonogramów robót przygotowawczych i eksploatacyjnych. Prace te są niezbędne do wykonania symulacji finansowej, na bazie której analizuje się opłacalność realizacji założonych celów produkcyjnych przy zdefiniowanych potrzebach rynku. W przypadku niespełnienia wymagań związanych z opłacalnością przedsięwzięcia następuje ponowne zdefiniowanie nowego planu sprzedaży, nowych harmonogramów produkcji i robót przygotowawczych i eksploatacyjnych. Schemat struktury systemu RGH w proponowanym przez autora rozwiązaniu docelowym przedstawiono na rysunku 5.2. Prezentowane rozwiązanie docelowe w obszarze (RGH) charakteryzują następujące cechy:

- integracja z planowaniem przeróbki i sprzedaży - obszar (PLN),
- integracja z wybranymi rozwiązaniami z obszarów (MAP), (NMZ), (RPT) oraz (MIU),
- integralność ze środowiskiem bazodanowym,
- możliwość pracy na plikach mapowych programów graficznych,
- szybka i dynamiczna aktualizacja harmonogramów w czasie rzeczywistym,
- elastyczność tworzenia wielu wariantów harmonogramu i ich analizy,
- złożone i funkcjonalne mieszanie pozwalające na otrzymanie określonej jakości strugi urobku,
- raportowanie zgodnie z opisem w obszarze (RPT), na poziomie systemu SAP,
- porównanie planu z wykonaniem w danym okresie (w metrach lub Mg),
- eksport wyników harmonogramowania do bazy danych,
- możliwość tworzenia własnych szablonów raportów,
- współpraca z narzędziami do analiz kosztowych i modelowania rozliczeń międzyokresowych.

Rozwiązanie docelowe to system projektowania i harmonogramowania robót górniczych składający się z czterech modułów, których funkcjonalność spełnia wymagania w zakresie projektowania i harmonogramowania robót górniczych.

Rozwiązanie docelowe w obszarze (RGH) winno zapewniać realizację głównego celu biznesowego poprzez wprowadzenie Systemu projektowania i harmonogramowania robót górniczych zawierającego następujące moduły:

- moduł projektowania wyrobisk górniczych,
- moduł harmonogramowania robót górniczych,
- moduł mieszania i optymalizacji pod kątem jakości,
- moduł prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych.



Rys. 5.2. Schemat struktury projektowania i harmonogramowania produkcji pod kątem jakości i powiązań z innymi obszarami (opracowanie własne)

Zgodnie z opracowanym schematem graficznym (rys. 5.2) rozwiązanie dedykowane do projektowania robót górniczych, planowania produkcji oraz harmonogramowania robót udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych winno opierać się na współpracy z następującymi obszarami:

- (NMZ):
  - przekazuje dane dotyczące modelu złoża, na którym opiera się projektowanie robót górniczych;
- (PLN):
  - planuje przeróbki i sprzedaży obejmujące wymagane ilości i jakości węgla surowego z dokładnością do sortymentów na potrzeby spełnienia założeń produkcyjnych węgla handlowego,
  - otrzymuje informacje dotyczące możliwości realizacji założonych planów;
- (MIU):
  - przekazuje dane dotyczące dostępności maszyn i zarządzania remontami,
  - otrzymuje harmonogramy robót górniczych konieczne do sporządzenia harmonogramów wyposażenia i przezbrojenia ścian;
- (RPT):
  - dostarcza danych z innych obszarów w formie raportów oraz wymienia informacje o stanie zwałów,
  - odbiera raporty z projektowania i harmonogramowania;
- (MAP):
  - przekazuje aktualne mapy wyrobisk górniczych i mapy specjalne,
  - odbiera graficzną wizualizację harmonogramów w tym informację niezbędną do prognozowania deformacji terenu;
- (DFP):
  - przekazuje raport dotyczący przekroczenia warunków PZZ i decyzji środowiskowej;
- Controlling:
  - przekazuje do obszaru (RGH) informacje o jednostkowych kosztach wykonania poszczególnych robót górniczych, które służą do bieżącej oceny kosztów poszczególnych wariantów eksploatacji oraz niezbędne informacje dla procesu modelowania rozliczeń międzyokresowych kosztów robót górniczych,
  - odbiera dane dotyczące planowanej eksploatacji w celu oceny efektywności ekonomiczno-finansowej danego wariantu planu eksploatacji:
    - informacje ilościowe dotyczące urobku,
    - informacje jakościowe dotyczące urobku,
    - informacje techniczne dotyczące projektowanych wyrobisk udostępniająco-przygotowawczych i eksploatacyjnych,

- wstępną prognozę kosztów i przychodów wykonaną w ramach modułu prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych z uwzględnieniem symulacji rozliczeń międzyokresowych;
- zwraca uwagę na informacje związane z oceną efektywności ekonomiczno-finansowej danego wariantu planu eksploatacji w:
  - metodach dyskontowych: NPV i IRR (NPVR),
  - wybranych danych pobranych z Rachunku zysków i strat oraz Rachunku przepływów pieniężnych.

Wykonanie powyższych działań w ramach współpracy z obszarem Controllingu wymaga przygotowania modułu (narzędzia) oceny efektywności ekonomiczno-finansowej danego wariantu planu eksploatacji. Rozwiązanie docelowe w obszarze (RGH) powinno obejmować możliwość analizy węgla kamiennego w aspekcie wydobycia netto i brutto w ujęciu prognozy zanieczyszczenia węgla skałą płonną.

Generalnie zakłada się, iż z harmonogramowania robót dostępne będą informacje dotyczące:

- węgla handlowego (z podziałem na sortymenty),
- innych produktów handlowych,
- zanieczyszczenia węgla (wielkość produkcji kruszyw),
- stan zwałów produktów i półproduktów, które służą do analizowania kosztów i planów sprzedaży.

Proces projektowania robót górniczych, planowania produkcji oraz harmonogramowania robót udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych daje informacje zwrotne do innych obszarów oraz informacje dotyczące niespełnienia wymagań. Przewidziana jest również możliwość wprowadzania dodatkowych źródeł węgla surowego, które pochodzić będą m.in. z firm trzecich, w celu uzyskania produktów końcowych o określonych parametrach jakościowych.

#### 5.7.1. Opis komponentów systemu dla RGH

Prezentowany w koncepcji system projektowania i harmonogramowania robót górniczych składa się z czterech modułów usprawniających pracę Działu Przygotowania Produkcji:

- moduł projektowania wyrobisk górniczych,
- moduł harmonogramowania robót górniczych,
- moduł mieszania i optymalizacji pod kątem jakości,
- moduł prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych.

System zawiera także dodatkowe funkcje wspomagające wizualizację oraz zarządzanie modułami, które:

- pozwalają na interaktywne tworzenie animacji i filtrowanie projektu podczas wizualizacji harmonogramu w oddzielnym oknie 3D,



- pozwalają uprawnionym użytkownikom na dostęp do plików i ich przeglądanie po ściągnięciu i zainstalowaniu oprogramowania,
- umożliwiają scalanie wielu projektów w jeden złożony projekt,
- umożliwiają tworzenie szablonów wydruków,
- przedstawiają harmonogramy strategiczne dla inwestorów,
- pozwalają na dopisanie wielu atrybutów umożliwiających tworzenie harmonogramów uwzględniających wszystkie czynności wchodzące w proces produkcji, np. informacje dotyczące maszyn i urządzeń, tj. czas dostarczenia maszyny, czas montażu, czas wykonania.

#### *5.7.1.1. Moduł projektowania wyrobisk górniczych w RGH*

Podstawą tego modułu jest integracja z numerycznym modelem złoża, na którym wykonuje się projekty robót górniczych. Rozcinki wykonywane są w środowisku graficznym 3D. Dzięki przestrzennemu projektowaniu wyrobisk otrzymujemy obraz rzeczywisty (na rzeczywistych współrzędnych), co pozwala na lepsze zrozumienie zalegania złoża oraz przebiegu planowanych wyrobisk. Projektowane wyrobiska opisywane są definiowanymi przez użytkowników atrybutami charakteryzującymi m.in. rodzaj wyrobiska, jego funkcję, przekrój poprzeczny. Projekty tworzone są w dowiązaniu do istniejących wyrobisk górniczych przy wykorzystaniu cyfrowego zasobu wektorowych map górniczych (opisane w obszarze MAP). W projektach wykorzystywany jest ten sam układ współrzędnych, który stosowany jest na mapach wyrobisk górniczych.

Moduł ten zawiera następujące funkcjonalności zapewniające przygotowywanie projektów wyrobisk górniczych na bazie cyfrowych map geologicznych zawierających pełne informacje o złożu:

- trójwymiarowe środowisko CAD, możliwość wczytywania i zapisywania plików dwg AutoCAD,
- projektowanie eksploatacji systemem ścianowym w podziemnych kopalniach węgla kamiennego,
- praca na numerycznym modelu złoża (gridowym lub blokowym, z dostępem zarówno do struktury jak i jakości złoża, pełna integracja z rozwiązaniem docelowym obszaru (NMZ), wizualizacja modelu, obliczanie zasobów, wykonywanie operacji matematycznych na elementach modelu,
- trójwymiarowe i płaskie (3D i 2D) projektowanie wyrobisk górniczych ścianowych oraz przygotowawczych i udostępniających,
- rzutowanie dwuwymiarowej rozcinki na powierzchnie strukturalne modelu złoża,
- zautomatyzowane, parametryczne projektowanie rozcinki w systemie ścianowym obejmujące również automatyzację nazewnictwa wyrobisk oraz

- ustalania kolejności ich wykonywania. Możliwość ręcznej edycji przygotowanych harmonogramów,
- możliwość wprowadzenia nieograniczonej liczby atrybutów w celu uzupełniania danych i harmonogramów oraz tworzenia list dostępnych wartości dla poszczególnych atrybutów jak również pobieranie takich list z plików Excel, csv lub z baz danych,
  - automatyczne przypisywania atrybutów poprzez formuły operujące na modelu złoża lub właściwościach graficznych i innych atrybutach projektowanych wyrobisk,
  - ręczne i automatyczne definiowanie zależności opisujących kolejność wykonywania wyrobisk, tworzenie zależności za pomocą atrybutów, jak również na podstawie przestrzennego wyszukiwania, umożliwiające powtarzalne i kontrolowane tworzenie złożonych działań górniczych, bez konieczności ręcznej ingerencji czy pisania skryptów,
  - tworzenie kształtów przekroju poprzecznego wyrobisk górniczych oraz przypisywanie ich do wyrobisk,
  - tworzenie trójwymiarowych brył wyrobisk górniczych na podstawie zdefiniowanych przekrojów wyrobisk,
  - tworzenie przekrojów przez projektowane wyrobiska oraz model złoża,
  - filtrowanie wyświetlania obiektów CAD na podstawie ich właściwości graficznych oraz wartości atrybutów,
  - wykonywanie operacji logicznych na bryłach (dodawanie, odejmowanie, wyznaczanie części wspólnej),
  - aktualizacja stanu zaawansowania robót na podstawie danych mierniczych lub danych z systemu raportowego,
  - interaktywna integracja z modułem harmonogramowania robót górniczych,
  - integracja z innymi systemami w celu importu danych o dostępnych oddziałach oraz maszynach górniczych.

#### *5.7.1.2. Moduł harmonogramowania robót górniczych w RGH*

Na podstawie rozrywki eksploatacyjnej wykonanej na modelu złoża tworzone winny być harmonogramy krótko- i długoterminowe. W przypadku harmonogramów długoterminowych istnieje możliwość tworzenia i analizy wielu wariantów w celu ustalenia optymalnego rozwiązania. Proces planowania rozpoczyna się od opracowania ogólnego harmonogramu robót górniczych, a następnie wraz z postępem prac jest on uszczegółowiany w zależności od potrzeb. W pierwszej kolejności tworzone są harmonogramy długoterminowe i na ich podstawie poprzez optymalizację pod kątem jakości i ilości produktów według celów produkcyjnych, analizowane są różne warianty. Następnie wprowadzane są szczegóły dotyczą-

ce innych procesów technologicznych, w wyniku czego powstają harmonogramy krótko- i długoterminowe, ściśle ze sobą powiązane.

Dzięki integracji z modułem projektowania robót górniczych możliwa jest dynamiczna aktualizacja harmonogramów przy zmianie rozczinki złoża. W module harmonogramowania mogą być realizowane trzy zasadnicze funkcje:

- tworzenie harmonogramów robót górniczych,
- analiza wielu wariantów harmonogramów,
- szybka i dynamiczna aktualizacja harmonogramów.

Moduł ten winien zawierać opcje szybkiego tworzenia harmonogramów robót przygotowawczych i eksploatacyjnych, w których zarówno niektóre założenia harmonogramu, jak i wyniki obliczeń będą bazowały na zamodelowanych danych geologicznych. Istotna jest szybkość reagowania na zmiany w rozpoznaniu geologicznym złoża wymuszające aktualizację projektów i harmonogramów w szczególności:

- interaktywna integracja z modułem projektowania wyrobisk górniczych obejmująca pobieranie oraz modyfikowanie zadań, zależności oraz atrybutów oraz ich dynamiczną aktualizację,
- tworzenie zintegrowanych harmonogramów ścian i robót udostępniających i przygotowawczych wraz z możliwością oddzielnego ich raportowania,
- tworzenie prognoz ilościowo-jakościowych,
- prognozowanie kosztów robót górniczych,
- środowisko wizualizacji obejmujące konfigurowalny wykres Gantta oraz raport tabelaryczny wraz z możliwością wprowadzania własnych formuł obliczeniowych bazujących na wynikach harmonogramowania,
- filtrowanie zadań według daty, atrybutów, zależności,
- grupowanie zadań, sortowanie zadań, wyszukiwanie konfliktów, wyświetlanie ścieżki krytycznej,
- tworzenie własnych pól obliczeniowych, w tym atrybutów wprowadzanych ręcznie (także zmiennych w czasie) lub obliczanych na podstawie formuły,
- graficzna wizualizacja planów i harmonogramów wraz z wykresami, bryłami i powierzchniami i ich animacjami w 3D, prosta wymiana danych z harmonogramu do okna raportowego i możliwość integracji danych z arkuszem kalkulacyjnym,
- integracja pomiędzy zadaniami produkcyjnymi oraz zadaniami pomocniczymi,
- szczegółowe tworzenie kalendarzy pracy oraz kalendarzy dla raportów z dokładnością do zmiany i z możliwością zdefiniowania na okres ponad 100 lat,
- definiowanie w kalendarzu zasad obejmujących powtarzalne lub jednorazowo występujące okresy bez produkcji lub z obniżonymi zdolnościami produkcyjnymi,

- definiowanie oddzielnych kalendarzy dla zasobów,
- definiowanie zasobów z możliwością wprowadzania ich wydajności,
- definiowanie zmiennej w czasie wydajności lub uzależnionej od wartości atrybutów zadania,
- definiowanie zależności *finish to start*, *start to start*, *start to finish*, *finish to finish* lub procentowego zaawansowania zadania potrzebnego do uruchomienia zadania powiązanego,
- definiowanie opóźnień między zadaniami,
- wyrównywanie zasobów uwzględniające priorytety zadań oraz zdefiniowane cele produkcyjne,
- wyrównywanie zasobów pozwalające na tworzenie szczegółowego, manualnie tworzonego harmonogramu krótkoterminowego i zautomatyzowanego harmonogramu długoterminowego,
- zarządzanie wieloma scenariuszami, tworzenie planów bazowych i ich porównywanie z planami aktualnymi, porównanie planów z wykonaniem,
- aktualizacja harmonogramów na podstawie aktualnych danych produkcyjnych,
- integracja z innymi systemami w celu importu danych o dostępnych oddziałach oraz maszynach górniczych,
- tworzenie harmonogramów produkcji odpadów na podstawie danych z harmonogramów długo- i krótkoterminowych,
- pakiet raportowania wykorzystujący wyniki scenariuszy do szybkiego tworzenia raportów informacyjnych dla wszystkich zainteresowanych i na potrzeby dalszych etapów planowania (zgodnie z opisem w obszarze RPT),
- definiowanie własnych szablonów raportów.

Moduł ten, w połączeniu z systemami wsparcia przeróbki i sprzedaży, przygotowuje dane potrzebne do wykonania prognozy przychodów i kosztów robót górniczych, w szczególności:

- uzysku węgla handlowego z robót chodnikowych dla potrzeb określenia kosztów drążenia wyrobisk,
- uzysku węgla handlowego z poszczególnych ścian w latach,
- jakości produktów handlowych.

#### 5.7.1.3. Moduł mieszania i optymalizacji pod kątem jakości w RGH

Moduł mieszania i optymalizacji pod kątem wymaganej jakości odpowiedzialny jest za definiowanie celów jakościowych (również w połączeniu z celami ilościowymi) dla tworzonych harmonogramów jak i za optymalizację harmonogramów z uwzględnieniem założonych celów. Cele jakościowe dla harmonogramowania robót górniczych pochodzą z systemu planowania jakości w obszarze (PLN).

Dla harmonogramu zostaje zdefiniowanych jednocześnie kilka celów jakościowych i ilościowych o zróżnicowanych priorytetach. Dla każdego z celów określany jest zakres wartości wybranych parametrów jakościowych, których osiągnięcie jest pożądane w kolejnych okresach obliczeniowych. Podczas harmonogramowania zachowywane są wszystkie reguły zdefiniowane wcześniej z poziomu projektu oraz harmonogramu robót górniczych, stąd zakładane cele jakościowe mogą nie być osiągalne w zakładanych okresach obliczeniowych. Moduł ten dostarcza jednocześnie narzędzia służącego harmonogramowaniu robót górniczych z uwzględnieniem zakładanych sortymentów węgla, na podstawie danych o wzbogacalności węgla zawartych w modelu złoża.

#### *5.7.1.4. Moduł prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych*

W module tym dokonuje się wstępnej symulacji prognozy przychodów i kosztów. Symulacje te wykorzystywane są do oceny poszczególnych wariantów harmonogramów.

Dane wejściowe do modułu stanowią z jednej strony harmonogramy biegu ścian i wydobywania oraz harmonogramy robót przygotowawczych, a z drugiej informacje o kosztach jednostkowych wykonania poszczególnych robót górniczych. Moduł ten powinien być ściśle powiązany z modułem harmonogramowania robót górniczych. Z tego modułu czerpana będzie znaczna ilość informacji, których poprawne przygotowanie znacząco poprawi możliwość szybkiego tworzenia symulacji związanych z przychodami i kosztami działalności górniczej. Wykonywane będą symulacje:

- kosztów w układzie rodzajowym (wyrobiska chodnikowe, zbrojenie ścian, eksploatacja ścian, likwidacja ścian),
- kosztów rozliczeń międzyokresowych (raty zawieszane i raty spłacane, saldo rozliczeń międzyokresowych w danym okresie, stan obciążenia poszczególnych ścian kosztami wykonania chodników i zbrojeń ścian),
- prognozy przychodów.

Controlling najpierw przekazuje do obszaru (RGH) informacje o kosztach jednostkowych wykonania poszczególnych robót górniczych oraz niezbędne informacje do zamodelowania rozliczeń międzyokresowych kosztów robót górniczych. Następnie pozyskuje dane wynikowe z modułu harmonogramowania robót górniczych i modułu prognozowania przychodów i kosztów robót górniczych potrzebne do uzyskania pełnej oceny efektywności ekonomiczno-finansowej danego wariantu eksploatacji. Następnie przekazuje informację związaną z wykonaną oceną danego wariantu eksploatacji w metodach dyskontowych: NPV i IRR (NPVR). Dane niezbędne na potrzeby dokonania obliczeń mogą być pobrane z rachunku zysków i strat oraz rachunku przepływów pieniężnych. Wykonanie powyższych działań

w ramach współpracy z obszarem Controllingu wymaga przygotowania modułu (narzędzia) oceny efektywności ekonomiczno-finansowej danego wariantu eksploatacji.

### **5.8. Prognozowanie jakości produkcji, planowanie oraz integracja procesu planowania po stronie wydobycia z procesem planowania przeróbki i sprzedaży węgla**

Opracowana przez autora koncepcja procesu planowania i sterowania produkcją przedsiębiorstwa górniczego odpowiada w pierwszej kolejności potrzebie rynku i zakładanej sprzedaży zakładu górniczego w poszczególnych grupach produktów. Na podstawie tych danych na wszystkich etapach planowania istnieje możliwość przeprowadzenia symulacji potrzeb zależnych, tj. planowania wydobycia węgla.

Jak już wspomniano, odwrócenie kolejności planowania wydobycia względem stanu obecnego, w którym wydobycie poprzedza planowanie sprzedaży, stanowi podstawową zmianę, jaką autor proponuje w ramach niniejszej pracy. Jednocześnie tak istotna zmiana powoduje, że prognozowanie i kontrola jakości urobku nabierają szczególnego znaczenia, zwłaszcza w związku z koniecznością takiego planowania wydobycia, które pozwoli zoptymalizować jakość wydobywanego węgla poprzez stabilizację jego parametrów na założonym poziomie.

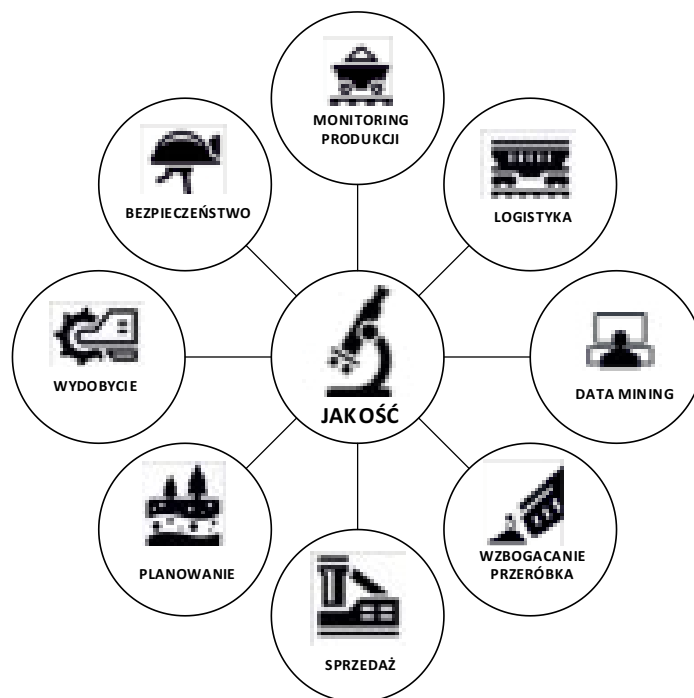
Odwrócenie kolejności planowania wydobycia względem stanu obecnego jest możliwe jedynie poprzez opracowanie systemu, który dostarczy odpowiednich narzędzi wspomagających ręczne jak też automatyczne gromadzenie danych geologiczno-górniczych dotyczących prowadzonej eksploatacji, a także narzędzi analitycznych i raportowych pozwalających w sposób ciągły monitorować bieżącą sytuację i aktualizować plany przyszłych działań.

Zgodnie z prezentowaną koncepcją obszar szeroko rozumianej jakości łączy ze sobą wszystkie obszary działalności przedsiębiorstwa wydobywczego (rys. 5.3).

Niezmiernie ważna jest również integracja pomiędzy poszczególnymi elementami systemu i zapewnienie odpowiedniej szybkości przepływu informacji między nimi.

Docelowe rozwiązanie funkcjonuje w sposób następujący:

- Dział Kontroli Jakości pełni funkcję monitorującą w procesie wydobycia urobku i produkcji węgla handlowego, a planowanie i prognozowanie jakości węgla surowego jest przeniesione do Działu Przygotowania Produkcji, gdzie narzędzia wspomagające procesy planowania zapewniają w całości wymaganą funkcjonalność w zakresie planowania i prognozowania jakości.



Rys. 5.3. Miejsce obszaru planowania jakości na styku wszystkich obszarów działalności zakładu górniczego (opracowanie własne)

- Wszystkie drogi odstawy urobku podlegają monitoringowi jakościowemu i ilościowemu z wykorzystaniem zabudowanej infrastruktury pomiarowej (analizatory parametrów jakościowych i wagi pomiarowe). Pozyskiwane informacje udostępniane są za pomocą systemów informatycznych, wizualizowane i na bieżąco kontrolowane przez dyspozytora jakości. Dane pomiarowe przechowywane są w systemie raportowania produkcji.
- Wszystkie fronty eksploatacyjne są monitorowane przy wykorzystaniu dedykowanego systemu pomiarowego pod kątem ich kształtu i przebiegu w przestrzeni trójwymiarowej.
- Opisywane funkcjonalności systemu współpracują z systemem zarządzania informacją laboratoryjną (LIMS – *Laboratory Information Management System*) wspomagającym procesy przyjęcia i zarejestrowania prób węgla, planowania i wykonywania prac analitycznych oraz rejestrowania i udostępniania wyników analiz.

Obszar raportowania produkcji jest zasilany pochodzącymi z monitoringu informacjami o jakości półproduktów oraz produktów.

### 5.8.1. Zarządzanie jakością na etapie planowania wydobycia i produkcji

Zarządzanie jakością na etapie planowania wydobycia i produkcji jest ściśle związane z rozwiązaniem proponowanym dla obszaru harmonogramowania robót górniczych. Poniżej przedstawiono opis koncepcji z uwzględnieniem przyjętych tam rozwiązań. Planowanie wydobycia i produkcji to proces, w ramach którego w oparciu o plan sprzedaży realizowany jest proces planistyczny w zakresie ustalenia poziomu produkcji oraz projektowania i harmonogramowania robót górniczych. Planowanie przeróbki i sprzedaży wykonywane jest zwykle w systemach klasy ERP (w zakresie planowania sprzedaży i przeróbki) w połączeniu z systemem kontroli jakości (w zakresie zarządzania jakością). Systemy te przekazują do obszaru projektowania i harmonogramowania robót górniczych dane dotyczące wymaganej ilości i jakości węgla surowego z dokładnością do produkowanych sortymentów na potrzeby spełnienia założeń produkcyjnych dla węgla handlowego.

W ramach systemu projektowania i harmonogramowania robót górniczych wykonywane są projekty robót górniczych oraz zintegrowane harmonogramy robót udostępniających i przygotowawczych. System ten posiada dostęp do pełnej i aktualnej informacji geologicznej zawartej w geologicznym modelu złoża. Geologiczny model złoża zasilany jest informacjami pochodzącymi z rozpoznania złoża (otwory geologiczne, wyniki profilowania ścian i chodników, wyniki opróbowania złoża) i zawiera w sobie informacje o strukturze złoża, jak również jego jakości.

Projektowanie robót górniczych odbywa się na tle odpowiednio zwizualizowanych informacji o strukturze i jakości złoża. Projekt udostępnienia i rozczinki złoża zintegrowany jest z harmonogramem robót górniczych. Wszystkie informacje dotyczące planowanej ilości i jakości urobku, w tym również prognozowanego zanieczyszczenia węgla skałą płonną obliczane są na podstawie:

- projektu robót górniczych, obejmującego kształt wyrobisk oraz ich lokalizację w przestrzeni 3D,
- modelu złoża zawierającego przestrzenny opis struktury oraz jakości złoża.

W takim ujęciu prognoza jakości węgla surowego stanowi integralną część harmonogramu robót górniczych i jest wykonywana przez pracowników Działu Przygotowania Produkcji. Plany eksploatacji wykonywane są wariantowo. Jednym z kryteriów oceny poszczególnych wariantów jest jego zgodność z wymaganiami systemu planowania przeróbki i sprzedaży, dotyczącymi ilości i jakości węgla surowego.

Tworzone warianty planów eksploatacji mogą podlegać optymalizacji pod kątem spełnienia celów jakościowych, ilościowych lub innych (np. kosztowych). Poszczególne cele (jeden lub wiele celów dla danego planu) posiadają dopuszczalny zakres wartości dla optymalizowanego parametru jak również określony priorytet. Optymalizacja taka ma za zadanie wskazać najlepszą możliwą sekwencję robót



górnictwa w ramach danego projektu, przy wykorzystaniu dostępnych zasobów i z uwzględnieniem ograniczeń wynikających z charakteru eksploatacji (system eksploatacji, kolejność wykonywania wyrobisk, zagrożenia naturalne, maksymalne deformacje terenu itp.). Ze względu na liczne ograniczenia związane z prowadzoną eksploatacją może dochodzić do sytuacji, gdy w żadnym z analizowanych wariantów rozrywki i harmonogramów postawione cele nie zostaną osiągnięte. W takim przypadku odpowiednia informacja przekazywana jest zwrótnie do systemu planowania przeróbki i sprzedaży, gdzie po zdefiniowaniu planów proces planistyczny rozpoczyna się na nowo. Na wyjściu z procesu planowania wydobycia i produkcji otrzymywane są spójne ze sobą plany sprzedaży, produkcji i robót górniczych. Plany te zawierają informacje o ilości i jakości produktów handlowych i półproduktów.

### 5.8.2. Monitoring jakości na etapie wydobycia węgla, jego wzbogacania i przeróbki

Wydobycie węgla jest procesem obejmującym całokształt działań mających na celu przysposobienie złoża do eksploatacji, uzbrojenie wyrobisk ścianowych w maszyny i urządzenia, wyeksploatowanie zasobów złoża oraz wytransportowanie kopaliny na powierzchnię do kompleksu przerobczego. W ramach tego procesu zdefiniowano proces monitorowania jakości. Monitorowanie jakości ma na celu permanentną kontrolę parametrów urobku. Proces monitorowania prowadzony jest na wybranych odcinkach „ścieżki” urabiania i transportu urobku (ściana, przenośniki taśmowe). Działania takie pozwalają kontrolować parametry urobku zarówno pod kątem jakościowym (ilość skały płonnej, zawilgocenie, kaloryczność, siarka, popiół), jak również wypadu sortymentów. W przypadku odchyień od wartości planowanych wdrażane są odpowiednie działania korygujące i zapobiegawcze.

Proponowany system odpowiadał będzie za ciągłe monitorowanie parametrów jakościowych węgla. W oparciu o zabudowaną infrastrukturę pomiarową dołową i powierzchniową zintegrowaną w jeden spójny system, dane będą na bieżąco wizualizowane w systemie monitorowania parametrów produkcyjnych w dyspozytorni jakości. System składa się z:

- zabudowanych na przenośnikach analizatorów parametrów jakościowych węgla,
- zabudowanych na przenośnikach wagach,
- systemu monitoringu wysokości furty wyrobisk ścianowych.

Wyniki wszystkich pomiarów wykonywanych w ramach systemu monitoringu jakości, przekazywane będą do systemu SCADA, a z niego do zdefiniowanej w obszarze (MIU) platformy akwizycyjnej repozytorium danych. Pozostałe obszary raportowania jakości wykorzystywać będą dane z monitoringu jakości za pośrednictwem tej platformy. Należy zwrócić uwagę, że system monitoringu jakości ma służyć przede wszystkim bieżącej, operacyjnej kontroli poprawności przebie-

gu procesów eksploatacji i przeróbki. Wyniki pomiarów wykonywanych przez ten system, ze względu na stosunkowo mniejszą dokładność, nie zastąpią aktualnie stosowanych metod rozliczania produkcji.

Podstawą rekomendowanego przez autora rozwiązania jest utworzenie funkcji DYSPOZYTORA JAKOŚCI oraz stworzenie jednolitego systemu monitorowania jakości składającego się z analizatorów parametrów jakościowych urobku oraz wag pomiarowych zabudowanych na przenośnikach taśmowych. Docelowo liczba oraz lokalizacja zestawów pomiarowych zostanie określona w dokładnym audycie dróg odstawy urobku na poziomie studium wykonalności projektu przez docelowego wykonawcę koncepcji. Zestawy pomiarowe połączone będą w jeden spójny system informatyczny zintegrowany na poziomie dedykowanej platformy integracyjnej. Dyspozytor jakości prowadzi ciągły monitoring i nadzór parametrów jakościowych (popiół, wilgotność, wartość opałowa) i ilościowych urobku w poszczególnych punktach odstawy oraz wysokości furty w poszczególnych ścianach. Kontroluje również wykonanie planu jakościowego będącego nieodłączną częścią harmonogramów produkcji i harmonogramów robót górniczych i reaguje na przekraczające ustalone normy pogorszenie jakości węgla surowego.

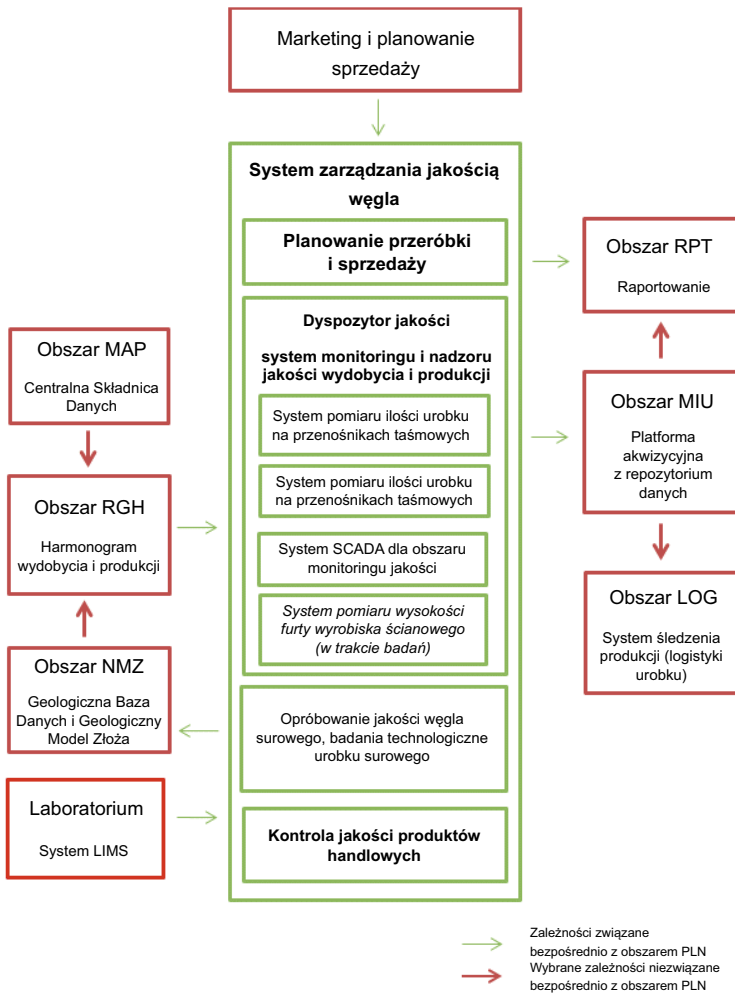
Rekomendowane w koncepcji rozwiązanie zakłada zakup analizatorów jednego producenta, jak również zakup wag jednego producenta. W ramach rozwiązania docelowego powstanie także system automatycznego sterowania strugami urobku na powierzchni, który będzie służyć do zarządzania odstawą w zależności od jakości transportowanego urobku.

Należy zwrócić uwagę, że wyniki pomiarów wykonywane przez systemy automatyki mają służyć przede wszystkim bieżącej, operacyjnej kontroli poprawności przebiegu procesów eksploatacji i przeróbki. Ze względu na mniejszą dokładność nie zastąpią jednak aktualnie stosowanych metod rozliczania produkcji.

Rekomendowane rozwiązanie skutkuje zmniejszeniem częstości ręcznego opróbowania urobku na rzecz wykorzystania systemu ciągłego pomiaru jakości i udostępnienia wyników w ramach systemu raportowania produkcji. Dodatkowym elementem systemu jest monitoring frontów eksploatacyjnych pod kątem zarówno ich kształtu (w przekroju poprzecznym), jak również przebiegu w przestrzeni. Celem istnienia tego systemu jest przede wszystkim bieżąca kontrola czystości wybierania pokładu węgla kamiennego. Systemy tego typu są aktualnie w opracowaniu i nie są jeszcze dostępne ich wersje komercyjne. Dane pochodzące z przedmiotowego systemu będą podlegać raportowaniu oraz wizualizacji w systemie monitoringu w dyspozytorni jakości.

### 5.8.3. Struktura systemu prognozowania jakości produkcji oraz integracji planowania wydobycia, przeróbki i sprzedaży

Prezentowane w koncepcji rozwiązanie docelowe w obszarze (PLN) zakłada powstanie systemu automatycznego monitoringu jakości dołowej. Informacje zbierane będą automatycznie z czujników zamontowanych na przenośnikach taśmowych w różnych punktach odstawy urobku ze ścian i wzbogacania w zakładzie przerobczym. Na rysunku 5.4 zostały opisane komponenty systemu oraz jego powiązania z innymi obszarami koncepcji.



Rys. 5.4. Schemat zarządzania jakością węgla i jego powiązania z innymi obszarami koncepcji (opracowanie własne)

#### 5.8.4. Komponenty systemu dla obszaru JAKOŚĆ

Zarządzanie jakością na etapie planowanie przeróbki i sprzedaży określa wymagane ilości i jakości węgla surowego w celu spełnienia założeń produkcyjnych dotyczących węgla handlowego.

Wymagania te przekazywane są do systemu projektowania i harmonogramowania robót górniczych, gdzie wykonywane są plany eksploatacji uwzględniające wymagania co do ilości i jakości węgla surowego.

#### 5.8.5. System SCADA dla obszaru monitoringu jakości

System SCADA będzie zbierać informacje z poszczególnych urządzeń monitoringu parametrów jakości, a następnie wizualizować je w czasie rzeczywistym. W rekomendowanym rozwiązaniu nie przewiduje się zakupu nowego systemu SCADA. Zakładane jest wykorzystanie istniejących systemów SCADA i rozbudowanie ich na potrzeby DYSPOZYTORA JAKOŚCI.

#### 5.8.6. Opróbowanie jakości węgla surowego

Opróbowanie jakości węgla surowego będzie prowadzone nadal ręcznie, jego prowadzenie ma na celu kontrolę poprawności działania systemu monitoringu oraz kalibrację urządzeń pomiarowych.

Wyniki opróbowań zasilają, poprzez geologiczną bazę danych, geologiczny model złoża w dane dotyczące parametrów jakościowych węgla surowego, dzięki czemu możliwe będzie dokładniejsze prognozowanie jakości urobku. Wykonywane analizy technologiczne węgla surowego zasilają również geologiczny model złoża w dane dotyczące jego wzbogacalności. Na podstawie wyników badań oraz charakterystyk wzbogacalności węgla możliwe będzie lepsze planowanie procesów przerobczych.

#### 5.8.7. Kontrola jakości produktów handlowych

Ostatnim etapem procesu zarządzania jakością według proponowanej koncepcji jest kontrola jakości produktów handlowych. Próby jakościowe pobierane są zgodnie z założonym harmonogramem, następnie przekazywane są do laboratorium. Wyniki opróbowania stanowią podstawę do ustalenia ceny węgla handlowego oraz szacowania wielkości produkcji węgla. W ramach procesu kontroli jakości prowadzone jest m.in.:

- monitorowanie jakości i wielkości produkcji,
- ustalanie miesięcznych zadań jakościowych oraz analiza ich wykonania,

- rozpatrywanie wtórnych rozliczeń jakościowych,
- nadzorowanie infrastruktury technicznej związanej z procedurami dotyczącymi kontroli jakości oraz badaniami laboratoryjnymi parametrów fizycznych węgla,
- definiowanie zunifikowanych zasad oznaczania i dokumentowania parametrów jakościowych węgla, postępowania reklamacyjnego, rozliczeń wtórnych.

W ramach kontroli jakości będą wykonywane zadania związane z monitorowaniem jakości i wielkości produkcji, mające na celu zapewnienie jakości produktów na poziomie zgodnym z ofertą handlową. Zgodnie z koncepcją w obszarze (PLN) zakłada się współpracę komponentów budowanego rozwiązania z Centralną Składnicą Danych, funkcjonującą jako odrębnie repozytorium danych i integrującej treści zarówno z baz zasobów mapowych (obszar MAP), jak i bazy geologicznego modelu (obszar NMZ). Ponadto przewiduje się współpracę z platformą akwizycyjną z repozytorium danych (obszar MIU) jako miejsce, z którego dane przekazywane będą do (CSD) oraz innych systemów w obrębie przedmiotowego obszaru, jak również innych systemów.

Proponowane rozwiązanie biznesowe zakłada ponadto zakup urządzeń z zakresu:

- analizy parametrów jakościowych węgla (analizatory),
- wykonywania pomiarów ilości urobku (wagi),
- wykonywania pomiarów kształtu i przebiegu frontów eksploatacyjnych.

Wdrożenie ww. narzędzi może wymagać rozbudowy istniejącej sieci informatycznej, w tym systemu SCADA, przy jednoczesnym zakupie lub modernizacji jednostek komputerowych (stacji roboczych).

W obecnym, trudnym dla branży okresie, zasadniczym wyznacznikiem kierunku rozwoju przedsiębiorstwa górniczego jest utrzymanie wysokiej elastyczności w kontekście asortymentu, poziomu i jednostkowych kosztów produkcji, co wiąże się z wdrożeniem mechanizmów planowania adaptacyjnego oraz technik doskonalenia działalności operacyjnej. Działanie to jest jednak niezwykle skomplikowane. W górnictwie duża dynamika zmian planów jest bowiem zjawiskiem wyjątkowo niekorzystnym. Poziom zatrudnienia i kapitałochłonność procesów w połączeniu z długimi horyzontami planowania i silną inercją układu produkcyjnego uniemożliwiają szybką reakcję na zmiany cen surowców, co powoduje, że scenariusz taki musi być przewidziany i zaplanowany odpowiednio wcześniej. Podobnie problem ten dotyczy metod doskonalenia działalności operacyjnej (systematyczna identyfikacja obszarów usprawnień i skuteczna eliminacja strat rozporoszonych w obrębie organizacji to na ogół proces długotrwały). W tym kontekście ciągła optymalizacja planów długo- i krótkookresowych w aspekcie zmieniających się warunków prowadzonej działalności, staje się koniecznością. Potwierdza to literatura (Lisow-

ski 2013), w której przeprowadzono szeroką dyskusję problemów zarządczych, wskazując, że optymalizacja planów jako etap „elementarnego cyklu decyzyjnego” w górnictwie jest możliwa i wysoce pożądana.

Należy zaznaczyć, że w ogólnym ujęciu opisywany w niniejszej pracy system wsparcia produkcji podobnie jak każde rozwiązanie informatyczne może stanowić narzędzie ułatwiające i usprawniające realizowane zadania. Potrzeba wykluczenia działań za wszelką cenę, na rzecz stosowania wyłącznie tych narzędzi, których użytkowanie przynosi wymierne korzyści, nie wymagając daleko idących uzasadnień jest niezwykle ważna w obecnym, trudnym dla branży okresie. Zaznaczyć należy, że skuteczność wdrożenia systemu wsparcia produkcji zależy silnie od zdolności adaptacyjnych przedsiębiorstwa, chęci reorganizacji z zamiarem praktycznego wykorzystania określonych funkcjonalności oprogramowania. Dopasowanie systemu wsparcia produkcji na miarę wymagań rynku i wewnętrznych potrzeb przedsiębiorstwa to jednocześnie proces długotrwały, który warto rozpocząć od przeglądu najlepszych światowych praktyk w tej dziedzinie.

Podkreślić należy, że wyłącznie sam nacisk na informatyzację, standaryzację oraz gromadzenie danych bez dalszego pomysłu na ich praktyczne wykorzystanie w celach poprawy efektywności nie przynosi spodziewanych efektów. Ograniczone wykorzystanie danych w dłuższej perspektywie sprzyja pogorszeniu ich jakości, co w konsekwencji podważyć może zaufanie pracowników do istoty funkcjonowania całego systemu. Wymierne efekty przynosi realizacja pełnego cyklu PDCA (ang. *Plan Do Check Act*) na bazie właściwych i rzeczywistych danych. Osiągnięcie tego stanu nie jest proste, wymaga bowiem umiejętnego skonfigurowania i połączenia systemów planowania, wsparcia operacyjnego, środowisk analitycznych i optymalizacyjnych. Celowość wdrożenia informatycznego systemu wsparcia produkcji w górnictwie podziemnym należy rozpatrywać więc w kontekście docelowego wsparcia tych czterech elementarnych działań.



## PODSUMOWANIE

---

Niniejsza praca stanowi podsumowanie badań autora prowadzonych nad opracowaniem modelu kopalni głębokiej, uwzględniającego specyfikę warunków naturalnych oraz wymagania bezpiecznej, a zarazem efektywnej ekonomicznie eksploatacji złoża węgla kamiennego w Lubelskim Zagłębiu Węglowym na dużych głębokościach. Prezentowana w końcowej części pracy koncepcja budowy systemu informatycznego zakłada automatyczne obliczanie ilości i jakości urobku oraz skały płonnej w wybranych przedziałach czasowych, a po zakończeniu symulacji automatyczne generowanie prognozy dla wszystkich parametrów dotyczących wykonanego projektu wydobywania, takich jak: ilość urobku, ilość skały płonnej, parametry jakościowe węgla.

Zasadniczym celem pracy autor uczynił określenie wpływu zanieczyszczenia – jako strat jakościowych – na efektywność pozyskiwania węgla w warunkach podziemnego zakładu górniczego na przykładzie LW Bogdanka SA. Przeprowadził badania eksperymentalne i dokonał pomiarów *insitu* podczas eksploatacji w Lubelskim Zagłębiu Węglowym określonej partii pokładu węgla systemem ścianowym. Prowadzone przez autora obserwacje geologiczne *insitu* przodków chodników, ścian eksploatacyjnych oraz chodników podścianowych i nadścianowych pozwoliły zaproponować koncepcję systemu do bieżącego monitorowania czystości wybierania złoża w warunkach Lubelskiego Zagłębia Węglowego.

Autor poddał analizie przyczyny powstawania zanieczyszczenia urobku w procesie eksploatacji węgla kamiennego. Uwzględnił przy tym wpływ na czystość wybierania węgla takich elementów, jak: struktura udostępnienia złoża, ilość skały płonnej, warunki geologiczno-górnice zalegania złoża, technika i technologia eksploatacji. Bazując na doświadczeniach LW Bogdanka SA, przedstawił techniczne możliwości ograniczenia ilości skały płonnej zarówno dla wyrobisk ścianowych, jak i wyrobisk korytarzowych. Dokonał również oceny wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność ekonomiczną procesu produkcyjnego podziemnego zakładu górniczego. Autor w swych badaniach analizował przede wszystkim efekty wynikające z lepszego prowadzenia głowicy struga po spągu pokładu. Efektem optymalizacji trajektorii pracy maszyny może być uniknięcie urabiania części złoża (spągu), zawierającej niewielkie ilości substancji organicznej (węgla), natomiast bardzo znaczące ilości skały płonnej. Skała ta negatywnie wpływa na jakość urobku pochodzącego z wyrobisk ścianowych; powoduje wzrost zawartości popiołu i tym samym obniżenie wartości energetycznej nadawy kierowanej na zakład przerobczy.



W celu oceny możliwych efektów ekonomicznych wynikających z poprawy jakości urobku pochodzącego ze ścian niskich przygotował odpowiednią bazę danych wejściowych do analizy statystycznej, które pochodziły z trzech przodków ścianowych w pokładzie cienkim kopalni LW Bogdanka SA znajdujących się w różnych fazach procesu wydobywczego.

Ocenę danych empirycznych rozpoczął od analizy statystycznej, ukierunkowanej na dobór optymalnego modelu, na postawie którego możliwe było modelowanie postępu ścian w zależności od struktury jakościowej i ilości urobku pochodzącego z analizowanych przodków strugowych. Dane jakościowe i ilościowe stanowiły odczyty pochodzące z urządzeń typu SysKon400, które zainstalowano na przenośnikach odstawczych tychże ścian.

Dane empiryczne, jakie otrzymał z systemów technicznych, odznaczały się różnorodnością, dużą zmiennością i specyfiką charakterystyczną dla określonej fazy procesu wydobywczego realizowanego w przodkach strugowych pokładów cienkich.

Dobór metod statystycznych miał na celu określenie zdolności prognostycznej danych empirycznych i możliwości opracowania modelu teoretycznego opisującego zależność pomiędzy cechami jakościowymi urobku, wydobyciem ze ścian, statystykami awarii, postępami, czy też ilością skały płonnej do uniknięcia, którą można zidentyfikować na bazie oceny profili geologicznych z opróbowanych ścian. Wstępna ocena danych przesądziła o zasadności wykorzystania metod statystycznej analizy danych tylko w podstawowym zakresie. Dla każdej ściany sporządzono statystyki opisowe, wykonano analizę korelacji, analizę regresji oraz analizę wariancji.

Analiza statystyczna ujawniła niską współzależność zawartości procentowej popiołu z pozostałymi parametrami jakościowymi strugi urobku w modelach liniowych i nieliniowych, dlatego autor na potrzeby obliczeń prognostycznych zastosował symulację Monte Carlo i analizę skupień. Za pomocą metody Monte Carlo zbudował wzorcową próbkę danych dla trzech połączonych przodków, składającą się na cykl życia przodka strugowego – wzorcowego. Na bazie rzeczywistych danych, ustalił, że cykl życia przodka wzorcowego będzie składał się z fazy rozruchu (3 tygodnie), fazy operacyjnej wydobywania – około 34 tygodni i fazy likwidacji trwającej 4 tygodnie. Łącznie okres istnienia wzorcowego przodka ustalił na 41 tygodni.

Analiza skupień pozwoliła na agregację danych w większe i jednorodne zbiory umożliwiające dalsze prowadzenie badań. W konsekwencji częściowej utraty związków pomiędzy pojedynczymi obserwacjami, zbudowano model matematyczny postępu jako funkcję parametrów jakościowych modelu (w szczególności zawartości popiołu). Optymalizację poruszania się głowicy struga związane z oszczędnościami w kosztach procesów górniczych i wspierających. Oszczędności te identyfikowano, posługując się rzeczywistą strukturą kosztów LW Bogdanka SA. Na podkreślenie zasługuje fakt, że prowadzone w warunkach *in situ* kopalni Bogdanka prace na-

ukowo-badawcze w zakresie profilowania wyrobisk ścianowych w cienkich pokładach węgla pozwoliły stwierdzić, iż istnieje jedynie możliwość lepszego prowadzenia struga po spągu wyrobiska – jako metody na poprawę jakości wydobywanego urobku węglowego. Inne przyczyny (źródła) zanieczyszczenia urobku, na bazie aktualnej wiedzy i doświadczeń, są bardzo trudne do wyeliminowania.

Ponieważ problem oceny jest skomplikowany, a niepewność wobec możliwych do uzyskania w rzeczywistości rezultatów – duża, autor zdecydował się wprowadzić analizę scenariuszową jako narzędzie (metodę) ilustracji rozpiętości możliwych do osiągnięcia efektów ekonomicznych w funkcji określonego przyrostu postępu i poprawy czystości wybierania. Tak ustalono cztery scenariusze, których efekty ekonomiczne odniesiono również do sytuacji aktualnej (tj. bez usprawnień) wyrażonej za pomocą scenariusza *as is*.

W rezultacie przeprowadzonych analiz efektywności ekonomicznej osiągnięto, zdaniem autora, znaczące efekty. W szczególności dla zasobów węgla w pokładach cienkich LW Bogdanka SA rządu 66,8 mln Mg można oczekiwać, iż:

- poziom łącznych oszczędności w kosztach może sięgać 170 mln zł,
- maksymalna łączna wartość zysku operacyjnego (NOPAT) może wynieść 384,1 mln zł,
- wartość łącznych efektów dochodowych na poziomie zdyskontowanym w metodzie NPV może sięgać 281,5 mln zł.

Autor nie rozstrzyga jednoznacznie, jaki poziom ww. efektów jest możliwy do osiągnięcia w praktyce górniczej LW Bogdanka SA, co winno być przedmiotem weryfikacji naturalnej w przyszłości po wprowadzeniu stosownych rekomendacji. Na wartość spodziewanych efektów ma wpływ niewątpliwie determinacja ich osiągnięcia i zmiana znaczenia kryteriów jakościowych względem ilościowych w metodach zarządczych.

Korzystne wyniki ekonomiczne przy niewielkich kosztach wdrożenia takiego rozwiązania czynią je bardzo interesującymi pod względem ekonomicznym i składają do rekomendowania zaleceń umożliwiających realizację wykazanych efektów ekonomicznych. Ma to szczególnie istotne znaczenie w dobie aktualnego kryzysu górnictwa węgla kamiennego w Polsce.

Autor zaprezentował w rozprawie własną koncepcję automatyzacji i monitoringu procesu produkcyjnego, którą wdrożył w LW Bogdanka SA, a na którą składa się kilka połączonych ze sobą komponentów. Jest ona wynikiem doświadczeń zbieranych podczas realizacji dużych projektów badawczych dla KGHM Polska Miedź SA, JSW SA i Tauron Wydobycie SA. Zgodnie z opracowaną koncepcją centralnym elementem systemu jest Platforma Integracyjna, która jest istotnym narzędziem integracji informacji i umożliwia ustandaryzowaną wymianę danych pomiędzy systemami zbudowanymi w różnych technologiach, czy też wykorzystującymi różne protokoły komunikacyjne.

Proponowana dla kopalni Bogdanka platforma integracji danych wykorzystuje technologię SOA (ang. *Service Oriented Architecture*), która jest uznaną architekturą we współczesnych systemach, pozwalającą na świadczenie funkcjonalności aplikacji jako usługi. Umożliwia tworzenie nowych systemów na bazie już istniejących usług, bez konieczności wytwarzania nowego kodu aplikacji lub ograniczając tę czynność w znacznym zakresie. Usługowe podejście do architektury rozwiązania i integracji danych ułatwia zarządzanie połączeniami pomiędzy systemami wymieniającymi ze sobą dane. Ponadto uproszczona zostaje wzajemna sieć połączeń pomiędzy systemami oraz ma miejsce znaczne ograniczenie wpływu zmian (modyfikacji) w jednym systemie na funkcjonowanie całego środowiska informatycznego przetwarzającego dane. Dodatkowo dzięki podejściu SOA możliwe jest szybkie zlokalizowanie błędnie działających usług (funkcjonalności poszczególnych systemów). Uniwersalność Platformy Integracyjnej pozwala na wykorzystanie jej także do integracji danych pomiędzy innymi systemami niż te, które są wykorzystywane w proponowanym rozwiązaniu.

Dodatkowym komponentem Platformy Integracyjnej, odbiegającym od standardowej definicji tego systemu, jest tzw. Techniczna Hurtownia Danych. Zadaniem tego komponentu jest gromadzenie danych z systemów automatyki przemysłowej oraz wstępne przetwarzanie otrzymanych sygnałów, włączając w to korelację sygnałów, ich interpretację i korektę w przypadku dostarczania danych wcześniej nie zdefiniowanych do interpretacji. Kluczowym założeniem prezentowanej koncepcji jest konieczność standaryzacji przesyłu danych z automatyki do Technicznej Hurtowni Danych za pomocą standardu OPC UA (*Open Platform Communications Unified Architecture*).

Kolejnym istotnym elementem proponowanego rozwiązania jest System Wsparcia Utrzymania Ruchu Kopalni. Z punktu widzenia dostarczanej funkcjonalności jest to najważniejszy komponent rozwiązania. Jest to system, którego zadaniem jest gromadzenie informacji o posiadanych przez kopalnię zasobach produkcyjnych wymagających nieustannego utrzymania. Narzędzie wspiera zarządzanie przeglądami, konserwacjami, czy też remontami. Rozróżnić można dwa podstawowe typy urządzeń, które będą zarządzane przy wsparciu Systemu Wsparcia Utrzymania Ruchu, są to urządzenia zarządzane przez elektryków oraz urządzenia zarządzane przez mechaników.

W założeniu System Wsparcia Utrzymania Ruchu Kopalni obejmuje swoim działaniem wszystkie obszary kopalni w taki sposób, aby dane z obszarów były dostępne tylko dla użytkowników pracujących w tych obszarach.

System Wsparcia Utrzymania Ruchu Kopalni w trakcie swojego działania będzie gromadził duże ilości danych zarówno wprowadzanych w sposób automatyczny, jak i ręczny. Efektywna analiza posiadanych w systemie informacji może w znaczący sposób podnieść jakość decyzji zarządczych podejmowanych na bazie wyni-

ków działań proponowanego rozwiązania. W tym celu proponuje się zbudowanie Centrum Zaawansowanej Analityki Danych (CZAD), które przetwarzać będzie duże ilości danych zgromadzonych zarówno w Technicznej Hurtowni Danych, Systemie Wsparcia Utrzymania Ruchu Kopalni, jak i w istniejących innych systemach dziedzinowych, których dane będą korelowane z pozostałymi komponentami proponowanego rozwiązania.

Istotnym źródłem danych zarówno dla Technicznej Hurtowni Danych, jak i dla Systemu Wsparcia Utrzymania Ruchu Kopalni są Dołowe Systemy Automatyki Przemysłowej. Celem proponowanej standaryzacji udostępniania i integracji danych z istniejących systemów SCADA jest odczytywanie bezpośrednio z monitorowanych obiektów informacji o pracy maszyn i urządzeń. W tym celu zaproponowano wykorzystanie wspomnianego powyżej standardu przemysłowego OPC UA. Zgodnie z proponowaną koncepcją serwery OPC UA integrujące dane będą połączone z centralnymi komponentami rozwiązania poprzez Platformę Integrycyjną i będą trafiały do Technicznej Hurtowni Danych celem wstępnego przetworzenia danych pochodzących z ruchu zakładu górniczego.

Stopień mechanizacji i automatyzacji podstawowych procesów realizowanych w kopalni narzuca wprost konieczność połączenia obszarów zarządzania i raportowania produkcji z obszarem utrzymania ruchu maszyn i urządzeń. Zabieg ten jest fundamentem prezentowanej koncepcji z perspektywy realizacji zaleceń metodyki TPM (*Total Productive Maintenance*).

Proponowana w niniejszej pracy koncepcja automatyzacji i monitoringu procesu produkcyjnego w LW Bogdanka SA zakłada, że dotychczasowa funkcjonalność warstwy systemów technicznych i wizualizacji LW Bogdanka SA nie ulega zmianie i obejmuje nadal wsparcie *on line* nadzoru operacyjnego. Podstawowa różnica obejmuje równolegle realizowane udostępnienie danych do systemu wsparcia produkcji, operującego w dłuższym horyzoncie. Działanie to nie angażuje dyspozytorów, lecz analityków i planistów. Wymiana danych pomiędzy obszarami obejmować powinna informacje na temat: przebiegu produkcji, procesu eksploatacji wyposażenia, ruchu urobku, ruchu ludzi oraz stanu realizacji zleceń transportowych. Opracowanie i wdrożenie trwałych mechanizmów udostępnienia danych ze środowiska SCADA do systemów warstwy pośredniczącej, m.in.: MES (*Manufacturing Execution System*), CMMS (*Computerised Maintenance Management Systems*) to kluczowe czynniki warunkujące efektywność całego rozwiązania.

Prezentowana przez autora koncepcja budowy systemu wspomagania decyzji w zakresie prowadzenia działalności produkcyjnej z wykorzystaniem rozwiązań informatycznych i monitoringu produkcji stanowi fundament jednego z głównych celów strategicznych LW Bogdanka SA, funkcjonującego pod hasłem budowy tzw. Kopalni Inteligentnych Rozwiązań. Kopalnia Inteligentnych Rozwiązań w rozumieniu LW Bogdanka SA stanowi szereg rozwiązań technicznych o charakterze inno-

wacyjnym, mających prowadzić do wzrostu efektywności wydobywania, przy jednoczesnym zapewnieniu bezpieczeństwa ludzi pracujących pod ziemią i minimalizacji negatywnego wpływu na środowisko. Mając to na uwadze, w ramach realizowanych przez kopalnię i IGSMiE PAN prac badawczo-rozwojowych opracowano podstawowe założenia budowanego systemu. Na pierwszy plan wysunięto inicjatywy obejmujące obszary:

- zarządzania gospodarką złożem,
- harmonogramowania robót udostępniających, przygotowawczych oraz eksploatacyjnych,
- zarządzania zasobami produkcyjnymi,
- monitoringu procesów produkcyjnych,
- ewidencji majątku przedsiębiorstwa w połączeniu ze skoordynowaną polityką zakupową.

Jednocześnie zobowiązano architektów rozwiązania do uwzględnienia w projekcie specyfiki zakładu górniczego, wspólnie dobierając komponenty systemu zapewniające docelowo:

- elastyczną rozbudowę systemu,
- integrację z istniejącymi rozwiązaniami,
- możliwość współpracy zarówno z obecnym, jak i docelowym systemem finansowo-księgowym.

Jako miarę sukcesu planowanego wdrożenia ustalono osiągnięcie następujących efektów biznesowych:

- doprowadzenie do standaryzacji w zakresie realizacji wszystkich zadań raportowych dyspozytorów,
- bezpośredni monitoring procesów produkcyjnych w pełnym zakresie na poziomie Biura Zarządu,
- wzrost poziomu monitoringu procesów produkcyjnych – obniżenie ryzyka awarii,
- wzrost dyspozycyjności maszyn i urządzeń oznaczający zwiększenie wolumenu produkcji i sprzedaży,
- skrócenie czasu reakcji na zaistniałe awarie.

Prezentowana koncepcja automatyzacji i monitoringu procesu produkcyjnego LW Bogdanka SA stanowi jądro idei budowy Inteligentnej Kopalni, dla której kluczowe jest powołanie do życia i odpowiednie usankcjonowanie w pełni decyzyjnego Centrum Zaawansowanej Analityki Danych (CZAD), w którym istotne informacje z systemów monitorowania i wizualizacji produkcji będą analizowane i na bieżąco raportowane kierownictwu kopalni.

Nie ulega wątpliwości, że reagowanie w czasie rzeczywistym na ewentualne nieprawidłowości, podejmowanie szybkich i trafnych decyzji, wpłynie na uzyskanie prawdziwego obrazu posiadanych zdolności produkcyjnych oraz możliwości

poprawy własnej rentowności, nie zaburzając w istotny sposób funkcjonowania Dyspozytora Ruchu Zakładu Górniczego.

Badania przeprowadzone przez autora potwierdzają stwierdzenie, iż zanieczyszczenie węgla jest procesem niekorzystnym, wywierającym negatywny wpływ na efektywność pozyskiwania urobku, jednak istnieją możliwości sterowania jego wielkością zarówno poprzez wykorzystanie dostępnych rozwiązań technologicznych, jak i technicznych, zmieniających proces eksploatacji złoża, a skala wpływu zanieczyszczenia na efektywność pozyskiwania urobku może być kontrolowana i oceniana przy wsparciu odpowiednich rozwiązań informatycznych.

Ważnym aspektem pracy była ocena możliwości wykorzystania wiedzy na temat prognozowanej skali zanieczyszczenia urobku w procesie harmonogramowania produkcji górniczej. Jak ustalono, postęp w zakresie informatyzacji procesów planowania i rozliczania produkcji górniczej pozwala na sprawne modelowanie formy złoża oraz jego parametrów jakościowych.

Przedstawiając w pracy własną koncepcję, autor w pełni uznaje dorobek naukowy, zawarty w dotychczasowych pracach z zakresu badanego zagadnienia – dorobek, który w bezpośredni lub pośredni sposób stworzył przesłanki do opracowania zasad budowy systemu zarządzania jakością urobku w kopalni węgla kamiennego.

Praca stwarza podstawy do projektowania systemów eksploatacji oraz prognozowania wielkości zanieczyszczenia urobku w zależności od warunków górniczo-geologicznych eksploatacji. Istnieje również możliwość wykorzystania opracowanej metodyki do celów praktycznych w przypadku kopalń o innych warunkach geologiczno-złożowych oraz dla różnych systemów eksploatacji.



## LITERATURA

---

- ABIGMOW J.M. i OWOBIENKO B.K. 1971 – Osnovy ekonomiceskoj ocenki potier rudy pri otkrytom sposobie razrabotki. Izd. „Nauka”, Leningrad.
- AGOSZKOW M.I. 1974 – Techniko-ekonomiceskaja ocienka izwleczenia polieznich iskopajemych iz niedr. Izd. „Niedra” Moskwa.
- AGOSZKOW M.J. i PANFIŁOW E.J. 1973: Jedinaja kłasyfikacja potier twiordych polieznich iskopajemych pri rozrabotkie miestorożdienii. Gornyj Žurnał 3.
- AGOSZKOW M.J. i RYSOW P.A. 1967 – Doskonalenie metody liczenia strat i zubożenia kopaliny przy wybieraniu złóż rud systemami z zawałem. Gornyj Žurnał 3.
- AJDUKIEWICZ Z. 1957 – Optymalna wielkość kopalni, Drogi postępu w górnictwie. Zjazd Naukowo-Techniczny, Katowice. Warszawa.
- ANNELS A.E. 1996 – Ocena złóż surowców mineralnych – podejście praktyczne. 1<sup>st</sup> Edn., Chapman and Hall, UK.
- BAJKOW B.N. 1973 – Socjalno-ekonomiceskije problemy tacionalnowo ispolzowania niedr. Izd. Niedra, Leningrad.
- BAJKOW B.N. 1978 – Opriedielenie potier i razubożenia na karierach cwietnoj metalurgii. Izd. „Niedra” Moskwa.
- BAJKOW B.N. i KUCZKO W.S. 1974 – Techniczno-ekonomiceskije normirowanie potier i razubożenia poleznich iskopajemych pri dobyczci. Izd. „Niedra” Moskwa.
- BIEZRUKOWA L.G., MAŁKIN A.S. 1979 – Ekonomiceskaja ocienka rieszenij pri projektirowanii i razwitii szacht. Izd. „Niedra” Moskwa.
- BINDELS G. 1964 – Ein Verfohren zur Bestimmung des technisch und wirtschaftlich gunstigen Zuschnitts von Flózbetrieben mit anschliesseender laufender Uberwachung durch die Plankbstenrechnung. Gluckauf 23.
- BOCK I. 1996 – Selective blast mining in gold mines. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, s. 183–254.
- BOCK I., JAGGER L. i ROBINSON R.E. 1998 – An economic model for gold and platinum mining using selective blast mining. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 98(2), s. 75–84.
- BREWIS A.A.C. 1995 – Narrow vein mining I: Steep veins. Mining Magazine 173, s. 116–130.
- BROMOWICZ R. 1963 – Metoda wyznaczania optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni elementarnej. Zeszyty Problemowe Górnictwa 1(2).
- BRZYCHCZY E. 2012 – Metoda modelowania i optymalizacji robót eksploatacyjnych w wielozakładowym przedsiębiorstwie górnicznym. Kraków: Wydawnictwa AGH. Seria Rozprawy i Monografie 245.



- BUTRA J. 1981 – Wpływ wybranych czynników i parametrów eksploatacji systemami komorowo-filarowymi na straty eksploatacyjne i zubożenie rudy. Praca doktorska, Politechnika Wroclawska, Wrocław.
- CAMPBELL G. 1994 – Geophysical contributions to mine-development planning: A risk reduction approach. [W:] C.R. Anhausser, ed., Proceedings XV CMMI Congress: SAIMM Symposium Series, s. 283–325.
- CHUDEK M. i DĄBROWSKI J. 1979 – Model matematyczny metody optymalizacji struktury i wielkości modernizowanej kopalni węgla kamiennego. Projekty – Problemy. Budownictwo Węglowe 9.
- CHUDEK M., PAŹDZIORA J. i DĄBROWSKI J. 1979 – Techniczne warianty struktury i wielkości modernizowanej kopalni węgla kamiennego. Projekty – Problemy. Budownictwo Węglowe 7–8.
- CHUGH Y., MOHARANA A. i PATWARDHAN A. 2004 – Analiza wpływu zubożenia pozapokładowego na wykorzystanie węgla. [W:] Proceedings of the 5<sup>th</sup> International Conference na czystych technologii dla górnictwa. University of Concepción, Chile, s. 18–21.
- CHUGH Y.P., MCGOLDEN M., HIRSCHI J., THATAVARTHY K., MOHARANA A., ROBERTS E., MEYER B. i CARTY R. 2002 – Development and demonstration of advanced mining technologies to reduce production costs. Illinois Clean Coal Institute ICCI Project Number: 01-1/1.1 D-5.
- CHUGH Y.P. i MCGOLDEN M. 2003 – Development and demonstration of advanced mining technologies to reduce production costs. Final Technical Report, USA.
- CHUGH Y. i MOHARANA A. 2005 – Zubożenie w podziemnym górnictwie węgla w USA – wpływ na produkcję i przeróbkę węgla oraz zagospodarowanie odpadów. Proceedings of the International Conference on Mineral Processing Technology, January 6–8, New Dehli, India, s. 10–20.
- CIESZKOWSKI H., KRAJEWSKI St. i SIEWIERSKI St. 1984 – Technologia eksploatacji złóż rud miedzi w LGOM zwłaszcza grubych. Materiały konferencyjne, Polkowice.
- CLAES F. i RUSCHE H. 1975 – Die Berechnung von Flozbetriebskosten mit einem Programmsystem für die Zerschittsplanung. Guckauf Forsch-H-e 2.
- CLARK L. i PAKALNIS R. 1997 – An empirical design approach for estimating unplanned dilution from stope hangingwalls and footwalls. [W:] Proceedings 99<sup>th</sup> Canadian Institute of Mining and Metallurgy (CIM) Annual General Meeting, Calgary (Canadian Institute of Mining and Metallurgy: Montreal).
- CLARK L.M. 1998 – Minimalizacja zubożenia w górnictwie otwarto komorowym z naciskiem na projektowanie komór przy eksploatacji wąskich żył i wykorzystaniu długich otworów strzałowych. Praca dyplomowa. University of British Columbia, Canada.
- CYRNEK C. 1974 – Prognozowanie nakładów inwestycyjnych w zakresie górniczych robót udostępniających i przygotowawczych w zależności od tempa realizacji w cyklu budowy głębinowych kopalń węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo 59, Kraków.

- CYRNEK C. i SOLIŃSKI I. 1977 – Próba optymalizacji cyklu budowy głębinowej kopalni z uwzględnieniem rozwoju projektowanego wydobycia. *Kwartalnik AGH „Górnictwo”* 4.
- De WET J.A.J. i HALL D.A. 1994 – Interpretation of the Oryx 3-D seismic survey. [W:] C.R. Anhaeusser ed., *Proceedings XV CMMI Congress: SAIMM Symposium Series, S14, 3, s. 259–270.*
- DENK D. 1977 – Untersuchungen über den optimalen Zuschnitt von Strebbetrieben. *Gluckauf Forsch-H-e* 1.
- DORSTEWITZ G. 1967 – Moderne Verfahren der wirtschaftlichen Analyse von Bergbaubetrieben. *Gluckauf* 19.
- DREWNIAK R. i ROSIELSKI J. 1980 – Zasady ustalania strat zasobów w procesie eksploatacji jako element racjonalnej gospodarki zasobami węgla kamiennego. *Prace Głównego Instytutu Górnictwa – seria dodatkowa. Katowice.*
- DYCZKO A. 1998 – Aktualna sytuacja ekonomiczna i perspektywy rozwoju KGHM Polska Miedź S.A. *Kwartalnik AGH „Górnictwo”* 22(2).
- DYCZKO A. 2002 – Techniczno-ekonomiczne aspekty zubożenia złóż rud miedzi na przykładzie kopalń KGHM Polska Miedź SA. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 18(z. spec.), Kraków.
- DYCZKO A. 2004 – Niektóre aspekty zubożenia urobku w kopalniach rud miedzi. *Materiały Konferencyjne Gospodarki Surowcami Mineralnymi. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków;*
- DYCZKO A. 2006 – Cienkie pokłady – rola i miejsce w bazie surowcowej Polski. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 22(z. spec.), Kraków.
- DYCZKO A. 2007 – Thin coal seam, their role in the reserve base of Poland International Mining Forum 2007, s. 81–89, Taylor & Francis Group plc, London, UK.
- DYCZKO A. 2009 – Informacyjni technologii u polskomu gornictwi – wid idei do prakticznoj realizaciji. III Międzynarodowa Naukowo-Praktická Konferencija „Szkoła Podziemnej Rozrobki”, 13–19 września, Gaspra, Krym, Ukraina; Narodowy Uniwersytet Górniczy, Dniepropietrowsk, s. 156–166.
- DYCZKO A. 2013 – W kierunku inteligentnej kopalni przyszłości. Prezentacja wygłoszona podczas Międzynarodowej konferencji ECOFORUM „Po pierwsze środowisko” Lublin.
- DYCZKO A. 2014 – Rola informatyki w inteligentnej głębokiej kopalni przyszłości. *Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków – prezentacja.*
- DYCZKO A. 2016 – System wspomagania zarządzania w LW „Bogdanka” SA – fundament budowy Kopalni Inteligentnych Rozwiązań. *Wiadomości Górnicze* 3, s. 230–241.
- DYCZKO A. i in. 2013 – Strategia informatyzacji LW Bogdanka SA. Materiał niepublikowany.
- DYCZKO A., DUNST N. i GALICA D. 2014 – Wykorzystanie narzędzi informatycznych do modelowania złoża węgla kamiennego. *Wiadomości Górnicze* 10, s. 458–472.
- DYCZKO A., GALICA D., KOWALCZYK I. i in. 2015 – Opracowanie metodyki wykonywania i analizowania dołowych obserwacji geologicznych pod kątem obniżenia ilości skały płonnej i podniesienia dokładności prognoz jakości urobku. *Kraków (praca niepubl.).*

- DYCZKO A., GALICA D. i KUDLAK Ł. 2014 – Wybrane aspekty zastosowania narzędzi informatycznych w projektowaniu i harmonogramowaniu produkcji górniczej. *Wiadomości Górnicze* 9, s. 448–457, Katowice.
- DYCZKO A., GALICA D. i SYPNIEWSKI S. 2012 – Deposit model as a first step in mining production scheduling. CRC Press. *Geomechanical Processes during Underground Mining: School of Underground Mining*.
- DYCZKO A., GALICA D., SYPNIEWSKI S. i SZOT M. 2013 – Planowanie i harmonogramowanie produkcji górniczej w LW Bogdanka SA. *Wiadomości Górnicze* 64(7–8), s. 422–426.
- DYCZKO A., KICKI J., MYŚKOWSKI M., STOPA Z. i TOR A. 2011 – Nowe spojrzenie na technikę i technologię eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego. *Materiały IMF 2011*. Wyd. Fundacja dla AGH, Kraków.
- DYCZKO A., KICKI J., MYŚKOWSKI M., STOPA Z. i TOR A. 2013 – New Techniques and Technologies in Thin Coal Seam Exploitation. *International Mining Forum*. Wyd. CRC Press/Balkema.
- DYCZKO A., KICKI J. i STOPKOWICZ A. 2000 – Wykorzystanie narzędzi informatycznych w zarządzaniu gospodarką złożem w kopalniach rud. *Materiały Konferencyjne. Górnictwo cynku i ołowiu na początku XXI wieku. ZGH Bolesław 23.11.2007 r.*, s. 111–120.
- DYCZKO A., KOŁOMAŃSKI D. i KOWALCZYK I. 2016 – Modelowanie blokowe skał stropowych pokładów węgla LW Bogdanka SA. *Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk* 92, s. 427–438.
- DYCZKO A. i KOPACZ M. 2008a – Influence of impoverishment on forming characteristics of mining investment projects and selected production figures exemplified by a copper deposit. *21<sup>st</sup> World Mining Congress, Session Economics, management and design in the mining industry*, Kraków.
- DYCZKO A. i KOPACZ M. 2008b – Wpływ zubożenia na kształtowanie wartości górniczych projektów inwestycyjnych oraz wybranych wielkości produkcyjnych na przykładzie złoża rud miedzi. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management* 24(4/2), s. 251–264.
- DYCZKO A., KOPACZ M. i POLAK R. 2013 – Opracowanie dynamicznego modelu zarządzania wartością i strategią LW Bogdanka SA z uwzględnieniem wpływu kluczowych projektów inwestycyjnych na wartość przedsiębiorstwa. *Wstępne studium wykonalności projektu: INTELIGENTNA KOPALNIA system zarządzania produkcją w LW Bogdanka SA Kraków (praca niepubl.)*.
- DYCZKO A., KOWALCZYK I. i MÓL D. 2016 – Ciągła kontrola parametrów jakościowych węgla uzupełniona wynikami profilowań geologicznych i modelowania złoża środkiem do obniżenia ilości skały płonnej w LW Bogdanka SA. *Wiadomości Górnicze* 7–8.
- DYCZKO A. i KRAWCZYK A. 2011 – *Geomatyka górnicza – praktyczne zastosowania*. Monografia. Wyd. Fundacja dla AGH, Kraków.
- DYCZKO A. 2018 – *Metodyka oceny wpływu zanieczyszczenia urobku na efektywność procesu produkcji węgla kamiennego na przykładzie LW Bogdanka SA*. Praca doktorska AGH Kraków (praca niepubl.).

- DZIURA T. i ZAPOTOCKI A. 1976 – Badania górniczego wykorzystania złoża rud miedzi w kopalniach LGOM. Zeszyt Naukowy Politechniki Śląskiej 70, Gliwice.
- ELBROND J. 1994 – Economic effects of ore losses and rock dilution. Canadian Institute of Mining and Metallurgy (CIM) Bulletin 87(978), s. 131–134.
- FISZEL H. 1969 – Teoria efektywności inwestycji i jej zastosowanie. PWN, Warszawa.
- GAŁĄŻ H. 1994 – Analiza wyników produkcyjnych ściany 4/I wyposażonej w wysokowydajny kompleks urabiająco-odstawczy i ich wpływu na poziom jednostkowych kosztów oddziałowych KWK Bogdanka.
- GAŁĄŻ H. i STACHOWICZ St. 1994 – Wzrost efektywności KWK Bogdanka SA w warunkach gospodarki rynkowej. Materiały z konferencji naukowo-technicznej nt.: Przemysł wydobywczy gwarantem efektywności krajowej gospodarki, Kraków.
- GAŁĄŻ H. i STACHOWICZ St. 1995 – Organizacja pracy dla frontu eksploatacyjnego o wydobywaniu 10 000 ton na dobę na bazie krajowego wyposażenia mechanizacyjnego w KWK Bogdanka SA. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej 11, Szczyrk.
- GAMOW T.A. 1973 – Ekonomiczeskaja ocenka miestorożdieniji cwietynych metałłow. Niedra, Moskwa.
- GAWROŃSKI G., KOZEK B. i STACHOWICZ St. 1988 – Porównanie intensywności zaciskania wyrobisk chodnikowych prowadzonych w zrobach i pokładzie w kopalni K-1 w Bogdancu. Wiadomości Górnicze 10/88.
- GAZDA W. 1971 – Metoda minimalizacji kosztów wybierania pokładu węgla z pola wybierkowego. Praca doktorska. Politechnika Śląska, Gliwice.
- GŁUCH P., KOSIŃSKI Z., LIMBURSKI T. i STACHOWICZ St. 1987 – Obudowa połączeń wyrobisk korytarzowych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej w Gliwicach 157.
- GOSZCZ A. 1971 – Wydobycie i wydajność ściany kompleksowo zmechanizowanej jako funkcja długości ściany. Wiadomości Górnicze 1, Katowice.
- GRUDZIŃSKI Z. 2009 – Propozycje struktur cenowych dla węgla kamiennego energetycznego i węgla brunatnego. Polityka Energetyczna 12(2/2), s. 159–171, Kraków.
- GRUDZIŃSKI Z. 2012 – Metody oceny konkurencyjności krajowego węgla kamiennego do produkcji energii elektrycznej. Kraków: IGSMiE PAN. Seria, Studia, Rozprawy i Monografie 180, Karków.
- HENNING J.G. i MITRI H.S. 2007 – Numeryczne modelowanie zubożenia rudy w eksploatacji systemem komorowym. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 44, s. 692–703.
- HORAK G. 1966 – Techniczno-ekonomiczne warunki eksploatacji grubych pokładów węgla kamiennego. Wyd. „Śląsk”, Katowice.
- HURYSZ J. i SIKORA W. 1963 – Wpływ technicznych parametrów ścian zawałowych na koncentrację wydobywania. Przegląd Górniczy 9, Katowice.
- IGSMiE PAN 2008 – Analiza stanu techniki strugowej na świecie i możliwości jej wdrożenia w LW Bogdanka SA. (praca niepubl.).
- INGLER D. 1984 – Mining Methods, Rock Dilution and Ore Losses.
- JANIK G. i KUŚ R. 1992 – Zintegrowany system komputerowego wspomaganie produkcji w zakładach górniczych.

- JAWIEŃ M. 1965 – Metoda wyznaczania optymalnej wielkości kopalni typu jednostkowego wraz z określeniem wielkości tego typu kopalń dla wybranych złóż polskich. Zeszyty Naukowe AGH 62, Kraków.
- JAWIEŃ M. i HAJDASIŃSKI M. 1973 – Optymalizacja rozwoju górnictwa paliw stałych w świetle rachunku efektywności przedsięwzięć i zamierzeń inwestycyjnych. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo 47.
- JAWORSKI B. i KOZEK B. 1987 – Optymalizacja parametrów techniczno-organizacyjnych oraz doboru mechanizacji robót w ścianach o wysokiej wydajności w oparciu o rachunek kosztów oddziaływanych.
- JURDZIAK L. i KAWALEC W. 2011 – Wirtualna kopalnia – nowe możliwości zapewnienia bezpiecznej i efektywnej ekonomicznie eksploatacji. [W:] X Szkoła Geomechaniki 2011: jubileuszowa międzynarodowa konferencja (materiały naukowe), Gliwice–Ustroń, 18–21 października 2011. Zeszyty Specjalne Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej, s. 93–111.
- JURECZKO J., BUCZEK H., DREWNIAK R. i in. 1986 – Analiza i ocena gospodarki zasobami złóż kopalin na przykładzie wybranych kopalń węgla kamiennego, miedzi, cynku i ołowiu. Część II: Analiza gospodarki zasobami złóż węgla kamiennego, październik 1986 r., Katowice.
- KAISER P., HENNING J., COTESTA L. i DASYS A. 2002 – Innovations in mine planning and design utilizing collaborative immersive virtual reality (CIRV). 104<sup>th</sup> CIM Annual General Meeting, 28 April–1 May 2002, Vancouver, BC.
- KAMIONKA M. 1971 – Minimalne opłacalne wydobywania ze ścian z obudową zmechanizowaną. Wiadomości Górnicze 3, Katowice.
- KAMIONKA M. i WASILEWSKI K. 1967 – Wpływ prędkości postępu frontu eksploatacyjnego na efekty ekonomiczne obudowy zmechanizowanej w ścianach. Przegląd Górniczy 3, Katowice.
- KAMIONKA M. i ZBYRADOWSKI T. 1967 – Określenie optymalnej długości ściany. Mechanizacja Górnictwa nr 4.
- KAMIONKA M. i ZBYRADOWSKI T. 1969 – Określenie optymalnych parametrów ściany w zależności od warunków naturalnych i systemów mechanizacji. Praca naukowo-badawcza ZKMPW 68, Gliwice.
- KAMIONKA N. i ZEMŁA P. 1972 – Efektywność ekonomiczna ścianowych systemów eksploatacji „od pola” i „do pola”. *Ekonomika Mechanizacji i Automatyzacji Górnictwa*.
- KAPAGERIDIS I. 2005: Input space configuration effects in neural network-based grade estimation. *Computers Geosciences*, 31: 704-717;
- KAPŁUNOW R.P. 1938 – Klasyfikacja i metodyka określania strat przy urabianiu złóż rud. *Gornyj Żurnał* 10.
- KAPŁUNOW R.P. 1948 – *Woprosy gornowo dieła*. Uglietechizdat, Moskwa.
- KARBOWNIK A. 1978 – Struktura procesu projektowania w górnictwie. *Projekty – Problemy*. Budownictwo Węglowe 11.

- KARBOWNIK A. 1981 – Podstawy teorii projektowania. Zagadnienia wybrane dla kierunków górniczych. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej 1030, Gliwice.
- KARBOWNIK A. 1982a – Analiza ekonomicznych kryteriów oceny decyzji projektowych i inwestycyjnych. Budownictwo Węglowe. Projekty – Problemy 8.
- KARBOWNIK A. 1982b – Podstawy projektowania kopalń. Cz.1. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej 1096, Gliwice.
- KARBOWNIK A. 1987 – Podstawy teorii projektowania. Zagadnienia wybrane dla kierunków górniczych. Politechnika Śląska. Gliwice.
- KARBOWNIK A., POGONOWSKI T., PIWKO S. i ŁYCZBIŃSKI R. 1978 – Analiza optymalizacyjna parametrów geometrycznych i produkcyjnych ściany zmechanizowanej wykonana za pomocą EMC. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej w Gliwicach, S. Górnictwo 79, Gliwice.
- KARBOWNIK A., POGONOWSKI T. i SZNURAWA J. 1975 – Optymalizacja parametrów ścian zmechanizowanych z wykorzystaniem EMC. Projekty – Problemy. Budownictwo Węglowe 4.
- KARBOWNIK A., POGONOWSKI T. i SZNURAWA J. 1979 – Dobór najkorzystniejszych parametrów geometryczno-produkcyjnych ściany zmechanizowanej. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej w Gliwicach, S. Organizacja 8, Gliwice.
- KICKI J. i DYCZKO A. 2008 – A Mining Software System at Bogdanka SA Underground Coal Mine – an Important Implementation of an Integrated Mineral Deposit Management System in the Polish Mining Industry. International Mining Forum, s. 141–147, Taylor & Francis Group, London, UK.
- KICKI J. i DYCZKO A. 2009 – Informatyka w polskim górnictwie – gdzie jesteśmy? Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
- KICKI J. i DYCZKO A. 2012 – Planowanie produkcji górniczej z wykorzystaniem rozwiązań IT. Wiadomości Górnicze 63(7–8), s. 386–397, Katowice.
- KICKI J. i DYCZKO A. 2010 – Przyszłość rozwiązań informatycznych w górnictwie – systemy Business Intelligence (BI) i nie tylko. Wiadomości Górnicze 7–8, s. 406–415, Katowice.
- KICKI J., DYCZKO A. i TIMLER M. 2009 – Koncepcja automatyzacji i monitoringu procesu produkcyjnego w kopalni podziemnej. Materiały Konferencyjne międzynarodowego Kongresu Górnictwa Rud Miedzi – Perspektywy i wyzwania, 24–26 września, Lubin.
- KICKI J., SOBCZYK E.J. i in. 2016 – Prawne, techniczne, ekonomiczne i środowiskowe aspekty gospodarki skałą płonną w kopalniach węgla kamiennego. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- KINDLA L, KOZDRÓJ M. i SITKO W. 1968 – Wpływ przerw w pracy na efektywność produkcji przodków górniczych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, S. Górnictwo 29, Gliwice.
- KNISSEL W., JURGEN H. i FAHLBUSCH M. 1995 – Significance of Selective Mining Exploitation for Economical and Environmentally Beneficial Underground Ore Mining. In. Jnl. Min. Resources Engineering, Imp. Coll. Press 5(2), s. 165–174.
- KONOPKO W., HRYNIAK E., KULA B. i KURZEJA A. 1979 – Optymalna długość ścian zawałowych. Biuletyn GIG 1, Katowice.

- KONSTANTYNOWICZ E. 1971 – Geneza cechsztyńskich złóż miedzi w Polsce. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 4, Wrocław.
- KOPACZ M. 2015a – Ocena kosztów gospodarki skałą płoną w funkcji zmiennego poziomu współczynnika uzysku węgla netto na przykładzie kopalni węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management 31(3), 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 31(4), s. 5–30.
- KOT A. 1972 – Ustalenie kryteriów obliczania zasobów przemysłowych węgla kamiennego. Praca doktorska, Gliwice.
- KOWALCZYK I., GALICA D., DYCZKO A., KOŁOMAŃSKI D. i MÓL D. 2016 – Model geologiczny złoża kopaliny – sposób konstrukcji, rola i znaczenie w procesie planowania i harmonogramowania eksploatacji. Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk 92, Kraków.
- KRASICZYŃSKI K. 1972 – Ocena efektywności komorowo-filarowych systemów eksploatacji stosowanych w LGOM. (Rozprawa doktorska), Akademia Górniczo-Hutnicza im. St. Staszica w Krakowie, Instytut Górnictwa Podziemnego.
- KRASICZYŃSKI K. 1974 – Sposób obliczania strat rudy i metalu w procesach eksploatacyjnych. Cuprum 2, Wrocław.
- KRASICZYŃSKI K., MAJCHROWICZ R. i WILCZYŃSKI W. 1974a – Celowość wybierania złoża miedzi o miąższości poniżej 2,7m komorowo-filarowymi systemami eksploatacji. Komunikat nr 58, Wrocław: Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej.
- KRASICZYŃSKI K., MAJCHROWICZ R. i WILCZYŃSKI W. 1974b – Wpływ geometrii systemów komorowo-filarowych z zawałem stropu na straty eksploatacyjne rudy w filarach podporowych. Komunikat nr 59, Wrocław: Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej.
- KRUPIŃSKI B. 1963 – Zasady projektowania kopalń. Cz. 1 i 2, Katowice.
- KRYJ K. i in. 2011 – Problem ekonomicznych skutków urabiania pozapokładowej skały płonnej w kopalniach węgla kamiennego. Środkowo-pomorskie towarzystwo naukowe ochrony środowiska 13.
- KUSTRA A. i SIERPIŃSKA M. 2013 – Realizacja funkcji budżetowania i kontroli w cyklu życia pola eksploatacyjnego w kopalni węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 69(9), s. 94–98, Katowice.
- LACHMAN K. 1978 – Optymalizacja budowy poziomu kopalni w warunkach Lubelskiego Zagłębia Węglowego. Praca doktorska AGH, Kraków.
- LAMA R.D. 1977 – Principles of underground coal mine design – an approach (part 1). Colliery Guardian 5.
- LISOWSKI A. 1981 – Gospodarka zasobami złóż surowców mineralnych. Przegląd Górniczy 6, Katowice.
- LISOWSKI A. 2001 – Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż. Katowice–Warszawa: Wyd. PWN.

- LISOWSKI A. 2013 – Górnictwo węgla kamiennego w Polsce: krytyczna ocena sposobu przeprowadzenia rynkowej transformacji i dyskusja problemów wciąż oczekujących na rozwiązanie 2006–2013. Katowice: Wyd. Główny Instytut Górnictwa.
- LORENZ U., BLASCHKE W. i GRUDZIŃSKI Z. 2002 – Propozycja nowej formuły sprzedażnej węgla energetycznego przeznaczonego dla energetyki zawodowej. Seria, Studia, Rozprawy i Monografie 112, Kraków: IGSMiE PAN.
- LUBOSIK Z. 2009 – Geoinżynieryjne i ekonomiczne kryteria eksploatacji węgla kamiennego z reszkowych parcel pokładów. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko 3, Katowice.
- ŁOKSZIN B.S. i KOROBKI W.J. 1968 – K opriedieleniju oczistnowo zaboja pri wyjemkie pologich ugolnych plastow ugljedobywajuszczimi kompleksami. Ugol nr 10.
- MAGDA R. 1982 – Koncepcja czasoprzestrzennego odwzorowania procesu wybierania pokładu węgla. Sesja Naukowa AGH – Wybrane Materiały Konferencyjne, Kraków, s. 245–257.
- MAGDA R. 1983 – Zasady integracyjnej metody modelowania procesu wybierania pokładów węgla. Kwartalnik AGH, Górnictwo 7(3), s. 237–249.
- MAGDA R. 1984 – Odwzorowanie wartości kapitałowej nakładów finansowych związanych z robotami przygotowawczymi i eksploatacyjnymi w ramach pojedynczego pola ścianowego z uwzględnieniem oprocentowania ciągłego. Kwartalnik AGH – Górnictwo 8(2), s. 169–187.
- MAGDA R. 1990a – Racjonalizacja rozcinki pola eksploatacyjnego na pola ścianowe. Kwartalnik AGH – Górnictwo 4.
- MAGDA R. 1990b – Analityczne modelowanie kosztów wybierania pól ścianowych w polu eksploatacyjnym. Kwartalnik AGH – Górnictwo 4.
- MAGDA R. 1994 – Wytyczne racjonalnego projektowania pól ścianowych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków: Wyd. CPPGSMiE PAN.
- MAGDA R. i DOMAŃSKI J. 1991 – Racjonalizacja wybranych parametrów pól ścianowych. Archiwum Górnictwa 2.
- MAGDA R. i FRANIK T. 1989 – Wykorzystanie techniki komputerowej w projektowaniu para. Zeszyty Naukowe AGH, S. Górnictwo 144.
- MAGDA R., FRANIK T. i DOMAŃSKI D. 1992 – Ocena istotności wpływu wybranych czynników techniczno-organizacyjnych na optymalne parametry geometryczne pól ścianowych. Archiwum Górnictwa 3.
- MAGDA R., 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.
- MIELNIKOW N.W. 1973 – Racjonanoje ispolzowanie mineralnych resursów. Gornyj Żurnał 1, Moskwa.
- MIELNIKOW N.W. 1974 – Buduszczije gornija raboty. Gornyj Żurnał 2, Moskwa.
- Ministerstwo Środowiska. Rozporządzenie Ministra Środowiska. [Online] [http://web.archive.org/web/20051227032310/http://www.mos.gov.pl/1akty\\_prawne/rozporzadzenia\\_ms/05.128.1075.pdf](http://web.archive.org/web/20051227032310/http://www.mos.gov.pl/1akty_prawne/rozporzadzenia_ms/05.128.1075.pdf) [Dostęp: 31.06.2015].



- NAZARCHIK A.F. 1972 – Issledowanija effektivnosti razrabotki żylnych mestorożdenij. Izd. „Niedra” Moskwa.
- NIEĆ M. 1982 – Geologia kopalniana. Warszawa: Wyd. Geologiczne.
- NIEĆ M., GÓRECKI J., SERMET E., SZCZEPAŃSKI J., ŚLUSARCZYK G. i BOROWICZ A. 2015 – Metodyka rozpoznawania i dokumentowania złóż kopalin oraz geologicznej obsługi kopalń. XVI seminarium w ramach III Polskiego Kongresu Górniczego 56(5), s. 21–25.
- NOPPE M. 2003 – Pomiary i kontrola zubożenia w czasie podziemnej eksploatacji węgla. In: Proceedings of the 5th mining geology conference. Bendigo, Australia, s. 243–9.
- NOWAK A. i CHMIEL P. 1981 – Ogólny model wyposażenia technicznego przodków ścianowych w kopalniach węgla kamiennego. Projekty – Problemy. Budownictwo Węglowo 3.
- PAKALNIS R. 1986 – Empiryczne projektowanie komór w kopalni Ruttan. Praca doktorska University of British Columbia, s. 276.
- PAKALNIS R.C., POULIN R. i HADJIGEORGIOU J. 1995 – Quantifying the cost of dilution in underground mines. Mining Engineering 47(12), s. 1136–1141.
- PALARSKI J. 2009 – Problemy górnictwa węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze 1, s. 2–14.
- PARYSIEWICZ W. i WOLSKI J. 1962 – Optymalne parametry ścian zmechanizowanych. Przegląd Górniczy 11.
- POGONOWSKI T. 1971 – Model teoretyczny cyklu budowy głębinowej kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo.
- POGONOWSKI T. i KARBOWNIK A. 1976 – Wyznaczanie optymalnych parametrów pola eksploatacyjnego dla potrzeb projektowania górnictwa. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo 69, Gliwice.
- Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalin. Kodeks Wyceny Złóż Kopalin. [Online] <http://www.polval.pl/kodekspolval.pdf> [Dostęp: 31.06.2015].
- POLVAL 2008 – Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalin. Kodeks Wyceny Złóż Kopalin. [Online] <http://www.polval.pl/kodekspolval.pdf> [Dostęp: 31.06.2015].
- POPOV G. 1971 – The Working of Mineral Deposits. 2<sup>nd</sup> Edn., Mir Publishers, Moscow.
- PORZYCKI J. 1972 – Budowa geologiczna złoża węgla kamiennego w okolicy łącznej. Kwart. Geol. 16(2), s. 486–487.
- Praca Zbiorowa Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 1972 – Opracowanie metody określenia strat złożowych i eksploatacyjnych oraz zubożenia w kopalniach Lubin i Polkowice, Wrocław.
- Prawo geologiczne i górnicze. Ustawa z dnia 09.06.2011 (Dz.U. Nr 163/2011, poz. 981).
- PRZYBYŁA H.I. i CHMIELA A. 2007 – Organizacja i ekonomika w projektowaniu wybierania węgla. Gliwice: Wyd. Politechniki Śląskiej.
- RABSZTYN J. 1970a – Matematyczne metody obliczania długości i wybiegu ścian. Przegląd Górniczy 11.
- RABSZTYN J. 1970b – Matematyczne metody obliczania długości i wybiegu ścian. Przegląd Górniczy 4.

- RABSZTYN J. i KOZDRÓJ M. 1967 – Mechanizacja urabiania i ładowania węgla. Katowice: Wyd. Śląsk.
- RAJWA S. 2007 – Wpływ wybranych wyników geoinżynierskich na proces przygotowania produkcji w polskich kopalniach węgla kamiennego. Katowice. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko 4, Katowice.
- REVEY G.F. 1998 – Effects and control of overbreak in underground mining. Mining Engineering 50(8), s. 63–67.
- ROKITA J. i STRZODA J. 1970 – Analiza ekonomiczna w kopalniach węgla kamiennego. Katowice: Wyd. Śląsk.
- ROKITA J. i STRZODA J. 1976 – Metody oceny efektywności produkcji kopalń węgla kamiennego. Katowice: Wyd. Śląsk.
- RZEWSKI W.W. 1964 – Odkryte górnice roboty w złożonych ułowiach. Nedra, Moskwa.
- SAEEDI G., SHAHRIAR K., REZAI B. i KARPUZ C. 2010 – Numeryczne modelowanie zubożenia pozapokładowego w eksploatacji ścianowej systemem od granic. Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. 47, s. 533–543.
- SAEEDI GH., REZAI B., SHAHRIAR K. i ORAEE K. 2008 – Szacowanie poziomu zubożenia pozapokładowego w eksploatacji ścianowej i jego wpływ na uzysk w zakładzie przerobczym w kopalni węgla Tabas. [W:] Proceedings of the international seminar on mineral processing technology, s. 370–373, Trivandrum, India.
- SAGINOW A.S. i KWON S.S. 1972 – Nowy metody issledowanija i racjonalnyje sposoby wskrytija szachtnych poliej. Izd. „Niedra”, Moskwa.
- SAGINOW A.S., KWON S.S. i ADIŁOW K.N. 1974 – Metody analiza i optimizacji tiechnologiczieskich schiem ugotnych szacht. Izd. „Niedra”, Moskwa.
- SCOBLE M.J. i MOSS A. 1994 – Dilution in underground mining: Implications for production management, Mineral Resource Evaluation II: Methods and Case Histories, Geological Society Special Publication 79, s. 95–108 (Geological Society Publishing House: London).
- SHARP W.R. 1974 – Design of an underground mine layout. Bureau of Mines Report of Investigations 7828.
- SISKA L. i VITEK A. 1975 – Nektere nove poznatky v projektovani dolu. Uhli 4.
- SIKORA W. (red.) 1995 – Lokowanie odpadów górniczych i elektrownianych w kopalniach. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej 224, Gliwice.
- SITKO W. 1973 – Liniowy model matematyczny rozkładu zadań wydobywczycch w polu eksploatacyjnym. Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej, S. Organizacja 3, Gliwice.
- SITKO W. 1976 – Ekonomika górnictwa. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej 596, Gliwice.
- SITKO W., CHMIELA A. i KOZYRA J. 1973 – Projektowanie organizacji wybierania węgla kamiennego. Politechnika Śląska, Gliwice.
- SOBCZYK E.J. 2009 – Uciążliwość geologiczno-górnicznych warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem. Studia, Rozprawy i Monografie nr 150, Kraków: IGSMiE PAN.

- SOJA J. 1964 – Teoretyczne i praktyczne wyznaczenie wybiegu ścian zmechanizowanych na podstawie pracochłonności. (Praca doktorska) Politechnika Śląska, Gliwice.
- SOLIŃSKI I. 1977 – Metoda oceny efektywności procesu budowy górniczego zespołu produkcyjnego w warunkach Lubelskiego Zagłębia Węglowego. Praca doktorska AGH Kraków.
- STACHOWICZ J. 1975 – Optymalizacja procesu wybierania złoża w czynnej kopalni głębinowej węgla kamiennego w ujęciu planowania perspektywicznego i taktycznego, w świetle teorii gry z naturą. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej 429. s. Organizacja 6.
- STACHOWICZ ST., KOSONOWSKI J. i KOZEK B. 1995 – Charakterystyka zaciskania wyrobisk korytarzowych kamiennych w KWK Bogdanka. Wiadomości Górnicze 5.
- STACHOWICZ St. i KRUKOWSKI R. 1994 – Stosowanie obudowy kotwiowej w świetle badań w warunkach „in situ” w KWK Bogdanka. Materiały konferencyjne z IV Konferencji „Obudowa kotwiowa w kopalniach węgla kamiennego” Ustroń, kwiecień 1994.
- STOKES W.P.C. 1994 – Computer asisted mine scheduling. Mining Magazine.
- SUCHAN S. 1974 – Metoda optymalizacji wymiarów pól eksploatacyjnych i sposobu ich przygotowania w kopalniach głębinowych. Zeszyty Naukowe AGH, s. Górnictwo 53.
- SUORINENI F.T., TANNANT D.D. i KAISER P.K. 1999 – Określenie zrzutu uskokowego w otwartych komorach. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 36, s. 891–906.
- The Coal Resource 2008 – [Online] [https://www.worldcoal.org/sites/default/files/resources\\_files/coal\\_resource\\_overview\\_of\\_coal\\_report%2803\\_06\\_2009%29.pdf](https://www.worldcoal.org/sites/default/files/resources_files/coal_resource_overview_of_coal_report%2803_06_2009%29.pdf) [Dostęp: 15.11.2022].
- TUREK M. 2013 – System zarządzania kosztami w kopalni węgla kamiennego w cyklu istnienia wyrobiska wybierkowego. Warszawa: Wyd. Difin.
- VILLAESCUSA E. 1996 – Excavation design for bench stoping at Mt Isa mine, Queensland, Australia, Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Mining Technology, A1-A10.
- VILLAESCUSA E. 1998 – Geotechnical design for dilution control in underground mining, in Proceedings Seventh International Symposium on Mine Planning and Equipment, s. 141-149, Balkema, Calgary.
- WALISKO J. 1962 – Korzystna długość ścian zmechanizowanych. Przegląd Górniczy 12.
- WANG J. 2004 – Wpływ naprężeń, podcinania, robót strażowych i czasu na stabilność komór i zubożenie urobku. Praca doktorska University of Saskatchewan, Saskatoon.
- WANIELISTA K. 1979 – Ocena ekonomiczna strat eksploatacyjnych i zubożenia rudy. Rudy i metale nieżelazne 9.
- WANIELISTA K. 1986 – Ekonomia w górnictwie. T. I i II. Skrypty Pol. Wrocławskiej, Wrocław.
- WAWRZYNIAK E. 1976 – Zubożenie kopaliny w procesie eksploatacji. Cuprum 4, Wrocław.
- WĘGIERSKI J. i WOLSKI J. 1964 – Ekonomiczna efektywność budowy kopalń węgla kamiennego w planowaniu perspektywicznym. Przegląd Górniczy 9.
- WILKINSON W.A. 2010 – Benefits of building efficient mine planning process. Mining Engineering September.

- WŁOSZEK J. 2002 – Deponowanie odpadów w podziemnych kopalniach węgla kamiennego podczas eksploatacji z zawalem stropu. Kraków: Wyd. IGSMiE PAN.
- WODARSKI K. i BIJAŃSKA J. 2014 – Ocena ekonomicznej efektywności i ryzyka eksploatacji resztkowych złóż węgla kamiennego na wybranym przykładzie. Przegląd Górniczy 9, s. 86–89.
- WOLSKI J. i POGONOWSKI T. 1968a – Metody rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji w projektowaniu kopalń węgla kamiennego. Zaszty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo 30, Gliwice.
- WOLSKI J. i POGONOWSKI T. 1968b – Projektowanie optymalnej wielkości i modelu głębinowej kopalni węgla kamiennego. Cz.1. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej 214, Gliwice.
- WRIGHT E.A. 1983 – Dilution and mining recovery – Review of the fundamentals, Erzmetall, 31(1).
- [www.syskon.eu](http://www.syskon.eu)
- WYRA P. 1981 – Wpływ wybranych parametrów pól eksploatacyjnych na optymalne ze względu na koszt wydobycia 1 t wybiegi ścian w nowo projektowanych kopalniach. Przegląd Górniczy 2.



## SPIS RYSUNKÓW

Rys. 2.1.	Klasyfikacja zasobów ze względu na znaczenie gospodarcze .....	13
Rys. 2.2.	Przykłady zubożenia kopaliny .....	16
Rys. 2.3.	Źródła zanieczyszczeń w ścianie wraz z przyczynami zanieczyszczeń .....	19
Rys. 3.1.	Uproszczona klasyfikacja technik wybierania pokładów węgla .....	38
Rys. 3.2.	Schemat przestrzenny systemu ścianowego .....	39
Rys. 3.3.	System ścianowy podłużny z zawałem stropu .....	40
Rys. 3.4.	Wydobycie węgla i ilości odpadów wytworzonych w LW Bogdanka w latach 2005–2014 .....	42
Rys. 3.5.	Mapa miąższości pokładu 385/2 .....	46
Rys. 3.6.	Mapa przerostów pokładu 385/2 .....	47
Rys. 3.7.	Mapa miąższości pokładu 389 .....	47
Rys. 3.8.	Mapa przerostów pokładu 389 .....	48
Rys. 3.9.	Mapa miąższości pokładu 391 .....	48
Rys. 3.10.	Mapa przerostów pokładu 391 .....	49
Rys. 3.11.	Kompleksy ścianowe w kopalni Bogdanka .....	51
Rys. 3.12.	Utrudniona pozycja pracy w niskiej ścianie kombajnowej .....	56
Rys. 4.1.	Macierz korelacji dla zmiennych określających ściany kombajnowe .....	59
Rys. 4.2.	Macierz korelacji dla zmiennych określających ściany strugowe .....	60
Rys. 4.3.	Procedura postępowania i proces analityczny w opracowanej metodzie oceny .....	62
Rys. 4.4.	Postęp ściany 3/VI/385 w analizowanym okresie .....	66
Rys. 4.5.	Postęp ściany 6/VII/385 w wybranym okresie .....	67
Rys. 4.6.	Postęp ściany 1/VIII/385 w wybranym okresie .....	67
Rys. 4.7.	Średni postęp oraz wariancja dla zmiennej liczby klastrów .....	69
Rys. 4.8.	SysKon400, system ciągłej kontroli parametrów jakościowych węgla w LW Bogdanka SA .....	71
Rys. 4.9.	Schemat działania analizatora jakości urobku .....	72
Rys. 4.10.	Model powierzchni terenu i lokalizacja powierzchniowych otworów badawczych .....	74
Rys. 4.11.	Pomiary i obserwacje geologiczne w LW Bogdanka SA .....	74
Rys. 4.12.	Warsztat pomiarowy wykorzystywany w trakcie obserwacji geologicznych .....	75
Rys. 4.13.	Przykładowy przekrój geologiczny (przewyższony) w cienkim pokładzie węgla bez większych zaburzeń .....	76
Rys. 4.14.	Profil ściany strugowej 1/VIII/385 z dnia 30.12.2014 z widocznym opadem stropu (żółte tło) .....	76
Rys. 4.15.	Model blokowy złoża w analizowanej ścianie 6/VII/385 .....	77
Rys. 4.16.	Wybrane profile ścian strugowych .....	78
Rys. 4.17.	Wykresy postępu, wydobywania urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie 3/VI.....	79
Rys. 4.18.	Wykresy postępu, wydobywania urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie 6/VII .....	79
Rys. 4.19.	Wykresy postępu, wydobywania urobku (masy), wartości opałowej i zawartości procentowej popiołu w ścianie I/VIII .....	80
Rys. 4.20.	Wykresy odchyłeń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 3/VI .....	82
Rys. 4.21.	Wykresy odchyłeń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 6/VII .....	82
Rys. 4.22.	Wykresy odchyłeń od normalności i normalność reszt w zbiorze danych dla ściany 1/VIII .....	83

Rys. 4.23. Rozkład mieszanki dla zmiennej: postęp .....	92
Rys. 4.24. Rozkład mieszanki dla zmiennej: masa urobku .....	93
Rys. 4.25. Rozkład mieszanki dla zmiennej: wartość opałowa .....	93
Rys. 4.26. Rozkład mieszanki dla zmiennej: zawartość popiołu .....	94
Rys. 4.27. Rozkład dla zmiennej: skała możliwa do uniknięcia .....	94
Rys. 4.28. Model analizy skupień w programie RapidMiner .....	96
Rys. 4.29. Zależność średniego postępu od zawartości popiołu .....	96
Rys. 4.30. Zależność klastrow od postępu. Postęp w m/d .....	101
Rys. 4.31. Zmienność masy w zależności o postępu w klastrach. Postęp w m/d, masa urobku w naddawie [Mg] .....	102
Rys. 4.32. Zmienność popiołu w zależności od postępu w klastrach. Zawartość popiołu w %, postępu w m/d .....	102
Rys. 4.33. Zmienność ilości skały możliwej do uniknięcia w zależności od postępu w klastrach. Masa urobku do uniknięcia w Mg, postępu w m/d .....	103
Rys. 4.34. Zależność masy urobku w Mg od postępu w m/d oraz zawartości popiołu w % w klastrach .....	103
Rys. 4.35. Odsetek prawidłowo wypełnionych kwestionariuszy według pól wydobywczych .....	106
Rys. 4.36. Frekwencja według pracowników działów .....	106
Rys. 4.37. Frekwencja według stanowiska pracy .....	107
Rys. 4.38. Struktura ankietowanych wg stanowisk .....	107
Rys. 4.39. Stanowiska pracy ankietowanych .....	108
Rys. 4.40. Dział pracy ankietowanych .....	108
Rys. 4.41. Wpływ na koszt jednostkowy .....	108
Rys. 4.42. Wpływ czynników na wielkość wydobywania .....	109
Rys. 4.43. Wpływ czynników geologicznych na wielkość wydobywania .....	109
Rys. 4.44. Wpływ czynników geologicznych na wielkość wydobywania według oddziałów .....	110
Rys. 4.45. Wpływ czynników technicznych na wielkość wydobywania .....	110
Rys. 4.46. Wpływ czynników technicznych na wielkość wydobywania wg oddziałów .....	111
Rys. 4.47. Wpływ czynników organizacyjnych na wielkość wydobywania .....	112
Rys. 4.48. Wpływ czynników geologicznych, technicznych i organizacyjnych na czystość wydobywania .....	113
Rys. 4.49. Wpływ czynników geologicznych na czystość wybierania .....	113
Rys. 4.50. Wpływ czynników technicznych na czystość wydobywania .....	114
Rys. 4.51. Wpływ czynników technicznych wg oddziałów .....	114
Rys. 4.52. Wpływ czynników organizacyjnych na czystość wybierania .....	115
Rys. 4.53. Ocena stopnia zmniejszenia negatywnych skutków występowania poszczególnych czynników .....	117
Rys. 4.54. Uciążliwość pracy w ścianach strugowych .....	118
Rys. 4.55. Wpływ czynników na zanieczyszczenie urobku w ścianach strugowych .....	119
Rys. 4.56. Wpływ czynników na wielkość wydobywania w ścianach strugowych .....	119
Rys. 4.57. Skumulowane wolne przepływy pieniężne (FCFF) dla scenariusza „as is” i pełnych efektów optymalizacji .....	132
Rys. 4.58. Skumulowane zdyskontowane wolne przepływy pieniężne (DCFF) dla scenariusza „as is” i pełnych efektów optymalizacji .....	132
Rys. 5.1. Schemat rozwiązania docelowego w obszarze NMZ i jego powiązania z innymi obszarami systemu wsparcia produkcji .....	147
Rys. 5.2. Schemat struktury projektowania i harmonogramowania produkcji pod kątem jakości i powiązań z innymi obszarami .....	155
Rys. 5.3. Miejsce obszaru planowania jakości na styku wszystkich obszarów działalności zakładu górniczego .....	164
Rys. 5.4. Schemat zarządzania jakością węgla i jego powiązania z innymi obszarami koncepcji ..	168

## SPIS TABEL

Tabela 2.1.	Źródła zubożenia kopaliny i sposoby przeciwdziałania .....	15
Tabela 3.1.	Bilans odpadów wydobywczych wytwarzanych w latach 2005–2014 .....	41
Tabela 3.2.	Prognoza produkcji LW Bogdanka wraz z ilością skały płonnej .....	43
Tabela 3.3.	Schemat litologiczno–stratygraficzny złoża LZW .....	45
Tabela 3.4.	Wybrane parametry pokładu 385/2 .....	50
Tabela 3.5.	Parametry jakościowe pokładu 385/2 .....	50
Tabela 3.6.	Wydobycie ze ścian wyposażonych w kompleksy strugowe .....	54
Tabela 3.7.	Najważniejsze czynniki wpływające na zakres stosowania poszczególnych technik ....	55
Tabela 4.1.	Zestawianie parametrów ścian kombajnowych w latach 2011–2014 .....	58
Tabela 4.2.	Zestawienie parametrów ścian strugowych w latach 2012–2015 .....	59
Tabela 4.3.	Charakterystyka analizowanych ścian strugowych .....	65
Tabela 4.4.	Charakterystyka analizowanych ścian strugowych .....	73
Tabela 4.5.	Charakterystyka analizowanych ścian strugowych .....	73
Tabela 4.6.	Statystyki opisowe ściany 3/VI (G6) .....	80
Tabela 4.7.	Statystyki opisowe ściany 6/VII (G4) .....	81
Tabela 4.8.	Statystyki opisowe ściany 1/VIII (G1) .....	81
Tabela 4.9.	Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 3/VI (G6) .....	83
Tabela 4.10.	Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 6/VII (G4) .....	84
Tabela 4.11.	Analiza regresji, wariancji i korelacji w zbiorze danych ściany 1/VIII (G1) .....	85
Tabela 4.12.	Dobór rozkładów dla próbki ze ściany 3/VI .....	88
Tabela 4.13.	Dobór rozkładów dla próbki ze ściany 6/VII .....	89
Tabela 4.14.	Dobór rozkładów dla próbki ze ściany 1/VIII .....	90
Tabela 4.15.	Tabela korelacji pierwotnych (korelacje w próbkach dla trzech analizowanych przod- ków strugowych) .....	95
Tabela 4.16.	Tabela korelacji wtórnych (korelacje oszacowane na bazie modeli mieszanek .....	95
Tabela 4.17.	Zbiór danych obliczeniowych .....	98
Tabela 4.18.	Zbiór danych obliczeniowych cd. ....	99
Tabela 4.19.	Średnie wartości parametrów urobku w zależności od klastra .....	100
Tabela 4.20.	Parametry opisujące warunki geologiczne w rejonach wydobywczych .....	109
Tabela 4.21.	Parametry opisujące warunki geologiczne w rejonach wydobywczych .....	111
Tabela 4.22.	Skala oceny czynników, kryteriów dla pytania 4 i 5 .....	116
Tabela 4.23.	Oszacowanie postępów ścian w pokładach cienkich wg scenariuszy .....	123
Tabela 4.24.	Struktura modelu oceny efektywności ekonomicznej .....	125
Tabela 4.25.	Oszczędności dla scenariuszy w podziale na centra kosztowe .....	128
Tabela 4.26.	Sposób uwzględniana oszczędności w kosztach dla scenariuszy .....	128
Tabela 4.27.	Zestawienie wyników oceny efektywności ekonomicznej .....	130
Tabela 4.28.	Zestawienie pozostałych zmiennych decyzyjnych i wyników modeli wyceny dla po- szczególnych scenariuszy badawczych .....	131
Tabela 4.29.	Wyniki analizy ekonomicznej: scenariusz bazy „as is” .....	133
Tabela 4.30.	Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza pesymistycznego .....	134
Tabela 4.31.	Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza bazowego .....	135



Tabela 4.32. Wyniki analizy ekonomicznej dla scenariusza optymistycznego .....	136
Tabela 4.33. Wyniki analizy dla scenariusza pełnych efektów optymalizacji .....	137









Artur Dyczko – doktor nauk technicznych krakowskiej AGH, absolwent Wydziału Górniczego Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie na kierunkach: Technika Podziemnej Eksploatacji Złóż oraz Zarządzanie i Marketing. Ukończył również studia podyplomowe na Uniwersytecie Jagiellońskim na kierunku Zarządzanie Zasobami Ludzkimi oraz Geologia Górnicza na Wydziale Geologii Geofizyki i Ochrony Środowiska Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie.

Zawodowo inżynier górnik z ponad 25-letnim doświadczeniem, w ruchu zakładów górniczych KGHM Polska Miedź SA i JSW SA obejmującym: eksploatację złóż, planowanie i harmonogramowanie produkcji, modelowanie złóż, ekonomikę pozyskiwania surowców, optymalizację, restrukturyzację i informatyzację zakładów górniczych.

Od lipca 2016 do marca 2021 roku zatrudniony w JSW SA jako Pełnomocnik Zarządu ds. Restrukturyzacji GK JSW SA następnie Dyrektor Biura Strategii i Rozwoju, Zastępca Prezesa Zarządu ds. Strategii i Rozwoju GK JSW oraz Zastępca Prezesa ds. Technicznych i Operacyjnych. Od października 2021 r. adiunkt w Zakładzie Pozyskiwania Surowców Mineralnych Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN w Krakowie oraz doradca Dyrektora Instytutu Techniki Górniczej KOMAG w Gliwicach ds. projektów badawczych, wdrożeniowych i strategicznych.

Jest autorem i współautorem kilkudziesięciu prac naukowych, monografii i wielu prac badawczych, ekspertyz, opinii oraz projektów wdrożeniowych z zakresu górnictwa, gospodarki surowcami mineralnymi oraz informatyzacji procesów przemysłowych. Ma olbrzymie doświadczenie w kierowaniu dużymi zespołami projektowymi; realizował kilkadziesiąt projektów wdrożeniowych w branży wydobywczej w tym dla LW Bogdan-ka SA, KGHM Polska Miedź SA, KHW SA, Tauron Wydobyćcie SA, Polskiej Grupy Górniczej Sp. z o.o. i JSW SA.

Posiada doświadczenie jako konsultant dużych korporacji międzynarodowych takich jak: Deloitte, KPMG, PwC, McKinsey, IBM, HP, Microsoft, Bentley, Dassault Systèmes (Gemcom), SAP, Deswik i ABB.