

GEOLOGICZNO-GÓRNICZE
I EKONOMICZNE MIERNIKI
EFEKTYWNOŚCI WYBIERANIA
RESZTEK POKŁADÓW WĘGLA

AUTORZY:

Józef Dubiński

1, 2, 5, 6

Marian Turek

5, 7, 9, 10, 11, 12, 13

Zbigniew Lubosik

3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13

Aleksander Wrana

3, 7, 8, 13

Stanisław Prusek

4.1, 9

Geologiczno-górnice i ekonomiczne mierniki efektywności wybierania resztek pokładów węgla

Praca zbiorowa pod redakcją Józefa Dubińskiego



GLÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
Katowice 2013

Rada Programowa ds. Wydawnictw: prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś (przewodniczący), prof. Roman Ditchkovsky, prof. Dou Lin Ming, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. Juraj Durove, prof. dr hab. inż. Czesława Rosik-Dulewska, doc. ing. Richard Snuparek, prof. Tomasz S. Wil-towski, prof. dr hab. inż. Teodor Winkler, prof. Valery N. Zakharov

Komitet Kwalifikacyjno-Opiniodawczy: prof. dr hab. inż. Jan Wachowicz (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka-Kolarz (zastępca przewodniczącego), dr hab. inż. Józef Kabiesz, prof. GIG, dr inż. Piotr Kalisz, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. M. Jacek Łączny, dr hab. inż. Grzegorz Mutke, prof. GIG, prof. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk, mgr Małgorzata Zielińska

Recenzenci:

prof. dr hab. inż. Piotr Czaja
dr hab. inż. Henryk Przybyła, prof. PŚI

Redakcja wydawnicza
Małgorzata Kuśmirek-Zegadło

Korekta
Barbara Dusik

Skład, łamanie
Krzysztof Gralikowski

Projekt okładki
Adam Piernikarczyk

ISBN 978-83-61126-62-1

Printed in Poland

All rights reserved
Copyright by Główny Instytut Górnictwa

Sprzedaż wydawnictw Głównego Instytutu Górnictwa prowadzi
Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych
wydawnictwa.gig.eu
tel. 32 259-24-03, 32 259-24-04, e-mail: m.kusmirek@gig.eu

Katowice, GIG 2013. Ark. wyd. 10,2. Format B5.
Przygotowanie do druku: Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych
Głównego Instytutu Górnictwa
Druk i oprawa: TOTEM SC, Inowrocław

SPIS TREŚCI

1. Wprowadzenie	9
2. Gospodarka zasobami – aspekty prawne i rozwiązania praktyczne	12
2.1. Gospodarka zasobami w świetle obowiązujących przepisów prawnych	12
2.1.1. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska	12
2.1.2. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze	13
2.1.3. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin	19
2.1.4. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne złóż kopalin	19
2.1.5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż	19
2.1.6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 czerwca 2002 r. w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej	21
2.1.7. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych	22
2.2. Gospodarka zasobami złóż w praktyce	23
3. Resztki pokładów węgla – definicja, inwentaryzacja i uwarunkowania powstawania	27
3.1. Resztki pokładów węgla a gospodarka zasobami	27
3.2. Inwentaryzacja resztek	28
3.3. Analiza uwarunkowań powstawania resztek	29
4. Sposoby i systemy eksploatacji resztek pokładów węgla	35
4.1. Wybieranie resztek z wykorzystaniem systemu chodnikowego, ubierkowo-zabierkowego i ścianowego	35
4.1.1. Wybieranie pokładów węgla chodnikami – system KWK „Marcel”	35
4.1.2. Wybieranie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotwowej wraz z wykonywaniem wnek	35
4.1.3. Chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia	36
4.1.4. System ubierkowo-zabierkowy eksploatacji pokładów węgla	38
4.1.5. System ścianowy z zastosowaniem obrotu frontów lub ze zmienną długością frontów	40
4.1.6. System ścianowy z kieszenią	43
4.2. Wybieranie resztek z zastosowaniem systemów krótkofrontowych	45
4.2.1. Systemy krótkofrontowe z tradycyjnym wyposażeniem – krótka ściana – ubierka	45
4.2.2. System komorowo-filarowy i jego odmiany: z pozostawianiem pletów węglowych, metoda Christmas tree i outside lift, system wing cuts and centre splitting, system bord and pillar, system Nevid	49
4.2.3. Systemy krótkofrontowe z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych (system ubierkowy, system ubierkowy warstwami poziomymi, system ścianowo-ubierkowy, system szeroki chodnik)	53
5. Ocena możliwości wybrania resztki pokładu węgla	59

6. Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – analiza i metodyka badań	63
6.1. Analiza literatury	63
6.1.1. Mierniki oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego	63
6.1.2. Mierniki geologiczno-górnice doboru systemu eksploatacji	64
6.1.3. Mierniki ekonomicznej oceny eksploatacji parcel pokładów węgla oraz analiza ekonomiczna projektów wybierania parcel pokładów węgla	65
6.1.4. Zestawienie mierników oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego	67
6.2. Określenie mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – metodyka badań	69
6.2.1. Badania ankietowe	69
6.2.2. Metoda względnej ważności	71
6.2.3. Analiza czynnikowa	75
7. Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – wyniki badań	80
7.1. Mierniki geologiczno-górnice oceny resztki pokładu węgla pod kątem możliwości jej wybrania (Lubosik 2009)	80
7.1.1. Badania ankietowe	80
7.1.2. Opracowanie wyników badań metodą względnej ważności	81
7.1.3. Opracowanie wyników badań za pomocą analizy czynnikowej	83
7.1.4. Ocena możliwości wybrania resztki	84
7.2. Mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla	89
7.2.1. Badania ankietowe	89
7.2.2. Opracowanie wyników badań z wykorzystaniem metody względnej ważności	90
7.2.3. Opracowanie wyników badań za pomocą analizy czynnikowej	92
7.2.4. Technologie wybierania resztek – ocena możliwości stosowania	93
8. Resztki pokładów węgla przeznaczone do eksploatacji	100
8.1. Dane geologiczno-górnice resztek pokładów węgla przeznaczonych do eksploatacji	100
8.2. Analiza danych geologiczno-górnich resztek pokładów węgla przeznaczonych do eksploatacji	101
9. Technologie wybierania resztek pokładów węgla – analiza możliwości stosowania	106
10. Pojęcie, klasyfikacja oraz rachunek kosztów	124
10.1. Pojęcie kosztu	124
10.2. Klasyfikacja kosztów	125
10.2.1. Koszty w układzie rodzajowym	126
10.2.2. Koszty w układzie kalkulacyjnym	126
10.2.3. Koszty w układzie funkcjonalnym	128
10.2.4. Koszty zmienne i stałe (krańcowe)	129
10.3. Rachunek kosztów	130
10.3.1. Proces podejmowania decyzji	132
10.3.2. Kalkulacja kosztów	134
10.3.3. Metody kalkulacji	137
10.3.4. Systemy rachunku kosztów	138

11. Zakres i cele analizy finansowej	144
11.1. Podstawowe zasady oceny efektywności projektów	144
11.2. Metody oceny opłacalności projektów inwestycyjnych	146
11.2.1. Wstępna ocena finansowa projektów inwestycyjnych	147
11.2.2. Proste metody finansowej oceny projektów inwestycyjnych	154
11.2.3. Dyskontowe metody oceny finansowej projektów inwestycyjnych	156
12. Kompleksowa analiza ekonomiczna projektu wybrania resztki pokładu węgla	163
12.1. Algorytm przeprowadzania oceny ekonomicznej efektywności projektu wybrania resztki	163
12.2. Koszty operacyjne K_{op}	164
12.2.1. Koszty wyposażenia głównego k_{wyp}	165
12.2.2. Koszty robót przygotowawczych k_{r_przyg}	165
12.2.3. Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego k_{zil_we}	166
12.2.4. Koszty eksploatacji resztki k_{eks_r}	167
12.2.5. Koszty remontów k_{rem}	168
12.2.6. Koszty finansowe $k_{fin.}$	169
12.2.7. Inne koszty k_{inne}	169
12.3. Koszty inwestycyjne N	169
12.4. Koszt amortyzacji A	169
12.5. Przychody S	169
12.6. Określenie pozycji kosztowych pozwalających wyznaczyć koszt wybrania resztki pokładu	170
12.6.1. Koszty wyrobisk przygotowawczych	171
12.6.2. Koszty zbrojenia i likwidacji resztki	172
12.6.3. Koszty zużycia materiałów, energii oraz wartości pozostałych kosztów podczas zbrojenia i likwidacji resztki	173
12.6.4. Koszty produkcji	173
12.6.5. Koszty amortyzacji	174
12.6.6. Oszacowanie wielkości przyrostu kosztów pozaprzodkowych	175
12.6.7. Prognoza przychodów	176
13. Studium przypadku wybrania resztek pokładów węgla	177
13.1. Studium przypadku wybrania resztek pokładów węgla – część techniczna	177
13.1.1. Ocena analizowanych resztek pod kątem możliwości ich wybrania w oparciu o mierniki geologiczno-górnice	177
13.1.2. Dobór technologii wybierania analizowanych resztek w oparciu o mierniki geologiczno-górnice	180
13.1.3. Technologie wybierania zasobów zalegających w analizowanych resztkowych parcelach pokładów	186
13.2. Studium przypadku wybrania resztek pokładów – część ekonomiczna	200
13.2.1. Założenia ekonomiczne	204
13.2.2. Koszty przygotowania frontu eksploatacji, prognoza kosztów produkcji oraz prognoza przychodów	205
13.2.3. Wyniki oraz wnioski z analizy finansowej	212
13.2.4. Analiza wrażliwości	214
Podsumowanie i wnioski	222
Literatura	225

SPIS ZAŁĄCZNIKÓW na CD

ZAŁĄCZNIK I	Kwestionariusz pt. Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla
ZŁĄCZNIK II	Zestawienie wyników sondażu opinii ekspertów na temat: Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla
ZAŁĄCZNIK III	Kwestionariusz pt. Mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla
ZAŁĄCZNIK IV	Zestawienie wyników sondażu opinii ekspertów na temat: Mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla
ZAŁĄCZNIK V	Przykładowa „Karta resztki”
ZAŁĄCZNIK VI	Kwestionariusz pt. Ocena stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla
ZAŁĄCZNIK VII	Kwestionariusz pt. Ocena stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu węgla

1. Wprowadzenie

Całkowitą ilość kopaliny, która znajduje się w złożu, nazywa się zasobami geologicznymi, a ich część, która spełnia określone kryteria bilansowości – zasobami bilansowymi. Zasobami przemysłowymi nazywa się zaś taką część zasobów bilansowych, która może być przedmiotem ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji, w warunkach określonych przez projekt zagospodarowania złoża, optymalny z punktu widzenia technicznego i ekonomicznego, przy spełnieniu wymagań ochrony środowiska. Podczas eksploatacji zasobów przemysłowych złóż jest wydobywana tylko ich część. Pozostała niewydobyta część to straty. Wielkość tych strat zależy między innymi od przyjętego systemu eksploatacji. Zasoby przemysłowe, pomniejszone o straty, to zasoby operatywne, które po udostępnieniu i przygotowaniu są eksploatowane.

Z definicji zasobów przemysłowych wynika, że wielkość zasobów eksploatacyjnych zależy od przyjętego w projekcie zagospodarowania złoża, sposobu (systemu) eksploatacji. To właśnie w trakcie sporządzania projektu zagospodarowania złoża opracowuje się szczegółową analizę techniczno-ekonomiczną eksploatacji, na podstawie której dokonuje się kwalifikacji zasobów do przemysłowych bądź nieprzemysłowych. O tym, czy zasoby zostaną zakwalifikowane do przemysłowych, decyduje także czynnik ekonomiczny.

Analizy techniczne i ekonomiczne możliwości wybierania zasobów przeprowadzane są na podstawie subiektywnych ocen zatrudnionych w kopalni ekspertów, co może prowadzić do podejmowania nieprawidłowych decyzji.

Analiza techniczna eksploatacji sprowadza się właściwie do określenia możliwości stosowania systemu ścianowego. Nie rozpatruje się możliwości stosowania innych niż system ścianowy sposobów eksploatacji, tam gdzie nie może on być, czy to ze względów ekonomicznych czy technicznych, zastosowany (np. nieforemne parcele pokładów, parcele o małych wymiarach czy parcele z dużymi zaburzeniami tektonicznymi). W górnictwie światowym, w zależności od warunków geologiczno-górnich, powszechnie stosowany jest system ścianowy lub filarowo-komorowy.

Główną zaletą systemu ścianowego jest możliwość mechanizacji prowadzonej eksploatacji, a co za tym idzie zwiększenia koncentracji wydobycia, wydajności oraz obniżenia kosztów wydobycia. W sprzyjających warunkach, tj. przy długości ściany 200–300 m, grubości pokładu w przedziale 2–4 m i wybiegu rzędu kilku kilometrów, możliwe jest osiągnięcie wydobycia przekraczającego 20 tys. Mg na dobę. Do wad systemu ścianowego zalicza się: znaczne koszty wyposażenia ściany, czasochłonność zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego, pojawianie się trudności prowadzenia ściany w przypadku występowania zaburzeń w zaleganiu pokładu, ograniczone zastosowanie w resztkowych partiach złoża, w pokładach silnie nachylonych, w pokładach o znacznej lub o bardzo małej grubości. Wadą systemu ścianowego jest też konieczność zapewniania odpowiednich wymiarów pola eksploatacyjnego oraz jego kształtu.

W warunkach górnictwa polskiego, gdzie praktycznie 100% wydobycia pochodzi ze stosowania systemu ścianowego (Turek, Lubosik 2008a), co wymusza podział udostępnionych rejonów na pola eksploatacyjne kształtem zbliżone do prostokątów i pozostawianie nieforemnych resztek, straty pozaeksploatacyjne związane z pozostawia-

niem niewybranych części parcel w zasobach przemysłowych kształtowały się w latach 1990–1996 na poziomie 16–18% (Darski, Kicki, Sobczyk 2001). Te niewydobyte zasoby pozostawiane są w różnego rodzaju resztkach pokładów, które z biegiem czasu zostają otoczone zrobami prowadzonej eksploatacji i ich wybranie staje się trudne, a czasami wręcz niemożliwe.

Rezygnacja z wybierania zasobów pozostawionych w resztkach ujemnie wpływa na wyniki ekonomiczne kopalni, gdyż nakłady poniesione na udostępnienie i zbadanie złoża nie przynoszą korzyści w postaci wydobytego węgla, lecz obciążają kosztami węgiel wydobywany w innych parcelach (Turek, Lubosik 2008a, c).

Z analizy literatury wynika, że istnieją techniczne możliwości wybierania reszkowych parceli pokładów węgla w warunkach górnictwa polskiego. W przeszłości, a także w bardzo ograniczonym zakresie obecnie (np. system podbierkowo-chodnikowy w kopalni „Kazimierz-Juliusz”, system ubierkowy w kopalni „Borynia” i „Staszic” czy system chodnikowy w kopalni „Staszic” i Zakładzie Górniczym „Siltech”), wybierano zasoby węgla pozostawione w parcelach reszkowych (Chojnacki, Kaspelek, Kot 2005; Turek, Lubosik 2008b; Zorychta i in. 2008; Trojnar 2000).

Analiz ekonomicznych nie przeprowadza się praktycznie w ogóle, przyjmując, że stosowanie systemu ścianowego w sprzyjających warunkach geologiczno-górnictwowych jest opłacalne. Uzasadnione jest przeprowadzenie analizy ekonomicznej eksploatacji zasobów w oparciu o standardy międzynarodowe oceny projektów inwestycyjnych (takim projektem jest z pewnością projekt zagospodarowania złoża lub też w mniejszej skali wybranie zasobów z danej parceli eksploatacyjnej). Według tych standardów, do oceny projektów inwestycyjnych powszechnie stosuje się takie wskaźniki, jak: wartość zaktualizowana netto inwestycji (*NPV*) oraz wewnętrzna stopa zwrotu z inwestycji (*IRR*) (Behrens, Hawranek 1993).

Sporządzenie analizy ekonomicznej jest niemożliwe bez oszacowania kosztów eksploatacji, co wymaga przeprowadzenia oceny technicznej możliwości wybrania zasobów i doboru odpowiedniego systemu eksploatacji.

Ze względu na brak odpowiedniej ilości prób wybierania resztek, do tej pory nie opracowano metodyki oceny efektywności bezpiecznego wybierania resztek pokładów w oparciu o geologiczno-górnictwowe i ekonomiczne mierniki. Nieliczne kopalnie, które podejmują takie próby, stają więc przed trudnym zadaniem – brak jest bowiem podpartych badaniami naukowymi narzędzi pomagających rozwiązać problem wybrania resztki. Zazwyczaj więc opierają się one na intuicji zatrudnionych ekspertów, którzy muszą brać pod uwagę mnogość występujących w literaturze fachowej mierników, np.:

- **mierniki geologiczno-górnictwowe:** jakość surowca (gęstość, zawartość chloru, siarki i popiołu, przerosty), miąższość, nachylenie, struktura i ciągłość złoża, mikrotektonika, właściwości skał spągowych i stropowych, poziom zagrożeń naturalnych, warunki hydrogeologiczne, bezpieczeństwo życia ludzkiego, wpływ na środowisko naturalne (szkody górnicze, zanieczyszczenie środowiska odpadami stałymi, cieplnymi i gazowymi, wody słone i odpady z procesów przerobczych), struktura złoża, rodzaj i intensywność występowania zaburzeń tektonicznych, wielkość i kształt parceli, stabilność filarów, możliwość urabiania mechanicznego węgla, socjalne

i techniczne ograniczenia eksploatacji, dostępność wyposażenia technicznego, wydobycie kopalni, lokalne przepisy górnicze, umiejętności, tradycja, przepisy prawne, dostępna infrastruktura, właściwe warunki bezpieczeństwa i higieny pracy załogi, maksymalne wykorzystanie złoża;

- **mierniki ekonomiczne:** opłacalność ekonomiczna, wielkość koniecznych inwestycji, jednostkowy koszt własny wydobycia, efekt ekonomiczny, wartość zaktualizowana netto, zdyskontowana stopa zysku, wewnętrzna stopa zwrotu, okres zwrotu nakładów inwestycyjnych, prosta stopa zwrotu, próg rentowności, analiza wrażliwości, relacja między zadłużeniem długoterminowym a kapitałem zakładowym, współczynnik płynności, okres zwrotu zainwestowanego kapitału, średnioroczny okres zwrotu zainwestowanego kapitału, zysk netto, aktualna zdyskontowana wartość przepływów finansowych, stopa zwrotu z kapitału, wskaźnik zyskowności, koszt kapitału i koszty eksploatacyjne, okres realizacji inwestycji, koszty eksploatacji złoża, cena zbytu węgla, wysokość stopy procentowej, wydajność, wielkość nakładów siły roboczej, koszt tony węgla, wykorzystanie aktywów.

W projekcie badawczym własnym Nr N524 3952 343 pt. Geomechaniczne i ekonomiczne mierniki oceny efektywności bezpiecznego wybierania resztek pokładów, którego efektem jest niniejsza książka, podjęto się opracowania geologiczno-górnich i ekonomicznych mierników oceny efektywności bezpiecznego wybierania resztek pokładów. W oparciu o nie kopalnia będzie mogła podjąć decyzję, które z posiadanych resztek pokładów można wybrać, zapewniając przy tym odpowiedni poziom bezpieczeństwa oraz osiągając efektywność ekonomiczną.

2. Gospodarka zasobami – aspekty prawne i rozwiązania praktyczne

2.1. Gospodarka zasobami w świetle obowiązujących przepisów prawnych

Gospodarkę zasobami kopalin reguluje szereg ustaw i wynikających z nich rozporządzeń, wytycznych czy instrukcji. Za najważniejsze należy uznać:

1. Ustawę z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska (Dz. U. z 2001 r. Nr 62, poz. 627).
2. Ustawę z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2011 r. Nr 163, poz. 981).
3. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin (Dz. U. Nr 153, poz. 1774).
4. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne złóż kopalin (Dz. U. z 2005 r. Nr 136, poz. 1151).
5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż (Dz. U. z 2005 r. Nr 128, poz. 1075).
6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 czerwca 2002 r. w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej (Dz. U. z 2002 r. Nr 92, poz. 819).
7. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych (Dz. U. z 2003 r. Nr 94, poz. 840, Nr 181, poz. 1776 oraz z 2006 r. Nr 186, poz. 1378).

2.1.1. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska

„Art. 125. Złóża kopalin podlegają ochronie polegającej na racjonalnym gospodarowaniu ich zasobami oraz kompleksowym wykorzystaniu kopalin, w tym kopalin towarzyszących.

Art. 126. 1. Eksploatację złóża kopaliny prowadzi się w sposób gospodarczo uzasadniony, przy zastosowaniu środków ograniczających szkody w środowisku i przy zapewnieniu racjonalnego wydobycia i zagospodarowania kopaliny.

2. Podejmujący eksploatację złóż kopaliny lub prowadzący tę eksploatację jest obowiązany przedsięwziąć środki niezbędne do ochrony zasobów złóża, jak również do ochrony powierzchni ziemi oraz wód powierzchniowych i podziemnych, sukcesywnie prowadzić rekultywację terenów poeksploatacyjnych oraz przywracać do właściwego stanu inne elementy przyrodnicze”.

2.1.2. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze

„Art. 2. 1. Przepisy ustawy, z wyjątkiem działu III, stosuje się odpowiednio do:

- 1) budowy, rozbudowy oraz utrzymywania systemów odwadniania zlikwidowanych zakładów górniczych;
- 2) robót prowadzonych w wyrobiskach zlikwidowanych podziemnych zakładów górniczych, wymienionych w przepisach wydanych na podstawie ust. 2, w celach innych niż określone ustawą, w szczególności turystycznych, leczniczych i rekreacyjnych;
- 3) robót podziemnych prowadzonych w celach naukowych, badawczych, doświadczalnych i szkoleniowych na potrzeby geologii i górnictwa;
- 4) drażenia tuneli z zastosowaniem techniki górniczej;
- 5) likwidacji obiektów, urządzeń oraz instalacji, o których mowa w pkt 1–4. (...)

Art. 6. W rozumieniu ustawy: (...)

5) obszarem górniczym jest przestrzeń, w granicach której przedsiębiorca jest uprawniony do wydobywania kopaliny, podziemnego bezzbiornikowego magazynowania substancji, podziemnego składowania odpadów oraz prowadzenia robót górniczych niezbędnych do wykonywania koncesji; (...)

9) przedsiębiorcą jest podmiot posiadający koncesję na prowadzenie działalności regulowanej ustawą; (...)

18) zakładem górniczym jest wyodrębniony technicznie i organizacyjnie zespół środków służących bezpośrednio do wykonywania działalności regulowanej ustawą w zakresie wydobywania kopalin ze złóż, a w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny wraz z pozostającym w związku technologicznym z wydobywaniem kopaliny przygotowaniem wydobytej kopaliny do sprzedaży, podziemnego bezzbiornikowego magazynowania substancji albo podziemnego składowania odpadów, w tym wyrobiska górnicze, obiekty budowlane, urządzenia oraz instalacje;

19) złożem kopaliny jest takie naturalne nagromadzenie minerałów i skał oraz innych substancji stałych, gazowych i ciekłych, których wydobywanie może przynieść korzyść gospodarczą; (...)

Art. 10. 5. Prawo własności górniczej przysługuje Skarbowi Państwa. (...)

Art. 12. 1. W granicach określonych przez ustawy Skarb Państwa, z wyłączeniem innych osób, może korzystać z przedmiotu własności górniczej albo rozporządzać swoim prawem wyłącznie przez ustanowienie użytkowania górniczego.

2. Uprawnienia Skarbu Państwa w zakresie wynikającym z własności górniczej w odniesieniu do działalności:

- 1) która wymaga koncesji, wykonują właściwe organy koncesyjne;
- 2) o której mowa w art. 2 ust. 1, wykonują zarządy województw. (...)

Art. 16. 1. W granicach określonych przez ustawy oraz przez umowę o ustanowienie użytkowania górniczego użytkownik górniczy, w celu wykonywania działalności regulowanej ustawą, może, z wyłączeniem innych osób, korzystać z przestrzeni objętej tym użytkowaniem. W szczególności może on odpowiednio wykonywać roboty geologiczne, wydobywać kopalinę ze złoża, wykonywać działalność w zakresie podziemnego bezzbiornikowego magazynowania substancji lub podziemnego składowania odpadów, a także wykonywać działalność określoną w art. 2 ust. 1. (...)

Art. 24. 1. We wniosku o udzielenie koncesji, poza wymaganiami przewidzianymi przepisami z zakresu ochrony środowiska i działalności gospodarczej, określa się:

- 1) stan prawny nieruchomości, w granicach których ma być wykonywana zamierzona działalność; w przypadku nieruchomości, których właściciel nie jest ujawniony w księdze wieczystej, przyjmuje się dane z ewidencji gruntów i budynków; wymagania te nie dotyczą poszukiwania i rozpoznawania węglowodorów;
- 2) prawa wnioskodawcy do nieruchomości (przestrzeni), w granicach której ma być wykonywana zamierzona działalność, lub prawo, o ustanowienie którego ubiega się wnioskodawca;
- 3) czas, na jaki koncesja ma być udzielona, wraz ze wskazaniem terminu rozpoczęcia działalności;
- 4) środki, jakimi wnioskodawca dysponuje w celu zapewnienia prawidłowego wykonywania zamierzonej działalności;
- 5) obszary objęte szczególnymi formami ochrony, w tym ochrony przyrody oraz ochrony zabytków;
- 6) sposób przeciwdziałania ujemnym wpływom zamierzonej działalności na środowisko.

2. Do wniosku o udzielenie koncesji dołącza się:

- 1) dowody istnienia określonych w nim okoliczności, w szczególności wyciągi z odpowiednich rejestrów;
- 2) informacje o przeznaczeniu nieruchomości, w granicach których ma być wykonywana zamierzona działalność, w szczególności określonym przez miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego oraz przepisy odrębne.

3. Załączniki graficzne sporządza się zgodnie z wymaganiami dotyczącymi map górniczych, z zaznaczeniem granic podziału terytorialnego kraju.

4. W uzasadnionych przypadkach organ koncesyjny może żądać złożenia kopii wniosku o udzielenie koncesji wraz z załącznikami.

5. Jeżeli dla przestrzeni objętej wnioskiem została już sporządzona dokumentacja geologiczna, organ koncesyjny może żądać jej przedłożenia.

Art. 25. 1. We wniosku o udzielenie koncesji na poszukiwanie lub rozpoznawanie złóż kopaliny określa się również cel, zakres i rodzaj prac geologicznych oraz zamieszcza się informację o pracach, które mają być wykonywane dla osiągnięcia zamierzonego celu, w tym ich technologiach.

2. W przypadku zamierzonego wykonywania robót geologicznych, do wniosku, o którym mowa w ust. 1, dołącza się 2 egzemplarze projektu robót geologicznych.

Art. 26. 1. We wniosku o udzielenie koncesji na wydobywanie kopalin ze złóż określa się również:

- 1) złoża kopaliny lub jego część, która ma być przedmiotem wydobywania;
- 2) wielkość i sposób zamierzonego wydobywania kopaliny;
- 3) stopień zamierzonego wykorzystania zasobów złóż kopaliny, w tym kopalin towarzyszących i współwystępujących użytecznych pierwiastków śladowych, jak również środki umożliwiające osiągnięcie tego celu, a w przypadku wód leczniczych, wód termalnych i solanek – zasoby eksploatacyjne ujęcia;

4) projektowane położenie obszaru górniczego i terenu górniczego, przedstawione zgodnie z wymaganiami dotyczącymi map górniczych, z zaznaczeniem granic podziału terytorialnego kraju;

5) geologiczne i hydrogeologiczne warunki wydobywania, a w razie potrzeby warunki wtłaczania wód do górotworu.

2. Do wniosku, o którym mowa w ust. 1, dołącza się dowody istnienia:

1) prawa do korzystania z informacji geologicznej, jakie w zakresie niezbędnym do prowadzenia zamierzonej działalności przysługuje wnioskodawcy, oraz kopię decyzji zatwierdzającej dokumentację geologiczną;

2) prawa przysługującego wnioskodawcy do nieruchomości gruntowej, w granicach której ma być wykonywana zamierzona działalność w zakresie wydobywania kopaliny metodą odkrywkową, lub dowód przyrzeczenia jego ustanowienia. Obowiązek ten nie dotyczy węgla brunatnego.

3. Do wniosku, o którym mowa w ust. 1, dołącza się projekt zagospodarowania złoża, określający wymagania w zakresie racjonalnej gospodarki złożem kopaliny, w szczególności przez kompleksowe i racjonalne wykorzystanie kopaliny głównej i kopaliny towarzyszących, oraz technologii eksploatacji zapewniającej ograniczenie ujemnych wpływów na środowisko. Obowiązek ten nie dotyczy koncesji udzielanych przez starostę.

4. We wniosku o udzielenie koncesji przez starostę określa się również przewidywany sposób prowadzenia ruchu zakładu górniczego, uwzględniający wymagania określone w art. 108 ust. 2, oraz prognozowany sposób likwidacji zakładu górniczego, uwzględniający obowiązki określone w art. 129 ust. 1.

5. Minister właściwy do spraw środowiska określi, w drodze rozporządzenia, szczegółowe wymagania dotyczące projektów zagospodarowania złóż, kierując się potrzebą zapewnienia racjonalnej gospodarki złożem, ochrony środowiska oraz zapewnienia ochrony zdrowia i życia ludzkiego. (...)

Art. 88. 1. Wyniki prac geologicznych, wraz z ich interpretacją, określeniem stopnia osiągnięcia zamierzonego celu wraz z uzasadnieniem, przedstawia się w dokumentacji geologicznej.

2. Dokumentację geologiczną stanowią następujące rodzaje dokumentacji:

1) geologiczna złoża kopaliny;

2) hydrogeologiczna;

3) geologiczno-inżynierska;

4) inne niż określone w pkt. 1–3.

Art. 89. 1. Dokumentację geologiczną złoża kopaliny sporządza się w celu określenia jego granic, zasobów geologicznych, warunków występowania oraz określenia możliwości wydobywania kopaliny ze złoża.

2. Dokumentacja geologiczna złoża kopaliny określa w szczególności:

1) rodzaj, ilość i jakość kopaliny, w tym przez przedstawienie informacji dotyczących kopaliny towarzyszących i współwystępujących użytecznych pierwiastków śladowych oraz występujących w złożu substancji szkodliwych dla środowiska;

2) położenie złoża, jego budowę geologiczną, formę i granice;

3) elementy środowiska otaczającego złożo;

- 4) hydrogeologiczne i inne geologiczno-górnice warunki występowania złoża;
 - 5) stan zagospodarowania powierzchni w rejonie udokumentowanego złoża;
 - 6) graniczne wartości parametrów definiujących złoża i jego granice.
3. Do sporządzania dokumentacji geologicznej złóż wód leczniczych, wód termalnych i solanek stosuje się wymagania dotyczące dokumentacji hydrogeologicznej.
4. Jeżeli dokumentacja geologiczna złoża kopaliny ma być podstawą uzyskania koncesji, rozpoznanie złoża następuje w stopniu umożliwiającym sporządzenie projektu zagospodarowania złoża.
5. W przypadku dokonywania podziału złoża, dla którego jest wykonana dokumentacja geologiczna, należy sporządzić nową dokumentację dla części złoża przewidzianej do zagospodarowania; dla pozostałej części należy sporządzić rozliczenie zasobów złoża w formie dodatku do dokumentacji geologicznej na koszt podmiotu, który sfinansował wykonanie nowej dokumentacji. (...)
- Art. 101. 1. Przedsiębiorca prowadzi ewidencję zasobów złoża kopaliny, ustalając ich zmiany spowodowane:
- 1) dokładniejszym rozpoznaniem złoża;
 - 2) eksploatacją złoża i powstałymi wskutek niej stratami;
 - 3) zmianą granic lub podziałem złoża;
 - 4) wymaganiami ochrony środowiska albo bezpieczeństwa pracy, w tym ograniczeniami wpływającymi na dopuszczalność eksploatacji złoża;
 - 5) przeklasyfikowaniem geologicznych zasobów bilansowych do pozabilansowych, zasobów pozabilansowych do bilansowych, przemysłowych do nieprzemysłowych, zasobów nieprzemysłowych do przemysłowych lub do strat, albo strat do zasobów przemysłowych.
2. Jeżeli zmiany w okresie sprawozdawczym przekraczają 50% wielkości rocznego wydobycia ze złoża, przeklasyfikowania, o których mowa w ust. 1 pkt 5, dokonuje przedsiębiorca po uzyskaniu zgody, w drodze decyzji, właściwego organu koncesyjnego.
3. W ramach prowadzonej ewidencji zasobów złoża kopaliny sporządza się corocznie, w terminie do dnia 28 lutego, według stanu na dzień 31 grudnia poprzedniego roku, operat ewidencyjny zasobów złoża kopaliny, zwany dalej „operatem ewidencyjnym”.
4. W operacie ewidencyjnym uwzględnia się w szczególności dane dotyczące tych części złoża kopaliny, których wydobycie nie jest technicznie możliwe lub nie jest gospodarczo uzasadnione.
5. Operat ewidencyjny sporządza się na podstawie:
- 1) obmiaru wyrobisk – dla zasobów złóż kopalin stałych;
 - 2) pomiarów wydajności odwiertów – dla zasobów złóż kopalin gazowych i płynnych.
6. W przypadku działalności prowadzonej na podstawie koncesji udzielonej przez starostę:
- 1) obmiaru wyrobisk dokonuje się co 3 lata;
 - 2) w corocznie sporządzanym operacie ewidencyjnym określa się stan zasobów złoża kopaliny, wielkość wydobycia i strat jako wielkości szacunkowe, pozostawiając szczegółowe ich ustalenie do czasu dokonania obmiaru wyrobisk.

7. Operat ewidencyjny dołącza się do posiadanego egzemplarza dokumentacji geologicznej oraz projektu zagospodarowania złoża.

8. Przedsiębiorca sporządza, na podstawie operatu ewidencyjnego, informację o zmianach zasobów złoża kopaliny i corocznie, w terminie do dnia 15 marca, przekazuje ją właściwemu organowi koncesyjnemu oraz państwowej służbie geologicznej.

9. Informacja, o której mowa w ust. 8, zawiera dane dotyczące stanu zasobów złoża kopaliny, przyrostów oraz ubytków w tych zasobach.

10. W uzasadnionych sytuacjach, w szczególności w przypadku:

1) wszczęcia postępowania zmierzającego do cofnięcia koncesji lub stwierdzenia jej wygaśnięcia,

2) cofnięcia koncesji lub stwierdzenia jej wygaśnięcia lub utraty jej mocy bez względu na przyczynę,

3) wyczerpania zasobów złoża,

4) naruszenia przepisów o ochronie środowiska

– organ koncesyjny może, w drodze decyzji, nakazać dokonanie obmiaru wyrobisk i przedłożenie operatu ewidencyjnego w innym terminie.

11. Przedsiębiorca przechowuje operaty ewidencyjne przez 5 lat od końca roku kalendarzowego, w którym koncesja utraciła moc.

12. Minister właściwy do spraw środowiska określi, w drodze rozporządzenia, szczegółowe wymagania dotyczące operatu ewidencyjnego oraz wzory informacji o zmianach zasobów złoża kopaliny, których treść jest uzależniona od rodzajów kopalin, kierując się potrzebą ochrony złóż kopalin oraz zapewnienia kompletności informacji objętych ewidencją zasobów złoża kopaliny. (...)

Art. 108. 1. Plan ruchu zakładu górniczego sporządza przedsiębiorca, odrębnie dla każdego zakładu górniczego.

2. Plan ruchu zakładu górniczego określa:

1) strukturę organizacyjną zakładu górniczego, w szczególności przez wskazanie stanowisk osób kierownictwa i dozoru ruchu;

2) szczegółowe przedsięwzięcia niezbędne w celu zapewnienia:

a) wykonywania działalności objętej koncesją,

b) bezpieczeństwa powszechnego,

c) bezpieczeństwa pożarowego,

d) bezpieczeństwa osób przebywających w zakładzie górniczym, w szczególności dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy,

e) racjonalnej gospodarki złożem,

f) ochrony elementów środowiska,

g) ochrony obiektów budowlanych,

h) zapobiegania szkodom i ich naprawy. (...)

11. Plan ruchu zakładu górniczego zatwierdza właściwy organ nadzoru górniczego, w drodze decyzji, po uzyskaniu opinii właściwego wójta (burmistrza, prezydenta miasta).

Art. 129. 1. W przypadku likwidacji zakładu górniczego, w całości lub w części, przedsiębiorca jest obowiązany:

- 1) zabezpieczyć lub zlikwidować wyrobiska górnicze oraz urządzenia, instalacje i obiekty zakładu górniczego;
- 2) zabezpieczyć niewykorzystaną część złoża kopaliny;
- 3) zabezpieczyć sąsiednie złoża kopalin;
- 4) przedsięwziąć niezbędne środki chroniące wyrobiska sąsiednich zakładów górniczych;
- 5) przedsięwziąć niezbędne środki w celu ochrony środowiska oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej.

4. Plan ruchu likwidowanego zakładu górniczego lub jego oznaczonej części określa również sposób wykonania obowiązków, o których mowa w ust. 1. (...)

Art. 156. 1. Organami administracji geologicznej są:

- 1) minister właściwy do spraw środowiska;
- 2) marszałkowie województw;
- 3) starostowie. (...)

Art. 158. Jeżeli ustawa nie stanowi inaczej, do zakresu działania organów administracji geologicznej należy wykonywanie określonych zadań, a w szczególności:

- 1) podejmowanie rozstrzygnięć oraz wykonywanie innych czynności niezbędnych do przestrzegania i stosowania ustawy, w tym udzielanie koncesji;
- 2) kontrola i nadzór nad działalnością regulowaną ustawą, w tym w zakresie projektowania prac geologicznych oraz sporządzania dokumentacji geologicznych. (...)

Art. 164. 1. Organami nadzoru górniczego są:

- 1) Prezes Wyższego Urzędu Górniczego;
 - 2) dyrektorzy okręgowych urzędów górniczych;
 - 3) dyrektor Specjalistycznego Urzędu Górniczego, zwanego dalej „SUG”.
2. Organami nadzoru górniczego pierwszej instancji są dyrektorzy okręgowych urzędów górniczych oraz dyrektor SUG, chyba że ustawa stanowi inaczej. (...)

Art. 168. 1. Organy nadzoru górniczego sprawują nadzór i kontrolę nad ruchem zakładów górniczych, w szczególności w zakresie:

- 1) bezpieczeństwa i higieny pracy;
- 2) bezpieczeństwa pożarowego;
- 3) ratownictwa górniczego;
- 4) gospodarki złożami kopalin w procesie ich wydobywania;
- 5) ochrony środowiska i gospodarki złożem, w tym według kryterium wykonywania przez przedsiębiorców obowiązków określonych w odrębnych przepisach lub na ich podstawie;
- 6) zapobiegania szkodom;
- 7) budowy i likwidacji zakładu górniczego, w tym rekultywacji gruntów po działalności górniczej.

Podobnie jak powyżej przedstawiono najistotniejsze zapisy zawarte w Rozporządzeniach wydanych na podstawie delegacji zawartych w Prawie geologicznym i górniczym regulujące gospodarowanie złożami, w szczególności złożami węgla kamiennego”.

2.1.3. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin

„Tabela 2.1. Kryteria bilansowości złóż węgla kamiennego

Lp.	Parametr	Jednostka	Wartość brzeżna
1	Maksymalna głębokość dokumentowania	M	1000
2	Minimalna sumaryczna miąższość węgla kamiennego w pokładzie wraz z przerostami do 5 cm	M	1 (0,6)*
3	Minimalna średnia ważona wartość opałowa węgla kamiennego w pokładzie łącznie z przerostami o grubości ponad 5 cm	MJ/kg	15
4	Maksymalna średnia ważona zawartość siarki całkowitej pokładu węgla kamiennego wraz z przerostami o grubości ponad 5 cm	%	2

* dotyczy zasobów pozabilansowych”.

2.1.4. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne złóż kopalin

„§ 6. 1. W dodatku do dokumentacji geologicznej eksploatowanego złoża kopaliny stałej, obok wyników prac geologicznych wykonanych w celu udokumentowania złoża, należy uwzględnić dane zawarte w dokumentacji mierniczo-geologicznej zakładu górniczego, wyniki bieżącego opróbowania złoża oraz wyniki badań specjalistycznych, w szczególności geologiczno-inżynierskich, hydrogeologicznych i gazowych.

2. W dodatku do dokumentacji geologicznej złoża gazu ziemnego, ropy naftowej oraz jej naturalnych pochodnych, zawierającym nowe określenie zasobów pierwotnych zgodne z aktualnym stanem rozpoznania, należy podać omówienie przyczyn zmian.

3. Rozliczenia zasobów złoża w przypadku zaniechania lub zakończenia eksploatacji złoża dokonuje się w dodatku do dokumentacji geologicznej złoża.

4. W dodatku do dokumentacji geologicznej zamieszcza się materiały podstawowe, które dokumentują powstałe zmiany, w szczególności rozliczenie zasobów złoża oraz uzasadnienie stwierdzonych różnic w wielkości dokumentowanych zasobów”.

2.1.5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż

„§ 1. 1. Projekt zagospodarowania złoża sporządzany dla istniejącego lub projektowanego obszaru górniczego powinien uwzględniać optymalny wariant wykorzystania zasobów złoża, z uwzględnieniem geologicznych warunków jego występowania, wymagań w zakresie ochrony środowiska, bezpieczeństwa powszechnego, bezpieczeństwa życia i zdrowia ludzkiego, technicznych możliwości oraz ekonomicznych uwarunkowań wydobywania kopaliny.

2. W projekcie zagospodarowania złoża należy określić:

- 1) zasoby przemysłowe będące częścią zasobów bilansowych złoża, a w szczególnie uzasadnionych przypadkach również zasobami pozabilansowymi złoża lub wydzielonej jego części przewidzianej do zagospodarowania, które mogą być przedmiotem eksploatacji uzasadnionej technicznie i ekonomicznie przy uwzględnieniu wymagań określonych w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska;
- 2) zasoby nieprzemysłowe będące częścią zasobów bilansowych złoża niezaliczoną do zasobów przemysłowych w obszarze przewidzianym do zagospodarowania, których eksploatacja może stać się uzasadniona w wyniku zmian technicznych, ekonomicznych lub zmian w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska;
- 3) straty w zasobach przemysłowych i nieprzemysłowych, będące ich częścią przewidzianą do pozostawienia w złożu, której na skutek zamierzonego sposobu eksploatacji nie da się wyeksploatować w przewidywalnej przyszłości, w sposób uzasadniony technicznie i ekonomicznie;

3. Udostępnienie i wydobywanie zasobów złoża należy zaprojektować w sposób umożliwiający zagospodarowanie w przyszłości części złoża nieobjętej zagospodarowaniem i zagospodarowanie zasobów złóż występujących w jego sąsiedztwie.

§ 2. 1. Projekt zagospodarowania złoża kopaliny sporządza się w formie opisowej, graficznej i tabelarycznej.

2. Część opisowa projektu zagospodarowania złoża, stosownie do zamierzonego sposobu eksploatacji i rodzaju kopaliny, powinna zawierać: (...)

- 4) przedstawienie zagrożeń mogących wpłynąć na bezpieczeństwo eksploatacji i ochronę zasobów oraz sposobów przeciwdziałania tym zagrożeniom, z uwzględnieniem w zależności od potrzeb warunków gazowych i geotermalnych;
- 5) przedstawienie przewidywanej wielkości wydobycia kopalin, zamierzonego sposobu wykorzystania kopaliny głównej i kopalin towarzyszących oraz proponowanej lub zastosowanej technologii ich przeróbki;
- 6) przedstawienie stanu środowiska i sposobu jego ochrony przed ujemnymi, bezpośrednimi i pośrednimi skutkami eksploatacji i przeróbki kopaliny, sposobu postępowania z odpadami powstałymi w związku z wydobywaniem kopaliny; (...)
- 8) określenie kryteriów klasyfikacji zasobów do przemysłowych lub nieprzemysłowych przy istniejących uwarunkowaniach technicznych i ekonomicznych, określenie sposobu ustalania i wielkości zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych wraz ze wskazaniem zakresu możliwych ich zmian;
- 9) określenie rodzaju i wielkości przewidywanych strat w zasobach przemysłowych, wskaźnika wykorzystania zasobów przemysłowych złoża wraz z uzasadnieniem oraz dla złóż kopalin stałych wielkości zasobów operacyjnych;
- 10) określenie szczegółowych zasad, sposobu i zakresu ochrony zasobów nieprzemysłowych;
- 11) określenie przewidywanego sposobu likwidacji zakładu górniczego, ochrony pozostawionych zasobów w złożu po zakończeniu eksploatacji oraz przewidywanego sposobu rekultywacji gruntów i zagospodarowania terenów po działalności górniczej;

12) charakterystykę warunków ekonomicznych prowadzenia eksploatacji i wykorzystania złoża, a w przypadku gdy czynniki te decydują o klasyfikacji zasobów do przemysłowych i nieprzemysłowych – przedstawienie szczegółowej analizy ekonomicznej;

13) kopie lub uwierzytelnione odpisy dokumentów (w formie załączników), których treść ma istotne znaczenie dla opracowanego projektu.

3. Część graficzna projektu zagospodarowania złoża stosownie do zamierzonego sposobu eksploatacji i rodzaju kopaliny powinna zawierać: (...)

3) mapy rozmieszczenia zasobów zakwalifikowanych do przemysłowych, nieprzemysłowych oraz strat związanych z wcześniejszą eksploatacją. (...)

5. Część tabelaryczna projektu zagospodarowania złoża powinna zawierać tabele obliczenia zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych w obszarze przewidzianym do zagospodarowania, a w przypadku złóż kopalin stałych również zasobów operatywnych i przewidywanych strat według stanu na dzień 31 grudnia roku poprzedzającego sporządzenie tego projektu oraz tabelę zbiorczą wyników obliczeń.

§ 3. Zmiany wprowadzane do projektu zagospodarowania złoża w formie dodatku do tego projektu powinny spełniać wymagania przewidziane dla projektu zagospodarowania złoża”.

2.1.6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 czerwca 2002 r. w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej

„§ 1. Rozporządzenie określa:

1) rodzaje dokumentacji mierniczo-geologicznej, jaką powinien posiadać przedsiębiorca, uwzględniając dokumenty, które wchodzi w skład tej dokumentacji w poszczególnych rodzajach zakładów górniczych. (...)

§ 6. 1. W skład dokumentów kartograficznych, o których mowa w § 2 ust. 1 pkt 1, wchodzi:

1) w podziemnych zakładach górniczych:

a) mapy podstawowe i przeglądowe: wyrobisk górniczych, przekrojów geologicznych oraz profili otworów wiertniczych i wyrobisk górniczych, (...)

§ 14. 1. Przedsiębiorca lub jego następca prawny przekazuje dokumentację mierniczo-geologiczną zlikwidowanego zakładu górniczego oraz inne dokumentacje zawierające dane i informacje o środowisku i jego ochronie do archiwum dokumentacji mierniczo-geologicznej zlikwidowanych zakładów górniczych w Wyższym Urzędzie Górniczym.

2. Czynności związane z przekazaniem dokumentacji mierniczo-geologicznej do archiwum, o którym mowa w ust. 1, wykonuje mierniczy górniczy lub geolog górniczy.

3. Prezes Wyższego Urzędu Górniczego udostępnia dokumentację mierniczo-geologiczną zlikwidowanych zakładów górniczych na zasadach i w trybie określonym w przepisach o ochronie środowiska, w szczególności dla potrzeb:

1) bezpiecznego prowadzenia ruchu w czynnych zakładach górniczych,

2) budowy i utrzymania systemu odwadniania w zlikwidowanych podziemnych zakładach górniczych,

- 3) planowania i zagospodarowania przestrzennego terenów pogórnich,
- 4) wydawania decyzji o warunkach zabudowy i zagospodarowania terenu,
- 5) dochodzenia roszczeń z tytułu szkód spowodowanych ruchem zakładu górniczego”.

2.1.7. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych

„§ 2. 1. Szczegółowe wymagania dotyczące planu ruchu podziemnego zakładu górniczego oraz planu ruchu zakładu prowadzącego określone roboty podziemne z zastosowaniem techniki górniczej określa załącznik nr 1 do rozporządzenia.

SZCZEGÓŁOWE WYMAGANIA DOTYCZĄCE PLANU RUCHU PODZIEMNEGO ZAKŁADU GÓRNICZEGO

1. Część podstawowa planu ruchu (...)

1.3. Ogólna charakterystyka geologiczna i hydrogeologiczna złoża.

Do planu ruchu likwidowanego podziemnego zakładu górniczego należy dodatkowo załączyć:

- Odpis zawiadomienia organu administracji geologicznej o przyjęciu bez zastrzeżeń dodatku rozliczeniowego do dokumentacji geologicznej. Odpis zawiadomienia organu koncesyjnego o przyjęciu bez zastrzeżeń dodatku do projektu zagospodarowania złoża, z wyjątkiem przypadków, gdy dodatek ten rozlicza zasoby złoża w związku z zaniechaniem lub zakończeniem wydobywania kopaliny ze złoża.

2. Część szczegółowa planu ruchu (...)

2.2. Zakres wykorzystania zasobów złoża w okresie ważności planu ruchu w nawiązaniu do projektu zagospodarowania złoża.

2.3. Zasoby kopalń towarzyszących określone w dokumentacji geologicznej. W przypadku ich pozyskiwania, należy podać zakres i częstotliwość pomiarów parametrów złożowych oraz warunki eksploatacji. (...)

2.25. Wielkość i uzasadnienie strat złożowych dla poszczególnych kopalń, pokładów i systemów eksploatacji — zestawienie, odpowiednio, według wzorów nr 6A, 7A i 8A.

W planie ruchu likwidowanego zakładu górniczego pominiąć należy zagadnienia ujęte w punktach 2.2–2.4, 2.6, 2.7, 2.10, 2.14, 2.18, 2.24, 2.25, 2.26, a dodatkowo uwzględnić:

2.28. Rozliczenie zasobów w nawiązaniu do dokumentacji geologicznej i projektu zagospodarowania złoża.

2.29. Wielkość strat złożowych dla poszczególnych kopalń (pokładów) i całego złoża według stanu na koniec okresu eksploatacji — zestawienie według wzoru nr 9A. (...)

2.35. Ochrona środowiska.

Zamierzenia w zakresie ograniczenia i usuwania ujemnych wpływów działalności zakładu górniczego. W szczególności należy uwzględnić:

1) zabezpieczenia wyrobisk górniczych udostępniających złoże z powierzchni, (...)

8) sposób zabezpieczenia niewykorzystanej części złoża kopaliny,

- 9) sposób zabezpieczenia sąsiednich złóż kopalin,
 - 10) sposób ochrony wyrobisk sąsiednich zakładów górniczych, (...)
4. Mapy wyrobisk górniczych w skali nie mniejszej niż 1:5000 zaktualizowane na koniec pierwszego półrocza poprzedzającego ważność opracowywanego planu ruchu z naniesieniem:
- 1) granic części złoża w danym obszarze górniczym, eksploatowanego przez inny zakład górniczy,
 - 2) parcel przeznaczonych do eksploatacji w okresach rocznych oznaczonych odrębnymi kolorami,
 - 3) parcel, w których obrębie projektuje się roboty przygotowawcze, z zaznaczeniem robót udostępniających wymienionych w punkcie 2.6,
 - 4) wyrobisk i robót geologicznych, wykonywanych otworów wymienionych w punktach 2.7 i 2.8, w okresach rocznych, oznaczonych odrębnymi kolorami,
 - 5) parcel złoża zakwalifikowanych do przewidywanych strat w zasobach przemysłowych i nieprzemysłowych”.

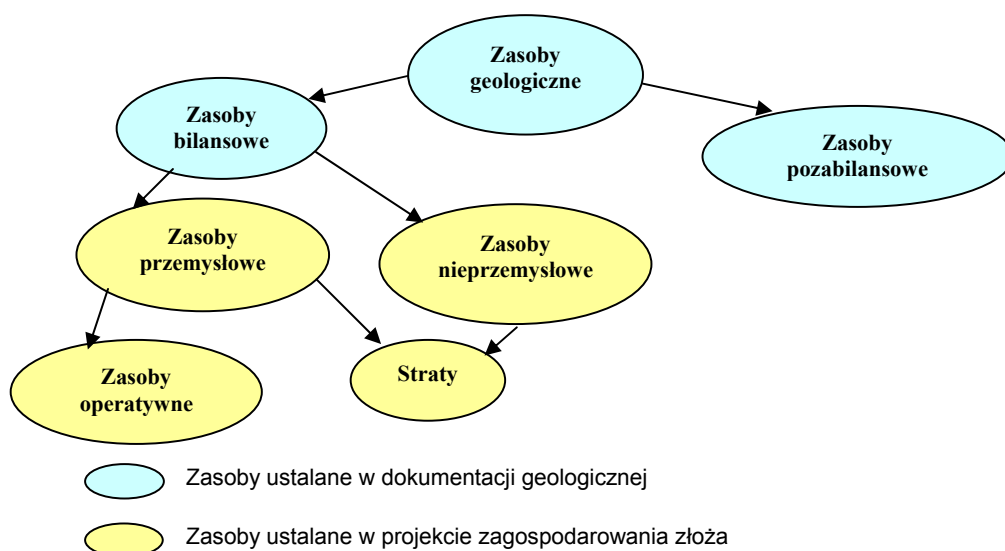
2.2. Gospodarka zasobami złóż w praktyce

Gospodarka zasobami złóż oraz racjonalne wykorzystanie zasobów rozpoczynają się na etapie sporządzania dokumentacji geologicznej złoża. Dokumentacja geologiczna stanowi podstawowy dokument, ustalający m.in. zasoby bilansowe i pozabilansowe kopaliny w złożu. Sporządzana jest w oparciu o kryteria bilansowości ustalone w *Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 20 czerwca 2005 r. zmieniającym rozporządzenie w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin z dnia 21 grudnia 2001 r.* Zasady sporządzania dokumentacji geologicznej reguluje *Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. w sprawie wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne kopalin*. Przedstawione w dokumentacji geologicznej zasoby bilansowe upoważniają do dalszych działań w zakresie projektowania zagospodarowania złoża.

Kolejnym krokiem jest sporządzenie projektu zagospodarowania złoża i wyodrębnienie z zasobów bilansowych, zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych oraz zasobów operatywnych i projektowanych strat. PZZ sporządzany jest w oparciu o kryteria przemysłowości ustalone przez przedsiębiorcę górniczego na podstawie założeń techniczno-ekonomicznych eksploatacji, przeróbki i użytkowania kopaliny oraz rachunku ekonomicznego. Zasady sporządzania Projektu zagospodarowania złoża reguluje *Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż*.

Dokumentację geologiczną, projekt zagospodarowania złoża i dodatki do tych dokumentów przyjmuje bez zastrzeżeń Minister Środowiska.

Schemat podziału zasobów oraz ich definicje, według opracowania Ministerstwa Środowiska z roku 2002 pt. *Zasady dokumentowania złóż kopalin stałych*, przedstawiono poniżej.



Rys. 2.1. Podział zasobów

Zasoby bilansowe – to zasoby złoża lub jego części, którego cechy naturalne spełniają wymagania określone przez kryteria bilansowości, a warunki występowania umożliwiają podjęcie jego eksploatacji.

Zasoby pozabilansowe – to zasoby złoża lub jego części, którego cechy naturalne lub warunki występowania powodują, że jego eksploatacja nie jest możliwa obecnie, ale przewiduje się, że będzie możliwa w przyszłości w wyniku postępu technicznego, zmian ogólnogospodarczych itp. Zasoby pozabilansowe nie spełniają warunków określonych w kryteriach bilansowości.

Zasoby przemysłowe – to część zasobów bilansowych, a w szczególnie uzasadnionych przypadkach również zasobów pozabilansowych złoża lub wydzielonej jego części przewidzianej do zagospodarowania, które mogą być przedmiotem eksploatacji uzasadnionej technicznie i ekonomicznie, z uwzględnieniem wymagań określonych w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań w zakresie ochrony środowiska.

Zasoby nieprzemysłowe – to część zasobów bilansowych złoża niezaliczona do zasobów przemysłowych w obszarze przewidzianym do zagospodarowania, których eksploatacja może stać się uzasadniona w wyniku zmian technicznych, ekonomicznych lub zmian w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań z zakresu ochrony środowiska.

Straty w zasobach – to część zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych przewidziana do pozostawienia w złożu, której na skutek zamierzonego sposobu eksploatacji nie da się wyeksploatować w przewidywalnej przyszłości, w sposób uzasadniony technicznie i ekonomicznie.

Zasoby operatywne – to część zasobów przemysłowych pomniejszona o całkowite straty zasobów przemysłowych powstałe w procesie wybierania złoża. Zasoby te są przydatne do celów projektowania wielkości produkcji zakładu górniczego i oceny okresu jego żywotności.

Kryteria bilansowości złoża – to graniczne (brzeżne) wartości parametrów złoża, przy których jego eksploatacja jest technicznie możliwa i złoże może być przedmiotem zainteresowania przemysłu, a także warunki występowania złoża, jakie muszą być spełnione, aby mogło być ono przedmiotem zagospodarowania. Kryteria bilansowości dla złóż węgla kamiennego określił Minister Środowiska w *Rozporządzeniu z dnia 20 czerwca 2005 r. zmieniającym rozporządzenie w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin z dnia 21 grudnia 2001 r.* Minister Środowiska może zezwolić, w drodze decyzji, na zmianę kryteriów bilansowości.

Kryteria przemysłowości złoża – to wymagania stawiane złożu lub jego części, w tym graniczne wartości parametrów złoża, przy których jego eksploatacja jest technicznie możliwa i ekonomicznie uzasadniona w warunkach konkretnego projektu zagospodarowania złoża, przy spełnieniu wymagań z zakresu ochrony środowiska i bezpieczeństwa pracy. Ustalane są przez przedsiębiorcę górniczego na podstawie założeń techniczno-ekonomicznych eksploatacji, przeróbki i użytkowania kopaliny oraz rachunku ekonomicznego, uwzględniającego możliwe zmiany cen surowca i kosztów eksploatacji.

Kwalifikację zasobów węgla do przemysłowych, nieprzemysłowych i strat przeprowadza Kopalniany Zespół ds. Gospodarki Złożem. Przykładowo, zasadnicze kryteria przemysłowości dla złóż węgla kamiennego mogą być następujące:

I. Kryteria geometryczne:

- minimalna średnia miąższość pokładu w parceli 1,5 m (wyjątkowo, gdy istnieje uzasadnienie techniczne i ekonomiczne – 1,2 m),
- maksymalny kąt upadu pokładu w parceli mniejszy niż 35° ,
- minimalna powierzchnia parceli pokładu większa niż 10 ha ($200\text{ m} \times 500\text{ m}$), a minimalna ilość zasobów do wybrania jedną ścianą – 200 tys. Mg.

II. Kryteria geologiczno-górnice:

- zaangażowanie tektoniczne zezwala na prowadzenie ciągłej eksploatacji, a uskoki umożliwiają ich przejście frontem ścianowym,
- zanieczyszczenie przerostami skały płonnej nie przekracza objętościowo 20%,
- zagrożenia naturalne, tj. metanowe, tąpniętami, pożarowe, pyłowe, wyrzutowe, zawałowe i wodne, nie stanowią bariery dla bezpiecznego prowadzenia wydobywania,
- nie zalegają w filarach oporowych i ochronnych dla wyrobisk górniczych, jak również w filarach bezpieczeństwa,
- nie zalegają w polach pożarowych,
- nie zalegają powyżej czynnego poziomu wentylacyjnego,
- nie zalegają poniżej czynnego najniższego poziomu wydobywczego, w uzasadnionych technicznie i ekonomicznie przypadkach można założyć eksploatację podpoziomową,
- nie wymagają prowadzenia robót udostępniających określonych jako zadanie inwestycyjne.

III. Kryteria jakościowe:

- średnia zawartość popiołu w węglu A_r nie przekracza 20%,
- średnia zawartość siarki w węglu S_{ir} nie przekracza 1,6%,
- minimalna wartość opałowa jest większa A_{ir} od 20 tys. KJ/kg.

IV. Kryteria ochrony powierzchni:

- eksploatacja spełnia warunki określone w koncesji,
- zasoby zalegają w filarach ochronnych obiektów powierzchniowych, ale prognozowane wpływy ich eksploatacji są mniejsze od dopuszczalnych dla chronionych obiektów,
- prognozowane wpływy eksploatacji górniczej nie kolidują z ustaleniami „miejscowych planów zagospodarowania przestrzennego”.

V. Kryteria ekonomiczne:

Powinny być ustalane indywidualnie dla poszczególnych kopalń, na podstawie dotychczasowych doświadczeń oraz przewidywanych uwarunkowań techniczno-ekonomicznych, przy bezwzględnym zachowaniu zasady, że przewidywany przychód z eksploatacji parceli musi być większy od całkowitych kosztów pozyskania węgla.

VI. Zasoby operatywne:

Ustalenie zasobów operatywnych wymaga przeprowadzenia kwalifikacji zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych węgla do strat. Kwalifikacja powinna być poprzedzona szczegółową analizą dotychczasowego wykorzystania złoża kopalni, a w szczególności jego bezpiecznej eksploatacji, przyjętych systemów eksploatacji i uzyskiwanych współczynników wykorzystania złoża. Następnie ustalany jest współczynnik wykorzystania zasobów przemysłowych złoża, dla poszczególnych pokładów (partii pokładów) i obliczane zasoby operatywne według wzoru

$$Z_{po} = Z_p k$$

gdzie:

Z_{po} – zasoby operatywne,

Z_p – zasoby przemysłowe,

k – współczynnik wykorzystania zasobów przemysłowych złoża, ustalany dla poszczególnych pokładów (partii pokładów) na podstawie doświadczenia kopalni oraz przewidywanych systemów eksploatacji.

3. Resztki pokładów węgla – definicja, inwentaryzacja i uwarunkowania powstawania

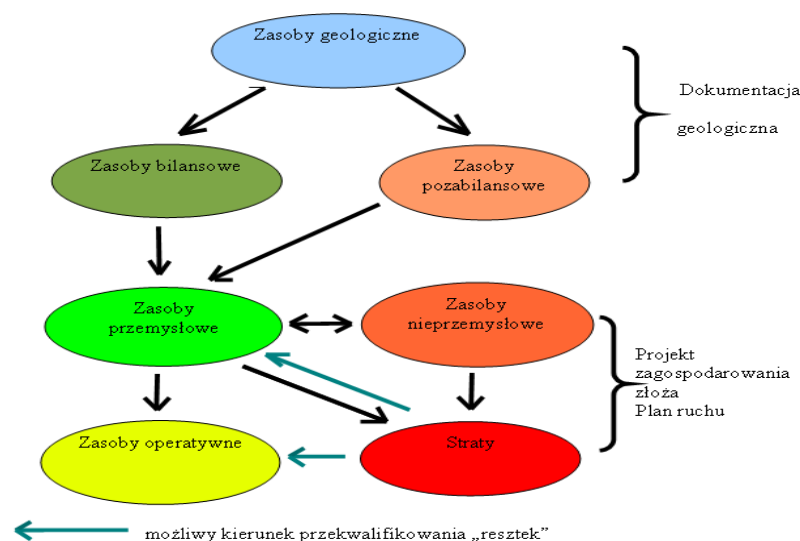
3.1. Resztki pokładów węgla a gospodarka zasobami

Pod pojęciem **resztki** rozumie się: „część zasobów węgla uznanych w Projekcie zagospodarowania złoża za straty, które przy zastosowaniu specjalnych systemów i technik wybierania mogą być przedmiotem uzasadnionej technicznie i ekonomicznie eksploatacji”. Aby była możliwa ich eksploatacja, zgodnie z obowiązującymi przepisami, konieczne jest przeklasyfikowanie parcel uznanych w projekcie zagospodarowania złoża za straty, do zasobów przemysłowych i operatywnych. Przeklasyfikowania dokonuje przedsiębiorca na posiedzeniach Kopalnianych Zespołów ds. Gospodarki Złożem i ujmuje w sporządzanych corocznie Operatach Ewidencyjnych Zasobów. Jeżeli przekwalifikowania przekraczają 50% rocznego wydobycia, to na ich przeprowadzenie konieczna jest zgoda ministra właściwego do spraw środowiska.

Każda zmiana wielkości strat wymaga sporządzenia i zatwierdzenia przez Dyrektora Okręgowego Urzędu Górniczego stosownego dodatku do Planu Ruchu Zakładu Górniczego, a w przypadku istotnej zmiany projektu zagospodarowania złoża sporządzenia również stosownego dodatku do PZZ i przyjęcie go bez zastrzeżeń przez organ koncesyjny, tj. ministra właściwego do spraw środowiska.

Resztki przewidziane do eksploatacji można przekwalifikować ze strat do zasobów przemysłowych, jeżeli przewiduje się, że podczas ich eksploatacji powstaną nieuniknione straty (np. przypięcie łąty węgla w stropie lub spągu) lub do zasobów operatywnych, jeżeli nie przewiduje się w parceli przewidzianej do wybrania strat węgla.

Na rysunku 3.1 pokazano możliwe kierunki przekwalifikowania resztek.



Rys. 3.1. Kierunki przekwalifikowania zasobów uwięzionych w resztkach pokładów

3.2. Inwentaryzacja resztek

Inwentaryzację resztek pokładów węgla przeprowadzono dla obszarów górniczych dwóch kopalń wchodzących w skład Kompanii Węglowej SA w Katowicach, tj. dla Zakładu Górniczego „Piekary” w Piekarach Śląskich oraz Kopalni Węgla Kamiennego „Pokój” w Rudzie Śląskiej.

W pracach i analizach wykorzystano mapy pokładowe wchodzące w skład następującej dokumentacji:

- Zakład Górniczy „Piekary”:
 - Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża węgla kamiennego „Piekary” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.,
 - Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża „Brzeziny” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.,
 - Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża „Bytom II-I” ze stanem zasobów na 31.12.2007 r.,
 - Projekt zagospodarowania złoża „Piekary” ze stanem zasobów na 31.12.2006 r.,
 - Dodatek nr 2 do projektu zagospodarowania złoża „Brzeziny” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.,
 - Projekt zagospodarowania złoża „Bytom II-I” ze stanem zasobów na 31.12.2003 r.
- Kopalnia Węgla Kamiennego „Pokój”:
 - Dokumentacja geologiczna złoża węgla kamiennego „Pokój” ze stanem zasobów na 31.12.1995 r.,
 - Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża „Pokój” ze stanem zasobów na 31.12.2002 r.,
 - Dodatek nr 2 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2002 r.,
 - Dodatek nr 3 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2004 r.,
 - Dodatek nr 4 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2006 r.,
 - Dodatek nr 5 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2007 r.

W ZG „Piekary” analizie poddano 25 pokładów węgla (traktując warstwę pokładu jako osobny pokład); zidentyfikowano 352 resztki o łącznych zasobach wynoszących 75,4 mln Mg, natomiast w KWK „Pokój” analizie poddano 19 pokładów węgla; zidentyfikowano 191 resztek o łącznych zasobach wynoszących 199,5 mln Mg.

Podstawowe wyniki inwentaryzacji resztek przedstawiono w tabeli 3.1.

Tabela 3.1. Podstawowe wyniki inwentaryzacji resztek

Nazwa kopalni	Analizowane pokłady węgla	Liczba resztek	Zasoby w resztkach mln Mg	Powierzchnia resztek tys. m ²
ZG „Piekary”	25 pokładów: - w złożu „Brzeziny” – pokłady: 414w. I, 414w. II, 419, 501, 504, 506/1, 510w. III, 510w. II, 510w. I, 615; - w złożu „Piekary” – pokłady: 416/2, 416/3, 418, 419w. III, 504/1, 504/2, 507, 510w. IV, 510w. III, 510w. II, 510w. I; - w złożu „Bytom II-I” – pokłady: 419, 501, 510/I-II, 510/III	352	75,4	10 424,83
KWK „Pokój”	19 pokładów: 409, 410, 411, 413/1, 413/2, 414/1, 414/2, 415, 416wg, 416 wd, 418, 501/2, 502 wg, 502 wd, 504, 506, 507, 510wg, 510 wd	191	199,5	74 221,74
Razem		543	274,9	84 646,57

3.3. Analiza uwarunkowań powstawania resztek

Analiza uwarunkowań powstawania resztek, przeprowadzona dla Zakładu Górniczego „Piekary”, obejmująca złoża: „Piekary”, „Brzeziny” oraz „Bytom I-II” oraz dla Kopalni Węgla Kamiennego „Pokój”, pozwoliła na identyfikację najczęściej występujących przyczyn pozostawiania resztkowych parcel węgla, którymi są:

1. Ochrona powierzchni.
2. Filary ochronne (ochrona wyrobisk w pokładzie lub w pokładach sąsiednich).
3. Nieregularny kształt parceli eksploatacyjnej.
4. Niewielkie wymiary parceli eksploatacyjnej (zasoby poniżej 200 tys. Mg).
5. Duża odległość od czynnych wyrobisk (kosztowne/niemożliwe udostępnianie).
6. Znaczna liczba wyrobisk zlokalizowanych w parceli eksploatacyjnej.
7. Mała miąższość pokładu (bliska progowi bilansowości).
8. Tektonika (bliskość strefy uskokowej, zaburzenia sedymentacyjne).
9. Znaczne nachylenie pokładu.
10. Odcięcie pola eksploatacyjnego na skutek pożaru.
11. Podebranie pokładu.
12. Słaba jakość węgla.
13. Filar bezpieczeństwa dla zawodnionych warstw triasu.
14. Parcela eksploatacyjna znajduje się powyżej czynnego poziomu wentylacyjnego.
15. Zagrożenie tapaniami.
16. Bezpośrednie sąsiedztwo wychodni pokładu.
17. Odcięcie rejonu dokonaną eksploatacją (zroby).
18. System wybierania pasami.
19. Wycienienie (wyklinowanie lub wymycie) pokładu.
20. Wentylacyjne odizolowanie zrobów.

Rozpoczynając analizę przyczyn powstawania resztek, należy pamiętać, że dla jednej resztki możliwe jest zidentyfikowanie kilku przyczyn jej powstania. Istotne jest także, że poszczególne resztki różnią się zarówno powierzchnią, jak i zawartymi w nich zasobami. Wynika z tego, że kluczowe dla przeprowadzenia pewnej hierarchii-

zacji, będzie odniesienie liczby wskazań danej przyczyny do całkowitej powierzchni oraz zasobów resztek, gdzie była ona zidentyfikowana.

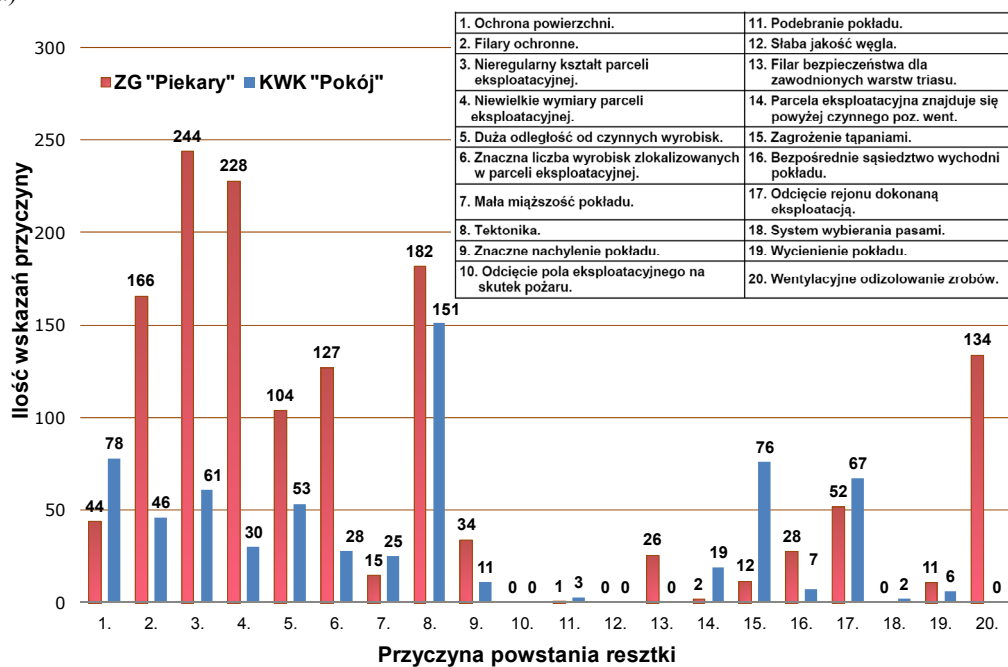
Po analizie zebranych danych, stwierdzono, że wśród 543 zidentyfikowanych resztek, najczęściej, bo w 333 przypadkach, jako przyczyna ich powstania była wskazywana tektonika (przyczyna nr 8 – rys. 3.2b). Niewiele mniej, bo 305 razy jako przyczynę powstania resztki podawano nieregularny kształt parceli eksploatacyjnej (przyczyna nr 3 – rys. 3.2b). Łącznie te dwie najczęściej wskazywane przyczyny stanowiły 31% wszystkich zidentyfikowanych przyczyn powstawania resztek (rys. 3.3c). Niewielkie wymiary parceli eksploatacyjnej (258 wskazań) oraz filary ochronne (212 wskazań) mają również decydujący wpływ na pozostawianie resztek. Nie stwierdzono natomiast resztek, których przyczyną pozostawienia było odcięcie pola eksploatacyjnego na skutek pożaru czy niska jakość węgla (rys. 3.2b).

Odnosząc się do wyników przeprowadzonej inwentaryzacji dla poszczególnych kopalń (rys. 3.2a) stwierdzono, że największą liczbę wskazań w ZG „Piekary” otrzymały takie czynniki, jak nieregularny kształt parceli oraz jej niewielkie rozmiary. Z analizy przeprowadzonej dla KWK „Pokój” wynika, że najczęstszym powodem pozostawiania resztki była tektonika oraz ochrona powierzchni i zagrożenie tąpnięciami.

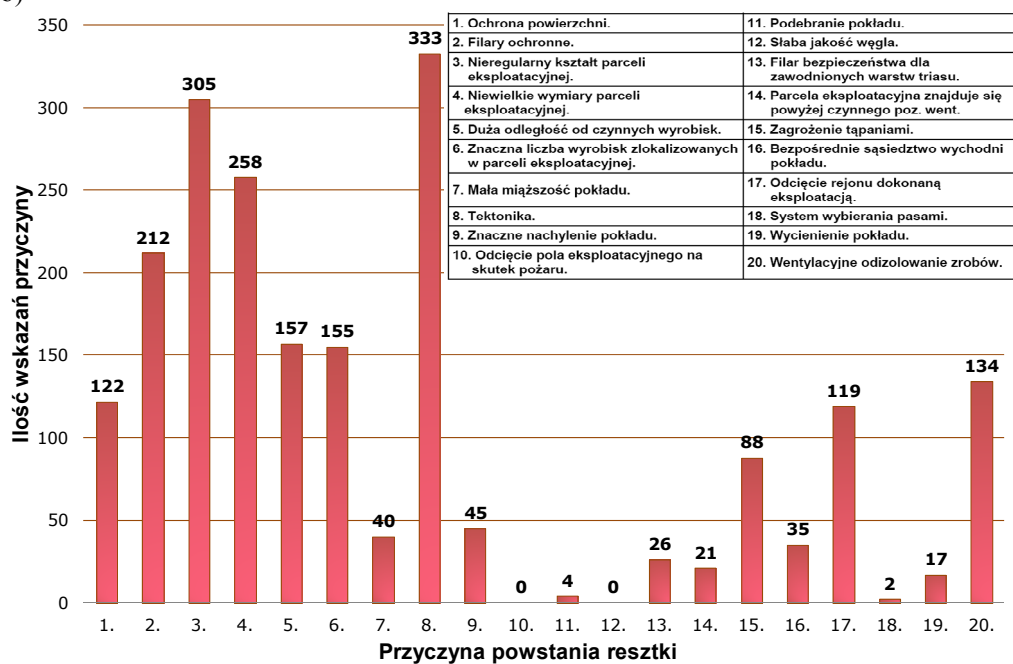
Odniesienie wyników analizy do całkowitej powierzchni i zasobów uwięzionych w resztkach, nasuwa wniosek, że tektonika wciąż pozostaje główną przyczyną pozostawiania resztek. Wskazuje na to całkowita wielkość powierzchni takich resztek, wynosząca 73,4 mln m² (rys. 3.4) oraz zasoby węgla tam się znajdujące, które sięgają 211,1 mln Mg (rys. 3.5).

Stosując kryterium powierzchni oraz zasobów zawartych w resztkach, nie powinno dziwić, że traci na znaczeniu przyczyna określona jako „niewielkie wymiary parceli eksploatacyjnej”. Natomiast ważniejsze stają się nieregularny kształt parceli eksploatacyjnej, filary ochronne i ochrona powierzchni (rys. 3.4–3.5).

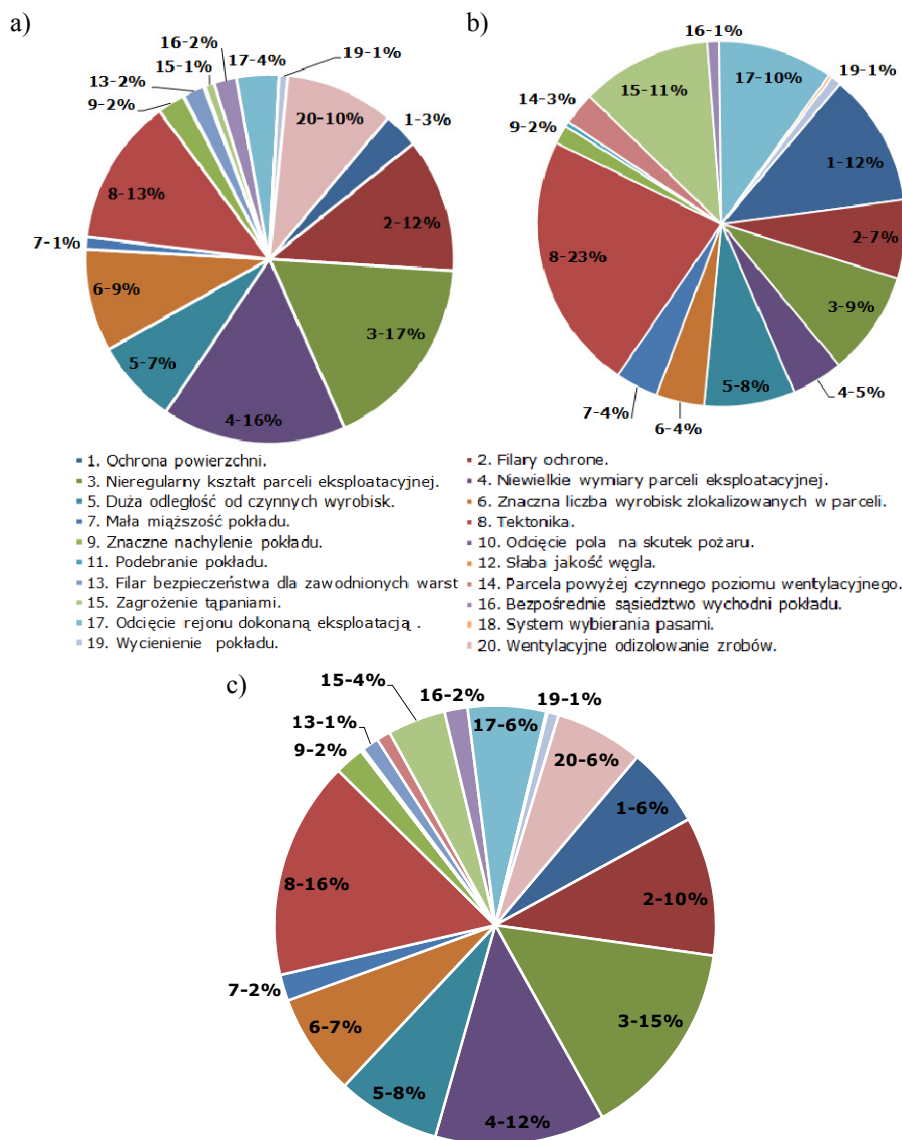
a)



b)

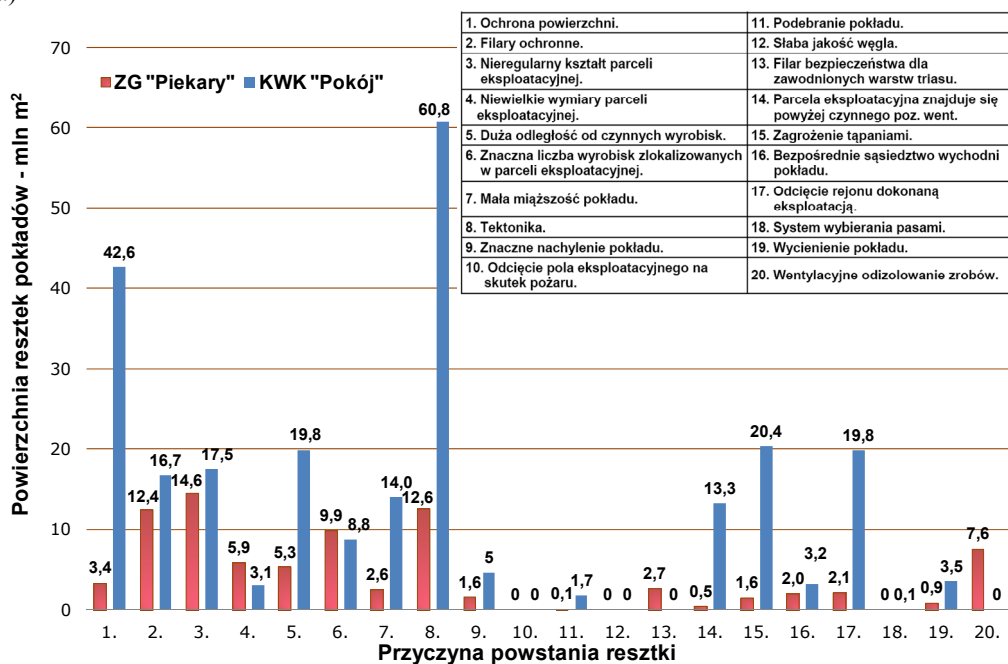


Rys. 3.2. Przyczyny powstania resztek: a – ZG „Piekary” i KWK „Pokój”, b – ogólnie

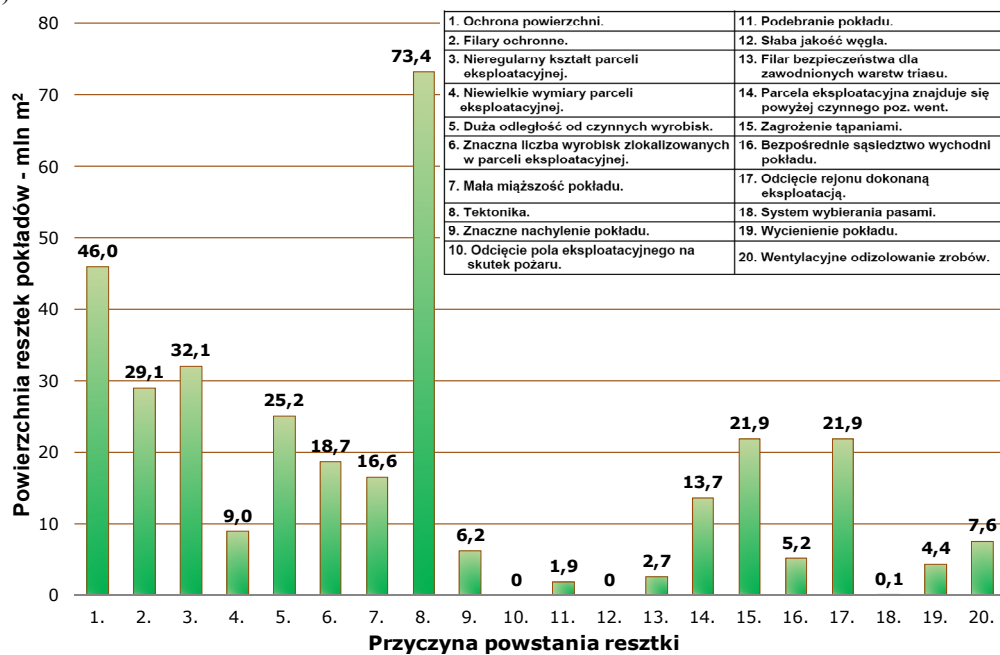


Rys. 3.3. Przyczyny powstania resztek: a – ZG „Piekary”, b – KWK „Pokój”, c – ogólnie

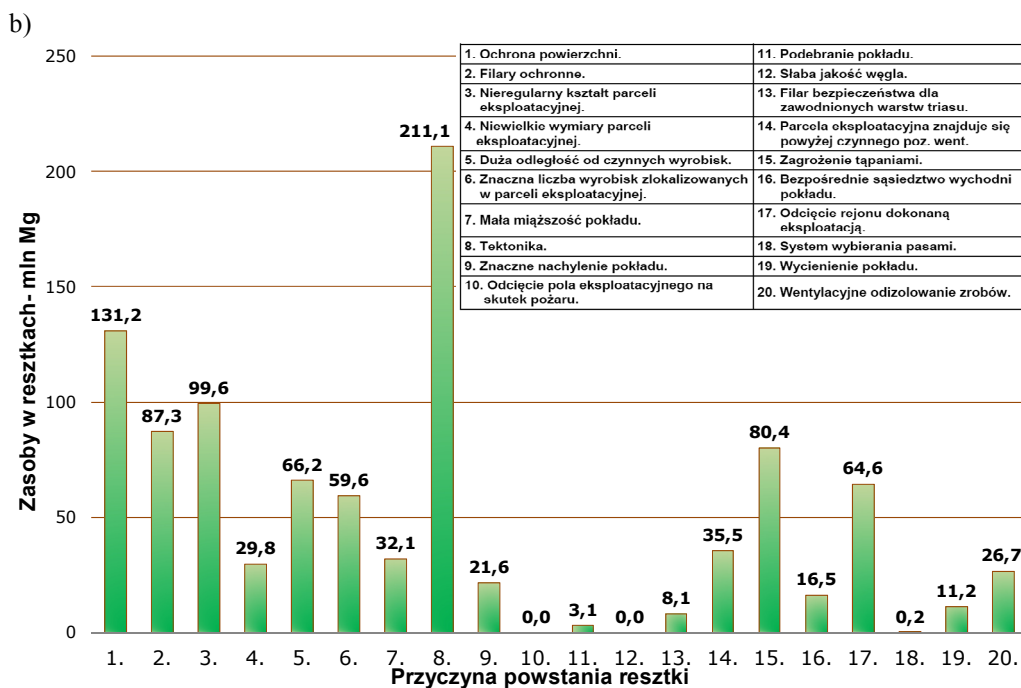
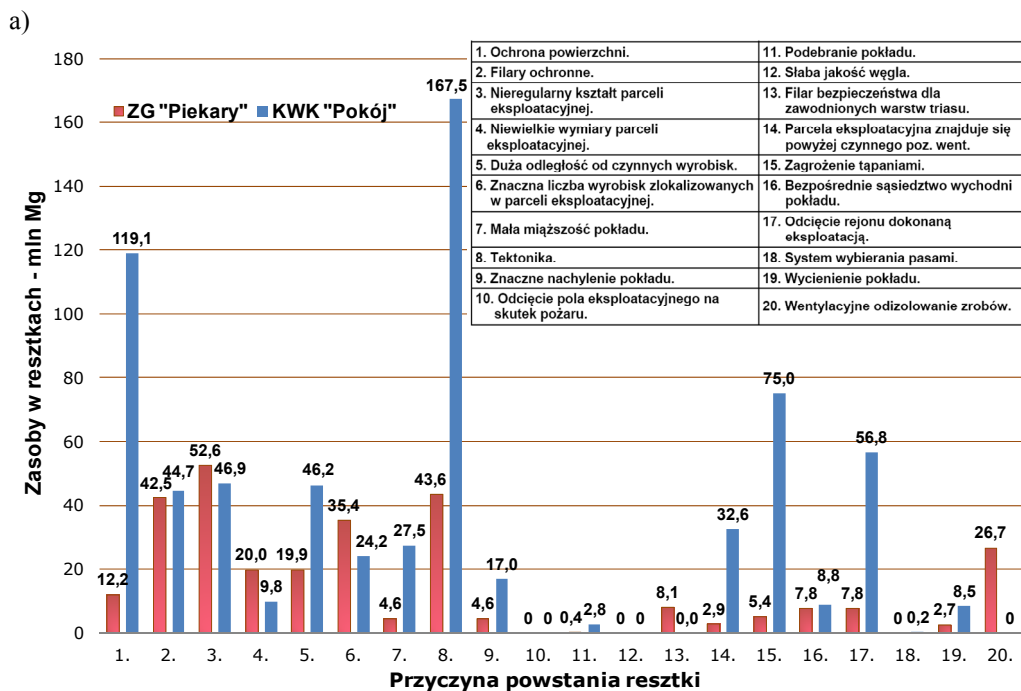
a)



b)



Rys. 3.4. Powierzchnia resztki pokładu a przyczyny powstania resztek: a – ZG „Piekary” i KWK „Pokój”, b – ogólnie



Rys. 3.5. Zasoby węgla a przyczyny powstania resztek: a – ZG „Piekary” i KWK „Pokój”, b – ogólnie

4. Sposoby i systemy eksploatacji resztek pokładów węgla

4.1. Wybieranie resztek z wykorzystaniem systemu chodnikowego, ubierkowo-zabierkowego i ścianowego

4.1.1. Wybieranie pokładów węgla chodnikami – system KWK „Marcel”¹

System ten zastosowano w Kopalni Węgla Kamiennego „Marcel”. Został on wykorzystany do wybierania zasobów węgla w filarach szybowych, z równoczesną ochroną szybów. Eksploatację prowadzono systemem chodników równoległych, których szerokość wynosiła 4,5 m, a wysokość 4,0 m. Szerokość filara pozostawianego między chodnikami wynosiła 10 m. Obudowę stanowiła obudowa kotwowa, a do urabiania użyto kombajnu chodnikowego. Odstawa urobku odbywała się za pomocą podwieszonoego przenośnika zgrzeblowego oraz taśmowego, natomiast materiały transportowano za pomocą kolejki podwieszanej. Pustka poeksploatacyjna była likwidowana za pomocą podsadzki hydraulicznej, której receptura była tak dobrana, że woda, służąca do transportu hydraulicznego, wiązała się z mieszaniną podsadzkową i nie było konieczności jej odprowadzania do osadników podsadzkowych. Dobowe wydobywanie wynosiło około 500 Mg.

4.1.2. Wybieranie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotwowej wraz z wykonywaniem wnęk²

System ten zastosowano w Kopalni Węgla Kamiennego „Staszic”. Jego istotą jest wykonywanie w pokładzie węgla chodników równoległych w samodzielnej obudowie kotwowej z pozostawianiem filarów węglowych między nimi. W następnym etapie z chodników wykonywane są wcinki do filarów (rys. 4.1a).

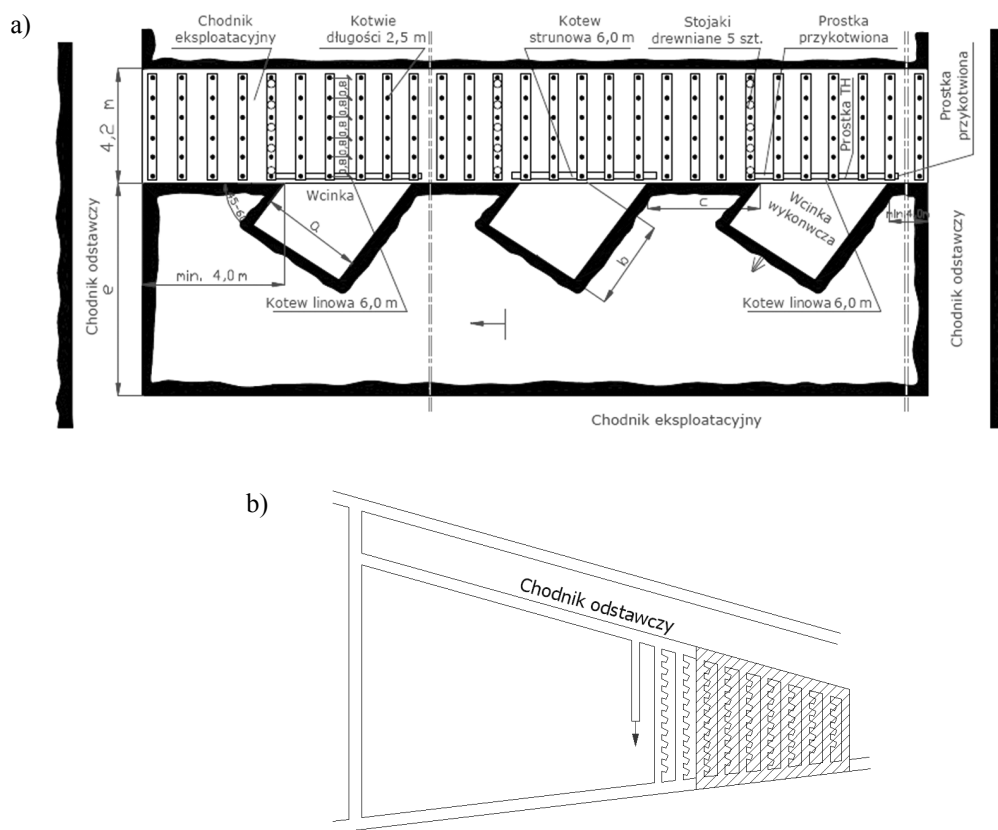
W analizowanej resztkowej partii pokładu, między chodnikami wentylacyjnym i odstawczym, drążono chodniki eksploatacyjne w samodzielnej obudowie kotwowej (w stropie: kotwy stalowe wklejane na całej długości w odstępach co 0,8 m w rzędzie, przy odstępach rzędów co 1,0 m); dodatkowo stosowana była siatka oraz okładziny profilowane; ociosy zabezpieczone były kotwami drewnianymi o długości 1,9 m, po 6 sztuk na 1 m wyrobiska. Odległość między chodnikami eksploatacyjnymi (szerokość filara) zależała od warunków geologiczno-górnictwowych.

Podczas wycofywania kombajnu, w pozostawionym filarze węglowym, wykonywano wcinki eksploatacyjne bez obudowy, których długość była tak dobrana, aby obsługa kombajnu znajdowała się pod zabudowanym stropem. Po wykonaniu wciniek na całej długości chodnika eksploatacyjnego przystępowano do drążenia następnego chodnika. Cykl ten powtarzany był dla całej parceli węgla (rys. 4.1b). Pustka powstała

¹ Opracowano na podstawie: Materzok, Sokała 1994; Mazurkiewicz i in. 1996.

² Opracowano na podstawie: Kugiel, Kluka, Layer 2000; Mol, Kolasa 2000; Tajduś i in. 1999.

po wybraniu węgla była likwidowana przez zawał stropu, choć możliwe jest także lokowanie odpadów poprodukcyjnych lub pyłów dymnicowych.



Rys. 4.1. Przykład systemu wybierania chodnikami z wykonywaniem wcinek

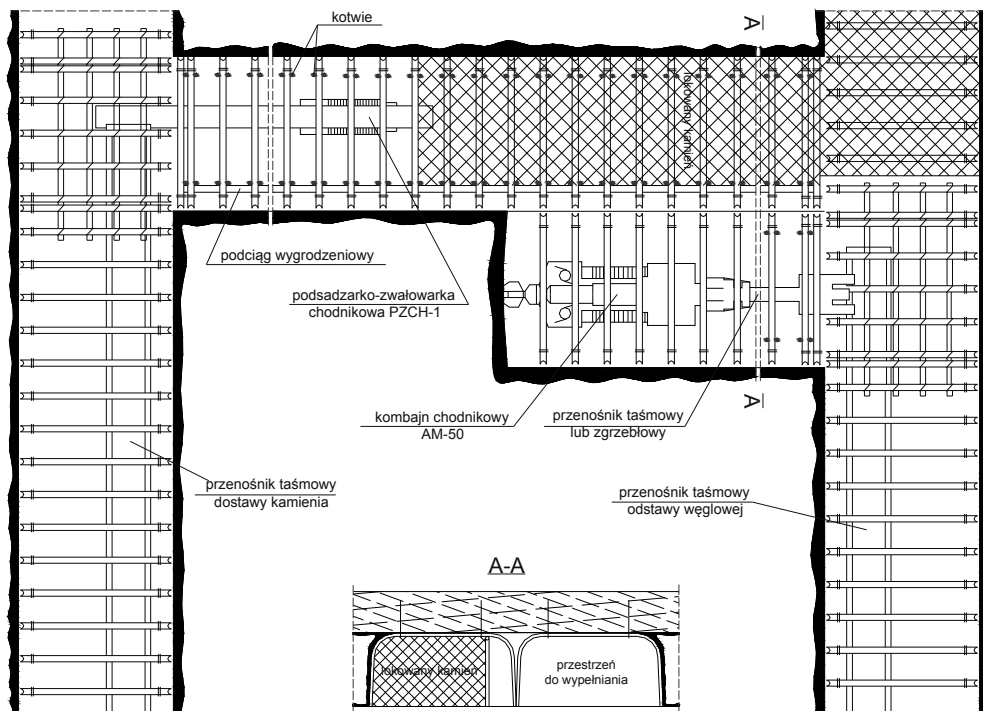
Zastosowanie tego typu systemu pozwala na wybranie około 50% zasobów resztkowej parceli węgla. W przypadku kopalni „Staszic” oddziałowy koszt jednostkowy tony węgla pozyskanej tym systemem kształtował się na poziomie średniego kosztu wydobycia tony węgla w kopalni.

4.1.3. Chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia³

Ten typ systemu eksploatacji pozwala na wybieranie resztkowych parcel węgla, z równoczesnym lokowaniem odpadów za pomocą podsadzarko-zwałowarki. System ten polega na drążeniu między dwoma chodnikami (jeden z nich służy do odstawy węgla, a drugi do dostawy kamienia) chodników w kształcie prostokątnym w obudowie podporowej, podporowo-kotwowej lub kotwowej (rys. 4.2). Podczas drążenia ko-

³ Opracowano na podstawie: Mielniczuk, Laszczak, Zdunek 2000; Włoszek 1997.

lejnego chodnika, z wyprzedzeniem 5–15 m, jest podsadzany chodnik wydrążony wcześniej. Pustka poeksploatacyjna przeznaczona do podsadzania oddzielona jest od drążonego chodnika stojakami drewnianymi z siatką lub płótnem (rys. 4.2).



Rys. 4.2. Schemat systemu eksploatacji chodnikami z lokowaniem kamienia

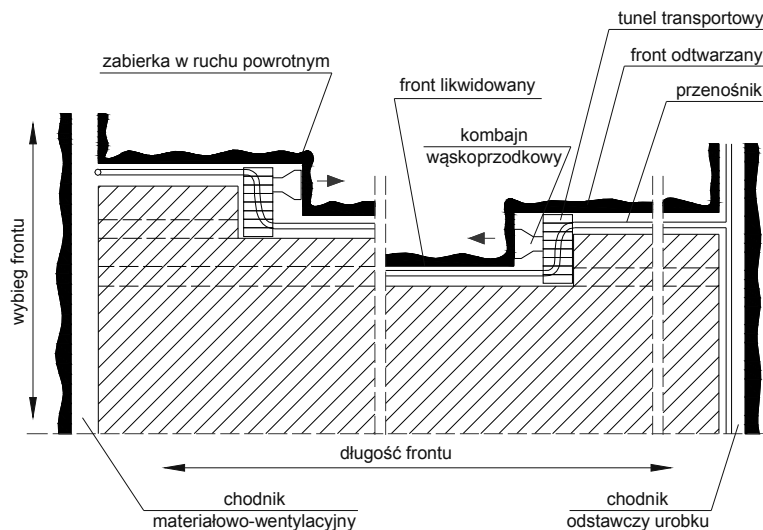
Do drążenia chodników mogą być wykorzystywane typowe kombajny chodnikowe, a do podsadzania podsadzarko-zwałowarka. Materiał do lokowania podawany jest przez wysięgnik przejezdny przenośnika PTGM na podajnik podsadzarki, a następnie na taśmę ruchomego wysięgnika maszyny, która rozrzuca materiał po całym przekroju chodnika. Podsadzarko-zwałowarka, w miarę postępu lokowania, cofa się, a podajnik taśmowy przemieszcza się po swoim torze jezdny, pod zespołem wysięgnika przejezdnego przenośnika PTGM. Po wykorzystaniu całej długości roboczej podajnika następuje przekładka zespołu wysięgnika przejezdnego.

Do zalet tego systemu należy zaliczyć:

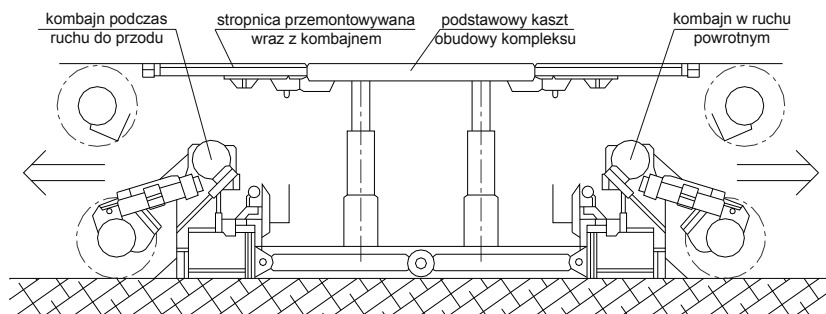
- możliwość wybierania parcel pokładu o nieregularnym kształcie,
- możliwość lokowania odpadów kopalnianych praktycznie u źródła ich powstawania i związane z tym zmniejszanie kosztów transportu na powierzchnię,
- obniżanie opłat za składowanie odpadów na powierzchni,
- ograniczanie osiadania terenu przez podsadzanie pustek poeksploatacyjnych.

4.1.4. System ubierkowo-zabierkowy eksploatacji pokładów węgla⁴

Cechą charakterystyczną tego systemu, nazywanego także DF-KP (długi front – krótki przodek), jest wybieranie przodków o długości 8–12 m z wykorzystaniem kombajnu wąskoprzodkowego. System ten polega na wahadłowym prowadzeniu zabierek między dwoma chodnikami (odstawczym i materiałowo-wentylacyjnym), ograniczającymi wybraną parcelę węgla (rys. 4.3). Zabierka może być usytuowana prostopadle do frontu ubierkowo-zabierkowego lub nachylona pod kątem 135°. Długość frontu jest dowolna. Do zabudowy wyrobiska zabierkowego może służyć obudowa zmechanizowana lub kotwowa (rys. 4.4).



Rys. 4.3. Schemat systemu ubierkowo-zabierkowego



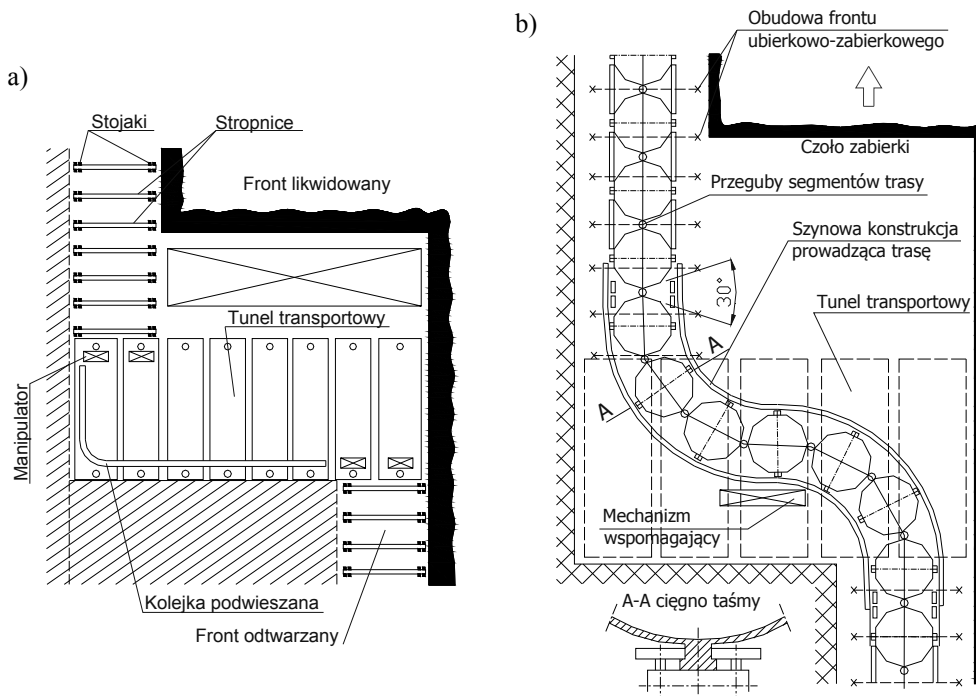
Rys. 4.4. Schemat kompleksu dostosowanego do dwustronnego działania przy wahadłowym ruchu zabierki

Jako obudowę frontu zabierkowo-ubierkowego stosuje się obudowę indywidualną. Front ubierkowo-zabierkowy (chodnik o szerokości 3–4 m utrzymywany na skraju

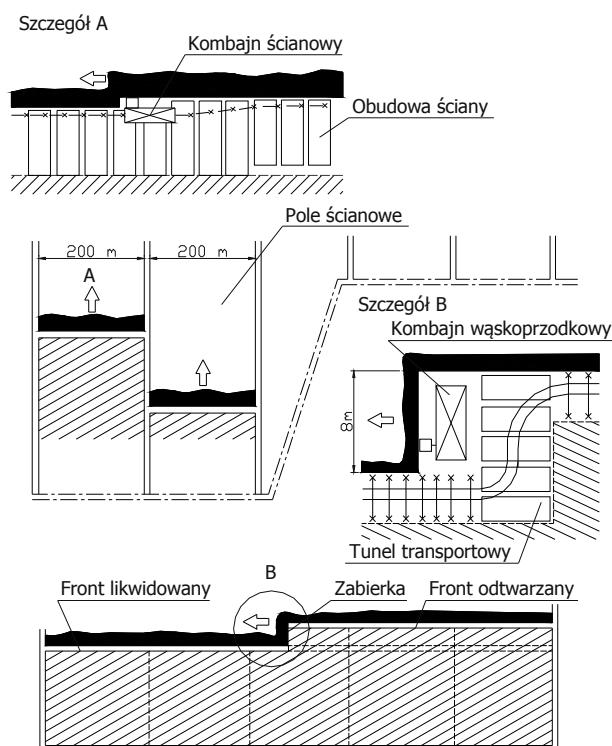
⁴ Opracowano na podstawie: Gralikowski 1995; Lisowski, Gralikowski 1994a, b; Lisowski 1995a.

calizny węglowej i zrobów) jest wraz z postępującą zabierką likwidowany, natomiast na skraju calizny odtwarzany jest nowy front, wykorzystywany przy powrotnym ruchu zabierki. Kolejnym istotnym elementem przy tego typu eksploatacji jest tunel transportowy, czyli zestaw sekcji obudowy zmechanizowanej, który zabezpiecza pięcio-, sześciometrowy odcinek wyrobiska za zabierką, odgradza ją jednocześnie od zrobów, a także stanowi zabezpieczenie skrzyżowania zabierki z obydwooma odcinkami frontu ubierkowo-zabierkowego (rys. 4.5a). Odstawa urobku, a także transport materiałów, prowadzone są za pomocą przenośników taśmowych. Możliwe jest zastosowanie jednego przenośnika, który jest systematycznie przesuwany z frontu likwidowanego na front odtwarzany z postępem zabierki. W tym przypadku, w celu zapewnienia szybkiego przemieszczania się frontu zabierki, stosuje się przegubowy przenośnik taśmowo-ciężnowy (rys. 4.5b). Innym wariantem wyposażenia frontu eksploatacyjnego jest zastosowanie dwóch przenośników, z których jeden jest wydłużany, a drugi skracany. Kierowanie stropu może odbywać się na podsadzkę lub zawał.

Istotne jest, że w tym systemie eksploatacji najbardziej kosztowne wyposażenie zlokalizowane jest jedynie na krótkiej długości, a reszta frontu zabudowana jest taną obudową indywidualną, co jest zdecydowaną przewagą tego systemu nad eksploatacją ścianową (rys. 4.6).



Rys. 4.5. Wyposażenie zabierki: a – schemat ogólny, b – przenośnik taśmowo-ciężnowy



Rys. 4.6. Porównanie idei eksploatacji systemem ścianowym i systemem ubierkowo-zabierkowym

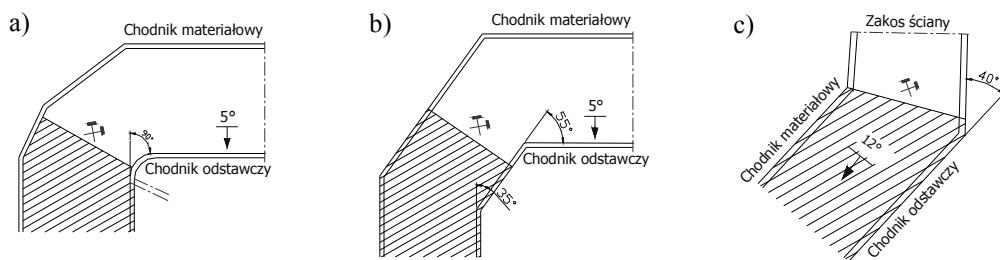
4.1.5. System ścianowy z zastosowaniem obrotu frontów lub ze zmienną długością frontów⁵

Zastosowanie systemu ścianowego z obrotem frontu lub ze zmianą jego długości powoduje lepsze dostosowanie do nieforemnego kształtu wybieranej parceli i skutkuje osiągnięciem wyższego współczynnika wykorzystania złoża (mniejsza ilość resztek). To lepsze dostosowanie systemu ścianowego do nieforemnej parceli węgla można osiągnąć przez:

- wydłużanie bądź skracanie frontu ściany,
- skośne prowadzenie frontu ściany,
- wachlarzowe prowadzenie ściany z obrotem jej frontu i zmianą kierunku eksploatacji,
- kombinacje tych sposobów.

Tego typu systemy ścianowe, w literaturze określane również jako wachlarzowe, polegają na prowadzeniu ściany ze zmianą kierunku jej biegu bez zatrzymywania postępu (rys. 4.7). Rozwiązanie takie w przypadku nieregularnego kształtu parceli umożliwia jej „czystsze” wybieranie.

⁵ Opracowano na podstawie: Duda, Brinkmann, Trzcionka 1990; Ciepiela 1994; Badaj, Granieczny, Tomanek 1985.



Rys. 4.7. Przykłady wachlarzowego wybierania ścian (kopalnia „Centrum”): a – obrót ściany o 90° po łuku, b – obrót ściany o 90° wzdłuż linii łamanej, c – obrót ściany o 40°

Istotne jest, że na etapie projektowania eksploatacji powinno się tak lokalizować chodniki przyścianowe, aby wybrać jak największą część parceli, równocześnie pamiętając o tym, aby technologia prowadzenia robót nie była zbyt skomplikowana.

Optymalnym rozwiązaniem jest takie, w którym długość ściany przed i po zmianie kierunku pozostaje taka sama, a sekcje obudowy zmechanizowanej nie wychodzą do chodników przyścianowych.

Z dotychczasowych doświadczeń w prowadzeniu tego typu eksploatacji wynika, że w trakcie obrotu ściany o kąt powyżej 50° zachodzi czasem konieczność wykonania dodatkowych chodników wzdłuż linii łamanej lub po łuku (rys. 4.7a i b). Natomiast w przypadku kątów obrotu do 50° z reguły wystarcza bezpośrednie połączenie chodników przyścianowych (rys. 4.7c). Podczas obrotu ściany często konieczne jest stosowanie odcinków ściany w obudowie indywidualnej lub dostawianie sekcji obudowy zmechanizowanej, co zwiększa jednak niezbędny nakład pracy, ograniczając tym samym postęp robót.

Cykl technologiczny obracania ściany polega na wykonywaniu zabiorów kombinem stopniowo na coraz krótszej długości ściany (rys. 4.8).

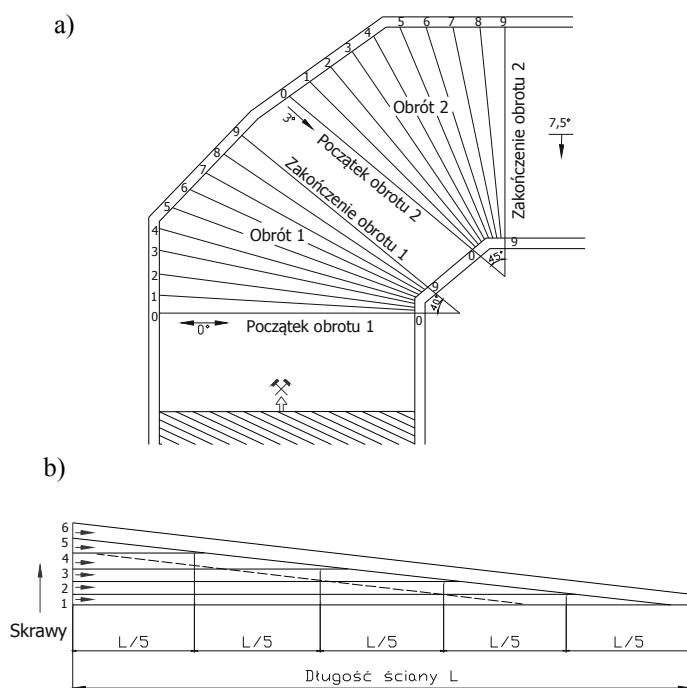
Przesunięcie przenośnika przy chodniku zewnętrznym odbywa się po każdym zabiorze (na długości tego zabioru), a przy chodniku wewnętrznym przesunięcie następuje po każdym zabiorze wyrównującym (zabior nr 6 – rys. 4.8b).

Bardzo istotne jest utrzymanie założonej linii frontu ścianowego, przy równoczesnym wyprzedzeniu środka ściany o 1–2 zabioły względem linii łączącej końce wyrobiska. Zapobiega to zakleszczaniu się zestawów obudowy zmechanizowanej.

Z porównania wskaźników techniczno-ekonomicznych dla całej ściany z tymi uzyskiwanymi dla fazy obrotu, wynika, że nie występują między nimi istotne różnice.

Porównując system ścianowy z zastosowaniem obrotu frontów z typowym systemem ścianowym można wskazać wiele jego zalet, w tym:

- lepsze dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli,
- poprawa wskaźnika wykorzystania zasobów,
- zmniejszenie zagrożenia tąpnięciami i pożarami (przez czystsze wybranie pokładu),
- obniżenie wskaźnika wielkości robót przygotowawczych na jednostkę wydobywania,
- zmniejszenie ilości robót zbrojeniowych,
- korzystniejsze usytuowanie frontu ściany w stosunku do zrobów i krawędzi poeksploatacyjnych w innych pokładach.



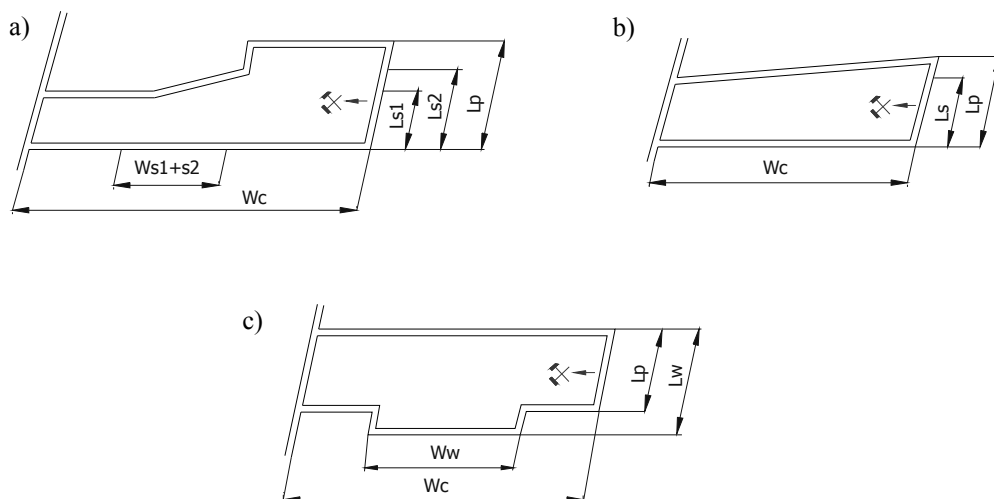
Rys. 4.8. Projekt obrotu ściany w kopalni „Centrum”: a – schemat wykonywania zabiorów kombajnem, b – długość kolejnych skrawów kombajnem

Kolejnym rozwiązaniem umożliwiającym lepsze dopasowanie frontu eksploatacyjnego do kształtu parceli, jest prowadzenie ściany ze zmienną długością w odmianie ze skośnym chodnikiem przyścianowym lub równoległymi chodnikami przyścianowymi. Ze względu na to, że uzyskiwane wskaźniki techniczno-ekonomiczne w ścianach skracanych lub wydłużanych są często zadowalające, a korzyści są identyczne jak przedstawiono to dla systemu ścianowego z obrotem frontu, to stosowanie takiego sposobu urabiania wydaje się celowe.

Występujące w praktyce przykłady skracania lub wydłużania frontu ściany przedstawiono na rysunku 4.9.

W celu wydłużenia ściany należy wykonać następujące czynności:

- ściana ze skośnym chodnikiem przyścianowym – wzmocnić odrzwia obudowy chodnika na odcinku wprowadzania sekcji, podłączyć zestaw do magistrali zasilającej, wypiąć łuki obudowy w celu umożliwienia wprowadzenia zestawu do ściany i wprowadzić zestaw,
- ściana z chodnikami równoległymi – przygotować wcześniej obcinkę, stanowiącą wydłużenie ściany (w kształcie prostokątnym) oraz uzbroić ją w przerośnik i obudowę; po dojechaniu ścianą do nowej obcinki należy wykonać wnękę, zdemonstrować napęd przerośnika, wykonać przekładkę przerośnika, dosunąć sekcje obudowy i połączyć przerośnik z przerośnikiem w obcince.



Rys. 4.9. Przykłady wydłużania lub skracania ściany w trakcie jej biegu: a – chodniki przyścianowe równoległe, b – chodnik przyścianowy skośny, c – chodnik przyścianowy o zmiennym kierunku

W celu skrócenia ściany należy:

- ściana ze skośnym chodnikiem przyścianowym – wzmocnić obudowę chodnika przyścianowego, wypiąć łuki ociosowe na odcinku wyprowadzania sekcji ze ściany, wykonać wykładkę stropu nad wyprowadzanym zestawem oraz w jego sąsiedztwie, wytransportować zestaw oraz elementy skracanego przenośnika ścianowego,
- ściana z chodnikami równoległymi – wzmocnić obudowę chodnika przyścianowego w strefie skrzyżowania ze skracaną ścianą, skrócić przenośnik ścianowy i wprowadzić napęd zwrotny do ściany, wytransportować przenośnik oraz sekcję obudowy (w kolejności: od najbliższej od nowego chodnika skróconej ściany), utrzymywać (do celów wentylacyjnych) chodnik przyścianowy skróconej ściany, aż do czasu wytransportowania uzbrojenia z zatrzymanego odcinka ściany i likwidacji wyrobiska.

Dotychczasowe doświadczenia eksploatacyjne pokazują, że podejmowanie opisanych powyżej zabiegów jest zasadne. Niemniej jednak powinno być poprzedzone analizą ekonomiczną oraz analizą wpływu takiej technologii na zagrożenia w danym pokładzie i w pokładach sąsiednich. Z doświadczenia wynika, że wielokrotna zmiana długości ściany może być uzasadniona jedynie dla ścian o dużych wybiegach i o dobrych właściwościach uzyskiwanego węgla.

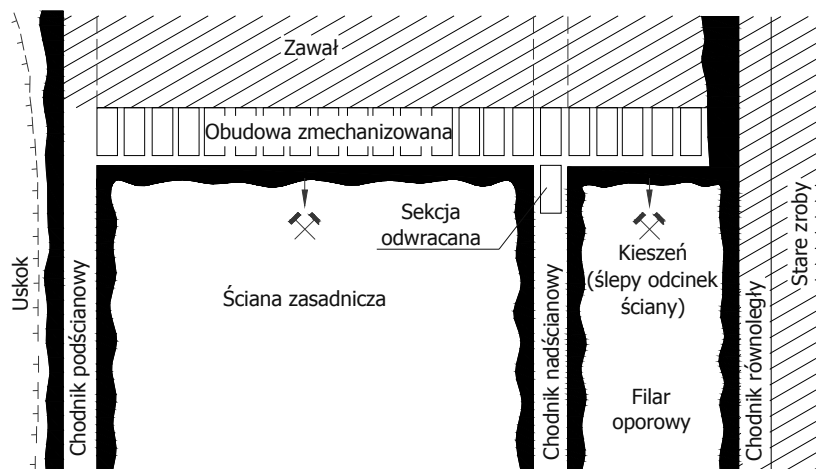
4.1.6. System ścianowy z kieszenią⁶

System ten polega na prowadzeniu ściany wydłużonej o ślepy odcinek, obejmujący filar oporowy, w którym pozostawia się jedynie niewielki pas węgla (rys. 4.10).

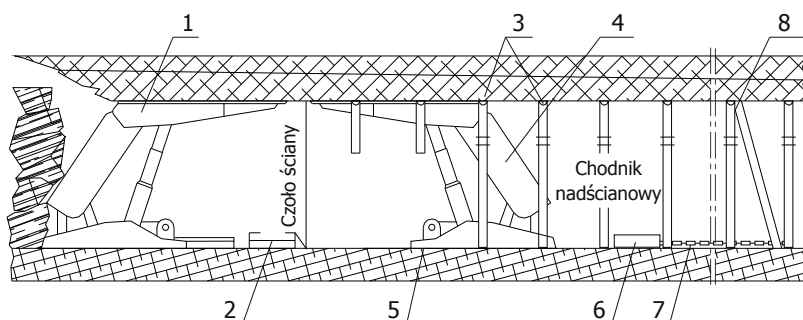
Wyposażenie tego typu ściany nie różni się zasadniczo od wyposażenia typowego systemu ścianowego z tym, że przenośnik ścianowy wyposażony jest w zmodernizo-

⁶ Opracowano na podstawie: Bednaręka, Rokosz 1987.

waną stację zwrotną, umożliwiającą urabianie kombajnem poza nią. Dodatkowo w chodniku nadścianowym, wraz z postępem przemieszcza się specjalna sekcja obudowy zmechanizowanej zabezpieczająca skrzyżowanie ze ścianą (rys. 4.11). Ślepy odcinek ściany przewietrzany jest wentylacją odrębną, np. lutniową tłoczącą.



Rys. 4.10. Układ wyrobisk w systemie ścianowym z kieszenią



Rys. 4.11. Sposób zabezpieczenia skrzyżowania ściany z chodnikiem nadścianowym: 1 – obudowa ściany, 2 – przenośnik ścianowy, 3 – obudowa ŁP, 4 – sekcja odwrócona, 5 – płyta, 6 – przesuwnik do podciągania sekcji, 7 – łańcuch do przekładki sekcji, 8 – zaśrtał

Brak typowego skrzyżowania ściany z chodnikiem nadścianowym pozwala na zmniejszenie obłożenia ściany.

Zadowalające wskaźniki techniczno-ekonomiczne w kopalni „Bolesław Śmiały” w trakcie prowadzenia ścian z kieszenią (wydobycie dobowe 984–1375 Mg, postęp 62,2–115,3 m/miesiąc oraz wydajność 35,9–52,7 Mg/rdn) potwierdzają celowość zastosowania tego systemu.

4.2. Wybieranie resztek z zastosowaniem systemów krótkofrontowych⁷

Systemy krótkofrontowe były pierwszymi, jakie stosowano w eksploatacji węgla kamiennego. W górnictwie amerykańskim, australijskim, afrykańskim, a także azjatyckim, obok ścianowych, systemy te stosuje się z powodzeniem – głównie „room and pillar”. W górnictwie europejskim natomiast są one rzadko używane. Ostatnio jednak są podejmowane próby stosowania systemów krótkofrontowych o długości przodka 40–70 m. Służą one do wybierania resztek pokładów, parcel o ograniczonych wymiarach (zwłaszcza wybiegach) oraz parcel o „typowych” wymiarach, zastępując systemy długofrontowe.

Systemy krótkofrontowe charakteryzują się dużymi postępami (wskaźnik udziału robót przygotowawczych na jednostkę wydobywania wzrasta w zakresie 2–3 w stosunku do systemu ścianowego), dlatego też optymalnym wariantem ich prowadzenia jest system krótkofrontowy jednochodnikowy – jeden przodek jeden chodnik lub dwa chodniki równoległe (obok siebie) i dwa przodki.

Systemy krótkofrontowe mogą znaleźć zastosowanie przy wybieraniu:

- resztek pokładów,
- filarów oporowych,
- filarów ochronnych pasami w celu ochrony powierzchni,
- pól o małych wybiegach.

4.2.1. Systemy krótkofrontowe z tradycyjnym wyposażeniem – krótka ściana – ubierka⁸

Systemy krótkofrontowe stosowane w warunkach górnictwa polskiego nie różnią się praktycznie technologią od prowadzenia normalnej ściany. Wyposażenie i technologia prowadzenia robót są takie same jak w typowej ścianie. Jedyną zmianą jest krótszy czas trwania jednego cyklu produkcyjnego, ze względu na mniejszą długość wyrobiska eksploatacyjnego. W niektórych przypadkach stosuje się prowadzenie przodka z jednym chodnikiem, co wymusza zastosowanie wentylacji lutniowej, oraz tak jak w przypadku systemu ścianowego z kieszenią, zmodyfikowanie konstrukcji przenośnika tak, aby kombajn mógł urabiać za stacją zwrotną (rys. 4.12).

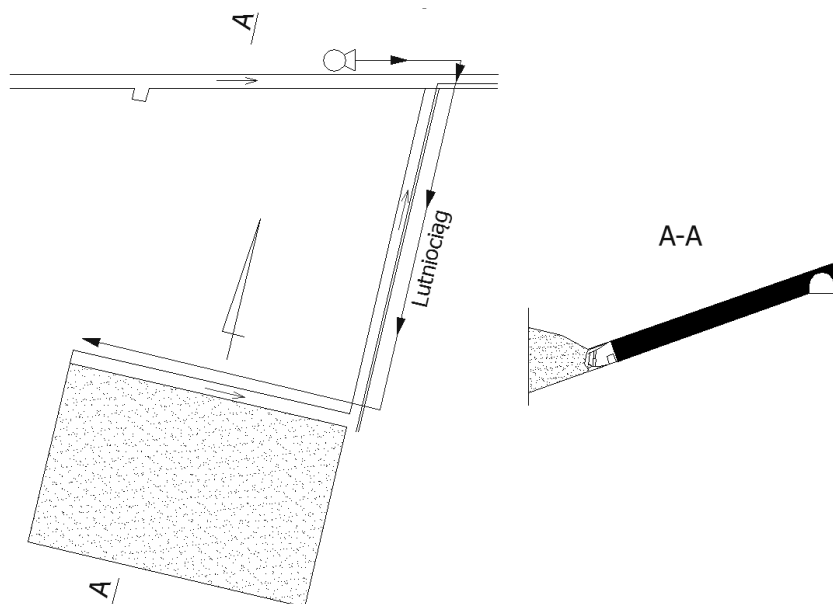
Wskaźniki techniczno-ekonomiczne uzyskiwane w trakcie stosowania tych systemów, kształtowały się na poziomie:

- o wydobywanie do około 900 Mg,
- o postęp dobowy do 4,00 m.

- **Systemy krótkofrontowe z zastosowaniem kombajnu „continuous miner”** (system krótkofrontowy z kombajnem „continuous miner”, system „rib panel extraction”)

⁷ Opracowano na podstawie: Jaszczuk i in. 1992.

⁸ Opracowano na podstawie: Barteczko 1984; Demel, Jeż, Pytlarz 1985; Sikora, Jaszczuk, Siwiec 1992; Chmiel, Lubryka, Kutnowski 2004; Chmiel, Lubryka, Śliwiński 2006.



Rys. 4.12. Schemat systemu krótkofrontowego z jednym przodkiem

W systemie krótkofrontowym z kombajnem „continuous miner” kombajn urabia pole o szerokości 40–70 m i wybiegu 200–800 m. Urobek ładowany jest do wozów samojezdnych, a następnie przekazywany na przenośnik odstawczy, znajdujący się w chodniku. Obudowę wyrobiska stanowią sekcje obudowy zmechanizowanej podporowo-kasztowe z wydłużoną stropnicą od strony czoła przodka (rys. 4.13). Wadą tego systemu jest niewątpliwie trudność w prawidłowym zabezpieczeniu stropu przez obudowę, szczególnie w części przyczółkowej, ze względu na wydłużenie stropnicy.

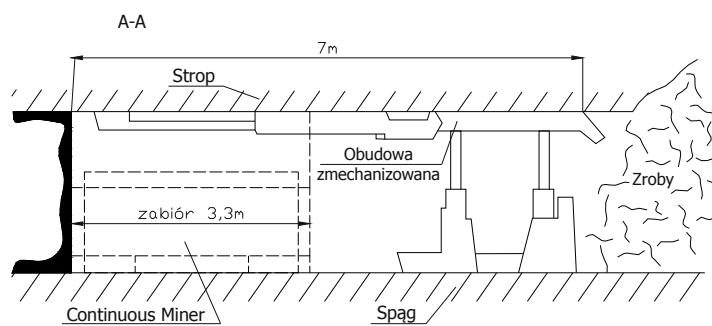
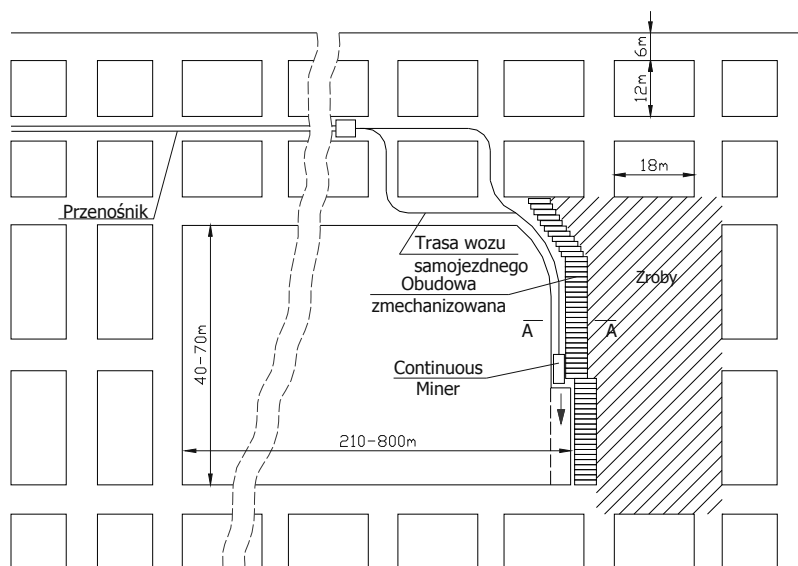
Wypożenie techniczne przodka może być takie jak w typowym systemie komorowo-filarowym. Uzyskiwane w trakcie stosowania tego systemu wskaźniki techniczno-ekonomiczne kształtują się na poziomie:

- wydobywanie dobowe do około 500 Mg,
- wydajność 50 Mg/rdn.

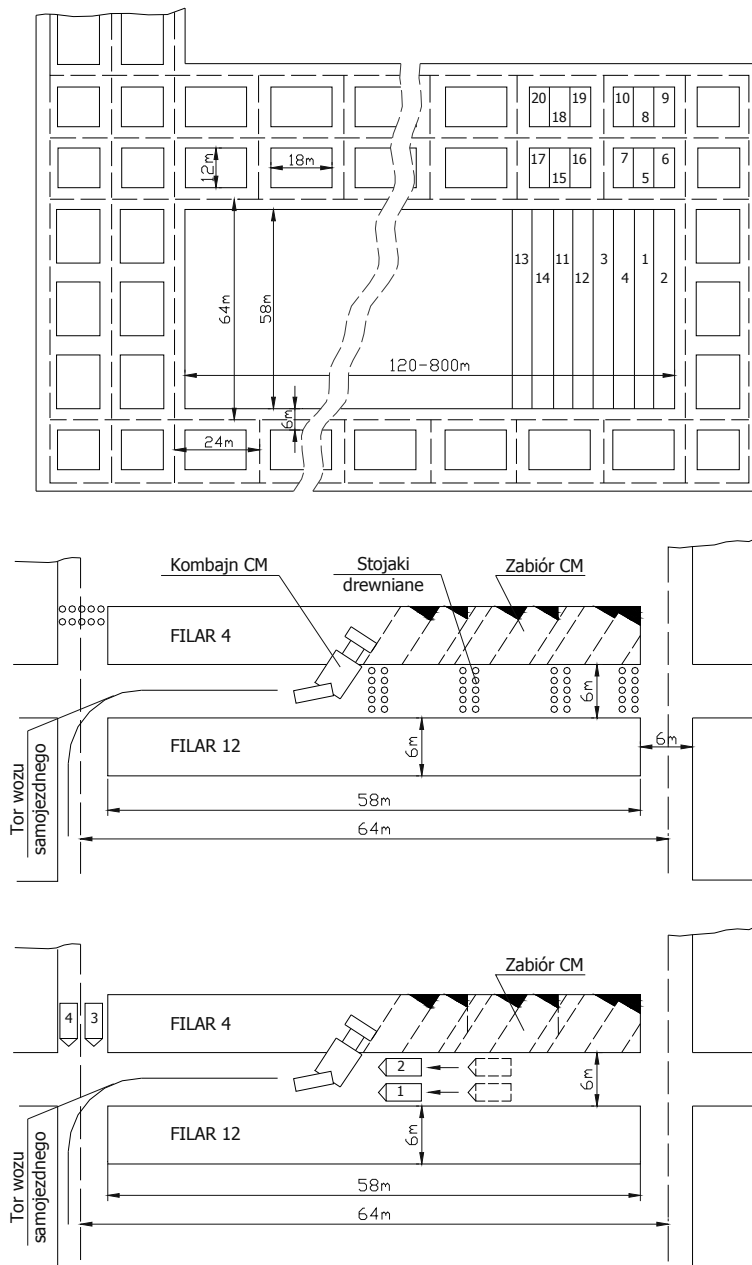
Innym systemem krótkofrontowym, w którym do urabiania wykorzystywane są kombajny „continuous miner”, jest system „rib panel extraction”. W systemie najpierw drążony jest chodnik z pozostawieniem pasów węgla (rys. 4.14). Obudowę chodnika stanowi obudowa kotwowa. Następnie urabiane są pozostawione wcześniej pasy węgla (bez obudowy), a w chodniku budowane są łamacze drewniane lub stosowana jest krocząca obudowa hydrauliczna.

Uzyskiwane w trakcie stosowania tego systemu wskaźniki techniczno-ekonomiczne kształtują się na poziomie:

- wydobywanie dobowe 700 Mg,
- wydajność 64 Mg/rdn.



Rys. 4.13. Schemat systemu krótkofrontowego z kombajnem „continuous miner”



Rys. 4.14. Schemat systemu „rib panel extraction” z kombajnem „continuous miner”

4.2.2. System komorowo-filarowy i jego odmiany: z pozostawianiem pól węglowych, metoda Christmas tree i outside lift, system wing cuts and centre splitting, system bord and pillar, system Nevid⁹

- **System komorowo-filarowy (room and pillar)** jest obok ścianowego najszerzej stosowany do eksploatacji węgla kamiennego.

Zazwyczaj przy prowadzeniu eksploatacji systemem filarowo-komorowym (rys. 4.15) drąży się prostopadle do siebie chodniki, w wyniku czego powstają filary o kształcie kwadratowym lub prostokątnym (w zależności od odległości między chodnikami). W Australii, w Republice Południowej Afryki oraz USA chodniki drążone są zazwyczaj kombajnami typu „continuous miner”. Chodniki takie mają szerokość około 6 m, a wysokość zgodną z miąższością pokładu. Koszty inwestycyjne oraz ilość robót przygotowawczych w systemie komorowo-filarowym stanowią od około $\frac{1}{4}$ nawet do $\frac{1}{8}$ tych samych kosztów w systemie ścianowym. Zaletą tego systemu jest również większa możliwość niż w systemie ścianowym, dostosowania kształtu pola eksploatacyjnego do danej parceli pokładu. Z drugiej strony, wyniki produkcyjne w tym systemie są dużo niższe niż w przypadku systemu ścianowego. Problemem jest też czystość wybierania pola. Straty złoża w systemie komorowo-filarowym mogą wynosić do 50%. Wielkość ta zależy głównie od rozmiaru pozostawianych filarów oraz od tego czy prowadzone jest ich późniejsze odzyskiwanie.

Mimo że w górnictwie światowym system komorowo-filarowy jest bardzo rozpowszechniony, to w górnictwie europejskim praktycznie się go nie stosuje (tab. 4.1).

System komorowo-filarowy stosowany jest w stosunkowo płytko zalegających pokładach:

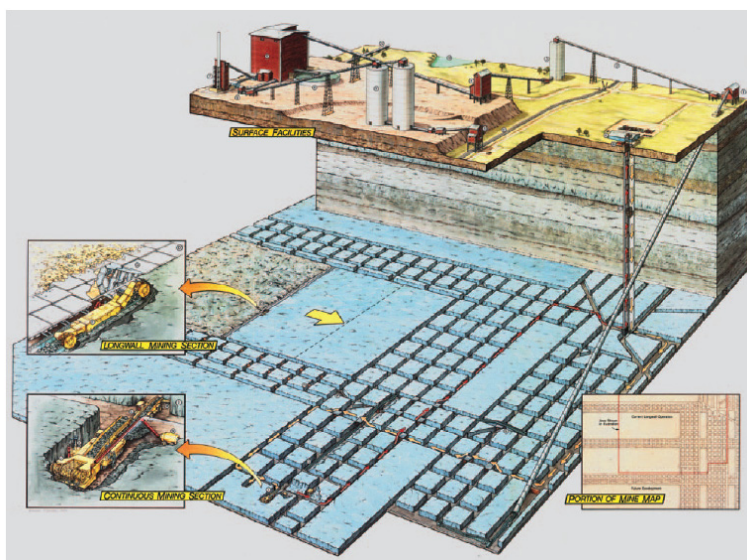
- w RPA system komorowo-filarowy stosowany jest na głębokościach poniżej 100 m,
- w Indiach średnia głębokość eksploatacji wynosi 300–350 m, a głębokość powyżej 500 m jest uważana za dużą,
- w USA system komorowo-filarowy z oraz bez wybierania filarów stosowany jest na głębokościach do około 800 m.

Tabela 4.1. Udział procentowy w rocznym wydobyciu systemów komorowo-filarowego i ścianowego

Kraj	System komorowo-filarowy i inne	System ścianowy
Indie*	95	5
Afryka Południowa**	91	9
USA**	55	45
Australia**	28	72
Chiny***	5	95
Niemcy	0	100
Wielka Brytania	< 1	99

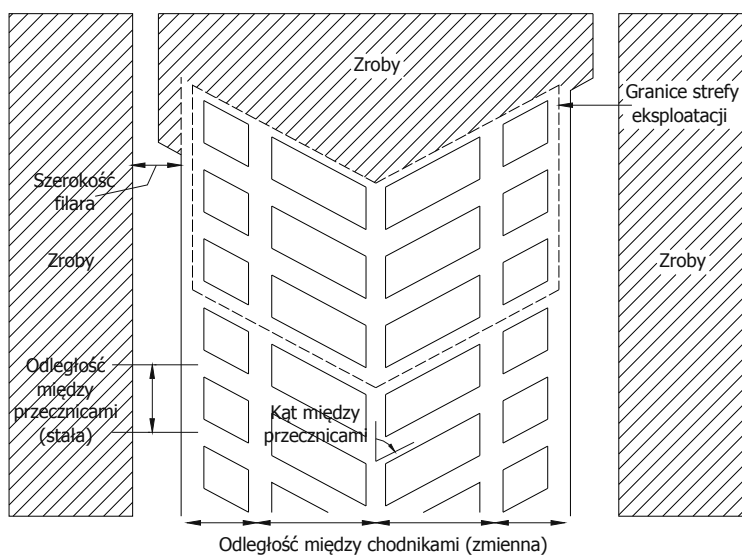
* Dane za lata 2005 i 2006; ** dane za rok 2001 [prof. Dr. Ing. K. Nienhaus (RWTH Aachen) i Dipl. Ing. Thomas Lautsch (RAG Pennsylvania)], *** podano za Meng, Wang Jia, Wang Jin (2007).

⁹ Opracowano na podstawie: Mazurkiewicz, Skoczyński 1982; Hurt, MacAndrew, Bigby 2000; Chase i in. 1997; Chase, Mark, Heasley 2002; Oldroyd i in. 2006.



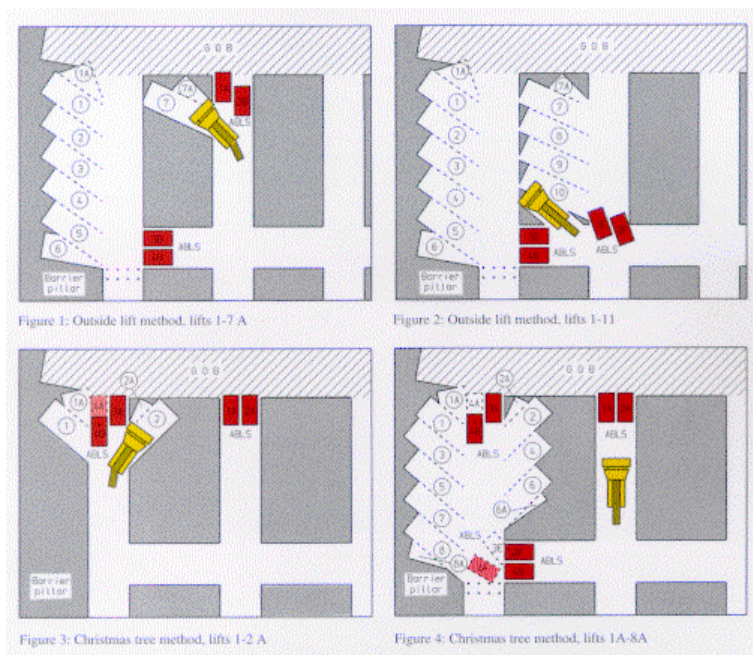
Rys. 4.15. Porównanie systemu ścianowego i komorowo-filarowego

- **system komorowo-filarowy z pozostawieniem plotów węglowych** (opracowany w USA) – rysunek 4.16,



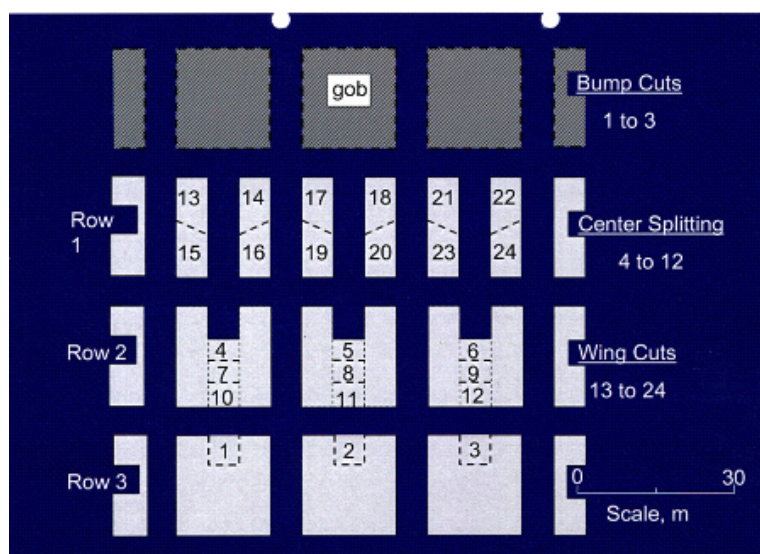
Rys. 4.16. Wybieranie filarów z pozostawieniem plotów węglowych

- metoda Christmas tree i outside lift – rysunek 4.17,



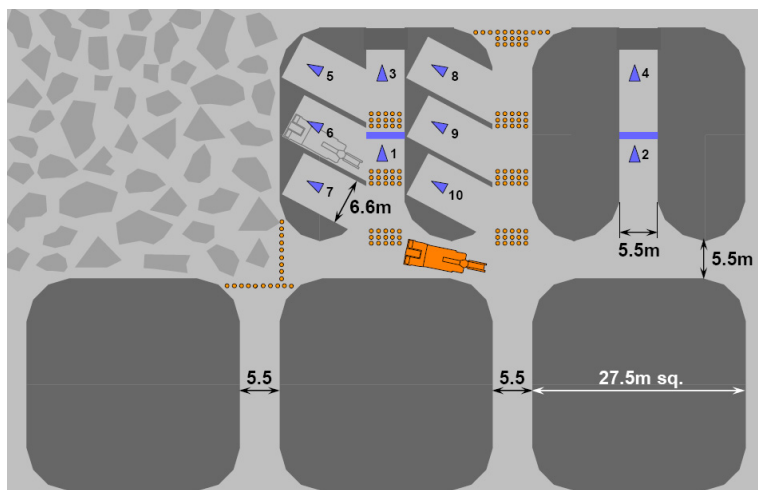
Rys. 4.17. Metoda Christmas tree i outside lift

- system wing cuts and centre splitting – rysunek 4.18,



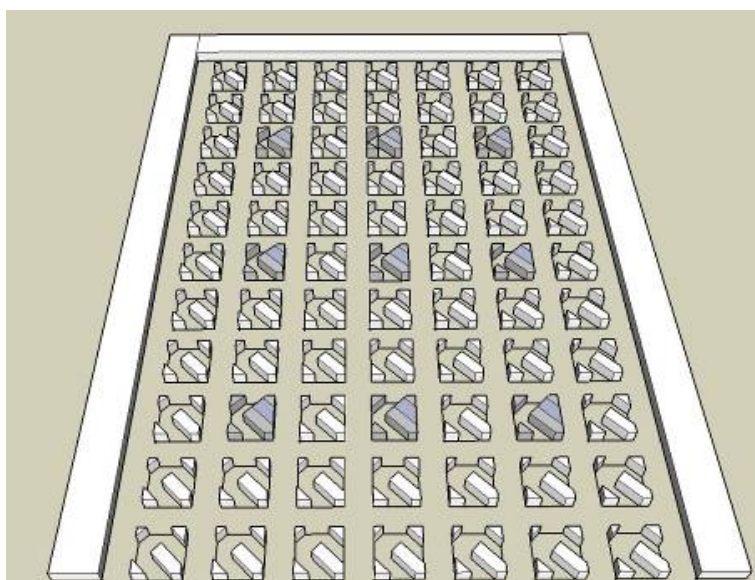
Rys. 4.18. System wing cuts and centre splitting

- system bord and pillar w kopalni Chirimiri w Indiach – rysunek 4.19,



Rys. 4.19. System bord and pillar w kopalni Chirimiri (Indie) – wybieranie filarów

- system Nevid (RPA) – przez wykonywanie wrębów pod kątem 45° (rys. 4.20), możliwe jest odzyskanie 50–60% węgla z filarów.



Rys. 4.20. System Nevid

4.2.3. Systemy krótkofrontowe z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych (system ubierkowy, system ubierkowy warstwami poziomymi, system ścianowo-ubierkowy, system szeroki chodnik)¹⁰

W przeszłości stosowano dwa rodzaje kompleksów krótkofrontowych opartych na lekkich kombajnach typu: ESA-60L lub KGU-132. Jako obudowę w tego typu kompleksach wykorzystywano lekką obudowę przesuwczą typu LOP, a do podstawy używano lekkich przenośników.

Zespół ESA przeznaczony jest do dwukierunkowego urabiania pokładów o grubości 2,0–3,2 m i nachyleniu podłużnym do 15° i poprzecznym do 10°. Zespół może pracować po spodku naturalnym i piaskowym.

Zespół KGU przeznaczony jest do dwukierunkowego urabiania pokładów o grubości 2,0–2,8 m i nachyleniu podłużnym do 12° i poprzecznym do 10°. Zespół może pracować po spodku naturalnym.

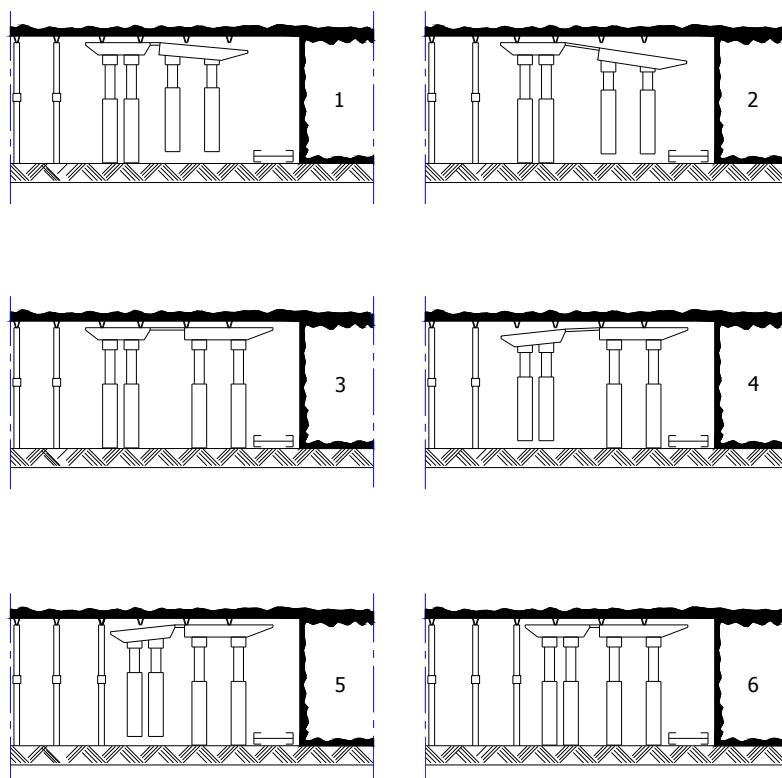
Podstawowe dane techniczne kombajnu ESA-60L i KGU-132 przedstawiono w tabeli 4.2. Pole robocze zabudowane może być lekką obudową przesuwczą typu LOP (rys. 4.21), której podstawowe parametry przedstawiono poniżej, a jako obudowę ostateczną można stosować obudowę podporową, podporowo-kotwową lub kotwową.

Tabela 4.2. Podstawowe dane techniczne lekkich kombajnów krótkofrontowych

Parametr	Kombajn ESA-60L	Kombajn KGU-132
Wysokość kombajnu na przenośniku	1935 mm	1750 mm
Długość kombajnu	1465 mm	2700 mm
Długość ramienia	750 mm	755 mm
Średnica organu	1700 mm	1600 mm
Głębokość zabioru	650 mm	750 mm
Maksymalna wysokość urabiania	3200 mm	2900 mm
Zakres urabiania poniżej przenośnika	–	100 mm
Maksymalne nachylenie podłużne	15°	12°
Moc silnika elektrycznego	60 kW	132 kW
Masa kombajnu	7000 kg	15 000 kg
Napięcie zasilania	500 V	1000 V
Prędkość posuwu	do 3,0 m/min	do 7,0 m/min

Obudowa LOP w porównaniu z tradycyjną obudową zmechanizowaną charakteryzuje się o wiele krótszym czasem zbrojenia oraz likwidacji w ścianie. Podstawowe dane techniczne obudowy LOP-18/32R przedstawiono w tabeli 4.3.

¹⁰ Opracowano na podstawie: Biliński i in. 1994; Bochniak, Iwan 1987; Sikora, Jaszczuk, Siwiec 1992; Kostyk, Kozioł 1984; Kostyk, Kozioł, Bułaszenko 1985; Musialik i in. 1987; Urbaś, Lamot, Stopyra 2002; Strzeziński 1999, 2000.



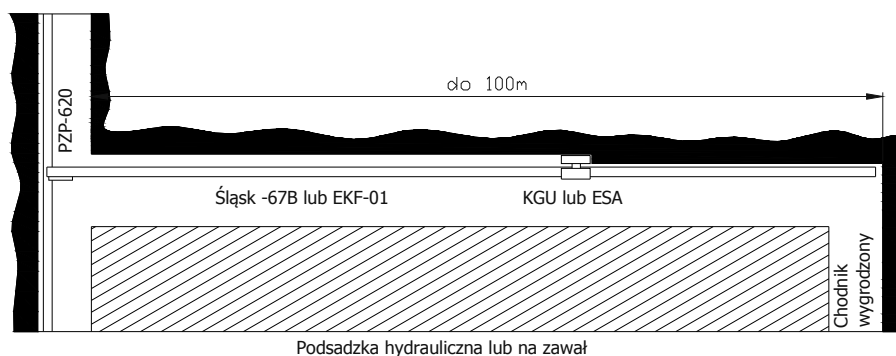
Rys. 4.21. Fazy pracy lekkiej obudowy przesuwnej (LOP)

Tabela 4.3. Podstawowe dane techniczne obudowy LOP-18/32R

Parametr	LOP-18/32R
Wysokość obudowy	1,8–3,2 m
Podporność wstępna stojaka	226 kN
Podporność robocza stojaka	do 700 kN
Liczba stojaków w zestawie	4
Podporność obudowy (zestawu)	do 2800 kN
Średni nacisk na strop	713 kN/m ²
Średni nacisk na spąg	2873 kN/m ²
Skok obudowy	do 1,0 m
Siła przesuwu obudowy	62,3/88,3 kN
Podziałka obudowy	0,5–2,0 m
Ciśnienie zasilania	20 MPa
Ciecz hydrauliczna	3–5% emulsja wodno-olejowa
Sposób sterowania	przyległy

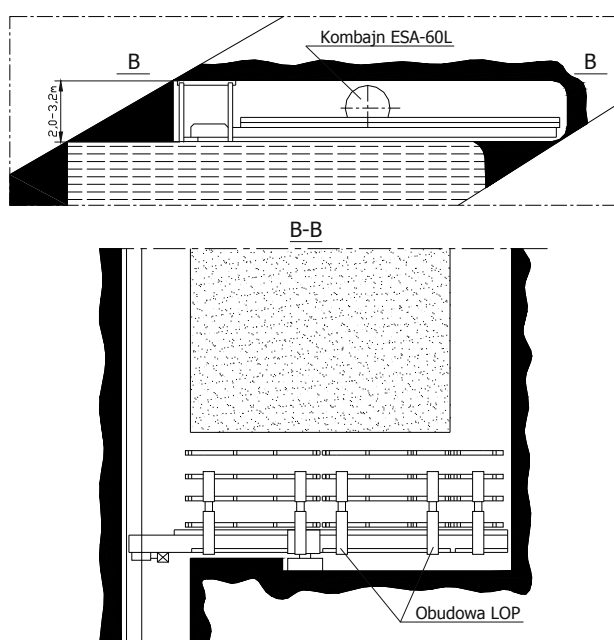
Wybieranie z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych może odbywać się:

- **systemem ubierkowym** – typowa ubierka o długości do 100 m, najlepiej z wygradzaniem jednego z chodników przyścianowych (rys. 4.22),



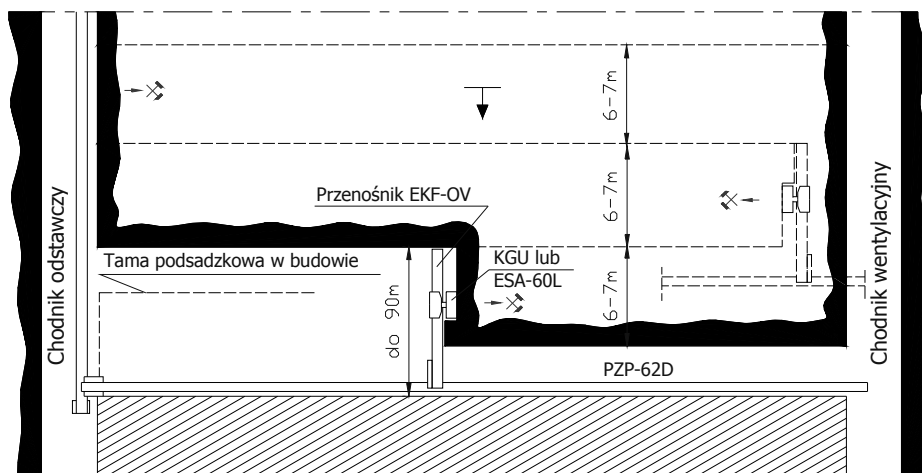
Rys. 4.22. Przykład prowadzenia przodku systemem ubierkowym

- **systemem ubierkowym warstwami poziomymi** – służącym do wybierania grubych pokładów, silnie nachylonych, warstwami poziomymi, po rozciągłości pokładu, od dołu z podszadzką hydrauliczną (rys. 4.23),



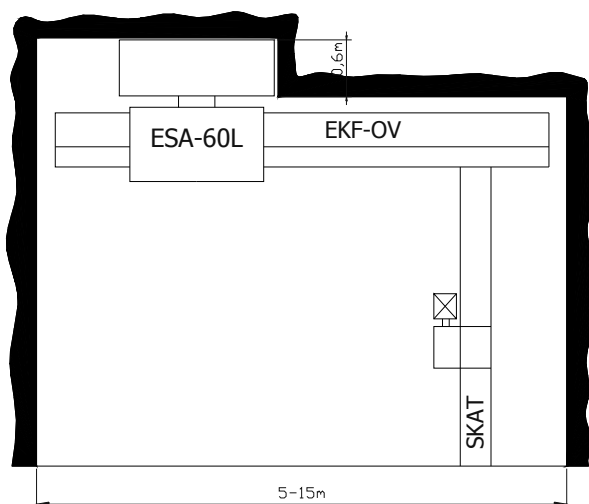
Rys. 4.23. Przykład prowadzenia przodku systemem ubierkowym warstwami poziomymi

- **systemem ścianowo-ubierkowym** – przeznaczonym do wybierania nieforemnych resztek pokładów słabo nachylonych, z podszadzką hydrauliczną lub z zawałem stropu (rys. 4.24); uzyskiwane w trakcie stosowania tego systemu wskaźniki techniczno-ekonomiczne kształtują się na poziomie: wydobyte dobowe 470 Mg, a wydajność 22,4 Mg/rdn,



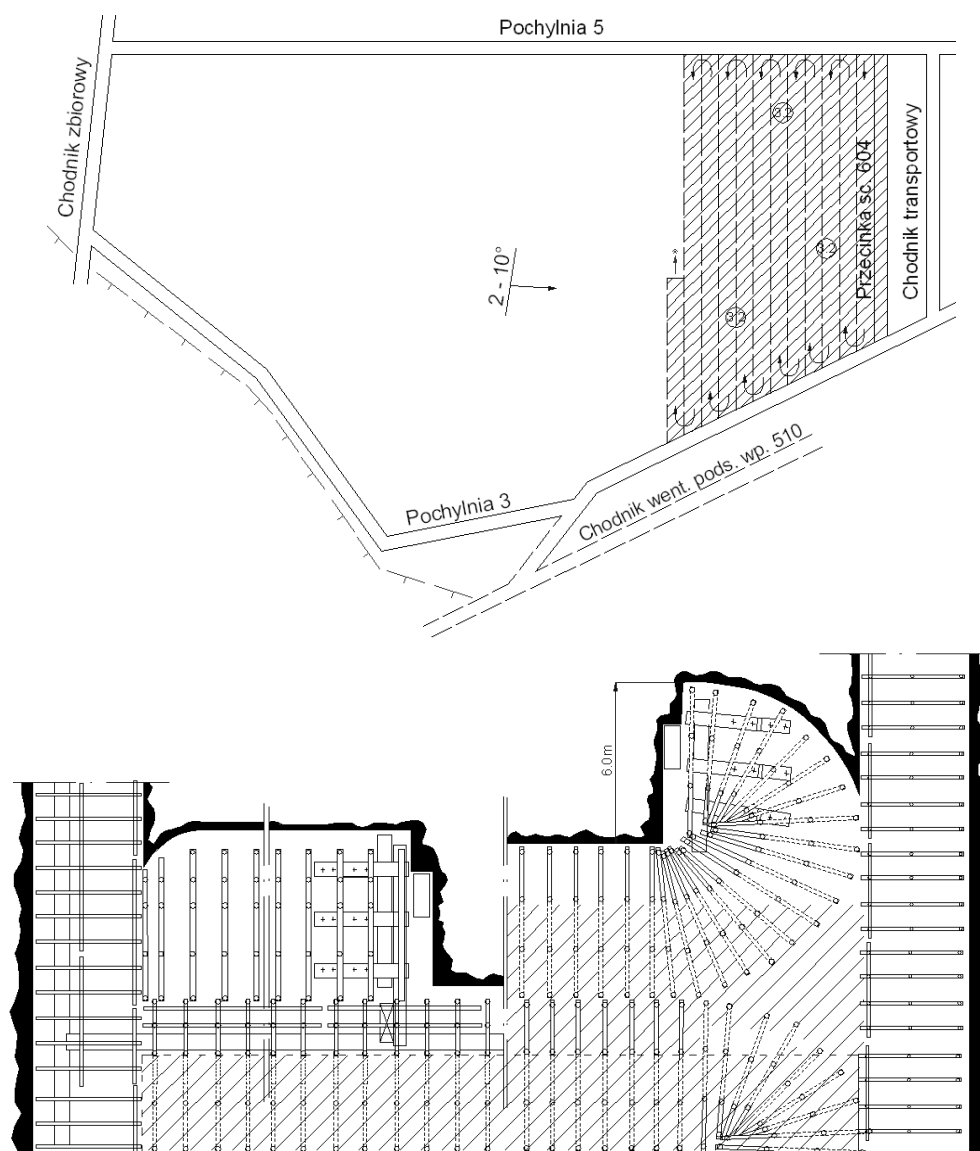
Rys. 4.24. Przykład prowadzenia przodku systemem ścianowo-ubierkowym

- **systemem szeroki chodnik** – do drążenia szerokich chodników (ok. 5,0–15 m szerokości), mogących spełniać rolę obciniek ścianowych, chodników przyścianowych lub wyrobisk eksploatacyjnych przy wybieraniu pasami (rys. 4.25).



Rys. 4.25. Przykład prowadzenia przodku systemem szeroki chodnik

Jedną z nielicznych aplikacji systemu krótkofrontowego w warunkach górnictwa polskiego jest przykład eksploatacji resztkowej parceli węgla w kopalni „Niwka-Modrzejów” (rys. 4.26). Wyposażenie zastosowanego tam kompleksu stanowiły: opisana wcześniej obudowa typu LOP, kombajn ESA-60L, a także przenośnik EKF.



Rys. 4.26. Wybieranie resztkowej partii pokładu systemem ścianowo-ubierkowym w kopalni „Niwka-Modrzejów”

Szerokość przodka wynosiła 6,0 m, wysokość 3,2 m, a długość wynikała z odległości między wyrobiskami ograniczającymi wybieraną parcelę. Przy wybieraniu każdego pasa pokładu stosowano obudowę drewnianą równoległą do przodka.

W okresie prób wybrano trzy pola i uzyskano wydobywanie rzędu 400–700 Mg/dobę przy wydajności przodkowej 22–28 Mg/rdn.

Zaletami systemu krótkofrontowego z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych są:

- zwiększenie wskaźnika wykorzystania złoza,
- uzyskanie korzystniejszych wskaźników techniczno-ekonomicznych (mniejsze koszty wyposażenia przodka, duży stopień wykorzystania maszyn, wysoki stopień wykorzystania dyspozycyjnego czasu pracy w przodku – do 90%),
- niskie obłożenie,
- możliwość wykorzystania tego samego zestawu maszyn do prac przygotowawczych i do robót eksploatacyjnych,
- niskie wskaźniki wypadkowości,
- brak konieczności dodatkowych szkoleń załogi ze względu na podobieństwo z technologią ścianową.

5. Ocena możliwości wybrania resztki pokładu węgla

Przedsiębiorstwo górnicze, funkcjonujące w warunkach gospodarki rynkowej, dąży do racjonalizacji prowadzenia działalności gospodarczej. Aby było to możliwe musi ono dysponować właściwymi informacjami geologicznymi, górnictwem i techniczno-ekonomicznymi, zasilającymi proces zarządzania. Ponieważ decyzje dotyczą przyszłości, dlatego też w zbiorze informacji wspomagających proces decyzyjny szczególne miejsce zajmują informacje o charakterze prospektywnym. Należą do nich informacje pozyskiwane w procesie planowania. Informacje planistyczne nabierają szczególnego znaczenia w przypadku przedsiębiorstw górniczych, które funkcjonują w warunkach wysokiego ryzyka.

Ryzyko niepowodzenia prowadzonego wyrobiska ściany, np. wybierkowego, może być w wysokim stopniu ograniczone przez wprowadzenie odpowiednio skonstruowanego systemu zarządzania kosztami. Informacje zawarte w tym systemie są szczególnie przydatne w bieżącym zarządzaniu kopalnią czy też przedsiębiorstw górniczych. W całym systemie planowania w przedsiębiorstwie górnictwem ważna rola przypada zarządzaniu kosztami. W kosztach znajduje odzwierciedlenie jakość funkcjonowania przedsiębiorstwa górnictwem we wszystkich elementach jego działalności. Dlatego też koszty powinny być przedmiotem systematycznego planowania, monitorowania i kontroli w przedsiębiorstwie górnictwem czy kopalni, które są prowadzone głównie w celu ich racjonalizacji. Poziom kosztów świadczy o efektywności wykorzystania zarówno zasobów geologicznych, jak i wszelkich zasobów posiadanych przez przedsiębiorstwo.

Racjonalność decyzji wyznaczają:

- ilość i jakość informacji,
- znajomość zasad rozwiązywania problemów,
- motywacja do podjęcia decyzji,
- stan, w jakim znajduje się podejmujący decyzję.

Danymi wejściowymi są:

- zbiór resztek pokładu węgla opisanych danymi geologiczno-górnictwem oznaczony przez $Z_r = \{r_1, r_2 \dots r_n\}$, gdzie r_i to i -ta resztkę, a $i = 1, 2 \dots n$,
- zbiór technologii możliwych do zastosowania w celu wybrania resztkę pokładu węgla oznaczony przez $Z_t = \{t_1, t_2 \dots t_n\}$, gdzie t_i to i -ta technologia, a $i = 1, 2 \dots n$.

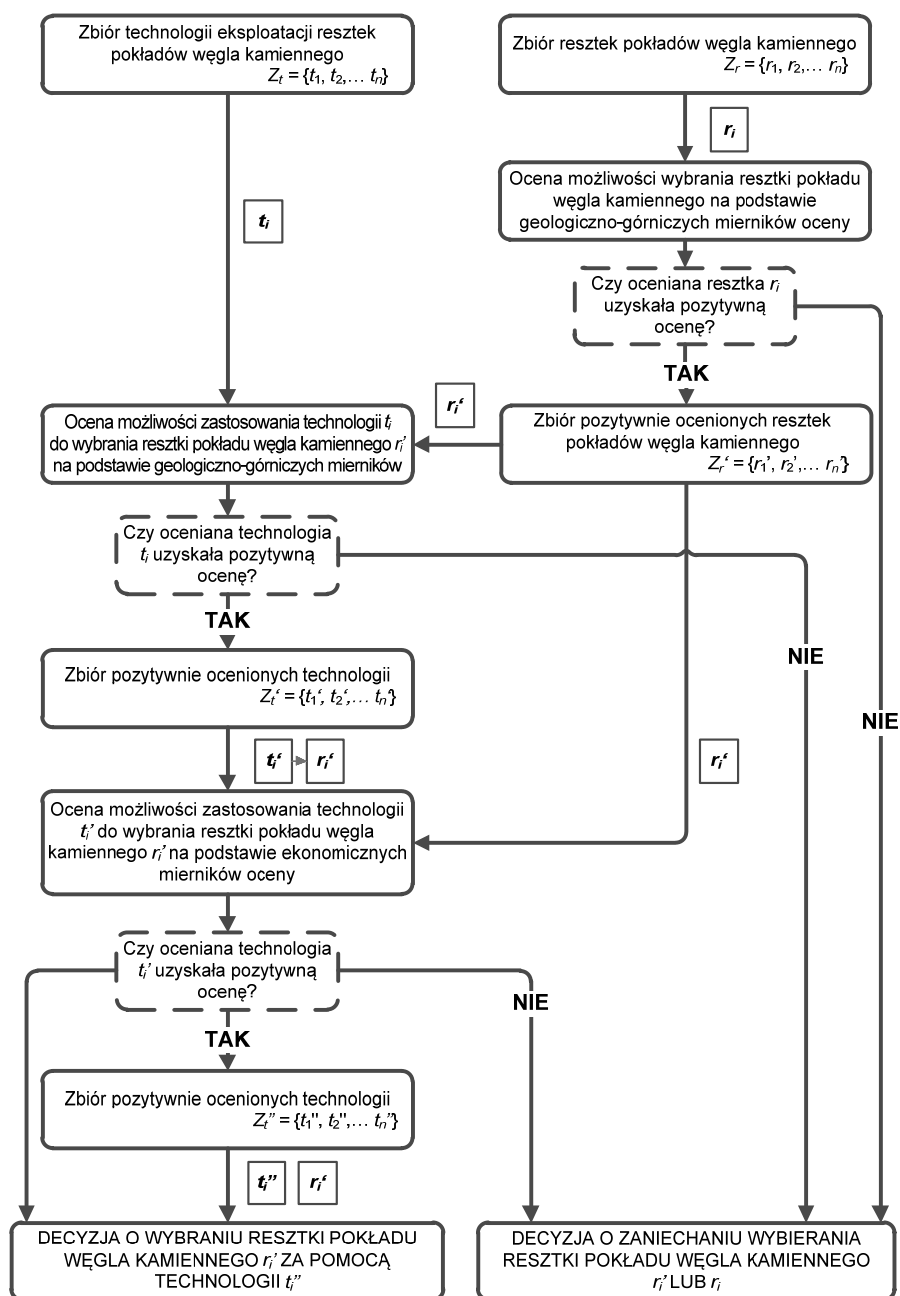
W pierwszym kroku, opierając się na dostępnych danych geologiczno-górnictwem charakteryzujących resztkę pokładu węgla (r_i), należy ocenić możliwość wybrania tej parceli na podstawie geologiczno-górnictwem mierników oceny. Jeżeli ocena wypadnie negatywnie, to należy zaniechać wybierania resztkę. Jeżeli ocena wypadnie pozytywnie, to można założyć, że ze względu na mierniki geologiczno-górnictwem jest możliwe wybranie zasobów w danej resztkę. Parcele r_i , które uzyskały ocenę pozytywną, tworzą zbiór możliwych do wybrania resztek, który oznacza się $Z_{r'} = \{r'_1, r'_2 \dots r'_n\}$, gdzie: r'_i to i -ta resztkę, która uzyskała pozytywną ocenę, a $i = 1, 2 \dots n$. Resztkę w tym zbiorze są uporządkowane liniowo według uzyskanych ocen,

w kolejności od najniższej do najwyższej; im wyższa wartość oceny tym mierniki geologiczno-górnice bardziej sprzyjają zasadności wybrania danej parceli.

Jeżeli zbiór Z_r jest zbiorem pustym, czyli $Z_r = \emptyset$, to znaczy, że ze względu na mierniki geologiczno-górnice żadna z analizowanych resztek pokładu nie może być przedmiotem eksploatacji.

Jeżeli zbiór resztek Z_r , które uzyskały ocenę pozytywną jest zbiorem niepustym, czyli $Z_r \neq \emptyset$, to przechodzi się do następnego kroku, w którym ocenia się możliwość zastosowania dostępnych technologii (t_i) ze zbioru $Z_t = \{t_1, t_2 \dots t_n\}$ do wybrania zasobów w pozytywnie ocenionej resztce (r'_i) na podstawie geologiczno-górnich mierników oceny. Technologie, które uzyskały ocenę pozytywną, tworzą zbiór technologii możliwych do zastosowania ze względu na mierniki geologiczno-górnice, oznaczony jako $Z_{r'} = \{t'_1, t'_2 \dots t'_n\}$, gdzie: t'_i to i -ta technologia, która uzyskała pozytywną ocenę, a $i = 1, 2 \dots n$. Technologie w tym zbiorze są uporządkowane liniowo według uzyskanych ocen, w kolejności od najniższej do najwyższej; im wyższa wartość oceny, tym mierniki geologiczno-górnice bardziej sprzyjają możliwości zastosowania ocenianej technologii. W przypadku, gdy zbiór $Z_{r'}$ jest zbiorem pustym, czyli $Z_{r'} = \emptyset$, oznacza to, że mimo pozytywnej oceny możliwości wybrania resztki pokładu, ze względu na mierniki geologiczno-górnice, nie istnieją technologie, które mogą zostać zastosowane do jej wybrania. Po uzyskaniu takiego wyniku podejmuje się decyzję o zaniechaniu eksploatacji węgla w resztce pokładu.

Schemat blokowy przeprowadzania oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla kamiennego przedstawia tok postępowania w celu podjęcia racjonalnej decyzji o eksploatacji bądź zaniechaniu eksploatacji resztki pokładu węgla (rys. 5.1).



Rys. 5.1. Schemat blokowy oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla kamiennego

Jeżeli zbiór technologii $Z_{t'}$, które uzyskały ocenę pozytywną jest zbiorem niepustym, czyli $Z_{t'} = \emptyset$, to przechodzi się do końcowego etapu algorytmu postępowania, w którym ocenia się możliwość zastosowania pozytywnie ocenionych technologii

(t'_i ze zbioru $Z_r = \{t'_1, t'_2 \dots t'_n\}$) do wybrania pozytywnie ocenionych resztek (r'_i ze zbioru $Z_r = \{t'_1, t'_2 \dots t'_n\}$) na podstawie mierników ekonomicznych oceny. W wyniku przeprowadzonej oceny otrzymuje się zbiór technologii możliwych do zastosowania, w pozytywnie ocenionych resztkach (r'_i), ze względu na mierniki geologiczno-górnictwa oraz ze względu na mierniki ekonomiczne. Zbiór ten oznacza się jako $Z_r = \{t''_1, t''_2 \dots t''_n\}$, gdzie: t''_i to i -ta technologia t'_i , która uzyskała pozytywną ocenę ze względu na mierniki ekonomiczne, a $i = 1, 2 \dots n$. Technologie w tym zbiorze są uporządkowane liniowo według uzyskanych ocen, w kolejności od najniższej do najwyższej; im wyższa wartość oceny, tym opłacalność ekonomiczna zastosowania danej technologii t''_i jest większa.

W przypadku, gdy zbiór Z_r jest zbiorem pustym, czyli $Z_r = \emptyset$, oznacza to, że mimo pozytywnej oceny możliwości wybrania resztek pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnictwa, mimo że istnieją technologie, które mogą zostać zastosowane do wybrania danej resztki, to nie można w sposób ekonomicznie opłacalny wybrać zasobów w analizowanych resztkach pokładów i należy podjąć decyzję o zaniechaniu eksploatacji. Natomiast, jeśli zbiór technologii Z_r jest zbiorem niepustym, czyli $Z_r \neq \emptyset$, to należy podjąć decyzję o prowadzeniu eksploatacji, gdyż oznacza to, że:

- W zbiorze analizowanych resztek pokładów Z_r istnieją resztki (r_i), które można wybrać, biorąc pod uwagę geologiczno-górnictwa mierniki możliwości eksploatacji resztek pokładów, gdyż resztki te zostały pozytywnie ocenione (r'_i).
- W zbiorze technologii możliwych do zastosowania dla wybrania pokładu węgla w resztkach Z_r istnieją technologie t_i , które można zastosować, biorąc pod uwagę geologiczno-górnictwa mierniki oceny, gdyż technologie te zostały pozytywnie ocenione t'_i .
- W zbiorze technologii pozytywnie ocenionych ze względu na mierniki geologiczno-górnictwa Z_r istnieją technologie t'_i , które można zastosować, biorąc pod uwagę ekonomiczne mierniki oceny, gdyż zostały one pozytywnie ocenione (t''_i).

6. Mierniki geologiczno-górnictwa oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – analiza i metodyka badań

6.1. Analiza literatury

6.1.1. Mierniki oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego

Ocenę możliwości wybrania konkretnego pola eksploatacyjnego przeprowadza się praktycznie na etapie sporządzania klasyfikacji zasobów do zasobów przemysłowych lub nieprzemysłowych, czyli w trakcie opracowywania Projektu Zagospodarowania Złoża. Już w definicji zasobów przemysłowych (Nieć 1990; Wanielista 1995) występują kryteria oceny zasobów pod kątem możliwości ich wydobywania, takie jak:

- jednostkowy koszt własny wydobywania,
- jakość surowca,
- parametry techniczno-geologiczne: miąższość, struktura i ciągłość złoża, mikrotektonika, właściwości skał spągowych i stropowych, warunki gazowe, bezpieczeństwo życia ludzkiego, wpływ na środowisko naturalne, rodzaj i intensywność występowania zaburzeń tektonicznych,
- stosowane systemy i sposoby eksploatacji,
- efekt ekonomiczny,
- poziom zagrożeń naturalnych (tąpniętami, wodne, gazowe, pożarowe itp.),
- wielkość i kształt parceli,
- lokalizacja w filarach ochronnych czy półkach ochronnych.

Według Kidybińskiego (1987) na ocenę pola eksploatacyjnego powinny wpływać takie czynniki, jak: stabilność skał stropowych, stabilność skał spągowych, zagrożenie tąpniętami, ciągłość pokładu, stabilność filarów, skłonność węgla do samozapalenia, skłonność pyłu węglowego do wybuchu, możliwość urabiania mechanicznego węgla oraz: parametry jakościowe węgla i ich stałość, rozmiary i kształt pola eksploatacyjnego, nachylenie, tektonika, głębokość oraz miąższość pokładu.

Kirschbaum, Roberts i Biewick (2007) wzięli pod uwagę m.in.: głębokość zalegania pokładu, grubość pokładu, strukturalną budowę złoża, czynniki środowiskowe i socjalne, techniczne ograniczenia eksploatacji, jakość węgla, a także analizę ekonomiczną oraz możliwości do zastosowania system eksploatacji.

Według Skeldinga (1982) istotnymi miernikami są: wielkość zasobów, głębokość, tektonika, nachylenie, miąższość pokładu, parametry węgla (gęstość, zawartość chloru, siarki i popiołu, przerosty), warunki stropowe i spągowe, rozmiary złoża.

Matuszewski (2003, 2000) wymienia: miąższość, zaburzenia geologiczne, głębokość, warunki stropowe i spągowe, jakość węgla, możliwe do zastosowania wyposażenie, ochronę środowiska (powierzchnia, wody słone i odpady z procesów przerobczych), a także poziom zagrożeń naturalnych i ich wpływ na możliwość prowadzenia eksploatacji (tąpnięcia, zawady, wybuchy: metanu, pyłu węglowego i gazów pożarowych).

wych, pożary endogeniczne, działanie pyłów szkodliwych dla zdrowia, warunki klimatyczne, zagrożenie radiacyjne, wyrzuty gazów i skał, zagrożenie wodne).

Według Altounyana, Hurta i Bigby'ego (1999), aby osiągnąć sukces związany z eksploatacją pokładu węgla, konieczne jest spełnienie trzech podstawowych warunków: dobre warunki występowania pokładu węgla, odpowiedni system eksploatacji oraz dogodne warunki geotechniczne. Przy ocenie możliwości prowadzenia eksploatacji węgla należy zwrócić uwagę na: miąższość pokładu, nachylenie, głębokość zalegania, warunki geologiczne, rozmiary złoża, wymagania związane z ochroną powierzchni, koszt tony węgla, wielkość koniecznych inwestycji, dostępność wyposażenia technicznego oraz lokalne przepisy górnicze, umiejętności oraz tradycję.

Przepisy prawne, warunki geologiczne, lokalne uwarunkowania, siła robocza i wyposażenie techniczne oraz konieczność obniżenia kosztów produkcji, zwiększenia wydajności i poprawy jakości produktu to mierniki, które według Stricklanda (1999), należy wziąć pod uwagę w procesie planowania eksploatacji, biorąc pod uwagę także bezpieczeństwo pracy. Istotne są ponadto: miąższość pokładu, wymiary eksploatowanej parceli, tektonika (w szczególności w przypadku stosowania systemu ścianowego), nachylenie, warunki geotechniczne, wartość inwestycji oraz ochrona środowiska.

Samanta i Samaddar (2002) zauważyli, że planując eksploatację należy wziąć pod uwagę: anomalie w zasobach, jakość węgla, dostępną infrastrukturę, typ możliwej do zastosowania technologii, metody pracy i warunki na powierzchni oraz wielkość i jakość zasobów, grubość pokładu i warunki jego zalegania.

Karbownik (1984) zwrócił uwagę, że przy podejmowaniu decyzji projektowych i inwestycyjnych w górnictwie węgla kamiennego ważnymi informacjami są: wielkość zasobów, jakość węgla, nachylenie pokładu, tektonika, metanonośność pokładu, warunki hydrogeologiczne oraz rodzaj skał towarzyszących.

Według Sobczyka (2007) o bezpieczeństwie i ekonomicznej efektywności wydobycia oraz o stopniu wykorzystania zasobów decyduje wiele czynników naturalnych i technicznych. Do najważniejszych z nich można zaliczyć: warunki tektoniczne złoża, głębokość występowania zasobów, grubość pokładu, przerosty, kąt nachylenia pokładu, urabialność, warunki stropowe, warunki spągowe oraz zagrożenia naturalne (metanowe, skłonność węgla do samozapalenia, wybuch pyłu węglowego, wyrzuty gazu i skał, tąpniętami, wodne).

W racjonalnym projektowaniu eksploatacji powinno się przewidywać wpływ zagrożeń naturalnych (tąpniętami, zawałami, pożarowe, gazowe, wodne, pyłowe) na prowadzenie robót. Ocenę racjonalności eksploatacji części złoża powinno przeprowadzać się zgodnie z opracowanym tam algorytmem (Konopko red. 2004).

6.1.2. Mierniki geologiczno-górnice doboru systemu eksploatacji

W górnictwie polskim, w ostatnich 20 latach, dobór systemu eksploatacji opierał się właściwie na wyborze między systemem ścianowym poprzecznym a systemem ścianowym podłużnym oraz dodatkowo na określaniu sposobu kierowania stropem: (...) *przy eksploatacji pokładów węgla kamiennego ze względów ekonomicznych, organizacyjnych, a przede wszystkim ze względów bezpieczeństwa pracy należy stosować ścianowe*

systemy wybierania. Szerokie wprowadzenie obudów zmechanizowanych o dużej podporności wpłynęło na zmniejszenie zagrożenia pracujących w przodkach załóg górniczych, a stosowanie obudów osłonowych wyeliminowało zagrożenie przy likwidacji wybranych przestrzeni. Systemy zabierkowe należy stosować wyłącznie w przypadkach wyjątkowych i szczególnie uzasadnionych (Bielewicz, Prus, Hołysz 1994).

W opracowanym programie komputerowym (Sęk, Snopkowski 1979) dokonano optymalnego doboru systemu eksploatacji na podstawie takich mierników, jak: głębokość zalegania pokładu, grubość pokładu, nachylenie pokładu, warunki spągowe i stropowe, urabialność węgla, skłonność do tupań, gazowość złoża, skłonność do samozapalenia, lecz wybierać można było jedynie spośród ścian podłużnych lub poprzecznych z kierowaniem stropu na zawał lub podsadzkę. Autorzy założyli więc, że w przyszłości będzie stosowany tylko system ścianowy jako najbardziej konkurencyjny i zapewniający największy poziom bezpieczeństwa pracy. Potwierdzenie takiego sposobu myślenia można znaleźć także w pracy Przybyły i Chmieli (1997) oraz w pracy Magdy (1985). Autorzy ci dokonali odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu produkcyjnego kopalni węgla kamiennego eksploatującej złoża systemem ścianowym. System ścianowy został także uznany za najbardziej efektywny system wybierania przez Koziela, Sikorę i Jaszcuka (2008) i według nich w ciągu najbliższych 15 lat będzie on dominującym systemem w polskim górnictwie.

Według Altounyana, Hurta i Bigby'ego (1999) oba powszechnie stosowane systemy eksploatacji w światowym górnictwie podziemnym – ścianowy i filarowo-komorowy – zostały rozwinięte, aby umożliwić, w różnych warunkach geologiczno-górnictwowych: obniżenie nakładów siły roboczej, zwiększenie bezpieczeństwa pracy, polepszenie warunków pracy oraz zwiększenie wydajności. Przy doborze systemu eksploatacji należy zwrócić uwagę na: miąższość pokładu, nachylenie, głębokość zalegania, warunki geologiczne, rozmiary złoża, wymagania związane z ochroną powierzchni, koszt tony węgla, wielkość koniecznych inwestycji, dostępność wyposażenia technicznego oraz lokalne przepisy górnicze, umiejętności oraz tradycję.

6.1.3. Mierniki ekonomicznej oceny eksploatacji parcel pokładów węgla oraz analiza ekonomiczna projektów wybierania parcel pokładów węgla

W trakcie klasyfikowania zasobów należy już uwzględnić aspekty ekonomiczne, gdyż: (...) *zasoby przemysłowe są częścią zasobów bilansowych, która może być przedmiotem ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji, w warunkach określonych przez projekt zagospodarowania złoża, optymalny z punktu widzenia technicznego i ekonomicznego przy spełnieniu wymagań ochrony środowiska* (Nieć 1990; Wanielista 1995). Niestety bierze się jedynie pod uwagę jednostkowy koszt własny wydobycia, który ma być niższy od ceny rynkowej.

Według Wanielisty (1995), przeprowadzając ocenę efektywności ekonomicznej inwestycji, zazwyczaj należy opierać się na następujących wskaźnikach efektywności ekonomicznej: wartość zaktualizowana netto (*NPV*), zdyskontowana stopa zysku, wewnętrzna stopa zwrotu (*IRR*), okres zwrotu nakładów inwestycyjnych, prosta stopa zwrotu, analiza prognozy rentowności, analiza wrażliwości, relacja między zadłużeniem

długoterminowym a kapitałem zakładowym, współczynnik płynności. Jest to zgodne ze standardem oceny projektów inwestycyjnych, czyli metodyką opracowaną przez UNIDO (Behrens, Hawranek 1993).

Podobne podejście jest prezentowane w pracach (Nowak 1996; Sierpińska, Jachna 1995; Ostrowska 2002; Butra, Kicki, Wanielista 2004; Lubosik, Rędzia 2008).

Butra i inni (2004) zauważyli, że w ocenie ekonomicznej projektów górniczych mają zastosowanie metody używane także w innych obszarach gospodarczych, z tą różnicą, że przygotowanie i interpretacja danych wejściowych i wyjściowych powinny w uzasadnionych przypadkach uwzględniać specyfikę branży. Podstawową i dotychczas powszechnie stosowaną jest metoda zdyskontowanych przepływów pieniężnych z wykorzystaniem zaktualizowanej wartości netto oraz wewnętrznej stopy zwrotu.

W komputerowym systemie eksperckim (Samanta, Samaddar 2002), pomagającym projektować eksploatację, uwzględniano także takie parametry, jak: okres zwrotu zainwestowanego kapitału, średnioroczny okres zwrotu zainwestowanego kapitału, zysk netto, aktualną zdyskontowaną wartość przepływów finansowych, stopę zwrotu z kapitału, wskaźnik zyskowności, próg rentowności oraz analizę wrażliwości.

Według Skeldinga (1982) przy ocenie możliwości prowadzenia eksploatacji należy uwzględnić: nakłady inwestycyjne i koszty eksploatacyjne oraz metodę zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF – *discounted cash flow rate of return*).

Na ocenę opłacalności projektu górniczego mają wpływ także takie mierniki, jak (Karbownik 1984): wielkości nakładów inwestycyjnych, okres realizacji inwestycji, wydobyte kopalni, koszty eksploatacji złoża, cena zbytu węgla, wysokość stopy procentowej oraz ryzyko związane ze zmianami w czasie warunków realizacji inwestycji (Karbownik wymienia mierniki mające wpływ na poziom rentowności inwestycji związanej z budową nowej kopalni, lecz mierniki te można odnieść także do inwestycji związanej z projektowaniem eksploatacji w danej parceli pokładu węgla).

Ocenę ekonomicznej efektywności inwestycji związanej z wydobywaniem węgla w pracy Wodarskiego i Karbownika (2008) przeprowadzono za pomocą wartości zaktualizowanej netto (*NPV*). O konieczności aktualizacji strumieni nakładów i efektów na wspólną chwilę w trakcie przeprowadzania oceny ekonomicznej efektywności inwestycji górniczych zwraca uwagę także Magda (1985).

Altounyan, Hurt i Bigby (1999) wspominają także o: wydajności, wielkości nakładów siły roboczej, koszcie tony węgla oraz wielkości koniecznych inwestycji. Strickland (1999) dodaje takie mierniki oceny, jak: koszt, wielkość nakładów inwestycyjnych, wykorzystanie aktywów oraz zyskowność.

Pod uwagę należy także brać: cenę jednostkową węgla, koszt jednostkowy wydobycia, wielkość wydobycia, czas eksploatacji. Mierniki te uwzględniali Przybyła (1988), Przybyła i Chmiela (1997), dokonując doboru optymalnego wariantu uzbrojenia ścian w oparciu o graniczny czas zwrotu różnicy nakładów.

Do oceny inwestycji stosowany jest też wskaźnik efektywności inwestycji (Hellwig 1985; Wanielista 1995; Butra, Kicki, Wanielista 2004; Paździora 1980), określający wartość produkcji, bieżące koszty produkcji, nakłady inwestycyjne, współczynnik zamrożenia nakładów inwestycyjnych, średnią stopę amortyzacji, nakłady na początkowy zapas środków obrotowych, średnią stopę oprocentowania kredytów bankowych.

W celu wyznaczenia wymienionych wyżej wskaźników służących do oceny opłacalności projektów inwestycyjnych konieczne jest określenie poszczególnych pozycji kosztów oraz przychodów.

Całkowite koszty produkcji według poradnika „UNIDO” (Behrens, Hawranek 1993; Wanielista 1995) stanowią sumę:

- kosztów operacyjnych (koszty fabryczne, koszty administracji, koszty sprzedaży, koszty dystrybucji),
- kosztów finansowych (głównie odsetki od zaciągniętych przez firmę kredytów),
- amortyzacji.

Koszty fabryczne obejmują: koszty materiałów i surowców bezpośrednich, płac, koszty pośrednie, remontów, konserwacji i części zamiennych, ogólnozakładowe (płace i wynagrodzenia robotników i pracowników niezatrudnionych bezpośrednio w produkcji, materiały pomocnicze, pośrednie czynniki produkcji, takie jak np. woda, energia elektryczna, gaz, para wodna itp., remonty i konserwacja, odprowadzanie ścieków).

Według Nowaka (1996) oraz Sierpińskiej i Jachny (1995) koszty powinny obejmować takie pozycje, jak: amortyzacja, zużycie materiałów i energii, usługi obce, wynagrodzenia z narzutami, podatki i inne koszty. Przychody natomiast uzyskiwane są ze sprzedaży produktów i usług oraz z operacji finansowych.

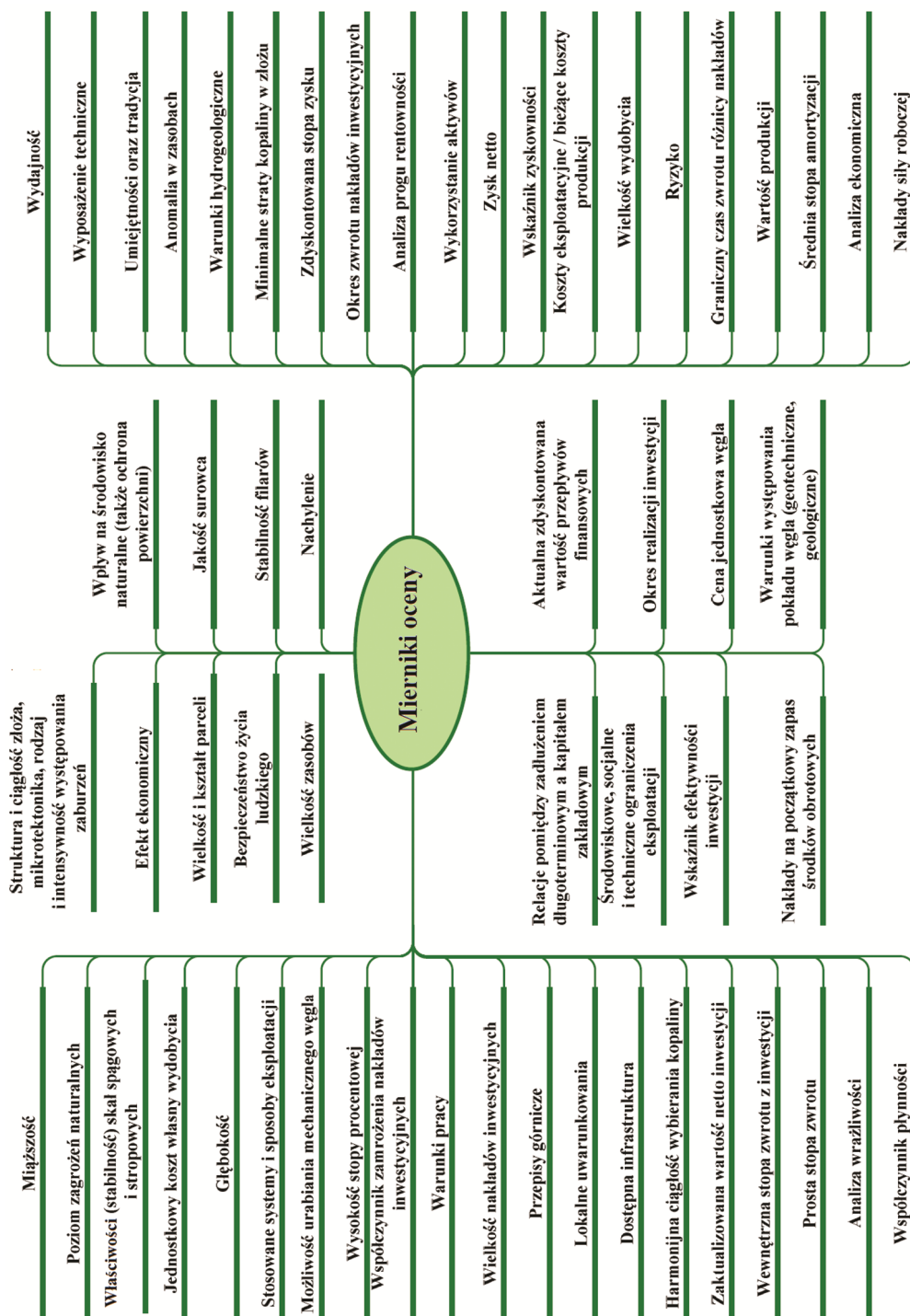
Koszt związany z prowadzeniem ściany (ogólniej – wyrobiska eksploatacyjnego) według Magdy (1999) obejmuje: koszt przodkowy (na który składają się: robocizna, materiały, energia, amortyzacja maszyn i urządzeń), koszt wykonania wyrobisk przygotowawczych, koszt likwidacji zrobów i wyrobisk przygotowawczych lub ich utrzymania, koszt odstawy urobku i przewietrzania w polu wybierania, koszt uruchomienia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego, koszt remontów maszyn i urządzeń, koszt transportu materiałów, maszyn i urządzeń w polu eksploatacyjnym.

Materzok (2000), przeprowadzając ocenę efektywności ekonomicznej wybierania filarów, uwzględnił koszty: wynagrodzenia, materiałów, energii, amortyzacji, transportu i podszadzenia oraz pozostałe koszty. Po stronie przychodów uwzględnił natomiast przychody ze sprzedaży oraz efekt ekologiczny.

Według Lubosika i Rędzi (2008) podstawą oceny ekonomicznej efektywności przedsięwzięcia eksploatacji parceli węgla jest określenie poziomu nakładów inwestycyjnych, sporządzenie prognozy amortyzacji, oszacowanie kosztów (koszty przygotowania frontu eksploatacji oraz produkcji bez amortyzacji), sporządzenie prognozy przychodów ze sprzedaży, sporządzenie prognozy wyniku ze sprzedaży oraz określenie przepływów finansowych.

6.1.4. Zestawienie mierników oceny możliwości wybrania pola eksploatacyjnego

Na podstawie przeglądu literatury dokonano zestawienia dotychczas stosowanych mierników geologiczno-górnich i ekonomicznych oceny możliwości wybierania danych zasobów, doboru technologii wybierania oraz sporządzania ekonomicznej oceny przedsięwzięcia (Lubosik 2009). Przedstawiono je na rysunku 6.1.



Rys. 6.1. Mierniki oceny możliwości wybrania konkretnego pola eksploatacyjnego, mierniki doboru technologii eksploatacji oraz mierniki oceny ekonomicznej opłacalności przedsięwzięcia

6.2. Określenie mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – metodyka badań

6.2.1. Badania ankietowe

Spośród istniejących sposobów pozyskiwania opinii ekspertów, takich jak np. ankiety, wywiady kierowane, panele, burza mózgów (Kozdrój, Przybyła 1986), do badań wybrano badania ankietowe. Badania ankietowe to samodzielna, standaryzowana grupa technik pozyskiwania informacji, oparta na pośrednim komunikowaniu się badacza z respondentami, z wykorzystaniem kwestionariusza, za pomocą którego pozyskuje on pisemne przekazy faktów lub opinii respondentów.

6.2.1.1. Cel i przedmiot badań ankietowych

Badania ankietowe posłużyły do uzyskania opinii ekspertów dotyczących geologiczno-górnich mierników oceny możliwości wybrania resztki oraz opinii dotyczącej geologiczno-górnich mierników doboru technologii wybierania zasobów zalegających w parcelach resztkowych. W badaniach tych eksperci określali wagę każdego z mierników, czyli wpływ stanu/wartości miernika na ocenę możliwości eksploatacji resztki pokładu oraz wpływ na dobór technologii wybierania zasobów węgla w resztkach. Ponadto każdy z ekspertów miał możliwość dodania własnych, innych od zaproponowanych przez autorów, mierników oceny.

6.2.1.2. Opracowanie kwestionariusza

Kwestionariusz składał się z pięciu części:

- tytułu,
- wstępu (precyzującego cel badania, kto przeprowadza badania, kim są respondenci, w jaki sposób zostaną wykorzystane wyniki ankiety),
- określenia stopnia kompetencji respondenta,
- pytań ankietowych,
- metryczki (zawierającej dane respondenta – imię i nazwisko, stanowisko, nazwa zakładu pracy, telefon służbowy).

6.2.1.3. Wybór grupy respondentów

Wśród respondentów znalazły się osoby kompetentne, będące specjalistami w danej dziedzinie, posiadające wiedzę i doświadczenie i szerokie horyzonty myślowe. Respondenci nie mieli ze sobą kontaktu. Podstawowym wymogiem było zajmowane stanowisko oraz staż pracy nie krótszy niż pięć lat.

6.2.1.4. Określenie stopnia kompetencji respondenta

Przyjmując za (Antoszkiewicz 1982; Helmer 1985; Męczyńska 1999; Potocki 1988), że samoocena respondenta, określająca jego kompetencje, może być stosunkowo dobrze skorelowana z jego faktyczną biegłością, jako wskaźnik stopnia kompetencji przyjęto współczynnik K_k , określony za pomocą wzoru (Potocki 1988)

$$K_k = \frac{k_z + k_a}{2} \quad (6.1)$$

gdzie:

K_k – współczynnik kompetencji respondenta,

k_z – współczynnik stopnia zaznajomienia respondenta z danym problemem,

k_a – współczynnik argumentacji.

W celu określenia wartości współczynnika stopnia zaznajomienia respondenta z analizowanym problemem (k_z), każdemu stopniowi zaznajomienia respondenta z danym problemem przypisano odpowiednią liczbę punktów, zgodnie z tabelą 6.1 i przemnożono przez 0,1.

Tabela 6.1. Skala punktowa samooceny służąca do wyznaczenia współczynnika stopnia zaznajomienia respondenta z danym problemem

Stopień znajomości problemu	Liczba punktów
Respondent nie zna problemu	0
Respondent słabo zna problem, ale wchodzi on w sferę jego osobistych zainteresowań	1, 2, 3
Respondent w stopniu zadowalającym zna problem, ale nie bierze udziału w jego praktycznym rozwiązywaniu	4, 5, 6
Respondent dobrze zna problem, uczestniczy w praktycznym jego rozwiązywaniu	7, 8, 9
Problem należy do wąskiej specjalizacji respondenta	10

W celu określenia wartości współczynnika argumentacji k_a sumuje się wartości przyporządkowane odpowiedniemu stopniowi wpływu źródeł argumentacji na opinię respondenta podanych przez niego w ankiecie. Wartości liczbowe, odpowiadające stopniowi wpływu źródeł argumentacji na opinię respondenta, przedstawiono w tabeli 6.2.

Tabela 6.2. Skala punktowa źródeł argumentacji respondenta

Źródło argumentacji	Argumentacja		
	wysoka	średnia	niska
Przeprowadzona przez respondenta analiza teoretyczna	0,3	0,2	0,1
Doświadczenie praktyczne respondenta	0,5	0,35 (0,4)	0,2
Analiza literatury rodzimych autorów	0,05	0,05	0,05
Analiza literatury zagranicznej	0,05	0,05	0,05
Intuicja respondenta	0,1 (0,05)	0,1 (0,05)	0,1 (0,05)

Założono, że do grupy ekspertów zostaną przyjęte osoby, których wartość współczynnika kompetencji spełni warunek (Bijańska 2006)

$$K_k \geq 0,5 \quad (6.2)$$

Opinie respondentów, których współczynnik kompetencji był mniejszy od 0,5, nie były brane pod uwagę i wykluczano je z dalszych analiz.

6.2.2. Metoda względnej ważności

Metoda względnej ważności służy do określenia przez grupę ekspertów liniowego porządku w zbiorze obiektów z punktu widzenia określonego kryterium, czy też wyznaczenia względnej ważności różnych cech lub zmiennych, ważnych dla rozwiązania badanego problemu (Potocki 1988).

Istotą metody jest uzyskanie uogólnionego wniosku co do wybranego problemu/parametru na podstawie informacji uzyskanych od ekspertów-specjalistów, w warunkach wykluczających wymianę poglądów między ekspertami.

Metoda względnej ważności została wykorzystana do wyznaczania ważności geologiczno-górnictwowych mierników oceny możliwości wybrania resztki pokładu oraz geologiczno-górnictwowych mierników doboru technologii wybierania zasobów w parcelach resztkowych. Danymi wejściowymi były wyniki badań ankietowych.

Określenie ważności poszczególnych mierników przeprowadzono w oparciu o wartość współczynników względnej ważności.

6.2.2.1. Dane wejściowe

Wyniki badań ankietowych polegających na nadaniu ocen n miernikom ($j = 1 \dots n$) przez m ekspertów ($k = 1 \dots m$), będące danymi wejściowymi, zestawione są w tabeli ocen. Tabela ocen jest macierzą $C = [c_{jk}]$, gdzie c_{jk} – to ocena nadana j -temu miernikowi przez k -tego eksperta.

W przypadku, gdy k -ty ekspert nie nadał oceny c_{jk} j -temu miernikowi, przyjmuje się, że c_{jk} jest średnią wartością ocen nadanych j -temu miernikowi przez pozostałych ekspertów.

6.2.2.2. Rangowanie ocen ekspertów

W celu przeprowadzenia rangowania ocen ekspertów buduje się macierz rang $[r_{jk}]$, w której przyporządkowuje się każdej ocenie c_{jk} nadanej przez k -tego eksperta rangę r_{jk} , zaczynając od rangi o wartości 1 dla maksymalnej nadanej przez eksperta oceny (maksymalną wartość rangi otrzymuje wtedy najmniejsza ocena nadana przez eksperta). Jeżeli w ocenie eksperta znajdują się grupy ocen o takiej samej wartości, to każdej z nich przyporządkowuje się średnią arytmetyczną rangę, którą otrzymałyby, gdyby były różne.

6.2.2.3. Wyznaczanie macierzy wyników porównywalnych

Konstruuje się macierz $\mathbf{X} = [x_{ij}]$ wyników porównania rangi parametrów r_i i r_j , gdzie $i, j \in (1 \dots n)$. Przy ustalaniu poszczególnych elementów macierzy porównań postępuje się następująco:

- Porównuje się rangę r_{ij} dwóch różnych mierników c_i oraz c_j nadane przez k -tego eksperta (gdzie $k = 1 \dots m$). Rangę tych parametrów oznacza się odpowiednio r_i^k oraz r_j^k . Przyznanie priorytetu lub nie jednemu z mierników z pary (c_i, c_j) wyraża się nadaniem określonej wartości x_{ij}^k parze (r_i^k, r_j^k) zgodnie ze wzorem (Legut 1979)

$$x_{ij}^k = \begin{cases} 1 & \text{gdy } r_i^k < r_j^k \\ 0,5 & \text{gdy } r_i^k = r_j^k \\ 0 & \text{gdy } r_i^k > r_j^k \end{cases} \quad (6.3)$$

- Wyznacza się element macierzy x_{ij} za pomocą wzoru (Legut 1979)

$$x_{ij} = \sum_{k=1}^m x_{ij}^k \quad (6.4)$$

Wszystkie elementy macierzy $\mathbf{X}$ spełniają równość dla każdego i oraz j (Legut 1979)

$$x_{ij} + x_{ji} = m \quad (6.5)$$

6.2.2.4. Weryfikacja zgodności stanowiska grupy ekspertów

Wiarygodność uzyskanych wyników opinii ekspertów mierzy się, określając stopień zgodności opinii ekspertów. Wykorzystać do tego celu można współczynnik konkordancji W Kendalla i Babingtona-Smitha (Steczowski, Zeliaś 1981; Przybyła 1988; Stabryła 2000; Kowalik 2004). Współczynnik konkordancji określa się za pomocą wzoru (Kowalik 2004)

$$W = \frac{\sum_{j=1}^n \left[\sum_{k=1}^m r_{jk} - \frac{m(n+1)}{2} \right]^2}{\frac{1}{12} m^2 (n^3 - n) - m \sum_{k=1}^m T_k} \quad (6.6)$$

gdzie T_k jest wskaźnikiem związanych rang ocen nadanych przez k -tego eksperta, wyznaczanym za pomocą wzoru (Kowalik 2004)

$$T_k = \sum_{o=1}^l (t_o^3 - t_o) \quad (6.7)$$

przy czym:

l – liczba grup o połączonych rangach,

t_o – liczba równych rang w o -tej grupie ($1 \leq o \leq l$).

Wartości współczynnika konkordancji W Kendalla i Babingtona-Smitha mogą się zawierać w zakresie od 0 do 1. Większa wartość współczynnika W świadczy o większej zgodności opinii ekspertów, przy czym, gdy przyjmuje wartość 1, to można mówić o uporządkowaniach identycznych, a gdy wartość 0 – o uporządkowaniach całkowicie niezgodnych. Za Stabryłą (2000) można przyjąć, że:

Tabela 6.3. Stopień zgodności opinii ekspertów w zależności od wartości współczynnika konkordancji

Wartość współczynnika konkordancji W	Stopień zgodności opinii ekspertów
$0,20 < W \leq 0,40$	dostateczny
$0,40 < W \leq 0,60$	dobry
$0,60 < W \leq 0,80$	plus dobry
$0,80 < W \leq 0,95$	bardzo dobry
$0,96 < W \leq 1,00$	idealny

Do stwierdzenia statystycznej istotności współczynnika konkordancji służy test χ^2 , który ma postać (Kowalik 2004)

$$\chi^2 = \frac{\sum_{j=1}^n \left[\sum_{k=1}^m r_{jk} - \frac{m(n+1)}{2} \right]^2}{\frac{1}{12} mn(n+1)} \quad (6.8)$$

W celu stwierdzenia statystycznej istotności, stawia się hipotezę H_0 , że współczynnik W jest równy zero ($H_0: W = 0$) wobec hipotezy alternatywnej H_1 , że współczynnik W jest różny od zera ($H_1: W \neq 0$). Weryfikacja hipotezy H_0 polega na porównaniu wartości χ^2 obliczonej za pomocą zależności (6.8) z wartością χ^2_α odczytaną z tablic rozkładu χ^2 dla ustalonego poziomu istotności α i dla $n-1$ stopni swobody. Jeżeli jest spełniona nierówność (Kowalik 2004)

$$\chi^2 \geq \chi^2_\alpha \quad (6.9)$$

to odrzuca się hipotezę H_0 na korzyść hipotezy H_1 .

Odrzucenie hipotezy H_0 i przyjęcie hipotezy alternatywnej H_1 oznacza, że na poziomie istotności α i dla $n-1$ stopni swobody opinie ekspertów są zgodne.

Jeżeli nierówność (6.9) nie jest spełniona, zachodzi konieczność eliminacji przeciwnych opinii ekspertów. Do zbadania zgodności stanowisk dwóch ekspertów należy posłużyć się wzorem (Kozdrój, Przybyła 1986)

$$\rho_k = \frac{\frac{1}{6}(n^3 - m) - S - M - L}{\frac{1}{6}(n^3 - m) - M \frac{1}{6}(n^3 - n) - L} \quad (6.10)$$

gdzie:

$$S = \sum_{j=1}^n (x_{kj} - x_k)^2 \quad (6.11)$$

$$M = \sum_{T_j} T_j (T_j - 1) \quad (6.12)$$

$$T_j = \frac{1}{12} \sum_{t_j} (t_j^3 - t_j) \quad (6.13)$$

$$L = \sum_{l_j} l_j (l_j - 1) \quad (6.14)$$

t_j – liczba jednakowych rang w k -tym rangowaniu,

l_j – liczba powtórzeń każdej rangi w ocenach jednego spośród dwóch ekspertów.

Za pomocą współczynnika ρ_k (6.10) można wyodrębnić grupy ekspertów o jednakowych i zbliżonych opiniach. Współczynnik ρ_k przyjmuje wartości ujemne, wówczas gdy opinie k -tego eksperta są sprzeczne z opiniami pozostałych członków grupy ekspertów. Oceny takiego eksperta należy wyeliminować z macierzy ocen i ponownie obliczyć współczynnik konkordancji (6.6).

6.2.2.5. Wyznaczanie macierzy częstości porównań

Elementy macierzy częstości porównań $\mathbf{P} = [p_{ij}]$ wyznaczone są na podstawie wzoru (Legut 1979)

$$p_{ij} = \begin{cases} \frac{x_{ij}}{m} & \text{dla } i \neq j \\ 0 & \text{dla } i = j \end{cases} \quad (6.15)$$

Elementy symetryczne względem głównej przekątnej spełniają równość (Legut 1979)

$$p_{ij} + p_{ji} = 1 \quad (6.16)$$

6.2.2.6. Wyznaczanie macierzy kwantyli

Macierz kwantyli rzędu $\mathbf{P}_{ij}$ standaryzowanego rozkładu normalnego $N(0, 1)$ $\mathbf{Z} = [z_{ij}]$ wyznacza się korzystając z zależności (Legut 1979)

$$\mathbf{P}_{ij} = F(z_{ij}) = \int_{-\infty}^{z_{ij}} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{x^2}{2}\right) dx \quad (6.17)$$

gdzie z_{ij} jest nieznaną wartością zmiennej losowej normalnej $N(0, 1)$. Macierz $\mathbf{Z} = [z_{ij}]$ jest macierzą skośnosymetryczną, w której elementy leżące na głównej przekątnej są równe zero i wszystkie jej elementy spełniają równość $z_{ij} = -z_{ji}$.

6.2.2.7. Obliczanie współczynników względnej ważności mierników w_i

Współczynniki względnej ważności mierników w_i (gdzie $i = 1 \dots n$) oblicza się z zależności (Legut 1979)

$$w_i = \frac{F(\bar{z}_i)}{\sum_{i=1}^n F(\bar{z}_i)} \quad (6.18)$$

gdzie $\bar{z}_i$ – średnia arytmetyczna kwantyli z_{ij} wyznaczana ze wzoru (Legut 1979)

$$\bar{z}_i = \frac{\sum_{j=1}^n z_{ij}}{n} \quad (6.19)$$

Wartości współczynników względnej ważności mierników w_i mieszczą się w przedziale (Legut 1979)

$$0 \leq w_i \leq 1 \quad (6.20)$$

a ich suma wynosi (Legut 1979)

$$\sum_{i=1}^n w_i = 1 \quad (6.21)$$

6.2.3. Analiza czynnikowa

Analizę czynnikową wykorzystano do redukcji ilości geologiczno-górnich mierników oceny możliwości wybrania resztki pokładu oraz geologiczno-górnich mierników doboru technologii wybierania zasobów zalegających w resztkach, bez istotnej utraty zawartych w nich informacji. Danymi wejściowymi będą wyniki badań ankietowych.

Główne zastosowanie analizy czynnikowej to: redukcja liczby zmiennych oraz wykrywanie struktury w związkach między zmiennymi (klasyfikacja zmiennych). Za twórcę analizy czynnikowej uważa się Ch. Spearmana, natomiast podstawy analizy czynnikowej opracował oraz jako pierwszy użył terminu „analiza czynnikowa”, Thurstone (1931, 1947). Podstawy analizy czynnikowej oraz szczegółowe opisy procedur stosowanych w analizie czynnikowej można znaleźć w pracach (Stanisz 2007; Gatnar, Walesiak 2004; Gatnar 2003; Pluta 1986).

Celem analizy czynnikowej jest zastąpienie badanych zmiennych mniejszą liczbą zmiennych (czynników), takich, od których badane zmienne są liniowo zależne, i które możliwie najlepiej wyjaśniają zależności (korelacje), jakie występują między nimi. Innymi słowy można dokonać redukcji zmiennych bez istotnej utraty zawartych w nich informacji lub redukcji pełnego zbioru cech potencjalnych, opisujących badany obiekt do pewnego zbioru cech mających największy wpływ na tę zbiorowość.

6.2.3.1. Dane wejściowe

Przedmiotem analizy czynnikowej jest zbiór obserwowanych zmiennych x

$$x = [x_1, x_2 \dots x_n],$$

które po poddaniu standaryzacji przyjmują postać

$$z = [z_1, z_2 \dots z_n].$$

Zestandaryzowane zmienne charakteryzują się zerową wartością średnią oraz jednostkowym odchyleniem standardowym, czyli wariancja zmiennej równa jest 1.

6.2.3.2. Założenia analizy czynnikowej

Między zmiennymi zachodzą związki, których siłę określają współczynniki korelacji liniowej Pearsona, $R = [r_{kj}]$, gdzie (Gatnar 2003)

$$r_{kj} = \begin{cases} 1 & \text{dla } k = j \\ \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n z_{ik} z_{ij} & \text{dla } k \neq j \end{cases} \quad (6.22)$$

Elementy głównej przekątnej macierzy korelacji R interpretuje się jako współczynniki korelacji zmiennej z nią samą, a także jako całkowitą wariancję każdej zmiennej.

Na podstawie analizy macierzy współczynników korelacji można wstępnie ocenić zasadność zastosowania analizy czynnikowej. Im większe współczynniki korelacji tym większa zasadność zastosowania analizy czynnikowej.

Główne założenie analizy czynnikowej mówi, że wariancja zmiennej z_j jest sumą zasobu zmienności wspólnej oraz zmienności (wariancji) specyficznej (Gatnar 2003)

$$S^2(z_j) = h_j^2 + b_j^2 \quad (6.23)$$

gdzie:

h_j^2 – zasób zmienności wspólnej, będący częścią wariancji zmiennej z_j , która jest objaśniana przez czynniki główne,

b_j^2 – wariancja specyficzna (swoista), czyli zmienność czynnika swoistego U_i , który opisuje pozostałą część wariancji zmiennej z_j .

Model analizy czynnikowej zakłada, że każdą z obserwowanych zmiennych po standaryzacji można przedstawić jako funkcję liniową zmiennych nieobserwowanych F , które nazywa się czynnikami wspólnymi, i pojedynczego czynnika specyficznego U . Model ten można zapisać w postaci (Gatnar 2003)

$$\mathbf{Z} = \mathbf{AF} + \mathbf{BU} \quad (6.24)$$

gdzie:

$\mathbf{Z} = [Z_1, Z_2 \dots Z_M]$ – wektor standaryzowanych zmiennych,

$\mathbf{A} = [a_{mk}]$ – macierz ładunków czynnikowych czynników wspólnych ($m = 1 \dots M$; $k = 1 \dots K$),
 $\mathbf{F} = [F_1, F_2 \dots F_K]$ – wektor czynników wspólnych (poszukiwanych zmiennych nieobserwowalnych),
 $\mathbf{B} = [\text{diag}(b_m)]$ – macierz ładunków czynnikowych czynników specyficznych,
 $\mathbf{U} = [U_1, U_2 \dots U_M]$ – macierz czynników specyficznych charakterystycznych dla m -tej zmiennej.

Podstawowym zadaniem analizy czynnikowej jest rozwiązanie powyższego równania, czyli wyznaczenie macierzy ładunków czynnikowych $\mathbf{A}$ dla zadanej z góry macierzy obserwacji $\mathbf{Z}$.

Model powyższego równania można zapisać dla każdej zmiennej Z_j w postaci (Gatnar 2003)

$$Z_j = a_{j1}F_1 + \dots + a_{jK}F_K + b_jU_j \quad (6.25)$$

gdzie współczynniki a_{jk} to ładunki czynnikowe.

Ładunek czynnikowy k -tego czynnika na j -tej zmiennej jest równy współczynnikowi korelacji j -tej zmiennej z k -tym czynnikiem (Gatnar 2003)

$$r_{z_j F_k} = a_{jk} \quad (6.26)$$

Ponieważ wzór na wariancję zmiennej z_j (9.23) można wyprowadzić z zależności (Gatnar 2003)

$$S^2(z_j) = 1 = a_{j1}^2 + a_{j2}^2 + \dots + a_{jK}^2 + b_j^2 \quad (6.27)$$

to wtedy (Gatnar 2003)

$$h_j^2 = a_{j1}^2 + a_{j2}^2 + \dots + a_{jK}^2 \quad (6.28)$$

W analizie czynnikowej dąży się do maksymalnego wyeliminowania wpływu czynników swoistych na rzecz czynników głównych. Warunek ten jest tym lepiej spełniony, im zasób zmienności wspólnej h_j^2 ma większy udział w całkowitej wariancji zmiennych. Dokonuje się tego przez zastąpienie w macierzy korelacji $\mathbf{R}$, określonej wzorem (6.22), całkowitych wariancji zmiennych $S^2(z_j)$ znajdujących się na przekątnej głównej, zasobami zmienności wspólnej h_j^2 . Tak przekształconą macierz korelacji $\mathbf{R}$ nazywamy zredukowaną macierzą korelacji $\hat{\mathbf{R}}$ (Gatnar 2003)

$$\hat{\mathbf{R}} = \begin{bmatrix} \hat{r}_{kj} \end{bmatrix} \quad (6.29)$$

gdzie element $\hat{r}_{kj}$ wyznacza się z (Gatnar 2003)

$$\hat{r}_{kj} = \begin{cases} h_j^2 & \text{dla } k = j \\ r_{kj} & \text{dla } k \neq j \end{cases} \quad (6.30)$$

Do wyznaczania zredukowanej macierzy korelacji $\hat{\mathbf{R}}$ wykorzystuje się zasoby zmienności wspólnej h_i^2 . Zasoby te muszą zostać wstępnie oszacowane za pomocą jednej z istniejących metod. W obliczeniach będzie zastosowana metoda kwadratu korelacji wielorakiej zmiennej z_i z pozostałymi zmiennymi, czyli (Gatnar 2003)

$$h_j^2 = 1 - \frac{1}{r_{jj}^*} \quad (6.31)$$

gdzie r_{jj}^* to element diagonalny macierzy $\mathbf{R}^{-1}$.

W zapisie macierzowym zredukowaną macierz korelacji można zapisać jako (Gatnar 2003)

$$\hat{\mathbf{R}} = \mathbf{A}\mathbf{A}^T \quad (6.32)$$

Równanie (6.32) wyraża podstawową zależność, z której wyznacza się ładunki czynnikowe, natomiast redukcja macierzy korelacji $\mathbf{R}$ do macierzy $\hat{\mathbf{R}}$ powoduje, że model analizy czynnikowej (6.24) zostaje uproszczony do postaci (Gatnar 2003)

$$\mathbf{Z} = \mathbf{A}\mathbf{F} \quad (6.33)$$

Równanie (6.33) przyjmuje się jako podstawę do wyznaczenia wartości czynników głównych, gdyż (Gatnar 2003)

$$\mathbf{F} = \mathbf{A}^T \mathbf{Z} \quad (6.34)$$

Aby rozwiązać równanie (6.34), należy wyznaczyć element macierzy $\mathbf{A}$ z równania (Gatnar 2003)

$$\hat{\mathbf{R}} = \mathbf{A}\mathbf{L}\mathbf{A}^T \quad (6.35)$$

gdzie $\mathbf{L}$ – macierz diagonalna zawierająca wartości własne macierzy $\hat{\mathbf{R}}$, przy czym $\mathbf{L} = \text{diag}(\lambda_i)$, gdzie λ_i to wartość własna macierzy $\hat{\mathbf{R}}$.

6.2.3.3. Określanie liczby czynników pozostawionych do dalszej analizy

Do określania liczby czynników pozostawionych do dalszej analizy można przyjąć kryterium Kaisera oraz kryterium osypiska Cattella. Według kryterium Kaisera wykorzystuje się jedynie te czynniki, którym odpowiadają wartości własne większe od 1. Kaiser założył bowiem, że nowe zmienne powinny wносить do opisu przynajmniej tyle samo co standaryzowane zmienne wejściowe, które charakteryzują się wariancją równą 1. Według kryterium osypiska Cattella, na wykresie pokazującym kolejne wartości własne czynników, odszukuje się punkt, od którego występuje łagodny spadek wartości własnych i uwzględnia się tyle czynników, ile znajduje się na lewo od tego punktu.

6.2.3.4. Wyznaczanie ładunków czynnikowych

Do wyznaczania ładunków czynnikowych można zastosować jedną z istniejących metod, tj. metodę składowych głównych. Ładunki czynnikowe są określane w tej metodzie w sposób iteracyjny. W pierwszym kroku wyznacza się ładunki pierwszego czynnika F_1 , przez maksymalizację jego udziału w wariancji wszystkich zmiennych, czyli szuka się maksimum funkcji (Gatnar 2003)

$$S_1 = \sum_{j=1}^m a_{j1}^2 \quad (6.36)$$

W drugim kroku oblicza się macierz reszt korelacyjnych (Gatnar 2003)

$$\hat{\mathbf{R}}_1 = \hat{\mathbf{R}} - \mathbf{A}_1 \mathbf{A}_1^T \quad (6.37)$$

gdzie w miejsce $\mathbf{A}_1 = [a_{j1}]$ podstawia się wartości ładunków pierwszego czynnika. Macierz tę podstawia się do równania (6.35) w miejsce $\hat{\mathbf{R}}$ i wyznacza się ładunki następnego czynnika. Proces ten powtarza się aż do uzyskania wymaganego łącznego stopnia wyjaśniania wariancji wspólnej przez czynniki.

6.2.3.5. Rotacja czynników

Celem rotacji jest ułatwienie interpretacji wyników przez doprowadzenie do sytuacji, kiedy każdy czynnik ma kilka ładunków wysokich oraz, aby każda zmienna miała wysokie ładunki tylko na jednym czynniku. Rotację czynników można wykonać za pomocą metody Varimax. Celem tej rotacji jest maksymalizacja kwadratów ładunków czynnikowych dla każdego czynnika, przy danej liczbie czynników oraz danych zasobach zmienności wspólnej (Gatnar 2003)

$$V = \sum_{j=1}^m \frac{n \sum_{i=1}^n a_{ij}^4 - \left(\sum_{i=1}^n a_{ij}^2 \right)^2}{n^2} \rightarrow \max \quad (6.38)$$

gdzie:

- m – liczba czynników,
- n – liczba zmiennych,
- a_{ij} – ładunek czynnikowy i -tej zmiennej w j -tym czynniku.

7. Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – wyniki badań

7.1. Mierniki geologiczno-górnice oceny resztki pokładu węgla pod kątem możliwości jej wybrania (Lubosik 2009)

7.1.1. Badania ankietowe

Wybór grupy respondentów

Respondentami byli pracownicy kopalń, zatrudnieni w Kompanii Węglowej SA oraz JSW SA, związani z analizowaną problematyką. Były to osoby kompetentne, będące specjalistami w zakresie przygotowania produkcji i eksploatacji pokładów węgla.

Opracowanie kwestionariusza

Na podstawie wyników przeprowadzonej analizy literatury i wywiadów oraz analiz własnych przyjęto, że kwestionariusz „Mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla” (Załącznik I – CD), będzie zawierać następujące mierniki geologiczno-górnice:

- charakterystyka pola eksploatacyjnego, w tym: głębokość zalegania (GLB), nachylenie pokładu (NAC), grubość pokładu (GRU), kształt i wymiary parceli (K_W), wielkość zasobów (W_ZAS), tektonika (TEKT), zanieczyszczenie pokładu (przerosty) (ZAN), oddziaływanie zaszłości eksploatacyjnych (Z_EKS),
- warunki stropowe i spągowe oraz parametry węgla, w tym: warunki stropowe (W_STR), warunki spągowe (W_SP), wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W), parametry jakościowe węgla (J_W), a w tym: typ węgla, kaloryczność, siarka, popiół,
- zagrożenia naturalne – metanowe (Z_CH4), tąpnięciami (Z_TAP), wodne (Z_WOD), samozapalenie (Z_SAM), wybuchem pyłu (Z_PYL), wyrzutem metanu i skał (Z_WMIS), klimatyczne (Z_KLI),
- warunki udostępniania zasobów – odległość od szybu wydobywczego (O_SZY), odległość od dróg odstawy urobku (O_ODS), odległość od czynnych wyrobisk (O_WYR),
- inne – konieczność ochrony powierzchni (OCH_P) (zawał/podsadzka), uwolnienie zasobów w innych pokładach przez likwidację stref koncentracji naprężeń (U_ZAS).

Każdy z respondentów został poproszony o przypisanie wagi (znaczenia) danemu miernikowi oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla. Waga zawierała się w przedziale od 0 do 10. Im większa wartość liczbową przypisana miernikowi, tym jest on według respondenta istotniejszy. W ankiecie poproszono także respondentów o dodanie własnych, innych od zaproponowanych przez autorów, mierników oceny, a także o dokonanie samooceny swoich kompetencji, zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2.1.

Wyniki badań ankietowych

W wyniku przeprowadzonych badań ankietowych uzyskano 125 ankiet. Żaden z ekspertów nie zaproponował własnych mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla. Wyniki określenia stopnia kompetencji respondentów wskazywały, że ze 125 ankietowanych 94 zostało przyjętych do grupy ekspertów. Wartości współczynnika kompetencji 31 respondentów zawierały się w przedziale $K_k < 0,5$, co eliminowało ich z grupy ekspertów. Pozostali respondenci zostali uznani za ekspertów, gdyż wartości współczynnika ich kompetencji zawierały się w przedziale $K_k \geq 0,5$, więc był spełniony warunek (6.2).

Wyniki ocen, jakie nadali eksperci poszczególnym miernikom geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla przedstawiono w Załączniku II (CD).

7.1.2. Opracowanie wyników badań metodą względnej ważności

Wyniki badań ankietowych, zawierające nadane przez ekspertów oceny określające znaczenie, jakie przypisują oni poszczególnym miernikom geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, które zestawiono w Załączniku II (CD), opracowano metodą względnej ważności przedstawioną w podrozdziale 6.2.2. Obliczenia wykonano z wykorzystaniem autorskiego oprogramowania EKSPERT napisanego w środowisku CodeGear™ Delphi® 2007.

Na podstawie ocen ekspertów, które zestawiono w Załączniku II (CD), zbadano stopień zgodności opinii ekspertów. Obliczona wartość współczynnika konkordancji zgodnie z wzorem (6.6) wynosiła $W = 0,5952$, co świadczy o dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3).

Współczynnik konkordancji W jest statystycznie istotny, gdyż:

- odczytana z tablic rozkładu χ^2 (Hellwig 1998) wartość dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i dla 23 stopni swobody (czyli dla $n-1$) wynosi $\chi_{0,05}^2 = 35,172$,
- obliczona (zgodnie ze wzorem 6.8) wartość statystyki χ^2 wynosi $\chi^2 = 1220,83$, i co za tym idzie, spełniona jest nierówność $\chi^2 \geq \chi_{\alpha}^2$ (6.9).

Ponieważ spełniona jest nierówność (6.9), to przyjmuje się hipotezę o zgodności grupy ekspertów i nie jest konieczne eliminowanie sprzecznych opinii.

Wyniki obliczeń wartości współczynników względnej ważności mierników

Zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2.2, wyznaczono, z wykorzystaniem autorskiego programu EKSPERT, macierz rangowania ocen, macierz porównania rang parametrów wraz z wartością współczynnika konkordancji oraz macierz kwantyli wraz z wartościami, co pozwoliło uzyskać wartości współczynników względnej ważności mierników.

Wyniki uporządkowania mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztkowej parceli pokładu węgla według wartości współczynników względnej ważności mierników przedstawiono w tabeli 7.1.

Tabela 7.1. Uporządkowanie mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla według wartości współczynników względnej ważności

Lp.	Miernik	Wartość współczynnika w_i
1	K_W	0,081567
2	Z_EKS	0,079667
3	Z_TAP	0,076967
4	TEKT	0,072915
5	Z_CH4	0,072740
6	GRU	0,066549
7	W_ZAS	0,059657
8	W_STR	0,058026
9	U_ZAS	0,053564
10	O_WYR	0,050621
11	OCH_P	0,046182
12	NAC	0,043398
13	J_W	0,041392
14	GLB	0,037291
15	O_ODS	0,035615
16	Z_WMIS	0,025160
17	Z_SAM	0,021267
18	Z_KLI	0,016823
19	Z_PYL	0,015071
20	ZAN	0,015066
21	Z_WOD	0,013831
22	W_SP	0,008362
23	RC_W	0,006019
24	O_SZY	0,002249

Analiza wyników obliczeń rangi mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, z wykorzystaniem metody względnej ważności

Za najbardziej istotne mierniki geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla według współczynników względnej ważności w_i można uznać (w kolejności według malejących wartości współczynnika w_i):

- kształt i wymiary parceli (K_W),
- zaszłości eksploatacyjne (Z_EKS),
- zagrożenie tąpnięciami (Z_TAP),
- tektonikę (TEKT),
- zagrożenie metanowe (Z_CH4),
- grubość pokładu (GRU),

a za najmniej istotne:

- zagrożenie pyłowe (Z_PYL),
- zanieczyszczenie pokładu (ZAN),
- zagrożenie wodne (Z_WOD),
- warunki spągowe (W_SP),
- wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W),
- odległość od szybu wydobywczego (O_SZY).

7.1.3. Opracowanie wyników badań za pomocą analizy czynnikowej

Analiza czynnikowa została wykorzystana do redukcji ilości geologiczno-górnich mierników oceny możliwości wybrania resztki, bez istotnej utraty zawartych w nich informacji. Danymi wejściowymi były wyniki badań ankietowych, zawierające nadane przez ekspertów oceny, określające znaczenie, jakie przypisują oni poszczególnym miernikom geologiczno-górnym oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla (Załącznik II – CD). Obliczenia zostały wykonane zgodnie z metodyką opisaną w podrozdziale 6.2.3.

Do obliczeń wykorzystano komercyjny program komputerowy STATISTICA, wersja 8 firmy StatSoft.

Wyniki obliczeń

Wyznaczone wartości współczynników korelacji zawarte w macierzy korelacji wskazują, że niektóre z mierników są ze sobą silniej skorelowane niż z innymi, co może świadczyć o istnieniu jakiejś struktury. W wyniku przeprowadzonych obliczeń, po zastosowaniu kryterium Kaisera oraz osypiska Catella wyodrębniono pięć czynników, które wyjaśniają łącznie około 60% wariancji ogółem. Wyodrębnione ładunki czynnikowe poddano rotacji Varimax surowa, a wyniki obliczeń przedstawiono w tabeli 7.2.

Tabela 7.2. Macierz ładunków czynnikowych dla wyników sondażu opinii ekspertów na temat mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – z rotacją Varimax surowa

Zmienna	Ładunki czynnik.(Varimax sur) (ocena parceli resztkowej) Wyodrębn. : Składowe główne (Oznaczone ładunki są >,700000)				
	Czynnik 1	Czynnik 2	Czynnik 3	Czynnik 4	Czynnik 5
GLB	0,486871	0,416473	-0,179153	0,126196	0,035743
NAC	0,282052	0,501303	0,172655	-0,085765	0,307178
GRU	0,706930	0,107725	0,107297	0,301217	0,152311
K_W	0,774683	-0,090824	-0,073427	0,009404	0,359907
W_ZAS	0,784050	0,214541	0,224995	0,014519	-0,211944
TEKT	0,672555	0,148235	-0,065528	0,087914	-0,073605
ZAN	0,344764	-0,050868	-0,201547	0,319347	0,410241
Z_EKS	0,011341	-0,003975	0,174048	-0,031242	0,831478
W_STR	0,697148	0,085947	0,265898	-0,008206	-0,331050
W_SP	0,089378	0,392800	0,471850	0,208339	0,212987
RC_W	-0,183054	0,424776	0,020946	0,131513	0,610023
J_W	0,196669	0,043802	0,019806	0,584293	0,093450
Z_CH4	0,714797	0,160764	0,139985	0,066244	0,137562
Z_TAP	0,149419	0,765547	0,030715	0,062451	0,103996
Z_WOD	0,140256	0,261278	0,510789	0,216326	0,534284
Z_SAM	0,422338	0,266874	0,570074	-0,008282	0,209478
Z_PYL	0,328499	0,087916	0,296270	0,267179	0,477538
Z_WMIS	0,151239	0,624343	-0,037093	0,125994	-0,059462
Z_KLI	0,624903	-0,063677	0,326465	0,365354	0,133218
O_SZY	0,123414	0,296405	0,245831	0,541691	0,349744
O_ODS	0,153742	-0,012895	0,828048	0,090721	-0,014756
O_WYR	0,068644	-0,074183	0,858771	0,030134	0,120313
OCH_P	0,154650	0,004862	0,019020	0,841942	-0,066625
U_ZAS	-0,125932	0,179746	0,483045	0,594944	0,203349
War.wyj.	4,504673	2,138087	3,018254	2,268455	2,485386
Udział	0,187695	0,089087	0,125761	0,094519	0,103558

Źródło: opracowanie własne za pomocą programu STATISTICA.

Analiza wyników obliczeń mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla z wykorzystaniem analizy czynnikowej

Analizując wyniki obliczeń przedstawione w tabeli 7.2 można stwierdzić, że dla pierwszego czynnika, który wyjaśnia 18,7% całkowitej wariancji, największe wartości ładunków czynnikowych są związane z miernikami:

- grubość pokładu (GRU) – 0,7069,
- kształt i wymiary parceli (K_W) – 0,7746,
- wielkość zasobów (W_ZAS) – 0,7845,
- zagrożenie metanowe (Z_CH4) – 0,7147.

Następnymi czynnikami w kolejności malejącego procentowego udziału w wariancji całkowitej są:

- czynnik 3 (12,5% wariancji) z miernikami: odległość od dróg odstawy urobku (O_ODS) – 0,8280, odległość od czynnych wyrobisk (O_WYR) – 0,8587,
- czynnik 5 (10,3% wariancji) z miernikiem oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnych (Z_EKS) – 0,8314,
- czynnik 4 (9,4% wariancji) z miernikiem konieczność ochrony powierzchni (OCH_P) – 0,8419,
- czynnik 2 (8,9% wariancji) z miernikiem zagrożenie tąpniętami (Z_TAP) – 0,7655.

W wyniku zastosowania analizy czynnikowej dokonano zmniejszenia liczby mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla z początkowych 24 do 9. Mierniki te są kryteriami, na które należy zwrócić największą uwagę w trakcie przeprowadzania oceny możliwości wybrania resztkowej parceli. Tych dziewięć mierników pozwoli na dokonanie przybliżonej (wyjaśniana wariancja wynosi około 60% wariancji całkowitej) oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla w oparciu o wartości ładunków czynnikowych.

7.1.4. Ocena możliwości wybrania resztki

7.1.4.1. Wskaźnik atrakcyjności resztki WAR

Na podstawie dostępnych danych geologiczno-górnich, charakteryzujących daną resztkową parcelę pokładu węgla oraz wykorzystując wyznaczone wartości współczynników względnej ważności mierników geologiczno-górnich w_i (podrozdział 7.1.2), można dokonać oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla. Ocena taka pozwala na podjęcie decyzji o prowadzeniu bądź też zaniechaniu eksploatacji danej resztki ze względu na mierniki geologiczno-górnice, a także hierarchizację resztek ze względu na możliwość ich wybrania.

Do przeprowadzenia oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnice, można zastosować wskaźnik atrakcyjności resztki *WAR*, który wyznacza się za pomocą wzoru

$$WAR = \sum_{i=1}^n w_i N_{kry_k} \quad (7.1)$$

gdzie:

w_i – współczynnik względnej ważności i -tego miernika,

N_{kry_k} – wartość oceny stanu i -tego miernika geologiczno-górniczego ($i = 1, 2 \dots n$).

Im wyższa wartość wskaźnika WAR tym wybranie danej resztki powinno odbywać się w sposób bardziej bezpieczny i opłacalny oraz technologicznie mniej skomplikowany, zmniejszając ryzyko niepowodzenia danego projektu.

7.1.4.2. Wyznaczanie wartości stanu mierników geologiczno-górnichych oceny możliwości wybrania resztki

W celu określenia wartości stanu danego miernika geologiczno-górniczego, co jest niezwykle istotne dla przeprowadzenia prawidłowej oceny możliwości wybrania resztki pokładu, przeprowadzono badania ankietowe metodą Delphi (Kudęłko, Olkusi, Sobczyk 2008; Hader, Hader 1995; Kaufmann, Fustier, Drevet 1975; Best, Parston 1986; Hojer 1998). Istotą metody delfickiej jest opracowanie szczegółowych ankiet skierowanych do ekspertów i na stopniowym uzgadnianiu opinii przez wielokrotne ankietowanie wraz z informowaniem ekspertów o wynikach ankiety. Po każdym ankietowaniu dokonuje się analizy statystycznej wyników, a następnie, jeśli nie uzyskano zakładanego poziomu zgodności ekspertów, ponownie przeprowadza się ankietowanie. W kwestionariuszu zawarte są wyniki poprzedniego badania, a eksperci proszeni są o zapoznanie się z tymi wynikami przed kolejnym wypełnieniem ankiety. W ten sposób skłania się eksperta przyjmującego odmienną odpowiedź do zaakceptowania opinii większości. Przywilejem ankietowanego jest oczywiście trwanie przy swojej odpowiedzi, jednakże w takim przypadku jest on proszony o uzasadnienie swojego odmiennego stanowiska.

Badania ankietowe przeprowadzono zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2.

Wybór grupy respondentów

Respondentami byli pracownicy kopalń, zatrudnieni w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA, w Kompanii Węglowej SA, w Katowickim Holdingu Węglowym SA oraz Głównym Instytucie Górnictwa, związani z analizowaną problematyką. Były to osoby kompetentne, będące specjalistami w zakresie przygotowania produkcji i eksploatacji pokładów węgla.

Opracowanie kwestionariusza nr 1

W kwestionariuszu „Ocena stanu mierników geologiczno-górnichych oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla” (Załącznik VI – CD), zawarto mierniki geologiczno-górnice zidentyfikowane w podrozdziale 7.1.1, wraz z przedziałami ich zmienności, określającymi stan danego miernika.

Każdy z respondentów został poproszony o przypisanie wagi (znaczenia) danemu stanowi miernika oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla. Waga zawierała

się w przedziale od 0 do 4. Im niższa wartość oceny przypisana danemu stanowi miernika, tym większy jest negatywny wpływ danego stanu miernika na ocenę możliwości wybrania resztki pokładu. Nadanie oceny „0” danemu stanowi miernika przez respondenta świadczyło o tym, że wykluczał on wybranie resztki.

W ankiecie poproszono także respondentów o dokonanie samooceny swoich kompetencji, zgodnie z metodyką przedstawioną w punkcie 6.2.1.4.

Wyniki badań ankietowych nr 1

W wyniku przeprowadzonych badań uzyskano 18 ankiet. Wyniki określenia stopnia kompetencji respondenta świadczyły o tym, że wszystkich z 18 ankietowanych zaklasyfikowano do grupy ekspertów, gdyż wartości współczynnika kompetencji zawierały się w przedziale $K_k \geq 0,5$, więc spełniony był warunek (6.2). Oceny, jakie eksperci nadali poszczególnym stanom mierników geologiczno-górnictwowych, przedstawiono w tabeli 7.3.

Badanie stopnia zgodności opinii ekspertów w ankietowaniu nr 1

Na podstawie ocen nadanych przez ekspertów, które zestawiono w tabeli 7.3, zbadano stopień zgodności opinii ekspertów. Obliczona wartość współczynnika konkordancji, zgodnie z wzorem (6.6), wynosi $W = 0,753$, co świadczy o plus dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3).

Współczynnik konkordancji W jest statystycznie istotny, gdyż odczytana z tablic rozkładu wartość χ^2 (Hellwig 1998) dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i dla 65 stopni swobody (czyli dla $n-1$) wynosi $\chi_{0,05}^2 = 84,82$, a obliczona [zgodnie ze wzorem (6.8)] wartość statystyki wynosi $\chi^2 = 793$ i co za tym idzie spełniona jest nierówność $\chi^2 \geq \chi_{\alpha}^2$ (6.9).

Analiza wyników badań ankietowych nr 1 oraz ankietowanie nr 2

Dla wartości ocen, jakie eksperci przypisali poszczególnym stanom mierników geologiczno-górnictwowych oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, wyznaczono średnie wartości, wartość modalnej oraz przedział odpowiedzi wyznaczony przez minimum połowę pozostałych ekspertów. Następnie, każdemu z ekspertów przekazano tabele zawierające zestawienie udzielonych przez nich odpowiedzi wraz ze średnimi wartościami oraz wartością modalnej. W tabelach wyróżniono komórki (kolorem niebieskim i czerwonym), gdzie udzielona odpowiedź jest wartością „skrajną”, tzn. znajduje się poza przedziałem wyznaczonym przez 50% pozostałych respondentów. Przy czym pole niebieskie oznaczało, że odpowiedź jest niższa od wyznaczonego przedziału, a pole czerwone – że jest ona wyższa.

W celu wyeliminowania skrajnych wskazań – uzyskania uzgodnionej opinii ekspertów – poproszono o ponowne przeanalizowanie odpowiedzi zawartych w polach wypełnionych kolorami – i nadanie nowych wartości – bliższych średniej wartości. Ekspert mógł oczywiście pozostać przy swojej odpowiedzi, jednak w takim przypadku proszono go o uzasadnienie swojego odmiennego stanowiska.

Wyniki powtórnego ankietowania wraz z analizą

Wyniki powtórnego ankietowania wraz ze średnimi wartościami oraz wartością modalnej zestawiono w tabeli 7.4.

Tabela 7.3. Wyniki oceny stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – ankietywanie nr 1

Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Wartość oceny danego stanu miernika geologiczno-górnich nadana przez eksperta E																			
			E1	E2	E3	E4	E5	E6	E7	E8	E9	E10	E11	E12	E13	E14	E15	E16	E17	E18		
1	Kształt i wymiary parceli	regularny	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	2	4	4	4	4		
		nieregularny	3	3	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2	1	2	2	4	3	2	3	
2	Oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnych	korzystne (odprężenie)	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	3	4	
		brak	3	4	2	2	4	4	4	4	4	2	3	4	3	3	4	4	4	4	3	
		niekorzystne	2	2	1	0	2	3	2	2	1	2	2	2	1	2	2	3	1	2	2	
		bardzo niekorzystne	1	1	0	0	1	1	1	0	1	1	0	1	0	1	1	1	1	0	1	
3	Zagrożenie tapaniami	niezagrożone	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I st.	3	4	3	2	4	3	3	3	3	3	2	3	2	4	4	4	4	2	3	
		II i III st.	1	1	2	0	2	1	1	1	2	1	1	1	0	1	2	2	2	0	1	
4	Tektonika	brak	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	
		mało skomplikowana	3	3	2	3	3	4	3	3	4	3	2	3	2	2	3	3	3	3	3	
		skomplikowana	1	1	1	1	1	2	3	2	2	1	0	1	0	1	1	1	1	0	1	
5	Zagrożenie metanowe	niezagrożone	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I i II kat.	3	3	3	2	4	3	3	3	4	3	2	2	2	3	4	4	3	4	3	
		III i IV kat.	1	1	2	0	1	1	1	0	3	1	1	1	0	1	2	2	3	3	3	
		do 2,0 m	1	2	4	1	2	1	2	2	3	2	2	3	0	1	2	1	3	3	3	
6	Grubość pokładu	pow. 3,5 m	2	2	1	3	3	1	2	3	3	3	1	2	3	2	3	2	2	3	3	
		od 2,0 do 3,5 m	4	4	2	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		do 200 tys. Mg	1	2	2	2	3	1	1	1	2	2	2	2	1	2	3	2	4	4	3	
7	Wielkość zasobów	200–500 tys. Mg	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	3	3	3	2	4	3	
		pow. 500 tys. Mg	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	0	3	3	
		do 24 MPa	1	1	4	1	2	1	1	1	2	2	2	1	0	1	2	3	3	3	3	
		25–39 MPa	4	2	3	4	3	2	3	3	4	3	4	2	3	3	3	4	4	4	4	
8	Warunki stropowe (R_c)	40–74 MPa	4	4	2	2	4	4	3	3	3	4	4	3	4	4	4	4	4	4	3	
		75–110 MPa	2	3	1	3	4	2	2	3	3	3	2	4	1	3	4	4	4	4	3	
		występuje	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	3	4	
		nie występuje	3	3	3	3	3	1	1	2	3	3	3	2	2	1	3	4	3	4	4	
10	Odległość od czynnych wyrobisk	do 100 m	4	4	2	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	3	4	
		100–500 m	3	3	3	3	4	3	3	3	3	3	3	3	2	2	4	3	2	4	4	
11	Konieczność ochrony powierzchni	pow. 500 m	1	1	4	2	4	1	2	1	2	2	3	2	0	1	4	3	0	4	4	
		niewymagana	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		wymagana	1	2	3	1	1	1	1	2	3	2	4	2	1	1	1	1	3	2	2	3
12	Nachylenie	do 4°	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		od 4 do 12°	3	3	3	3	3	3	3	3	4	3	3	3	2	3	3	3	3	3	4	
		pow. 12°	1	2	2	1	1	1	1	1	3	2	1	1	0	1	1	2	2	2	3	3
13	Jakość węgla	dobra	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	
		zła	1	1	2	0	1	2	1	0	2	1	1	2	0	1	1	1	1	0	3	3
14	Głębokość zalegania	do 400 m	4	4	4	3	3	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		400–800 m	2	3	3	3	4	3	3	3	4	3	3	2	2	3	4	4	4	4	4	
		pow. 800 m	1	2	2	2	2	1	2	2	2	2	2	1	1	2	2	3	4	4	4	4
15	Odległość od dróg odstawy urobku	do 100 m	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		100–500 m	3	4	3	3	3	3	3	3	4	3	3	3	3	2	3	3	2	4	4	
		pow. 500 m	1	3	2	2	3	1	2	2	2	2	2	2	1	1	2	3	0	3	3	3
16	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I i II kat.	1	3	2	1	3	2	2	2	3	2	2	2	2	1	3	4	2	3	3	
		III i IV kat.	1	2	0	0	1	2	1	1	2	0	0	1	0	1	1	2	0	3	3	
17	Zagrożenie samozapaleniem	mała i słaba	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	
		średnia	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	1	3	4	3	4	4	
		bardzo duża i duża	1	2	2	2	1	2	1	1	1	2	1	1	0	1	1	2	0	3	3	3
18	Zagrożenie klimatyczne	korzystne	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	
		niekorzystne	1	2	2	1	1	1	1	1	1	2	2	2	1	1	1	2	3	2	2	2
19	Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	A	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	3	4	4	4	4	4	4	4	
		B	3	3	4	3	2	1	1	2	3	2	2	2	2	3	3	4	3	4	4	4
20	Zanieczyszczenie pokładu (przerosty)	nieistotne	4	4	3	3	2	4	4	3	4	4	4	3	4	4	2	4	4	4	4	
		istotne	1	2	1	1	4	1	1	1	3	1	1	1	0	2	4	1	2	2	2	2
21	Zagrożenie wodne	niezagrożone	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I st.	3	4	3	3	4	3	3	3	4	3	3	4	2	4	4	4	3	4	4	
		II i III st.	1	2	2	1	3	1	1	1	3	2	1	2	0	2	3	4	1	3	3	3
22	Warunki spagowe (R_c)	do 12 MPa	1	1	2	2	2	2	1	2	1	1	2	2	0	1	2	2	3	3	3	3
		13–24 MPa	3	2	3	4	3	3	3	3	4	3	3	3	2	3	3	4	3	4	3	4
		pow. 24 MPa	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
23	R_c węgla	pow. 12 MPa	4	3	3	2	3	4	4	4	4	3	3	3	4	4	3	4	3	3	3	
		do 12 MPa	1	4	4	3	4	3	3	3	3	4	4	4	2	3	4	4	4	4	4	4
24	Odległość od szybu wydobywczego	do 1000 m	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	4	4	
		1000–5000 m	3	3	3	2	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	3	2	2	3	2	3
		pow. 5000 m	1	1	2	0	1	1	1	1	2	1	2	2	0	1	1	1	1	2	1	2

Tabela 7.4. Wyniki oceny stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – ankietowanie nr 2

Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w _i	Średnia	Moda	Wartość oceny danego stanu miernika geologiczno-górniczego nadana przez eksperta E																		
						E1	E2	E3	E4	E5	E6	E7	E8	E9	E10	E11	E12	E13	E14	E15	E16	E17	E18	
1	Kształt i wymiary parceli	regulamy	0,081567	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		nieregulamy		2,28	2	3	3	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2	2	2	2	3	2	3	
2	Oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnych	korzystne (odprężenie)	0,079667	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		brak		3,61	4	3	4	4	3	4	4	4	3	3	4	3	3	4	4	4	4	3		
		niekorzystne		1,78	2	2	2	1	1	2	2	2	2	1	2	2	2	1	2	2	3	1	2	
		bardzo niekorzystne		0,67	1	1	1	0	0	1	1	1	0	1	1	0	1	0	1	1	1	0	1	
3	Zagrożenie tapaniami	niezagrożone	0,076967	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I st.		3,28	3	3	4	3	3	4	3	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	3	3	
		II i III st.		1,33	1	1	1	2	1	2	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2
4	Tektonika	brak	0,072915	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		mało skomplikowana		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
5	Zagrożenie metanowe	skomplikowana	0,07274	1,06	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	
		niezagrożone		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I i II kat.		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
		III i IV kat.		1,33	1	1	1	2	1	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2
6	Grubość pokładu	do 2,0 m	0,066549	1,89	2	1	2	2	1	2	1	2	2	3	2	2	3	1	1	2	1	3	3	
		pow. 3,5 m		2,50	2	2	2	3	3	3	2	2	3	3	2	2	3	2	3	2	2	2	3	
		od 2,0 do 3,5 m		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
7	Wielkość zasobów	do 200 tys. Mg	0,059657	1,78	2	1	2	2	2	2	1	1	1	2	2	2	2	1	2	2	2	3	2	
		200–500 tys. Mg		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
8	Warunki stropowe (R _c)	pow. 500 tys. Mg	0,058026	3,89	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	2	4	
		do 24 MPa		1,44	1	1	1	1	2	1	1	1	2	2	2	1	1	1	2	2	2	2	2	
		25–39 MPa		3,39	3	4	4	3	4	3	3	3	3	4	3	4	3	3	3	3	4	4	4	4
		40–74 MPa		3,67	4	4	4	4	3	4	4	3	3	4	4	3	4	4	4	4	4	4	4	3
9	Uwolnienie zasobów w innych pokładach przez likwidację stref koncentracji naprężeń	75–110 MPa	0,053564	3,00	3	2	3	3	3	4	2	2	3	3	3	2	4	2	3	4	4	4	3	
		występuje		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		nie występuje		2,72	3	3	3	3	3	3	2	2	2	3	3	3	2	2	2	3	4	3	3	3
10	Odległość od czynnych wyrobisk	do 100 m	0,050621	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		100–500 m		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
		pow. 500 m		1,72	1	1	1	1	2	3	1	2	1	2	2	3	2	1	1	3	3	1	1	1
11	Konieczność ochrony powierzchni	niewymagana	0,046182	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		wymagana		1,56	1	1	2	2	1	1	1	1	2	2	2	3	2	1	1	1	1	2	2	
12	Nachylenie	do 4°	0,043398	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		od 4 do 12°		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
		pow. 12°		1,33	1	1	2	2	1	1	1	1	1	2	2	1	1	1	1	1	2	2	2	1
13	Jakość węgla	dobry	0,041392	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		zły		1,22	1	1	1	2	1	1	2	1	1	2	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1
14	Głębokość zalegania	do 400 m	0,037291	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		400–800 m		3,33	3	3	3	3	3	4	3	3	3	4	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4
		pow. 800 m		2,06	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	3	2
15	Odległość od dróg odstawy urobku	do 100 m	0,035615	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		100–500 m		3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
		pow. 500 m		1,78	2	1	2	2	2	2	1	2	2	2	2	2	2	2	1	1	2	2	2	2
16	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,02516	4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
		I i II kat.		2,33	2	2	3	2	2	3	2	2	2	3	2	2	2	2	2	3	3	2	3	
		III i IV kat.		0,89	1	1	2	0	0	1	2	1	1	2	0	0	1	0	1	1	2	0	1	1
		mała i słaba		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
17	Zagrożenie samozapaleniem	średnia	0,021267	2,94	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	3	3	3	3	
		bardzo duża i duża		1,33	1	1	2	2	2	1	2	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	2	1	1
		korzystne		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
18	Zagrożenie klimatyczne	niekorzystne	0,016823	1,44	1	1	2	2	1	1	1	1	1	2	2	2	1	1	1	2	2	2	2	
		A		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
19	Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	B	0,015071	2,56	3	3	3	3	3	2	2	2	2	3	2	2	2	3	3	3	3	3	3	
		nieistotne		3,67	4	4	4	3	3	3	4	4	3	4	4	4	3	4	4	3	4	4	4	4
20	Zanieczyszczenie pokładu (przerosty)	istotne	0,015066	1,50	1	1	2	1	2	1	1	1	2	1	1	1	2	2	3	1	2	2	2	
		niezagrożone		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
21	Zagrożenie wodne	I st.	0,013831	3,44	3	3	4	3	3	4	3	3	3	4	3	3	4	3	4	4	4	3	4	
		II i III st.		1,83	1	1	2	2	1	3	1	1	1	3	2	1	2	1	2	3	3	1	3	
		do 12 MPa		1,61	2	1	1	2	2	2	2	1	2	1	1	2	2	1	1	2	2	2	2	2
22	Warunki spagowe (R _c)	13–24 MPa	0,008362	3,00	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
		pow. 24 MPa		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
		pow. 12 MPa		3,44	3	4	3	3	3	3	4	4	4	4	3	3	3	4	4	3	4	3	3	3
23	R _c węgla	do 12 MPa	0,006019	3,50	4	2	4	4	3	4	3	3	3	4	4	4	4	3	3	4	4	4	4	
		do 1000 m		4,00	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
		1000–5000 m		2,72	3	3	3	3	2	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	3	2	2	2	3
24	Odległość od szybu wydobywczego	pow. 5000 m	0,002249	1,28	1	1	1	2	1	1	1	1	1	2	1	2	2	1	1	1	1	1	1	

Wartość współczynnika konkordancji zgodnie z wzorem (6.6.) wynosi $W = 0,904$, co świadczy o bardzo dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3) i współczynnik jest statystycznie istotny, gdyż $\chi^2_{0,05} = 84,82$, a $\chi^2 = 961$ i spełniona jest nierówność $\chi^2 \geq \chi^2_{\alpha}$ (6.9).

Ze względu na uzyskanie bardzo dobrego stopnia zgodności opinii ekspertów nie prowadzono dalszego ankietowania, przyjmując, że wyznaczona średnia wartość oceny danego stanu miernika jest wartością N_{kryk} z zależności (7.1).

W oparciu o dane geologiczno-górnice charakteryzujące resztkę pokładu oraz w oparciu o wyznaczone wartości współczynników względnej ważności mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu w_i i wartości oceny stanu danego miernika geologiczno-górnich (można przyjąć średnią wartość lub wartość modalnej), wykorzystując zależność (7.1), można dokonać oceny możliwości wybrania resztki pokładu.

Wyniki oceny stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, zestawione w tabeli 7.4, pozwalają na przypisanie danej resztki oceny (wartości wskaźnika WAR), opartej na 24 miernikach oceny, która powinna wyeliminować intuicyjne oceny, często przeprowadzane przez pojedynczych pracowników.

Przeprowadzone w tym rozdziale badania pozwalają na ocenę danej resztki i w konsekwencji na uszeregowanie rozpatrywanych resztek pod kątem atrakcyjności ich wybrania. Taka hierarchizacja pozwala na skierowanie wysiłków w stronę tych zasobów, które powinny zostać wybrane bezpieczniejsz, taniej i technologicznie mniej skomplikowanie. Należy jednak zaznaczyć, że taka sytuacja wystąpi tylko wtedy, gdy do wybrania resztek charakteryzujących się wysokimi wartościami wskaźnika atrakcyjności resztki WAR w sposób prawidłowy zostanie dobrana technologia eksploatacji.

7.2. Mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla

W celu wyznaczenia mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla, przeprowadzono analizę literatury, badania ankietowe, zastosowano metodę względnej ważności oraz metodę analizy czynnikowej (zgodnie z metodyką opisaną w rozdziale 6) (Lubosik 2009).

7.2.1. Badania ankietowe

Opracowanie kwestionariusza

Na podstawie analizy literatury i przeprowadzonych wywiadów oraz analiz własnych przyjęto, że kwestionariusz „Mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla” (Załącznik III – CD) powinien zawierać następujące mierniki geologiczno-górnice:

- charakterystyka pola eksploatacyjnego, w tym: nachylenie pokładu (NAC), grubość pokładu (GRU), kształt i wymiary parceli (K_W), tektonika (TEKT),
- warunki stropowe i spągowe oraz parametry węgla, w tym: warunki stropowe (W_STR), warunki spągowe (W_SP), wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W),
- zagrożenia naturalne – metanowe (Z_CH4), tąpniętami (Z_TAP), wodne (Z_WOD), samozapalenie (Z_SAM), wyrzutem metanu i skał (Z_WMIS),
- inne, w tym: konieczność ochrony powierzchni (OCH_P) (zawał/podsadzka), dostępne wyposażenie techniczne (D_WYP), dotychczasowe doświadczenie (D_DOS), spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu (OBCI), spodziewana wartość konwergencji wyrobisk (KONW).

Każdy z respondentów został poproszony o przypisanie wagi (znaczenia) danemu miernikowi oceny doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla. Waga zawierała się w przedziale od 0 do 10. Im większa wartość liczbową przypisana miernikowi, tym jest ono według respondenta istotniejsze. W ankiecie poproszono także respondentów o dodanie własnych, innych od zaproponowanych przez autorów, mierników oceny, a także o dokonanie samooceny swoich kompetencji, zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2.1.

Wyniki badań ankietowych

W wyniku przeprowadzonych badań ankietowych uzyskano 125 ankiet. Żaden z ekspertów nie zaproponował własnych mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu. W wyniku określania stopnia kompetencji respondenta – ze 125 ankietowanych 97 zostało przyjętych do grupy ekspertów. Wartości współczynnika kompetencji 28 respondentów zawierały się w przedziale $K_k < 0,5$ i nie mogli oni zostać uznani za ekspertów. Pozostali respondenci zostali uznani za ekspertów, gdyż wartości współczynnika ich kompetencji zawierały się w przedziale $K_k \geq 0,5$, więc spełniony był warunek (6.2).

Wyniki ocen, jakie nadali respondenci poszczególnym miernikom geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla przedstawiono w Załączniku IV (CD).

7.2.2. Opracowanie wyników badań z wykorzystaniem metody względnej ważności

Wyniki badań ankietowych, zawierające oceny ekspertów określające znaczenie, jakie przypisują oni poszczególnym miernikom geologiczno-górnich oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, które zestawiono w Załączniku IV (CD), opracowano metodą względnej ważności, przedstawioną w podrozdziale 6.2.2. Obliczenia wykonano z wykorzystaniem autorskiego oprogramowania EKSPERT napisanego w środowisku CodeGear™ Delphi® 2007.

Na podstawie ocen nadanych przez ekspertów, które zestawiono w Załączniku IV (CD), zbadano stopień zgodności opinii ekspertów. Obliczona wartość współczynnika konkordancji zgodnie z wzorem (6.6) wynosiła $W = 0,706451$, co świadczy o plus dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3).

Współczynnik konkordancji W jest statystycznie istotny, gdyż:

- odczytana z tablic rozkładu wartość χ^2 (Hellwig 1998) dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i dla 16 stopni swobody (czyli dla $n-1$) wynosi 26,296,
- obliczona [zgodnie ze wzorem (6.8)] wartość statystyki χ^2 wynosi $\chi^2 = 1038,13$ i co za tym idzie jest spełniona nierówność $\chi^2 \geq \chi^2_{\alpha}$ (6.9).

Ponieważ spełniona jest nierówność (6.9), to przyjmuje się hipotezę o zgodności grupy ekspertów i nie jest konieczne eliminowanie sprzecznych opinii.

Wyniki obliczeń

Zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2.2, wyznaczono, z wykorzystaniem autorskiego programu EKSPERT, macierz rangowania ocen, macierz porównania rang parametrów wraz z wartością współczynnika konkordancji oraz macierz kwantyli wraz z wartościami, co pozwoliło uzyskać wartości współczynników względnej ważności mierników.

Wyniki uporządkowania mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla według wartości współczynników względnej ważności przedstawiono w tabeli 7.5.

Tabela 7.5. Uporządkowanie mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla według wartości współczynników względnej ważności

Lp.	Miernik	Wartość współczynnika w_i
1	Z_TAP	0,110717
2	K_W	0,103260
3	GRU	0,100540
4	W_STR	0,096831
5	NAC	0,094899
6	TEKT	0,090916
7	Z_CH4	0,083038
8	D_DOS	0,076549
9	D_WYP	0,071673
10	OCH_P	0,047903
11	Z_SAM	0,043028
12	OBCI	0,036228
13	KONW	0,022496
14	RC_W	0,017788
15	Z_WMIS	0,002959
16	W_SP	0,000766
17	Z_WOD	0,000407

Analiza wyników obliczeń znaczenia mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla kamiennego metodą względnej ważności

Za najbardziej istotne mierniki geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla według współczynników względnej ważności w_i można uznać (w kolejności według malejących wartości współczynnika w_i):

- zagrożenie tapaniami (Z_TAP),
- kształt i wymiary parceli (K_W),
- grubość pokładu (GRU),
- warunki stropowe (W_STR),
- nachylenie pokładu (NAC),

a za najmniej istotne:

- spodziewaną wartość obciążenia ze strony górotworu (OBC),
- spodziewaną wartość konwergencji wyrobisk (KONW),
- wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W),
- zagrożenie wyrzutami metanu i skał (Z_WMIS),
- warunki spągowe (W_SP),
- zagrożenie wodne (Z_WOD).

7.2.3. Opracowanie wyników badań za pomocą analizy czynnikowej

Analiza czynnikowa została wykorzystana do redukcji ilości mierników geologiczno-górnictwowych doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla, bez istotnej utraty zawartych w nich informacji. Danymi wejściowymi były wyniki badań ankietowych zawierające oceny ekspertów, określające znaczenie, jakie przypisują oni poszczególnym miernikom geologiczno-górnictwowych doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla (Załącznik IV – CD). Obliczenia zostały wykonane zgodnie z metodyką opisaną w podrozdziale 6.2.3.

Do obliczeń wykorzystano komercyjny program komputerowy STATISTICA, wersja 8 firmy StatSoft.

Wyniki obliczeń

Wyznaczone wartości współczynników korelacji zawarte w macierzy korelacji wskazują, że niektóre z mierników są ze sobą silniej skorelowane niż z innymi, co może świadczyć o istnieniu jakiejś struktury. W wyniku przeprowadzonych obliczeń, po zastosowaniu kryterium Kaisera oraz osypiska Catella wyodrębniono pięć czynników, które wyjaśniają łącznie około 73% wariancji ogółem. Wyodrębnione ładunki czynnikowe poddano rotacji Varimax surowa, a wyniki obliczeń przedstawiono w tabeli 7.6.

Tabela 7.6. Macierz ładunków czynnikowych dla wyników sondażu opinii ekspertów na temat mierników geologiczno-górnictwowych doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla – z rotacją Varimax surowa

Zmienna	Ładunki czynnik. (Varimax sur) (dobór technologii_v1)				
	Wyodrębn. : Składowe główne (Oznaczone ładunki są > ,700000)				
	Czynnik 1	Czynnik 2	Czynnik 3	Czynnik 4	Czynnik 5
NAC	0,348784	0,776472	0,020618	0,093132	0,147058
GRU	-0,192295	0,801067	0,348266	0,046429	0,091228
K_W	-0,019444	0,844351	-0,054093	0,149336	-0,221800
TEKT	0,321471	0,654282	0,420404	-0,064086	0,228428
W_STR	0,887241	0,060961	-0,033105	0,010993	0,096537
W_SP	0,592291	-0,112300	0,555128	-0,048096	0,190458
RC_W	0,080786	0,530976	0,271613	0,311361	-0,567150
Z_CH4	0,644637	0,339902	0,389879	0,110916	0,050108
Z_TAP	0,031221	0,016921	0,735714	0,374253	-0,213738
Z_WOD	0,354395	0,224800	0,444805	0,290857	0,351746
Z_SAM	-0,125514	0,207848	0,464675	0,371004	0,569953
Z_WMIS	0,515685	-0,072873	0,203298	-0,026521	0,447445
OCH_P	0,000858	0,105794	0,012073	0,949353	-0,013652
D_WYP	0,117959	0,078440	0,510024	0,576118	-0,003755
D_DOS	0,107825	0,385094	0,793181	-0,044143	0,055793
OBCI	0,313373	0,038792	0,073107	-0,035812	0,828210
KONW	0,137482	0,132061	0,781730	0,019803	0,230441
War.wyj.	2,373338	3,083346	3,338653	1,748736	1,937897
Udział	0,139608	0,181373	0,196391	0,102867	0,113994

Źródło: opracowanie własne za pomocą programu STATISTICA.

Analiza wyników obliczeń mierników geologiczno-górnich oceny doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla z wykorzystaniem analizy czynnikowej

Analizując wyniki obliczeń przedstawione w tabeli 7.6 można stwierdzić, że dla trzeciego czynnika, który wyjaśnia 19,6% całkowitej wariancji, największe wartości ładunków czynnikowych są związane ze zmiennymi:

- zagrożenie tąpnięciami (Z_TAP) – 0,7357,
- dotychczasowe doświadczenie (D_DOS) – 0,79318,
- spodziewana wartość konwergencji wyrobisk ($KONW$) – 0,7817.

Następnymi czynnikami w kolejności malejącego procentowego udziału w wariancji całkowitej są czynniki:

- czynnik 2 (18,1% wariancji) z miernikami: nachylenie pokładu (NAC) – 0,7764, grubość pokładu (GRU) – 0,8010, kształt i wymiary parceli (K_W) – 0,8443,
- czynnik 1 (13,9% wariancji) z miernikiem warunki stropowe (W_STR) – 0,8872,
- czynnik 4 (11,3% wariancji) z miernikiem spodziewana wartość obciążenia ze stropu górotworu ($OBCI$) – 0,8282,
- czynnik 4 (11,3% wariancji) z miernikiem konieczność ochrony powierzchni (OCH_P) – 0,9493.

W wyniku zastosowania analizy czynnikowej dokonano zmniejszenia liczby mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla z początkowych 17 do 9. Mierniki te są kryteriami, na które należy zwrócić największą uwagę w trakcie doboru technologii wybierania resztki. Te dziewięć mierników pozwoli na dokonanie prostszego, bo opartego na mniejszej liczbie mierników, doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla w oparciu o wartości ładunków czynnikowych.

7.2.4. Technologie wybierania resztek – ocena możliwości stosowania

7.2.4.1. Wskaźnik atrakcyjności technologii *WAT*

Na podstawie dostępnych danych geologiczno-górnich charakteryzujących daną resztkową parcelę pokładu węgla oraz wykorzystując wyznaczone wartości współczynników względnej ważności mierników geologiczno-górnich doboru technologii w_i (podrozdział 7.2.2) można dokonać oceny możliwości zastosowania danej technologii do wybrania resztki pokładu węgla. Ocena taka pozwoli na dobór najlepszej technologii wybrania resztki pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnice, a także na porównanie i sklasyfikowanie technologii.

Do przeprowadzenia oceny możliwości zastosowania technologii wybrania resztki pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnice można zastosować wskaźnik atrakcyjności technologii *WAT*, który wyznacza się za pomocą wzoru

$$WAT = \sum_{i=1}^n w_i N_{kry_k} \quad (7.2)$$

gdzie:

w_i – współczynnik względnej ważności i -tego miernika,

N_{kry_k} – wartość oceny stanu i -tego miernika geologiczno-górniczego ($i = 1, 2 \dots n$).

Im wyższa wartość wskaźnika WAT tym wybranie danej resztki z zastosowaniem rozpatrywanej technologii eksploatacji powinno odbyć się w sposób bardziej bezpieczny i opłacalny oraz technologicznie mniej skomplikowany, zmniejszając ryzyko niepowodzenia danego projektu.

7.2.4.2. Wyznaczenie wartości stanu mierników geologiczno-górnich doboru technologii wybierania resztki

W celu określenia wartości stanu danego miernika geologiczno-górniczego, co jest niezwykle istotne dla przeprowadzenia prawidłowego doboru technologii wybierania resztki pokładu, przeprowadzono badania ankietowe metodą Delhi (zgodnie z metodyką przedstawioną w podrozdziale 6.2 i punkcie 7.1.4.2).

Wybór grupy respondentów

Respondentami byli pracownicy kopalń, zatrudnieni w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA, w Kompanii Węglowej SA, w Katowickim Holdingu Węglowym SA oraz Głównym Instytucie Górnictwa, związani z analizowaną problematyką. Były to osoby kompetentne, będące specjalistami w zakresie przygotowania produkcji i eksploatacji pokładów węgla.

Opracowanie kwestionariusza nr 1

W kwestionariuszu „Ocena stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu węgla” (Załącznik VII – CD), zawarto zidentyfikowane w podrozdziale 7.2.1 mierniki geologiczno-górnice, wraz z przedziałami ich zmienności określającymi stan danego miernika. Ocenie poddano 20 systemów eksploatacji, które mogą być stosowane do wybierania resztek pokładów (patrz: rozdziały 4 i 9).

Każdy z respondentów został poproszony o przypisanie wagi (znaczenia) danemu stanowi miernika oceny możliwości zastosowania technologii wybrania resztki pokładu węgla. Waga zawierała się w przedziale od 0 do 4. Im mniejsza wartość oceny przypisana danemu stanowi miernika, tym większy negatywny wpływ danego stanu miernika na ocenę możliwości stosowania analizowanej technologii. Ocena „0” nadana danemu stanowi miernika przez respondenta, wskazywała na to, że wykluczał on zastosowanie danej technologii.

W ankiecie poproszono także respondentów o dokonanie samooceny swoich kompetencji, zgodnie z metodyką przedstawioną w punkcie 6.2.1.4.

Wyniki badań ankietowych nr 1

W wyniku przeprowadzonych badań uzyskano 18 ankiet. Wyniki określenia stopnia kompetencji respondenta świadczyły o tym, że wszystkich z 18 ankietowanych przyjęto do grupy ekspertów, gdyż wartości współczynnika kompetencji zawierały się w przedziale $K_k \geq 0,5$, więc był spełniony warunek (6.2).

Przykładowe oceny, jakie ekspert E16 nadał poszczególnym stanom mierników geologiczno-górnich oceny możliwości zastosowania technologii do wybrania resztki pokładu węgla, przedstawiono w tabeli 7.7.

Badanie stopnia zgodności opinii ekspertów w ankietowaniu nr 1

Na podstawie ocen nadanych przez ekspertów zbadano stopień zgodności ich opinii. Obliczona wartość współczynnika konkordancji zgodnie ze wzorem (6.6) wynosiła $W = 0,742$, co świadczyło o plus dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3).

Współczynnik konkordancji W jest statystycznie istotny, gdyż odczytana z tablic rozkładu wartość χ^2 (Hellwig 1998) dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i dla 923 stopni swobody (czyli dla $n-1$) wynosi $\chi^2_{0,05} = 1013$, a obliczona [zgodnie ze wzorem (6.8)] wartość statystyki wynosi $\chi^2 = 10444$ i co za tym idzie spełniona jest nierówność $\chi^2 \geq \chi^2_{\alpha}$ (6.9).

Analiza wyników badań ankietowych oraz ankietowanie nr 2

Dla wartości ocen, jakie eksperci przypisali poszczególnym stanom mierników geologiczno-górnich oceny możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu węgla wyznaczono średnie wartości, wartość modalnej oraz przedział odpowiedzi wyznaczony przez minimum połowę pozostałych ekspertów. Następnie, każdemu z ekspertów przekazano tabele zawierające zestawienie udzielonych przez nich odpowiedzi wraz ze średnimi wartościami oraz wartością modalnej. W tabelach wyróżniono komórki kolorem niebieskim i czerwonym, co oznaczało, że udzielona odpowiedź jest wartością „skrajną”, tzn. znajduje się poza przedziałem wyznaczonym przez 50% pozostałych respondentów. Pole niebieskie oznaczało, że odpowiedź jest niższa od wyznaczonego przedziału, a pole czerwone, że jest wyższa.

W celu wyeliminowania skrajnych wskazań – uzyskania uzgodnionej opinii ekspertów – poproszono o ponowne przeanalizowanie odpowiedzi zawartych w polach wypełnionych kolorami – i nadanie nowych wartości – bliższych średniej wartości. Ekspert mógł oczywiście pozostać przy swojej odpowiedzi, jednak w takim przypadku proszono go o uzasadnienie swojego odmiennego stanowiska.

Wyniki powtórnego ankietowania wraz z analizą

Wyniki powtórnego ankietowania zestawiono w tabeli 7.8 (średnie wartości) oraz w tabeli 7.9 (wartości modalnej).

[illegible]

Tabela 7.8. Wyniki oceny stanu mierników geologiczno-górnicznych oceny możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu węgla – ankietowanie nr 2 – wartości średnie

Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności	Systemy chodnikowe		System ubierkowo-zabiegowy		Systemy ścianowe				z tradycyjnym wyposażeniem		Systemy krótkofonowe											
				system wybierania chodnikami według KWK Marcel	wybranie pokładów węgla z kolumną węglą z wykończonym węgłem	chodnik z łokowaniem kamienia	System ubierkowo-zabiegowy	system ścianowy z obróbką rąbów skał zniechwiejących	długość frontu eksploatacji go – z skosnym chodnikiem pzp/ścianowym	długość frontu eksploatacji go – z równoległym chodnikiem pzp/ścianowym	system ścianowy z kam. pzp/ścianowym	system podkłonowy z wypaszeniem – krótka ściana – ubierka	system krótkofonowy z kombinatem „continuous miner”	system rób panel extraction	system pólów węgla	system z podnoszeniem i outside lift	system chrstów i scis and centrie spilling	system bord and pillar	system Newid	z zastosowaniem kompleksów krótkofonowych					
																				system ubierkowy	system ubierkowy				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	
1	Zagrożenie łapaniami	III i IV st.	0,110717	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94	2,88	2,94
2	Kształt i wymiary parceli	niezagrożone	0,103260	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78
3	Grubość pokładu	regulacyjny	0,103260	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78
nieregularny		0,103260	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	
3	Grubość pokładu	do 2,0 m	0,100540	1,51	1,56	1,51	1,84	1,84	1,89	1,95	1,85	1,89	1,95	1,85	1,89	1,95	1,85	1,89	1,95	1,85	1,89	1,95	1,85	1,89	1,95
pow. 3,5 m		0,100540	2,35	2,29	2,24	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	
4	Warunki stropowe (R _c)	20-24 MPa	0,096831	1,78	1,28	1,34	1,51	1,28	1,67	1,56	1,56	1,34	1,17	1,23	1,54	1,28	1,23	1,28	1,23	1,39	1,45	1,34	1,39	1,45	1,34
25-39 MPa		0,096831	3,94	3,88	3,88	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	
4	Warunki stropowe (R _c)	40-74 MPa	0,096831	3,94	3,88	3,88	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00
75-110 MPa		0,096831	2,88	2,88	2,88	2,94	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	
5	Nachylenie	pow. 12°	0,094899	1,28	1,41	1,34	1,01	1,01	1,06	1,01	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	1,12	
do 4°		0,094899	3,41	3,29	3,29	3,29	3,35	3,35	3,35	3,41	3,35	3,35	3,35	3,41	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	
6	Tektonika	skomplikowana	0,090916	2,17	1,89	1,78	1,12	1,01	1,12	1,06	1,17	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	
mało skomplikowana		0,090916	3,94	3,94	2,94	2,47	2,29	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	2,35	2,29	
7	Zagrożenie melanowe	III i IV kat.	0,083038	1,23	1,34	1,23	1,28	1,34	1,39	1,23	1,12	1,17	1,12	1,06	0,95	1,00	1,00	1,06	1,06	1,06	1,12	1,06	1,12	1,06	
III i IV kat.		0,083038	2,47	2,29	1,88	2,47	2,47	2,47	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	2,29	1,84	
8	Dolychczasowe doświadczenie	niezagrożone	0,076549	3,12	2,56	2,17	1,34	2,45	3,12	2,84	1,95	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	
–		0,076549	3,56	3,06	2,06	1,00	3,78	3,78	3,62	2,78	2,84	1,95	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67	
9	Dostępne wyposażenie techniczne	wymagana	0,071673	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	3,22	
Koneczność ochrony powierzchni		0,071673	2,78	3,34	3,39	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	2,61	
10	Zagrożenie samozapalaniem	niewymagana	0,047903	4,00	3,82	4,00	4,00	4,00	4,00	3,88	4,00	4,00	4,00	3,88	4,00	3,88	4,00	3,88	4,00	3,88	4,00	3,88	4,00	3,88	
bardzo duża i duża		0,047903	1,34	1,28	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	
11	Zagrożenie samozapalaniem	średnia	0,043028	2,29	2,41	2,41	2,35	2,35	2,35	2,47	2,47	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	2,41	
mała i duża		0,043028	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górnictwa	mała	0,036228	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	
średnia		0,036228	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	
13	Spodziewana wartość konwencji wyrobisk	mała (5 m)	0,022496	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	
średnia (0,5-1,0 m)		0,022496	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	
14	R _c węgla	średnia (pow. 10 m)	0,017788	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	3,12	
pow. 12 MPa		0,017788	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	3,82	3,76	
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	III i IV kat.	0,002959	2,00	0,94	1,00	1,06	1,00	1,11	1,22	1,06	1,11	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,11	1,06	1,22	1,11	1,06	
niezagrożone		0,002959	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	
16	Warunki spagowe (R _c)	do 12 MPa	0,000766	1,44	1,33	1,33	1,28	1,28	1,44	1,33	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	1,28	
13-24 MPa		0,000766	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	3,29	
17	Zagrożenie wodne	pow. 24 MPa	0,000407	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	
nieistotne		0,000407	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	3,78	

Wartość współczynnika konkordancji wynosiła $W = 0,913$ (6.6), co świadczy o bardzo dobrym stopniu zgodności opinii ekspertów (tab. 6.3); współczynnik jest statystycznie istotny, gdyż odczytana z tablic rozkładu χ^2 (Hellwig 1998) wartość dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i dla 923 stopni swobody (czyli dla $n-1$) wynosi $\chi^2_{0,05} = 1013$, a obliczona [zgodnie ze wzorem (6.8)] wartość statystyki wynosi $\chi^2 = 12986$ i co za tym idzie spełniona jest nierówność $\chi^2 \geq \chi^2_{\alpha}$ (6.9).

Ze względu na uzyskanie bardzo dobrego stopnia zgodności opinii ekspertów nie prowadzono dalszego ankietowania, przyjmując, że wyznaczona średnia wartość oceny danego stanu miernika jest wartością N_{kryk} ze wzoru (7.2).

Analizując wartości modalnej ocen nadanych przez ekspertów (tab. 7.9) należy zauważyć, że według ekspertów do wybrania resztek zalegających w pokładach zaliczonych do II i III stopnia zagrożenia tapaniami nie można zastosować następujących systemów eksploatacji (wartość modalnej dla tego stanu miernika wynosi 0):

- system krótkofrontowy z kombajnem „continuous miner”,
- system rib panel extraction,
- system komorowo-filarowy,
- system komorowo-filarowy z pozostawieniem płotów węglowych,
- metoda Christmas tree i outside lift,
- system wing cuts and centre splitting,
- system bord and pillar,
- system Nevid.

Eksperti uznali, że systemów tych nie można stosować także ze względu na brak wyposażenia technicznego oraz doświadczenia (wartość modalnej dla tych mierników wynosi także 0).

W oparciu o dane geologiczno-górnice charakteryzujące resztkę pokładu oraz o wyznaczone wartości współczynników względnej ważności mierników geologiczno-górnich oceny możliwości zastosowania technologii do wybrania resztki pokładu w_i i wartości oceny stanu danego miernika geologiczno-górniczego (można przyjąć średnią wartość lub wartość modalnej), wykorzystując zależność (7.2), można dokonać oceny możliwości zastosowania danej technologii do wybrania resztki pokładu.

Wyniki oceny stanu mierników geologiczno-górnich oceny możliwości zastosowania danej technologii do wybrania resztki pokładu, zestawione w tabelach 7.8 i 7.9, pozwalają na przypisanie danej technologii oceny liczbowej (wartości wskaźnika WAT), opartej na 17 miernikach oceny, która powinna wyeliminować intuicyjnie przeprowadzany dobór technologii.

Przeprowadzone w tym rozdziale badania pozwalają na ocenę danych technologii i w konsekwencji na ich uszeregowanie pod kątem atrakcyjności ich zastosowania. Taka hierarchizacja pozwala na skierowanie wysiłków związanych z zastosowaniem najbardziej odpowiedniej dla danych warunków technologii eksploatacji i w konsekwencji na wybranie danych zasobów w sposób możliwie bezpieczny, opłacalny i technologicznie mniej skomplikowany.

8. Resztki pokładów węgla przeznaczone do eksploatacji

8.1. Dane geologiczno-górnice resztek pokładów węgla przeznaczonych do eksploatacji

W wyniku analizy danych uzyskanych w trakcie inwentaryzacji resztek pokładów, zidentyfikowano resztki pokładów, które można rozpatrywać pod kątem możliwości ich wydobywania oraz zebrano szczegółowe dane opisujące poszczególne resztki. Dane te zostały zestawione w „Karcie resztki”, której przykład pokazano w Załączniku V (CD). W tabeli 8.1 zestawiono resztki przeznaczone do eksploatacji.

Tabela 8.1. Resztki przeznaczone do eksploatacji w ZG „Piekary” i KWK „Pokój”

Lp.	Pokład	Symbol resztki
KWK „Pokój”		
1	409	1_409_8
2	409	2_409_9
3	410	3_410_6
4	410	4_410_8
5	411	5_411_10
6	411	6_411_11
7	413/2	7_413/2_9
8	414/1	8_414/1_22
9	414/1	9_414/2_44
10	414/2	10_414/2_3
11	415	11_415_5
12	416w.g.	12_416w.g._3
13	416w.d.	13_416w.d._10
14	418	14_418_7
15	418	15_418_8
16	418	16_418_10
17	502w.g.	17_502w.g._13
18	502w.g.	18_502w.g._14
19	504	19_504_4
20	504	20_504_14
21	506	21_506_3
22	507	22_507_2
23	510w.g.	23_510w.g._2
24	510w.d.	24_510w.d._2
ZG „Piekary”		
25	419	25_419_1
26	501	26_501_1
27	510wIII	27_510wIII_1
28	510wIII	28_510wIII_2
29	510wIII	29_510wIII_3
30	510wII	30_510wII_1
31	510wII	31_510wII_2
32	510wI	32_510wI_1
33	419	33_419_1
34	510/I-II	34_510/I-II_1
35	510/III	35_510/III_1

8.2. Analiza danych geologiczno-górnich resztek pokładów węgla przeznaczonych do eksploatacji

W tabelach 8.2 i 8.3 zestawiono dane opisujące poszczególne resztki pokładów węgla przeznaczone do eksploatacji.

Tabela 8.2. Przedziały zmienności danych charakteryzujących resztki

Pokład	409, 410, 411, 413/2, 414/1, 414/2, 414/3, 415, 416, 418, 419, 501, 502, 504, 506, 507, 510
Głębokość	od 240 do 725 m
Nachylenie	od 0 do 25°
Grubość pokładu	od 1,0 do 5,4 m
R_c stropu	4,8–115,4 MPa
R_c węgla	4,7–57 MPa
R_c spągu	5,0–79 MPa
Zagrożenia naturalne:	
metanowe	niemetanowy – IV kategoria
tapianiami	niezagrożone – III stopień
wodne	I i II stopień
samozapalenia	IV–V grupa
pyłowe	klasa B
Typ węgla	31, 32, 33, 34

Tabela 8.3. Dane charakteryzujące zinwentaryzowane resztki

Nr resztki	Pokład	Głębokość m	Nachylenie stopień	Grubość pokładu m	R_c stropu MPa	R_c węgla MPa	R_c spągu MPa	R_c piaskowców MPa	Ciężar właściwy skał stropowych kN/m³	RQD skał stropowych	Zawartość popiołu %	Zawartość siarki %	Wartość opałowa MJ/Mg
1	409	240–380	7–16	1,6–2,6	–	–	–	–	–	–	20	1,10	26,4
2	409	320–410	5–12	2,4–2,7	–	–	–	–	–	–	18	1,40	27,2
3	410	320–460	5–12	1,3–1,6	–	–	–	–	–	–	17	0,70	29,0
4	410	250–400	7–16	1,4–1,55	–	–	–	–	–	–	17	0,70	29,0
5	411	210–415	5–12	1,3–1,8	–	–	–	–	–	–	11	0,90	29,4
6	411	320–410	7–16	1,8	–	–	–	–	–	–	11	0,90	29,4
7	413/2	370–560	5–15	1,0–2,1	24,4–77,7	4,7–50,4	16,3–34,7	–	–	–	20	0,70	29,8
8	414/1	450–600	5–15	1,5–2,35	55,3–115,4	12,0–24,2	17,2–34,4	55,3–115,4	25,60	–	18	0,90	29,6
9	414/2	480–610	5–15	1,15–2,4	16,3–35,1	5,2–28,4	23,1–80,8	55,3–115,4	25,1–25,5	–	16–17	1,00	28,1
10	414/3	460–540	5–15	1,4–2,0	16,3–65,1	5,2–28,4	23,1–80,8	55,3–115,4	25,1–25,5	–	8	0,90	30,4
11	415	370–600	5–15	1,35–1,75	–	–	–	–	–	–	12	0,90	29,0
12	416 w.g.	450–620	5–15	1,1–2,2	4,8–69,6	10,8–32,9	17,2–40,6	25,0–69,6	25,60	60	21	1,00	25,7
13	416 w.d.	450–620	5–15	1,3–1,8	44,8–69,6	10,8–32,9	17,2–40,6	25,0–69,6	25,60	–	20	1,00	26,5
14	418	590–710	5–15	2,6	9,6–18,0	12,6–32,7	10,0–49,0	8,4–60,0	12,76	–	9	0,50	29,8
15	418	590–710	8–17	1,25–2,75	9,6–18,0	12,6–32,7	10,0–49,0	8,4–60,0	12,76	–	9	0,50	29,8
16	418	390–550	5–10	1,8–2,1	9,6–18,0	12,6–32,7	10,0–49,0	8,4–60,0	12,76	–	16	0,60	28,3
17	502 w.g.	600–700	15–25	2,5	10,0–69,0	17,3–25,3	5,0–45,0	35,0–53,0	–	–	7	0,50	30,8
18	502 w.g.	320–480	15–25	1,8–2,0	7,2–62,4	11,2–20,4	5,0–45,0	35,0–53,0	–	–	8	0,80	30,5
19	504	350–500	5–10	2,6–3,65	9,6–50,4	14,5–19,5	17,0–48,0	33,6–64,8	–	–	8	0,80	30,6
20	504	640–670	15–25	1,8–2,1	9,6–50,4	14,5–19,5	17,0–48,0	33,6–64,8	–	–	7	0,4–0,6	31,2
21	506	350–620	15–25	1,8–2,0	–	–	–	51,9–54,3	–	–	11–19	0,6–0,7	29,6
22	507	520–655	15–25	3,0–3,1	19,3–90,0	15,2–26,1	–	84,0–102,3	–	–	4–6	0,5–0,6	31,7
23	510 w.d.	370–380	15–25	2,3–3,3	10,0–60,0	18,5–31,6	22,0–50,0	21,0–60,0	–	–	5	0,60	32,0
24	510 w.g.	370–380	4–8	3,0–3,6	10,0–60,0	17,9–23,3	18,5–31,6	21,0–60,0	–	–	5	0,60	32,0
25	419	300–485	4–8	1,7–3,5	23,0–62,0	8,0–42,0	21,0–39,0	–	–	–	6,30	0,88	27,5
26	501	360–510	4–8	3,0–5,0	18,0–69,0	11,0–25,0	22,0–48,0	–	–	–	5,70	0,73	27,8
27	510 wIII	330–500	4–8	3,0	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	4,77	0,72	27,1
28	510 wIII	330–500	4–8	3,0	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	4,77	0,72	27,1
29	510 wIII	330–500	4–8	3,0	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	4,77	0,72	28,1
30	510 wII	300–500	4–8	2,9–4,3	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	4,51	0,55	28,1
31	510 wII	300–500	4–8	2,9–4,3	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	4,51	0,55	28,1
32	510 wI	340–500	4–8	3,4–3,8	12,0–85,0	16,0–46,0	57,0–79,0	–	–	–	3,94	0,66	27,9
33	419	545–590	0–4	3,4–5,4	19,0–46,0	39,0	22,0–42,0	–	–	–	6,10	0,80	28,1
34	510/I–II	600–725	0–4	2,7–6,0	12,0–52,0	24,0–57,0	25,0–61,0	–	–	–	4,37	0,65	29,0
35	510/III	600–725	0–4	3,0–3,7	12,0–52,0	24,0–27,0	25,0–61,0	–	–	–	4,42	0,54	28,9

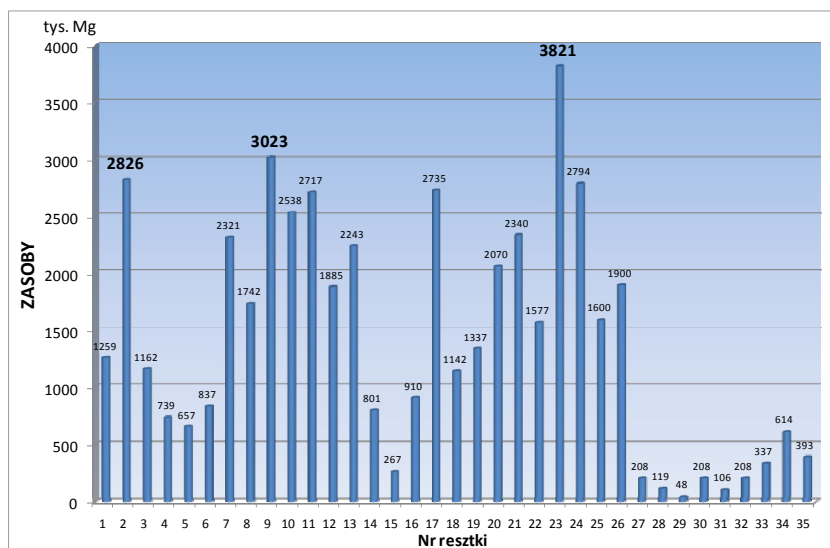
cd. Tabeli 8.3

Gęstość przestrzenna węgla Mg/m ³	Typ węgla	Urabialność	Powierzchnia tys. m ²	Zasoby tys. Mg	Zagrożenie tapaniami	Zagrożenie metanowe	Zagrożenie wodne	Zagrożenie pyłowe	Zagrożenie samozapaleniem	Zagrożenie ZWMS
1,45	32.2	–	436,5	1259	niezagrożony	niemetanowy	I stopień	klasa B	–	brak
1,45	32.2	–	733,5	2826	niezagrożony	niemetanowy	I stopień	klasa B	–	brak
1,35	32.2	–	434,5	1162	niezagrożony	niemetanowy	I stopień	klasa B	–	brak
1,35	32.2	–	396	739	niezagrożony	niemetanowy	I stopień	klasa B	–	brak
1,50	32.2	–	258	657	niezaliczony	I kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,50	32.2	–	310	837	niezaliczony	I kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,35	32.2	0,80–1,3	948,25	2321	niezaliczony	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,34	32.2	0,95–1,0	755	1742	niezagrożony	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,33–1,49	33; 34.1; 34.1	0,75–0,90	1712,83	3023	niezagrożony	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,32	34.1	0,75–0,90	1040,5	2538	niezagrożony	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,41	33	–	1267	2717	niezagrożony	niemetanowy, II kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,42	32.2	1,5–1,68	672	1885	III stopień	III kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,43	32.2	1,5–1,7	1048,25	2243	III stopień	III kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,40	32.2; 33	0,92–1,02	220,05	801	III stopień	II kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,40	32.2; 33	0,82–1,02	163,75	267	III stopień	II kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,40	32.2	0,92–1,02	325	910	III stopień	II kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,34	34.1	1,03	802,5	2735	I–III stopień	I kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,36	33; 34.1	0,85–1,03	405,5	1142	III stopień	niemetanowy	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,38	32.2	0,80–0,90	263	1337	III stopień	niezaliczony	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,33	32.2; 33	0,80–0,90	804,25	2070	I–III stopień	II kategoria	I stopień	klasa B	–	brak
1,37	34.1; 34.2	–	848,15	2340	III stopień	niemetanowy	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,33	33; 34.1; 34.2	0,87–1,14	357	1577	III stopień	niemetanowy	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,33	34.1	0,84–1,37	864,25	3821	III stopień	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,33	34.1	0,97–1,37	612	2794	III stopień	I kategoria	I i II stopień	klasa B	–	brak
1,36	31	–	393	1600	niezagrożony	niemetanowy	I stopień	klasa B	–	brak
1,38	31	–	470	1900	II stopień	niemetanowy	I i II stopień	klasa B	IV	brak
1,32	31	–	52,9	208	I, II stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,32	31	–	30,3	119	I, II stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,32	31	–	12,3	48	I, II stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,30	31	–	52,9	208	I, III stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,30	31	–	27	106	I, II stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,30	31	–	52,9	208	III stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
1,36	31.2	–	47,6	337	III stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
–	–	–	156	614	III stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak
–	–	–	100	393	III stopień	niemetanowy	I stopień	klasa B	V	brak

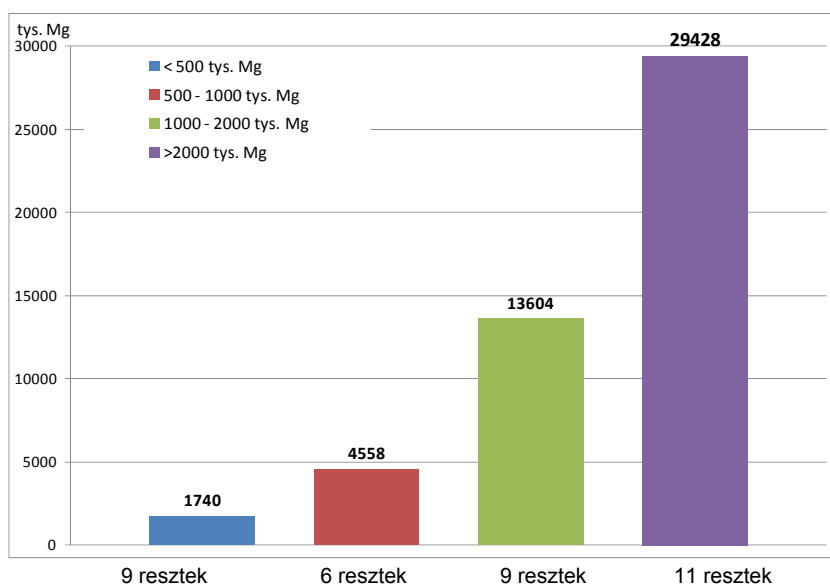
W 35 zinwentaryzowanych resztkach pokładów zalega blisko 50 mln Mg węgla, co daje średnio 1,4 mln Mg zasobów w jednej resztkce (rys. 8.1). W największych parcelach uwieczonych jest po kilka milionów ton węgla (reszotka nr 2_409_9 – 2,82 mln Mg, reszotka nr 9_414/2_4 – 3,02 mln Mg oraz reszotka nr 23_510_w.g._2 – 3,82 mln Mg), a w najmniejszych kilkadziesiąt tysięcy (reszotka nr 29_510wIII_3 – 0,048 mln Mg i reszotka nr 31_510wII_2 – 0,106 mln Mg).

Zinwentaryzowano resztki o następującej wielkości zasobów węgla (rys. 8.2):

- do 0,5 mln Mg – 9 (całkowita wielkość zasobów w nich uwieczonych wynosi 1,74 mln Mg – 3,51% ogółu zasobów),
- 0,5–1,0 mln Mg – 6 (całkowita wielkość zasobów w nich uwieczonych wynosi 4,558 mln ton – 9,21% ogółu zasobów),
- 1,0–2,0 mln Mg – 9 (całkowita wielkość zasobów w nich uwieczonych wynosi 13,604 mln Mg – 27,4% ogółu zasobów),
- powyżej 2 mln Mg – 11 (całkowita wielkość zasobów w nich uwieczonych wynosi 29,428 mln Mg – 59,46% ogółu zasobów).



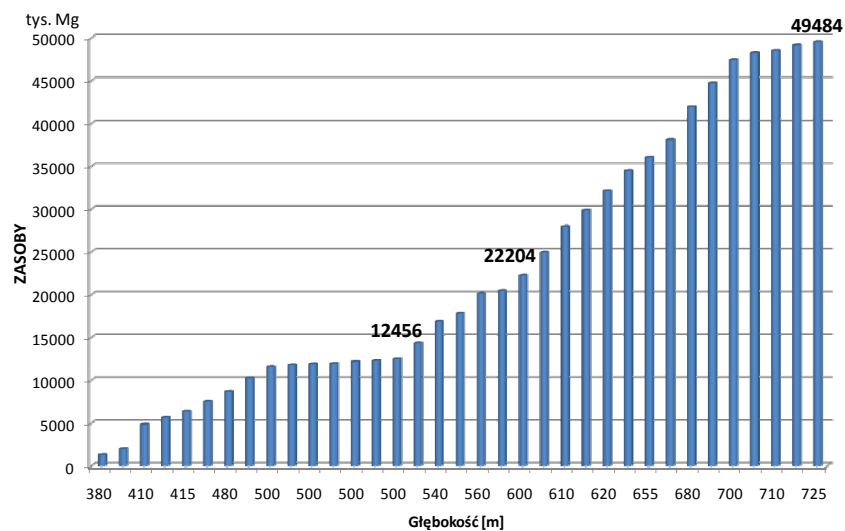
Rys. 8.1. Zestawienie wielkości zasobów w resztkach pokładów



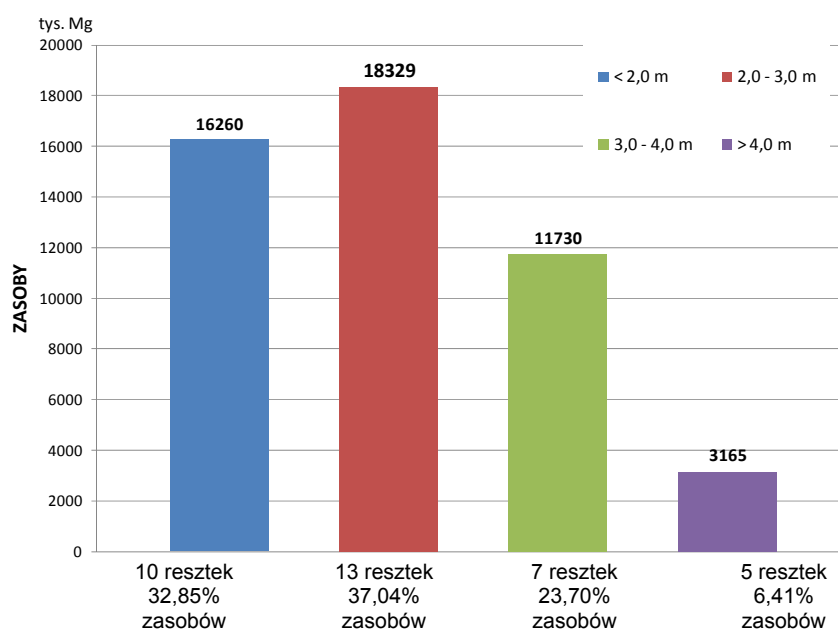
Rys. 8.2. Podział resztek ze względu na wielkość zasobów

Głębokość zalegania pokładów węgla, w których zlokalizowane są zinwentaryzowane resztki, waha się w przedziale od około 240 m do około 725 m. Na rysunku 8.3 przedstawiono relację skumulowanej wielkości zasobów oraz głębokości zalegania parceli. Pozwala on na sformułowanie następujących stwierdzeń:

- 15 resztek zalega do głębokości 500 m, a ich zasoby wynoszą 12,456 mln Mg węgla,
- 22 resztek zalega do głębokości 600 m, a ich zasoby wynoszą 24,921 mln Mg węgla,
- 35 resztek zalega do głębokości 725 m, a ich zasoby wynoszą 49,484 mln Mg węgla.



Rys. 8.3. Podział resztek ze względu na głębokość zalegania



Rys. 8.4. Podział resztek ze względu na miąższość pokładu

Na rysunku 8.4 przedstawiono kształtowanie się wielkości zasobów ze względu na miąższość pokładu. Stwierdzono, że wśród resztek przeznaczonych do eksploatacji jest 10 pól o miąższości nieprzekraczającej 2,0 m. Wielkość zasobów w nich uwięzionych wynosi 16,26 mln Mg, co stanowi 32,85% ogółu zasobów. W przedziale grubości pokładów od 2,0 do 3,0 m zinventaryzowano 13 parcel o sumarycznych zasobach 18,329 mln Mg, tj. 37,04% ogółu zasobów. Dla miąższości od 3,0 do 4,0 m zinenta-

ryzowano 7 resztek, których łączne zasoby wynoszą 11,739 mln Mg, czyli 23,70% ogółu zasobów. Tylko 6,41% inwentaryzowanych zasobów zalega w pokładach o miąższości przekraczającej 4,0 m, ich wielkość wynosi 3,165 mln Mg (5 parcel).

9. Technologie wybierania resztek pokładów węgla – analiza możliwości stosowania

Na podstawie badań i obliczeń przeprowadzonych w podrozdziale 7.2, określone zostały mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości zastosowania danej technologii (systemu eksploatacji) do wybrania konkretnej resztki pokładu. Miernikami tymi są:

- nachylenie pokładu (NAC),
- grubość pokładu (GRU),
- kształt i wymiary parceli (K_W),
- tektonika (TEKT),
- warunki stropowe (W_STR),
- warunki spągowe (W_SP),
- wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W),
- zagrożenie metanowe (Z_CH4),
- zagrożenie tąpnięciami (Z_TAP),
- zagrożenie wodne (Z_WOD),
- zagrożenie samozapaleniem węgla (Z_SAM),
- zagrożenie wyrzutem metanu i skał (Z_WMIS),
- konieczność ochrony powierzchni (OCH_P),
- dostępne wyposażenie techniczne (D_WYP),
- dotychczasowe doświadczenie (D_DOS),
- spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu (OBCI),
- spodziewana wartość konwergencji wyrobisk (KONW).

W niniejszym rozdziale zostanie określony wpływ tych mierników na możliwość zastosowania danego systemu eksploatacji. Analizie poddano systemy eksploatacji przedstawione w rozdziale 4, tj.:

- system wybierania pokładów węgla chodnikami z podsadzką samozestalającą – system KWK „Marcel”,
- system wybierania pokładów węgla chodnikami w obudowie kotwowej wraz z wykonywaniem wnęk,
- chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia,
- ubierkowo-zabierkowy system eksploatacji pokładów węgla,
- system ścianowy z zastosowaniem obrotu frontów ścian zmechanizowanych,
- system ścianowy ze zmianą długości frontu eksploatacyjnego – ze skośnym chodnikiem przyścianowym,
- system ścianowy ze zmianą długości frontu eksploatacyjnego – z równoległymi chodnikami przyścianowymi,
- system ścianowy z kieszenią,
- systemy krótkofrontowe z tradycyjnym wyposażeniem,
- system krótkofrontowy z kombajnem „continuous miner”,
- system rib panel extraction,
- system komorowo-filarowy (room and pillar),

- system z pozostawianiem płotów węglowych,
- system Christmas tree i outside lift,
- system wing cuts and centre splitting,
- system bord and pillar,
- system Nevid,
- system krótkofrontowy z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych – system ubierkowy,
- system krótkofrontowy z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych – system ubierkowy warstwami poziomymi,
- system krótkofrontowy z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych – system ścianowo-ubierkowy,
- system krótkofrontowy z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych – system szeroki chodnik.

Dla każdego z ww. systemów określono stan danego miernika geologiczno-górniczego oceny możliwości zastosowania danej technologii (systemu eksploatacji) do wybrania konkretnej resztki pokładu. Wyniki analiz przedstawiono w tabelach 9.1–9.16.

Tabela 9.1. Analiza możliwości stosowania systemu wybierania chodnikami z podsadzką samozestalającą – system KWK „Marcel” do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne (nachylenie wyrobiska eksploatacyjnego do 18°).
2	Grubość pokładu	Dowolna (w zależności od czynnika ekonomicznego – minimum 2,5 m).
3	Kształt i wymiary parceli	O dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Warunki stropowe determinują możliwość zastosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa).
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Determinuje szerokość filarów węglowych, co wpływa na współczynnik wykorzystania złoża oraz zagrożenie samozapaleniem węgla.
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska. Stosowanie szczelnej podsadzki ogranicza gromadzenia się metanu, co wpływa korzystnie na zagrożenie metanowe.
9	Zagrożenie tapaniami	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla, ale stosowanie szczelnej podsadzki ogranicza możliwość migracji powietrza, w tym zagrożenie samozapaleniem.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	Konieczność prowadzenia wierceń wyprzedzających i ewentualnej profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	Ze względu na pozostawianie filarów międzychodnikowych oraz na zastosowanie podsadzki do likwidowania przestrzeni powstałej po wybraniu węgla, system można stosować w przypadku konieczności ochrony powierzchni lub wyrobisk sąsiadujących.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla drążenia wyrobisk korytarzowych. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Pozostawiane filary węglowe między wyrobiskami oraz podsadzenie wybranej przestrzeni stanowią swego rodzaju podparcie dla skał stropowych, i dla odpowiednio dobranej szerokości filara zarówno obciążenie obudowy, jak i wartość konwergencji nie powinny być większe niż typowe wartości dla pojedynczych wyrobisk korytarzowych drążonych w podobnych warunkach geologiczno-górnictwa.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Bardzo ważne jest zaprojektowanie odpowiedniej szerokości filarów węglowych, które ze względu na współczynnik wykorzystania złoża i zagrożenie tapaniami powinny być jak największe, ze względu na zagrożenie samozapaleniem powinny być tak dobrane, aby nie powstały spękania w filarze, a ze względu na warunki prowadzenia chodników eksploatacyjnych powinny stanowić podporę dla wyższych warstw. Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356.1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drążonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinię i rozpory z materiałów niepalnych”)*.

*Cytowane w tabelach 9.1–9.16 paragrafy pochodzą z Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

Tabela 9.2. Analiza możliwości stosowania systemu wybierania chodnikami w obudowie kotwowej wraz z wykonywaniem wnek do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne (nachylenie wyrobiska eksploatacyjnego do 18°).
2	Grubość pokładu	Dowolna (w zależności od czynnika ekonomicznego – minimum 2,5 m).
3	Kształt i wymiary parceli	O dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Ze względu na stosowanie samodzielnej obudowy kotwowej skały stropowe muszą spełniać warunki umożliwiające ich skuteczne kotwienie.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania
7	Wytrzymałość na ścislenie węgla	Determinuje szerokość filarów węglowych, co wpływa na współczynnik wykorzystania złoża oraz zagrożenie samozapaleniem węgla.
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność zastosowania wentylacji pomocniczej dla wciniek o długości powyżej 2 m („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m — przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m — przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m — w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	Konieczność prowadzenia wierceń wyprzedzających i ewentualnej profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	Ze względu na pozostawianie filarów międzychodnikowych system można stosować w przypadku konieczności ochrony powierzchni lub wyrobisk w pokładach wyżej leżących.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są stosowane w polskim górnictwie węgla kamiennego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną w tym zakresie kadrę. Jedynie fakt prowadzenia wyrobisk eksploatacyjnych w samodzielnej obudowie kotwowej nie jest technologią powszechnie stosowaną i zachodzi konieczność przeprowadzenia szkoleń w tym zakresie.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Pozostawiane filary węglowe między wyrobiskami stanowią swego rodzaju podparcie dla skał stropowych i dla odpowiednio dobranej szerokości filara; obciążenie obudowy i wartość konwergencji nie powinny być większe niż typowe wartości dla pojedynczych wyrobisk korytarzowych drążonych w podobnych warunkach geologiczno-górnictwa.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Bardzo ważne jest zaprojektowanie odpowiedniej szerokości filarów węglowych oraz wymiarów wciniek w tych filarach, które ze względu na współczynnik wykorzystania złoża i zagrożenie tapaniami powinny być jak najwęższe, ze względu na zagrożenie samozapaleniem powinny być tak dobrane, aby nie powstały spękania w filarze, a ze względu na warunki prowadzenia chodników eksploatacyjnych powinny stanowić podporę dla warstw wyższych. Ze względu na prowadzenie wybierania wdzierkami pozostawianie filarów o większej szerokości nie powinno niekorzystnie wpływać na współczynnik wykorzystania złoża. Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drążonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).

Tabela 9.3. Analiza możliwości stosowania systemu wybierania chodnikami z lokowaniem kamienia do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne (nachylenie wyrobiska eksploatacyjnego do 18°).
2	Grubość pokładu	Dowolna (w zależności od czynnika ekonomicznego – minimum 2,5 m).
3	Kształt i wymiary parceli	O dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Warunki stropowe determinują możliwość zastosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub kotwowa).
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska (np. konieczność izolowania części wybranej).
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	Konieczność prowadzenia wierceń wyprzedzających i ewentualnej profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	Technologia umożliwia lokowanie odpadów kopalnianych w wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla drażenia wyrobisk korytarzowych. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Jedynie lokowanie kamienia z wykorzystaniem odpadów za pomocą podsadzarko-zwałowarki wymaga przeszkolenia załogi.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Szerokość wyrobiska eksploatacyjnego oraz fakt niedostatecznego podparcia warstw stropowych we wcześniej wybranym chodniku eksploatacyjnym przez lokowane odpady skalne niekorzystnie wpływa zarówno na obciążenie obudowy, jak i wartość konwergencji.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Technologia umożliwia lokowanie odpadów kopalnianych praktycznie „u źródła” ich powstania, co zmniejsza koszty transportu na powierzchnię i opłaty za składowanie odpadów na powierzchni oraz ogranicza osiadanie terenu przez podsadzenie pustek poeksploatacyjnych. Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej (§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drażonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).

Tabela 9.4. Analiza możliwości stosowania systemu ubierkowo-zabierkowego do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej). Wysokość zabierki nie większa niż 4 m („§ 101. 1. Przy wybieraniu pokładów węgla systemem zabierkowym: 1) wysokość zabierki nie może być większa niż 4 m, 2) szerokość zabierki nie może być większa niż 6 m, 3) szerokość nogi pozostawionej między zabierkami nie może być większa niż 4 m, 4) przed rozpoczęciem wybierania w nowej zabierce likwiduje się sąsiednią zabierkę”).
3	Kształt i wymiary parceli	Parcele o dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych mniejszych niż dla typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	W likwidowanej przestrzeni może gromadzić się metan, zwiększając stopień zagrożenia metanowego. W przypadku stosowania podsadzki bez wpływu.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	Technologia umożliwia lokowanie odpadów kopalnianych w wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji jest technologią dotychczas niestosowaną w górnictwie, a część wyposażenia, tj. tunel transportowy i przegubowy przenośnik taśmowo-ciężnowy nie wyszły poza fazę projektową. Ze względu na fakt, że system ten nie był nigdy stosowany w praktyce, kopalnie nie mają doświadczeń z tym związanych.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Szerokość wyrobiska eksploatacyjnego oraz fakt prowadzenia w bezpośrednim sąsiedztwie zróbów zawałowych niekorzystnie wpływa zarówno na obciążenie obudowy, jak i wartość konwergencji wyrobiska. W przypadku kierowania stropu na podsadzkę hydrauliczną warunki utrzymania wyrobiska powinny być korzystniejsze.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Technologia umożliwia lokowanie odpadów kopalnianych praktycznie „u źródła” ich powstania, co zmniejsza koszty transportu na powierzchnię, zmniejsza opłaty za składowanie odpadów na powierzchni oraz ogranicza osiadanie terenu przez podsadzanie pustek poeksploatacyjnych. Istotne jest zaangażowanie niewielkiej ilości sprzętu, bo taka ubierka może stanowić dla kopalni front rezerwowý. Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drażonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).

Tabela 9.5. Analiza możliwości stosowania systemu ścianowego z obrotem frontów ścian zmechanizowanych do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej).
3	Kształt i wymiary parceli	Parcele o dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spągowe	
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego, z wyjątkiem fazy obrotu frontu. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Jedynie załoga powinna być przeszkolona w zakresie prac związanych z fazą obrotu frontu ściany.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobiska przyscianowych, nie różnią się od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Przez odpowiednie dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli poprawia się wartość wskaźnika wykorzystania złoża.

Tabela 9.6. Analiza możliwości stosowania systemu ze zmianą długości frontu eksploatacyjnego – ze skośnym chodnikiem przyścianowym do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej).
3	Kształt i wymiary parceli	Nieforemne parcele pokładów o kształcie zbliżonym do prostokątnego, trójkątnego, trapezowego (lub podobnych).
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Wyprowadzanie/wprowadzanie sekcji obudowy zmechanizowanej oraz skracanie/wydłużanie przenośnika ścianowego jest technologią często spotykaną w polskim górnictwie węgla kamiennego.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, nie różnią się od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	Przez odpowiednie dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli poprawia się wartość wskaźnika wykorzystania złoża. Technologia wymaga dodatkowego nakładu pracy podczas zabudowy/wybudowy wyposażenia ścianowego i jego transportu do/z rejonu ściany.
18	UWAGI	

Tabela 9.7. Analiza możliwości stosowania systemu ze zmianą długości frontu eksploatacyjnego – z równoległymi chodnikami przyścianowymi do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej).
3	Kształt i wymiary parceli	Nieforemne parcele pokładów o kształcie zbliżonym do prostokątnego, trapezowego (lub podobnych).
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Zmiana długości frontu eksploatacyjnego, polegająca na wydłużeniu/skróceniu frontu ściany z wykorzystaniem wyrobiska równoległego do frontu ściany jest technologią stosowaną w polskim górnictwie węgla kamiennego.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, nie różnią się od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	Przez odpowiednie dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli poprawia się wartość wskaźnika wykorzystania złoża. Technologia wymaga dodatkowego nakładu pracy podczas zabudowy/wybudowy wyposażenia ścianowego i jego transportu do/z rejonu ściany.
18	UWAGI	

Tabela 9.8. Analiza możliwości stosowania systemu ścianowego z kieszenią do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej).
3	Kształt i wymiary parceli	Nieforemne parcele pokładów o kształcie zbliżonym do prostokątnego, trójkątnego, trapezowego (lub podobnych).
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność zastosowania wentylacji pomocniczej dla kieszeni („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m – w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”). Możliwość powstania nagromadzeń metanu w kieszeni.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawienia filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla. Możliwość samozagrzania pasa węgla wybranego kieszenią ze względu na naruszenie wcześniejszą eksploatacją.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podszadzenia wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie tego typu ściany nie różni się zasadniczo od wyposażenia typowego systemu ścianowego z tym, że przenośnik ścianowy wyposażony jest w zmodernizowaną stację zwrotną umożliwiającą urabianie kombajnem poza nią. Dodatkowo w chodniku nadścianowym, wraz z postępem przemieszcza się odwrócona sekcja obudowy zmechanizowanej zabezpieczająca skrzyżowanie ze ścianą. Ślepy odcinek ściany przewietrzany jest wentylacją odrębną, np. lutniową tłoczącą, która znacząco ogranicza pole robocze przy małej wysokości wybierania.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń, z wyjątkiem technologii prowadzenia ściany na odcinku „kieszeni”.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, nie różnią się od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Przez odpowiednie dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli poprawia się wartość wskaźnika wykorzystania złoża. Ograniczenie pola roboczego w ścianie przez umieszczenie w nim wentylacji odrębnej. Brak drugiego wyjścia z kieszeni („§ 91. Każda ściana powinna mieć co najmniej dwa wyjścia do wyrobisk przyścianowych, przeznaczone do przejścia ludzi do czynnych wyrobisk”).

Tabela 9.9. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z tradycyjnym wyposażeniem – krótka ściana – ubierka do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy (poprzeczne 20°, podłużne 35°).
2	Grubość pokładu	Do 6,0 m (zakres roboczy obudowy zmechanizowanej).
3	Kształt i wymiary parceli	Zbliżony do prostokątnego.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpomościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania.
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany. Dla wariantu z jednym chodnikiem: metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność stosowania wentylacji pomocniczej („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m – w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	Przy stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Przy stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System wyklucza stosowanie podszadania ze względu na brak możliwości skutecznego przewietrzania pola roboczego za sekcjami.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Stosowane w warunkach górnictwa polskiego systemy krótkofrontowe nie różnią się praktycznie technologią od prowadzenia normalnej ściany. Jedyną zmianą jest krótszy czas trwania jednego cyklu produkcyjnego, a także, w niektórych przypadkach, prowadzenie przodka z jednym chodnikiem, co wymusza stosowanie wentylacji lutniowej, która znacząco ogranicza pole robocze przy małej wysokości wybierania oraz zmodyfikowanie konstrukcji przenośnika tak, aby kombajn mógł urabiać za stacją zwrotną. Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Przez odpowiednie dopasowanie kształtu pola ściany do wybieranej parceli poprawia się wartość wskaźnika wykorzystania złoża. Ograniczenie pola roboczego w ścianie przez umieszczenie w nim wentylacji odrębnej. Brak drugiego wyjścia ze ściany („§ 91. Każda ściana powinna mieć co najmniej dwa wyjścia do wyrobisk przyścianowych, przeznaczone do przejścia ludzi do czynnych wyrobisk”).

Tabela 9.10. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z kombajnem „continuous miner” do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy.
2	Grubość pokładu	Do około 4 m (zakres roboczy kombajnu).
3	Kształt i wymiary parceli	Dowolny kształt.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Ze względu na stosowanie samodzielnej obudowy kotwowej skały stropowe muszą spełniać warunki umożliwiające ich skuteczne kotwienie. Ponadto sekcje obudowy zmechanizowanej, stanowiące obudowę wyrobiska, mają wydłużoną stropnicę, przez co w przypadku mało korzystnych warunków stropowych, mogą wystąpić trudności w prawidłowym zabezpieczeniu stropu, szczególnie w części przyczółkowej.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Ma istotne znaczenie, gdyż ma m.in. wpływ na wymiary pozostawianych filarów, co wpływa na współczynnik wykorzystania złoża oraz zagrożenie samozapaleniem węgla.
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ścian.
9	Zagrożenie tapaniami	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa stopień zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe, jak dla systemu komorowo-filarowego, który nie jest stosowany w polskim górnictwie węgla kamiennego. Kopalnie nie posiadają odpowiednio przeszkolonej i doświadczonej w tym zakresie kadry. Konieczne byłoby przeprowadzenie odpowiednich szkoleń w zakresie technologii prowadzenia eksploatacji i obsługi nowych maszyn i urządzeń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, ze względu na fakt pozostawiania filarów węglowych, powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	–

Tabela 9.11. Analiza możliwości stosowania systemu rib panel extraction do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwo	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy.
2	Grubość pokładu	Do około 4 m (zakres roboczy kombajnu).
3	Kształt i wymiary parceli	Dowolny kształt.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Ze względu na stosowanie samodzielnej obudowy kotwowej skały stropowe muszą spełniać warunki umożliwiające ich skuteczne kotwienie.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Ma istotne znaczenie, gdyż ma m.in. wpływ na wymiary pozostawianych filarów, co wpływa na współczynnik wykorzystania złoża oraz zagrożenie samozapaleniem węgla.
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność stosowania wentylacji pomocniczej dla wciniek o długości powyżej 2 m („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m – w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa stopień zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podszadzenia wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe, jak dla systemu komorowo-filarowego, który nie jest stosowany w polskim górnictwie węgla kamiennego. Kopalnie nie posiadają odpowiednio przeszkolonej i doświadczonej w tym zakresie kadry. Konieczne byłoby przeprowadzenie odpowiednich szkoleń w zakresie technologii prowadzenia eksploatacji i obsługi nowych maszyn i urządzeń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, ze względu na fakt pozostawiania filarów węglowych, powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drążonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).

Tabela 9.12. Analiza możliwości stosowania systemu komorowo-filarowego (room and pillar), z pozostawieniem plotów węglowych, Christmas tree i outside lift, wing cuts and centre splitting, bord and pillar, Nevid do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Ograniczone zakresem stosowania obudowy.
2	Grubość pokładu	Do około 4 m (zakres roboczy kombajnu).
3	Kształt i wymiary parceli	Dowolny kształt.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Ze względu na stosowanie samodzielnej obudowy kotwowej skały stropowe muszą spełniać warunki umożliwiające ich skuteczne kotwienie.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	Ma istotne znaczenie, gdyż ma m.in. wpływ na wymiary pozostawianych filarów, co wpływa na współczynnik wykorzystania złoża oraz zagrożenie samozapaleniem węgla.
8	Zagrożenie metanowe	Metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność stosowania wentylacji pomocniczej („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m – w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa stopień zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Fakt pozostawiania filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe, jak dla systemu komorowo-filarowego, który nie jest stosowany w polskim górnictwie węgla kamiennego. Kopalnie nie posiadają kadry odpowiednio przeszkolonej i doświadczonej w tym zakresie. Konieczne byłoby przeprowadzenie odpowiednich szkoleń w zakresie technologii prowadzenia eksploatacji i obsługi nowych maszyn i urządzeń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, ze względu na fakt pozostawiania filarów węglowych, powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drążonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).

Tabela 9.13. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych – system ubierkowy do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Do 15° (ograniczone zakresem stosowania obudowy).
2	Grubość pokładu	Do 3,2 m (zakres roboczy obudowy LOP 18/32).
3	Kształt i wymiary parceli	Zbliżony do prostokątnego.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania obudowy jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpomościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany. Przy prowadzeniu wybierania z wygradzaniem chodnikiem możliwość stosowania systemu przewietrzania na „y” – odsunięcie zużytego powietrza wraz z metanem od środowiska ściany. Dla wariantu z jednym chodnikiem: metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność stosowania wentylacji pomocniczej („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	W trakcie wybierania parceli eksploatacyjnej systemem krótkofrontowym o stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	W trakcie wybierania parceli eksploatacyjnej systemem krótkofrontowym o stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla. Przy prowadzeniu eksploatacji z zawalem i przewietrzaniu na „y”, tj. odprowadzaniu powietrza po zrobach, zwiększa się zagrożenie samozapaleniem.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Stosowane w warunkach górnictwa polskiego systemy krótkofrontowe nie różnią się praktycznie technologią od prowadzenia normalnej ściany. Jedyną zmianą jest krótszy czas trwania jednego cyklu produkcyjnego, a także, w niektórych przypadkach, prowadzenie przodka z jednym chodnikiem, co wymusza zastosowanie wentylacji lutniowej, oraz zmodyfikowanie konstrukcji przenośnika tak, aby kombajn mógł urabiać za stacją zwrotną.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Jedynie fakt stosowania kombajnu krótkofrontowego, różniącego się od typowego kombajnu ścianowego, wymaga przeprowadzenia dodatkowego szkolenia załogi.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych, powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drażonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”). Dla wariantu z jednym chodnikiem: Brak drugiego wyjścia ze ściany („§ 91. Każda ściana powinna mieć co najmniej dwa wyjścia do wyrobisk przyścianowych, przeznaczone do przejścia ludzi do czynnych wyrobisk”).

Tabela 9.14. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z wykorzystaniem kompleksów krótkofrontowych – system ubierkowy warstwami poziomymi do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne.
2	Grubość pokładu	Dowolna. Grubość wybieranej warstwy ograniczona zakresem roboczym stosowanej obudowy i maszyny urabiającej.
3	Kształt i wymiary parceli	O dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość stosowania obudowy jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych, jak w przypadku typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany. Przy prowadzeniu wybierania z wygradzonym chodnikiem możliwość stosowania systemu przewietrzania na „y” – odsunięcie zużytego powietrza wraz z metanem od środowiska ściany. Dla wariantu z jednym chodnikiem: metanonośność pokładu może wpływać negatywnie na postęp przodka oraz wymusić dodatkowe nakłady związane z przewietrzaniem wyrobiska ze względu na konieczność stosowania wentylacji pomocniczej („§ 224. 1. Wyrobiska można przewietrzać przez dyfuzję, jeżeli długość tych wyrobisk nie jest większa niż: 1) w polach niemetanowych i I kategorii zagrożenia metanowego: a) 10 m – przy nachyleniu do 10° (we wzniosie i upadzie), b) 6 m – przy nachyleniu powyżej 10° (we wzniosie i upadzie), 2) 2 m – w polach metanowych II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego”).
9	Zagrożenie tapaniami	W trakcie wybierania parceli eksploatacyjnej systemem krótkofrontowym o stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	W trakcie wybierania parceli eksploatacyjnej systemem krótkofrontowym o stałej długości frontu w parceli o nieregularnym kształcie pozostawia się niewybrane resztki pokładu, co niekorzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla. Przy prowadzeniu eksploatacji z zawalem i przewietrzaniu na „y”, tj. odprowadzanie powietrza po zrobach, zwiększa się zagrożenie samozapaleniem.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Stosowane w warunkach górnictwa polskiego systemy krótkofrontowe nie różnią się praktycznie technologią od prowadzenia normalnej ściany. Jedyną zmianą jest krótszy czas trwania jednego cyklu produkcyjnego oraz zmodyfikowanie konstrukcji przenośnika tak, aby kombajn mógł urabiać za stacją zwrotną. Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla systemu ścianowego. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń. Jedynie fakt stosowania kombajnu krótkofrontowego, różniącego się od typowego kombajnu ścianowego, wymaga przeprowadzenia dodatkowego szkolenia załogi.
15	Dotychczasowe doświadczenie	
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	Wartość obciążenia obudowy oraz wartość konwergencji zarówno wyrobiska eksploatacyjnego, jak i wyrobisk przyścianowych powinna być mniejsza od wartości występujących w przypadku prowadzenia typowych ścian.
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	
18	UWAGI	Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drażonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”). Dla wariantu z jednym chodnikiem: Brak drugiego wyjścia ze ściany („§ 91. Każda ściana powinna mieć co najmniej dwa wyjścia do wyrobisk przyścianowych, przeznaczone do przejścia ludzi do czynnych wyrobisk”).

Tabela 9.15. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z wykorzystaniem kompleksów krótkofrontowych – system ścianowo-ubierkowy do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne (nachylenie wyrobiska eksploatacyjnego do 18°).
2	Grubość pokładu	Grubość wybieranej warstwy ograniczona zakresem roboczym stosowanej obudowy i maszyny urabiającej.
3	Kształt i wymiary parceli	Zbliżony do prostokątnego.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Dla wyrobisk chodnikowych warunki stropowe determinują możliwość zastosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa). Dla wyrobiska eksploatacyjnego obudowa o wymaganiach podpornościowych i eksploatacyjnych mniejszych niż dla typowego wyrobiska ścianowego.
6	Warunki spagowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczyć postęp ściany.
9	Zagrożenie tapaniami	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na stopień zagrożenia tapaniami w pokładzie oraz w pokładach sąsiednich.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Czyste wybieranie parceli korzystnie wpływa na zagrożenie samozapaleniem węgla.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	W przypadku stwierdzenia zagrożenia – stosowanie profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	System umożliwia stosowanie podsadzania wybranej przestrzeni, co ogranicza osiadanie terenu.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia nie są powszechnie stosowane w polskim górnictwie węgla kamiennego. Kopalnie nie posiadają odpowiednio przeszkolonej i doświadczonej kadry i zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Szerokość wyrobiska eksploatacyjnego oraz fakt niedostatecznego podparcia warstw stropowych we wcześniej wybranym chodniku eksploatacyjnym przez lokowany materiał podsadzkowy niekorzystnie wpływa zarówno na obciążenie obudowy, jak i wartość konwergencji.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drażonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).
18	UWAGI	

Tabela 9.16. Analiza możliwości stosowania systemu krótkofrontowego z wykorzystaniem kompleksów krótkofrontowych – system szeroki chodnik do wybierania resztek pokładów

Lp.	Miernik geologiczno-górnictwa	Opis
1	Nachylenie pokładu	Dowolne (nachylenie wyrobiska eksploatacyjnego do 18°).
2	Grubość pokładu	Dowolna, ograniczona zakresem roboczym obudowy.
3	Kształt i wymiary parceli	O dowolnym kształcie.
4	Tektonika	System może być stosowany w parcelach o skomplikowanej tektonice.
5	Warunki stropowe	Warunki stropowe determinują możliwość stosowania jednego z typów obudowy (podporowa, podporowo-kotwowa lub samodzielna kotwowa).
6	Warunki spągowe	Nie wpływają w istotny sposób na możliwość stosowania.
7	Wytrzymałość na ściskanie węgla	
8	Zagrożenie metanowe	Nie wpływa w istotny sposób na możliwość stosowania, choć wysoka metanonośność może ograniczać postęp ściany. Stosowanie szczelnej podsadzki ogranicza gromadzenie się metanu, co wpływa korzystnie na zagrożenie metanowe.
9	Zagrożenie tapaniami	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko zagrożenia tapaniami.
10	Zagrożenie wodne	Konieczność pozostawiania filara ochronnego w przypadku braku możliwości likwidacji zbiornika wodnego.
11	Zagrożenie samozapaleniem węgla	Pozostawianie filarów węglowych zwiększa ryzyko samozapalenia węgla, ale stosowanie szczelnej podsadzki ogranicza możliwość migracji powietrza, w tym zagrożenia samozapaleniem.
12	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	Konieczność prowadzenia wierceń wyprzedzających i ewentualnej profilaktyki (np. ograniczenie postępu).
13	Konieczność ochrony powierzchni	Ze względu na pozostawianie filarów międzychodnikowych oraz na zastosowanie podsadzki do likwidowania przestrzeni pozostałej po wybraniu węgla, system można stosować w przypadku konieczności ochrony powierzchni lub wyrobisk w pokładach wyżej leżących.
14	Dostępne wyposażenie techniczne	Technologia prowadzenia eksploatacji oraz wyposażenie w maszyny i urządzenia są typowe dla drążenia wyrobisk korytarzowych. Kopalnie posiadają odpowiednio przeszkoloną i doświadczoną kadrę i nie zachodzi konieczność prowadzenia dodatkowych szkoleń.
15	Dotychczasowe doświadczenie	Pozostawiane filary węglowe między wyrobiskami oraz podsadzenie wybranej przestrzeni stanowią swego rodzaju podparcie dla skał stropowych i dla odpowiednio dobranej szerokości filara; obciążenie obudowy i wartość konwergencji nie powinny być większe niż typowe wartości dla pojedynczych wyrobisk korytarzowych drążonych w podobnych warunkach geologiczno-górnictwa.
16	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	
17	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	Bardzo ważne jest zaprojektowanie odpowiedniej szerokości filarów węglowych, które ze względu na współczynnik wykorzystania złoża i zagrożenie tapaniami powinny być jak największe; ze względu na zagrożenie samozapaleniem, powinny być tak dobrane, aby nie powstały spękania w filarze, a ze względu na warunki prowadzenia chodników eksploatacyjnych powinny stanowić podporę dla warstw wyższych. Konieczność stosowania podstawowej obudowy niepalnej („§ 356. 1. W zakładach górniczych wydobywających kopalinę palną w drążonych i przebudowywanych wyrobiskach korytarzowych stosuje się obudowę, opinkę i rozpory z materiałów niepalnych”).
18	UWAGI	

10. Pojęcie, klasyfikacja oraz rachunek kosztów

10.1. Pojęcie kosztu

Przedsiębiorstwo, prowadzące działalność eksploatacyjną (górnictw) we właściwych dla niego warunkach (lokalizacja, warunki geologiczno-górnictw, jakość zalegającego złoża, wyposażenie, technologia i organizacja produkcji, kwalifikacje pracowników itd.) wykorzystuje zasoby w celu osiągnięcia określonych korzyści. Zasób jest to czynnik ekonomiczny, wykorzystywany lub zużywany w przedsiębiorstwie w ramach prowadzonej działalności. Wśród zasobów można wyróżnić zasoby ludzkie, fizyczne, finansowe, informacyjne.

Koszty powstają jako efekt celowego wykorzystania dostępnych w organizacji zasobów (celowego, tzn. przy przekonaniu, że przyniosą określone korzyści). W literaturze przedmiotu definiuje się koszt jako wyrażone w pieniądzu lub jego ekwiwalentach wykorzystanie (zużycie) zasobów (środków), związanych z prowadzoną w określonych warunkach działalnością w celu osiągnięcia w bieżącym okresie lub w przyszłości korzyści dla organizacji. Dlatego koszty stanowią punkt wyjścia w myśleniu ekonomicznym, a następnie w działaniach różnych podmiotów gospodarczych. Każde działanie jest nierozdzielnie związane z ponoszeniem kosztów. Nie ma działań bez kosztów.

Elementami kosztów własnych w kopalni są:

- nakłady pracy żywej (wynagrodzenia za pracę, składki na ubezpieczenie społeczne),
- zużycie przedmiotów pracy (materiały, paliwo, energia),
- nakłady środków pracy (amortyzacja, remonty),
- część nowo wytworzonej wartości przekazywana przez kopalnię na zewnątrz, na zaspokojenie ogólnie rozumianych potrzeb społecznych (podatki, opłaty).

Koszty własne, ponoszone przez kopalnię, mogą być klasyfikowane w różnych przekrojach w celu ułatwienia obserwacji i badania ich poziomu, struktury i dynamiki. Klasyfikacja kosztów może być przeprowadzana z różnych punktów widzenia, w zależności od cechy przyjętej za kryterium klasyfikacyjne. W polskich kopalniach węgla kamiennego koszty są ewidencjonowane i rozliczane według układów zaprezentowanych na rysunku 10.1.

Układ klasyfikacji kosztów		Rodzaj dokumentu	Obszar rachunkowości	
Układ rodzajowy – Zespół 4 – koszty według rodzajów i ich rozliczanie		Zakładowy Plan Kont	Rachunkowość finansowa	Rachunkowość zarządcza
Układ kalkulacyjny – Zespół 5 – koszty według typów działalności i ich rozliczanie				
Układ funkcjonalny	- procesów	Wykaz Stanowisk Kosztów	Rachunkowość finansowa	Rachunkowość zarządcza
	- struktury organizacyjnej	Schemat organizacyjny zakładu		
	- miejsca powstawania kosztów	Procedura wyznaczania obiektów i rejonów		

Rys. 10.1. Układy ewidencjonowania i rozliczania kosztów w polskich kopalniach węgla kamiennego

W kontekście poruszanej w opracowaniu problematyki właściwe określenie pozycji kosztowych wybierania resztek pokładów, a następnie ich odpowiednie oszacowanie, stanowi jeden z podstawowych czynników wpływających na wynik przeprowadzanej oceny ekonomiczno-finansowej efektywności projektu. Wynik przeprowadzanej analizy wpływa natomiast na ostateczną decyzję o przystąpieniu do eksploatacji danej resztki lub porzuceniu (odstąpieniu od) tego zamiaru.

10.2. Klasyfikacja kosztów

Podział kosztów całkowitych na jednorodne składniki stanowi istotę klasyfikacji kosztów. Klasyfikacja kosztów jest przeprowadzana na podstawie ustalonych kryteriów. Kryteria te określają zasady podziału kosztów. W zależności od przyjętych kryteriów otrzymuje się odpowiednie przekroje klasyfikacji kosztów, które ukształtowały się na podstawie przyjętych sposobów wyceny efektów produkcji. Wyróżnia się dwa główne sposoby takiej wyceny:

- na podstawie kosztów historycznych (*ex post*),
- na podstawie kosztów przyszłych (*ex ante*).

W wycenie opartej na kosztach historycznych przyjmuje się założenie, że istnieje jeden prawdziwy koszt, który został poniesiony na wytworzenie produkcji i przedsiębiorstwo nie może go zmienić. Koszt ten jest odzwierciedleniem wielkości i struktury zużycia czynników produkcji, poniesionych na realizację określonych wyrobów i stanowi podstawę ustalania ceny tych wyrobów.

Kryteria podziału kosztów wynikają z różnorodności celów, dla których koszty oblicza się, sumuje, prezentuje i komunikuje.

Istotę klasyfikacji poszczególnych układów kosztów w kopalniach węgla kamiennego przedstawia tabela 10.1.

Tabela 10.1. Zestawienie poszczególnych układów kosztowych stosowanych w kopalniach węgla kamiennego

Układ kosztów	Na jakie zasadnicze pytanie odpowiada	Przykład	Gdzie ewidencjonowane (analizowane) są koszty
Rodzajowy	Jaki to rodzaj kosztów?	amortyzacja, zużycie materiałów, energia, wynagrodzenia itd. oraz remonty rozliczane w czasie i inne rozliczenia międzyokresowe	zespół 4 – koszty według rodzajów i ich rozliczanie
Kalkulacyjny	Ile kosztuje nas dany wyrób własny?	węgiel, powietrze sprężone, woda ogrzewana, woda pitna, woda przemysłowa, warsztaty mechaniczne i elektryczne itp.	zespół 5 – koszty według typów działalności i ich rozliczanie
Stanowiskowy	W jakich procesach powstają koszty?	w ścianach z obudową zmechanizowaną, przy likwidacji wyrobisk, w procesie wzbogacania flotacyjnego węgla, składowanie odpadów itd.	na stanowiskach kosztów zgodnie z wykazem stanowisk dla kopalń węgla kamiennego
Oddziałowy (organizacyjny)	Kto tworzy koszty (pośrednio) oraz wszystkie pytania jak wyżej	pracownicy według hierarchii (kierownictwo kopalni, dozór, podlegli pracownicy), przykłady jak wyżej w odniesieniu do oddziałów	oddziały lub ich grupy zgodnie z obowiązującym schematem organizacyjnym
Miejsce powstawania kosztów	W którym miejscu i w jakim ogniwie produkcyjnym powstaje koszt?	drażone chodniki, ładownie akumulatorów, warsztaty naprawcze, pompownia wód dołowych, układy transportowe itd.	obiekty, rejony zgodnie z procedurą ich wyznaczania

10.2.1. Koszty w układzie rodzajowym

Układ kosztów według rodzaju (układ rodzajowy kosztów) jest wspólny wszystkim branżom. Ustalone w tym przekroju pozycje kosztów występują zarówno w jednostkach wytwórczych, handlowych, budowlanych, usługowych itp. Układ kosztów według rodzaju:

- umożliwia ujęcie kosztów zwykłej działalności operacyjnej w sposób nieskomplikowany,
- stwarza możliwość ustalenia wysokości kosztów według prostych elementów procesu pracy, które są przydatne do badań oraz analiz prowadzonych w skali gospodarki narodowej,
- ułatwia sporządzanie obowiązujących sprawozdań z zakresu kosztów,
- ułatwia planowanie finansowo-gospodarcze w odcinkowych przekrojach.

Układ rodzajowy kosztów określa, jakiego rodzaju koszty proste, czyli koszty obejmujące jednorodne składniki, ponosi przedsiębiorstwo. Koszty w układzie rodzajowym charakteryzują się tym, że obejmują całkowitą sumę kosztów danej kategorii w przedsiębiorstwie, bez względu na to, w jakim miejscu powstały i w jakim celu zostały poniesione. Układ ten umożliwia badanie i porównywanie struktury kosztów (Dębski 1996).

W ramach układu rodzajowego koszty dzieli się na:

- koszty osobowe (płace wraz z narzutami),
- koszty materiałowe (surowce, materiały, paliwo oraz energia),
- koszty amortyzacji,
- koszty pozostałe (np. usługi najmu, usługi firm obcych, czynsze, świadczenia na rzecz pracowników itd.).

10.2.2. Koszty w układzie kalkulacyjnym

Układ kalkulacyjny odgrywa dużą rolę w ustalaniu kosztu jednostki wyrobu i wskazuje konkretny cel, na jaki koszty zostały poniesione. W układzie kalkulacyjnym za kryterium klasyfikacyjne kosztów przyjmuje się ich związek z określonymi produktami (przedmiotami kalkulacji). W układzie tym stosuje się pojęcie technicznego kosztu wytworzenia, które oznacza sumę kosztów bezpośrednich, powiększoną o ogólne koszty wytworzenia, np. koszty wydziałowe.

Z punktu widzenia sposobu odnoszenia kosztów do odpowiednich przedmiotów kalkulacji oraz sposobu ich kontroli, wszystkie koszty można podzielić na dwie podstawowe grupy:

- koszty bezpośrednie,
- koszty pośrednie.

Koszty bezpośrednie to elementarne składniki wyrobów wyprodukowanych lub nabytych w celu sprzedaży. Są to koszty, które można przypisać do produktu za pośrednictwem dokumentów księgowych (Dobija 1999). Takim dokumentem może być dowód pobrania materiałów ze wskazaniem ilości materiału pobranego do produkcji

danego wyrobu lub karta pracy, zawierająca liczbę godzin przepracowanych przy produkcji określonego wyrobu i stawkę godzinową.

W skład kosztów bezpośrednich wchodzi (Dębski 1996):

- koszty materiałów bezpośrednich, którymi są surowce i materiały podstawowe, użyte do wytworzenia danego wyrobu oraz materiały pomocnicze i opakowanie, jeżeli można zaliczyć je do konkretnego wyrobu,
- koszty paliwa i energii technologicznej obcej, jeżeli istnieją odpowiednie przyrządy pomiarowe pozwalające na ustalenie zużycia energii do produkcji poszczególnych rodzajów wyrobów,
- koszty płac bezpośrednich, czyli płace robotników zatrudnionych bezpośrednio przy produkcji określonych wyrobów wraz z narzutami na te płace (składka ubezpieczenia społecznego i na fundusz pracy),
- koszty bezpośrednie inne np. poniesione koszty przygotowania nowej produkcji, rozliczone na jednostkę produktu, koszt prób laboratoryjnych, narzędzi specjalnych, jeżeli koszty te można odnieść do konkretnego wyrobu.

Koszty pośrednie związane są z działalnością poszczególnych odcinków produkcyjnych (oddziałów, wydziałów) lub całego przedsiębiorstwa i dotyczą wszystkich produkowanych tam wyrobów. Nie ma możliwości dokładnego ustalenia, jaka część kosztów przypada na określony rodzaj wyrobów. Mogą to być na przykład koszty ogrzewania, oświetlenia, płace kierownictwa wydziałów i administracji jednostki gospodarczej. Koszty te dzieli się na poszczególne wyroby w sposób umowny, proporcjonalnie do przyjętego wskaźnika, którym może być koszt robocizny bezpośredniej, materiałów bezpośrednich lub suma kosztów bezpośrednich.

Koszty pośrednie dzieli się na (Dębski 1996):

- koszty wydziałowe, powstające w wydziałach produkcyjnych, na które składają się koszty związane z utrzymaniem ruchu maszyn i urządzeń, transportem wewnątrz-wydziałowym, utrzymaniem czystości pomieszczeń wydziałowych, administracją wydziału oraz koszty amortyzacji itp.,
- koszty ogólne zarządu, obejmujące koszty dotyczące przedsiębiorstwa jako całości, np. koszty zarządu, amortyzacja środków trwałych ogólnego zastosowania, koszty utrzymania magazynów, laboratoriów zakładowych, podatki,
- koszty sprzedaży związane ze sprzedażą wyrobów gotowych, np. koszt wysyłki, opakowania.

Koszty pośrednie bardziej wiążą się z istniejącym potencjałem produkcyjnym, a mniej z bezpośrednio prowadzoną działalnością. Niektóre pozycje kosztów pośrednich wiążą się z upływem czasu (czynsze, płace administracji itp.), stąd nazywa się je kosztami okresowymi. Tego rodzaju kosztów nie włącza się do wartości produkcji zakończonej lub niezakończonej, lecz w okresie ich powstania przeciwstawia się je przychodom w tymże okresie (Dobija 1999).

10.2.3. Koszty w układzie funkcjonalnym

Układ funkcjonalny, uwzględniający miejsce powstania, grupuje koszty stosownie do stanowisk pracy lub komórek organizacyjnych bądź zgodnie z określonymi funkcjami spełnianymi przez podmiot gospodarczy, powodującymi powstanie tych kosztów. W kopalniach węgla kamiennego funkcjonalny układ kosztów jest prezentowany w przedstawionych poniżej układach.

Układ stanowiskowy kosztów grupuje koszty i nakłady według określonych stanowisk pracy, wyodrębnionych w procesie technologicznym, co pozwala ustalić kształtowanie się ich wielkości na poszczególnych etapach procesu produkcyjnego. Stanowisko obejmuje zwykle kilka lub kilkanaście miejsc powstawania kosztów, w związku z tym nie można wskazać, gdzie koszty zostały poniesione i kto za nie odpowiada. Z punktu widzenia zarządzania kosztami układ ten jest niewystarczający. Wynika to z faktu, że stanowiska kosztów definiują fazy procesu technologicznego, działania oraz rodzajowe grupy kosztów, a jak wiadomo ten sam proces technologiczny odbywa się równolegle w kilku punktach zakładu i jest realizowany przez kilka zespołów ludzkich.

Koszty w układzie organizacyjnym (oddziałowym) grupują koszty według poszczególnych oddziałów lub ich grup oraz poszczególne składniki kosztów w ramach danego oddziału. Każda komórka organizacyjna jest odpowiedzialna za określony odcinek robót, który często wiąże się z konkretnym ogniwem terytorialnym, tzn. miejscem powstawania kosztów (tzw. numer obiektu przodkowego lub numer obiektu rejonowego).

Układ grupowania kosztów według miejsc ich powstawania obejmuje nakłady dekretnowane na numer obiektu rejonowego lub numer obiektu przodkowego, obecnie nazywane miejscem pracy. Przez miejsce pracy należy rozumieć rzeczywiste, fizyczne miejsce pracy, odzwierciedlające strukturę technologiczną kopalni – parcela/poziom, ściana, przodek, miejsce pracy na powierzchni kopalni lub węzeł grupujący pewne miejsca pracy obserwowane jako całość, służące do precyzyjnego zlokalizowania fizycznego miejsca powstawania kosztów. Podstawową jednostką terytorialnego układu rozliczeń jest numer obiektu rejonowego. Rejon (miejsce pracy) jest identyfikowany nadanym mu indywidualnym czterocyfrowym symbolem i spełnia funkcje konta rozliczeniowego.

Głównym celem tego grupowania jest stworzenie warunków do wewnętrznej analizy kosztów oraz ustalenia osób odpowiedzialnych za ich wysokość. Układ taki nazywa się funkcjonalnym, ponieważ miejscami powstania kosztów są określone funkcje dotyczące przedsiębiorstwa jako całości, które mają swe odbicie w podziale procesu gospodarczego przedsiębiorstwa na procesy zaopatrzenia, produkcji i zbytu.

W układzie funkcjonalnym w przedsiębiorstwie przemysłowym i usługowym można więc wyodrębnić:

- koszty zakupu materiałów, związane z zaopatrzeniem przedsiębiorstwa w surowce i materiały,
- koszty produkcji, obejmujące koszty wydziałów produkcji podstawowej, koszty wydziałów pomocniczych oraz koszty utrzymania zarządu przedsiębiorstwa,
- koszty sprzedaży, obejmujące koszty związane ze sprzedażą wyrobów gotowych, czyli koszty reklamy, opakowania, transportu wyrobów gotowych itp.

10.2.4. Koszty zmienne i stałe (krańcowe)

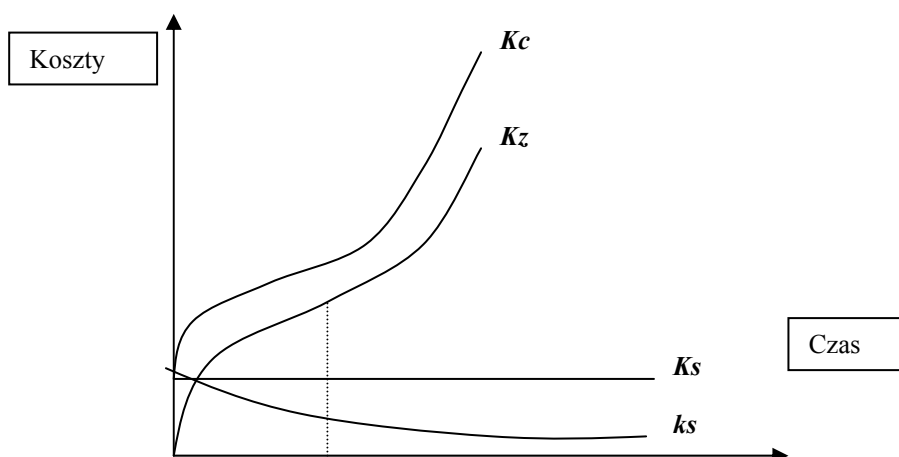
Podstawowym kryterium podziału kosztów w aspekcie decyzyjnym jest zachowanie się elementarnego kosztu względem rozmiaru działalności. Przyjmując jako miernik działalności liczbę godzin pracy lub liczbę jednostek produktu, można badać korelację między kosztem a wybranym miernikiem. Pozycje kosztów, wykazujące korelację z rozmiarem działalności są kosztami zmiennymi, natomiast koszty nieskorelowane z rozmiarem działalności są kosztami stałymi.

Nasiłowski (1996) dzieli koszty w krótkim okresie na:

- koszty stałe (Ks), obejmujące wszystkie wydatki, które są związane z funkcjonowaniem przedsiębiorstwa i nie zależą od wielkości wytwarzanej produkcji,
- koszty zmienne (Kz), które obejmują przede wszystkim koszty zużytych surowców i materiałów, koszty ruchu maszyn i urządzeń oraz koszty robocizny bezpośredniej,
- koszty przeciętne zmienne (Kpz) lub całkowite, wynikają z podzielenia Kz lub Kc przez ogólne rozmiary produkcji Q ,
- koszty krańcowe (Kk) określane są przyrostem kosztów całkowitych Δkc w stosunku do przyrostu produkcji Δq .

Funkcja kosztów całkowitych Kc jest sumą kosztów zmiennych całkowitych Kz i kosztów stałych Ks . Kształt tych funkcji przedstawia rysunek 10.2.

Tworzenie takiej struktury wymaga poznania związków zachodzących między poziomem poszczególnych rodzajów kosztów a stopniem wykorzystania posiadanych przez przedsiębiorstwo zdolności produkcyjnych. Taka struktura kosztów ma charakter dynamiczny. Umożliwia ona odzwierciedlenie w poziomie kosztów przedsiębiorstwa zmian, zachodzących w rozmiarach produkcji w krótkim okresie.



Rys. 10.2. Kształty krzywych kosztów produkcji w krótkim okresie (Nasiłowski 1996)

Wiedza o związkach zachodzących między poziomem kosztów a stopniem wykorzystania zdolności produkcyjnych jest niezbędna dla zarządzania współczesnym przedsiębiorstwem (w krótkim okresie). Stanowi ona podstawę do rozwiązania róż-

nych problemów ekonomicznych w przedsiębiorstwie i prowadzenia skutecznej polityki ekonomicznej, szczególnie w warunkach niepełnego wykorzystania zdolności produkcyjnych. Brak wymienionej wiedzy utrudnia kontrolę realizacji zadań oraz realne planowanie kosztów i pochodnych im wielkości ekonomicznych.

Według Jarugowej (Jarugowa, Sobańska, Sochacka 1993) koszty zmienne są skutkiem podejmowania decyzji krótkookresowych w przedsiębiorstwie, natomiast koszty stałe są wynikiem decyzji długookresowych. Koszty zmienne występują wtedy, gdy poziom określonego rodzaju kosztów obniża się lub rośnie w miarę zmiany poziomu produkcji. Typowym przykładem kosztów zmiennych jest równowartość zużycia na cele produkcyjne surowców oraz płac.

Ścisły podział kosztów na stałe i zmienne nie jest możliwy, gdyż część kosztów stałych ma charakter kosztów względnie stałych, reagujących nieznacznie na zmiany wielkości produkcji. Jednocześnie część kosztów zmiennych to koszty względnie zmienne, zmieniające się tylko w pewnym stopniu wraz ze zmianą wielkości produkcji. Dlatego koszty zmienne mogą w jednostce gospodarczej mieć charakter:

- kosztów proporcjonalnych – rosną proporcjonalnie do wzrostu produkcji,
- kosztów progresywnych – rosną w większym stopniu niż produkcja,
- kosztów degresywnych – rosną wolniej od wzrostu produkcji.

Koszty stałe są wynikiem decyzji długookresowych, inwestycyjnych, które kształtują posiadany potencjał produkcyjny. Stąd koszty stałe są niezależne od stopnia wykorzystania potencjału w krótkim okresie, lecz są związane z czasem użytkowania tego potencjału. Występują wtedy, gdy suma kosztu określonego rodzaju nie ulega zmianom wraz ze zmianami dokonującymi się w rozmiarach produkcji. W rachunkach decyzyjnych natomiast, należy uwzględniać zmiany tych kosztów przy zmianie innych czynników. Upływ czasu ponad wyznaczony okres, inflacja, zbyt małe lub zbyt duże wykorzystanie zdolności wytwórczych, powodują zmiany kosztów stałych. Jako przykład kosztów stałych można wymienić koszty zarządu, występujące w postaci pensji personelu kierowniczego i administracyjnego, czynszów dzierżawnych, amortyzacji środków trwałych obliczanej według stawek czasowych itd.

Podział kosztów na stałe i zmienne znacznie ułatwia ich planowanie oraz analizę, gdyż obrazuje zmiany kosztów w miarę występowania zmian w wielkości produkcji. Podział ten jest również wykorzystywany w podejmowaniu wielu decyzji gospodarczych.

10.3. Rachunek kosztów

Rachunek kosztów, a zwłaszcza kalkulacyjny rachunek kosztów produkcji i dochodów z jej sprzedaży, znalazł się obecnie w centrum uwagi rachunkowości zarządczej, co jest widoczne zarówno w literaturze, jak i w praktyce w najbardziej rozwiniętych krajach. Przyczyny tego zainteresowania tkwią głównie w rozwoju nowych technologii wytwarzania, intensyfikacji na rynkach światowych konkurencji o coraz bardziej globalnym charakterze, a także w zmianach strategii i technik zarządzania wspieranych komputerowo. Orientacja produkcji na zróżnicowane potrzeby rynku

podnosi znaczenie roli marketingu, zwiększa skalę różnorodności produktów, częstotliwości zamówień itp., co powoduje dodatkowe koszty. Nowe rozwiązania rachunku kosztów zmierzają więc w kierunku wyodrębnienia tzw. rachunku kosztów działalności i nowych, bardziej zróżnicowanych, podstaw rozliczania kosztów tej działalności. W rezultacie uzyskuje się bardziej dokładny koszt jednostkowy produktu, co ułatwia wybór bardziej opłacalnej struktury produkcji, urealnia politykę zróżnicowania cen docelowych i konkurencję o udział w rynku. Problem racjonalizacji kosztów dotyczy nie tyle skali produkcji, ile redukcji czasu jej przygotowania i wytwarzania oraz ograniczania zbędnej dywersyfikacji.

Pod pojęciem rachunku kosztów należy rozumieć ogół czynności zmierzających do ustalenia w różnych przekrojach i zinterpretowania, wyrażonej w pieniądzu, wysokości nakładów dokonanych w jednostce gospodarczej w ustalonym czasie i z określonym przeznaczeniem.

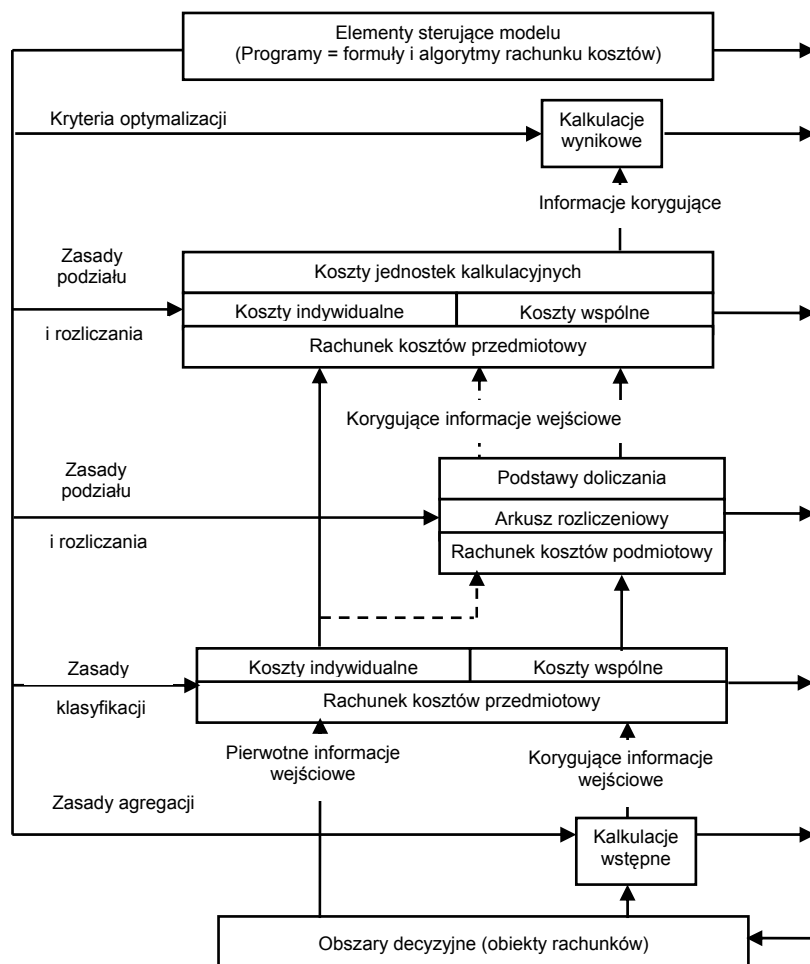
Wiąże się to z koniecznością mierzenia ponoszonych kosztów i uzyskiwanych przychodów w celu określenia osiągniętych wyników z działalności jednostki gospodarczej. Według powyższego rachunek kosztów musi spełniać podwójną rolę. Z jednej strony musi tradycyjnie dostarczać informacji służących emisji sprawozdań zewnętrznych, z drugiej zaś – konkretyzować i umacniać jego związki z procesem zarządzania. Przez to znacznie poszerza się zakres funkcji kontrolnej rachunku kosztów, której narzędziem jest ujmowanie kosztów według ośrodków odpowiedzialności.

Rachunek kosztów w swojej nowej postaci, zdecydowanie bardziej ukierunkowany na spełnienie funkcji wewnętrznych, obejmuje całokształt działalności przedsiębiorstwa. Wszystkie jego subsystemy stanowią logicznie uporządkowany i ściśle powiązany ciąg procedur umożliwiających generowanie informacji niezbędnych do zarządzania (rys. 10.3).

Systematyczny rachunek kosztów uzupełniają rachunki problemowe, które dotyczą przede wszystkim fazy ekonomicznego przygotowania produkcji i sprzedaży, racjonalizacji działań, alokacji zasobów i ustalania cen, jak również programowania, planowania i kontroli oraz analizy odchyleń. Rachunek kosztów przyswaja techniki i modele symulacyjne, programowanie liniowe, rachunek kosztów krańcowych, rachunek pokrycia z analizą progu rentowności.

Istotną sprawą dla rozwoju rachunku kosztów jest odróżnienie rachunkowości finansowej, która opiera się na pełnych i faktycznie poniesionych kosztach, od rachunkowości zarządczej, która, służąc podejmowaniu decyzji i sterowaniu przyszłymi stanami organizacji, operuje kosztami utraconych korzyści (*opportunity cost*), korzyściami oszczędzonych kosztów (*opportunity benefits*), kosztami alternatywnymi, krańcowymi, zmiennymi itp.

Nowy jakościowo podsystem rachunkowości, tj. rachunkowość zarządcza, jest definiowany jako proces identyfikacji, pomiaru, grupowania, analizy, przygotowania, interpretacji i przekazywania informacji (głównie ekonomicznych), wykorzystywanych przez kierownictwo do planowania, oceny i kontroli w ramach organizacji i dla zapewnienia właściwego zastosowania i wykorzystania zasobów oraz rachunku odpowiedzialności za nie.



Rys. 10.3. Rachunek kosztów w procesie decyzyjnym

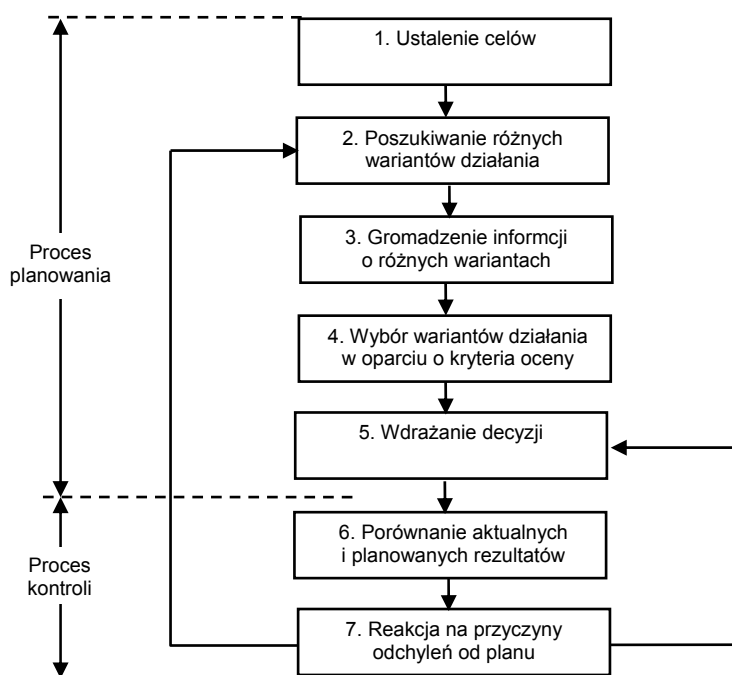
10.3.1. Proces podejmowania decyzji

Informacje dostarczane przez rachunkowość zarządczą są oceniane w świetle efektów podjętych na ich podstawie. Dlatego należy zrozumieć proces podejmowania decyzji, który można przedstawić następująco (rys. 10.4):

Pierwsze pięć kroków reprezentuje proces podejmowania decyzji i planowania. Planowanie pociąga za sobą dokonanie wyboru między różnymi wariantami i jest początkową fazą podejmowania decyzji. Ostatnie dwa kroki przedstawiają proces kontroli, czyli pomiaru i korygowania aktualnych osiągnięć.

Ustalanie celów

Podjęcie decyzji musi być poprzedzone wytyczeniem głównego celu lub kierunku, który umożliwi podejmującemu decyzję, oszacowanie celowości przedłożenia jednego wariantu działania nad inne.



Rys. 10.4. Proces podejmowania decyzji

Teoria ekonomii zakłada, że każda firma dąży do maksymalizacji zysku dla jej właścicieli. Używa się różnych argumentów, aby podtrzymać słuszność tego celu. Są to między innymi argumenty, że firma powinna działać na korzyść właścicieli, że maksymalizacja zysku prowadzi do maksymalizacji dobrobytu społecznego itp.

Inna teoria mówi, że dobrami decyzyjnymi są te, które zapewniają satysfakcjonujące zyski zamiast zysków maksymalnych. Jest to tzw. ograniczona racjonalność.

Poszukiwanie różnych wariantów działania

Firma powinna brać pod uwagę następujące sposoby działania:

- wytworzenie nowych produktów w celu sprzedaży ich na aktualnym rynku,
- wytworzenie nowych produktów dla nowych rynków,
- stworzenie nowych rynków dla istniejących produktów.

Gromadzenie informacji o różnych wariantach

W każdej firmie niezbędne jest podejmowanie:

- decyzji długookresowych lub strategicznych,
- decyzji krótkookresowych lub operacyjnych, np.:
 - jakie kanały własne produktów powinny być uzyskane?
 - jaka powinna być cena sprzedaży produktów wytworzonych przez firmę?
 - ile sztuk danego produktu powinno być wytworzonych?
 - jakie środki powinny być użyte w celu reklamy wyrobów firmy?
 - jaki poziom usług, tzn. jaka liczba dni na dostarczenie towaru i jaki serwis gwarancyjny powinny być zaoferowane klientom?

WYBÓR ODPOWIEDNIEGO WARIANTU DZIAŁANIA

Wprowadzenie decyzji w życie

Kiedy warianty działania zostaną wybrane, powinny być wdrożone jako część procesu budżetowania. Budżet jest to plan finansowo-kosztowy wprowadzenia w życie decyzji podjętych przez zarząd. Budżety dla wszystkich decyzji są przygotowywane z punktu widzenia wpływów i wydatków pieniężnych oraz kosztów i przychodów ze sprzedaży. Budżety te są łączone w jeden ujednolicony raport na temat oczekiwań firmy. Raport ten określa się mianem rocznego planu finansowego firmy, tzw. biznesplanem.

Porównanie aktualnych i planowanych rezultatów oraz reagowanie na odchylenia od planu

Kierownicy mają obowiązek kontroli, tj. mierzenia, raportowania i korekty działań, których celem jest upewnienie się, że firma osiągnęła swe cele i zrealizowała plany.

10.3.2. Kalkulacja kosztów

Koszty stanowią zawsze punkt wyjścia w myśleniu ekonomicznym różnych podmiotów gospodarczych. Ustalenie kosztów poniesionych w związku z realizacją celów rzeczowych w przedsiębiorstwie następuje przez wycenę zużytych na ten cel środków produkcji, także przez niezbędne wykorzystanie pracy żywej, wyrażone w płacach. Aby koszty mogły spełniać swoją rolę w rachunkowości zarządczej, musi być prowadzona prawidłowa ewidencja tych kosztów, a następnie, zgodnie z zasadami przyjętymi w rachunkowości, ich kalkulowanie.

Kalkulacja jest to całość czynności obliczeniowych, zmierzających do ustalenia kwoty kosztów przypadających na przedmiot kalkulacji. Przedmiotem kalkulacji mogą być produkty oraz usługi, mogą nim być również inne składniki majątku jednostki gospodarczej lub określone zamierzenia, np. zakup maszyn, urządzeń, roboty budowlane.

Zadaniem kalkulacji jest uzyskanie danych, na podstawie których można oceniać ekonomiczną efektywność – rzeczywistą lub zamierzoną – wytworzenia określonych produktów, kalkulacja kosztu wytworzenia powinna więc wykazywać nie tylko łączny koszt każdego wyrobu lub usługi, lecz również poszczególne składniki (pozycje) kosztu wytwarzania, czyli pozycje kalkulacyjne. Dla ułatwienia oceny poziomu kosztów i rentowności dane uzyskane z kalkulacji są zazwyczaj uzupełniane dodatkowymi informacjami, np. cenami wytworzonych produktów, osiąganym zyskiem.

Kalkulacja kosztów jest wykorzystywana w zadaniach planistycznych (ustalenie celów), optymalizacyjnych (określenie warunków realizacji projektów), motywacyjnych (system bodźców opartych na miernikach oceny) i kontrolnych (sterowanie przez odchylenia). Stanowi ponadto podstawę do negocjacji wielkości budżetu dla projektów wewnętrznych. W zależności od czasu jej sporządzenia, danych wyjściowych, które są przyjmowane do zestawienia kalkulacji kosztów dzieli się na:

- wstępną – przed podpisaniem umowy (ofertową, planową, normatywną lub operatywną),
- sprawozdawczą – po zakończeniu realizacji projektu (wynikowa).

Kalkulację wstępną wykonuje się, szacując zgrubnie koszty materiałowe i osobowe wymagane do realizacji zlecenia. Kalkulacja ta opiera się na średnim historycznym koszcie jednostkowym zasobu:

Koszt = czas trwania × liczba jednostek zasobu × średni koszt jednostki zasobu

Przy szacowaniu kosztów w toku kalkulacji wstępnej często wykorzystuje się istniejące modele matematyczne. Takie podejście nosi nazwę modelownia parametrycznego.

Kalkulacja wstępna traktowana jest jako filtr zaporowy dla potencjalnie nierentownych umów lub umów odbiegających od podstawowego profilu działalności firmy. W przypadku negatywnego wyniku kalkulacji wstępnej, unika się ponadto zaangażowania ekspertów technicznych, prawników i innych osób w celu przygotowania oferty szczegółowej.

Trzeba dodać, że jeśli przedsiębiorstwo ma wolne moce produkcyjne, to przyjmie każde zlecenie pokrywające koszty bezpośrednie i przynajmniej część kosztów stałych, co obniży obciążenie kosztami stałymi inne realizowane projekty. Jeśli natomiast wykorzystuje ono swoje zdolności przerobowe w wysokim stopniu, to podejmie się realizacji projektu, gdy jego zyskowność będzie większa niż zyskowność obecnie realizowanych umów wraz z karami za niedotrzymanie terminów realizacji umów już wcześniej podpisanych.

Kalkulacja wstępna może stanowić także narzędzie do ustalania stopnia pokrycia kosztów pozyskania umowy, a więc kosztów targów, konsultacji technicznych, negocjacji, spotkań biznesowych. Analogiczny mechanizm selekcji wstępnej można wykorzystać do oszacowania wielkości potencjalnego rynku. Przedsiębiorstwo zaangażuje się w tworzenie nowego produktu tylko wówczas, gdy okaże się, że na rynku istnieje dostateczna liczba potencjalnych użytkowników wyrażająca chęć nabycia produktu.

Z uwagi na różnicę w stopniu przybliżania kosztów przewidywanych od kosztów ponoszonych w warunkach rzeczywistych, w jakich faktycznie będzie wykonywana produkcja, można wyróżnić następujące rodzaje kalkulacji wstępnej:

- ofertowa,
- planowa,
- normatywna (lub operatywna).

Celem kalkulacji ofertowej jest ustalenie propozycji ceny na zamówiony wyrób dla odbiorcy oraz dostarczenie producentowi informacji o poziomie kosztów i rentowności produktu. Oczekiwany zysk z realizacji projektu określa się jako różnicę między ceną ofertową a oszacowanymi w ramach tej kalkulacji kosztami. Wykonuje się ją głównie w jednostkach gospodarczych o produkcji jednostkowej i małoseryjnej, wytwarzających duże i skomplikowane urządzenia techniczne. Jest sporządzana w czasie, kiedy nie ma jeszcze dokładnych opracowań konstrukcyjnych i technologicznych, dlatego ma ona wyłącznie charakter orientacyjny. Kalkulacja ofertowa umożliwia powzięcie decyzji, czy jednostka może się podjąć wykonywania zamówienia, ale jest za mało dokładna, aby na jej podstawie można było kontrolować koszty rzeczywiste związane z wykonywaniem danego zamówienia. Zadanie takie mogą spełniać inne kalkulacje wstępne.

Opracowanie kalkulacji wstępnej (oferty) wiąże się więc z określeniem kosztów, terminów realizacji, koordynacji wykorzystania zdolności produkcyjnych i określeniem ceny ofertowej. W czasie negocjacji warunków umowy opracowywane są symulacje efektów ekonomicznych proponowanych przez strony rozwiązań. Poszukuje się takiego wariantu, który z punktu widzenia możliwości realizacji projektu, zapewni jego wykonanie w zadanym czasie i po określonych kosztach.

Możliwe jest także oszacowanie kosztów przez analogię do projektów już zakończonych o zbliżonych parametrach technicznych. Dział controllingu jest w stanie dostarczyć dane o historycznych stawkach jednostkowych, o kosztach realizacji zadań i wyniku zakończonych projektów z podobnego zakresu, o stopniu wykorzystania posiadanych zasobów w zakończonych projektach, a także danych o zasobach będących do dyspozycji podczas realizacji potencjalnie pozyskanego kontraktu.

Do podstawowych problemów związanych z szacowaniem kosztów zalicza się:

- szacowanie ich po podjęciu decyzji o specyfikacji technicznej,
- brak szacowania lub błędne szacowanie we wczesnych etapach cyklu życia projektu,
- szacowanie na podstawie fizycznej struktury, a nie funkcji, właściwości czy wstępnych procesów,
- trudności i czasochłonność w estymowaniu kosztów zmian i alternatywnych rozwiązań,
- wykonywanie szacunków przez kosztorysanta bez udziału projektanta.

Kalkulacja planowa jest sporządzana w czasie zestawiania planów jednostki gospodarczej. Jest ona oparta na założeniach przyjętych do opracowania planu, dotyczących norm zużycia środków produkcji, norm wydajności pracy oraz przewidywanych skutków usprawnień organizacyjno-technicznych. Kalkulacja planowa odzwierciedla w planowanym koszcie wytworzenia poszczególnych wyrobów, przewidywane normy w zakresie wykorzystania zdolności produkcyjnej, zużycia materiałów, wydajności pracy.

W toku **kalkulacji normatywnej** tworzy się zestawienia na podstawie norm technicznych obowiązujących w momencie jej sporządzania oraz planowanych cen, a także preliminarzy kosztów pośrednich. Sporządzając kalkulację normatywną uzyskuje się informację o normatywnym koszcie jednostkowym produktu. Ten sposób kalkulowania ma zastosowanie głównie przy produkcji powtarzalnej, dla której jest możliwe i opłacalne normowanie zużycia. Dla produkcji niepowtarzalnej jest sporządzana kalkulacja operatywna. Sporządza się ją po zakończeniu opracowania konstrukcyjnego i technologicznego wyrobu, a przed przystąpieniem do jego produkcji. Opiera się na obowiązujących cenach i stawkach płac, normach zużycia materiałów, czasie pracy i usług obcych oraz planowanych narzutach kosztów wydziałowych.

Kalkulację wynikową (sprawozdawczą) sporządza się na podstawie danych zarejestrowanych na kontach w danym okresie. Odzwierciedla ona, w ustalonym rzeczywistym koszcie wytworzenia, faktyczne wykonanie przewidywanych norm zużycia na jednostkę produktu i jest sprawdzianem prawidłowości założonych w kalkulacjach wstępnych norm zużycia środków produkcji i norm pracy oraz cen, stawek i taryf.

Porównanie danych rzeczywistych, wynikających z kalkulacji wynikowej z danymi zawartymi w kalkulacjach wstępnych, stanowi podstawę kontroli wykonania planu kosztów w zakresie poszczególnych wyrobów.

W celu stworzenia możliwości kontroli i analizy kosztów jednostkowych, kalkulacje wstępne i kalkulacje wynikowe muszą być sporządzane w przekroju tych samych, z góry ustalonych, elementów składowych (pozycji kalkulacyjnych).

10.3.3. Metody kalkulacji

Metody kalkulacji z punktu widzenia techniki ich sporządzania można podzielić na metody kalkulacji doliczeniowej i metody kalkulacji podziałowej.

Kalkulacja doliczeniowa jest stosowana w jednostkach gospodarczych o produkcji złożonej, montażowej. Produkcję montażową charakteryzuje to, że produkowane wyroby składają się z wielu części, wytwarzanych i montowanych w jednym lub kilku wydziałach, zależnie od organizacji wydziałów produkcyjnych, które mogą być tworzone według struktury przedmiotowej lub technologicznej.

W zależności od rodzaju produkcji oraz jej organizacji mogą występować dwie odmiany kalkulacji doliczeniowej: zleceniowa i asortymentowa.

Kalkulacja doliczeniowa zleceniowa jest stosowana w produkcji jednostkowej i małoseryjnej. Przedmiotem kalkulacji jest konkretne zlecenie produkcyjne, obejmujące część składową wyrobu gotowego, wyrób gotowy lub serię wyrobów.

Kalkulacja doliczeniowa asortymentowa stosowana jest w produkcji seryjnej i wielkoseryjnej złożonej (montażowej). Przedmiotem kalkulacji jest konkretny asortyment produkowanych wyrobów, dla którego otwiera się odpowiednie urządzenie ewidencyjne służące do ujmowania kosztów związanych z produkcją danego asortymentu.

Ogólne zasady kalkulacji doliczeniowej można sformułować następująco:

- Dla każdego zlecenia produkcyjnego lub asortymentu produkowanych wyrobów otwiera się kartę kalkulacyjną, stanowiącą urządzenie analityczne do konta „Produkcja podstawowa” lub „Produkcja pomocnicza”, przy czym każda karta kalkulacyjna jest opatrzona numerem danego zlecenia produkcyjnego lub asortymentu produkowanego wyrobu.
- Na poszczególne karty kalkulacyjne nanosi się koszty bezpośrednie, na podstawie dokumentów źródłowych (karty pracy, dowody pobrania materiałów, inne dokumenty dotyczące kosztów bezpośrednich), które oprócz innych informacji powinny zawierać numer zlecenia lub asortymentu, figurujący na danej karcie kalkulacyjnej.
- Koszty wydziałowe dolicza się do poszczególnych kart kalkulacyjnych za pomocą odpowiednio dobranych kluczy podziałowych kosztów.
- Koszty bezpośrednie i wydziałowe poszczególnych przedmiotów kalkulacji są sumowane, a suma kosztów określa koszt wytworzenia danego przedmiotu kalkulacji.

Za pomocą kalkulacji doliczeniowej ustala się więc na ogół indywidualne bezpośrednie koszty wytwarzania danego wyrobu (roboty lub usługi), z tym, że w produkcji seryjnej są to indywidualne koszty bezpośrednie danej serii wyrobu. Dla każdego wy-

robu obitego serią otrzymuje się wówczas przeciętny (średni) koszt wytworzenia. Rachunek ten wykazuje wiele cech wspólnych z procesem zarządzania projektem:

- Koszty produktu ustala się na podstawie ceny rynkowej. Przy projektach cena ich realizacji jest określona w umowie bądź jest wynikiem przetargu.
- Zorientowanie rachunku na potrzeby klientów. Zarządzanie projektami jest realizowane przez wspólne z klientem określenie sposobu zaspokojenia jego potrzeb.
- Skupienie rachunku docelowego na fazie projektowania produktu. Odpowiada to idei zarządzania projektami, gdyż wprowadzenie zmian w późniejszych etapach cyklu życia projektu jest dużo kosztowniejsze niż w fazie projektowania.
- Przy sporządzaniu rachunku kosztów docelowych wykorzystuje się zespoły interdyscyplinarne, podobnie jak przy projektowaniu i realizacji przedsięwzięcia.

10.3.4. Systemy rachunku kosztów

Zdaniem Nowaka (1996) tradycyjny rachunek kosztów i wyników nie jest przystosowany do zadań, jakie wynikają z potrzeb controllingu. Od wyboru właściwego rachunku wyników zależy przekazywanie informacji o kosztach na potrzeby procesów decyzyjnych i kontroli racjonalności działań.

W dążeniu do coraz lepszego spełniania zadań, jakie są stawiane rachunkowi kosztów, wykształciły się dwa podstawowe jego modele – rachunek kosztów pełnych i rachunek kosztów zmiennych (niepełnych).

O wyborze rachunku kosztów dla celów oceny efektywności realizowanych projektów oraz wewnętrznej sprawozdawczości decyduje zarząd firmy. Wybór ten jest zdeterminowany wielkością projektu, czasem jego trwania, a także technologią produkcji. Do kalkulacji projektów dużych i długookresowych należy stosować rachunek kosztów pełnych, gdyż tylko on zapewnia monitorowanie zysku w długim okresie. Dla projektów krótkotrwałych właściwy jest rachunek kosztów zmiennych. Oba rachunki są komplementarne.

10.3.4.1. Rachunek kosztów pełnych

Rachunek kosztów pełnych jest modelem odpowiadającym wymogom obligatoryjnej sprawozdawczości finansowej i wykorzystywany głównie do kalkulacji jednostkowych kosztów wytworzenia produktów dla celów wyceny zapasu produktów niesprzedanych i ustalenia wyniku finansowego. W rachunku tym przyjmuje się, że wszystkie koszty wytworzenia, jakie poniosło przedsiębiorstwo, dotyczą określonych produktów. Dlatego wszystkie koszty wytworzenia traktowane są jako tzw. koszty produktów, które powinny być w całości rozliczone na wytworzone produkty (Jonek-Kowalska 2011). Zakłada się przy tym, że poziom wszystkich kosztów wytworzenia zależy tylko od jednego czynnika, jakim jest wielkość produkcji (Ossowski 2004). Istota rachunku kosztów pełnych zawiera się w założeniu, że występuje proporcjonalna zależność poziomu wszystkich składników kosztów wytworzenia od wielkości produkcji. W rachunku tym wyróżnia się dwie podstawowe kategorie kosztów (Ossowski 2004):

- koszty bezpośrednie,
- koszty pośrednie (pośrednie koszty produkcji oraz pośrednie koszty nieprodukcyjne).

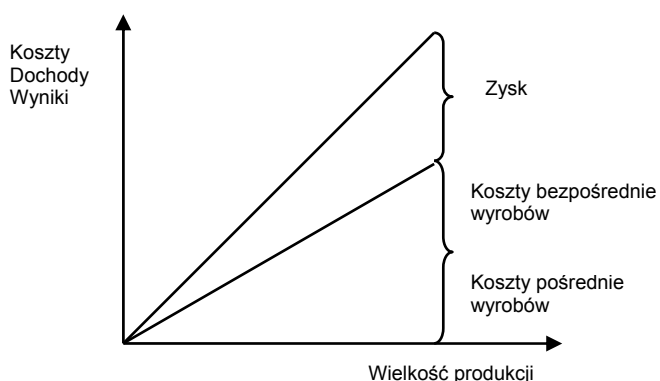
Koszty bezpośrednie są traktowane jako indywidualne koszty produktów. Koszty te są ujmowane w systemie ewidencyjnym wprost w przekroju produktów na podstawie dokumentów źródłowych.

Koszty pośrednie są natomiast traktowane jako koszty wspólne różnych produktów. Koszty te są wstępnie grupowane według miejsc ich powstawania.

Pośrednie koszty produkcji są następnie w całości rozliczane na poszczególne asortymenty produktów na podstawie kluczy rozliczeniowych, proporcjonalnie do ilości produkcji.

Pośrednie koszty nieprodukcyjne, obejmujące koszty sprzedaży i koszty ogólnego zarządu, są natomiast traktowane jako tzw. koszty okresu sprawozdawczego.

Ustalenie wyniku finansowego przy pełnym rachunku kosztów zilustrowano na rysunku 10.5.



Rys. 10.5. Koszty – dochody – wyniki w pełnym rachunku kosztów

Funkcję kosztów całkowitych (rachunkiem) w pełnym rachunku kosztów opisuje równanie

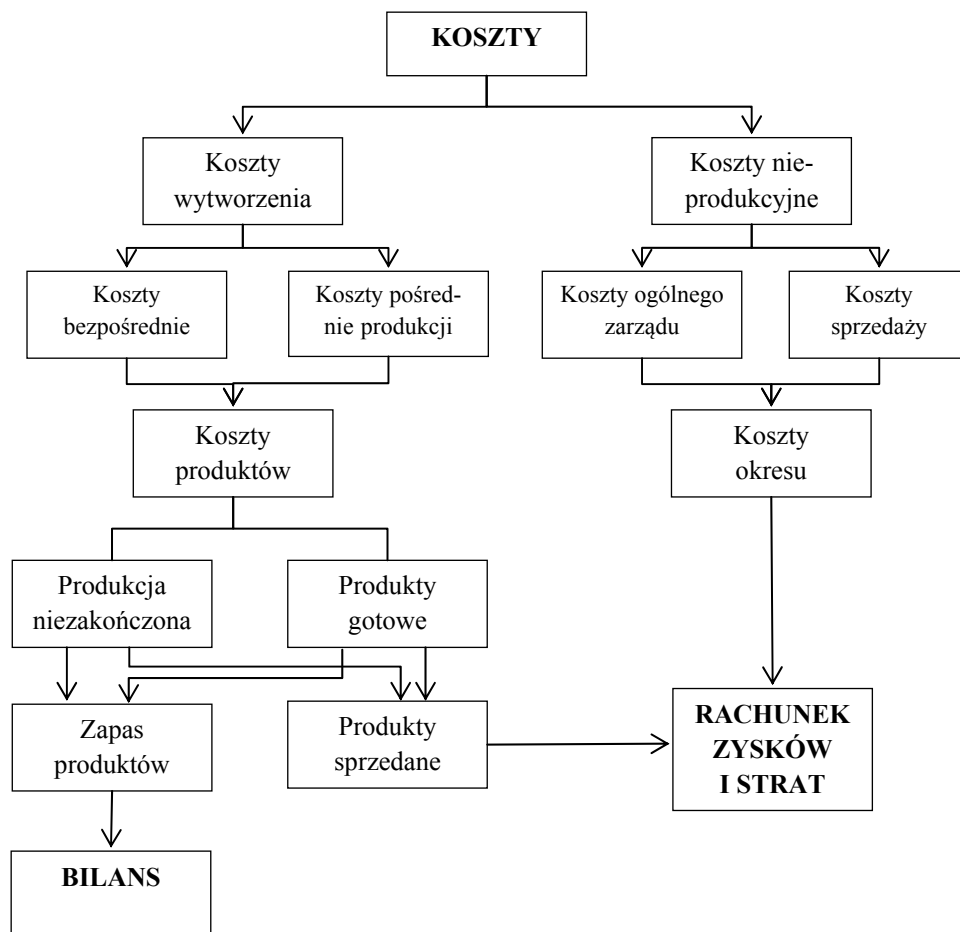
$$K = ax \quad (10.1)$$

gdzie:

- a – pełny koszt jednostkowy,
- x – rozmiary produkcji.

Rachunek kosztów pełnych umożliwia ustalenie wyniku finansowego w postaci zysku lub straty. Wynik przedsiębiorstwa stanowi różnicę między dochodem ze sprzedaży (px , gdzie p oznacza cenę sprzedaży), a kosztami własnymi sprzedanych wyrobów (K_s). Niewątpliwymi zaletami tego rachunku jest to, że jest on przystosowany do wymogów sprawozdawczości zewnętrznej. Rachunek kosztów pełnych jest przydatny w podejmowaniu decyzji długookresowych, ponieważ w długim okresie przychody ze sprzedaży powinny pokryć wszystkie koszty przedsiębiorstwa.

Sposób ujmowania kosztów w rachunku kosztów pełnych w powiązaniu z rachunkiem wyników obrazuje rysunek 10.6.



Rys. 10.6. Rozliczanie kosztów w rachunku kosztów pełnych (Nowak, Wierziński 2010)

Stosując rachunek kosztów pełnych, koszty stałe produkcji będą aktywowane w zapasach i równomiernie rozłożone na okresy, w których sprzedaż jest równa zero. Przy sprzedaży sezonowej wynik finansowy kalkulowany na bazie rachunku kosztów pełnych będzie realniej odzwierciedlał sytuację finansową w krótkich okresach, tzn. poza sezonem i w sezonie.

W rachunku kosztów pełnych kalkulacja jednostkowego kosztu produktu jest dokonywana na poziomie **pełnego kosztu wytwarzania** (Karbownik, Jonek-Kowalska 2011). Koszt ten obejmuje koszty bezpośrednie oraz pośrednie koszty produkcji. Wycena zapasu produktów (produktów gotowych i produktów niezakończonych) odbywa się również na poziomie kosztu wytworzenia (pełnego). Całość kosztów wytwarzania produktów, poniesionych w okresie sprawozdawczym, jest rozliczana na wytworzone produkty gotowe oraz produkty niezakończone (półprodukty i produkty w toku). Następnie koszty wytworzenia produktów, poniesione w danym okresie, dotyczące zarówno produktów gotowych, jak i produktów niezakończonych, są rozliczane na produkty niesprzedane (zapas produk-

tów) oraz produkty sprzedane. Koszty wytworzenia produktów niesprzedanych są wykazywane w bilansie pod pozycją zapasów. Koszty wytworzenia produktów sprzedanych są natomiast wykazywane w rachunku zysków i strat jako element kosztów własnych sprzedanych produktów. W rachunku tym pośrednie koszty nieprodukcyjne nie są wliczane do kosztów wytworzenia produktów. Koszty te nie obciążają więc zapasu produktów niesprzedanych. Są one w całości odnoszone do wyniku finansowego okresu sprawozdawczego oraz wykazywane w rachunku zysków i strat jako element kosztów własnych sprzedanych produktów. Proces rozliczania kosztów w rachunku kosztów pełnych przedstawia rysunek 10.6.

Zakres kosztów wytworzenia produktów, ustalony według zasad rachunku kosztów pełnych, jest zgodny z ustawą o rachunkowości. Tym samym wycena zapasu produktów na poziomie tego kosztu odpowiada wymogom ustawowym. Zakres kosztów okresu sprawozdawczego (pośrednie koszty nieprodukcyjne) odpowiada również regulacjom ustawowym. Dzięki temu rachunek kosztów pełnych stanowi ważny element systemu ewidencyjnego każdej jednostki gospodarczej zajmującej się wytwarzaniem wyrobów lub świadczeniem usług. Jednak ten obligatoryjny system rachunku kosztów ma ograniczone możliwości zastosowania w zarządzaniu przedsiębiorstwem (Gabruszewicz, Kamela-Sowińska, Poetschke 2001). Informacje generowane bowiem przez rachunek kosztów pełnych są mało przydatne przy podejmowaniu decyzji ekonomicznych w krótkim okresie, uwzględniających uwarunkowania rynkowe. Ponadto rachunek ten pomija grupowanie kosztów w ważnych przekrojach informacyjnych: ze względu na zmienność, według ośrodków odpowiedzialności oraz według zakresu kontroli. Są to informacje niezmiernie ważne, zwłaszcza z uwagi na kontrolę kosztów działalności przedsiębiorstwa i zwiększanie rentowności działalności. Te niedostatki rachunku kosztów pełnych niweluje rachunek kosztów zmiennych, nazywany także rachunkiem kosztów częściowych.

10.3.4.2. *Rachunek kosztów zmiennych*

Częściowym rachunkiem kosztów określa się każdy system rachunku kosztów, w którym jest stosowany podział kosztów całkowitych przedsiębiorstwa na stałe i zmienne oraz gdy wyroby są wyceniane tylko w kosztach zmiennych. Pomiar i wycena w częściowym rachunku kosztów ma na celu odzwierciedlenie wpływu zmian stopnia wykorzystania zdolności produkcyjnych na poziom kosztów przedsiębiorstwa oraz umożliwienie podejmowania decyzji krótkookresowych w obszarze polityki produkcji i sprzedaży.

W rachunku kosztów zmiennych realizacji projektu określa się:

- koszty zmienne, czyli koszty zużycia materiałów, robocizny, koszty ponoszone przez centra kosztów procesów pomocniczych na rzecz danego projektu oraz dodatkowe koszty zmienne związane z jego realizacją, transportem, sprzedażą i finansowaniem,
- docelową marżę pokrycia, stanowiącą sumę ponoszonych kosztów stałych i wygenerowanego zysku z realizacji projektu.

Istotną cechą tego rachunku jest wyeliminowanie rozliczania kosztów wspólnych (pośrednich) na produkty, jakie występowało w pełnych rachunkach kosztów. Tutaj wyodrębnione z kosztów pośrednich koszty stałe są ujmowane *en bloc* i są uwzględniane w całości przy obliczaniu wyniku przedsiębiorstwa. Funkcja liniowa kosztów całkowitych przedsiębiorstwa ma postać równania

$$K = ax + b \quad (10.2)$$

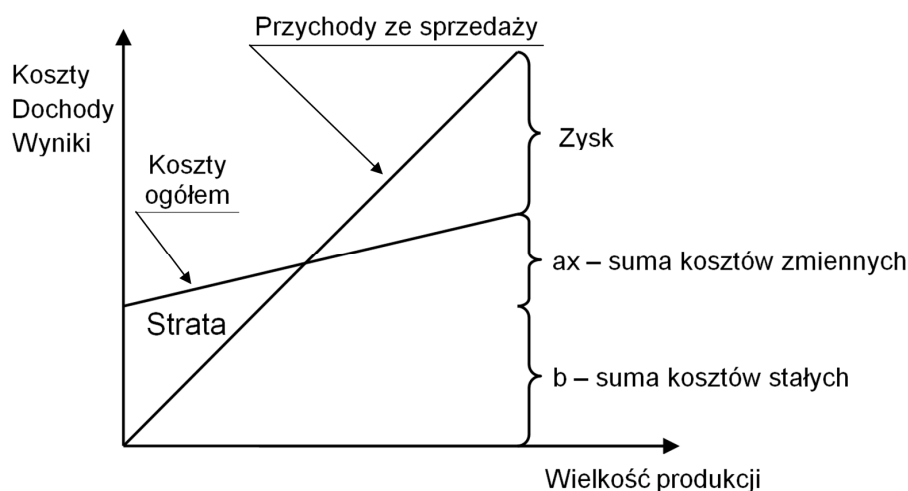
gdzie:

ax – koszty zmienne całkowite,

b – koszty stałe całkowite.

Sposób ustalania wyniku jest kolejną cechą częściowego rachunku kosztów. W rachunku tym w pierwszej kolejności od dochodu ze sprzedaży (px) są odejmowane koszty zmienne sprzedanych wyrobów (ax). Obliczona w ten sposób nadwyżka dochodów ze sprzedaży ma charakter wyniku pośredniego i najczęściej jest określana jako marża brutto lub marża pokrycia. Kwota tego wyniku służy przede wszystkim pokryciu całego bloku kosztów stałych przedsiębiorstwa (b). Tak więc, w drugiej kolejności, po obliczeniu marży brutto, są odejmowane od niej w całości koszty stałe i jest określany wynik netto dla okresu sprawozdawczego. Gdy marża brutto przewyższa koszty stałe, przedsiębiorstwo osiąga zysk, a w odwrotnym wypadku – stratę.

Relację koszty – dochody – zysk w częściowym rachunku kosztów obrazuje rysunek 10.7.



Rys. 10.7. Liniowa funkcja kosztów

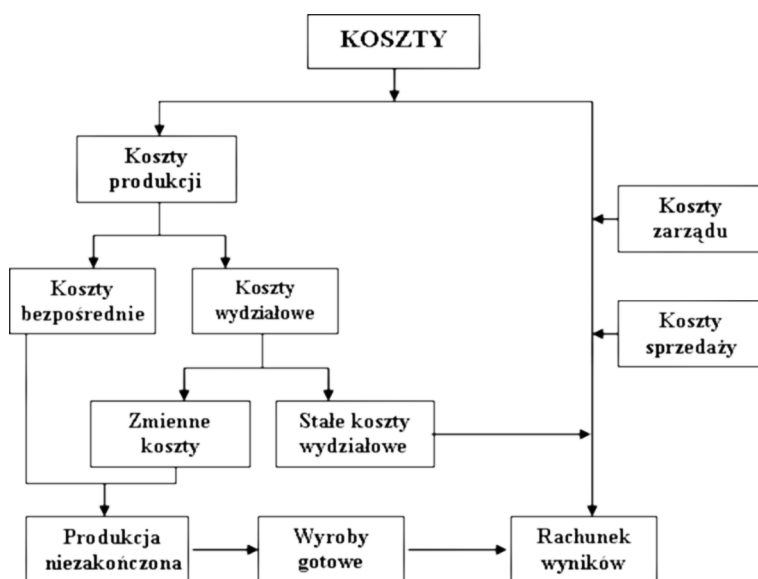
Niewątpliwymi zaletami rachunku kosztów zmiennych, które mogą być odczytywane również jako wady rachunku kosztów pełnych, są:

1. Ze względu na modele decyzyjne, a zwłaszcza modele optymalizacji liniowej, przewaga rachunku kosztów zmiennych jest wyraźna. Przy statystycznych badaniach związków między kosztami a produkcją odrzucenie kosztów stałych również wpływa na zmniejszenie wielkości wskaźnika losowego ekonometrycznego modelu kosztów.

2. Ujęcie kosztów i forma rachunku wyników są łatwo zrozumiałe, także dla osób niezajmujących się zawodowo rachunkowością lub ekonomiką przedsiębiorstwa.
3. Duże znaczenie ma fakt, że natychmiast uwidocznia się wpływ kosztów stałych na wyniki. Sprzyja to preeliminowaniu tych kosztów i skutecznej kontroli wykorzystania zdolności produkcyjnych. W rachunku kosztów zmiennych każde odchylenie natychmiast wpływa na wynik działalności.
4. Oddzielne ujęcie kosztów zmiennych według produktów oraz zbioru kosztów stałych wydatnie poprawia jakość analizy wyniku działalności oraz rentowności.

Rachunek kosztów zmiennych dynamizuje przedsiębiorstwo, przesuwając ku większym wartościom granicę opłacalnych rozmiarów działalności. Krańcowemu przyrostowi dochodów przeciwstawia najmniejszy przyrost kosztów.

Sposób ujmowania kosztów w rachunku kosztów zmiennych w powiązaniu z rachunkiem wyników obrazuje rysunek 10.8.



Rys. 10.8. Koszty działalności przedsiębiorstwa w systemie rachunku kosztów zmiennych
(Gabrusewicz, Kamela-Sowińska, Poetschke 2001)

Tylko przy zastosowaniu modelu rachunku kosztów zmiennych możliwe jest prawidłowe preeliminowanie kosztów dla różnego poziomu potencjału produkcyjnego oraz otrzymywanie informacji o kosztach istotnych dla podejmowania decyzji. Koszty w tym modelu mogą być analizowane w przekroju ich stałych i zmiennych elementów, a informacje otrzymywane z takiej analizy, wykorzystywane w procesie podejmowania decyzji.

11. Zakres i cele analizy finansowej¹¹

Zakres i cele analizy finansowej określa w dużym stopniu sama definicja inwestycji. Analiza finansowa obejmuje oszacowanie, analizę i wycenę niezbędnych nakładów inwestycyjnych, wytwarzanych i sprzedawanych produktów oraz przyszłych korzyści finansowych netto. Składają się na nią takie elementy, jak analiza wiarygodności danych (analiza struktury i wagi prognozowanych kosztów i przychodów w celu zidentyfikowania zmiennych, mających istotny wpływ na opłacalność projektu), określenie i ocena rocznych i skumulowanych korzyści finansowych netto (rentowność, efektywność i zysk z inwestycji), uwzględnienie czynnika czasu w stosunku do cen, kosztu kapitału oraz decyzji podejmowanych w warunkach niepewności (ryzyko rynku i ryzyko związane ze specyfiką projektu).

Podstawowym celem analizy finansowej jest natomiast określenie, zbadanie i zinterpretowanie wszystkich konsekwencji finansowych, które są ważne dla realizowania inwestycji.

Ocena projektu wymaga z kolei zbadania, czy rozwiązania realne z technicznego punktu widzenia, są korzystne finansowo, czy można zrealizować je w danym otoczeniu społeczno-ekonomicznym i ekologicznym oraz czy ich zasadność utrzyma się przez cały okres planowania.

11.1. Podstawowe zasady oceny efektywności projektów

Warunkiem koniecznym przeprowadzenia poprawnej analizy jest prawidłowe i zgodne z zasadami przygotowanie danych wejściowych, a następnie zastosowanie właściwych zasad oceny. Mając właściwe dane wejściowe, można zastosować każdy z modeli oceny efektywności finansowej czy ekonomicznej projektu. Praktyka pokazuje także, że nieprawidłowo formalnie (niezgodnie z zasadami) wykonane prognozy efektów projektu, są częstą przyczyną błędnych wyników ocen efektywności projektów, co skutkuje skierowaniem do realizacji niewłaściwych przedsięwzięć inwestycyjnych. Do podstawowych zasad dotyczących procesu oceny efektywności można zaliczyć:

- zasadę dodatkowości (addytywności),
- zasadę porównywalności,
- zasadę ignorowania kosztów utopionych,
- zasadę określania okresu życia projektu,
- uwzględnianie wartości końcowej (rezydualnej),
- zasadę spójności,
- zasadę nieuwzględniania kosztów niepieniężnych (księgowych).

Zasadami dotyczącymi stosowania metod oceny są:

- zasada uniwersalności,
- zasada jednoznaczności,
- zasada spójności.

¹¹ Opracowano na podstawie: Begg, Fischer, Dornbush 2002; Drucker 1976; Drury 2002; Krawczyk 1998; Marcinek 2000; Matuszewicz 2004.

Zasada dodatkowości (addytywności) – w ocenie efektywności projektu powinny być uwzględniane jedynie strumienie pieniężne (lub korzyści czy koszty społeczne) bezpośrednio związane z analizowanym projektem. Kryterium oceny, czy dana wielkość powinna być uwzględniona w analizie jest odpowiedź na pytanie – *czy wystąpiłyby w przypadku zaniechania realizacji projektu.*

Zasada porównywalności – dotyczy możliwości bezpośredniego porównywania przeprowadzonego w aspekcie przedmiotowym i czasowym nakładów i efektów związanych z realizacją ocenianych przedsięwzięć inwestycyjnych. Warunek korelacji przedmiotowej oznacza konieczność przestrzegania zależności przyczynowo-skutkowej między nakładami a efektami (w ocenie mogą być uwzględnione tylko te efekty, które są rezultatem poniesionych nakładów i tylko te nakłady, które są niezbędne dla uzyskania założonych efektów). Warunek korelacji czasowej wiąże się z tym, że nakłady i efekty występują w różnych, często odległych okresach, a ponadto są rozłożone w czasie, co powoduje trudności w ich prostym porównywaniu. Zasada ta determinuje zastosowanie mechanizmu uwzględniania zmiennej wartości pieniądza w czasie w ocenie projektów.

Zasada ignorowania kosztów utopionych (zapadłych) – prospektywna analiza efektywności projektu inwestycyjnego dokonywana jest przed podjęciem decyzji o jego realizacji – jest zatem ukierunkowana na przyszłość, dlatego jedną z podstawowych zasad obowiązujących przy ocenie efektywności projektów jest zasada ignorowania kosztów już poniesionych (zapadłych). Jest to zasada szczególnie ważna z perspektywy podjęcia decyzji o eksploatacji resztek z pokładów, gdyż do oceny efektywności ich wybierania nie powinny być wliczane koszty zapadłe. Za koszty zapadłe w tej sytuacji można uważać takie, które powstały na podstawie decyzji podjętej w przeszłości i nie ulegną zmianie pod wpływem decyzji bieżącej. Z założenia koszty zapadłe są nieistotne dla podjęcia bieżącej decyzji.

Zasada wyznaczania okresu życia projektu – aby prawidłowo ocenić efektywność projektu należy właściwie dobrać okres analizy, w którym prognozowane są strumienie korzyści i kosztów. Długość przyjętego okresu ma istotny wpływ na wartość wskaźników określających efektywność finansową i ekonomiczną.

Zasada uwzględniania wartości końcowej (rezydualnej) – jest związana z zasadą wyznaczania okresu życia projektu i polega w uproszczeniu na określeniu kwoty pieniężnej, którą można uzyskać, sprzedając cały projekt (przedsiębiorstwo) w końcowym momencie szacowania strumienia przepływu gotówki. Do najczęściej stosowanych metod służących określeniu wartości rezydualnej zalicza się:

- metodę wartości likwidacyjnej,
- metodę wartości księgowej,
- metodę wartości „rozdzielonej” (odmiana wartości likwidacyjnej, stosowana wówczas, gdy wyprzedawane są nie pojedyncze aktywa firmy, ale jej zorganizowane części),
- metodę kapitalizacji dochodu,
- metodę wartości mnożników rynkowych.

Wartość rezydualna projektu jest dodawana do przepływów pieniężnych projektu w ostatnim roku prognozy.

Zasada nieuwzględniania kosztów niepieniężnych (księgowych) – analiza efektywności finansowej powinna być oparta na wielkościach mających charakter realnych przepływów wartości. W analizie finansowej są to przepływy pieniężne, w analizie ekonomicznej także korzyści o niepieniężnym charakterze, wyceniane w wartościach pieniężnych. W każdym rodzaju analizy ma się także do czynienia ze strumieniami wydatków określonych mianem kosztów. Pojęcia kosztów i wydatków są często używane jako synonimy, jednak w rzeczywistości ich znaczenie nie jest tożsame. Koszty, podobnie jak przychód, są kategorią memoriałową, a nie kasową (nie musi wiązać się z wydatkami pieniężnymi). Istnieją koszty, które w ogóle nie mają charakteru wydatków (np. amortyzacja czy utworzenie rezerw). W analizie uwzględniane są wydatki inwestycyjne niestanowiące kosztów w księgowym rozumieniu (kosztem jest później amortyzacja). W celu określenia finansowej i ekonomicznej efektywności koszty tego rodzaju konsekwentnie nie powinny być uwzględniane. Amortyzacja jako koszt podatkowy jest uwzględniana jedynie w aspekcie tzw. amortyzacyjnej tarczy podatkowej, jedynie wtedy podmiot realizujący projekt jest płatnikiem podatku dochodowego.

Zasada uniwersalności dotyczy stosowanych metod oceny. Mówi ona, że należy stosować metody oceny efektywności, które bez zmian mogą służyć do oceny opłacalności różnych projektów, co warunkuje porównywalność wyników.

Zasada jednoznaczności wyników oceny oznacza konieczność ustalenia takiej procedury jej przeprowadzenia, aby uzyskane rezultaty były takie same, niezależnie kto sporządza daną ocenę. Metody oceny efektywności projektów powinny być na tyle precyzyjne i jednoznaczne, aby w maksymalnym stopniu uniezależnić ocenę projektu od osoby i charakteru oceniającego.

Zasada spójności dotyczy zarówno procesu analizy efektywności, jak i oceny i porównywalności projektów. W aspekcie sporządzania procesu analizy efektywności oznacza konieczność spójnego traktowania w prognozach takich elementów, jak stopa dyskontowa, inflacja, waluta. W procesie oceny oznacza konieczność spójnego zastosowania tych samych zasad dotyczących inflacji, założeń makroekonomicznych, walut itp. do wszystkich ocenianych projektów.

11.2. Metody oceny opłacalności projektów inwestycyjnych

Ocena opłacalności projektu inwestycyjnego jest podstawowym narzędziem oceny finansowej projektu inwestycyjnego z punktu widzenia właściciela – promotora projektu. Pozwala ona określić rentowność poniesionych nakładów inwestycyjnych oraz stopę zwrotu z zainwestowanego kapitału. Analiza opłacalności jest więc miarą potencjalnych zysków, które można wygenerować z zaangażowanych w przedsięwzięcie zasobów bez uwzględniania transakcji finansowych, występujących w trakcie jego funkcjonowania. Z drugiej jednak strony należy w niej wziąć także pod uwagę wszystkie aspekty finansowe projektu, aby określić taką wielkość środków finansowych, które zapewnią jego bezpieczną realizację.

Ocena opłacalności składa się z następujących analiz cząstkowych:

- wstępnej oceny finansowej projektów inwestycyjnych,
- prostych metod oceny finansowej projektów inwestycyjnych,
- dyskontowych metod oceny finansowej projektów inwestycyjnych.

11.2.1. Wstępna ocena finansowa projektów inwestycyjnych

Wstępna ocena finansowa projektów inwestycyjnych jest przeprowadzana z wykorzystaniem:

- analizy prognozy rentowności,
- analizy wrażliwości,
- analizy niepewności i ryzyka.

Analiza prognozy rentowności

Każda decyzja dotycząca wielkości produkcji i ceny sprzedaży wytworzonych wyrobów znajduje bezpośrednie odbicie w poziomie kosztów oraz w kwocie wyniku finansowego. Dlatego przy podejmowaniu decyzji dotyczącej skali produkcji każdorazowo należy przeprowadzić rachunek decyzyjny.

W pierwszej fazie procesu decyzyjnego wykonuje się analizę prognozy rentowności (ang. *break-even point*, BEP). Przeprowadza się ją w celu wyznaczenia punktu równowagi (w ujęciu wartościowym lub ilościowym), w którym przychody ze sprzedaży netto zrównają się z kosztami produkcji sprzedanej.

Przychody ze sprzedaży netto = koszty stałe + sumaryczne koszty zmienne

W punkcie tym nasze przedsiębiorstwo nie będzie odnotowywało strat, ale nie przyniesie również oczekiwanych zysków (stopa rentowności sprzedaży netto jest równa zero).

Próg rentowności ustala się zazwyczaj przez określenie odpowiedniej wielkości sprzedaży w jednostkach wyrobów, wartości sprzedaży w jednostkach pieniężnych lub przez podanie stopnia wykorzystania zdolności produkcyjnych.

Analiza prognozy rentowności powinna odpowiedzieć na dwa podstawowe pytania, a mianowicie:

1. Czy przygotowane przedsięwzięcie inwestycyjne jest możliwe do realizacji z finansowego punktu widzenia?
2. Czy zaplanowana produkcja jest zyskowna, a jeśli nie, to co należy zmienić w celu poprawy stopy rentowności sprzedaży netto?

W przypadku uzyskania odpowiedzi twierdzących na obydwa pytania, należy kontynuować działania związane z zaprojektowanym przedsięwzięciem produkcyjnym, w przeciwnym razie trzeba poszukać innych rozwiązań.

Jeżeli przy planowaniu inwestycji założono produkcję kilku lub kilkunastu produktów, to analiza prognozy rentowności może okazać się wyjątkowo trudna, głównie z uwagi na konieczność uwzględnienia dodatkowego czynnika, jakim jest struktura asortymentowa. Założenia dotyczące takiego rachunku są identyczne jak w przypadku produkcji tylko jednego wyrobu, ale przeprowadzenie analizy dla produkcji wieloasor-

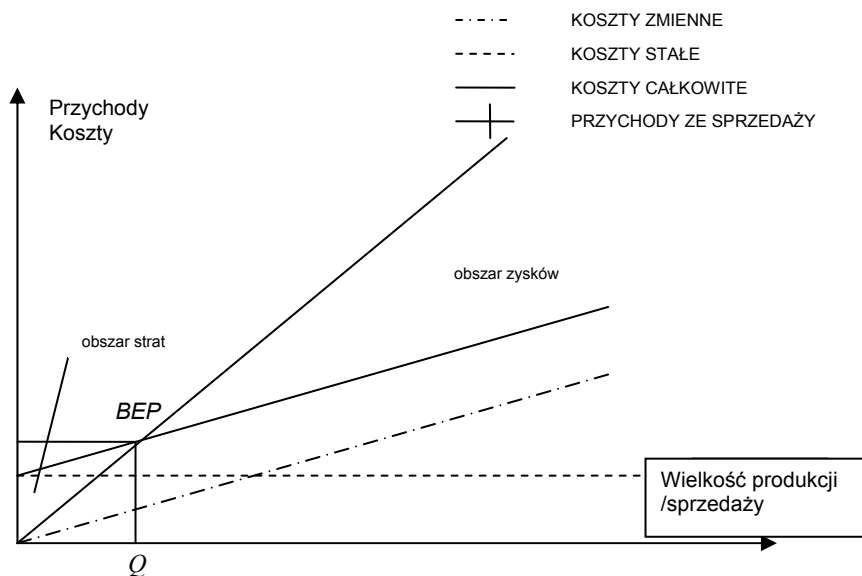
tymenowej wymaga zastosowania znacznie bardziej skomplikowanych procedur obliczeniowych. Wynika to z faktu, że dla progu rentowności, wyznaczonego za pomocą danej wielkości sprzedaży, istnieją różne kombinacje cen dla poszczególnych produktów, uniemożliwiające określenie takiej wspólnej ceny dla wszystkich produktów, przy której dany próg rentowności mógłby zostać osiągnięty.

Metoda wyznaczania progu rentowności, zwanego niekiedy punktem krytycznym, jest oparta na przyjęciu następujących założeń:

- wszystkie obliczenia w analizie progu rentowności przeprowadza się na podstawie danych pochodzących z roku wykorzystania pełnych zdolności produkcyjnych,
- wielkość produkcji jest równa wielkości sprzedaży,
- przychody ze sprzedaży są wprost proporcjonalne do ponoszonych kosztów produkcji,
- koszty stałe są niezależne od wielkości produkcji,
- jednostkowe koszty zmienne są stałe, a całkowite koszty zmienne są proporcjonalne w stosunku do sprzedaży,
- jednostkowe ceny sprzedaży są stałe.

Próg rentowności można wyznaczyć dwoma sposobami – metodą graficzną i metodą matematyczną.

Graficzna metoda wyznaczania progu rentowności została przedstawiona na rysunku 11.1.



Rys. 11.1. Graficzna metoda wyznaczania progu rentowności (*BEP*)

Przy braku produkcji w projekcie występują jedynie koszty stałe (wynik ze sprzedaży jest wówczas ujemny), nie ma natomiast przychodów ze sprzedaży i kosztów zmiennych, które pojawiają się dopiero w momencie rozpoczęcia produkcji. Aby przedsięwzięcie było rentowne, musi być spełniony wymóg, że przychody ze sprzedaży pokrywają koszty stałe i rosną szybciej niż koszty zmienne. Wielkość przychodów

ze sprzedaży osiągnięta w punkcie równowagi definiowana jest jako wartość sprzedaży dla progu rentowności (ang. *break-even sales*), zaś cena jednostkowa jako cena sprzedaży dla progu rentowności (ang. *break-even sales price*).

Wielkość sprzedaży w punkcie Q , jest wyznaczona przez przecięcie się linii kosztów całkowitych i przychodów ze sprzedaży. Obszar zamknięty przez linię kosztów całkowitych i przychodów ze sprzedaży oraz oś rzędnych określa tę wielkość sprzedaży, przy której produkcja jest deficytowa (na rys. 11.1 jest on nazwany obszarem strat). Z kolei obszar ograniczony liniami przychodów ze sprzedaży i kosztów stałych oraz osią rzędnych przedstawia wielkość sprzedaży, dla której przychód ze sprzedaży nie pokrywa kosztów zmiennych produkcji i jest ponadto niższy od kosztów stałych, niezależnych od wielkości sprzedaży. Wystąpienie takiej sytuacji jest nie do przyjęcia z punktu widzenia opłacalności inwestycji, gdyż przedsiębiorstwo, które nie jest w stanie pokryć swoich kosztów stałych, jest niezdolne do dalszego funkcjonowania i kwalifikuje się raczej do likwidacji niż do restrukturyzacji. Nieskończenie wielki, z matematycznego punktu widzenia, obszar zysków znajduje się natomiast powyżej punktu krytycznego (BEP) i na prawo od wielkości sprzedaży na poziomie Q .

Metoda matematyczna, dla produkcji jednosortymentowej, sprowadza się do zastosowania odpowiednich formuł algebraicznych, wyznaczających próg rentowności. Formuły te są następujące:

- dla progu rentowności

$$BEP = FC / (SP - VC) \quad (11.1)$$

- dla progu rentowności w ujęciu wartościowym

$$BEP = (FC / SP - VC) SP \quad (11.2)$$

W wyniku modyfikacji powyższych wzorów możliwe stają się również obliczenie stopnia wykorzystania zdolności produkcyjnych w punkcie wyznaczającym próg rentowności

$$BEP = (FC / R - QVC) 100\% \quad (11.3)$$

Taki sposób ustalenia progu rentowności pozwala w efekcie na porównanie planowanego stopnia wykorzystania zdolności produkcyjnych z poziomem, poniżej którego firma ponosiłaby straty.

Występujące we wzorach oznaczenia:

BEP – próg rentowności,

FC – koszty stałe,

SP – jednostkowa cena sprzedaży,

VC – jednostkowe koszty zmienne ponoszone przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych,

R – wartość sprzedaży realizowanej przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych,

Q – wielkość sprzedaży przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych (w sztukach),

QVC – wartość całkowitych kosztów zmiennych przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych.

Matematyczna konstrukcja formuł obliczeniowych, dla wyznaczania progu rentowności, pozwala wyciągnąć następujące wnioski:

- wysokie koszty stałe w projekcie dają wysoki próg rentowności,
- wysoki próg rentowności świadczy o dużej wrażliwości przedsiębiorstwa na zmiany wielkości produkcji (sprzedaży) oraz czynniki zewnętrzne i w rezultacie może spowodować problemy finansowe,
- wzrost różnicy między jednostkową ceną sprzedaży a jednostkowym kosztem sprzedaży, obniży poziom progu rentowności.

W tradycyjnym podejściu w analizie progu rentowności uwzględnia się zarówno wartości pieniężne, jak i niepieniężne. Aby określić, jaki jest wpływ tych elementów na poziom progu rentowności, należy dokonać odrębnej oceny, wyłączając z obliczeń:

- wartości o charakterze niepieniężnym,
- koszty finansowe.

Do wartości o charakterze niepieniężnym zalicza się:

- po stronie przychodów:
 - przychody w następnych okresach;
- po stronie kosztów:
 - amortyzację,
 - rozliczenia międzyokresowe czynne,
 - rozliczenia międzyokresowe bierne.

W celu obliczenia progu rentowności, uwzględniającego jedynie wartości pieniężne, należy wyłączyć z obliczeń wymienione powyżej wartości niepieniężne. Szczególną uwagę trzeba przy tym zwrócić na wartość amortyzacji, wchodzącej w skład wartości niepieniężnych, ponieważ jest to pozycja, która w istotny sposób wpływa na poziom progu rentowności, zwłaszcza przy dużym majątku trwałym przedsiębiorstwa.

Formuła liczenia progu rentowności, która pomija koszty niepieniężne, jest następująca

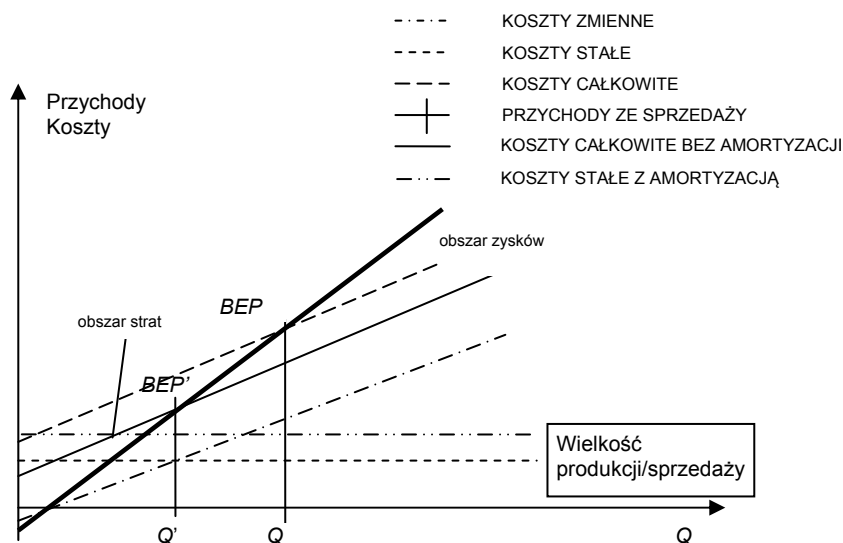
$$BEP_{KP} = FC_{KP} / (SP - VC) \quad (11.4)$$

gdzie:

- BEP_{KP} – próg rentowności, obliczony z wyłączeniem kosztów niepieniężnych (głównie amortyzacji),
- FC_{KP} – koszty stałe, uwzględniające wyłącznie wartości o charakterze pieniężnym,
- SP – jednostkowa cena sprzedaży,
- VC – jednostkowe koszty zmienne, ponoszone przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych.

Graficzną metodę wyznaczania progu rentowności dla omówionego wariantu ilustruje rysunek 11.2. Jak z niego wynika, zmniejszenie kosztów całkowitych o wielkość amortyzacji powoduje, że próg rentowności BEP , osiągnięty przy poziomie sprzedaży Q , obniża się do progu rentowności BEP' , dla którego wielkość sprzedaży, gwarantująca rentowność działania, jest znacznie niższa i wynosi Q' . W tym miejscu

warto wspomnieć, że amortyzacja nie jest wydatkiem pieniężnym, ale kosztem, który obniża zysk do opodatkowania i ukrywa w ten sposób realny poziom osiąganego zysku netto. Można więc przyjąć, że przy ocenie opłacalności produkcji wykorzystującej różne technologie, próg rentowności z wyłączeniem lub włączeniem amortyzacji będzie stanowił dobrą podstawę wyboru jednej z nich.



Rys. 11.2. Graficzna metoda wyznaczania progu rentowności (BEP) z wyłączeniem wpływu amortyzacji na poziom BEP

Podane zasady postępowania obowiązują także przy analizie wpływu kosztów finansowych na poziom progu rentowności projektu. W przypadku pominięcia w rachunku kosztów finansowych, formuła obliczeniowa dla progu rentowności będzie wyglądała następująco

$$BEP_{BKF} = FC_{BKF} / (SP - VC) \quad (11.5)$$

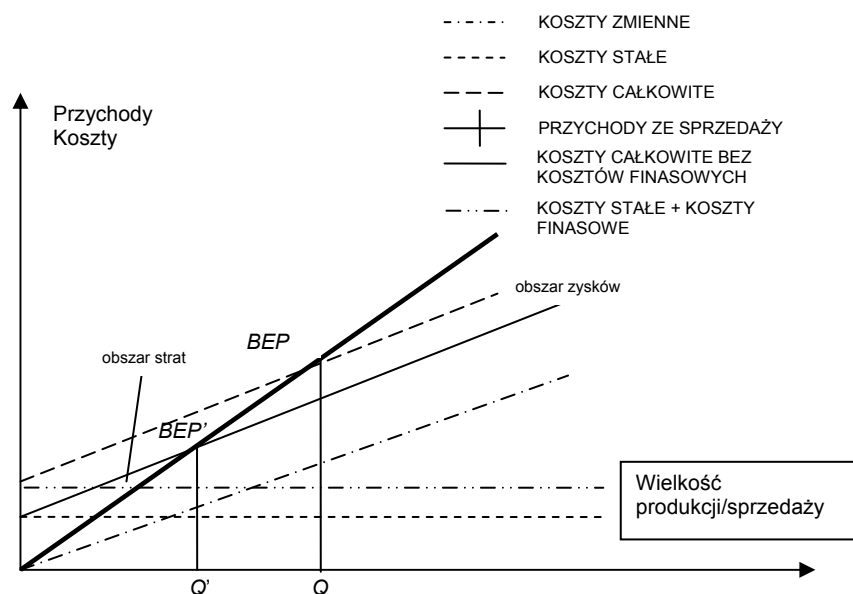
gdzie:

- BEP_{BKF} – próg rentowności, z wykluczeniem kosztów finansowych,
- FC_{BKF} – koszty stałe, bez uwzględnienia kosztów finansowych,
- SP – jednostkowa cena sprzedaży,
- VC – jednostkowe koszty zmienne ponoszone przy pełnym wykorzystaniu zdolności produkcyjnych.

Graficzna metoda wyznaczania progu rentowności z wyłączeniem kosztów finansowych została zilustrowana na rysunku 11.3.

W analizie progu rentowności wyodrębnienie z kosztów całkowitych kosztów finansowych ma duże znaczenie nie tylko dla samej oceny rentowności produkcji, lecz także dla oceny wybranych źródeł finansowania. Przedstawiona na rysunku 11.3 sytuacja jest często spotykanym przypadkiem w codziennej działalności gospodarczej. Wysoki próg rentowności BEP , wyznaczony po uwzględnieniu kosztów finansowych może świadczyć, *prima facie*, że dla danej wielkości sprzedaży (niższej od Q) produkcja jest nierentowna. Nie zawsze musi to być prawdą, co potwierdza pokazany na ry-

sunku 11.3 BEP' osiągany przy wielkości sprzedaży Q' . Dla tej, jak również dla wyższej od Q' wielkości sprzedaży, projekt uzyskuje zysk na sprzedaży, który nie wystarcza jednak na pokrycie wysokich kosztów finansowych.



Rys. 11.3. Graficzna metoda wyznaczania progu rentowności z wyłączeniem kosztów finansowych

Przy obliczaniu progu rentowności zysk operacyjny netto jest uzyskiwany w wyniku opodatkowania zysku operacyjnego określoną stopą podatkową. Wydaje się więc uzasadnione wyznaczenie takiego poziomu progu rentowności, który zapewni osiągnięcie planowanego zysku po opodatkowaniu. Formuła obliczenia dla tak zmodyfikowanego progu rentowności jest następująca

$$BEP = (R_N / (1 - P)(SP - VC)) + (FC / (SP - VC)) \quad (11.6)$$

gdzie:

R_N – zysk operacyjny netto,
 P – stopa podatku dochodowego.

Analiza wrażliwości

Analiza wrażliwości (ang. *sensitivity analysis*) wykorzystywana jest w celu pokazania stopnia wrażliwości projektu inwestycyjnego na zmiany poszczególnych elementów służących do jego oceny oraz wpływu tych zmian na opłacalność inwestycji (w tym na próg rentowności). Punktem wyjścia do analizy wrażliwości powinno być ustalenie poziomu zmian kosztów stałych, jednostkowych kosztów zmiennych i jednostkowej ceny sprzedaży. Za pomocą tej analizy możliwe jest zaprezentowanie, jak np. nadwyżki pieniężne netto i efektywność projektu zmieniają się wraz ze wzrostem (spadkiem) wartości różnych parametrów.

Analiza wrażliwości powinna być stosowana już na etapie podejmowania decyzji związanych z najważniejszymi nakładami, a podstawą do jej prowadzenia powinno

być opracowanie optymistycznego i pesymistycznego wariantu zmian czynników, w największym stopniu determinujących rentowność projektu oraz zmniejszających element niepewności.

Podstawowymi czynnikami wpływającymi na zmianę poszczególnych parametrów projektu są: inflacja, postęp techniczny i wielkość popytu. Konieczne jest więc przeanalizowanie zmian wszystkich tych elementów związanych z projektem, których wartość może odchylić się od zakładanego poziomu.

Analiza wrażliwości pozwala również na określenie granicznego poziomu poszczególnych czynników, tzn. takiego, który przy danej wielkości produkcji i sprzedaży (ograniczonej czynnikami rynkowymi lub zdolnościami techniczno-produkcyjnymi) oraz ustalonym poziomie innych elementów projektu, zagwarantuje osiągnięcie progu rentowności.

Graniczny poziom jednostkowej ceny sprzedaży można określić za pomocą wzoru

$$P_{\min} = (VCQ_x + FC)/Q_x \quad (11.7)$$

gdzie:

$P_{\min}$ – graniczny poziom jednostkowej sprzedaży,

Q_x – zakładana wielkość sprzedaży,

VC – jednostkowe koszty zmienne,

FC – koszty stałe.

Graniczny poziom kosztów jednostkowych można obliczyć, przekształcając powyższe równanie i wyznaczając z niego zmienną VC (jednostkowe koszty zmienne).

Analiza niepewności i ryzyka

Analiza niepewności i ryzyka lub analiza prawdopodobieństwa (ang. *probability analysis*) ma na celu ograniczenie ewentualnych przyszłych strat, wynikających z błędów popełnionych przy szacowaniu poszczególnych parametrów projektu inwestycyjnego na różnych etapach jego przygotowania.

Nie wszystkie zmienne, mające wpływ na opłacalność projektu, odchylają się w tym samym kierunku i w takim samym stopniu, jak można by było przypuszczać. Odchylenia te mogą nastąpić w dowolnym momencie okresu budowy oraz w fazie eksploatacyjnej projektu, a ich włączenie do ceny finansowej i ewaluacji projektu jest możliwe jedynie za pomocą metod prawdopodobieństwa. Metody te polegają na przypisaniu każdemu rozpatrywanemu wariantowi pewnego prawdopodobieństwa i miary rentowności (np. NPV , IRR), a potem pomnożenia każdej miary przez odpowiedni współczynnik prawdopodobieństwa, związany z zajęciem oczekiwanego scenariusza.

W najprostszym ujęciu analiza prawdopodobieństwa sprowadza się do oceny dwóch wariantów realizowanej inwestycji: optymistycznego i pesymistycznego oraz określenia prawdopodobieństwa (wyrażającego ryzyko i niepewność) ich wystąpienia. W praktyce można ją przeprowadzić dla wszystkich elementów służących ocenie opłacalności danej inwestycji, ale ponieważ jest to badanie czasochłonne, dlatego zaleca się wykorzystanie stosownych programów komputerowych.

11.2.2. Proste metody finansowej oceny projektów inwestycyjnych

Proste metody finansowej oceny opłacalności przedsięwzięć inwestycyjnych (zwane niekiedy metodami tradycyjnymi) charakteryzują się nieskomplikowanymi obliczeniami i są głównie wykorzystywane do wstępnej selekcji projektów inwestycyjnych.

Metody te zaliczane są do metod statycznych (w odróżnieniu od metod dynamicznych), ponieważ nie uwzględniają całej długości życia projektu, lecz odnoszą się do wybranych jego momentów lub okresów, jak również nie biorą pod uwagę zmian wartości pieniądza w czasie. W efekcie ocena inwestycji przeprowadzana jest tylko w oparciu o uwzględnianie wartości rzeczywistych nakładów i efektów.

Najczęściej stosowanymi prostymi metodami oceny finansowej są:

- prosta stopa zwrotu,
- okres zwrotu.

Prosta stopa zwrotu (ang. *simple rate of return*), nazywana w literaturze ekonomicznej, ze względu na nieskomplikowany charakter obliczeń, metodą prostą lub tradycyjną, jest wykorzystywana do wstępnej oceny opłacalności projektów inwestycyjnych. Metoda ta zaliczana jest do grupy metod statycznych, tzn. takich, które nie uwzględniają zmiany wartości pieniądza w czasie i odnoszą się tylko do wybranych okresów, a nie do całego okresu funkcjonowania projektu inwestycyjnego. W rezultacie ocena inwestycji przeprowadzana jest jedynie na podstawie wartości rzeczywistych nakładów i efektów, bez ich dyskontowania.

Prosta stopa zwrotu definiowana jest jako stosunek zysku zrealizowanego w normalnym roku funkcjonowania do wartości kapitału niezbędnego do sfinansowania początkowych nakładów inwestycyjnych. Istnieje możliwość obliczenia prostej stopy zwrotu zarówno dla kapitału ogółem, jak i dla kapitału własnego, zaangażowanego w realizację danego projektu inwestycyjnego.

Prosta stopa zwrotu dla kapitału ogółem (rentowność kapitału ogółem) obliczana jest za pomocą wzoru

$$R = ((F + Y)/I)100\% \quad (11.8)$$

zaś **prosta stopa zwrotu dla kapitału własnego** (rentowność kapitału własnego) za pomocą wzoru

$$R_e = (F/Q)100\% \quad (11.9)$$

gdzie:

R – prosta stopa zwrotu dla kapitału ogółem,

R_e – prosta stopa zwrotu dla kapitału własnego,

F – zysk netto w normalnym roku działalności (bez amortyzacji, podatków i odsetek),

Y – odsetki od kredytów w normalnym roku działalności,

I – kapitał ogółem (kapitał + kredyty długoterminowe),

Q – kapitał własny.

Należy pamiętać, że przedstawione wyżej wzory bazują na wielkościach rocznych, a więc opisujące je elementy powinny pochodzić z tzw. normalnego roku funkcjonowania projektu. Za „normalny” uznawany jest taki rok, w którym wykorzystywane są maksymalne zdolności produkcyjne oraz obsługiwane wszelkie płatności odsetkowe, związane z wcześniej zaciągniętymi kredytami. Przy wyborze takiego roku mogą jednak wystąpić pewne trudności, będące następstwem pojawienia się czynników istotnie wpływających na poziom obliczanego wskaźnika (np. ulg podatkowych, spłaty znacznej części kredytów). Zakłada się, że jeśli taka sytuacja będzie miała miejsce, wówczas do obliczeń należy przyjąć wielkości przeciętne, które w sposób pośredni uwzględniają w rachunku cały okres funkcjonowania inwestycji.

Metoda prostej stopy zwrotu pozwala zatem wstępnie ocenić opłacalność pojedynczych projektów inwestycyjnych i wybrać z nich najbardziej korzystny. Oceniany projekt uznawany jest za najlepszy, gdy poziom otrzymanej prostej stopy zwrotu przewyższa: koszt uzyskania kredytu lub wartość stopy zwrotu możliwej do uzyskania przy alternatywnym zaangażowaniu kapitału.

W przypadku rozpatrywania kilku alternatywnych projektów za najkorzystniejszy uznaje się ten, dla którego prosta stopa zwrotu jest najwyższa. Środki finansowe zainwestowane w takie przedsięwzięcie powinny wówczas gwarantować ich właścicielom zadowalające zyski, np. w porównaniu do oprocentowania lokat bankowych, a kredytodawcom zapewnić ich zwrot wraz z odsetkami.

Omawiana metoda posiada jednak kilka wad, z których największą jest pominięcie czynnika czasu przy ponoszeniu nakładów inwestycyjnych oraz przy osiąganiu zysków, przez co nie pokazuje ona rozłożenia w czasie wpływów i wydatków pieniężnych występujących w trakcie całego okresu funkcjonowania projektu.

Ze względu na fakt, że prosta stopa zwrotu nie jest jednoznacznym kryterium oceny opłacalności finansowej projektu i nie może stanowić podstawy do wyboru przedsięwzięcia inwestycyjnego, nie powinna być więc wykorzystywana jako jedyne narzędzie analityczne przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnych.

Okres zwrotu (ang. *pay-back period*) definiowany jest jako czas niezbędny do odzyskania początkowych nakładów inwestycyjnych, związanych z realizacją danego projektu, z osiągniętych nadwyżek pieniężnych (zysk netto + amortyzacja), liczonych narastająco. Okres zwrotu można także interpretować jako liczbę lat (miesiące, tygodni), w ciągu których projekt wygeneruje taką nadwyżkę gotówkową (obliczaną jako suma zysków netto i amortyzacji realizowanych w kolejnych latach funkcjonowania przedsięwzięcia), aby w całości odzyskać poniesione nakłady inwestycyjne.

W przypadku, gdy źródłem finansowania części początkowych nakładów jest kredyt bankowy, do obliczenia okresu zwrotu, po stronie osiągniętych w kolejnych latach nadwyżek gotówkowych, należy dodać koszty finansowe, ponoszone przez inwestora z tego tytułu. Uwzględnienie w tym rachunku odsetek od kredytów jest uzasadnione, ponieważ zwrotowi podlega całość nakładów, bez względu na sposób ich finansowania, a odsetki są dochodem przekazywanym bankowi.

Okres zwrotu poniesionych nakładów inwestycyjnych oblicza się według następującego wzoru

$$I = \sum_{t=0}^p (F_t + D_t) \quad (11.10)$$

gdzie:

- I – całkowity zainwestowany kapitał,
- P – okres zwrotu zainwestowanego kapitału,
- F_t – zysk netto w roku t ,
- D_t – amortyzacja w roku t ,
- $F_t + D_t$ – nadwyżka gotówkowa w roku t .

W praktyce gospodarczej stosuje się dwa podejścia do liczenia powyższej formuły. Pierwsze z nich zakłada, że nakłady inwestycyjne, poniesione na zakup ziemi i stworzenie majątku obrotowego, zwrócą się całkowicie w końcowej fazie funkcjonowania przedsięwzięcia, dlatego należy je odjąć od kwoty całkowitych nakładów początkowych. Drugie podejście polega na wyeliminowaniu z obliczania okresu zwrotu czasu realizacji projektu.

Metoda zwrotu umożliwia wybór takiego projektu inwestycyjnego, który pozwala na odzyskanie początkowych nakładów w jak najkrótszym czasie. Jeżeli rozpatrywany jest jeden projekt, to jego realizacja będzie uzasadniona tylko w przypadku, gdy obliczony okres zwrotu będzie krótszy od maksymalnego okresu wymaganego przez inwestora. W przypadku kilku możliwości wybierany jest projekt, który umożliwia najszybsze odzyskanie zainwestowanego kapitału (najkrótszy okres zwrotu).

Główną zaletą metody okresu zwrotu jest prostota stosowanych w niej obliczeń. Metoda ta jest niezwykle użyteczna przy ocenie inwestycji, które przynoszą szybkie efekty, skoncentrowane w początkowym okresie funkcjonowania. Wadą zaprezentowanej metody jest natomiast pomijanie zmian wartości pieniądza w czasie oraz nieuwzględnianie tworzonej przez projekt, po wyznaczonym okresie zwrotu, nadwyżki gotówkowej. Ponadto okres zwrotu dostarcza jedynie informacji o płynności nakładów (szybkości ich zwrotu), nie jest zaś miernikiem ich rentowności. Promując projekty przynoszące duże nadwyżki w początkowych latach, metoda ta w warunkach stabilnej gospodarki może wskazywać na wybór inwestycji mniej rentownych w długim okresie. W rezultacie, okres zwrotu nie może zostać uznany za wiarygodny miernik selekcji projektów inwestycyjnych, należy go jednak stosować w ocenie jako przydatne narzędzie pomocnicze.

11.2.3. Dyskontowe metody oceny finansowej projektów inwestycyjnych

Metody dyskontowe są najbardziej precyzyjnym narzędziem, służącym do oceny opłacalności projektów inwestycyjnych. Są to metody dynamiczne, tzn. uwzględniające cały okres życia projektu oraz zmiany wartości pieniądza w czasie. Rozłożenie w czasie przewidywanych strumieni wpływów i wydatków, związanych z daną inwestycją, jest możliwe dzięki zastosowaniu techniki dyskonta. Technika ta pozwala na sprowadzenie do wielkości porównywalnych (na moment przeprowadzenia oceny) wartości wszelkich nakładów i przychodów występujących w różnych okresach funkcjonowania projektu.

Wykorzystanie dyskonta umożliwia objęcie analizą całego „okresu życia” realizowanego przedsięwzięcia oraz wydatnie wpływa na dokładność przeprowadzanej

oceny. Obejmując swoim zasięgiem długi horyzont czasowy, metody dyskontowe zmuszają osoby oceniające do opracowywania długookresowych prognoz działania, których dokładność i trafność jest podstawą poprawnej oceny projektu. Niestety, wraz z wydłużaniem się okresu objętego rachunkiem, szacunek staje się coraz trudniejszy z uwagi na wzrastającą niepewność przyszłej sytuacji rynkowej (jest to bardzo istotny problem w gospodarkach słabo ustabilizowanych).

Do najczęściej stosowanych w praktyce dyskontowych metod rachunku finansowej opłacalności projektów należą:

- metoda zaktualizowanej wartości netto (*NPV*),
- metoda wewnętrznej stopy zwrotu (*IRR*).

Przy obliczaniu zaktualizowanej wartości netto oraz wewnętrznej stopy zwrotu przyjmuje się założenie o malejącej wartości pieniądza w czasie. Spadek wartości pieniądza w miarę upływu czasu wiąże się z alternatywnym kosztem jego zainwestowania (możliwość utracenia potencjalnych korzyści płynących z wyboru innej inwestycji), ryzykiem związanym z daną działalnością gospodarczą oraz występującą w kraju inflacją.

W przypadku stosowania metod dyskontowych bardzo istotne jest również określenie poziomu stopy dyskontowej, wykorzystywanej do aktualizowania na określony moment strumieni pieniężnych występujących w projekcie.

Stopa dyskontowa

Stopa dyskontowa definiowana jest jako stopa zwrotu z innych, możliwych do podjęcia inwestycji, które charakteryzują się takim samym lub zbliżonym poziomem ryzyka. Odzwierciedla ona minimalną, wymaganą przez inwestorów, stopę zysku (stopę graniczną), poniżej której realizacja danego przedsięwzięcia inwestycyjnego staje się nieopłacalna, ponieważ porównywalne dochody można osiągnąć w wyniku zaangażowania posiadanych środków finansowych w inne i bardziej bezpieczne inwestycje (np. w długoterminowe lokaty bankowe, obligacje państwowe).

Określenie właściwego poziomu stopy dyskontowej ma niezwykle istotne znaczenie dla prawidłowej oceny wartości projektu. Wysokość tej stopy uzależniona jest od wielu czynników, z których za podstawowe uznaje się:

- koszt kapitału zaangażowanego w aktywach wolnych od ryzyka (np. w obligacjach rządowych lub lokatach terminowych),
- premię ryzyka, uwzględniającą specyficzne warunki rynkowe (np. konkurencję, zmienny popyt).

W przypadku finansowania projektu tylko kapitałem własnym, wyznaczenie właściwej stopy dyskontowej polega na dodaniu do siebie tych dwóch elementów. Jeżeli jednak część aktywów sfinansowana będzie środkami obcymi, wówczas ryzyko właściciela należy zwiększyć o ryzyko finansowe związane z pozyskaniem kapitałów obcych i tym samym podnieść poziom stopy dyskontowej.

Stopa dyskontowa może być także ustalana na podstawie rynkowych stóp procentowych, płaconych przez kredytobiorców lub na podstawie stopy oprocentowania kredytów długoterminowych na rynkach kapitałowych.

Stopa dyskontowa umożliwia zaktualizowanie przyszłych strumieni pieniężnych do ich wartości obecnej, przy użyciu następującej formuły

$$PV = FV/(1 + r)^n \quad (11.11)$$

gdzie:

PV – zaktualizowana wartość (*Present Value*),

FV – przyszła wartość (*Future Value*),

r – stopa dyskontowa,

n – kolejny rok okresu obliczeniowego.

Przy dyskontowaniu przyszłych strumieni pieniężnych przyjmuje się założenie, że pojawiają się one na koniec każdego okresu obliczeniowego, za który przyjmuje się zwykle jeden rok.

Zaktualizowana wartość netto (NPV)

Metoda ta wynika z podstawowej zasady, że podjęcie przez przedsiębiorstwo przedsięwzięcia inwestycyjnego jest uzasadnione wówczas, kiedy wartość uzyskanych z niego dochodów jest co najmniej równa lub większa od zaangażowanych w nie środków finansowych. Oceniając zatem przedsięwzięcie porównuje się strumień oczekiwanych wpływów wynikających z jego podjęcia z poniesionymi nakładami. Biorąc pod uwagę, że wpływy będą uzyskiwane w kolejnych latach w przyszłości, należy je zaktualizować (zdyskontować), aby były porównywalne z nakładami ponoszonymi obecnie.

Wartość zaktualizowana netto (ang. *Net Present Value*) projektu określana jest zatem jako wartość pieniężna otrzymana w wyniku zsumowania, dyskontowanych oddzielnie dla każdego roku, różnic między wpływami i wydatkami pieniężnymi odnotowywanymi w kolejnych latach budowy i funkcjonowania projektu. Aktualizacja przepływów pieniężnych netto (wpływów pomniejszonych o wydatki), generowanych przez projekt w kolejnych latach jego funkcjonowania, jest dokonywana na moment rozpoczęcia budowy projektu przy wybranej wcześniej, stałej stopie dyskontowej (r). Procedurę szacowania NPV można zapisać w postaci następującej formuły

$$NPV = NCF_0a_0 + NCF_1a_1 + NCF_2a_2 + \dots + NCF_na_n \quad (11.12)$$

gdzie:

NPV – zaktualizowana wartość netto projektu,

NCF_n – przepływy pieniężne netto (wpływy – wydatki) generowane przez projekt w kolejnych latach jego funkcjonowania (ang. *net cash flow*),

a_n – współczynniki dyskontowe dla kolejnych lat przy wybranej, stałej stopie dyskontowej (r), liczone według wzoru

$$a_n = 1/(1 + r)^n \quad (11.13)$$

$n = 0, 1, 2, 3 \dots n$ – kolejne lata okresu obliczeniowego.

Przy wykorzystywaniu tej metody należy zawsze pamiętać, że uzyskana wartość NPV uzależniona jest z jednej strony od wielkości i rozłożenia w czasie przepływów pieniężnych netto, a z drugiej od przyjętej do obliczeń stopy procentowej. Im wyższa stopa procentowa, oznaczająca duże ryzyko, tym niższe są odpowiadające jej współ-

czynniki dyskontowe i w efekcie niższa wartość NPV w kolejnych latach okresu obliczeniowego. Z kolei występowanie ujemnych przepływów pieniężnych w początkowej fazie działalności, a dodatnich dopiero w następnych okresach, pogarsza wartość NPV projektu od tego, który od początku realizuje dodatnie przepływy pieniężne netto, mimo że o niższej wysokości.

Uzyskana zaktualizowana wartość netto (NPV) stanowi podstawę do podjęcia decyzji o realizacji lub odrzuceniu danego projektu inwestycyjnego. Jeżeli NPV jest dodatnia (lub równa zero), to wówczas stopa rentowności przedsięwzięcia jest wyższa (równa) od przyjętej stopy granicznej. W takiej sytuacji projekt można uznać za opłacalny i tym samym rozpocząć jego realizację. Jeżeli natomiast wartość NPV jest ujemna, to wtedy stopa rentowności projektu jest niższa od stopy granicznej i z punktu widzenia opłacalności finansowej analizowany projekt powinien być odrzucony.

W przypadku rozpatrywania kilku różnych projektów inwestycyjnych, dla których zastosowano tę samą stopę dyskontową, powinno się zawsze wybrać ten, dla którego zaktualizowana wartość jest największa, tzn. zapewnia największe zyski inwestorom. Aby podjąć jednak w pełni trafną decyzję, co do wyboru najlepszego projektu, zaleca się przeprowadzenie bardziej szczegółowej analizy założeń przyjętych do obliczania NPV .

Jeżeli porównywane przedsięwzięcia inwestycyjne charakteryzują się zarówno identyczną wartością nakładów kapitałowych, jak i rozłożeniem w czasie, to decyzja o wyborze najbardziej korzystnego wariantu powinna opierać się bezpośrednio na zaktualizowanej wartości netto. Jeśli natomiast porównywane przedsięwzięcia inwestycyjne wymagają różnych co do wielkości nakładów kapitałowych lub ich niejednakowego rozłożenia w czasie, to wtedy z kilku projektów należy wybrać ten, dla którego wskaźnik wartości zaktualizowanej netto ($NPVR$) będzie przyjmował najwyższą wartość i nie będzie jednocześnie niższy od zera. Wskaźnik zaktualizowanej wartości netto ($NPVR$) projektu liczony jest jako stosunek zaktualizowanej wartości netto do zaktualizowanej wartości całkowitych nakładów inwestycyjnych, zdyskontowanych na tych samych warunkach, jakie zostały ustalone dla celów obliczenia NPV

$$NPVR = NPV/PI \quad (11.14)$$

gdzie:

$NPVR$ – wskaźnik zaktualizowanej wartości netto,

NPV – zaktualizowana wartość netto projektu,

PI – zaktualizowana wartość całkowitych nakładów inwestycyjnych (zdyskontowane na tych samych warunkach, jakie zostały ustalone dla obliczenia NPV , ten sam moment i ta sama stopa dyskontowa).

Metoda zaktualizowanej wartości netto jest bardzo wygodnym i precyzyjnym miernikiem oceny projektów inwestycyjnych, ponieważ uwzględnia harmonogram przepływów pieniężnych realizowanych w projekcie przez cały okres jego funkcjonowania. W praktyce nie powinna być jednak stosowana jako jedyne kryterium opłacalności inwestycji, gdyż nie jest pozbawiona pewnych wad, mogących zniekształcić rzetelność uzyskanego wyniku. Podstawowymi wadami tej metody są trudności w wyborze odpowiedniego poziomu stopy procentowej oraz fakt, że NPV nie pokazuje bezpośrednio stopy rentowności projektu. Ponadto trzeba pamiętać, że wykorzy-

stywana do prowadzonego rachunku stopa procentowa ma duży wpływ na końcowe wyniki i nawet nieznaczna jej zmiana może spowodować wzrost lub spadek wartości *NPV*, a więc tym samym przyczynić się do odrzucenia wariantu uznawanego dotychczas za najlepszy.

Wewnętrzna stopa zwrotu (*IRR*)

Metoda wewnętrznej stopy zwrotu (ang. *Internal Rate of Return*) jest drugim, obok metody zaktualizowanej wartości netto, najczęściej stosowanym wskaźnikiem do finansowej oceny opłacalności projektu inwestycyjnego. Wewnętrzną stopę zwrotu określa się jako stopę dyskontową, przy której zaktualizowana wartość netto przyszłych przepływów pieniężnych, stanowiących różnicę między wpływami i wydatkami gotówkowymi, wynosi zero

$$0 = \sum_{t=0}^n (CI_t + CO_t) a_t \quad (11.15)$$

gdzie:

- CI_t – wpływy gotówkowe w roku t ,
- CO_t – wydatki gotówkowe w roku t ,
- a_t – współczynnik dyskonta przy ustalonej stopie dyskontowej,
- $t = 0, 1, 2 \dots n$ – kolejne lata okresu obliczeniowego.

Wewnętrzna stopa zwrotu (*IRR*) stanowi dokładną miarę rentowności każdego przedsięwzięcia inwestycyjnego. Można ją interpretować jako pieniężną stopę zwrotu netto z kapitału zainwestowanego w daną działalność gospodarczą, bądź też jako najwyższą stopę oprocentowania kredytów, po której możliwe jest zgromadzenie niezbędnych do realizacji projektu środków finansowych, bez ryzyka związanego z ich utratą.

Procedura ustalania *IRR* obejmuje kilka etapów. W pierwszej kolejności ustala się wartość przepływów pieniężnych netto w kolejnych latach realizacji i funkcjonowania badanego przedsięwzięcia, analogicznie jak przy obliczaniu *NPV*. Następnie metodą kolejnych przybliżeń, wybiera się dwie wielkości stopy procentowej (i_1 oraz i_2) takie, przy których:

- *NPV* obliczona na podstawie i_1 jest zbliżona do zera, ale dodatnia; ustalony w ten sposób poziom *NPV* oznacza się jako *PV*,
- *NPV* obliczona na podstawie i_2 jest zbliżona do zera, lecz ujemna; ustalony w ten sposób poziom *NPV* oznacza się jako *NV*.

Na podstawie powyższych wielkości obliczany jest poziom wewnętrznej stopy zwrotu badanego przedsięwzięcia. W literaturze ekonomicznej miernik *IRR* oblicza się między innymi przez zastosowanie metody kolejnych przybliżeń i w oparciu o następującą formułę

$$IRR = i_1 + \frac{PV(i_2 - i_1)}{PV + |NV|} \quad (11.16)$$

gdzie:

- IRR* – wewnętrzna stopa zwrotu,
- i_1 – poziom stopy procentowej, przy którym *NPV* > 0,

- i_2 – poziom stopy procentowej, przy którym $NPV < 0$,
- PV – poziom NPV obliczonej na podstawie i_1 ,
- NV – poziom NPV obliczonej na podstawie i_2 .

W zaprezentowanej metodzie ustalania IRR szczególne znaczenie ma różnica między poziomem i_1 a poziomem i_2 . Różnica ta nie powinna być zasadniczo większa niż jeden punkt procentowy. W rzeczywistości bowiem związek między poziomem stopy procentowej a poziomem NPV nie ma charakteru liniowego, założonego przy konstrukcji omawianej formuły. Stąd, wraz ze wzrostem różnicy między i_1 i i_2 , wyniki obliczeń stają się coraz mniej dokładne w stosunku do rzeczywistego poziomu IRR badanego przedsięwzięcia. Zachowanie jednoprocentowej lub dwuprocentowej różnicy stóp procentowych nie jest traktowane jako błąd i można je zignorować.

Ocena opłacalności projektu inwestycyjnego w oparciu o zastosowanie metody wewnętrznej stopy zwrotu może okazać się skomplikowana, jeżeli przedsięwzięcie generuje ujemne przepływy pieniężne zarówno w początkowym, jak i końcowym etapie jego funkcjonowania. W takich okolicznościach osoba oceniająca może uzyskać więcej niż jedną wartość wewnętrznej stopy zwrotu i wówczas wybór projektu jest uzasadniony tylko wtedy, gdy otrzymana stopa zwrotu mieści się w przedziale ograniczonym dwoma wartościami IRR oraz kiedy NPV projektu jest dla tej stopy dodatnia. Opisana sytuacja ma miejsce np. w przypadku inwestycji w przemyśle naftowym i wydobywczym, gdzie wymagane jest poniesienie nakładów na likwidację szkód górniczych i zabezpieczenie wyrobisk po zakończeniu okresu eksploatacji, co w rezultacie doprowadza do niedoborów gotówki pod koniec działalności projektu.

Rozpatrując opłacalność kilku różnych przedsięwzięć inwestycyjnych należy zawsze wybierać wariant odnotowujący najwyższą wartość IRR , nie niższą jednak od przyjętej do obliczeń stopy dyskontowej. Trzeba również pamiętać, że tak miernika IRR , jak i miernika NPV nie należy traktować jako jedynego kryterium opłacalności inwestycji, ponieważ są to techniki wzajemnie się uzupełniające i dopiero ich wspólne zastosowanie może dać wiarygodne wyniki, będące podstawą podjęcia ostatecznej decyzji inwestycyjnej.

Współzależność NPV i IRR

Opisane w niniejszym rozdziale metody dyskontowe są do siebie bardzo podobne, ale nie zawsze dają identyczne wnioski co do przyjęcia lub odrzucenia badanego projektu inwestycyjnego. Istnieją jednak między nimi pewne współzależności, a elementem wiążącym obydwie te mierniki jest stopa procentowa (patrz rys. 11.4).

Ocena opłacalności pojedynczego projektu inwestycyjnego przeprowadzona na podstawie metody NPV pokrywa się z oceną uzyskaną w oparciu o zastosowanie metody IRR , tylko przy założeniu, że stopa procentowa będąca podstawą dyskonta przy obliczaniu NPV stanowi jednocześnie stopę graniczną, z którą porównuje się IRR . W przypadku dodatniej wartości NPV danej inwestycji przy stopie dyskontowej (i), wartość IRR dla tego projektu jest wyższa od (i). Obie metody wskazują wtedy na opłacalność zrealizowania badanej inwestycji.

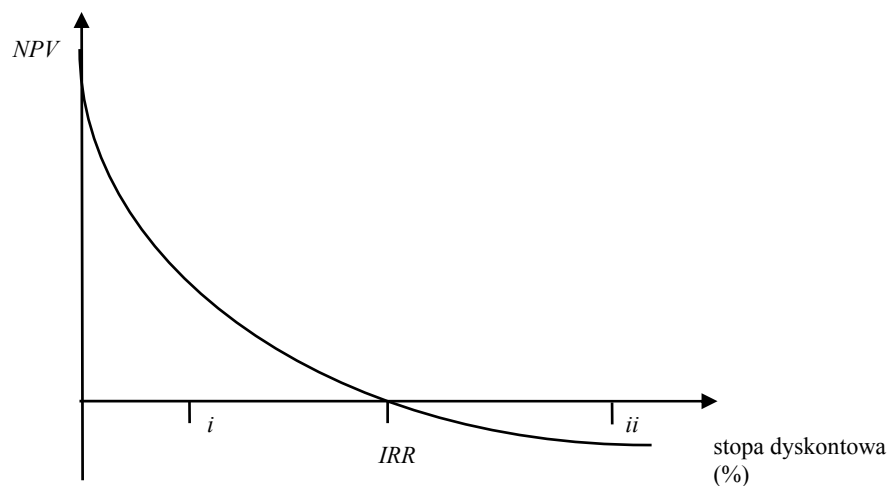
W praktyce możliwe jest jednak występowanie takich projektów inwestycyjnych, dla których ocena przeprowadzona na podstawie metody NPV nie będzie się pokrywa-

ła z oceną opartą na mierniku *IRR*. Sytuacja taka może wystąpić przy ocenie porównawczej inwestycji różniących się od siebie wielkością generowanych strumieni pieniężnych w danym czasie oraz odmienną długością horyzontu planowania. Wariant uznany za mniej opłacalny na podstawie miernika *NPV* może np. charakteryzować się najwyższą spośród rozpatrywanych wewnętrzną stopą zwrotu.

W sytuacji, gdy zastosowanie metody *NPV* i *IRR* przynosi przeciwstawne wyniki, powstaje konieczność oparcia decyzji na jednej z nich. Zaleca się wówczas wykorzystanie metody wartości zaktualizowanej netto. Wybór metody *NPV*, jako bardziej wiarygodnej, wynika z przyjętych przy konstrukcji metod dyskontowych założeń, dotyczących stopy reinwestycji realizowanych przepływów pieniężnych.

Konstrukcja formuły *NPV* opiera się na założeniu, że przepływy te będą reinwestowane według stopy procentowej stanowiącej podstawę obliczeń. Ustalając *IRR* zakłada się natomiast, że stopa procentowa uzyskiwana z reinwestycji kapitału, równa będzie obliczanej właśnie wewnętrznej stopie zwrotu badanego przedsięwzięcia. Założenie to może okazać się niemożliwe do zrealizowania w praktyce.

Porównując warianty inwestycyjne na podstawie metod *NPV*, za każdym razem uwzględnia się tę samą, świadomie określoną przez inwestora, stopę reinwestycji. Przy metodzie *IRR* stopa ta jest zróżnicowana dla poszczególnych przedsięwzięć i nie może być określona przez oceniającego. Stąd, w przypadku niejednoznaczności oceny, zaleca się stosowanie miernika *NPV*.



Rys. 11.4. Współzależność mierników *NPV* i *IRR*

Miernika *NPV* i *IRR* nie należy traktować jako jedynego kryterium opłacalności inwestycji, ponieważ są to techniki wzajemnie się uzupełniające i dopiero ich wspólne zastosowanie może dać wiarygodne wyniki, będące podstawą podjęcia ostatecznej decyzji inwestycyjnej.

12. Kompleksowa analiza ekonomiczna projektu wybrania resztki pokładu węgla

12.1. Algorytm przeprowadzania oceny ekonomicznej efektywności projektu wybrania resztki

Proces podejmowania decyzji o wybraniu danej partii złoża w obrębie zasobów kopalni wiąże się z działalnością inwestycyjną. Określenie warunków podjęcia decyzji jest niezwykle istotne, bowiem wybranie danej partii pokładu (pokładów) należy traktować jako swoisty projekt inwestycyjny, do oceny którego można zastosować znane metody oceny efektywności. Stąd też ważne jest, aby przy ocenie projektu, wszystkie efekty, jakie są możliwe do uzyskania w wyniku jego realizacji, były wyrażone w jednostkach pieniężnych. Warto dodać, że rachunek efektywności nie powinien być jedynym narzędziem oceny projektu. Ważnym składnikiem tej oceny powinna być analiza ekonomiczno-finansowa, która powinna wykazać, że są dostateczne zasoby finansowe na realizację zamierzenia w zakresie robót przygotowawczych i zbrojenio- wych oraz wybierania i likwidacji wyrobisk wybierkowych. Przygotowanie projektu wybierania złoża oraz przeprowadzenie oceny jego efektywności wymaga uwzględnienia w rachunku wszelkich wydatków i wpływów pieniężnych.

Różnica między strumieniami wpływów i wydatków, uzyskiwana w trakcie realizacji projektu, stanowi podstawę oceny jego ekonomicznej efektywności.

Przyjęto, że ocena efektywności ekonomicznej projektu wybierania resztek pokładu będzie przeprowadzona zgodnie ze standardem oceny projektów inwestycyjnych, czyli metodyką opracowaną przez UNIDO (Behrens, Hawranek 1993) i będzie opierać się na następujących wskaźnikach:

- zaktualizowana wartość netto inwestycji *NPV* (ang. *Net Present Value*),
- wewnętrzna stopa zwrotu z inwestycji *IRR* (ang. *Internal Rate of Return*),
- stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych,
- zdyskontowany okres zwrotu.

Za przyjęciem metod uwzględniających rachunek aktualizacji strumieni pieniężnych w czasie przewidywanych wydatków i wpływów w odniesieniu do analizowanego projektu, przemawiają wszelkie uwarunkowania jego realizacji. Podstawową metodą oceny takiego projektu powinna być metoda oparta na określeniu wartości zaktualizowanej netto. Nakład na uruchomienie przodka wybierkowego jest wydatkiem realnie ponoszonym obecnie, zaś efekty dotyczą przyszłości, aby zachować warunek porównywalności, konieczne jest więc przedstawienie wszystkich „strumieni” w jednym momencie. Stąd należy przyszłe strumienie zdyskontować i w tej postaci je zsumować i pomniejszyć o nakład inwestycyjny.

Wyznaczenie wymienionych wyżej wskaźników służących do oceny opłacalności projektów inwestycyjnych, w tym i projektu wybierania złoża, wymaga określenia poszczególnych pozycji kosztów oraz przychodów.

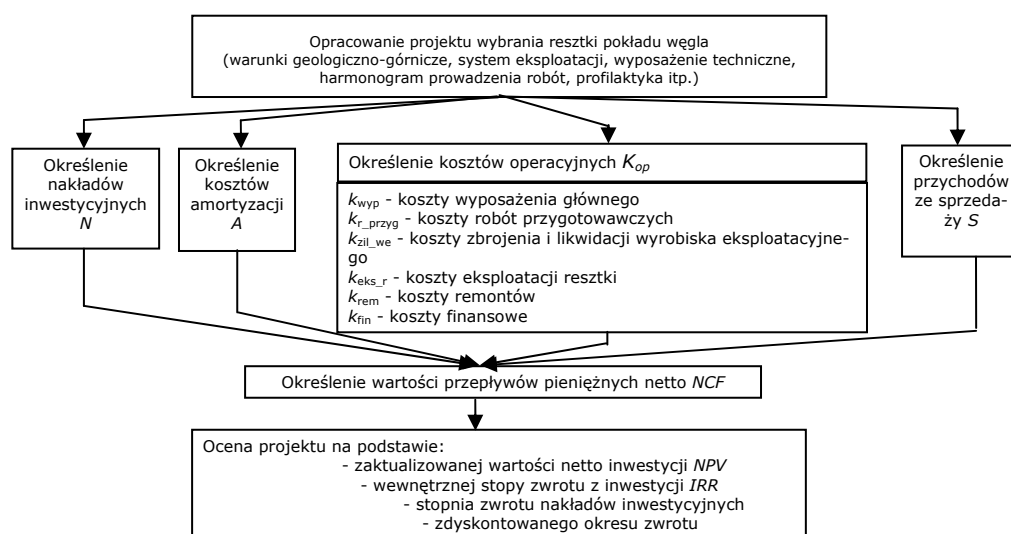
Za pracami Behrensa i Hawranka (1993), Wanielisty (1995) oraz uwzględniając inne publikacje (Nowak 1996; Sierpińska, Jachna 1995; Przybyła, Chmiela 1997;

Magda 1999) przyjęto, że w celu oceny ekonomicznej efektywności przedsięwzięcia eksploatacji parceli węgla (Lubosik, Rędzia 2008):

- zostanie określony poziom nakładów inwestycyjnych,
- zostanie sporządzona prognoza amortyzacji,
- zostaną oszacowane koszty operacyjne,
- zostaną oszacowane przychody ze sprzedaży oraz operacji finansowych,
- zostanie oszacowany wynik ze sprzedaży.

Na podstawie powyższych obliczeń zostaną określone przepływy finansowe związane z eksploatacją resztki, co pozwoli na wyznaczenie wskaźników oceny ekonomicznej efektywności.

Algorytm przeprowadzania oceny ekonomicznej efektywności projektu wybrania resztki pokładu węgla kamiennego przedstawiono na rysunku 12.1.



Rys. 12.1. Algorytm przeprowadzania oceny ekonomicznej efektywności projektu wybrania resztki pokładu węgla kamiennego

12.2. Koszty operacyjne K_{op}

Jako koszty operacyjne K_{op} (inne niż amortyzacja) przyjęto następujące pozycje:

- koszty wyposażenia głównego,
- koszty robót przygotowawczych (tj. koszty wykonania i likwidacji wyrobisk udostępniających i przygotowawczych),
- koszty zbrojenia i likwidacji wyrobisk eksploatacyjnych,
- koszty eksploatacji (tj. materiały, energia, wynagrodzenia, koszty pośrednie związane z eksploatacją),
- koszty remontów (remonty przeprowadzane według harmonogramu remontów),
- koszty finansowe (np. spłata odsetek od leasingu finansowego),

- inne koszty (m.in. koszty wentylacji i utrzymania wyrobisk, koszty transportu materiałów, koszty związane z utrzymaniem szybów, koszty związane z usuwaniem szkód górniczych, koszt prac projektowych, koszt prac dokumentacyjnych, koszt prac badawczych, koszty profilaktyki zagrożeniowej, koszty odstawy oraz wszelkie koszty pośrednie rozliczane jako narzut na jedną tonę węgla).

Koszty operacyjne można wyznaczyć za pomocą wzoru

$$K_{op} = k_{wyp} + k_{r_przyg} + k_{zil_we} + k_{eks_r} + k_{rem} + k_{fin} + k_{inne}, \text{ zł} \quad (12.1)$$

gdzie:

- k_{wyp} – koszty wyposażenia głównego, zł;
- k_{r_przyg} – koszty robót przygotowawczych, zł;
- k_{zil_we} – koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego, zł;
- k_{eks_r} – koszty eksploatacji resztki, zł;
- k_{rem} – koszty remontów, zł;
- k_{fin} – koszty finansowe, zł;
- k_{inne} – inne koszty, zł.

12.2.1. Koszty wyposażenia głównego k_{wyp}

$$k_{wyp} = \sum_{i=1}^p C_{zi} + \sum_{i=1}^p K_{tri}, \text{ zł} \quad (12.2)$$

gdzie:

- i – rodzaj maszyny lub urządzenia, $i = 1, 2 \dots p$;
- C_{zi} – cena zakupu i -tej maszyny lub urządzenia, zł;
- K_{tri} – koszt transportu i -tej maszyny lub urządzenia, zł.

12.2.2. Koszty robót przygotowawczych k_{r_przyg}

$$k_{r_przyg} = k_{wilik_wu} + k_{wilik_wp} + k_{zil_we}, \text{ zł} \quad (12.3)$$

gdzie:

- k_{wilik_wu} – koszt drążenia i likwidacji wyrobisk udostępniających

$$k_{wilik_wu} = d_{wu}k_{1mbwwu} + d_{wu}k_{1mblwu}, \text{ zł} \quad (12.4)$$

gdzie:

- d_{wu} – długość wyrobisk udostępniających, m;
- k_{1mbwwu} – koszt wydrążenia jednego metra bieżącego wyrobiska udostępniającego, zł/m;
- k_{1mblwu} – koszt likwidacji jednego metra bieżącego wyrobiska udostępniającego, zł/m;
- k_{wilik_wp} – koszt drążenia i likwidacji wyrobisk przygotowawczych

$$k_{wyp} = d_{wp}k_{1mbwwp} + d_{wp}k_{1mblwp}, \text{ zł} \quad (12.5)$$

gdzie:

- d_{wp} – długość wyrobisk przygotowawczych, m;
- k_{1mbwwp} – koszt wydrążenia jednego metra bieżącego wyrobiska przygotowawczego, zł/m;
- $k_{1mbllwp}$ – koszt likwidacji jednego metra bieżącego wyrobiska przygotowawczego, zł/m.

12.2.3. Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego k_{zil_we}

$$k_{zil_we} = k_{zbr_we} + k_{lik_we}, \text{ zł} \quad (12.6)$$

gdzie:

k_{zbr_we} – koszt zbrojenia wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{zbr_we} = k_{rzbr_we} + k_{ezbr_we} + k_{mzbr_we} + k_{pzbr_we}, \text{ zł} \quad (12.7)$$

k_{rzbr_we} – koszt związany z robocizną na rzecz uzbrojenia wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{rzbr_we} = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m p_{ij} S_{ij}, \text{ zł} \quad (12.8)$$

gdzie:

- i – rodzaj prac związanych z uzbrojeniem w czasie transportu i montażu;
- j – czas trwania określonego rodzaju prac, doba;
- p – pracochłonność określonego rodzaju czynności, pracownik/doba;
- S_{ij} – wynagrodzenie wraz z narzutami związane z rozpatrywanym rodzajem prac, zł/doba;

k_{ezbr_we} – koszt energii związany z uzbrojeniem wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{ezbr_we} = \sum_{i=1}^m n_i W_m m_{ui} C_{je} T_i, \text{ zł} \quad (12.9)$$

gdzie:

- n_i – liczba maszyn i -tego rodzaju;
- W_m – wskaźnik wykorzystania mocy;
- m_{ui} – zainstalowana moc w i -tej maszynie, kW;
- C_{je} – cena jednostkowa energii, zł/kWh;
- T_i – czas pracy i -tego urządzenia, h;

k_{mzbr_we} – koszt materiałów związany z uzbrojeniem wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{mzbr_we} = \sum_{i=1}^l n_{oi} C_{im}, \text{ zł} \quad (12.10)$$

gdzie:

- n_{oi} – norma zużycia n i -tego rodzaju materiału;
- C_{im} – cena i -tego rodzaju materiału, zł;
- l – rodzaje używanych materiałów $i = 1, 2, 3 \dots l$;

k_{pzbr_we} – koszt pośredni związany z uzbrojeniem wyrobiska eksploatacyjnego, charakterystyczny dla danej kopalni;

k_{lik_we} – koszt likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{lik_we} = k_{rlik_we} + k_{elik_we} + k_{mlik_we} + k_{plik_we}, \text{ zł} \quad (12.11)$$

k_{rlik_we} – koszt związany z robocizną na rzecz likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{rlik_we} = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m p_{ij} S_{uj}, \text{ zł} \quad (12.12)$$

gdzie:

- i – rodzaj prac związanych z likwidacją w czasie transportu i montażu;
- j – czas trwania określonego rodzaju prac, doba;
- p – pracochłonność określonego rodzaju czynności pracownika, doba;
- S_{ij} – wynagrodzenie wraz z narzutami związane z rozpatrywanym rodzajem prac, zł/doba;

k_{elik_we} – koszt energii związany z likwidacją wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{elik_we} = \sum_{i=1}^m n_i W_m m_{ui} C_{je} T_i, \text{ zł} \quad (12.13)$$

gdzie:

- n_i – liczba maszyn i -tego rodzaju;
- W_m – wskaźnik wykorzystania mocy;
- m_{ui} – zainstalowana moc w i -tej maszynie, kW;
- C_{je} – cena jednostkowa energii, zł/kWh;
- T_i – czas pracy i -tego urządzenia, h;

k_{mlik_we} – koszt materiałów związany z likwidacją wyrobiska eksploatacyjnego

$$k_{mlik_we} = \sum_{i=1}^l n_{oi} C_{im}, \text{ zł} \quad (12.14)$$

gdzie:

- n_{oi} – norma zużycia n i -tego rodzaju materiału;
- C_{im} – cena i -tego rodzaju materiału, zł;
- l – rodzaje używanych materiałów $i = 1, 2, 3 \dots l$;

k_{plik_we} – koszt pośredni związany z likwidacją wyrobiska eksploatacyjnego, charakterystyczny dla danej kopalni.

12.2.4. Koszty eksploatacji resztki k_{eks_r}

$$k_{eks_r} = k_{bez_eks_r} + k_{pos_eks_r}, \text{ zł} \quad (12.15)$$

gdzie $k_{bez_eks_r}$ – koszt bezpośredni związany z eksploatacją danej resztki

$$k_{\text{eks}_r} = k_{r_{\text{eks}_r}} + k_{m_{\text{eks}_r}} + k_{e_{\text{eks}_r}}, \text{ zł} \quad (12.16)$$

gdzie $k_{r_{\text{eks}_r}}$ – koszt robocizny związany z eksploatacją danej resztki z wyjątkiem kosztów zbrojenia/likwidacji

$$k_{r_{\text{eks}_r}} = \sum_{i=1}^r n_i p_i, \text{ zł} \quad (12.17)$$

gdzie:

n – liczba pracowników i -tego zawodu;

p_i – średnia płaca w i -tym zawodzie wraz z narzutami, zł;

$k_{m_{\text{eks}_r}}$ – koszt materiałów związanych z eksploatacją danej resztki

$$k_{m_{\text{eks}_r}} = \sum_{i=1}^l n_{oi} C_{im}, \text{ zł} \quad (12.18)$$

gdzie:

n_{oi} – norma zużycia n i -tego rodzaju materiału;

C_{im} – cena i -tego rodzaju materiału, zł;

l – rodzaje używanych materiałów $i = 1, 2, 3 \dots l$;

$k_{e_{\text{eks}_r}}$ – koszt energii związanych z eksploatacją danej resztki

$$k_{e_{\text{eks}_r}} = \sum_{i=1}^m n_i W_m m_{ui} C_{je} T_i, \text{ zł} \quad (12.19)$$

gdzie:

n_i – liczba maszyn i -tego rodzaju;

W_m – wskaźnik wykorzystania mocy;

m_{ui} – zainstalowana moc w i -tej maszynie, kW;

C_{je} – cena jednostkowa energii, zł/kWh;

T_i – czas pracy i -tego urządzenia, h;

$k_{\text{pos}_{\text{eks}_r}}$ – koszt pośredni związany z eksploatacją resztki, charakterystyczny dla danej kopalni.

12.2.5. Koszty remontów k_{rem}

$$k_{\text{rem}} = \sum_{i=1}^m k_{\text{rem}_i}, \text{ zł} \quad (12.20)$$

gdzie:

k_{rem_i} – koszt remontu i -tej maszyny, zł;

i – liczba remontowanych maszyn, $i = 1, 2, 3 \dots m$.

12.2.6. Koszty finansowe k_{fin}

$$k_{\text{fin}} = \sum_{i=1}^m k_{\text{fin}_i}, \text{ zł} \quad (12.21)$$

gdzie:

k_{fin_i} – wartość danego rodzaj kosztu finansowego, zł;
 i – liczba rodzajów kosztów finansowych, $i = 1, 2, 3 \dots m$.

12.2.7. Inne koszty k_{inne}

$$k_{\text{inne}} = \sum_{i=1}^m k_{\text{inne}_i}, \text{ zł} \quad (12.22)$$

gdzie:

k_{inne_i} – wartość danego rodzaj kosztu innego, zł;
 i – liczba rodzajów kosztów innych, $i = 1, 2, 3 \dots m$.

12.3. Koszty inwestycyjne N

Koszty inwestycyjne N można wyznaczyć z następującego wzoru

$$N = \sum_{i=1}^p W_{\text{sin}_i}, \text{ zł} \quad (12.23)$$

gdzie:

i – liczba środków zakupionych w ramach inwestycji, $i = 1, 2 \dots p$;
 W_{sin_i} – wartość i -tego środka zakupionego w ramach inwestycji, zł.

12.4. Koszt amortyzacji A

Koszt amortyzacji A można wyznaczyć z następującego wzoru

$$A = \sum_{i=1}^p (W_{\text{stri}} S_{\text{ai}}) C_{\text{ai}}, \text{ zł} \quad (12.24)$$

gdzie:

i – liczba środków trwałych podlegających amortyzacji, $i = 1, 2 \dots p$;
 W_{stri} – wartość i -tego środka trwałego podlegającego amortyzacji, zł;
 S_{ai} – stawka amortyzacji i -tego środka trwałego, %;
 C_{ai} – okres amortyzacji i -tego środka trwałego, lata.

12.5. Przychody S

Przychody S stanowią sumę przychodów ze sprzedaży węgla, sprzedaży usług oraz przychodów z operacji finansowych. Można je wyznaczyć za pomocą wzoru

$$S = S_w + S_u + O_{fin}, \text{ zł} \quad (12.25)$$

gdzie S_w – przychody ze sprzedaży węgla, które można wyznaczyć z zależności

$$S_w = Q_t C_j, \text{ zł} \quad (12.26)$$

przy czym Q_t – wielkość wydobycia w resztkę w danym okresie czasu t , Mg

$$Q_t = 1,3\eta \sum_{i=1}^n l_i h_i p_i, \text{ Mg} \quad (12.27)$$

gdzie:

- 1,3 – ciężar właściwy węgla, Mg/m^3 ;
- η – współczynnik strat przeróbczych;
- i – liczba przodków eksploatacyjnych w resztkę $i = 1, 2, 3 \dots n$;
- l_i – długość (szerokość) i -tego przodka eksploatacyjnego, m;
- h_i – wysokość i -tego przodka eksploatacyjnego, m;
- p_i – postęp i -tego przodka eksploatacyjnego w czasie t , m;
- C_j – cena jednostkowa, zł/Mg (Przybyła, Chmiela 1997)

$$C_j = \frac{1}{100} \sum_{i=1}^n \alpha_i C_i K, \text{ zł/Mg} \quad (12.28)$$

gdzie:

- i – rodzaj sortymentu;
- C_i – cena za dany sortyment, zł/Mg;
- α_i – procentowy udział i -tego sortymentu, %;
- K – współczynnik korygujący ze względu na parametry jakościowe węgla.

12.6. Określenie pozycji kosztowych pozwalających wyznaczyć koszt wybrania resztki pokładu

Koszty bezpośrednie przygotowania produkcji dla analizowanego przedsięwzięcia, tj. wybrania zasobów w resztkę, można określić na podstawie zebranych doświadczeń w zakresie przygotowania technicznego produkcji oraz produkcji (w tym przygotowania wyrobisk kamiennych, kamiennie-węglowych, węglowo-kamiennych oraz kosztów zbrojenia i utrzymania wyrobisk wybierkowych, kosztów eksploatacji), jak również na podstawie sporządzonych na ten cel kalkulacji inżynierskich.

Po przeprowadzeniu analiz założono, że koszty wybrania zasobów resztki pokładu powinny obejmować następujące pozycje kosztowe:

- koszty wyrobisk przygotowawczych (kamiennych, kamiennie-węglowych, węglowo-kamiennych),
- koszty wyposażenia technicznego resztki oraz koszty amortyzacji,
- koszty zbrojenia i likwidacji resztki,
- koszty zużycia materiałów, energii oraz wartości pozostałych kosztów podczas zbrojenia,
- koszty produkcji,
- przyrost kosztów pozaprzodkowych związanych z wybraniem resztki.

12.6.1. Koszty wyrobisk przygotowawczych

Koszty drążenia wyrobisk przygotowawczych (kamiennych, kamiennie-węglowych, węglowo-kamiennych) obejmują pozycje kosztowe wymienione w tabeli 12.1. Wskazane pozycje kosztowe zostały ujęte według procesów odbywających się w czasie drążenia wyrobisk.

Tabela 12.1. Pozycje kosztowe ujęte według procesów (tzw. stanowisk kosztów) realizowanych podczas drążenia wyrobiska przygotowawczego

Lp.	Nazwa procesu (stanowisko kosztów)
1	Budowa tam wentylacyjnych
2	Chodniki – urabianie kombajnem
3	Chodniki – urabianie MW
4	Czyszczenie odstawy
5	Demontaż wyposażenia wyrobisk udostępniających i przygotowawczych
6	Obsługa strzelnicza
7	Odstawa pozaprzodkowa – montaż, demontaż
8	Odstawa pozaprzodkowa – obsługa i utrzymanie
9	Pobierka spągu bez wymiany obudowy powyżej 2 m ²
10	Pozostałe koszty BHP
11	Pozostałe koszty zwalczania zagrożeń
12	Prace mierniczo-geologiczne
13	Profilaktyka pożarowa, lokowanie pyłów, budowa tam izolacyjnych
14	Profilaktyka w zakresie zagrożenia klimatycznego
15	Profilaktyka w zakresie zagrożenia metanowego
16	Profilaktyka w zakresie zagrożenia tapaniami
17	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wodnego
18	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
19	Profilaktyka w zakresie zagrożenia zawałami
20	Przewietrzanie dołu kopalni
21	Roboty niebezpieczne
22	Transport główny urobku taśmociągami
23	Transport materiałów w wyrobiskach pozostałych
24	Transport oddziałowy materiałów i urządzeń
25	Transport ręczny materiałów do przodka
26	Transport ręczny materiałów poza przodkiem
27	Utrzymanie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych
28	Wyposażenie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych

12.6.2. Koszty zbrojenia i likwidacji resztki

Koszty zbrojenia i likwidacji resztki pokładu obejmują pozycje kosztowe wymienione w tabelach 12.2 i 12.3. Wskazane pozycje kosztowe zostały ujęte według procesów odbywających się w czasie drążenia wyrobisk.

Tabela 12.2. Pozycje kosztowe ujęte według procesów (tzw. stanowisk kosztów) realizowanych podczas zbrojenia resztki

Lp.	Nazwa procesu (stanowisko kosztów)
1	Demontaż wyposażenia wyrobisk udostępniających i przygotowawczych
2	Montaż, demontaż, obsługa kolejek podwieszanych i spagowych
3	Obsługa napędu przenośnika ścianowego, podścianowego zgrzeblowego
4	Odstawa pozaprzodkowa – montaż, demontaż
5	Odstawa pozaprzodkowa – obsługa i utrzymanie
6	Pobierka spągu bez wymiany obudowy powyżej 2 m ²
7	Pompy odwadniania oddziałowego – obsługa
8	Pozostałe koszty zwalczania zagrożeń
9	Profilaktyka pożarowa, lokowanie pyłów, budowa tam izolacyjnych
10	Profilaktyka w zakresie zagrożenia klimatycznego
11	Profilaktyka w zakresie zagrożenia metanowego
12	Profilaktyka w zakresie zagrożenia tapaniami
13	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wodnego
14	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
15	Przewietrzanie dołu kopalni
16	Roboty niebezpieczne
17	Transport materiałów w pozostałych wyrobiskach
18	Transport oddziałowy materiałów i urządzeń
19	Transport ręczny materiałów poza przodkiem
20	Transport ręczny materiałów, maszyn, urządzeń do ścian i ubierek
21	Wyposażenie ścian i ubierek z obudową zmechanizowaną
22	Wyposażenie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych

Tabela 12.3. Pozycje kosztowe ujęte według procesów (tzw. stanowisk kosztów) realizowanych podczas likwidacji resztki

Lp.	Nazwa procesu (stanowisko kosztów)
1	Budowa tam izolacyjnych
2	Czyszczenie odstawy
3	Likwidacja i demontaż wyposażenia wyrobisk wybierkowych
4	Likwidacja wyrobisk udostępniających i przygotowawczych (rabunek obudowy)

5	Montaż, demontaż, obsługa kolejek podwieszanych i spagowych
6	Pobierka spagu bez wymiany obudowy powyżej 2 m ²
7	Pompy odwadniania oddziałowego – obsługa
8	Pozostałe koszty zwalczania zagrożeń
9	Profilaktyka pożarowa, lokowanie pyłów, budowa tam izolacyjnych
10	Profilaktyka w zakresie zagrożenia klimatycznego
11	Profilaktyka w zakresie zagrożenia metanowego
12	Profilaktyka w zakresie zagrożenia tapaniami
13	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wodnego
14	Profilaktyka w zakresie zagrożenia wybuchem pyłu węglowego
15	Przewietrzanie dołu kopalni
16	Roboty niebezpieczne
17	Transport materiałów w pozostałych wyrobiskach
18	Transport oddziałowy materiałów i urządzeń

12.6.3. Koszty zużycia materiałów, energii oraz wartości pozostałych kosztów podczas zbrojenia i likwidacji resztki

Koszty zużycia materiałów, energii oraz pozostałe koszty ponoszone w trakcie zbrojenia i likwidacji resztki obejmują pozycje kosztowe wymienione w tabeli 12.4.

Tablica 12.4. Wybrane pozycje kosztowe materiałów, energii oraz pozostałych związanych ze zbrojeniem i likwidacją resztki

Lp.	Nazwa procesu (stanowisko kosztów)
1	Materiały
2	Paliwo
3	Energia elektryczna
4	Sprężone powietrze
5	Woda nieogrzewana pitna
6	Remonty i konserwacje
7	Usługi odmetanowania
8	Inne usługi związane z produkcją węgla
9	Usługi samochodów ciężarowych
10	Koszty prac badawczych i ekspertyz
11	Koszty atestów, pomiarów i legalizacji urządzeń

12.6.4. Koszty produkcji

Koszty robocizny podczas eksploatacji obejmują pozycje kosztowe wymienione w tabeli 12.5.

Tabeli 12.5. Wyszczególnienie prac i stanowisk roboczych niezbędnych do wyeksploatowania resztki

Lp.	Nazwa procesu (stanowisko kosztów)
1	Roboty przodkowe – w tym urabianie, wyjazd sekcjami
2	Górnik przodowy
3	Górnik-kombajnista
4	Górnik sekcyjny
5	Górnik
6	Kompleksowa konserwacja i obsługa urządzeń transportowych na trasie od punktu zdawczo-odbiorczego do przodka
7	Kompleksowa konserwacja i obsługa urządzeń odstawy na trasie od przodka do punktu zdawczo-odbiorczego
8	Kompleksowa obsługa energomaszynowa
9	Dozór

Koszty zużycia materiałów, energii oraz pozostałe koszty ponoszone w trakcie produkcji obejmują pozycje kosztowe wymienione w tabeli 12.4.

12.6.5. Koszty amortyzacji

Poziom amortyzacji dotyczący nakładów inwestycyjnych związanych z udostępnianiem i eksploatacją resztek pokładów został określony według okresu ekonomicznej użyteczności środków trwałych. Założono liniową amortyzację zakupionych w ramach inwestycji urządzeń, a sposób wyliczenia wartości kosztu amortyzacji przedstawiono poniżej.

Wartość, która jest podstawą obliczenia okresowej kwoty kosztu amortyzacji, jest różnicą między wartością początkową środka trwałego a wartością jego pozostałości, którą przyjmuje się równą zero.

Formuła określająca stawkę amortyzacji w wymiarze rocznym oparta jest na rozmiarze okresu eksploatacji

$$S = \frac{W_2 100}{W_1 E} \quad (12.29)$$

gdzie:

S – procentowa stawka roczna amortyzacji,

E – okres użytkowania obiektu,

W_1 – wartość początkowa środka trwałego (podstawa amortyzacji),

W_2 – nieumorzona część wartości początkowej.

Typowe okresy eksploatacji poszczególnych środków trwałych są ujęte w państwowym wykazie stawek amortyzacji. Odpisy amortyzacyjne (umorzeniowe) zostały obliczone za pomocą metody amortyzacji liniowej (równej).

Sposób obliczenia amortyzacji rocznej jest zgodny z formułą

$$\frac{W_1 - W_2}{E} = \frac{\text{cena nabycia} - \text{wartość pozostałości}}{\text{przewidywany okres amortyzacji}} = \text{amortyzacja roczna} \quad (12.30)$$

12.6.6. Oszacowanie wielkości przyrostu kosztów pozaprzodkowych

Przyrost kosztów pozaprzodkowych kopalni, związanych z wydobyciem dodatkowych ton węgla z analizowanej resztki, został oszacowany z zastosowaniem koncepcji kosztu krańcowego, którego podstawą jest podział kosztów działalności na stałe i zmienne. Koszty krańcowe określają koszty powstające przy zwiększeniu działalności o jednostkę.

Podstawowym kryterium podziału kosztów w aspekcie podejmowanej decyzji jest zachowanie się elementarnego kosztu względem rozmiaru produkcji. Ogólnie można powiedzieć, że pozycje kosztów wykazujące korelację z rozmiarem produkcji są kosztami zmiennymi, natomiast koszty nieskorelowane z rozmiarem produkcji są kosztami stałymi.

Istnieje kilka metod podziału kosztów na stałe i zmienne. Literatura podaje następujące metody:

- metodę księgową,
- metodę statystyczną.

W ramach metody statystycznej wyróżnia się z kolei:

- metodę dwóch punktów,
- metodę wizualną,
- metodę regresji liniowej.

Metoda analizy statystycznej, w której wykorzystuje się prostoliniową zależność kosztów od wielkości produkcji, stanowi najczęściej spotykaną i zdecydowanie najbardziej wiarygodną metodę określenia struktury całkowitych kosztów produkcji w podziale na koszty stałe i zmienne.

Analiza regresji liniowej polega na znalezieniu takiego równania linii prostej (na podstawie wszystkich obserwacji), aby suma kwadratów pionowych odległości między tą linią a danymi rzeczywistymi była najmniejsza. Analiza regresji liniowej wolna jest zatem od subiektywnego kryterium wyboru funkcji opisującej zmiany kosztów w czasie.

Metoda najmniejszych kwadratów polega na znalezieniu rozwiązania dwóch równań, pozwalających jednoznacznie określić parametry jednostkowego kosztu zmiennego (k_{jz}) i kosztów stałych (K_s). Równania przybierają postać:

$$k_{jz} = \frac{\sum_{i=1}^n (w_i - \bar{w})(K_{ci} - \bar{K}_c)}{\sum_{i=1}^n (w_i - \bar{w})^2} \quad (12.31)$$

oraz

$$K_s = \bar{K}_c - \bar{w}k_{jz} \quad (12.32)$$

gdzie:

- k_{jz} – jednostkowy koszt zmienny, zł/t;
- K_c – całkowity koszt produkcji, zł;

W – wielkość wydobycia, t;

$\overline{W}$ – średnia wielkość wydobycia dla n wystąpień serii danych, określona za pomocą wzoru

$$\overline{W} = \frac{\sum_{i=1}^n W_i}{n} \quad (12.33)$$

$\overline{K}_c$ – średni koszt całkowity dla n wystąpień serii danych, określony za pomocą wzoru

$$\overline{K}_c = \frac{\sum_{i=1}^n K_{c_i}}{n} \quad (12.34)$$

Ocena jakości dopasowania równania liniowego do serii danych polega na określeniu współczynnika korelacji R z n par (W_i, K_{c_i}) , stanowiących serię danych według wzoru

$$R = \frac{\sum_{i=1}^n (W_i - \overline{W})(K_{c_i} - \overline{K}_c)}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (W_i - \overline{W})^2 \sum_{i=1}^n (K_{c_i} - \overline{K}_c)^2}} \quad (12.35)$$

Wartość współczynnika korelacji R może przybierać wartości z przedziału

$$-1 \leq R \leq 1 \quad (12.36)$$

Im wartość bezwzględna współczynnika korelacji jest wyższa (bliższa 1), tym korelacja między analizowanymi danymi z serii jest większa, a przedstawiona równaniem funkcja jest istotniejsza (bardziej pewna).

12.6.7. Prognoza przychodów

Prognoza sprzedaży i przychodów ze sprzedaży została oparta na planach technicznych eksploatacji poszczególnych resztek z pokładów. Dodatkowo w przychodach uwzględniono sprzedaż węgla wydobywanego w ramach prowadzonych prac przygotowawczych w poszczególnych pokładach.

Do prognozy sprzedaży dla resztek z pokładów węgla należy przyjąć średnią cenę 1 tony węgla, uzyskaną np. w roku bieżącym na krajowym rynku węgla energetycznego lub koksującego.

13. Studium przypadku wybrania resztek pokładów węgla

Przedstawiono przykładowy projekt eksploatacji resztek, których charakterystyka została zawarta w rozdziale 8. Dla rozpatrywanych resztek, zgodnie z algorytmem decyzyjnym opisanym w rozdziale 5:

- przeprowadzono ocenę resztek pokładów węgla pod kątem możliwości ich wybrania w oparciu o mierniki geologiczno-górnice,
- dokonano doboru technologii wybierania resztek pokładów węgla w oparciu o mierniki geologiczno-górnice,
- sporządzono projekty techniczne wybierania zasobów z resztek pokładów, z zastosowaniem dobranych technologii eksploatacji (dokonano rozcięcia resztkowych pól, obliczono straty w zasobach w wyniku zastosowania danego systemu, opracowano harmonogram prowadzenia robót),
- sporządzono ekonomiczną ocenę efektywności przedsięwzięcia.

Studium przypadku opracowano dla przykładowych wybranych losowo resztek, tj. dla resztki 22_507_2 z KWK „Pokój” oraz dla resztek z ZG „Piekary” (resztki 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2).

13.1. Studium przypadku wybrania resztek pokładów węgla – część techniczna

13.1.1. Ocena analizowanych resztek pod kątem możliwości ich wybrania w oparciu o mierniki geologiczno-górnice

Ocena polegała na wyznaczeniu wskaźnika atrakcyjności resztki WAR zgodnie ze wzorem (7.1) dla wyznaczonych wartości współczynników w_i (tab. 7.1) oraz opracowanych wartości oceny stanu danego miernika (tab. 7.4).

Wyniki oceny analizowanych resztek pokładów węgla pod kątem możliwości ich wybrania w oparciu o mierniki geologiczno-górnice i wskaźnik atrakcyjności resztki WAR przedstawiono w tabelach 13.1 i 13.2.

Tabela 13.1. Ocena możliwości wybrania resztki pokładu 22_507_2 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności resztki WAR

Lp.	Miernik oceny	Współczynnik względnej ważności w_i	Wartość oceny	
			KWK Pokój	
			22_507_2	
			stan miernika	ocena
1	2	4	5	6
1	Kształt i wymiary parceli	0,081567	regularny	0,33
2	Oddziaływanie zaszczości eksploatacyjnych	0,079667	brak	0,29
3	Zagrożenie tąpnięciami	0,076967	II i III st.	0,10
4	Tektonika	0,072915	skomplikowana	0,08
5	Zagrożenie metanowe	0,072740	niezagrożone	0,29
6	Grubość pokładu	0,066549	od 2,0 do 3,5 m	0,27
7	Wielkość zasobów	0,059657	pow. 500 tys. Mg	0,23
8	Warunki stropowe (R_c)	0,058026	40–74 MPa	0,21
9	Uwolnienie zasobów w innych pokładach przez likwidację stref koncentracji naprężeń	0,053564	nie występuje	0,15
10	Odległość od czynnych wyrobisk	0,050621	100–500 m	0,15
11	Konieczność ochrony powierzchni	0,046182	wymagana	0,07
12	Nachylenie	0,043398	pow. 12°	0,06
13	Jakość węgla	0,041392	dobra	0,17
14	Głębokość zalegania	0,037291	400–800 m	0,12
15	Odległość od dróg odstawy urobku	0,035615	100–500 m	0,11
16	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	0,025160	niezagrożone	0,10
17	Zagrożenie samozapalaniem	0,021267	małe i słabe	0,09
18	Zagrożenie klimatyczne	0,016823	korzystne	0,07
19	Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	0,015071	B	0,04
20	Zanieczyszczenie pokładu (przerosty)	0,015066	nieistotne	0,06
21	Zagrożenie wodne	0,013831	II i III st.	0,03
22	Warunki spągowe (R_c)	0,008362	13–24 MPa	0,03
23	R_c węgla	0,006019	pow. 12 MPa	0,02
24	Odległość od szybu wydobywczego	0,002249	do 1000 m	0,01
			WAR	3,05

Tabela 13.2. Ocena możliwości wybrania resztek pokładu 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności resztki WAR

Lp.	Miernik oceny	Współczynnik względnej ważności w _i	Wartość oceny							
			ZG Piekary							
			28_510wIII_2	32_510wI_1	33_419_1	34_510/I-II_1	28_510wIII_2	32_510wI_1	33_419_1	34_510/I-II_1
1	2	4	stan miernika 5	ocena 6	stan miernika 7	ocena 8	stan miernika 9	ocena 10	stan miernika 11	ocena 12
1	Kształt i wymiary parceli	0,081567	nieregularny	0,19	nieregularny	0,19	nieregularny	0,19	regularny	0,33
2	Oddziaływanie zasobności eksploatacyjnych	0,079667	brak	0,29	brak	0,29	brak	0,29	brak	0,29
3	Zagrożenie tapaniami	0,076967	I st.	0,25	II i III st.	0,10	II i III st.	0,10	II i III st.	0,10
4	Tektonika	0,072915	mало skomplikowana	0,22	mало skomplikowana	0,22	mало skomplikowana	0,22	skomplikowana	0,08
5	Zagrożenie metanowe	0,07274	niezagrożone	0,29	niezagrożone	0,29	niezagrożone	0,29	niezagrożone	0,29
6	Grubość pokładu	0,066549	od 2,0 do 3,5 m	0,27	pow. 3,5 m	0,17	pow. 3,5 m	0,17	od 2,0 do 3,5 m	0,27
7	Wielkość zasobów	0,059657	do 200 tys. Mg	0,11	200–500 tys. Mg	0,18	200–500 tys. Mg	0,18	pow. 500 tys. Mg	0,23
8	Warunki stropowe (R _c)	0,058026	40–74 MPa	0,21	40–74 MPa	0,21	25–39 MPa	0,20	40–74 MPa	0,21
9	Uwolnienie zasobów w innych pokładach przez likwidację stref koncentracji naprężeń	0,053564	nie występuje	0,15	nie występuje	0,15	nie występuje	0,15	nie występuje	0,15
10	Odległość od czynnych wyrobisk	0,050621	pow. 500 m	0,09	pow. 500 m	0,09	100–500 m	0,15	100–500 m	0,15
11	Konieczność ochrony powierzchni	0,046182	nie wymagana	0,18	nie wymagana	0,18	nie wymagana	0,18	wymagana	0,07
12	Nachylenie	0,043398	od 4 do 12°	0,13	od 4 do 12°	0,13	do 4°	0,17	pow. 12°	0,06
13	Jakość węgla	0,041392	dobra	0,17	dobra	0,17	dobra	0,17	dobra	0,17
14	Głębokość zalegania	0,037291	400–800 m	0,12	400–800 m	0,12	400–800 m	0,12	400–800 m	0,12
15	Odległość od dróg odstawy urobku	0,035615	pow. 500 m	0,06	pow. 500 m	0,06	100–500 m	0,11	100–500 m	0,11
16	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	0,02516	niezagrożone	0,10	niezagrożone	0,10	niezagrożone	0,10	niezagrożone	0,10
17	Zagrożenie samozapaleniem	0,021267	bardzo duże i duże	0,03	bardzo duże i duże	0,03	bardzo duże i duże	0,03	małe i słabe	0,09
18	Zagrożenie klimatyczne	0,016823	korzystne	0,07	korzystne	0,07	korzystne	0,07	korzystne	0,07
19	Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	0,015071	B	0,04	B	0,04	B	0,04	B	0,04
20	Zanieczyszczenie pokładu (przerosty)	0,015066	nieistotne	0,06	nieistotne	0,06	nieistotne	0,06	nieistotne	0,06
21	Zagrożenie wodne	0,013831	I st.	0,05	I st.	0,05	I st.	0,05	II i III st.	0,03
22	Warunki spagowe (R _c)	0,008362	pow. 24 MPa	0,03	pow. 24 MPa	0,03	pow. 24 MPa	0,03	13–24 MPa	0,03
23	R _c węgla	0,006019	pow. 12 MPa	0,02	pow. 12 MPa	0,02	pow. 12 MPa	0,02	pow. 12 MPa	0,02
24	Odległość od szybu wydobywczego	0,002249	1000–5000 m	0,01	1000–5000 m	0,01	1000–5000 m	0,01	do 1000 m	0,01
			WAR:	3,12	WAR:	2,94	WAR:	3,08	WAR:	3,05

13.1.2. Dobór technologii wybierania analizowanych resztek w oparciu o mierniki geologiczno-górnice

Przykładowy sposób doboru technologii wybierania analizowanych resztek przeprowadzono na podstawie wskaźnika atrakcyjności technologii *WAT*, który wyznaczono zgodnie z zależnością (7.2). Wyniki przedstawiono w tabelach 13.3–13.7.

Do dalszych analiz wybrano różniące się w sposób istotny rozwiązaniami techniczno-organizacyjnymi trzy technologie eksploatacji z kierowaniem stropu na zawał, tj.

- system chodnikowy,
- system ścianowo-ubierkowy z obudową LOP,
- system ubierkowy.

Kierując się wartościami wskaźnika *WAT*, wyznaczanego w oparciu o mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości zastosowania technologii wybierania, za najbardziej korzystną technologię można uznać system chodnikowy, następnie system ubierkowy, a za najmniej korzystną – system ścianowo-ubierkowy z obudową LOP.

Tabela 13.3. Ocena możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu 22_507_2 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności technologii WAT

Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w _i	Wartość oceny stanu miernika geologiczno-górniczego												Systemy krotkofrontowe				
				Systemy chodnikowe				System ubierkowo-zabiekowy				Systemy ścianowe				z tradycyjnym wyposażeniem		z zastosowaniem kompleksów krotkofrontowych		system szeroki chodnik
				wybranie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotłowej wraz z wykonywaniem wnęk	chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia	System ubierkowo-zabiekowy		Systemy ścianowe		z tradycyjnym wyposażeniem		z zastosowaniem kompleksów krotkofrontowych		system ubierkowy warstwami poziomymi	system ścianowo-ubierkowy	system ubierkowy	system ścianowo-ubierkowy	system ubierkowy	system ścianowo-ubierkowy	system szeroki chodnik
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25				
1	Zagrożenie łapaniami	II i III st.	0,110717	0,136	0,111	0,124	0,148	0,142	0,142	0,136	0,124	0,136	0,142	0,142	0,136	0,118				
2	Kształt i wymiary parceli	regularny	0,103260	0,391	0,391	0,391	0,391	0,379	0,379	0,385	0,391	0,391	0,391	0,391	0,391	0,391				
3	Grubość pokładu	od 2,0 do 3,5 m	0,100540	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,402	0,390	0,402	0,402				
4	Warunki stropowe (R _c)	4C–74 MPa	0,096831	0,382	0,376	0,376	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,382				
5	Nachylenie	pow. 12°	0,094899	0,122	0,138	0,127	0,095	0,095	0,101	0,095	0,106	0,116	0,111	0,111	0,106	0,116				
6	Tektonika	skomplikowana	0,090916	0,197	0,172	0,162	0,101	0,091	0,101	0,096	0,107	0,117	0,117	0,112	0,101	0,127				
7	Zagrożenie metanowe	niezagrożone	0,083038	0,332	0,322	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332				
8	Dotychczasowe doświadczenie	–	0,076549	0,238	0,196	0,166	0,102	0,187	0,238	0,217	0,149	0,204	0,162	0,162	0,111	0,136				
9	Dostępne wyposażenie techniczne	–	0,071673	0,255	0,219	0,148	0,072	0,271	0,271	0,259	0,203	0,199	0,179	0,179	0,136	0,136				
10	Konieczność ochrony powierzchni	wymagana	0,047903	0,154	0,133	0,160	0,162	0,125	0,125	0,125	0,109	0,128	0,107	0,080	0,123	0,069				
11	Zagrożenie samozapaleniem	bardzo duże i duże	0,043028	0,057	0,055	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,060	0,053	0,055	0,057	0,055	0,060				
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	średnia	0,036228	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,109	0,109	0,111	0,111	0,111	0,087	0,077				
13	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	średnia (0,5–1,0 m)	0,022496	0,067	0,054	0,048	0,067	0,069	0,067	0,067	0,067	0,067	0,069	0,069	0,069	0,062				
14	R _c węgla	pow. 12 MPa	0,017788	0,055	0,055	0,054	0,057	0,067	0,065	0,065	0,064	0,066	0,063	0,064	0,062	0,062				
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,002959	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012				
16	Warunki spagowe (R _c)	13–24 MPa	0,000766	0,003	0,003	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002				
17	Zagrożenie wodne	istotne	0,000407	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001				
			WAT:	2,908	2,743	2,643	2,494	2,724	2,782	2,744	2,619	2,725	2,643	2,656	2,503	2,474				

Tabela 13.4. Ocena możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu 32_510wl_2 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności technologii WAT

Wartość oceny stanu miernika geologiczno-górniczego																							
Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w _i	Systemy krótkofrontowe																			
				Systemy chodnikowe				System ubierkowo-zabierkowy				Systemy ścianowe				z tradycyjnym wyposażeniem				z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych			
				system wybierania chodnikami według KWK Marcel	wybiieranie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotłowej wraz z wykonywaniem węzła	chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25							
1	Zagrożenie tapaniami	II i III st.	0,110717	0,136	0,111	0,124	0,148	0,142	0,142	0,136	0,124	0,136	0,142	0,142	0,136	0,118							
2	Kształt i wymiary parceli	nieregularny	0,103260	0,364	0,401	0,358	0,334	0,255	0,249	0,243	0,243	0,346	0,304	0,316	0,401	0,407							
3	Grubość pokładu	pow. 3,5 m	0,100540	0,237	0,237	0,231	0,225	0,302	0,302	0,302	0,296	0,302	0,237	0,231	0,248	0,231							
4	Warunki stropowe (R _c)	40–74 MPa	0,096831	0,382	0,376	0,376	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,382							
5	Nachylenie	od 4 do 12°	0,094899	0,324	0,313	0,313	0,313	0,318	0,318	0,324	0,324	0,318	0,279	0,279	0,279	0,285							
6	Tektonika	nieskomplikowana	0,090916	0,358	0,358	0,267	0,225	0,209	0,209	0,214	0,209	0,214	0,273	0,273	0,273	0,273							
7	Zagrożenie metanowe	niezagrożone	0,083038	0,332	0,322	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332							
8	Dotychczasowe doświadczenie	–	0,076549	0,238	0,196	0,166	0,102	0,187	0,238	0,217	0,149	0,204	0,162	0,162	0,111	0,136							
9	Dostępne wyposażenie techniczne	–	0,071673	0,255	0,219	0,148	0,072	0,271	0,271	0,259	0,203	0,199	0,179	0,179	0,136	0,136							
10	Konieczność ochrony powierzchni	wymagana	0,047903	0,192	0,183	0,192	0,192	0,192	0,192	0,186	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192							
11	Zagrożenie samozapaleniem	bardzo duże i duże	0,043028	0,057	0,055	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,060	0,053	0,055	0,057	0,055	0,060							
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	średnia	0,036228	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,109	0,109	0,111	0,111	0,111	0,087	0,077							
13	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	średnia (0,5–1,0 m)	0,022496	0,067	0,054	0,048	0,067	0,069	0,067	0,067	0,067	0,067	0,069	0,069	0,069	0,052							
14	R _c węgla	pow. 12 MPa	0,017788	0,055	0,055	0,054	0,057	0,067	0,065	0,065	0,064	0,066	0,063	0,064	0,062	0,062							
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,002959	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012							
16	Warunki spagowe (R _c)	pow. 24 MPa	0,000766	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003							
17	Zagrożenie wodne	nieistotne	0,000407	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002							
WAT:				3,124	3,006	2,770	2,637	2,914	2,955	2,915	2,775	2,945	2,801	2,811	2,785	2,757							

Tabela 13.5. Ocena możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu 33_419_1 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności technologii WAT

Wartość oceny stanu miernika geologiczno-górniczego																					
Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w_i	Systemy chodnikowe				System ubierkowo-zabierkowy				Systemy ścianowe					Systemy krótkofrontowe				
				system wybierania chodnikami według KWK Marcel		wybiieranie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotłowej wraz z wykonywaniem węgl	chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia	7	8	9	system ścianowy z obrotem frontów ścian zmechanizowanych	system ścianowy ze zmienną długością frontu eksploatacyjnego – ze skośnym chodnikiem przyscianowym	system ścianowy ze zmienną długością frontu eksploatacyjnego – z równoległymi chodnikami przyscianowymi	system ścianowy z kieszenią	system krótkofrontowy z tradycyjnym wyposażeniem	zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych					
																22	23	24	25		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25					
1	Zagrożenie tapaniami	II i III st.	0,110717	0,136	0,111	0,124	0,148	0,142	0,142	0,136	0,124	0,136	0,142	0,142	0,136	0,118					
2	Kształt i wymiary parceli	nieregularny	0,103260	0,364	0,401	0,358	0,334	0,255	0,249	0,243	0,243	0,346	0,304	0,316	0,401	0,407					
3	Grubość pokładu	pow. 3,5 m	0,100540	0,237	0,237	0,231	0,225	0,302	0,302	0,302	0,296	0,302	0,237	0,231	0,248	0,231					
4	Warunki stropowe (R_c)	25–39 MPa	0,096831	0,387	0,382	0,382	0,387	0,382	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387					
5	Nachylenie	do 4°	0,094899	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,346	0,380	0,380					
6	Tektonika	mало skomplikowana	0,090916	0,358	0,358	0,267	0,225	0,209	0,209	0,214	0,209	0,214	0,273	0,273	0,273	0,273					
7	Zagrożenie metanowe	niezagrożone	0,083038	0,332	0,322	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332					
8	Dotychczasowe doświadczenie	–	0,076549	0,238	0,196	0,166	0,102	0,187	0,238	0,217	0,149	0,204	0,162	0,162	0,111	0,136					
9	Dostępne wyposażenie techniczne	–	0,071673	0,255	0,219	0,148	0,072	0,271	0,271	0,259	0,203	0,199	0,179	0,179	0,136	0,136					
10	Konieczność ochrony powierzchni	nie wymagana	0,047903	0,192	0,183	0,192	0,192	0,192	0,192	0,186	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192					
11	Zagrożenie samozapaleniem	bardzo duże i duże	0,043028	0,057	0,055	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,060	0,053	0,055	0,057	0,055	0,060					
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	średnia	0,036228	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,109	0,109	0,111	0,111	0,111	0,087	0,077					
13	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	średnia (0,5–1,0 m)	0,022496	0,067	0,054	0,048	0,067	0,069	0,067	0,067	0,067	0,067	0,069	0,069	0,069	0,052					
14	R_c węgla	pow. 12 MPa	0,017788	0,055	0,055	0,054	0,057	0,067	0,065	0,065	0,064	0,066	0,063	0,064	0,062	0,062					
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,002959	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012					
16	Warunki spagowe (R_c)	pow. 24 MPa	0,000766	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003					
17	Zagrożenie wodne	nieistotne	0,000407	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002					
			WAT:	3,185	3,079	2,842	2,704	2,969	3,017	2,971	2,831	3,006	2,901	2,878	2,885	2,857					

Tabela 13.6. Ocena możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu 34_510/II-1 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności technologii WAT

Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w _i	Wartość oceny stanu miernika geologiczno-górniczego																
				Systemy chodnikowe				System ubierkowo-zabiekowy				Systemy ścianowe					Systemy krótkofrontowe			
				system wybierania chodnikami według KWK Marcel	wyberanie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotłowej wraz z wykonywaniem wnęk	chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25				
1	Zagrożenie tapaniami	II i III st.	0,110717	0,136	0,111	0,124	0,148	0,142	0,142	0,136	0,124	0,136	0,142	0,142	0,136	0,118				
2	Kształt i wymiary parceli	nieregularny	0,103260	0,364	0,401	0,358	0,334	0,255	0,249	0,243	0,243	0,346	0,304	0,316	0,401	0,407				
3	Grubość pokładu	pow. 3,5 m	0,100540	0,237	0,237	0,231	0,225	0,302	0,302	0,302	0,296	0,302	0,237	0,231	0,248	0,231				
4	Warunki stropowe (R _c)	25–39 MPa	0,096831	0,387	0,382	0,382	0,387	0,382	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387				
5	Nachylenie	do 4°	0,094899	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,346	0,380	0,380				
6	Tektonika	skomplikowana	0,090916	0,197	0,172	0,162	0,101	0,091	0,101	0,096	0,107	0,117	0,117	0,112	0,101	0,127				
7	Zagrożenie melanowe	niezagrożone	0,083038	0,332	0,322	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332				
8	Dotychczasowe doświadczenie	–	0,076549	0,238	0,196	0,166	0,102	0,187	0,238	0,217	0,149	0,204	0,162	0,162	0,111	0,136				
9	Dostępne wyposażenie techniczne	–	0,071673	0,255	0,219	0,148	0,072	0,271	0,271	0,259	0,203	0,199	0,179	0,179	0,136	0,136				
10	Konieczność ochrony powierzchni	nie wymagana	0,047903	0,192	0,183	0,192	0,192	0,192	0,192	0,186	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192				
11	Zagrożenie samozapaleniem	bardzo duże i duże	0,043028	0,057	0,055	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,060	0,053	0,055	0,057	0,055	0,060				
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	średnia	0,036228	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,109	0,109	0,111	0,111	0,111	0,087	0,077				
13	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	średnia (0,5–1,0 m)	0,022496	0,067	0,054	0,048	0,067	0,069	0,067	0,067	0,067	0,067	0,069	0,069	0,069	0,052				
14	R _c węgla	pow. 12 MPa	0,017788	0,055	0,055	0,054	0,057	0,067	0,065	0,065	0,064	0,066	0,063	0,064	0,062	0,062				
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,002959	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012				
16	Warunki spagowe (R _c)	pow. 24 MPa	0,000766	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003				
17	Zagrożenie wodne	nieistotne	0,000407	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002				
			WAT:	3,024	2,893	2,737	2,581	2,852	2,910	2,854	2,729	2,909	2,745	2,717	2,714	2,711				

Tabela 13.7. Ocena możliwości stosowania technologii do wybrania resztki pokładu 28_510w III_2 w oparciu o wskaźnik atrakcyjności technologii WAT

Wartość oceny stanu miernika geologiczno-górniczego				Systemy krotkofrontowe																					
Lp.	Miernik oceny	Stan miernika	Współczynnik względnej ważności w _i	Systemy chodnikowe				System ubierkowo-zabierkowy				Systemy ścianowe						Systemy krotkofrontowe							
				system wybierania chodnikami według KWK Marcel		wyberanie pokładów węgla chodnikami w obudowie kotłowej wraz z wykonywa-	niem wnek	chodnikowy system eksploata-	cji węgla z lokowaniem	kamienia	system frontów ścian zmechanizowanych				system ścianowy ze zmiąną długości frontu eksploatacy-	chodnikiem przyscianowym	system ścianowy ze zmiąną długości frontu eksploatacy-	nego – z równoległymi chodnikami przyscianowymi	system ścianowy z kieszeńią	system krotkofrontowy z trady-	cyjnym wyposażeniem	system ubierkowy	system ubierkowy warstwami poziomymi	system ścianowo-ubierkowy	system szeroki chodnik
				5	6	7	8	9	10	11	12	13	22	23	24	25									
1	2	3	4																						
1	Zagrożenie łapaniami	I st.	0,110717	0,319	0,326	0,319	0,365	0,384	0,384	0,378	0,378	0,378	0,378	0,378	0,371	0,332	0,326	0,247	0,241						
2	Kształt i wymiary parceli	nieregularny	0,103260	0,364	0,401	0,358	0,334	0,255	0,249	0,243	0,243	0,243	0,243	0,243	0,346	0,304	0,316	0,401	0,407						
3	Grubość pokładu	od 2,0 do 3,5 m	0,100540	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,396	0,402	0,402	0,390	0,402	0,402						
4	Warunki stropowe (R _c)	40–74 MPa	0,096831	0,382	0,376	0,376	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387	0,387						
5	Nachylenie	od 4 do 12°	0,094899	0,324	0,313	0,313	0,313	0,318	0,318	0,324	0,324	0,324	0,324	0,318	0,318	0,279	0,279	0,279	0,285						
6	Tektonika	malo skomplikowana	0,090916	0,358	0,358	0,267	0,225	0,209	0,209	0,214	0,209	0,214	0,214	0,214	0,214	0,273	0,273	0,273	0,273						
7	Zagrożenie melanowe	niezagrożone	0,083038	0,332	0,322	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332						
8	Dotychczasowe doświadczenie	–	0,076549	0,238	0,196	0,166	0,102	0,187	0,238	0,217	0,149	0,217	0,217	0,259	0,199	0,162	0,162	0,111	0,136						
9	Dostępne wyposażenie techniczne	–	0,071673	0,255	0,219	0,148	0,072	0,271	0,148	0,072	0,271	0,271	0,271	0,259	0,199	0,179	0,179	0,136	0,136						
10	Konieczność ochrony powierzchni	nie wymagana	0,047903	0,192	0,183	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192	0,186	0,192	0,192	0,192	0,192	0,192						
11	Zagrożenie samozapaleniem	bardzo duże i duże	0,043028	0,057	0,055	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,057	0,053	0,055	0,057	0,055	0,060						
12	Spodziewana wartość obciążenia ze strony górotworu	średnia	0,036228	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,087	0,109	0,109	0,109	0,109	0,111	0,111	0,111	0,111	0,087						
13	Spodziewana wartość konwergencji wyrobisk	średnia (0,5–1,0 m)	0,022496	0,067	0,054	0,048	0,067	0,069	0,067	0,048	0,067	0,067	0,067	0,067	0,067	0,069	0,069	0,069	0,052						
14	R _c węgla	pow. 12 MPa	0,017788	0,055	0,055	0,054	0,057	0,067	0,067	0,054	0,057	0,065	0,065	0,065	0,066	0,063	0,064	0,062	0,062						
15	Zagrożenie wyrzutem metanu i skał	niezagrożone	0,002959	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012						
16	Warunki spagowe (R _c)	pow. 24 MPa	0,000766	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003						
17	Zagrożenie wodne	nieistotne	0,000407	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002						
			WAT:	3,466	3,380	3,131	3,025	3,250	3,292	3,252	3,129	3,280	3,157	3,154	3,050	3,052									

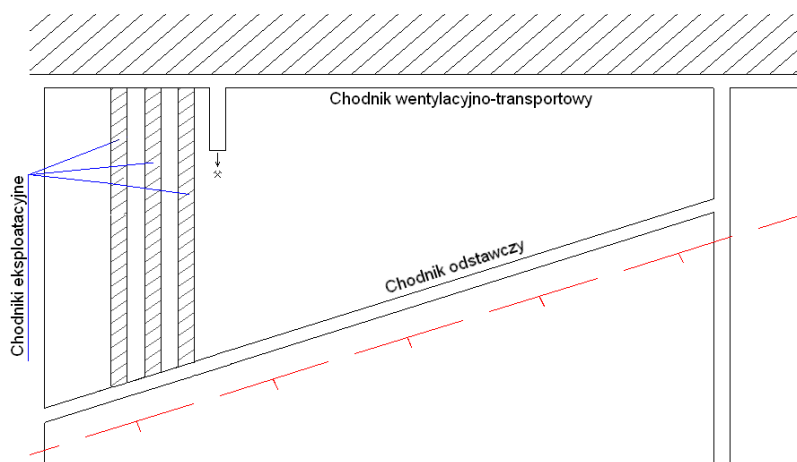
13.1.3. Technologie wybierania zasobów zalegających w analizowanych resztkowych parcelach pokładów

13.1.3.1. System chodnikowy z zawalem – wariant I

Założenia

Technologia ta jest zalecana do wybierania nieforemnych parcel pokładów słabo i silnie nachylonych tam, gdzie założenie prostokątnego pola eksploatacyjnego jest z różnych względów nieopłacalne.

System chodnikowy polega na wybieraniu węgla przez drażenie wyrobisk korytarzowych w kształcie prostokątnym lub łukowym, między chodnikiem odstawczym a chodnikiem wentylacyjno-transportowym (rys. 13.1). Pomiędzy poszczególnymi wyrobiskami eksploatacyjnymi pozostawia się pasy międzychodnikowe, których szerokość zależy od wartości spodziewanego obciążenia ze strony górotworu oraz parametrów mechanicznych węgla i skał otaczających.



Rys. 13.1. Schemat wybierania resztki pokładu chodnikami eksploatacyjnymi

Przygotowanie parceli do wybierania polega na wykonaniu wyrobisk przygotowawczych okonturowujących daną parcelę i zapewniających wentylację obiegową (rys. 13.1). Wyrobiska te zabudowane będą obudową ŁP10 z rozstawem co 0,8 m.

Chodniki eksploatacyjne będą drażone w kształcie prostokątnym, na całą grubość pokładu i o szerokości 5,5 m. Szerokość pasa międzychodnikowego będzie wynosić 5,5 m i będzie równa szerokości chodnika eksploatacyjnego. Chodniki mogą być rabowane lub podsadzane.

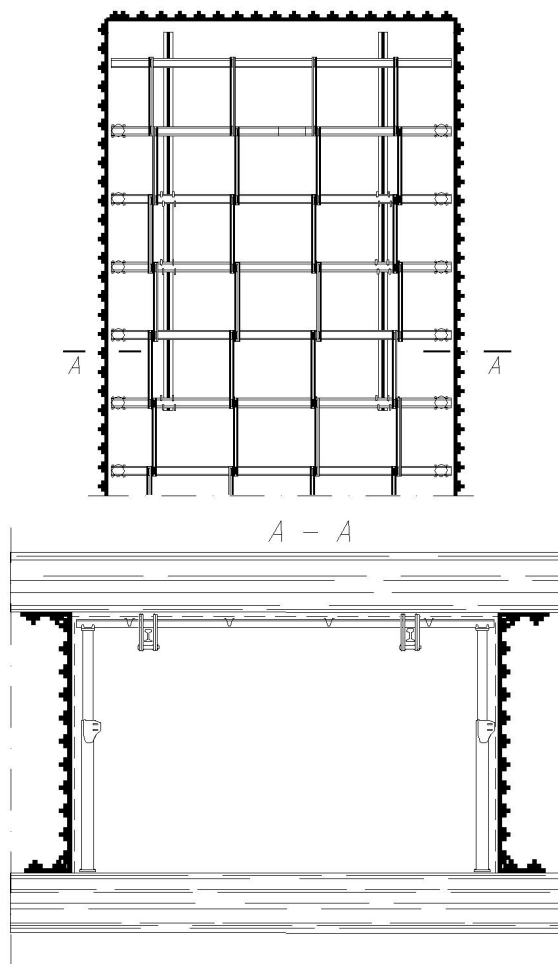
Wyposażenie

Wyposażenie chodnika eksploatacyjnego będzie stanowić:

- kombajn AM-50,
- podajnik taśmowy podwieszany przesuwny,
- przenośnik taśmowy podwieszany stacjonarny.

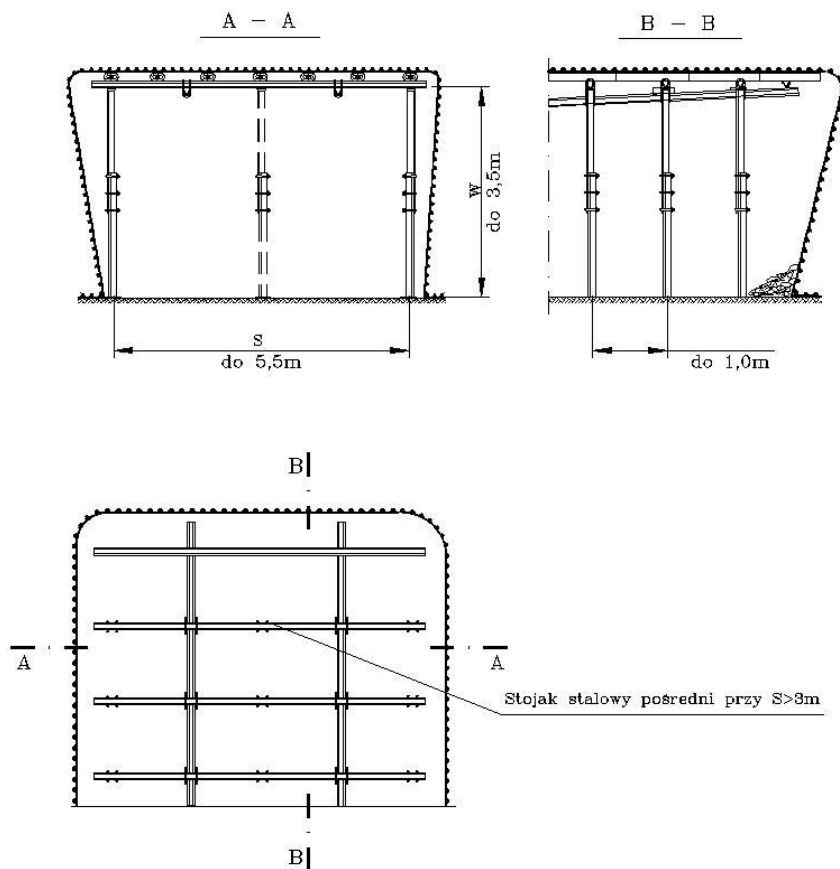
Obudowa chodników eksploatacyjnych

Obudowę chodników mogą stanowić odrzwia obudowy ŁP, prostokątne odrzwia obudowy podporowej lub odrzwia obudowy podporowo-kotwowej, np. odrzwia stalowej obudowy prostokątnej indywidualnej (stropnica stalowa podbudowana stojakami ciernymi) bez stojaka pośredniego (rys. 13.2) lub, w przypadku pogorszenia warunków utrzymania wyrobiska, ze stojakiem pośrednim (rys. 13.3).



Rys. 13.2. Obudowa prostokątna indywidualna bez stojaka pośredniego

Odrzwia zabudowane będą z podziałką 1 m. Do wykładki stropu i ociosów będzie stosowane drewno lub siatka zgrzewana, a do stabilizacji odrzwi co najmniej trzy rozpory z materiałów niepalnych (np. rozpory stalowe dwustronnego działania mocowane w sposób trwały do odrzwi obudowy) między wszystkimi odrzwiami obudowy. Pozostałe rozpory mogą być wykonane z drewna.



Rys. 13.3. Obudowa prostokątna indywidualna ze stojakiem pośrednim

Rabowanie chodników eksploatacyjnych

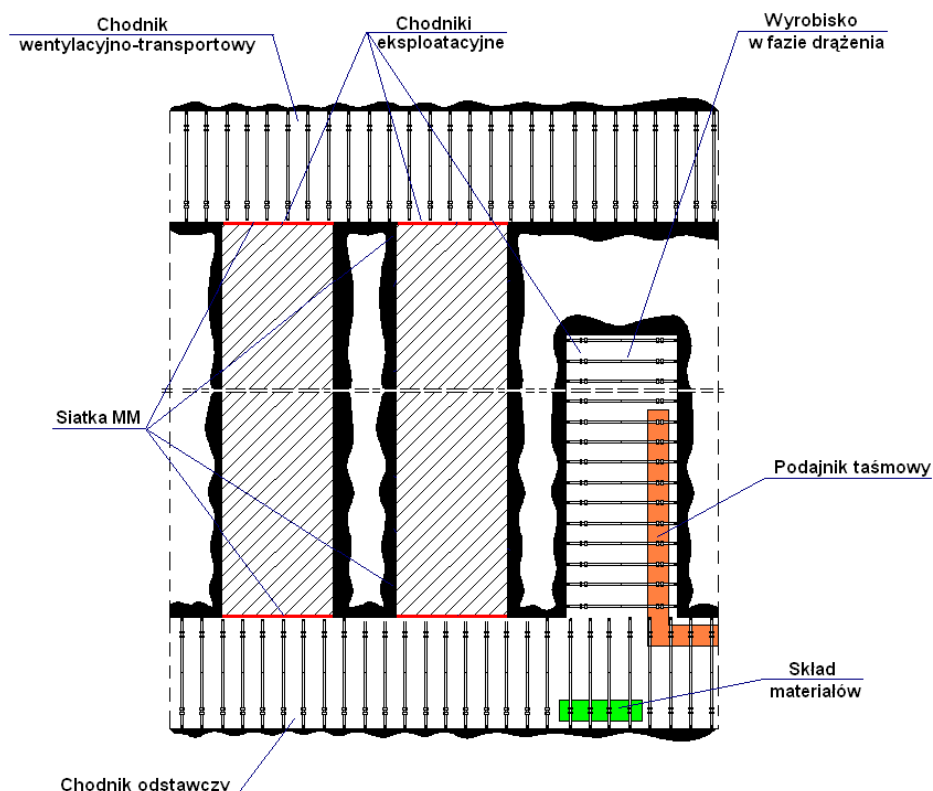
Po zakończeniu drążenia i wytransportowaniu wyposażenia można przystąpić do rabowania chodnika. Rabunek będzie prowadzony ręcznie. Zdemonstrowane elementy obudowy chodnikowej będą użyte ponownie podczas drążenia kolejnego chodnika eksploatacyjnego.

Biorąc pod uwagę zagrożenie wynikające z prowadzenia rabunku, jak i drążenia (z uwagi na sąsiedztwo robót) dla bezpieczeństwa załogi zatrudnionej w rejonie projektowanych robót, drążenie kolejnego chodnika eksploatacyjnego będzie następować po zakończeniu wszelkich prac związanych z wcześniej wykonywanym chodnikiem, tj. po drążeniu, demontażu wyposażenia i rabunku obudowy.

Technologia urabiania

Technologia i organizacja robót w chodniku zależy od typu zastosowanej obudowy i zasadniczo nie różni się od technologii stosowanej w trakcie drążenia wyrobiska korytarzowego w węglu.

Chodnik eksploatacyjny będzie drążony kombajnem od chodnika odstawczego w kierunku chodnika wentylacyjno-transportowego, z przebicciem, bez wykonywania skrzyżowania (rys. 13.4).



Rys. 13.4. Fazy wybierania przykładowej resztki pokładu chodnikami eksploatacyjnymi

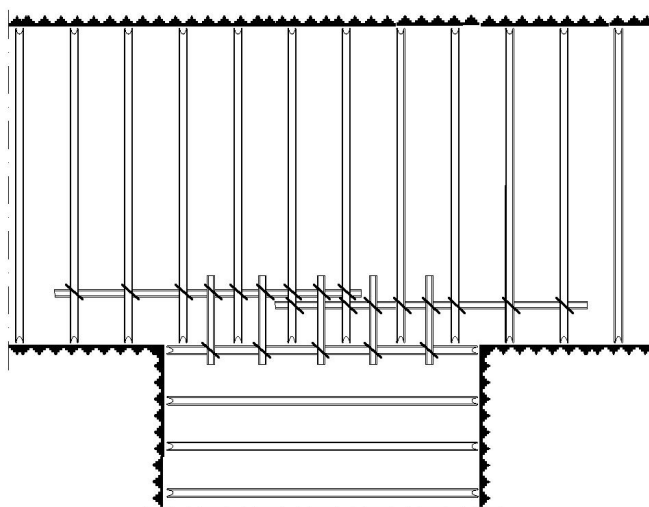
Po zakończeniu drążenia kombajn będzie wycofywany do chodnika odstawczego, skąd z miejsca wcześniej przygotowanego rozpocznie drążenie nowego chodnika eksploatacyjnego. Cykl ten będzie powtarzany aż do wybrania całej parceli węgla. Wariant ten wymaga zabezpieczenia stropu chodnika eksploatacyjnego oraz wzmocnienia obudowy chodnika podstawowego w rejonie przebiccia do chodnika wentylacyjno-transportowego przez (rys. 13.5):

- zabudowę prostek stalowych spinających obudowę ŁP połączonych z każdymi odrzwiami na długości przebiccia oraz po 2 m poza obrys przebiccia,
- zabudowę prostek stalowych wspartych jednym końcem na stropnicy ostatnich odrzwi obudowy chodnika eksploatacyjnego a drugim końcem na wzmocnieniu chodnika podstawowego.

Wydobycie

Z doświadczeń wynika, że możliwy do osiągnięcia postęp drążenia chodnika eksploatacyjnego może wynosić 12–15 m/dobę. Średnia wielkość postępu będzie jednak

znacznie mniejsza ze względu na krótki wybieg chodnika i wykonywanie licznych prac związanych z jego likwidacją, tj. demontaż odstawy, wyjazd kombajnu, wykonanie wzmocnień w rejonie skrzyżowań i rabunek obudowy. Do obliczeń przyjęto postęp wynoszący 9,5 m/dobę.



Rys. 13.5. Schemat wzmocnienia obudowy chodnika podstawowego i chodnika eksploatacyjnego w strefie ich połączenia

Wydobycie dobowe, obliczone za pomocą wzoru (12.27), dla postępu drążenia 9,5 m/dobę oraz wymiarów chodnika eksploatacyjnego $5,5 \times 3$ m wynosi około 200 Mg.

Odstawa

Urobek będzie ładowany za pomocą kombajnu AM-50 na podwieszany podajnik taśmowy z nim współpracujący o długości do 60 m. Wraz z postępem przodka w chodniku eksploatacyjnym zostanie zabudowany przenośnik taśmowy stacjonarny, którego trasa będzie podwieszona na całej długości ze zwrotnią posadowioną na spągu. Następnie urobek będzie transportowany tym przenośnikiem i dalej przenośnikami taśmowymi zabudowanymi w wyrobiskach stanowiących trasę transportu urobku do załadowni.

Transport

Materiały będą dostarczane kolejką SKL do stacji nadawczo-odbiorczej przodkowej znajdującej się w pobliżu wlotu do chodnika eksploatacyjnego, skąd do przodka będą transportowane ręcznie. Wraz z postępem przodka dopuszcza się wprowadzenie trasy kolejki do chodnika eksploatacyjnego w celu skrócenia transportu ręcznego.

Organizacja pracy i obłożenie robót

Organizacja robót w chodniku eksploatacyjnym jest identyczna jak w trakcie drążenia wyrobisk korytarzowych.

Brygada przodkowa jest kompleksowa (tab. 13.8) (dobowe obłożenie osobowe dla jednego drążonego chodnika eksploatacyjnego, w trzymianowym systemie pracy).

Tabela 13.8. Obłożenie osobowe dla przodka w systemie wybierania resztkowej parceli pokładu chodnikami eksploatacyjnymi

Stanowisko	Liczba pracowników
Górnik przodowy	3
Górnik kombajnowy	3
Górnik w przodku	9
Cieśla w przodku	3
Obsługa odstawy	9
Transport materiałów	6
Obsługa energomechaniczna	6
Dozór średni	3
Dozór oddziałowy	1
Razem	43 roboczodniówki

13.1.3.2. System ścianowo-ubierkowy – wariant II

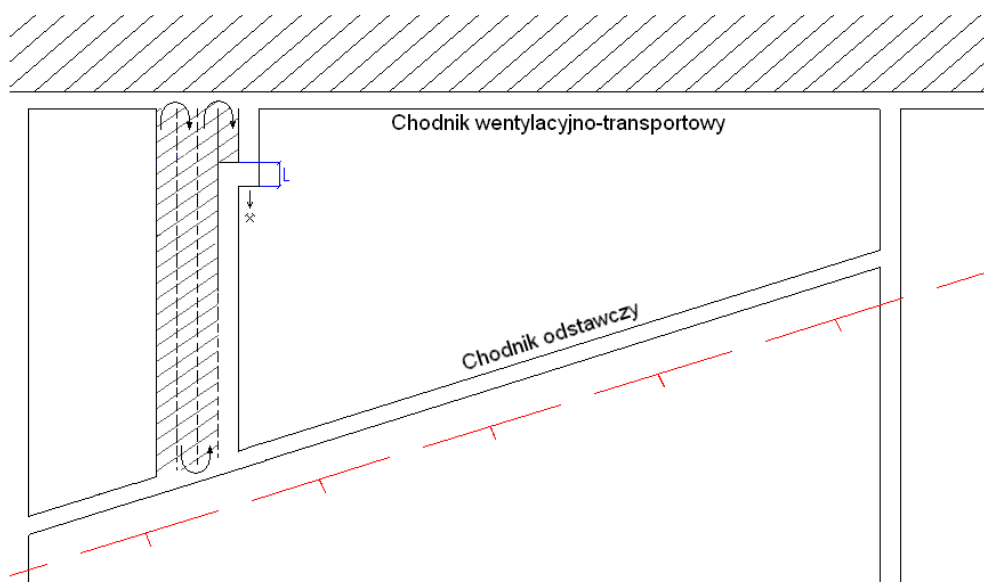
Założenia

System ścianowo-ubierkowy jest zalecany do wybierania nieforemnych parcel węgla, kiedy ze względu na zmienną długość frontu ścianowego czy też mały wybieg, zastosowanie krótkiej ściany wyposażonej w zmechanizowany kompleks ścianowy jest nieopłacalne. Krótki przodek może być prowadzony w tym systemie podłużnie lub poprzecznie, z zawałem stropu lub z podszadką hydrauliczną.

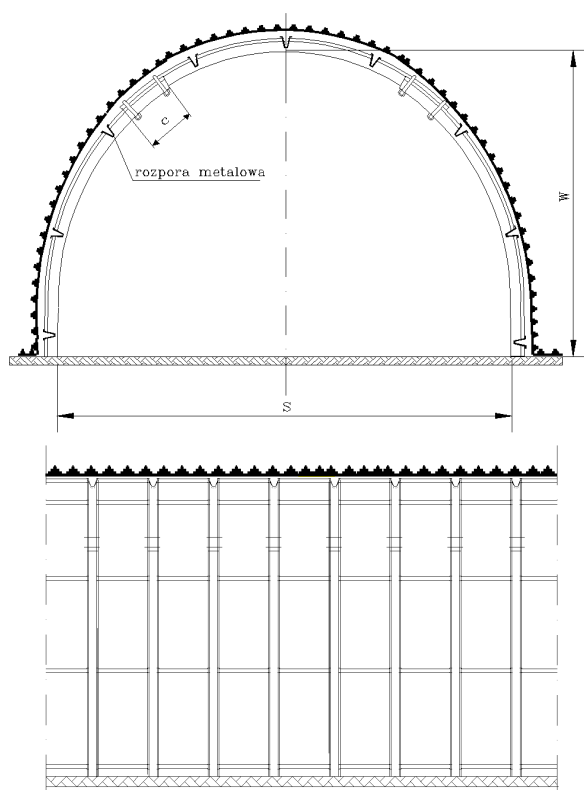
System ścianowo-ubierkowy (krótki przodek) jest wyposażony w lekkie urządzenie urabiające oraz w lekką obudowę przesuwną i urządzenia odstawy. Urabianie odbywa się między chodnikiem odstawczym a chodnikiem wentylacyjno-transportowym w obu kierunkach, przez obrót zespołu urabiającego o 180° przy każdym z tych chodników. Po wykonaniu obrotu i ustawieniu zespołu w nowym pasie urabianego pola odbywa się przekładka przenośnika odstawczego i rozpoczyna się wybieranie kolejnego pasa.

Przygotowanie złoża do wybierania systemem ścianowo-ubierkowym z obudową LOP nie różni się zasadniczo od wybierania pola systemem chodnikowym i polega na wykonaniu podstawowych wyrobisk korytarzowych, stanowiących obrys przygotowanego do eksploatacji pola wybierkowego (rys. 13.6). Wyrobiska te będą pełnić funkcję wyrobisk odstawczych i transportowo-materiałowych.

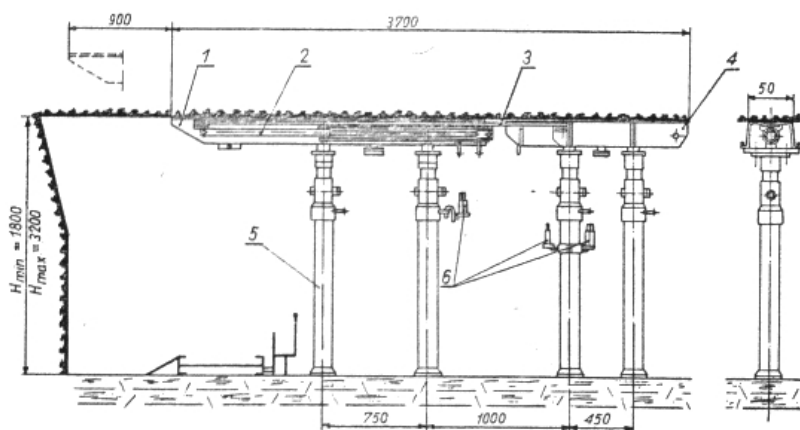
Obudowę chodnika odstawczego i chodnika wentylacyjno-transportowego stanowią zwykle odrzwia obudowy łukowej podatnej z kształtownika V (rys. 13.7) o wielkości zależnej od okresu utrzymywania danego wyrobiska oraz jego funkcjonalności (transport, odstawa, wentylacja lub przewóz). Obudowę tymczasową części przyczółowej przodka stanowią sekcje lekkiej obudowy przesuwnej typu LOP (rys. 13.8), natomiast obudowę ostateczną przodka w kształcie prostokątnym może stanowić obudowa podporowa (odrzwia stalowe lub drewniane), obudowa podporowo-kotwowa lub samodzielna obudowa kotwowa. Podziałka odrzwi oraz sposób ich zabudowy, czy też schemat obudowy kotwowej zależą od wartości obciążenia ze strony górotworu oraz od warunków stropowych.



Rys. 13.6. Przykładowy sposób rozcięcia resztkowej parceli pokładu węgla w celu wybrania jej systemem ścianowo-ubierkowym z zastosowaniem obudowy LOP



Rys. 13.7. Obudowa wyrobisk podstawowych



Rys. 13.8. Obudowa LOP-18/32 R: 1 – stropnica przednia, 2 – siłownik przesuwu stropnic, 3 – blacha sprężysta, 4 – stropnica tylna, 5 – stojak hydrauliczny dwustronnego działania, 6 – układ hydrauliki sterowniczej
(Kostyk, Kozioł 1984; Kostyk, Kozioł, Bułaszenko 1985)

Wyposażenie

Wyposażenie przodka wybierkowego stanowi:

- zespół urabiająco-odstawczy, składający się z lekkiego kombajnu jednoramionowego, np. typu ESA-60L lub KGU 132 oraz przenośnika rewersyjnego z napędem wysuniętym poza urabiający pas pokładu (np. zmodernizowany przenośnik typu „Śląsk” lub „Rybnik”),
- lekka obudowa przesuwna LOP,
- lekki przenośnik odstawczy.

Obudowa

Obudowę ostateczną wybranego pasa pokładu (wyrobisko o szerokości urabiającego pasa ok. 6,0 m) stanowić będą odrzwia stalowe z prostki o profilu V i długości 6,0 m lub z dwóch prostek o długości 3,5 m budowanych na zakładkę.

W części przyczółowej przodka obudowę stanowią sekcje lekkiej obudowy przesuwnej typu LOP (rys. 13.8) składające się ze stropnicy o szerokości około 0,5 m podpartej czterema stojakami hydraulicznymi dwustronnego działania. W wyrobisku o szerokości 6,0 m będzie zabudowane od trzech do pięciu sekcji obudowy, przy czym podziałkę sekcji LOP można zmieniać w zależności od lokalnych warunków stropowych.

Stropnice obudowy ostatecznej przodka będą układane na stropnice obudowy LOP, a w odległości około 2,0 m od czoła podpierane stojakami stawianymi między sekcjami obudowy LOP. Dopuszcza się także możliwość przykotwiania stropnic do stropu.

Technologia wykonywania robót

Pole eksploatacyjne między chodnikiem odstawczym a chodnikiem wentylacyjno-transportowym jest wybierane pasami o szerokości około 6,0 m i wysokości równej miąższości pokładu (rys. 13.9).

Wybieranie będzie odbywać się w następujących etapach:

ETAP I

Kompleks przodkowy urabia pokład zabiorami po 0,6 m, dwustopniowo – najpierw część przystropową, a po obrocie organu – część przyspągową. Po wykonaniu zabioru następuje wycofanie kombajnu do poprzedniego pola, przedłużenie przenośnika podścianowego, przesunięcie przenośnika wraz z kombajnem, dosunięcie obudowy LOP (rys. 13.10) oraz zabudowanie na sekcje obudowy LOP stropnic obudowy ostatecznej (w zależności od warunków stropowych konieczne może być wykonanie wykładki). Po rozparciu obudowy LOP przystępuje się do wykonania następnego zabioru. Cykl urabiania, przedłużania przenośnika i przesuwania kombajnu oraz wykonywania obudowy powtarza się aż do urobienia całego pasa między chodnikiem odstawczym i wentylacyjno-transportowym (rys. 13.9a).

ETAP II

Zespół urabiający następnie jest obracany o 180° . Następuje rewersja kierunku odstawy na przenośniku ścianowym i urabianie drugiego pasa pokładu węgla (rys. 13.9b). W trakcie urabiania następuje skracanie przenośnika podścianowego i rabowanie obudowy wybranego wcześniej pasa pierwszego (rys. 13.9c). Linia rabowania znajduje się w bezpiecznej odległości L od czoła przodka. Elementy przenośnika przekładane są na przeciwny ośrodek wyrobiska i montowane.

ETAP III

Po zakończeniu urabiania drugiego pasa (rys. 13.9d) zespół urabiający przesuwany jest do trzeciego pasa. Po zakończeniu rabowania pasa pierwszego rozpoczyna się urabianie kolejnego, trzeciego pasa pokładu węgla (rys. 13.9e). W trakcie urabiania pasa trzeciego nie wykonuje się żadnych czynności związanych z rabowaniem obudowy bądź skracaniem przenośnika (rys. 13.9f).

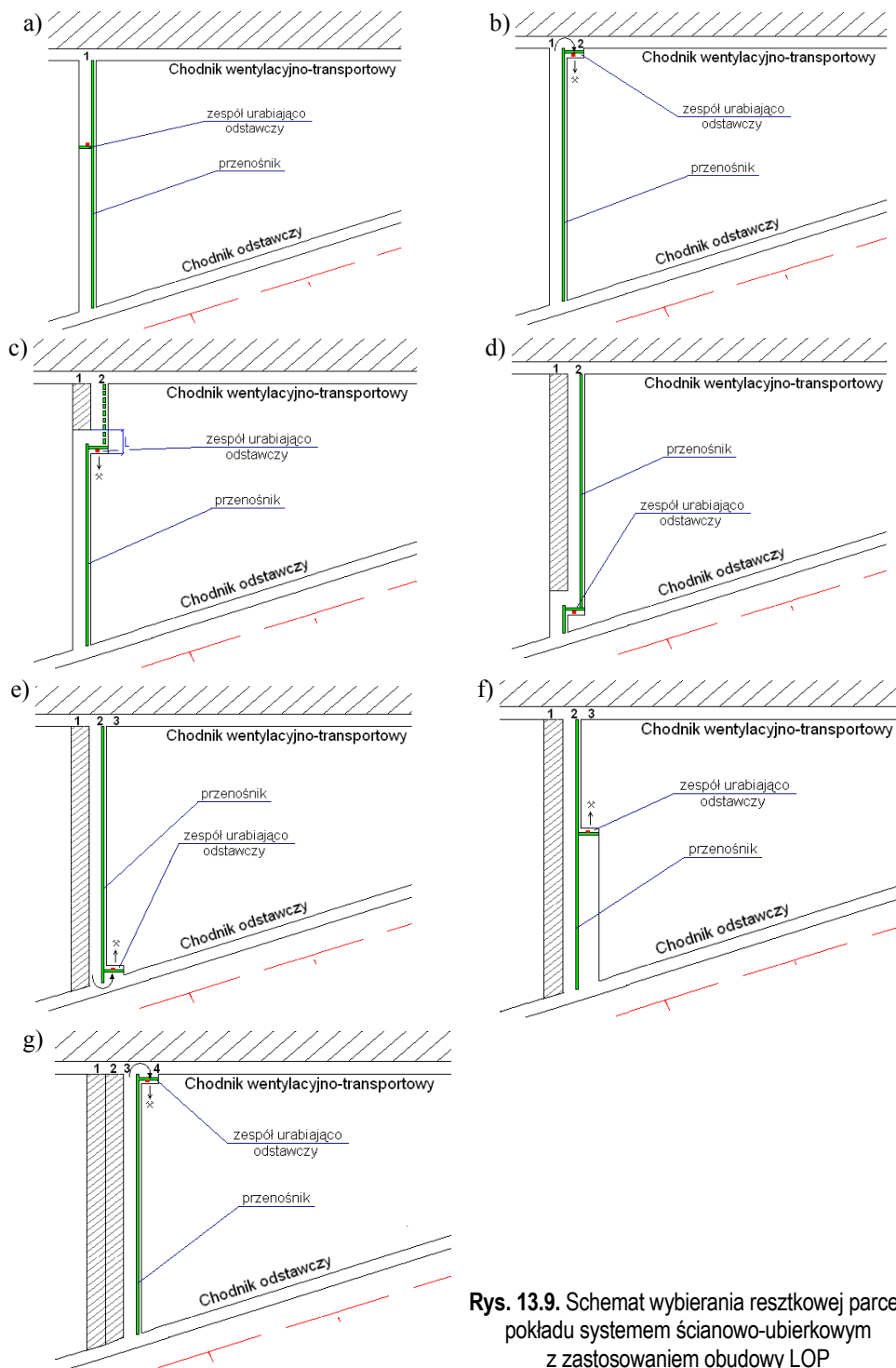
ETAP IV

Po zakończeniu urabiania pasa trzeciego następuje przekładka przenośnika ścianowego wraz z zespołem urabiającym i zarabowanie obudowy pasa drugiego (rys. 13.9g). Po wykonaniu tych czynności można przystąpić do wybierania pasa kolejnego. W trakcie urabiania następuje skracanie przenośnika podścianowego i rabowanie obudowy wybranego wcześniej pasa pierwszego. Elementy przenośnika przekładane są na przeciwny ośrodek wyrobiska i montowane. Linia rabowania znajduje się w bezpiecznej odległości L od czoła przodka.

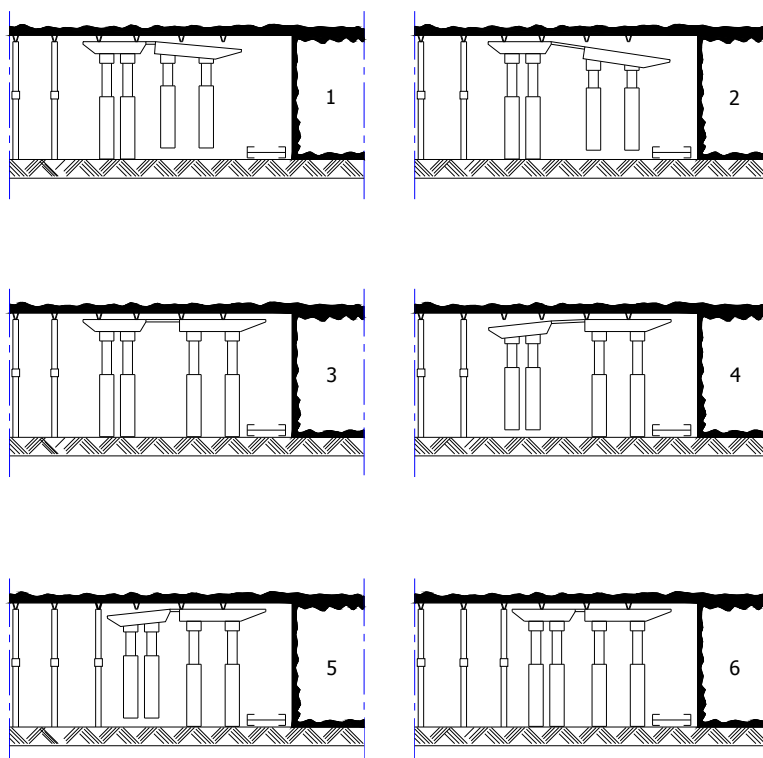
Etapy I–IV powtarza się aż do wybrania całej parceli węgla.

Wydobycie

Wydobycie dobowe, obliczone w oparciu o wzór (12.27), będzie wynosić około 500 Mg z jednego przodka.



Rys. 13.9. Schemat wybierania resztkowej parceli pokładu systemem ścianowo-ubierkowym z zastosowaniem obudowy LOP



Rys. 13.10. Fazy pracy lekkiej obudowy przesuwnej LOP (Kostyk, Koziół 1984; Kostyk, Koziół, Bułaszenko 1985)

Odstawa

Urobek ładowany jest za pomocą kombajnu jednoramionowego na przenośnik zgrzeblowy kątowy, współpracujący z innym przenośnikiem (zgrzeblowym lub taśmowym) w zależności od długości wyrobiska eksploatacyjnego. Następnie urobek transportuje się przenośnikami taśmowymi zabudowanymi w wyrobiskach, stanowiących trasę transportu urobku do załadowni.

Transport

Materiały będą dostarczane kolejką SKL do stacji nadawczo-odbiorczej przodkowej, znajdującej się przy skrzyżowaniu do wyrobiska eksploatacyjnego, skąd do przodka będą transportowane ręcznie. W przypadku znacznej odległości między chodnikiem odstawczym a chodnikiem wentylacyjno-transportowym dopuszcza się wprowadzenie trasy kolejki do urabianego pasa w celu skrócenia transportu ręcznego.

Rabowanie

Rabowanie wybranego pasa pokładu odbywa się zgodnie z opisem zawartym w technologii wykonania robót. Przed przystąpieniem do rabowania, na stojakach obudowy ostatecznej pasa sąsiedniego rozpina się siatkę MM, aby uniemożliwić przesypywanie się skał tworzących gruzowisko zawałowe. Wyrabowana obudowa jest wykorzystywana w urabianym pasie pokładu.

Przewietrzanie

Powietrze jest doprowadzane z wyrobisk stanowiących obrys pola eksploatacyjnego i wyprowadzane na drogi wentylacyjne w kierunku szybów wydechowych. Wyrobiska eksploatacyjne są przewietrzane obiegowym prądem powietrza.

Organizacja pracy i obłożenie robót

Organizacja robót w ubierce (o szerokości ok. 6,0 m) jest podobna jak w ścianach z kombajnami jednoorganowymi urabiającymi dwuwarstwowo. Brygada przodkowa jest brygadą kompleksową (tab. 13.9).

Tabela 13.9. Obłożenie osobowe dla przodka w ścianowo-ubierkowym systemie wybierania z zastosowaniem obudowy LOP

Stanowisko	Liczba pracowników
Górnik przodowy	3
Górnik kombajnowy	3
Górnik przekładkowy	6
Górnik budowacz	6
Górnik obsługujący przenośnik	9
Transport materiałów	8
Obsługa energomechaniczna	6
Dozór średni	3
Dozór oddziałowy	1
Razem	45 roboczodniówek

13.1.3.3. System ubierkowy (krotka ściana) – wariant III

Założenia

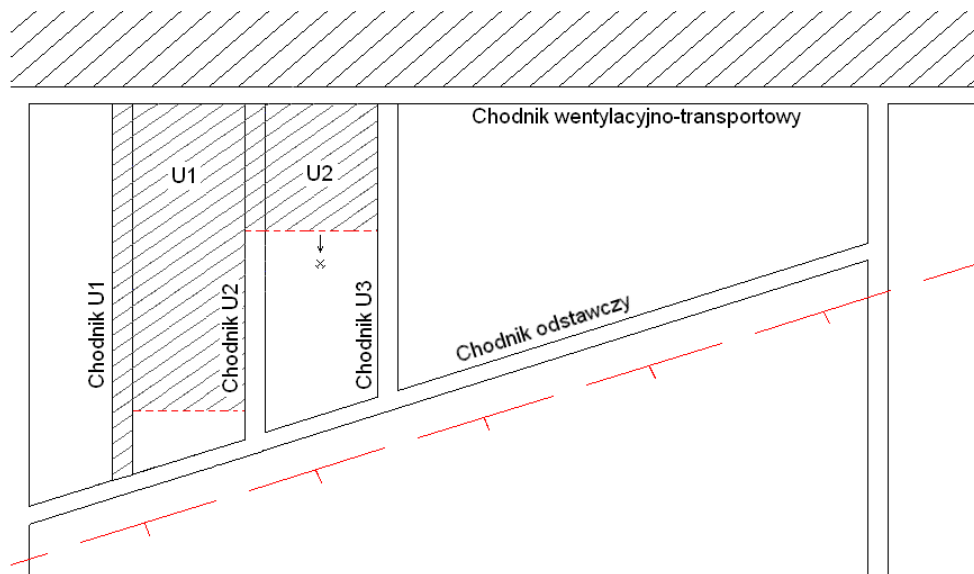
System ubierkowy jest zalecany do wybierania foremnych parcel węgla (ze stałą długością frontu eksploatacyjnego) lub nieforemnych (ze zmienną długością frontu eksploatacyjnego). Ubierka może być prowadzona podłużnie lub poprzecznie, z zawalaniem stropu lub z podsadzką hydrauliczną.

System ubierkowy (krotka ściana) jest wyposażony w typowy kompleks ścianowy (kombajn, obudowa zmechanizowana i urządzenia odstawy). Urabianie odbywa się między chodnikami przyścianowymi, na całą grubość pokładu, zabiorami o głębokości zależnej od zastosowanego kombajnu. Urabianie może się odbywać jedno- lub dwukierunkowo. Po dojechaniu kombajnu do jednego z chodników przyścianowych następuje przekładka przenośnika odstawczego wraz z kombajnem i rozpoczyna się wybieranie kolejnego pasa (w wariantcie z urabianiem dwukierunkowym) lub ruch powrotny z czyszczeniem przenośnika (w wariantcie z urabianiem jednokierunkowym), po którym następuje przekładka przenośnika odstawczego wraz z kombajnem i rozpoczyna się wybieranie kolejnego pasa.

Przygotowanie resztki do wybierania systemem ubierkowym polega na wykonaniu podstawowych wyrobisk korytarzowych, stanowiących obrys przygotowanego do eksploatacji pola wybierkowego (rys. 13.11). Wyrobiska te będą pełnić funkcję wyrobisk odstawczych i transportowo-materiałowych. Następnie, między chodnikiem od-

stawczym i wentylacyjno-transportowym, drąży się, w odległości równej planowanej długości ubierki, wyrobiska przyścianowe, które zazwyczaj są równoległe do siebie.

Wybieranie parceli odbywa się przez prowadzenie ubierki (ubierek) o długości do 45 m. Pole przewidziane do eksploatacji dzieli się w ten sposób, aby odległość między kolejnymi chodnikami odpowiadała planowanej długości ubierki.



Rys. 13.11. Przykładowy sposób rozcięcia resztki pokładu węgla w celu wybrania jej systemem ubierkowym

Wypożenie

Typowe wypożenie ubierki stanowi kompleks ścianowy składający się z:

- kombajnu ścianowego (np. KSW-460NE),
- przenośnika ścianowego (np. GLINIK-298/800/BP1),
- przenośnika podścianowego (np. AZIS-1200),
- kruszarki kęsów (np. SB-900),
- obudowy zmechanizowanej (np. BW-12/34-OzMRW).

Obudowa

Obudowę wyrobisk korytarzowych będą stanowić odrzwia stalowej obudowy łukowej podatnej, zabudowane z podziałką zależną od warunków geologiczno-górnictwowych. Do wykładki stropu i ociosów będzie stosowane drewno lub siatka zgrzewana, a do stabilizacji odrzwi co najmniej trzy rozpory z materiałów niepalnych (np. stalowe dwustronnego działania, mocowane w sposób trwały do odrzwi obudowy) między wszystkimi odrzwiami obudowy. Pozostałe rozpory mogą być wykonane z drewna.

W zależności od warunków odrzwia obudowy ŁP będą wzmacniane obudową kotwową, podciągami lub stojakami.

Do zabudowy ubierki będą stosowane sekcje obudowy zmechanizowanej ze stropnicą wychylno-wysuwną. Sterowanie sekcjami obudowy będzie odbywać się

systemem przyległym z sąsiedniej sekcji, rozpartej powyżej sekcji przesuwanej. Korygowanie położenia sekcji prowadzone będzie osłonami bocznymi ruchomymi podczas przesuwania sekcji.

Technologia prowadzenia robót

Ubierka U1 będzie eksploatowana systemem podłużnym z zawalem stropu, od chodnika U1 w kierunku chodnika U2. Będzie prowadzona prostoliniowo, na wysokość wynikającą z bieżącej miąższości pokładu oraz możliwego zakresu pracy kompleksu ścianowego.

Chodnik U1 będzie likwidowany wraz z postępem ubierki, natomiast chodnik U2, utrzymywany dla kolejnej ubierki.

Przed rozpoczęciem cyklu urabiania wszystkie sekcje liniowe oraz chodnikowe powinny być dosunięte do ociosu ubierki, przy jednoczesnym zsunięciu stropnic wysuwnych i rozparciu osłon czoła. Po wykonaniu skrawu kombajnem, następuje zabezpieczenie stropu przez wysunięcie stropnic wysuwnych obudowy zmechanizowanej.

Po wycofaniu kombajnu, zatrzymaniu urabiania i ruchu przenośnika ścianowego przystępuje się do zabezpieczenia stropu skrzyżowania chodnika z ubierką.

Po przekładce przenośnika sekcje obudowy zmechanizowanej będą przesuwane, po uprzednim zsunięciu stropnic wysuwnych.

Przekładka przenośnika ścianowego będzie wykonywana za pomocą układów przesuwnych, w które wyposażona jest obudowa. Układy przesuwne przez łączniki są połączone z rynnami przenośnika ścianowego. Obsługę kombajnu będą stanowić wykwalifikowani kombajniści oraz ich pomocnicy.

Chodnik U2 będzie utrzymywany dla następnej ubierki i będzie pełnił funkcję chodnika podścianowego dla ubierki U2. Chodnikiem tym, po zakończeniu eksploatacji ubierki U1, będzie prowadzone przezbijanie kompleksu ścianowego.

Wydobycie

Na podstawie doświadczeń założono, że postęp dobowy ubierki o długości 45 m może wynosić około 15 m – dla wariantu prowadzenia ubierki z zawalem stropu. Wydobycie dobowe, w zależności od postępu parametrów wyrobiska, można wyznaczyć w oparciu o równanie (12.27). Dla resztki prowadzonej na wysokość 3 m będzie wynosić od 2100 do 2600 Mg/dobę.

Odstawa

Urobek ładowany jest za pomocą organów kombajnowych, w trakcie urabiania oraz w trakcie czyszczenia pola przyociosowego, na przenośnik zgrzeblowy. Czyszczenie pola przyociosowego będzie odbywać się za pomocą klinów ładujących przenośnika ścianowego, co wyeliminuje potrzebę wchodzenia ludzi w przestrzeń między czołem ubierki a przenośnikiem. Następnie urobek transportuje się przenośnikami taśmowymi zabudowanymi w wyrobiskach, stanowiących trasę transportu urobku do załadowni.

Transport

Materiały będą dostarczane kolejką SKL do stacji nadawczo-odbiorczej przodkowej znajdującej się w chodniku nadścianowym (chodnik U1), skąd do przodka będą transportowane ręcznie.

Rabowanie

Chodnik U2 będzie utrzymywany dla następnej ubierki i będzie pełnił funkcję chodnika podścianowego dla ubierki U2. Chodnikiem tym, po zakończeniu eksploatacji ubierki U1, będzie prowadzone przezbrajanie kompleksu ścianowego. Chodnik U1 będzie rabowany wraz z postępem ubierki, do maksymalnie 6 m za jej czołem.

Przewietrzanie

Powietrze jest doprowadzane z wyrobisk stanowiących obrys pola eksploatacyjnego i wyprowadzane na drogi wentylacyjne w kierunku szybów wydechowych. Wyrobiska eksploatacyjne są przewietrzane obiegowym prądem powietrza.

Organizacja pracy i obłożenie robót

Organizacja robót w ubierce jest podobna jak w ścianach z kombajnami jednoorowanymi urabiającymi dwuwarstwowo. Brygada przodkowa jest brygadą kompleksową składającą się z pracowników wymienionych w tabeli 13.10, w której przedstawiono także dobowe obłożenie osobowe dla ubierki prowadzonej z zawałem stropu, w trzymianowym systemie pracy.

Tabela 13.10. Obłożenie osobowe dla ubierki w systemie trózmianowym

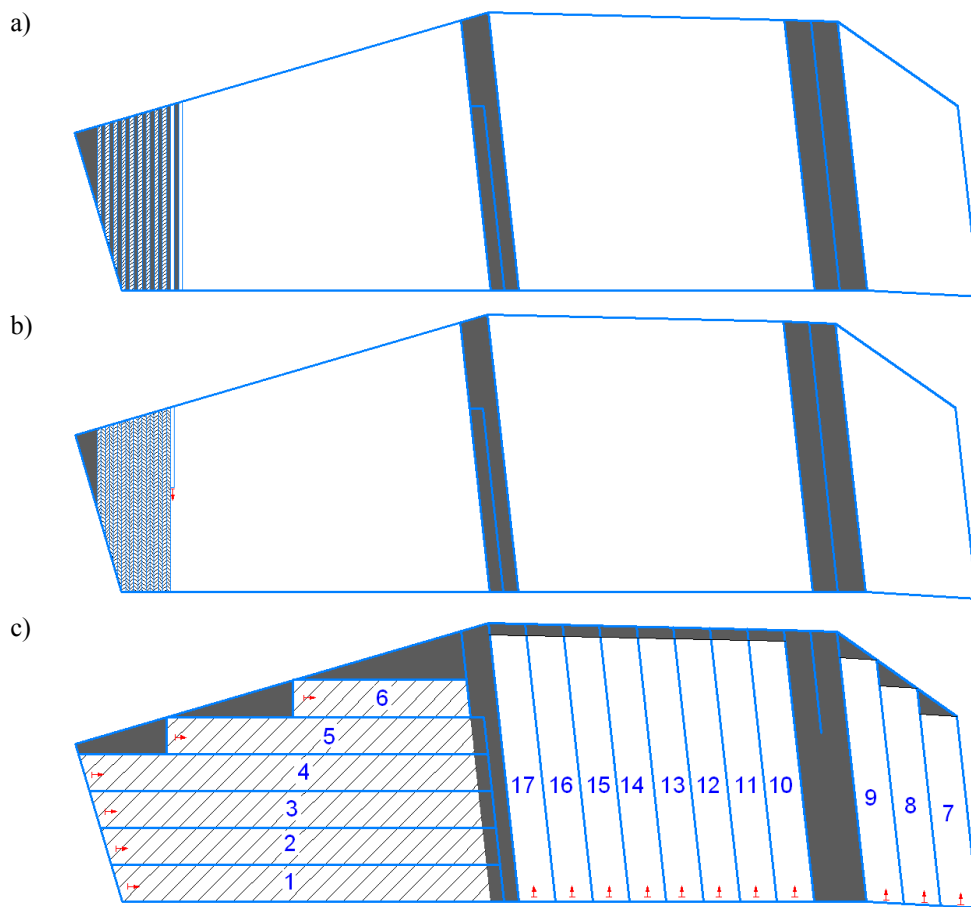
Stanowisko	Liczba pracowników
Górnik przodowy	3
Górnik kombajnowy	6
Górnik sekcyjny	6
Górnik obsługujący odstawę	6
Górnik budujący skrzyżowania ściana – chodnik	18
Transport materiałów	4
Obsługa energomechaniczna	6
Dozór średni	3
Dozór oddziałowy	1
Razem	52 roboczodniówki

13.2. Studium przypadku wybrania resztek pokładów – część ekonomiczna

Analiza efektywności finansowej planowanego przedsięwzięcia została wykonana z zastosowaniem dynamicznych metod dyskontowych, uwzględniających zmianę wartości pieniądza w czasie. Celem analizy jest zbadanie opłacalności wydobycia zasobów węgla w resztkach pokładów, których charakterystyka została przedstawiona w rozdziale 8, za pomocą trzech wariantów prowadzenia eksploatacji, tj. systemu chodnikowego, systemu ścianowo-ubierkowego oraz systemu ubierkowego (podrozdział 13.1.3).

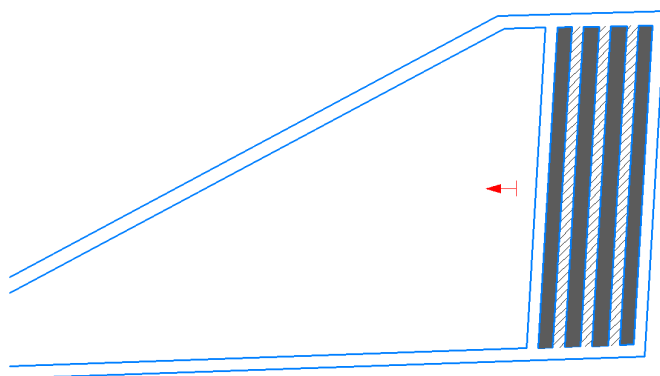
Analizę przeprowadzono dla resztki pokładu z KWK „Pokój” o symbolu: 22_507_2 oraz dla resztek z ZG „Piekary” o symbolach: 33_419_1, 34_510/I-II_1, 28_510w III_2 oraz 32_510wI_2.

Sposób przygotowania analizowanych resztek do eksploatacji oraz sposób prowadzenia eksploatacji przedstawiono na rysunkach 13.12–13.15.

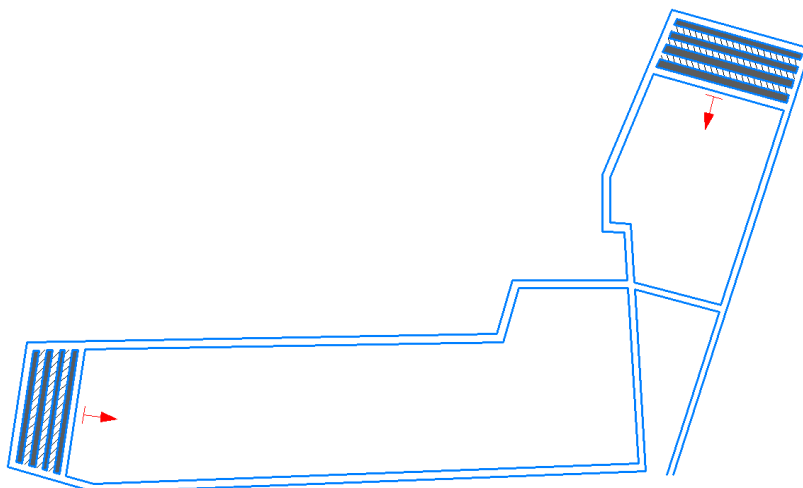


Rys. 13.12. Sposób prowadzenia eksploatacji w resztkce 22_507_2: a – systemem chodnikowym, b – systemem ścianowo-ubierkowym, c – systemem ubierkowym

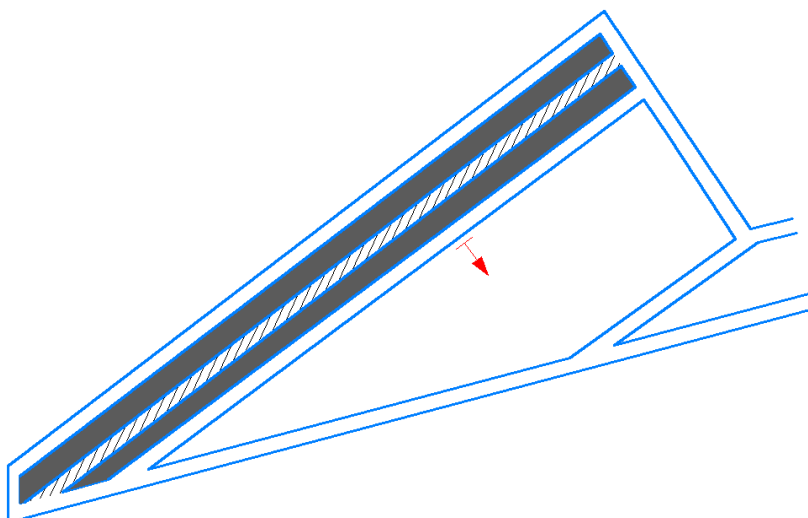
a)



b)

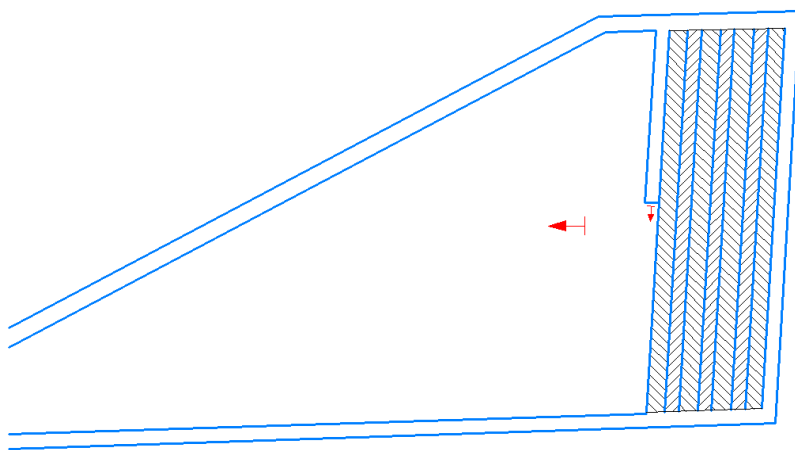


c)

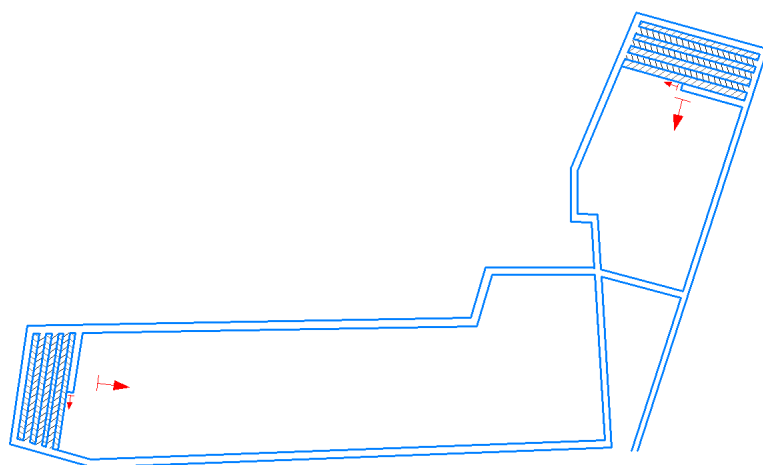


Rys. 13.13. Sposób prowadzenia eksploatacji systemem chodnikowym w resztkach: a – 33_419_1,
b – 34_510/I-II_1, c – 28_510w III_2

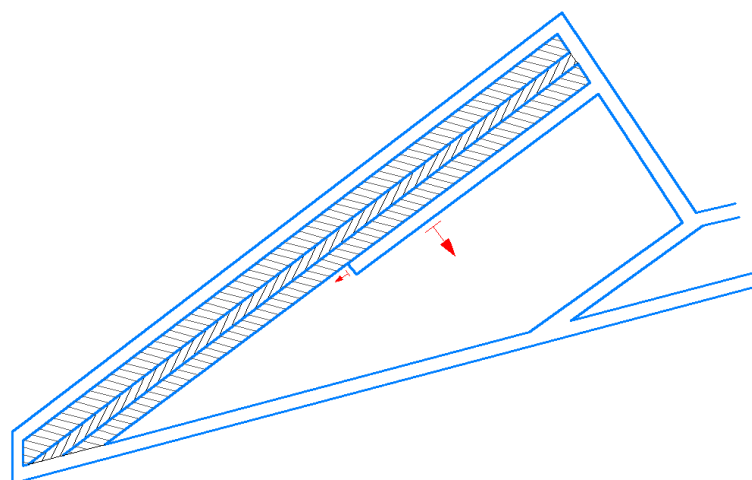
a)



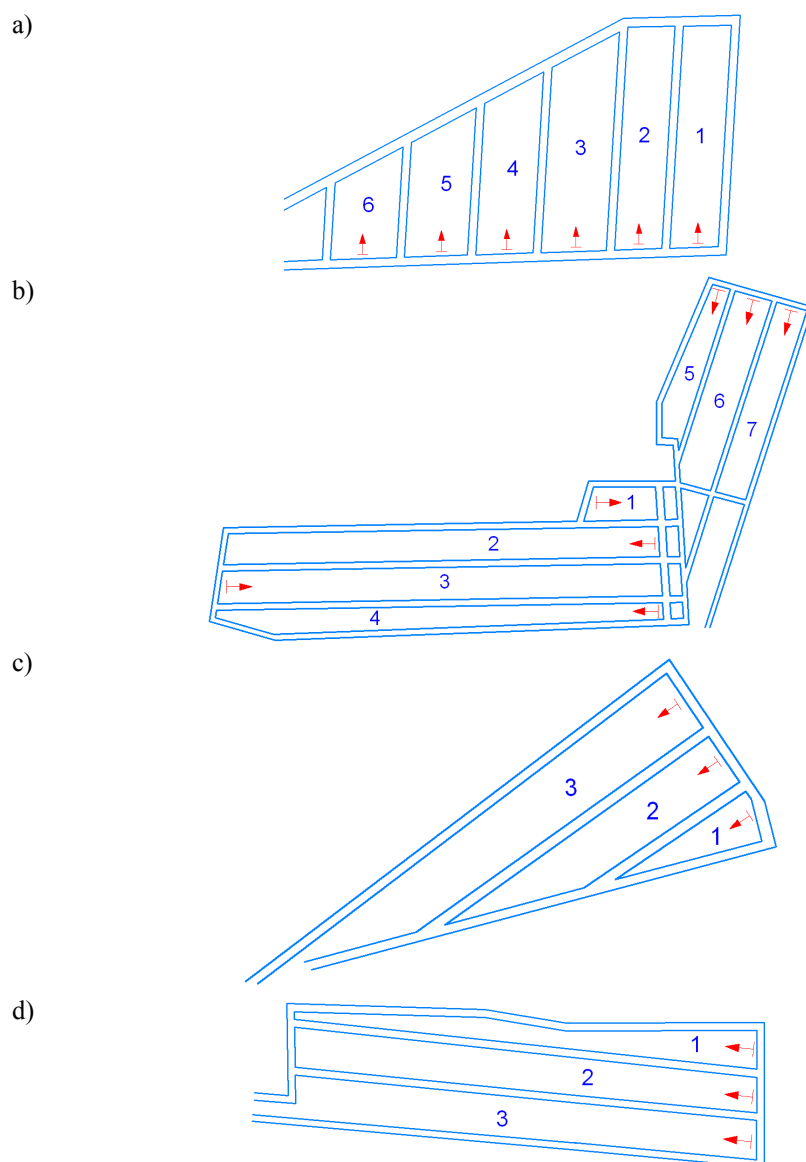
b)



c)



Rys. 13.14. Sposób prowadzenia eksploatacji systemem ścianowo-ubierkowym w resztkach:
a – 33_419_1, b – 34_510/I-II_1, c – 28_510w III_2



Rys. 13.15. Sposób prowadzenia eksploatacji systemem ubierkowym w resztkach: a – 33_419_1, b – 34_510/I-II_1, c – 28_510w III_2, d – 32_510wl_2

13.2.1. Założenia ekonomiczne

Szczegółowe założenia dotyczące parametrów ekonomicznych, dla których wykonana została analiza efektywności, przedstawiono w tabeli 13.11.

Do analizy przyjęto opracowany harmonogram eksploatacji poszczególnych resztek, zawierający zakres robót udostępniających, przygotowawczych oraz eksploata-

cyjnych w maksymalnym okresie realizacji przedsięwzięcia, tj. pięciu lat. Ponadto założono liniową amortyzację zakupionych w ramach inwestycji urządzeń.

Tabela 13.11. Założenia ekonomiczne

Wyszczególnienie	
Okres realizacji inwestycji w latach	5
Stopa dyskontowa	7%
Stawka amortyzacji kombajnu chodnikowego i ścianowego	25%
Stawka amortyzacji obudowy zmechanizowanej, w tym obudowy LOP	20%
Stawka amortyzacji przenośnika zgrzeblowego ścianowego i podścianowego	25%
Stawka amortyzacji przenośnika taśmowego	20%
Stawka amortyzacji wyposażenia dodatkowego (średnio)	18,2%
Koszt roboczodniówki	320 zł/dobę
Średni koszt wykonania 1 m robót przygotowawczych	5500 zł/m
Średnia założona cena zbytu 1 Mg węgla	265 zł/Mg

13.2.2. Koszty przygotowania frontu eksploatacji, prognoza kosztów produkcji oraz prognoza przychodów

Szczegółowe zestawienie kosztów inwestycji, kosztów przygotowania frontu eksploatacji, prognozę kosztów produkcji oraz prognozę przychodów przedstawiono w tabelach 13.13–13.15 – dla KWK „Pokój” oraz 13.16–13.18 – dla ZG „Piekary”.

Tabela 13.12. Koszty zakupów

Wyszczególnienie	Koszt, zł
Wariant I – system chodnikowy	8 500 000 zł
Kombajn chodnikowy	4 500 000
Przenośnik taśmowy (2 sztuki)	4 000 000
Wariant II – system ścianowo-ubierkowy z obudową LOP	8 950 000 zł
Kombajn ubierkowy	4 500 000
Przenośnik taśmowy (2 sztuki)	4 000 000
Obudowa LOP (5 sekcji) + przenośnik zgrzeblowy	450 000
Wariant III – system ubierkowy	20 565 000 zł
Kombajn ścianowy	3 935 000
Obudowa zmechanizowana (30 sztuk)	5 610 000
Przenośnik ścianowy z układami przesuwными	2 350 000
Kompleks podścianowy z kruszarką oraz układem przesuwным	2 850 000
Przenośnik taśmowy (2 sztuki)	4 000 000
Wyposażenie dodatkowe (wyposażenie elektryczne + instalacja wodna)	1 820 000

Koszty przygotowania produkcji oraz koszty produkcji (w tym zakres robót związanych z przygotowaniem produkcji oraz z produkcją), a także prognoza sprzedaży i przychodów ze sprzedaży dla analizowanego przedsięwzięcia, zostały określone w oparciu o opracowane harmonogramy realizacji prac oraz na podstawie doświadczeń w zakresie kalkulacji poszczególnych kosztów składowych (w przychodach dodatkowo uwzględniono sprzedaż węgla wydobywanego w ramach prowadzonych prac przygotowawczych). Do prognozy wartości sprzedaży przyjęto cenę jednej tony węgla na poziomie 265 zł.

Tabela 13.13. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztki 22_507_2 systemem chodnikowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jednostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	8 500 000	0	0	0	0
1.1	kombajn chodnikowy	zł	4 500 000	–	–	–	–
1.2	przenośniki taśmowe (2 szt.)	zł	4 000 000	–	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1+2.2+2.3)	zł	11 664 500	887 610	691 080	691 080	591 740
2.1	Roboty przygotowawcze drażeniowe	zł	11 286 000	0	0	0	0
2.1.1	wykonane metry	m	2 052	–	–	–	–
2.1.2	średni koszt drażenia wyrobiska (w-k)	zł/m	5 500	–	–	–	–
2.2	Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego wraz z odstawą (przezbrojenie)	zł	378 500	887 610	691 080	691 080	591 740
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia odstawy		275 200	495 360	385 280	385 280	330 240
	ilość roboczodniówek	dn	860	1 548	1 204	1 204	1 032
	wartość roboczodniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	57 400	103 200	80 300	80 300	68 800
2.2.3	Remonty	zł	0	206 400	160 600	160 600	137 600
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	11 500	20 650	16 700	16 700	13 800
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	34 400	62 000	48 200	48 200	41 300
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji		1 395 356	9 449 379	9 769 181	9 769 181	9 924 126
2.4	Koszty produkcji	zł	589 510	8 746 380	9 040 150	9 040 150	9 182 160
2.4.1	Koszty robocizny eksploatacji (wraz z podsadzaniem)	zł	220 160	3 041 280	3 136 000	3 136 000	3 183 360
	ilość dniówek	dn	688	9 504	9 800	9 800	9 948
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	334 400	4 514 400	4 681 600	4 681 600	4 765 200
	ilość metrów	m.b.	152	2 052	2 128	2 128	2 166
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanego chodnika	zł	2 200	2 200	2 200	2 200	2 200
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	12 550	180 000	183 300	183 300	183 300
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	16 800	240 000	245 000	245 000	245 000
2.4.5	Pozostałe	zł	5 600	80 000	81 500	81 500	81 500
2.4.6	Materiał do podsadzania	zł	–	690 700	712 750	712 750	723 800
2.5	Przyrost kosztów poza wyrobiskiem eksploatacyjnym (koszty zmienne struktury)	zł	805 846	702 999	729 031	729 031	741 966
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawą główną (zł/Mg)	3,95	199 317	173 879	180 318	180 318	183 517
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	3,00	151 380	132 060	136 950	136 950	139 380
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	149 866	130 739	135 581	135 581	137 986
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	209 914	183 123	189 904	189 904	193 274
2.5.7	Oплата eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	95 369	83 198	86 279	86 279	87 809
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
3.1	zakup kombajnu chodnikowego (4 lata)	zł	1 125 000	1 125 000	1 125 000	1 125 000	
3.2	przenośniki taśmowe – 2 szt. (5 lat)	zł	800 000	800 000	800 000	800 000	800 000
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	13 371 900	11 665 300	12 097 250	12 097 250	12 311 900
4.1	wydobycie (eksploatacja)	Mg	3 260	44 020	45 650	45 650	46 460
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	47 200	0	0	0	0
4.3	wydobycie łączne	Mg	50 460	44 020	45 650	45 650	46 460
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	14 984 856	12 261 989	12 385 261	12 385 261	11 315 866
5.1	koszt produkcji	Mg	13 059 856	10 336 989	10 460 261	10 460 261	10 515 866
5.2	koszt amortyzacji	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	–1 612 956	–596 689	–288 011	–288 011	996 034
7.	Podatek	zł	0	0	0	0	189 246
8.	Zysk (strata) netto	zł	–1 612 956	–596 689	–288 011	–288 011	806 787
9.	(+) Amortyzacja	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
10.	(–) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	8 500 000	0	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	–8 187 956	1 328 311	1 636 990	1 636 990	1 606 787
12.	Współczynnik dyskontowania (7%)	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	–8 187 956	1 241 412	1 429 810	1 336 271	1 225 810
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	–
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	–8 187 956	–6 946 544	–5 516 734	–4 180 463	–2 954 653
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł					–2 954 653
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%					brak
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–			–		
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas					brak

Tabela 13.14. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztki 22_507_2 systemem ścianowo-ubierkowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jednostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	8 950 000	0	0	0	0
1.1	kombajn	zł	4 500 000	–	–	–	–
1.2	przenośniki taśmowe (2 szt.)	zł	4 000 000	–	–	–	–
1.3.	obudowa LOP (5 szt.) + przenośnik zgrzeblowy	zł	450 000	–	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1 + 2.2 + 2.3)	zł	11 742 000	0	0	0	228 000
2.1	Roboty przygotowawcze drażeniowe	zł	11 286 000	0	0	0	0
2.1.1	wykonane metry	m	2 052	–	–	–	–
2.1.2	średni koszt drażenia wyrobiska (w-k)	zł/m	5 500	–	–	–	–
2.2.	Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego wraz z odstawą (przezbrojenie)	zł	456 000	0	0	0	228 000
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia odstawy		288 000	0	0	0	144 000
	ilość roboczodniówek	dn	900	–	–	–	450
	wartość roboczodniówki	zł/dn	320	–	–	–	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	60 000	–	–	–	30 000
2.2.3	Remonty	zł	60 000	–	–	–	30 000
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	12 000	–	–	–	6 000
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	36 000	–	–	–	18 000
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji		1 923 603	18 105 847	18 226 807	18 295 927	17 283 013
2.4	Koszty produkcji	zł	1 111 330	16 506 920	16 627 880	16 697 000	15 747 380
2.4.1	Koszty robocizny eksploatacji	zł	276 480	3 352 320	3 473 280	3 542 400	3 300 480
	ilość dniówek	dn	864	10 476	10 854	11 070	10 314
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	633 600	9 979 200	9 979 200	9 979 200	9 583 200
	ilość metrów	m.b.	288	4 536	4 536	4 536	4 356
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanego chodnika	zł	2 200	2 200	2 200	2 200	2 200
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	14 850	233 800	233 800	233 800	224 500
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	19 800	317 700	317 700	317 700	165 200
2.4.5	Pozostałe	zł	6 600	103 900	103 900	103 900	54 000
2.4.6	Materiał przy podszaszaniu	zł	160 000	2 520 000	2 520 000	2 520 000	2 420 000
2.5	Przyrost kosztów poza wyrobiskiem eksploatacyjnym (koszty zmienne struktury)	zł	812 273	1 598 927	1 598 927	1 598 927	1 535 633
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawą główną (zł/Mg)	3,05	164 395	323 605	323 605	323 605	310 795
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	3,00	161 700	318 300	318 300	318 300	305 700
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	160 083	315 117	315 117	315 117	302 643
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	224 224	441 376	441 376	441 376	423 904
2.5.7	Opłata eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	101 871	200 529	200 529	200 529	192 591
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	1 940 000	2 015 000	2 015 000	2 015 000	890 000
3.1	kombajn chodnikowy (4 lata)	zł	1 125 000	1 125 000	1 125 000	1 125 000	–
3.2	przenośniki taśmowe – 2 szt. (5 lat)	zł	800 000	800 000	800 000	800 000	800 000
3.3	obudowa LOP – 5 szt. (5 lat)	zł	15 000	90 000	90 000	90 000	90 000
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	14 283 500	28 116 500	28 116 500	28 116 500	27 003 500
4.1	wydobycie (eksploatacja)	Mg	6 700	106 100	106 100	106 100	101 900
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	47 200	0	0	0	0
4.3	wydobycie łączne	Mg	53 900	106 100	106 100	106 100	101 900
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	15 605 603	20 120 847	20 241 807	20 310 927	18 401 013
5.1	koszt produkcji	Mg	13 665 603	18 105 847	18 226 807	18 295 927	17 511 013
5.2	koszt amortyzacji	zł	1 940 000	2 015 000	2 015 000	2 015 000	890 000
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	–1 322 103	7 995 653	7 874 693	7 805 573	8 602 487
7.	Podatek	zł	0	1 519 174	1 496 192	1 483 059	1 634 473
8.	Zysk (strata) netto	zł	–1 322 103	6 476 479	6 378 501	6 322 514	6 968 014
9.	(+) Amortyzacja	zł	1 940 000	2 015 000	2 015 000	2 015 000	890 000
10.	(–) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	8 950 000	0	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	–8 332 103	8 491 479	8 393 501	8 337 514	7 858 014
12.	Współczynnik dyskontowania (7%)	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	–8 332 103	7 935 962	7 331 209	6 805 895	5 994 842
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	75 000
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	–8 332 103	–396 141	6 935 068	13 740 963	19 810 804
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł					19 810 804
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%					93,62%
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–					2,21
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas					2 lata 1 miesiąc

Tabela 13.15. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztki 22_507_2 systemem ubierkowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jed- nostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	–	20 565 000	0,00	0,00	0,00
1.1	zakup kombajnu ścianowego	zł	–	3 935 000	–	–	–
1.2	obudowa zmechanizowana 30 szt.	zł	–	5 610 000	–	–	–
1.3	zakup przenośnika ścianowego z układami przesuwymi	zł	–	2 350 000	–	–	–
1.4	zakup kompleksu podścianowego z kruszarką oraz układem przesuwym	zł	–	2 850 000	–	–	–
1.5	zakup przenośników taśmowych (2 szt.)	zł	–	4 000 000	–	–	–
1.6	zakup wyposażenia dodatkowego (wyposażenie elektryczne + instalacja wodna)	zł	–	1 820 000	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1 + 2.2 + 2.3)	zł	12 650 000	15 921 840	18 291 720	18 050 240	8 341 800
2.1	Roboty przygotowawcze drążeniowe	zł	12 650 000	12 650 000	13 200 000	13 200 000	3 355 000
2.1.1	wykonane metry	m	2 300	2 300	2 400	2 400	610
2.1.2	średni koszt drążenia wyrobisk przyscianowych (w-k)	zł/m	5 500	5 500	5 500	5 500	5 500
2.2.	Koszty zbrojenia i likwidacji ubierki wraz z odstawą (przezbrownienie)	zł	0	3 271 840	5 091 720	4 850 240	4 986 800
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia ubierki wraz z odstawą	–	0	1 347 840	2 046 720	1 930 240	1 996 800
	ilość robocizniówek	dn	–	4 212	6 396	6 032	6 240
	wartość robocizniówki	zł/dn	–	320	320	320	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	–	790 000	1 250 000	1 200 000	1 230 000
2.2.3	Remonty	zł	–	660 000	1 030 000	1 000 000	1 020 000
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	–	79 000	135 000	120 000	125 000
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	–	395 000	630 000	600 000	615 000
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji		844 813	16 904 851	20 065 473	21 105 972	18 663 406
2.4	Koszty produkcji w ubierce	zł	0	12 428 460	14 844 880	15 650 620	14 269 580
2.4.1	Koszty robocizny eksploatacji ubierki wraz z obsługą odstawy i podsadzaniem	zł	0	2 453 760	2 930 880	3 089 920	2 817 280
	ilość dniówek	dn	–	7 668	9 159	9 656	8 804
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	0	2 592 000	3 096 000	3 264 000	2 976 000
	ilość metrów	m	–	1 296	1 548	1 632	1 488
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanej ubierki	zł	–	2 000	2 000	2 000	2 000
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	–	844 000	1 008 000	1 063 000	969 000
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	–	803 700	960 000	1 012 000	922 800
2.4.5	Pozostałe	zł	–	335 000	400 000	421 700	384 500
2.4.6	Materiał do podsadzania	zł	–	5 400 000	6 450 000	6 800 000	6 200 000
2.5	Przyrost kosztów poza ubierką (koszty zmienne struktury)	zł	844 813	4 476 391	5 220 593	5 455 352	4 393 826
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawą główną (zł/Mg)	3,95	208 955	1 107 185	1 291 255	1 349 320	1 086 764
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	3,00	158 700	840 900	980 700	1 024 800	825 390
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	157 113	832 491	970 893	1 014 552	817 136
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	220 064	1 166 048	1 359 904	1 421 056	1 144 541
2.5.5	Opłata eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	99 981	529 767	617 841	645 624	519 996
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	0	3 402 494	4 536 659	4 536 659	4 536 659
3.1	zakup kombajnu ścianowego (4 lata)	zł	–	737 813	983 750	983 750	983 750
3.2	zakup obudowy zmechanizowanej – 30 szt. (5 lat)	zł	–	841 500	1 122 000	1 122 000	1 122 000
3.3	zakup przenośnika ścianowego (4 lata)	zł	–	440 625	587 500	587 500	587 500
3.4	zakup kompleksu podścianowego z kruszarką (4 lata)	zł	–	534 375	712 500	712 500	712 500
3.5	zakup przenośników taśmowych – 2 szt. (5 lat)	zł	–	600 000	800 000	800 000	800 000
3.6	zakup wyposażenia dodatkowego (5,5 lat)	zł	–	248 182	330 909	330 909	330 909
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	14 018 500	74 279 500	86 628 500	90 524 000	72 909 450
4.1	wydobycie z ubierki	Mg	–	227 400	271 700	286 400	261 100
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	52 900	52 900	55 200	55 200	14 030
4.3	wydobycie łączne	Mg	52 900	280 300	326 900	341 600	275 130
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	13 494 813	36 229 185	42 893 852	43 692 871	31 541 865
5.1	koszt produkcji	Mg	13 494 813	32 826 691	38 357 193	39 156 212	27 005 206
5.2	koszt amortyzacji	zł	0	3 402 494	4 536 659	4 536 659	4 536 659
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	523 687	38 050 315	43 734 648	46 831 129	41 367 585
7.	Podatek	zł	99 501	7 229 560	8 309 583	8 897 914	7 859 841
8.	Zysk (strata) netto	zł	424 186	30 820 755	35 425 065	37 933 214	33 507 744
9.	(+) Amortyzacja	zł	0	3 402 494	4 536 659	4 536 659	4 536 659
10.	(–) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	0	20 565 000	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	424 186	13 658 249	39 961 724	42 469 874	38 044 403
12.	Współczynnik dyskontowania (7%)	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	424 186	12 764 719	34 904 117	34 668 068	29 023 893
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	3 552 528
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	424 186	13 188 905	48 093 023	82 761 090	115 337 511
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł	–	–	–	–	115 337 511
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%	–	–	–	–	–
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–	–	–	–	–	5,61
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas	–	–	–	–	–

Tabela 13.16. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztek: 33_419_1 i 34_510/I-II_1 systemem chodnikowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jednostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	8 500 000	0	0	0	0
1.1	kombajn chodnikowy	zł	4 500 000	–	–	–	–
1.2	przenośniki taśmowe (2 szt.)	zł	4 000 000	–	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1 + 2.2 + 2.3)	zł	11 581 380	1 628 520	2 021 320	1 577 940	1 577 940
2.1	Roboty przygotowawcze drażeniowe	zł	10 923 000	0	0	0	0
2.1.1	wykonane metry	m	1 986	–	–	–	–
2.1.2	średni koszt drażenia wyrobiska (k-w)	zł/m	5 500	–	–	–	–
2.2	Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego wraz z odstawą (przezbrojenie)	zł	658 380	1 628 520	2 021 320	1 577 940	1 577 940
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia odstawy		478 720,00	908 160,00	1 128 320,00	880 640,00	880 640,00
	ilość robocizniówek	dn	1 496	2 838	3 526	2 752	2 752
	wartość robocizniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	99 700	190 000	235 000	183 400	183 400
2.2.3	Remonty	zł	0	378 500	470 000	367 000	367 000
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	19 960	37 860	47 000	36 700	36 700
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	60 000	114 000	141 000	110 200	110 200
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji		4 586 647	7 799 797	7 008 038	7 532 137	7 532 137
2.4	Koszty produkcji	zł	3 888 500	6 960 980	6 369 520	6 960 980	6 960 980
2.4.1	Koszty robocizny eksploatacji	zł	1 444 800	2 586 880	2 366 720	2 586 880	2 586 880
	ilość dniówek	dn	4 515	8 084	7 396	8 084	8 084
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	2 200 000	3 938 000	3 603 600	3 938 000	3 938 000
	ilość metrów	m.b.	1 000	1 790	1 638	1 790	1 790
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanego chodnika	zł	2 200	2 200	2 200	2 200	2 200
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	87 700	157 000	143 700	157 000	157 000
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	117 000	209 300	191 600	209 300	209 300
2.4.5	Pozostałe	zł	39 000	69 800	63 900	69 800	69 800
2.5	Przyrost kosztów poza wyrobiskiem eksploatacyjnym (koszty zmienne struktury)	zł	698 147	838 817	638 518	571 157	571 157
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawą główną (zł/Mg)	2,95	138 503	166 410	126 673	113 310	113 310
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	2,90	136 155	163 589	124 526	111 389	111 389
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	139 442	167 538	127 532	114 078	114 078
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	195 312	234 666	178 630	159 786	159 786
2.5.7	Oплата eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	88 736	106 615	81 157	72 595	72 595
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
3.1	zakup kombajnu chodnikowego (4 lata)	zł	1 125 000	1 125 000	1 125 000	1 125 000	–
3.2	przenośniki taśmowe – 2 szt. (5 lat)	zł	800 000	800 000	800 000	800 000	800 000
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	12 441 750	14 948 650	11 379 100	10 178 650	10 178 650
4.1	wydobycie (eksploatacja)	Mg	21 450	38 410	35 140	38 410	38 410
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	25 500	18 000	7 800	0	0
4.3	wydobycie łączne	Mg	46 950	56 410	42 940	38 410	38 410
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	18 093 027	11 353 317	10 954 358	11 035 077	9 910 077
5.1	koszt produkcji	Mg	16 168 027	9 428 317	9 029 358	9 110 077	9 110 077
5.2	koszt amortyzacji	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	–5 651 277	3 595 333	424 742	–856 427	268 573
7.	Podatek	zł	0	683 113	80 701	0	51 029
8.	Zysk (strata) netto	zł	–5 651 277	2 912 220	344 041	–856 427	217 544
9.	(+) Amortyzacja	zł	1 925 000	1 925 000	1 925 000	1 925 000	800 000
10.	(–) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	8 500 000	0	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	–12 226 277	4 837 220	2 269 041	1 068 573	1 017 544
12.	Współczynnik dyskontowania (7%)	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	–12 226 276,50	4 520 766,33	1 981 868,44	872 274,12	776 279,73
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	–
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	–12 226 277	–7 705 510	–5 723 642	–4 851 368	–4 075 088
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł					–4 075 088
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%					brak
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–			–		
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas					brak

Tabela 13.17. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztek: 33_419_1; 34_510/I-II_1 i 28_510w III_2 systemem ścianowo-ubierkowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jednostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	8 950 000	0	0	0	0
1.1	kombajn	zł	4 500 000	–	–	–	–
1.2	przenośniki taśmowe (2 szt.)	zł	4 000 000	–	–	–	–
1.3.	obudowa LOP (5 szt.) + przenośnik zgrzeblowy	zł	450 000	–	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1 + 2.2 + 2.3)	zł	15 988 000	456 000	0	0	456 000
2.1	Roboty przygotowawcze drążeniowe	zł	15 532 000	0	0	0	0
2.1.1	wykonane metry	m	2 824	–	–	–	–
2.1.2	średni koszt drążenia wyrobiska (k-w)	zł/m	5 500	–	–	–	–
2.2.	Koszty zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego wraz z odstawą (przezbrojenie)	zł	456 000	456 000	0	0	456 000
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia odstawy		288 000	288 000	0	0	288 000
	ilość roboczodniówek	dn	900	900	–	–	900
	wartość roboczodniówki	zł/rdn	320	320	–	–	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	60 000	60 000	–	–	60 000
2.2.3	Remonty	zł	60 000	60 000	–	–	60 000
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	12 000	12 000	–	–	12 000
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	36 000	36 000	–	–	36 000
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji		8 779 057	15 478 800	16 557 180	16 746 475	15 392 354
2.4	Koszty produkcji	zł	7 590 200	13 545 700	14 713 300	14 713 300	13 545 500
2.4.1	Koszt robocizny eksploatacji	zł	1 872 000	3 340 800	3 628 800	3 628 800	3 340 800
	ilość dniówek	dn	5 850	10 440	11 340	11 340	10 440
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	5 148 000	9 187 200	9 979 200	9 979 200	9 187 200
	ilość metrów	m.b.	2 340	4 176	4 536	4 536	4 176
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanego chodnika	zł	2 200	2 200	2 200	2 200	2 200
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	205 000	366 300	398 000	398 000	366 300
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	274 000	488 400	530 500	530 500	488 400
2.4.5	Pozostałe	zł	91 200	163 000	176 800	176 800	162 800
2.5	Przyrost kosztów poza wyrobiskiem eksploatacyjnym (koszty zmienne struktury)	zł	1 188 857	1 933 100	1 843 880	2 033 175	1 846 854
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawą główną (zł/Mg)	2,95	235 853	383 500	365 800	403 354	366 390
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	2,90	231 855	377 000	359 600	396 517	360 180
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	237 452	386 100	368 280	406 088	368 874
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	332 592	540 800	515 840	568 797	516 672
2.5.7	Oплата eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	151 106	245 700	234 360	258 420	234 738
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	1 007 500	2 015 000	2 015 000	2 015 000	1 452 500
3.1	kombajn chodnikowy (4 lata)	zł	562 500	1 125 000	1 125 000	1 125 000	562 500
3.2	przenośniki taśmowe – 2 szt. (5 lat)	zł	400 000	800 000	800 000	800 000	800 000
3.3	obudowa LOP – 5 szt. (5 lat)	zł	45 000	90 000	90 000	90 000	90 000
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	21 186 750	34 450 000	32 860 000	36 233 450	32 913 000
4.1	wydobycie (eksploatacja)	Mg	54 760	104 000	124 000	123 600	113 800
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	25 190	26 000	0	13 130	10 400
4.3	wydobycie łączne	Mg	79 950	130 000	124 000	136 730	124 200
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	25 774 557	17 949 800	18 572 180	18 761 475	17 300 854
5.1	koszt produkcji	Mg	24 767 057	15 934 800	16 557 180	16 746 475	15 848 354
5.2	koszt amortyzacji	zł	1 007 500	2 015 000	2 015 000	2 015 000	1 452 500
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	–4 587 807	16 500 200	14 287 820	17 471 975	15 612 146
7.	Podatek	zł	0	3 135 038	2 714 686	3 319 675	2 966 308
8.	Zysk (strata) netto	zł	–4 587 807	13 365 162	11 573 134	14 152 300	12 645 838
9.	(+) Amortyzacja	zł	1 007 500	2 015 000	2 015 000	2 015 000	1 452 500
10.	(–) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	8 950 000	0	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	–12 530 307	15 380 162	13 588 134	16 167 300	14 098 338
12.	Współczynnik dyskontowania	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	–12 530 307	14 373 983	11 868 403	13 197 332	10 755 555
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	445 000
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	–12 530 307	1 843 677	13 712 079	26 909 412	38 109 966
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł					38 109 966
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%					84,87%
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–					4,26
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas					1 rok 11 miesięcy

Tabela 13.18. Analiza ekonomicznej opłacalności wybrania resztek: 33_419_1; 34_510/I-II_ ; 32_510wl_2 i 28_510w III_2 systemem ubierkowym

Lp.	Wyszczególnienie	Jednostka	Rok 1	Rok 2	Rok 3	Rok 4	Rok 5
Nakłady inwestycyjne							
1.	Razem zakupy inwestycyjne	zł	20 565 000	0,00	0,00	0,00	0,00
1.1	zakup kombajnu ścianowego	zł	3 935 000	–	–	–	–
1.2	obudowa zmechanizowana 30 szt.	zł	5 610 000	–	–	–	–
1.3	zakup przenośnika ścianowego z układami przesuwymi	zł	2 350 000	–	–	–	–
1.4	zakup kompleksu podścianowego z kruszarką oraz układem przesuwym	zł	2 850 000	–	–	–	–
1.5	zakup przenośników taśmowych (2 szt.)	zł	4 000 000	–	–	–	–
1.6	zakup wyposażenia dodatkowego (wyposażenie elektryczne + instalacja wodna)	zł	1 820 000	–	–	–	–
Nakłady na roboty przygotowawcze, zbrojenie i likwidację							
2.	Koszty operacyjne bez amortyzacji (2.1 + 2.2 + 2.3)	zł	12 145 160	13 814 240	14 902 100	15 107 100	9 566 560
2.1	Roboty przygotowawcze drażeniowe	zł	8 778 000	10 296 000	10 400 500	10 400 500	6 743 000
2.1.1	wykonane metry	m	1 596	1 872	1 891	1 891	1 226
2.1.2	średni koszt drażenia wyrobisk przyscianowych (k-w)	zł/m	5 500	5 500	5 500	5 500	5 500
2.2.	Koszty zbrojenia i likwidacji ubierki wraz z odstawa (przebrojenie)	zł	3 367 160	3 518 240	4 501 600	4 706 600	2 823 560
2.2.1	Koszt robocizny zbrojenia ubierki wraz z odstawa	–	1 368 960	1 431 040	1 830 400	1 913 600	1 148 160
	ilość roboczodniówek	dn	4 278	4 472	5 720	5 980	3 588
	wartość roboczodniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.2.2	Materiał bezpośredni do zbrojenia	zł	822 000	858 000	1 098 000	1 148 000	688 000
2.2.3	Remonty	–	684 000	714 000	914 200	956 000	574 000
2.2.4	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	82 200	86 000	110 000	115 000	69 000
2.2.5	Pozostałe koszty przy zbrojeniu	zł	410 000	429 200	549 000	574 000	344 400
Koszty produkcji							
	Koszty produkcji	–	3 987 486	3 449 850	14 105 230	9 755 776	8 954 489
2.4	Koszty produkcji w ubierce	zł	2 156 840	1 739 800	8 558 720	5 775 820	5 427 920
2.4.1	Koszt robocizny eksploatacji ubierki wraz z obsługą odstawy	zł	515 840	416 000	2 046 720	1 381 120	1 297 920
	ilość dniówek	dn	1 612	1 300	6 396	4 316	4 056
	koszt dniówki	zł/dn	320	320	320	320	320
2.4.2	Materiał bezpośredni przy eksploatacji	zł	930 000	750 000	3 690 000	2 490 000	2 340 000
	ilość metrów	m	465	375	1 845	1 245	1 170
	wartość zużytych materiałów na metr eksploatowanej ubierki	zł	2 000	2 000	2 000	2 000	2 000
2.4.3	Energia (energia elektryczna, powietrze sprężone, chłód)	zł	303 000	244 200	1 201 000	811 000	762 000
2.4.4	Remonty (usługi serwisowe)	zł	288 000	232 600	1 144 000	772 000	725 000
2.4.5	Pozostałe	zł	120 000	97 000	477 000	321 700	303 000
2.5	Przyrost kosztów poza ubierką (koszty zmienne struktury)	zł	1 830 646	1 710 050	5 546 510	3 979 956	3 526 569
2.5.1	Przyrost kosztów przewozu materiałów oraz transportu węgla odstawa główną (zł/Mg)	2,95	363 175	339 250	1 100 350	789 568	699 622
2.5.2	Przyrost kosztów ciągnięcia urobku na powierzchnię oraz opuszczania materiałów i urządzeń (zł/Mg)	2,90	357 019	333 500	1 081 700	776 185	687 764
2.5.3	Przyrost kosztów związanych z przeróbką węgla (zł/Mg)	2,97	365 637	341 550	1 107 810	794 921	704 365
2.5.4	Transport węgla (zł/Mg)	4,16	512 138	478 400	1 551 680	1 113 424	986 586
2.5.5	Oплата eksploatacyjna (zł/Mg)	1,89	232 678	217 350	704 970	505 859	448 232
Koszty amortyzacji							
3.	Koszty amortyzacji	zł	1 890 275	4 536 659	4 536 659	4 536 659	3 585 097
3.1	zakup kombajnu ścianowego (4 lata)	zł	409 896	983 750	983 750	983 750	573 854
3.2	zakup obudowy zmechanizowanej – 30 szt. (5 lat)	zł	467 500	1 122 000	1 122 000	1 122 000	1 122 000
3.3	zakup przenośnika ścianowego (4 lata)	zł	244 792	587 500	587 500	587 500	342 708
3.4	zakup kompleksu podścianowego z kruszarką (4 lata)	zł	296 875	712 500	712 500	712 500	415 625
3.5	zakup przenośników taśmowych – 2 szt. (5 lat)	zł	333 333	800 000	800 000	800 000	800 000
3.6	zakup wyposażenia dodatkowego (5,5 lat)	zł	137 879	330 909	330 909	330 909	330 909
Przewidywany przychód ze sprzedaży węgla							
4.	Przychód ze sprzedaży	zł	32 624 150	30 475 000	98 845 000	70 927 250	62 847 400
4.1	wydobycie z ubierki	Mg	81 610	66 000	324 000	218 500	205 300
4.2	wydobycie z robót przygotowawczych	Mg	41 500	49 000	49 000	49 150	31 860
4.3	wydobycie łączne	Mg	123 110	115 000	373 000	267 650	237 160
4.4	cena zbytu węgla	zł/Mg	265	265	265	265	265
5.	Przewidywany koszt	zł	18 022 920	21 800 749	33 543 989	29 399 535	22 106 146
5.1	koszt produkcji	Mg	16 132 646	17 264 090	29 007 330	24 862 876	18 521 049
5.2	koszt amortyzacji	zł	1 890 275	4 536 659	4 536 659	4 536 659	3 585 097
Przepływy pieniężne							
6.	Zysk operacyjny EBIT	zł	14 601 230	8 674 251	65 301 011	41 527 715	40 741 254
7.	Podatek	zł	2 774 234	1 648 108	12 407 192	7 890 266	7 740 838
8.	Zysk (strata) netto	zł	11 826 996	7 026 143	52 893 819	33 637 449	33 000 416
9.	(+) Amortyzacja	zł	1 890 275	4 536 659	4 536 659	4 536 659	3 585 097
10.	(-) Nakłady na rzeczowe aktywa trwałe (CAPEX)	zł	20 565 000	0	0	0	0
11.	Przepływy pieniężne (NCF) (8.+9.–10.)	zł	–6 847 729	11 562 802	57 430 478	38 174 109	36 585 513
12.	Współczynnik dyskontowania (7%)	X	1,00	0,93	0,87	0,82	0,76
13.	Zdyskontowane przepływy pieniężne (DNCF) (11.*12.)	zł	–6 847 729	10 806 357	50 162 004	31 161 444	27 910 912
14.	Wartość rezydualna	zł	–	–	–	–	1 479 652
15.	Skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych	zł	–6 847 729	3 958 628	54 120 632	85 282 075	114 672 639
16.	Zaktualizowana wartość netto NPV	zł	–	–	–	–	114 672 639
17.	Wewnętrzna stopa zwrotu IRR	%	–	–	–	–	281,14%
18.	Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–	–	–	–	–	5,58
19.	Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	czas	–	–	–	–	1 rok 8 miesięcy

13.2.3. Wyniki oraz wnioski z analizy finansowej

Na podstawie ustalonych założeń technicznych oraz danych dotyczących kosztów przygotowania technicznego produkcji oraz bezpośrednich kosztów eksploatacyjnych, a także opracowanego (na okres pięciu lat) harmonogramu realizacji inwestycji i eksploatacji resztek, przeprowadzono analizę efektywności przedsięwzięcia w trzech wariantach. Obejmowały one eksploatację resztek z kierowaniem stropu na zawał, za pomocą systemu chodnikowego, systemu ścianowo-ubierkowego oraz systemu ubierkowego.

Wynikiem analiz techniczno-ekonomicznych są parametry ekonomiczne realizacji inwestycji w trzech rozważanych wariantach technicznych prowadzenia eksploatacji (tab. 13.19 – dla KWK „Pokój” i tab. 13.20 – dla ZG „Piekary”).

Tabela 13.19. Zestawienie parametrów ekonomicznych realizacji inwestycji wybrania resztki 22_507_2 w KWK „Pokój”

Wyszczególnienie	Wariant I system chodnikowy	Wariant II system ścianowo- ubierkowy	Wariant III system ubierkowy
Nakłady inwestycyjne, zł	8 500 000	8 950 000	20 565 000
Koszty robót przygotowawczych, zł	11 218 000	11 218 000	54 723 570
Całkowite koszty produkcji, zł	59 448 041	84 385 255	136 328 017
Całkowite wydobywanie węgla, Mg	232 240	474 100	1 276 830
Całkowite przychody ze sprzedaży węgla, zł	61 543 600	125 636 500	338 359 950
Zaktualizowana wartość netto NPV, zł	-2 954 653	19 810 804	115 337 511
Wewnętrzna stopa zwrotu IRR, %	brak	93,62%	–
Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–	2,21	5,61
Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	brak	2 lata 1 miesiąc	–

Tabela 13.20. Zestawienie parametrów ekonomicznych realizacji inwestycji wybrania resztek 33_419_1, 34_510/I-II_1, 28_510w III_2 oraz 32_510wI_2 w ZG „Piekary”

Wyszczególnienie	Wariant I system chodnikowy	Wariant II system ścianowo- ubierkowy	Wariant III system ubierkowy
Nakłady inwestycyjne, zł	8 500 000	8 950 000	20 565 000
Koszty robót przygotowawczych, zł	10 857 243	15 438 500	46 337 360
Całkowite koszty produkcji, zł	58 938 628	98 386 362	118 235 416
Całkowite wydobywanie węgla, Mg	223 120	594 880	1 115 920
Całkowite przychody ze sprzedaży węgla, zł	59 126 800	157 643 200	295 718 800
Zaktualizowana wartość netto NPV, zł	-4 075 088	38 109 966	114 672 639
Wewnętrzna stopa zwrotu IRR, %	brak	84,87%	281,14%
Stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych	–	4,26	5,58
Okres zwrotu liczony od momentu rozpoczęcia eksploatacji	brak	1 rok 1 miesiąc	1 rok 8 miesięcy

Największą opłacalnością finansową zarówno dla KWK „Pokój”, jak i dla ZG „Piekary”, charakteryzuje się wariant z zastosowaniem systemu ubierkowego. W przypadku zastosowania tego systemu w KWK „Pokój” już w pierwszym roku trwania projektu, gdy realizowane są roboty przygotowawcze, skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych jest dodatnia, gdyż nakłady oraz koszty

pokrywane są z przychodu ze sprzedaży węgla. W latach następnych, pomimo znacznych nakładów inwestycyjnych związanych z zakupem wyposażenia ubierki i generalnie kosztów produkcji oraz amortyzacji, zdyskontowane przepływy pieniężne wykazują także wartości dodatnie, gdyż znacząco wzrasta wydobywanie węgla oraz przychody z jego sprzedaży. W piątym, ostatnim roku realizacji projektu zaktualizowana wartość netto inwestycji osiąga poziom 115,3 mln zł, a stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych 5,61. Podobnym poziomem parametrów ekonomicznych realizacji inwestycji charakteryzuje się projekt wybrania resztek systemem ubierkowym w ZG „Piekary” (tab. 13.18 i 13.20).

Znacznie mniej korzystnymi parametrami ekonomicznymi realizacji inwestycji charakteryzuje się projekt zastosowania systemu ścianowo-ubierkowego do wybierania analizowanych resztek pokładów. Dla KWK „Pokój” oraz dla ZG „Piekary” od drugiego roku realizacji inwestycji przychody ze sprzedaży węgla pokrywają koszty, a po trzech latach – dla KWK „Pokój” i po dwóch latach dla ZG „Piekary”, skumulowana wartość zdyskontowanych przepływów pieniężnych, przyjmuje wartość dodatnią, aby na koniec realizacji projektu osiągnąć poziom odpowiednio $NPV = 19,8$ mln zł i $NPV = 38,1$ mln zł (tab. 13.14, 13.17, 13.19, 13.20).

W przypadku projektu z zastosowaniem systemu chodnikowego to zarówno w odniesieniu do wybierania resztek w KWK „Pokój”, jak i w ZG „Piekary”, należy uznać go za nieopłacalny, gdyż znaczny ujemny poziom zdyskontowanych przepływów pieniężnych obserwowany w pierwszym roku realizacji projektu (związany z nakładami inwestycyjnymi i nakładami na roboty przygotowawcze), nie jest zrównoważony obserwowanymi w następnych latach dodatnimi przepływami, przez co dla całego okresu realizacji projektu NPV przyjmuje wartości ujemne (ok. 2,9 mln zł dla KWK „Pokój” oraz 4,1 mln zł dla ZG „Piekary”).

Analizując dane zestawione w tabelach 13.19 oraz 13.20 można stwierdzić, że istotnym parametrem wpływającym na opłacalność analizowanego projektu jest przychód ze sprzedaży wydobytego węgla, który wprost proporcjonalnie zależy od ilości strat związanych ze specyfiką zastosowanego systemu eksploatacji resztek. I tak największe wydobywanie zostanie uzyskane w przypadku zastosowania systemu ścianowo-ubierkowego (1,276 mln Mg – KWK „Pokój” oraz 1,116 mln Mg – ZG „Piekary” wobec 0,223–0,594 mln Mg w przypadku pozostałych systemów) i właśnie przychód ze sprzedaży takich ilości węgla czyni projekt ten opłacalnym, pomimo znacznie wyższych, niż dla systemu ścianowo-ubierkowego i chodnikowego, nakładów inwestycyjnych, kosztów robót przygotowawczych oraz kosztów produkcji.

Podobną zależność można zaobserwować, porównując system chodnikowy i ścianowo-ubierkowy. Dla systemów tych nakłady inwestycyjne i koszty robót przygotowawczych są na zbliżonym poziomie i mimo że koszty produkcji w systemie chodnikowym są znacząco mniejsze niż w systemie ścianowo-ubierkowym (59 mln zł wobec 84–98 mln zł), to właśnie zastosowanie systemu chodnikowego jest mniej opłacalne, a wynika to właśnie z mniejszego wydobywania węgla z resztek i związanego z tym mniejszego przychodu ze sprzedaży węgla.

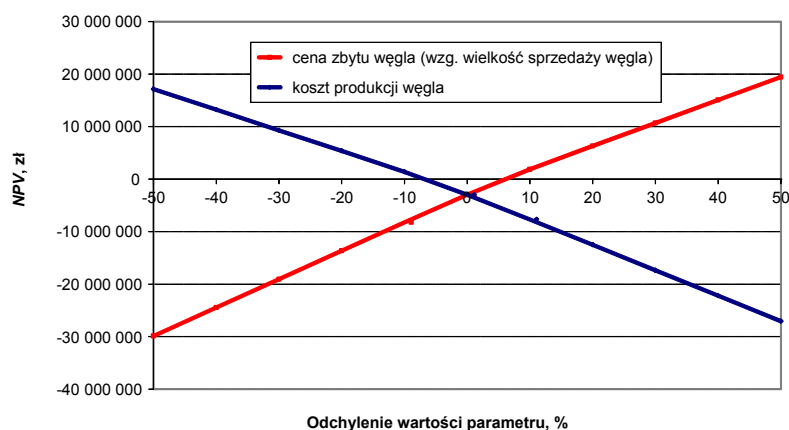
13.2.4. Analiza wrażliwości

Zbadano wrażliwość inwestycji wybrania zasobów węgla z resztki 22_507_2 w KWK „Pokój” i z resztek 33_419_1, 34_510/I-II_1, 28_510w III_2 oraz 32_510wI_2 w ZG „Piekary”, w trzech wariantach prowadzenia eksploatacji, na poziom ceny zbytu węgla oraz kosztów produkcji. W analizie zasymulowano wpływ na wartość *NPV* odchylenia tych zmiennych w zakresie od –50 do 50% od wielkości bazowej.

Wyniki symulacji przedstawiono w tabelach 13.21–13.23 oraz na rysunkach 13.16–13.18 – dla resztki w KWK „Pokój” oraz w tabelach 13.24–13.26 i na rysunkach 13.19–13.21 – dla resztek w ZG „Piekary”.

Tabela 13.21. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem chodnikowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
–50	–29 864 230	17 159 593
–40	–24 453 440	13 237 720
–30	–19 042 649	9 315 847
–20	–13 631 859	5 393 974
–10	–8 221 068	1 413 777
0	–2 954 653	–2 954 653
10	1 880 573	–7 652 096
20	6 315 709	–12 493 914
30	10 698 450	–17 335 733
40	15 081 190	–22 177 551
50	19 463 930	–27 019 369

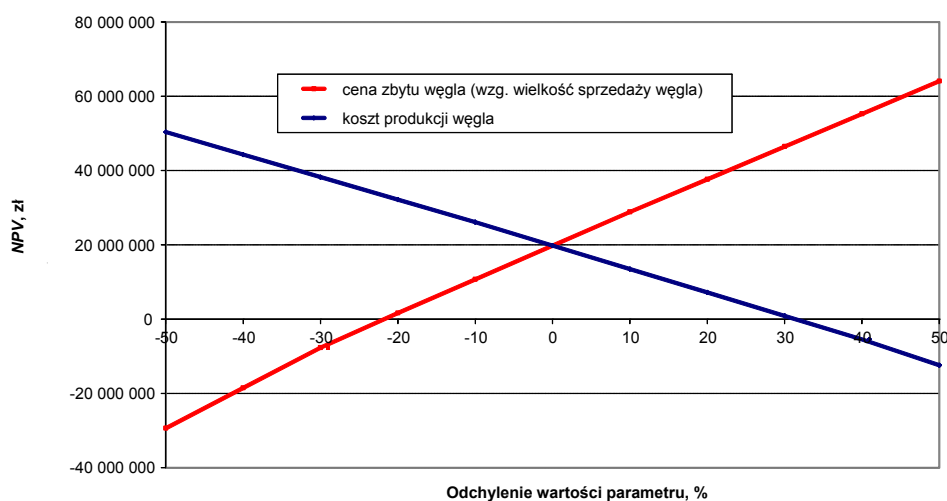


Rys. 13.16. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem chodnikowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Ten wariant realizacji inwestycji charakteryzuje się ujemną zaktualizowaną wartością netto *NPV* (–2,95 mln zł.). Wartość ta jest niewielka w porównaniu z prognozowanym przychodem ze sprzedaży czy przewidywanym kosztem produkcji i dlatego też nieznaczny wzrost ceny węgla czy zmniejszenie kosztu produkcji, powoduje wzrost *NPV* do wartości dodatnich (odpowiednio wzrost ceny węgla o 6% – do 281 zł/Mg lub spadek kosztów produkcji o 7%). Należy oczywiście zauważyć, że zmiany odwrotne, czyli spadek ceny węgla czy wzrost kosztów produkcji powoduje, że inwestycja staje się nieopłacalna.

Tabela 13.22. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem ścianowo-ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
–50	–29 340 487	50 356 388
–40	–18 473 395	44 297 511
–30	–7 678 986	38 238 635
–20	1 663 342	32 179 758
–10	10 737 073	26 120 881
0	19 810 804	19 810 804
10	28 864 349	13 492 281
20	37 666 694	7 173 758
30	46 469 038	855 235
40	55 271 383	–5 463 289
50	64 073 728	–12 405 500

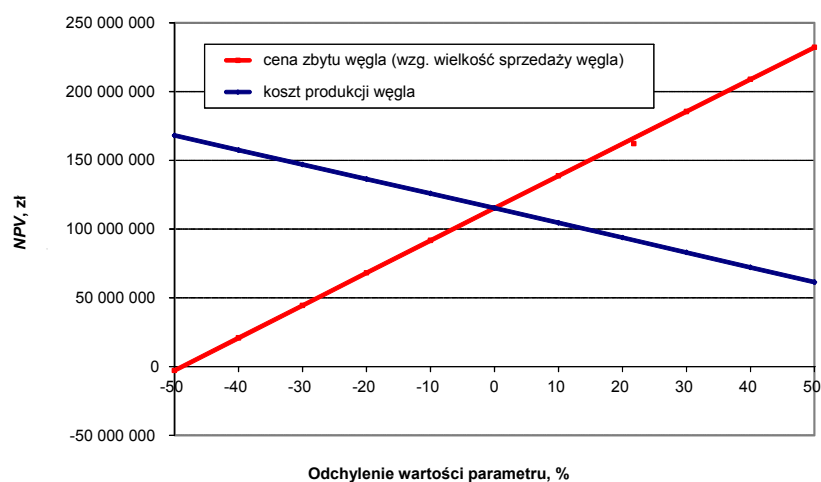


Rys. 13.17. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem ścianowo-ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniająca odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Analiza wykazała, że inwestycja przestaje być opłacalna przy spadku zakładanej ceny zbytu węgla o więcej niż około 22%, czyli do poziomu 207 zł/Mg oraz dla wzrostu kosztów produkcji węgla powyżej 31,3%.

Tabela 13.23. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
-50	-2 785 886	168 085 479
-40	20 858 694	157 535 886
-30	44 503 273	146 986 292
-20	68 147 853	136 436 699
-10	91 792 432	125 887 105
0	115 337 511	115 337 511
10	138 715 739	104 631 017
20	162 093 968	93 825 022
30	185 472 196	83 019 027
40	208 850 424	72 213 032
50	232 228 652	61 407 037

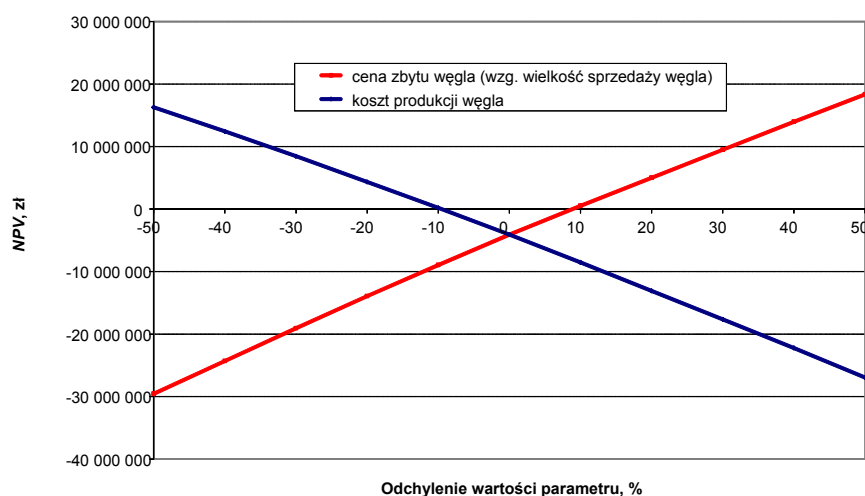


Rys. 13.18. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztki 22_507_2 systemem ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Powyższy wariant eksploatacji resztki, tj. wykorzystanie systemu ubierkowego jako najbardziej opłacalnego z analizowanych wariantów, charakteryzuje się bardzo wysoką dodatnią wartością *NPV* (ponad 115 mln zł). Dlatego też, inwestycja ta jest praktycznie niewrażliwa na zmiany ceny zbytu węgla i kosztów jego produkcji w przedziale $\pm 50\%$, wartości *NPV* przyjmują w dalszym ciągu wartości dodatnie. Jedynie w przypadku spadku ceny węgla poniżej poziomu 136 zł/Mg, tj. o 49% powoduje, że inwestycja jest nieopłacalna (nieznacznie ujemna wartość *NPV*).

Tabela 13.24. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem chodnikowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
-50	-29 539 973	16 268 826
-40	-24 297 428	12 441 358
-30	-19 054 882	8 461 724
-20	-13 919 874	4 327 063
-10	-8 942 773	192 402
0	-4 075 088	-4 075 088
10	540 596	-8 523 522
20	5 023 451	-13 081 373
30	9 506 305	-17 639 224
40	13 989 160	-22 228 326
50	18 363 791	-26 953 596

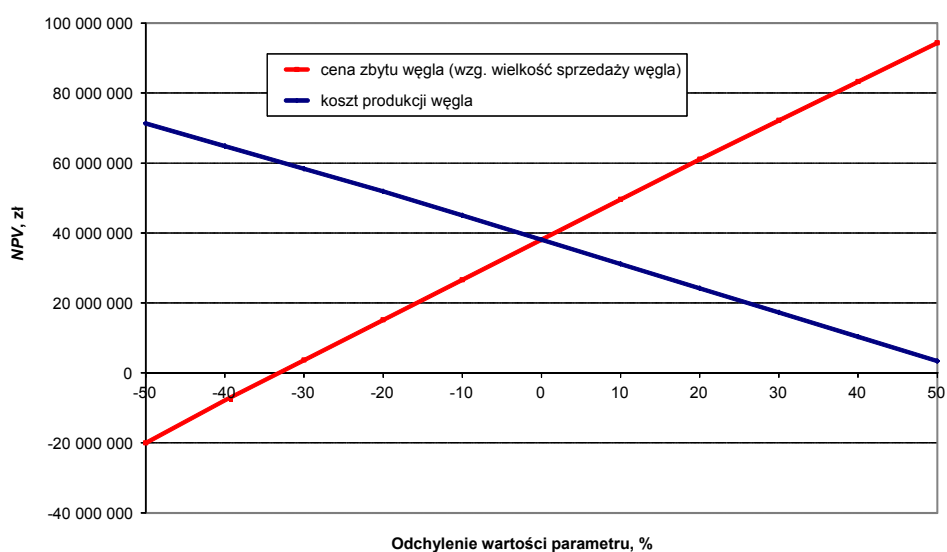


Rys. 13.19. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem chodnikowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Podobnie jak dla resztki w KWK „Pokój”, ten wariant realizacji inwestycji charakteryzuje się ujemną zaktualizowaną wartością netto *NPV* (-4 075 088 zł) i wartość ta jest niewielka w porównaniu z prognozowanym przychodem ze sprzedaży czy przewidywanym kosztem produkcji. Dlatego też nieznaczny wzrost ceny węgla (o ok. 9% do 288 zł/Mg), czy zmniejszenie kosztu produkcji (o 9,6%), powoduje wzrost *NPV* do wartości dodatnich. Należy oczywiście zauważyć, że zmiany odwrotne, czyli spadek ceny węgla czy wzrost kosztów produkcji powoduje, że inwestycja staje się nieopłacalna.

Tabela 13.25. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem ścianowo-ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
-50	-20 001 487	71 333 787
-40	-7 813 923	64 863 360
-30	3 667 050	58 392 932
-20	15 148 022	51 922 505
-10	26 628 994	45 050 968
0	38 109 966	38 109 966
10	49 590 939	31 168 965
20	61 071 911	24 227 963
30	72 216 922	17 286 962
40	83 295 346	10 345 960
50	94 373 770	3 404 959

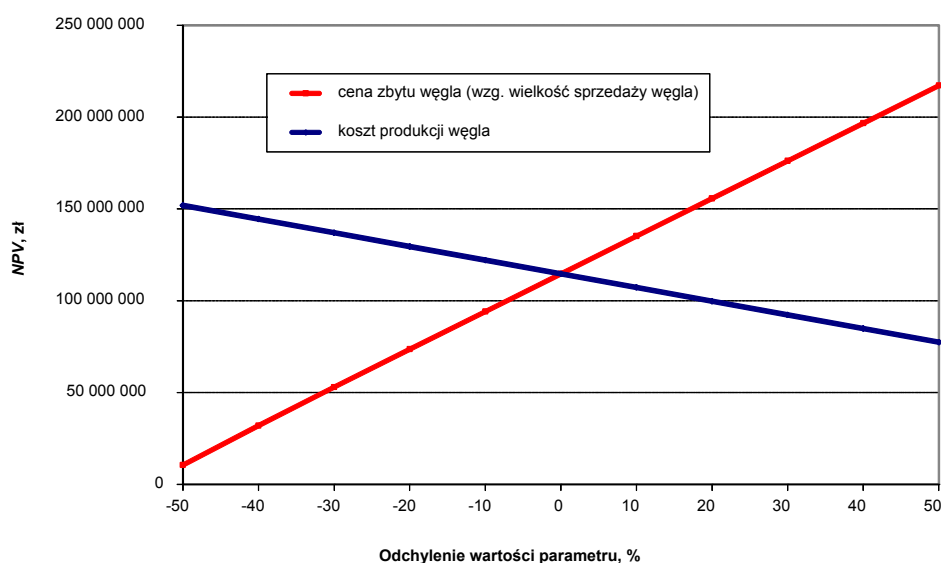


Rys. 13.20. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem ścianowo-ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Analiza wrażliwości wykazała, że inwestycja – wybranie resztek systemem ścianowo-ubierkowym – przestaje być opłacalna przy spadku zakładanej ceny zbytu węgla o więcej niż około 33%, czyli do 178 zł/Mg. Inwestycja, w założonym do obliczeń przedziale zmienności ($\pm 50\%$), nie jest wrażliwa na wzrost kosztów produkcji węgla i jest opłacalna.

Tabela 13.26. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Odchylenie parametru od wielkości bazowej, %	<i>NPV</i> w zależności od zmian ceny zbytu	<i>NPV</i> w zależności od zmian kosztu produkcji
-50	10 602 019	151 944 209
-40	31 984 249	144 489 895
-30	53 041 419	137 035 581
-20	73 640 590	129 581 267
-10	94 156 615	122 126 953
0	114 672 639	114 672 639
10	135 188 664	107 218 325
20	155 704 688	99 764 011
30	176 220 713	92 309 697
40	196 736 737	84 855 384
50	217 252 762	77 401 070



Rys. 13.21. Analiza wrażliwości dla projektu wybrania resztek 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 systemem ubierkowym – wartości *NPV* uwzględniające odchylenie ceny zbytu i kosztu produkcji

Powyższy wariant eksploatacji resztki, tj. system ubierkowy, jako najbardziej opłacalny z analizowanych systemów (*NPV* = 114,6 mln zł), charakteryzuje się dodatnimi wartościami *NPV* w całym analizowanym przedziale zmienności ceny zbytu węgla i kosztów jego produkcji. Ten wariant inwestycji jest więc niewrażliwy na wzrost kosztów produkcji czy spadek ceny węgla (w założonym przedziale zmienności).

W studium przypadku, zgodnie z algorytmem decyzyjnym opisanym w rozdziale 5:

- przeprowadzono ocenę resztek pokładów węgla pod kątem możliwości ich wybrania w oparciu o mierniki geologiczno-górnice,
- dokonano doboru technologii wybierania resztek pokładów węgla w oparciu o mierniki geologiczno-górnice,
- sporządzono projekty techniczne wybrania zasobów w resztkach pokładów, przy zastosowaniu dobranych technologii eksploatacji (dokonano rozcięcia resztkowych pól, obliczono straty w zasobach w wyniku zastosowania danego systemu, opracowano harmonogram prowadzenia robót),
- sporządzono ekonomiczną ocenę efektywności przedsięwzięcia.

Studium przypadku objęło wybranie resztki 22_507_2 w KWK „Pokój” oraz resztek: 33_419_1; 34_510/I-II_1; 32_510wI_2 i 28_510w III_2 w ZG „Piekary” z zastosowaniem: systemu chodnikowego, systemu ścianowo-ubierkowego z obudową LOP, systemu ubierkowego.

Przeprowadzone w studium przypadku analizy i obliczenia upoważniły do sformułowania następujących wniosków:

1. Analizowane resztki pokładów uzyskały następujące wartości wskaźnika atrakcyjności resztki *WAR*: 22_507_2 = 3,05, 33_419_1 = 3,12; 34_510/I-II_1 = 2,94; 32_510wI_2 = 3,08 i 28_510w III_2 = 3,05, co świadczyłoby o tym, że najbardziej atrakcyjną ze względu na możliwość wybrania, jest resztką 33_419_1 oraz w dalszej kolejności resztki: 32_510wI_2, 22_507_2, 28_510w III_2 i 34_510/I-II_1.
2. Z punktu widzenia zasad techniki i technologii górniczej, wszystkie omawiane sposoby eksploatacji, tj. system chodnikowy, system ścianowo-ubierkowy oraz system ubierkowy, wydają się być możliwe do praktycznego zastosowania, przy czym najwyższe wartości wskaźnika atrakcyjności technologii *WAT*, dla każdej z rozpatrywanych resztek, uzyskał system chodnikowy, a następnie system ubierkowy oraz system ścianowo-ubierkowy.
3. Szczegółowa analiza ekonomiczna omawianych sposobów wybierania wskazuje na opłacalność finansową całego przedsięwzięcia, przy zastosowaniu systemu ścianowo-ubierkowego oraz ubierkowego:
 - dodatnie zaktualizowane wartości netto *NPV* od 19,8 do 115,33 mln zł,
 - wysoką wewnętrzną stopę zwrotu *IRR* – od 84 do 280%,
 - wysoki stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych – 2,21–5,61,
 - krótki okres zwrotu – do 25 miesięcy.
4. Ze względów ekonomicznych nie jest zalecane zastosowanie technologii wybierania analizowanych resztek chodnikami eksploatacyjnymi. Charakteryzuje się ona ujemną zaktualizowaną wartością netto *NPV* (–2,9 mln zł – KWK „Pokój” oraz ok. –4 mln zł – ZG „Piekary”).
5. Wyniki analizy wrażliwości projektu na zmiany ceny zbytu węgla oraz kosztów produkcji, w której zasymulowano wpływ na wartość *NPV* odchylenia tych zmiennych w zakresie od –50 do +50% od wielkości bazowej, pozwalają stwierdzić, że:

- dla systemu chodnikowego: niewielkie zmiany ceny zbytu węgla (6–9%) lub kosztów produkcji (7,0–9,6%) sprawiają, że projekt ten będzie opłacalny ekonomicznie,
 - dla systemu ścianowo-ubierkowego: projekt przestaje być opłacalny przy spadku ceny węgla od 22 do 33% oraz przy wzroście kosztów produkcji o 31,3% dla KWK „Pokój” i powyżej 50% dla ZG „Piekary”,
 - dla systemu ubierkowego: projekt jest niewrażliwy na zmiany ceny zbytu węgla oraz kosztów produkcji w założonym przedziale zmienności, z wyjątkiem spadku ceny zbytu węgla o 49% w przypadku eksploatacji resztki w KWK „Pokój”.
6. Analiza wrażliwości wskazuje na to, że nawet projekt nieopłacalny ekonomicznie, może zostać zastosowany w przyszłości, przy zmianie warunków rynkowych.

Podsumowanie i wnioski

W monografii przedstawiono algorytm oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla, opracowano zbiór parametrów charakteryzujących resztki oraz przeprowadzono inwentaryzację zasobów zalegających w resztkach (na przykładzie dwóch kopalń). Ponadto wyznaczono geologiczno-górnice mierniki oceny możliwości wybrania resztki, wyznaczono geologiczno-górnice mierniki doboru technologii wybierania zasobów zalegających w resztkach, opracowano metodę przeprowadzania analizy ekonomicznej projektu wybierania resztki (mierniki ekonomiczne) oraz przeprowadzono weryfikację wyników badań przez zastosowanie ich dla rozwiązania praktycznych przykładów związanych z podjęciem decyzji o eksploatacji resztki pokładu węgla kamiennego.

Przeprowadzone badania i analizy umożliwiły opracowanie geologiczno-górnich i ekonomicznych mierników oceny efektywności bezpiecznego wybierania resztek pokładów. Mierniki te zostały opisane, sklasyfikowane według kolejności znaczeń oraz przypisana została im konkretna wartość liczbową w zależności od ich poziomu. Mierniki umożliwiają przeprowadzenie oceny, którą z resztek, będących w zasobach kopalni, można bezpiecznie wybrać i jak to wpłynie na wyniki ekonomiczne kopalni. Przedstawiona metoda postępowania pozwala na prawidłową ocenę resztki pod kątem technicznych możliwości jej wybrania, przy zachowaniu wymaganego poziomu bezpieczeństwa i zapewnieniu dodatnich efektów ekonomicznych.

Przeprowadzone badania i analizy pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków:

1. W wyniku analizy informacji pozyskanych w trakcie inwentaryzacji zidentyfikowano 20 przyczyn pozostawiania resztek w trakcie eksploatacji pokładów węgla, tj.: ochrona powierzchni, filary ochronne (ochrona wyrobisk w pokładzie lub w pokładach sąsiednich), nieregularny kształt parceli eksploatacyjnej, niewielkie wymiary parceli eksploatacyjnej, duża odległość od czynnych wyrobisk (kosztowne/niemożliwe udostępnienie), znaczna liczba wyrobisk zlokalizowanych w parceli eksploatacyjnej, mała miąższość pokładu (bliska progowi bilansowości), tektonika (bliskość strefy uskokowej, zaburzenia sedymentacyjne), znaczne nachylenie pokładu, odcięcie pola eksploatacyjnego na skutek pożaru, podebranie pokładu, niska jakość węgla, filar bezpieczeństwa dla zawodnionych warstw triasu, lokalizacja parceli eksploatacyjnej powyżej czynnego poziomu wentylacyjnego, zagrożenie tąpnięciami, bezpośrednie sąsiedztwo wychodni pokładu, odcięcie rejonu dokonanej eksploatacją (zroby), system wybierania pasami, wycienienie (wyklinowanie lub wymycie) pokładu oraz wentylacyjne odizolowanie zrobów.
2. Na podstawie analizy dotychczasowych prób wybierania resztek pokładów można stwierdzić, że istnieją techniczne możliwości wybrania resztek pokładów węgla kamiennego innymi systemami eksploatacji niż system ścianowy. Kopalnie powinny rozważyć możliwość sięgnięcia po te zasoby, gdyż: zwiększeniu ulegnie ich baza zasobowa i w konsekwencji zostanie przedłużona żywotność, zwiększy się efektywność wykorzystania nakładów na udostępnienie, przygotowanie i wybranie zasobów, a także zmniejszone bądź zlikwidowane zostaną strefy koncen-

tracji naprężeń (mniejsze zagrożenie tapaniami w trakcie wybierania innych pokładów).

3. Za najbardziej istotne mierniki geologiczno-górnice oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla – na podstawie wartości współczynnika względnej ważności w_i , można uznać:

- kształt i wymiary parceli (K_W),
- zaszłości eksploatacyjne (Z_EKS),
- zagrożenie tapaniami (Z_TAP),
- tektonikę (TEKT),
- zagrożenie metanowe (Z_CH4)
- grubość pokładu (GRU),

a za najmniej istotne:

- zanieczyszczenie pokładu (ZAN),
- zagrożenie wodne (Z_WOD),
- warunki spągowe (W_SP),
- wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W).

4. Za najbardziej istotne mierniki geologiczno-górnice doboru technologii wybierania resztki pokładu węgla, według współczynników względnej ważności w_i , można uznać:

- zagrożenie tapaniami (Z_TAP),
- kształt i wymiary parceli (K_W),
- grubość pokładu (GRU),
- warunki stropowe (W_STR),
- nachylenie pokładu (NAC),

a za najmniej istotne:

- spodziewaną wartość konwergencji wyrobisk (KONW),
- wytrzymałość na ściskanie węgla (RC_W),
- zagrożenie wyrzutami metanu i skał ($\bar{Z}_{WMIS}$),
- warunki spągowe (W_SP),
- zagrożenie wodne (Z_WOD).

5. Do przeprowadzenia oceny możliwości wybrania resztki pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnice można zastosować wskaźnik atrakcyjności resztki WAR , a dla oceny możliwości zastosowania technologii wybrania resztki pokładu węgla ze względu na mierniki geologiczno-górnice można zastosować wskaźnik atrakcyjności technologii WAT .

6. Ze zbioru technologii możliwych do zastosowania do wybrania resztek pokładów węgla kamiennego, którymi są:

- system wybierania chodnikami,
- ubierkowo-zabierkowy system eksploatacji,
- system ścianowy z zastosowaniem obrotu frontów ścian zmechanizowanych,
- system ścianowy ze zmianą długości frontu eksploatacyjnego – ze skośnym chodnikiem przyścianowym i z równoległymi chodnikami przyścianowymi),
- system ścianowy z kieszenią,
- systemy krótkofrontowe z tradycyjnym wyposażeniem,

- system krótkofrontowy z kombajnem „continuous miner”,
- system rib panel extraction,
- system z pozostawieniem płotów węglowych,
- metoda Christmas tree i outside lift,
- system wing cuts and centre splitting,
- system bord and pillar,
- system Nevid,
- system komorowo-filarowy,
- systemy krótkofrontowe z zastosowaniem kompleksów krótkofrontowych,
- system ubierkowy,
- system ubierkowy warstwami poziomymi,
- system ścianowo-ubierkowy,
- system szeroki chodnik,

w warunkach górnictwa polskiego nie można zastosować, ze względu na brak wyposażenia technicznego oraz doświadczenia, a także w pokładach zaliczonych do II i III stopnia zagrożenia tąpnięciami, następujących systemów: krótkofrontowego z kombajnem „continuous miner”, rib panel extraction, komorowo-filarowego, komorowo-filarowego z pozostawieniem płotów węglowych, Christmas tree i outside lift, wing cuts and centre splitting, bord and pillar oraz Nevid.

7. Ekonomicznymi miernikami oceny efektywności bezpiecznego wybrania resztek pokładów są:

- zaktualizowana wartość netto inwestycji NPV ,
- wewnętrzna stopa zwrotu z inwestycji IRR ,
- stopień zwrotu nakładów inwestycyjnych,
- zdyskontowany okresu zwrotu.

Dla wyznaczenia tych mierników konieczne jest określenie:

- nakładów inwestycyjnych,
 - kosztów amortyzacji,
 - przychodów ze sprzedaży,
 - kosztów operacyjnych (w tym kosztów: wyposażenia głównego, robót przygotowawczych, zbrojenia i likwidacji wyrobiska eksploatacyjnego, eksploatacji resztki, remontów, finansowych i innych)
- oraz wyznaczenie wartości przepływów pieniężnych netto.

8. Mierniki oceny efektywności bezpiecznego wybierania resztek pokładów węgla umożliwiają sporządzenie i ocenę projektów eksploatacji wybranych resztek pokładów. Wyniki analiz potwierdzają, że możliwe jest bezpieczne i efektywne wybieranie resztek pokładów w warunkach polskiego górnictwa węgla kamiennego.

Literatura

1. Altounyan P., Hurt K., Bigby D. (1999): Designing for success. World Coal, July.
2. Antoszkiewicz J. (1982): Metody heurystyczne. Warszawa, PWE.
3. Badaj A., Granieczny S., Tomanek H. (1985): Wybieranie nieforemnych resztek pokładów za pomocą obudowy zmechanizowanej ze skosowaniem i bieżącym wyprowadzaniem sekcji w czasie ruchu ściany. Wiadomości Górnicze nr 5–6.
4. Barteczko J. (1984): System ubierkowy stosowany w resztkach pokładów uwieczonych w filarach i partiach międzyuskokowych. Wiadomości Górnicze nr 5–6.
5. Bednaręka K., Srokosz Z. (1987): Wybieranie resztek pokładów oraz filarów oporowych systemem ścianowym z kieszenia. Wiadomości Górnicze nr 5.
6. Begg D., Fischer S., Dornbush R. (2002): Ekonomia – Mikroekonomia. Warszawa, PWE.
7. Behrens W., Hawranek P.M. (1993): Poradnik przygotowania przemysłowych studiów feasibility. Wydanie II poprawione i rozszerzone. United Nations Industrial Development Organization (UNIDO).
8. Best G., Parston G. (1986): Robustness in Practice – The regional Planning of Health Service. Journal of the Operational Research Society Vol. 37, s. 463–478.
9. Bielewicz T., Prus B., Hołysz J. (1994): Górnictwo, część II. Katowice, Śląskie Wydaw. Techniczne.
10. Bijańska J. (2006): Planowanie działalności inwestycyjnej kopalń węgla kamiennego. Gliwice, Wydaw. Politechniki Śląskiej.
11. Biliński A., Bagiński W., Kostyk T., Trojnar A. (1994): Doświadczenia w zakresie krótkofrontowego sposobu eksploatacji pokładu grubego silnie zagrożonego tapaniami. Konferencja pt. „Czy ścianowy system eksploatacji pokładów węgla kamiennego ma pozostać monopolistą?”. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
12. Bochniak B., Iwan A. (1987): Wybieranie pokładów węgla kompleksami krótkofrontowymi. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie nr 3.
13. Butra J., Kicki J., Kudelko J., Wanielista K., Wirth H. (2004): Ekonomika projektów geologiczno-górnich. Wrocław, Wydaw. CBPM CUPRUM sp. z o. o. Ośrodek Badawczo-Rozwojowy.
14. Butra J., Kicki J., Wanielista K. (2004): Ekonomiczne kryteria oceny działalności operacyjnej i rozwojowej przedsiębiorstw przemysłowych. Kraków, Wydaw. AGH.
15. Chase F.C., Mark C., Heasley K.A. (2002): Deep Cover Pillar Extraction in the U.S. Proc. 21st International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown.
16. Chase F.C., McComas A., Mark C., Goble C.D. (1997): Retreat Mining with Mobile Roof Supports. Proc. New Technology for Coal Mine Ground Control in Retreat Mining, NIOSH IC 9446, s. 74–88.
17. Chmiel P., Lubryka M., Kutnowski J. (2004): Koncepcja eksploatacji zasobów w filarach ochronnych miasta Jastrzębie w obszarze górnym KWK Jas-Mos. Polityka Energetyczna T. 7, Zeszyt specjalny.
18. Chmiel P., Lubryka M., Śliwiński J. (2006): Analiza możliwości eksploatacji partii złoża o niewielkich rozmiarach i nieregularnych kształtach „niekonwencjonalnymi” metodami eksploatacji. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
19. Chojnacki J., Kasperek C., Kot A. (2005): Dotychczasowe doświadczenia eksploatacji zasobów węgla zlikwidowanych kopalń na przykładzie ZG „Siltech”. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
20. Ciepiela B. (1994): Prowadzenie zmechanizowanych ścian podłużnych z zawalem stropu o zmiennej długości. Wiadomości Górnicze nr 7.

21. Darski J., Kicki J., Sobczyk E. (2001): Raport o stanie gospodarki zasobami złóż węgla kamiennego. Seria Studia, Rozprawy, Monografie nr 85. Kraków, Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią.
22. Dębski S. (1996): *Ekonomika i organizacja przedsiębiorstw*. Warszawa, Wydaw. Szkolne i Pedagogiczne.
23. Demel T., Jeż J., Pytlarz T. (1985): Wpływ pasowej eksploatacji pokładów węgla na powierzchnię. *Przegląd Górniczy* nr 7–9.
24. Dobija M. (1999): *Rachunkowość zarządcza i controlling*. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
25. Drucker P.F. (1976): *Skuteczne zarządzanie*. Warszawa, PWN.
26. Drury C. (2002): *Rachunek kosztów*. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
27. Dubiński J., Konopko W. (2000): *Tapania – ocena, prognoza, zwalczanie*. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
28. Duda J., Brinkmann K., Trzcionka P. (1990): Wybieranie pozostawionych w złożu pól pokładowych o nieregularnym kształcie z zastosowaniem obrotu frontów ścian zmechanizowanych. *Wiadomości Górnicze* nr 11–12.
29. Gabrusewicz W., Kamela-Sowińska A., Poetschke H. (2001): *Rachunkowość zarządcza*. Warszawa, Polskie Wydaw. Ekonomiczne.
30. Gatnar E. (2003): Statystyczne modele struktury przyczynowej zjawisk ekonomicznych. *Prace Naukowe Akademii Ekonomicznej w Katowicach*.
31. Gatnar E., Walesiak M. (2004): Metody statystycznej analizy wielowymiarowej w badaniach marketingowych. Wrocław, Wydaw. Akademii Ekonomicznej.
32. Gralikowski K. (1995): Czy tylko system ścianowy? *Przegląd Górniczy* nr 10.
33. Habenicht H., Urschitz E. (1987): Rib pillar extraction – an alternative to longwalling and shortwalling. *Mining Engineering*, June.
34. Hader M., Hader S. (1995): Delhi umd Kognitionspsychologie: Ein Zugang zur theoretischen Fundierung der Delphi-Methode. *ZUMA-Nachrichten* Vol. 378.
35. Hellweg Z. (1998): *Elementy rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej*. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
36. Hellwig Z. (1985): *Elementy rachunku ekonomicznego*. Warszawa, Państwowe Wydaw. Ekonomiczne.
37. Helmer O. (1985): Korzystanie z ocen ekspertów [W] *Analiza systemowa – podstawy i metodologia*. Praca zbiorowa pod red. W. Findeisena. Warszawa, PWN.
38. Hojer M. (1998): Transport Telematics in Urban Systems – a Backcasting Delphi Study. *Transport Res.-D.3* (6), s. 445–463.
39. Hurt K., MacAndrew K., Bigby D. (2000): *Handbook on Ground Control at Small Coal Mines*, HSE Contract research report 264.
40. Hyżak W., Pogroszewska E. (2000): Czas na controlling. *Wiadomości Górnicze* nr 5.
41. Ignasiak E. (1994): *Optymalizacja projektów inwestycyjnych*. Warszawa, Państwowe Wydaw. Ekonomiczne.
42. Jarugowa A., Sobańska I., Sochacka R. (1993): *Metody kalkulacji. Koszty, Ceny, Decyzje*. Warszawa, Państwowe Wydaw. Ekonomiczne.
43. Jaszczuk M., Sikora W., Siwiec J., Regulski W. (1992): Przykład zastosowania systemu krótkofrontowego do wybierania nieforemnych resztek pokładów. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo* z. 201.
44. Jonek-Kowalska I. (2011): Ewaluacja kosztów wytworzenia zorientowana na poprawę efektywności w polskim górnictwie węgla kamiennego. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 639: *Finanse, Rynki finansowe, Ubezpieczenia* nr 37 (pod red. D. Zarzeckiego).

45. Kaplan S.R., Cooper R. (2000): Zarządzanie kosztami i efektywnością. Kraków, Dom Wydawniczy ABC – Oficyna Ekonomiczna.
46. Karbownik A. (1984): Podejmowanie decyzji projektowych i inwestycyjnych w warunkach ryzyka. Budownictwo Węglowe. Projekty-Problemy nr 7–8.
47. Karbownik A., Jonek-Kowalska I. (2011): Udział kosztów wytwarzania w kształtowaniu wartości przedsiębiorstw górniczych. Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Finanse, Rynki finansowe, Ubezpieczenia nr 46: Strategie i determinanty wzrostu wartości przedsiębiorstwa.
48. Kaufmann A., Fustier M., Drevet A. (1975): Inwentyka. Metody poszukiwania twórczych rozwiązań. Warszawa, Wydaw. Naukowo-Techniczne.
49. Kidybiński A. (1987): Coal exploration, evaluation and exploitation. ESCAP series on coal, Vol. 5, United Nations.
50. Kirschbaum M.A., Roberts L.N.R., Biewick L.R.H. (2007): Geologic Assessment of Coal in the Colorado Plateau. National Coal Resource Assessment: <http://geology.cr.usgs.gov/energy/coal/PP1625B/>.
51. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża „Pokój” ze stanem zasobów na 31.12.2002 r.
52. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dodatek nr 2 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2002 r.
53. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dodatek nr 3 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2004 r.
54. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dodatek nr 4 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2006 r.
55. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dodatek nr 5 do projektu zagospodarowania złoża ze stanem zasobów na 31.12.2007 r.
56. Kompania Węglowa SA Oddział KWK „Pokój” w Rudzie Śląskiej: Dokumentacja geologiczna złoża węgla kamiennego „Pokój” ze stanem zasobów na 31.12.1995 r.
57. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża węgla kamiennego „Brzeziny” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.
58. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża węgla kamiennego „Piekary” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.
59. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Dodatek nr 1 do dokumentacji geologicznej złoża „Bytom II-I” ze stanem zasobów na 31.12.2007 r.
60. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Dodatek nr 2 do projektu zagospodarowania złoża „Brzeziny” ze stanem zasobów na 31.12.2005 r.
61. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Projekt zagospodarowania złoża „Bytom II-I” ze stanem zasobów na 31.12.2003 r.
62. Kompania Węglowa SA Oddział ZG „Piekary” w Piekarach Śląskich: Projekt zagospodarowania złoża „Piekary” ze stanem zasobów na 31.12.2006 r.
63. Konopko W. red. (2004): Strategia poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego. Praca zbiorowa. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
64. Konopko W. red. (2008): Raport roczny (2007) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
65. Kostyk T., Kozioł E. (1984): Próby ruchowe lekkiej obudowy zmechanizowanej dla ścian z podsadzką hydrauliczną. Wiadomości Górnicze nr 3.

66. Kostyk T., Kozioł E., Bułaszenko A. (1985): Próby ruchowe lekkiej obudowy przesuwnej LOP-18/32-P1 w kopalni „Wieczorek”. Wiadomości Górnicze nr 7.
67. Kowalik S. (2004): Nowoczesne metody optymalizacji w zastosowaniach górniczych i ekonomicznych. Gliwice, Wydaw. Politechniki Śląskiej.
68. Kozdrój M., Przybyła H. (1986): Teoria organizacji i zarządzania. Część III: Modele matematyczne w organizacji produkcji górniczej. Skrypty uczelniane nr 1272. Gliwice, Wydaw. Politechniki Śląskiej.
69. Kozioł A., Sikora W., Jaszczyk M. (2008): Scenarios of longwall systems' development in the Polish hard coal mining industry. World Mining Congress 2008. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, Wydanie specjalne nr IV.
70. Koźmiński A.K., Piotrowski W. (2002): Zarządzanie. Teoria i praktyka. Warszawa, PWN.
71. Krawczyk W. (1998): Budżetowanie działalności kopalń szansą poprawy efektywności ich działania. Wiadomości Górnicze nr 12.
72. Kudelko M., Olkusiński T., Sobczyk E.J. (2008): Badanie ankietowe rozwoju technologicznego górnictwa węgla kamiennego w Polsce do 2020 roku. Czasopismo Techniczne nr 134–137.
73. Kugiel M., Kluka J., Layer A. (2000): Korzyści z prototypowego systemu wybierania resztek pokładów węglowych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
74. Legut W. (1979): Wyznaczanie współczynników względnej ważności parametrów geologiczno-górnich determinujących wyniki produkcyjne kopalni za pomocą ocen ekspertów-specjalistów. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 88.
75. Lisowski A. (1995a): Trzy drogi obniżenia kosztów produkcji w górnictwie węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 2.
76. Lisowski A. (1995b): Ubierkowo-zabierkowy system eksploatacji pokładów węgla. XII Międzynarodowa Konferencja Automatyzacji Górnictwa. Gliwice, KOMAG.
77. Lisowski A., Gralikowski K. (1994a): System ubierkowo-zabierkowy: konkurencja dla systemu ścian kompleksowo zmechanizowanych. Konferencja pt. Czy ścianowy system eksploatacji pokładów węgla kamiennego ma pozostać monopolistą? Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
78. Lisowski A., Gralikowski K. (1994b): System ubierkowo-zabierkowy: konkurencja dla systemu ścian kompleksowo zmechanizowanych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, t. 1. Kraków, CPPGSMiE PAN.
79. Lubosik Z. (2009): Geoinżynierskie i ekonomiczne kryteria eksploatacji resztkowych parcel pokładów węgla kamiennego. Praca doktorska. Katowice, Główny Instytut Górnictwa (niepublikowana).
80. Lubosik Z., Rędzia T. (2008): Ekonomiczna ocena opłacalności projektu eksploatacji. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko nr 2.
81. Magda R. (1985): Integracyjna metoda odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu produkcyjnego głębinowej kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, Seria Górnictwo z. 124.
82. Magda R. (1999): Modelowanie i optymalizacja elementów kopalń. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Seria z Lampką Górniczą. Kraków, IGSMiE PAN.
83. Marcinek K. (2000): Finansowa ocena przedsięwzięć inwestycyjnych przedsiębiorstw, wydanie IV. Skrypt uczelniany AE w Katowicach. Katowice, Akademia Ekonomiczna.
84. Martin C.H., Hargraves A.J., Kininmonth R.J., Saywell S.M.C. (1993): History of Coal Mining in Australia. The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville, Australia. Monograph Series No. 21.
85. Materzok J. (2000): Metoda wybierania filarów szybów na przykładzie KWK „Marcel”. Praca doktorska. Kraków, AGH.

86. Materzok J., Sokala D. (1994): Eksploatacja filarów ochronnych w warunkach kopalni „Marcel”. Konferencja pt. „Czy ścianowy system eksploatacji pokładów węgla kamiennego ma pozostać monopolistą?”. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
87. Matuszewicz J. (2004): Rachunek kosztów. Warszawa, Finanse-Serwis.
88. Matuszewski K. (2000): Dobór sposobu eksploatacji złoża w restrukturyzowanych polskich kopalniach węgla kamiennego umożliwiające obniżenie kosztów produkcji. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2000. Kraków, IGSMiE PAN.
89. Matuszewski K. (2003): Wybrane zagadnienia planowania bezpiecznej eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 10.
90. Mazurkiewicz T., Skoczyński W. (1982): Maszyny i urządzenia stosowane w komorowo-filarowym systemie eksploatacji. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 7/8.
91. Mazurkiewicz M., Tajduś A., Bednorz J., Materzok J. (1996): Eksploatacja w filarze szybowym systemem zabierkowym z zastosowaniem technologii podsadzki samozestawiającej. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, CPPGSMiE PAN.
92. Męczyńska A. (1999a): Grupowa ocena ekspertów – metoda względnej ważności ekspertów [W] Systemy wspomagania decyzji. Praca zbiorowa pod red. A. Wakulicz-Dei. Katowice, GNOME.
93. Męczyńska A. (1999b): Metoda heurystyczna – grupowa ocena ekspertów w zastosowaniu do analizy procesów, produktów. Konferencja naukowa: Komputerowo zintegrowane zarządzanie. Warszawa, WNT.
94. Meng D., Wang Jia, Wang Jin (2007): Mechanism on the failure and caving of roof strata in pillar and house mining. Journal of China Coal Society Vol. 32, No. 6.
95. Mielniczuk L., Laszczak J., Zdunek A. (2000): Chodnikowy system eksploatacji węgla z lokowaniem kamienia. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
96. Mol P., Kolasa J. (2000): Eksploatacja resztkowej parceli pokładu 405 w kopalni „Staszic”. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 7.
97. Musialik J., Kostyk T., Kamiński J., Lipiński K. (1987): Lekka obudowa przesuwna dla ścian podsadzkowych LOP-18/32R. Wiadomości Górnicze nr 5.
98. Nasiłowski M. (1996): System rynkowy: podstawy mikro- i makroekonomii. Warszawa, Wydaw. Key text.
99. Nieć M. (1990): Geologia kopalniana, Wyd. II popr. Warszawa, Wydaw. Geologiczne.
100. Nieć M. (1998): Międzynarodowa klasyfikacja zasobów i problemy jej porównania z klasyfikacją polską. Przegląd Geologiczny nr 11.
101. Nowak E. (1996): Teoria kosztów w zarządzaniu przedsiębiorstwem. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
102. Nowak E., Wierzbński M. (2010): Rachunek kosztów. Modele i zastosowania. Warszawa, Polskie Wydaw. Ekonomiczne.
103. Oldroyd D.C., Bigby D.N., Leeming J.J., Meyer L.H.I. (2006): Successful application of rock bolt support and mechanised depillaring in difficult roof conditions at Tandsi mine, Western Coalfields, India. Proc. 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV.
104. Ossowski M. (2004): Rachunek kosztów. Gdańsk, Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr Spółka z o.o., s. 31.
105. Ostrowska E. (2002): Ryzyko projektów inwestycyjnych. Warszawa, Polskie Wydaw. Ekonomiczne.
106. Paździora J. (1980): Wybrane zagadnienia projektowania kopalń. Skrypt Uczelniany nr 920. Gliwice, Wydaw. Politechniki Śląskiej.

107. Pluta W. (1986): Wielowymiarowa analiza porównawcza w modelowaniu ekonometrycznym. Warszawa, Państwowe Wydaw. Naukowe.
108. Potocki C. (1988): Sterowanie procesami wydobywczymi w kopalniach węgla kamiennego w ujęciu systemowym. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej z. 169.
109. Przybyła H. (1988): Sformalizowane metody odnowy frontu eksploatacyjnego w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej z. 153.
110. Przybyła H., Chmiela A. (1997): Projektowanie rozwiązań techniczno-organizacyjnych stosowanych w wyrobiskach ścianowych. Skrypt Uczelniany nr 2063. Gliwice, Wydaw. Politechniki Śląskiej.
111. Rogowski W. (2005): Rachunek efektywności przedsięwzięć inwestycyjnych. Kraków, Oficyna Ekonomiczna.
112. Rozporządzenie (2001): Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin. Dz. U. Nr 153, poz. 1774.
113. Rozporządzenie (2002a): Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych. Dz. U. Nr 94, poz. 840, z 2003 r. Nr 181, poz. 1776 oraz Nr 186, poz. 1378.
114. Rozporządzenie (2002b): Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 czerwca 2002 r. w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej. Dz. U. Nr 92, poz. 819, z 2002 r.
115. Rozporządzenie (2002c): Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. Nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863. Stan prawny: 12 sierpnia 2006 r.
116. Rozporządzenie (2005a): Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 20 czerwca 2005 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin. Dz. U. Nr 116, poz. 978.
117. Rozporządzenie (2005b): Rozporządzenie Ministra Środowiska z 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż. Dz. U. Nr 128, poz. 1075.
118. Rozporządzenie (2005c): Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lipca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać dokumentacje geologiczne złóż kopalin. Dz. U. Nr 136, poz. 1151.
119. Samanta B.K., Samaddar A.B. (2002): Formulation of coal mining projects by export system. Journal of Mines, Metals & Fuels, June.
120. Sapijaska Z. (1980): Restrukturyzacja przedsiębiorstwa. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
121. Sawicki K. i inni (1996): Rachunek kosztów, T. I. Warszawa, Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce.
122. Sawicki K. i inni (1998): Podstawy rachunkowości. Warszawa, PWE.
123. Sęk T., Snopkowski R. (1979): Wybór systemu eksploatacji oraz typu obudowy w wyrobiskach ścianowych za pomocą EMC. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 7.
124. Sierpińska M. i inni (2007): Wykorzystanie nowoczesnych koncepcji wspomagania decyzji dla poprawy efektywności zarządzania zakładem górniczym i spółką. Kraków, AGH (niepublikowana).
125. Sierpińska M., Jachna T. (1995): Ocena przedsiębiorstwa według standardów światowych. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
126. Sierpińska M., Jachna T. (1999): Ocena przedsiębiorstw według standardów światowych, wydanie drugie. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.
127. Sierpińska M., Jachna T. (2007): Metody podejmowania decyzji finansowych. Warszawa, Wydaw. Naukowe PWN.

128. Sikora W., Jaszczuk M., Siwiec J. (1992): Systemy mechanizacyjne w krótkofrontowym wybieraniu pokładów węgla. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 1134.
129. Skelding S.A. (1982): The Principles of New Mine Planning. The Mining Engineer, August.
130. Sobczyk E.J. (2007): Wielokryterialna identyfikacja uciążliwości warunków geologiczno-górnich procesu eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 9.
131. Stabryła A. (2000): Zarządzanie strategiczne w teorii i praktyce. Warszawa, Państwowe Wydaw. Naukowe.
132. Stanisław A. (2007): Przystępny kurs statystyki, Tom 3: Analizy wielowymiarowe. Kraków, StatSoft.
133. Steczkowski J., Zeliaś A. (1981): Statystyczne metody analizy cech jakościowych. Warszawa, Państwowe Wydaw. Ekonomiczne.
134. Stoner J.A., Freeman R.E., Gilbert D.R. (2001): Kierowanie. Warszawa, Państwowe Wydaw. Ekonomiczne.
135. Strickland M. (1999): Planning for the future. World Coal, July.
136. Strzeżmiński J. (1999, 2000): Możliwości mechanizacji przy stosowaniu krótkofrontowych systemów wybierania węgla. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa: część I – nr 12 (1999), część II – nr 1 (2000).
137. Tajduś A., Kluka J., Rak Z., Stasica J. (1999): Prototypowy system wybierania węgla chodnikami w obudowie kotwowej i wykonywanych z nich wcinkami. Przegląd Górniczy nr 3.
138. Thurstone L.L. (1931): Multiple factor analysis. Psychological Review Vol. 38, s. 406–427.
139. Thurstone L.L. (1947): Multiple factor analysis. Chicago, University of Chicago Press.
140. Trojnar A. (2000): Wpływ wybranych czynników technicznych i organizacyjnych na efektywność krótkofrontowych systemów wybierania węgla w filarach ochronnych. Praca doktorska (niepublikowana). Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
141. Turek M., Lubosik Z. (2008a): Identyfikacja resztkowych parcel pokładów węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze nr 3.
142. Turek M., Lubosik Z. (2008b): Sposoby wybierania resztkowych parcel pokładów węgla. Wiadomości Górnicze nr 5.
143. Turek M., Lubosik Z. (2008c): Assessment of mining possibility of hard coal seam remainders. World Mining Congress. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, Wydanie specjalne nr IV.
144. Urbaś M., Lamot T., Stopyra M. (2002): Koncepcja eksploatacji grubego i silnie nachylnego pokładu 510 w KWK „Kazimierz-Juliusz”. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
145. Ustawa (2001): Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska. Dz. U. Nr 62, poz. 627.
146. Ustawa (2011): Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. Nr 163, poz. 981.
147. Vollmuth H.J. (1993): Controlling. Planowanie, kontrola i zarządzanie. Warszawa, Agencja Wydawnicza PLACET.
148. Wanielista K. (1995): Rachunek ekonomiczny w gospodarce zasobami kopalni. Katowice, Śląskie Wydaw. Techniczne.
149. Warnecke H.J., Bullinger H.J., Hichert R., Voegelé A. (1993): Rachunek kosztów dla inżynierów. Warszawa, Wydaw. Naukowo-Techniczne.

150. Włoszek J. (1997): Eksploatacja filarowo-zabierkowa z jednoczesnym lokowaniem odpadów powęglowych pod ziemią. Wiadomości Górnicze nr 4.
151. Wodarski K., Karbownik A. (2008): Risk management in a large project in the hard coal mining industry. World Mining Congress 2008. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, Wydanie specjalne nr IV.
152. Zasady dokumentowania złóż kopalin stałych. Warszawa, Ministerstwo Środowiska 2002.
153. Zorychta A., Chojnacki J., Krzyżowski A., Chlebowski D. (2008): Ocena możliwości wybierania resztkowych partii pokładów w polskich kopalniach węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi T. 24, z. 1/2.