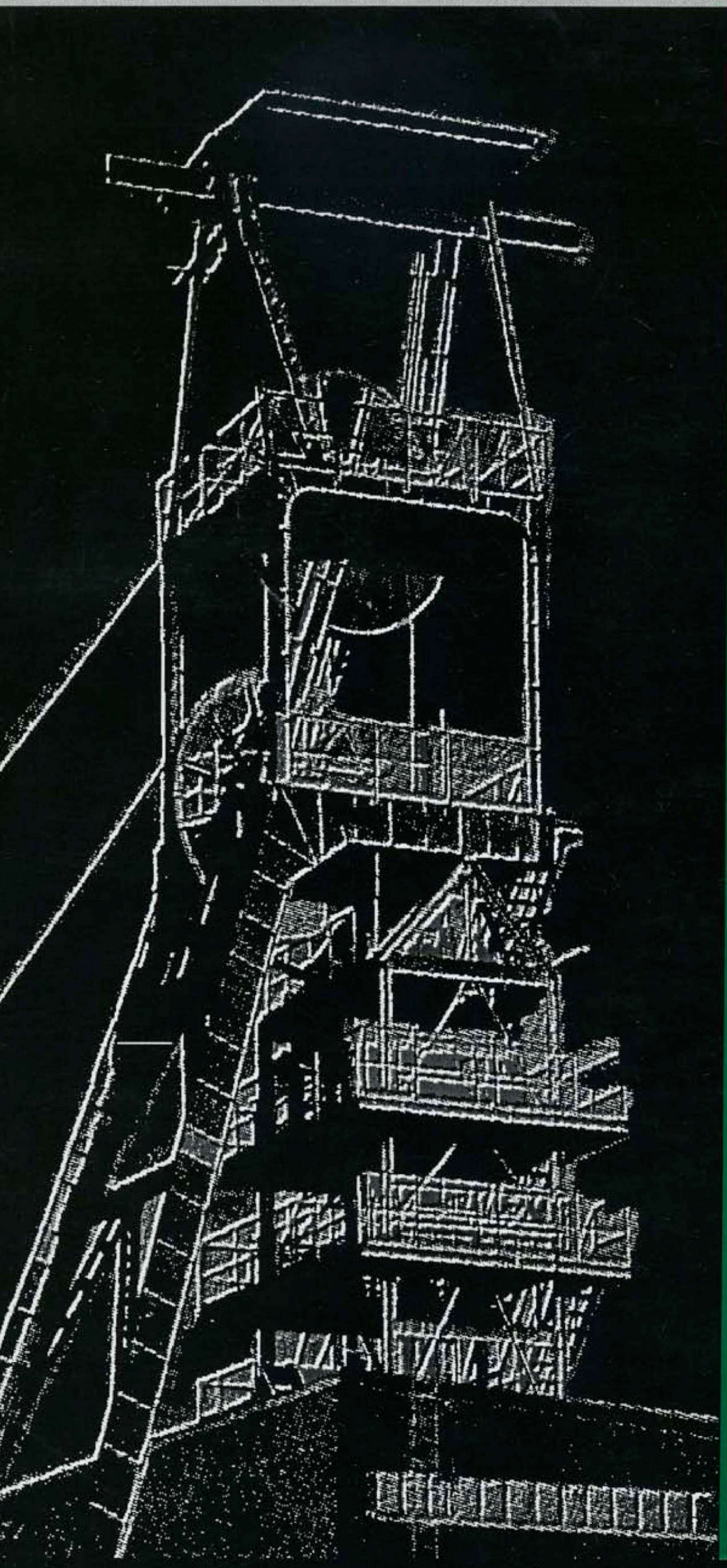
NR 10



ROMAN MAGDA

STRUKTURA UDOSTĘPNIENIA I ROZCIĘCIA ZŁOŻA A KOSZTY WYDOBYCIA

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Roman Magda

STRUKTURA UDOSTĘPNIENIA I ROZCIĘCIA ZŁOŻA A KOSZTY WYDOBYCIA

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

SERIA PORADNIK NR 10

Kraków 1999

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

REDAKTOR BIBLIOTEKI
Jerzy KICKI

RECENZENT
Prof. dr hab. inż. Andrzej KARBOWNIK

Organizatorzy Szkoły Eksploatacji Podziemnej

POLSKA AKADEMIA NAUK
Instytut Gospodarki
Surowcami Mineralnymi i Energią
Zakład Pozyskiwania Surowców Mineralnych

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
Katedra Górnictwa Podziemnego

OPRACOWANIE TECHNICZNE I SKŁAD KOMPUTEROWY
Krzysztof STACHURSKI

PROJEKT OKŁADKI
Krzysztof MAGDA

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ
ul. Józefa Wybickiego 7
30-950 Kraków 65, skr. poczt. 49
tel./fax: (0-12) 632-13-24, fax: (0-12) 632-35-24

Praca dofinansowana przez Komitet Badań Naukowych – umowa nr 10.10.100.286

© Copyright by Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN
Kraków 1999

Printed in Poland

ISBN 83-87854-86-7

Druk z gotowych oryginałów wykonała Drukarnia PATRIA
ul. św. Filipa 17. 31-105 Kraków
Nakład 150 egz.

Spis treści

1. Wstęp 5
2. Struktura udostępnienia i rozcięcia złoża 7
3. Koszty wydobycia węgla w kopalni podziemnej 11
   3.1. Układy ewidencjonowania kosztów 11
   3.2. Oddziałowy rachunek i budżetowanie kosztów 15
4. Modelowanie matematyczne kosztów wydobycia w aspekcie oceny ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego 19
   4.1. Podstawy metody modelowania 19
   4.2. Rachunek aktualizacji wydatków i efektów finansowych 20
   4.3. Elementarne modele odwzorowania 23
   4.4. Przykłady obliczania zaktualizowanych strumieni finansowych 27
   4.5. Zasady oprogramowania obliczeń i opracowanie zbioru danych wejściowych na przykładzie pola eksploatacyjnego 35
   4.6. Zasadnicze możliwości aplikacyjne metody modelowania 43
5. Podstawowe kryteria w rachunku ekonomicznej efektywności uwzględniające rachunek aktualizacji 45
6. Uproszczony przykład obliczeniowy 51
7. Podsumowanie 67

Literatura 69

1. Wstęp

Sytuacja ekonomiczna w jakiej znajduje się polskie górnictwo węglowe wymaga pogłębiania problematyki badawczej dotyczącej kosztów wydobycia i doskonalenia działań zmierzających do jego obniżania. Na koszty wydobycia wpływa wiele czynników natury przestrzennej, techniczno-organizacyjnej i ekonomicznej. Koszty wydobycia zależą również od sposobu udostępnienia i rozcięcia złoża. Badaniu tego zagadnienia jest poświęcona niniejsza praca.

W ujęciu metodologicznym praca wykorzystuje modelowanie matematyczne procesu wydobywczego oraz związanych z nim strumieni wydatków i efektów finansowych. Bazuje na modelach analitycznych a w celu wykonywania szybkich obliczeń i analiz wykorzystuje technikę komputerową. Dzięki komputerowej symulacji można szybciej i taniej uzyskać niezbędne informacje dotyczące badanych wielkości niż w drodze eksperymentowania w praktyce. W praktyce jednak należy określać parametry wejściowe, które z kolei można wykorzystać w modelach analitycznych. Modele te są bardziej elastyczne niż modele uzyskiwane metodami statystycznymi i umożliwiają dokonywanie symulacji uwzględniających zmienność i wielowariantowość zadawanych parametrów wejściowych.

W pracy zaproponowano pewną metodykę postępowania, która służy określaniu wpływu sposobu udostępnienia i rozcięcia złoża na koszty wydobycia, bazującą na tzw. integracyjnej metodzie odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego w kopalni podziemnej [11].

W początkowej części scharakteryzowano strukturę udostępnienia złoża opisując zasady udostępnienia w strukturze złożowej, kamiennej i mieszanej.

Następnie na podstawie literatury scharakteryzowano układy ewidencji i rachunek kosztów wydobycia w górnictwie.

W dalszej kolejności opisano skrótowo metodę modelowania przytaczając proste przykłady obliczeniowe. Opisano również rachunek aktualizacji oraz kryteria oceny ekonomicznej efektywności inwestycji zgodne ze standardami UNIDO.

W końcowej części pracy przedstawiono wyniki porównawczych obliczeń kosztów wydobycia i wartości zaktualizowanej netto (NPV) jako funkcji wymiaru części pokładu w kierunku nachylenia dla dwóch wybranych schematów udostępnienia i rozcięcia złoża.

Przedstawione w pracy rozważania i przykłady mają charakter poglądowy i syntetyczny, celowo uproszczony dla zachowania przejrzystości. Praca nie prezentuje pełnego zakresu problematyki związanej z opracowaną metodyką modelowania procesu wydobywczego ze względu na jej obszerność i złożony charakter. Przykłady obliczeniowe dotyczą uproszczonych modeli i są bardziej ukierunkowane na analizę porównawczą układów wyrobisk udostępniających i rozcinających złoże z punktu widzenia przyjętych kryteriów, zwłaszcza jednostkowego kosztu wydobycia i wartości zaktualizowanej netto (NPV).

2. Struktura udostępnienia i rozcięcia złoża

Struktura udostępnienia złoża jest elementem modelu kopalni podziemnej.

Model kopalni podziemnej definiuje się jako przestrzenny, geometryczny układ wyrobisk górniczych. W skład modelu kopalni wchodzą następujące elementy [17]:

— układ szybowy;
— poziomy wydobywcze;
— struktura podstawowych wyrobisk korytarzowych udostępniających złoże na poziomach wydobywczych, zwana również strukturą udostępnienia złoża.

Układ szybowy charakteryzują:

— liczba szybów;
— rozmieszczenie szybów w obrębie obszaru górniczego;
— funkcje szybów.

Poziom wydobywczy jest to bryła złoża kopaliny użytecznej zawarta w granicach obszaru górniczego kopalni, ograniczona dwoma powierzchniami — od dołu powierzchnią poziomu transportowego, a od góry — powierzchnią poziomu wentylacyjnego.

W ramach bryły złoża, jaką stanowi poziom wydobywczy wykonywane są dalsze wyrobiska górnicze, mające na celu połączenie z szybami, a za pośrednictwem szybów również z powierzchnią, tzw. pól eksploatacyjnych, stanowiących podstawowe jednostki podziału złoża, wyodrębnione ze względów techniczno-organizacyjnych sposobu realizacji procesu wybierania kopaliny użytecznej. Jednostkom tym z punktu widzenia organizacji procesu eksploatacji odpowiadają oddziały wydobywcze.

Struktura udostępnienia złoża na poziomie wydobywczym jest to rozmieszczenie głównych wyrobisk udostępniających złoże względem złoża i względem siebie.

Sposób rozmieszczenia głównych wyrobisk udostępniających złoże względem złoża implikuje podział struktury udostępnienia, bowiem generalnie główne wyrobiska można lokalizować w złożu lub poza złożem lub też częściowo w złożu, a częściowo poza złożem.

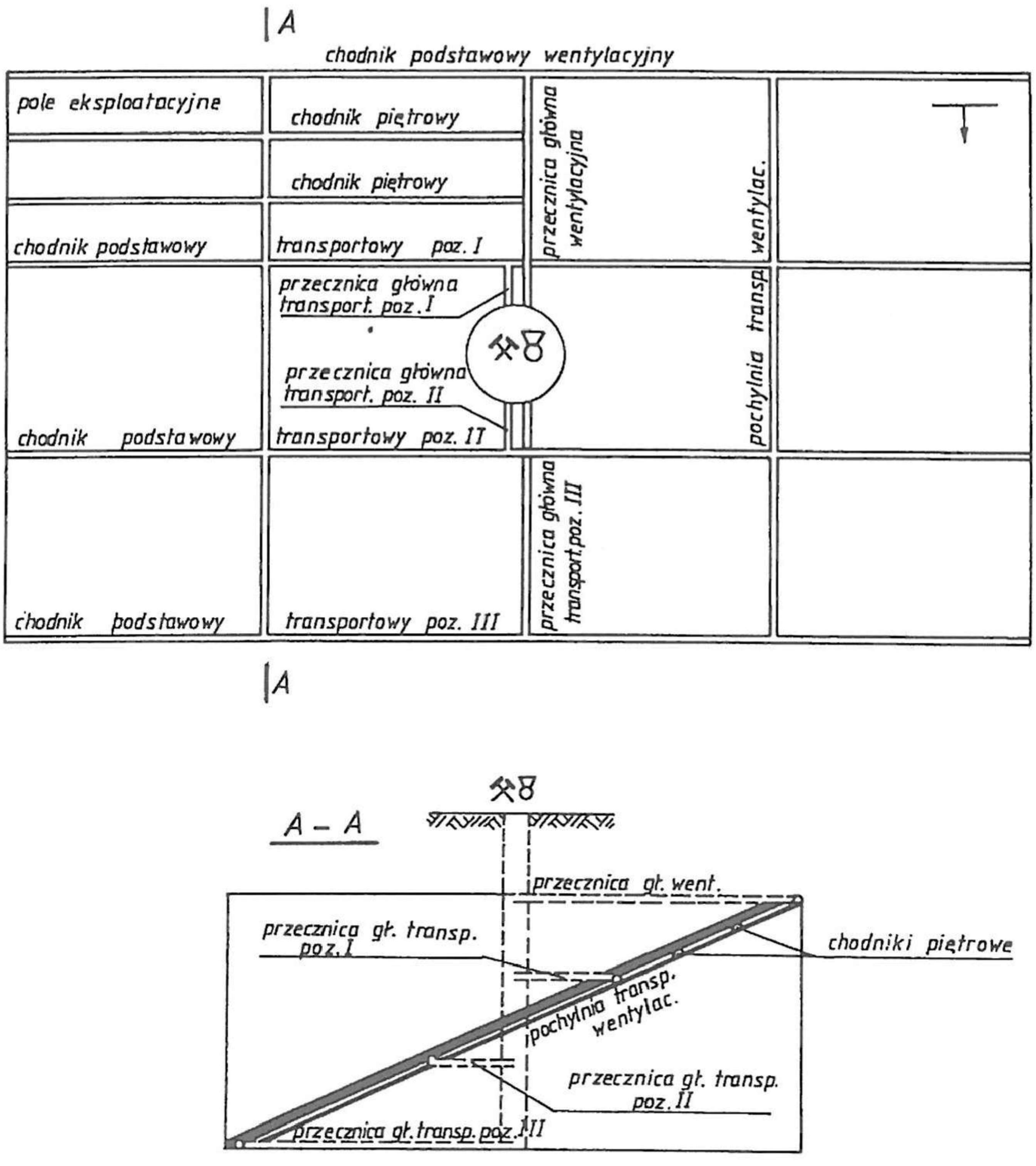
Biorąc pod uwagę aspekt rozmieszczenia wyrobisk udostępniających względem złoża można strukturę udostępnienia podzielić na:

— strukturę złożową — gdy główne wyrobiska udostępniające z wyjątkiem przecznic głównych (transportowej i wentylacyjnej) są zlokalizowane w złożu;
— strukturę kamienną — gdy główne wyrobiska udostępniające zlokalizowane są poza złożem (w skałach otaczających złoże);
— strukturę mieszaną — gdy główne wyrobiska udostępniające zlokalizowane są częściowo poza złożem a częściowo w złożu.

Struktura mieszana stanowi połączenie pewnych elementów sieci wyrobisk wykonanych w strukturze złożowej z pewnymi elementami sieci wyrobisk wykonanymi w strukturze

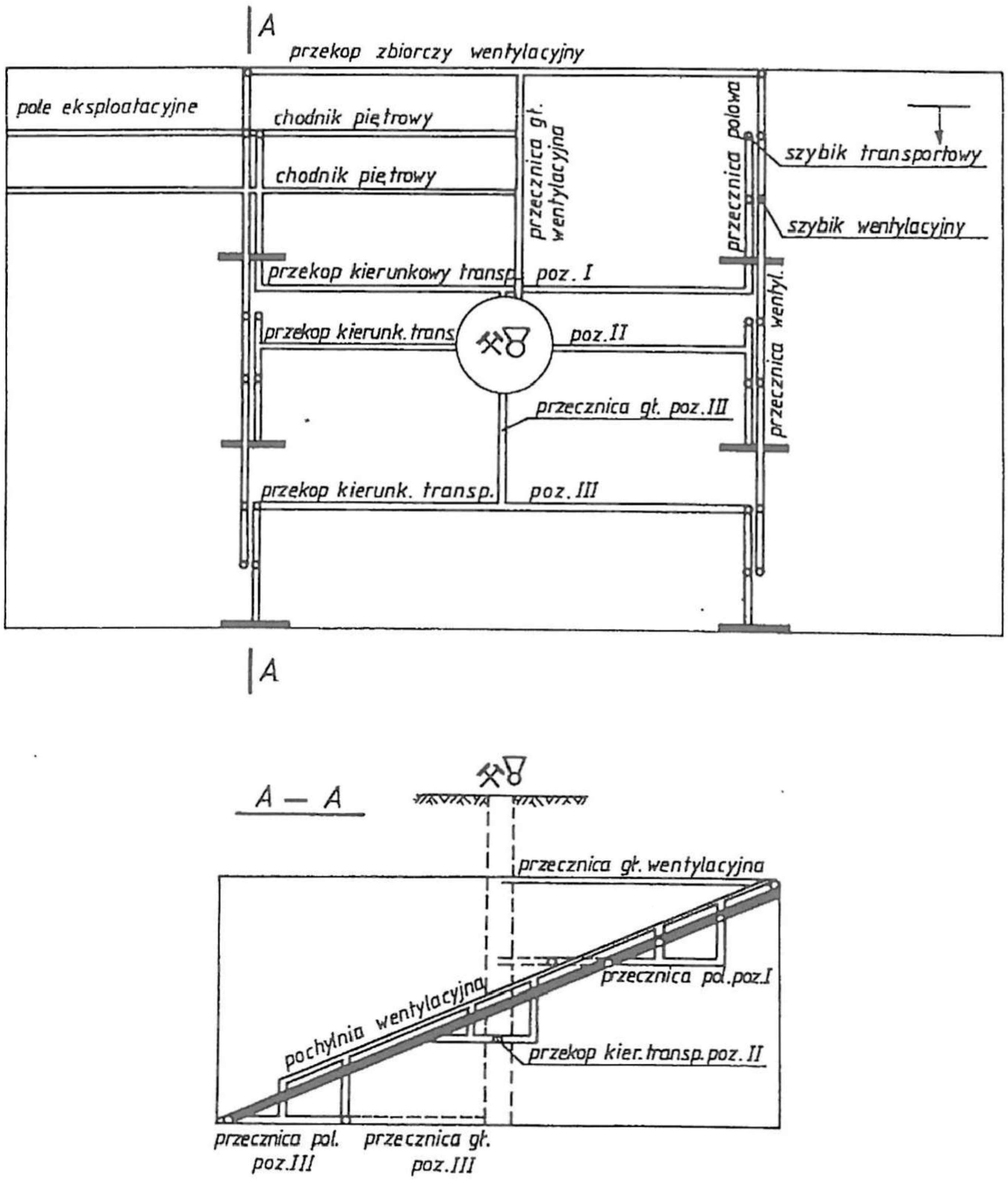
kamiennej, jeśli względy ekonomiczne (zwłaszcza koszty wykonania i utrzymania wyrobisk) lub też inne względy, np. w zakresie BHP, przemawiają za wyborem struktury mieszanej.

Struktura złożowa udostępnienia (rys.1) polega na prostopadłym do rozciągłości udostępnieniu złoża za pomocy przecznicy głównej poprowadzonej z podszybia szybów wydobywczo-zjazdowo-materiałowych. W miejscu nacięcia przecznicą główną złoża w każdym z pokładów zakłada się chodnik podstawowy transportowy, który wykonuje się wzdłuż rozciągłości w kierunku obydwu skrzydeł obszaru górniczego. W podobny sposób na poziomie wentylacyjnym wykonuje się od szybu wentylacyjnego przecznicę główną wentylacyjną, a w miejscu nacięcia pokładu wykonuje się wzdłuż rozciągłości chodnik podstawowy wentylacyjny. Pomiędzy chodnikami podstawowymi (transportowym i wentylacyjnym) wykonuje się pochylnie transportowo-wentylacyjne. W przypadku znacznej długości pochyłej pokładu z pochylń transportowo-wentylacyjnych wykonuje się chodniki piętrowe. W końcowym efekcie rozcięcia pokładu dochodzi do wydzielenia podstawowego elementu podziału złoża — tzw. pola eksploatacyjnego, połączonego z powierzchnią systemem głównych wyrobisk udostępniających w celu zapewnienia prawidłowej realizacji procesu wydobywczego.



Rys. 1. Schemat struktury złożowej udostępnienia. Źródło: [17]

Struktura kamienna udostępnienia (rys. 2) polega na prostopadłym do rozciągłości wykonaniu przecznicy głównej poprowadzonej z podszybia szybów wydobywczo-zjazdowo-materiałowych, z której w odpowiedniej odległości od złoża wykonuje się przekop kierunkowy transportowy. Z przekopu kierunkowego transportowego w pewnych odstępach wykonuje się przecznice lub przekopy polowe, a w miejscu nacięcia pokładu przecznicą lub przekopem polowym wykonuje się chodniki podstawowe. W podobny sposób na poziomie wentylacyjnym wykonuje się od szybu wentylacyjnego przecznicę główną wentylacyjną, następnie przekop kierunkowy wentylacyjny, przecznice lub przekopy polowe wentylacyjne. W przypadku znacznej długości pochyłej pokładu zachodzi potrzeba wykonania szybików transportowych i wentylacyjnych w celu wyodrębnienia pięter eksploatacyjnych. Podobnie jak w przypadku struktury złożowej, w końcowym efekcie rozcięcia pokładu dochodzi do wydzielenia podstawowego elementu podziału złoża — tzw. pola eksploatacyjnego, połączonego z powierzchnią systemem głównych wyrobisk udostępniających w celu zapewnienia prawidłowej realizacji procesu wydobywczego.



Rys. 2. Schemat struktury kamiennej udostępnienia. Źródło: [17]

Struktura mieszana udostępnienia złoża polega na wykorzystaniu w konstrukcji szkieletu głównych wyrobisk udostępniających złoże elementów opisanych powyżej struktur, a efekt docelowy w postaci rozcięcia złoża na pola eksploatacyjne jest identyczny jak w przypadku opisanych powyżej struktur udostępnienia, różnice występują w odniesieniu do lokalizacji wyrobisk udostępniających, które częściowo lokalizuje się w złożu a częściowo w skałach otaczających złoże.

Dalsze roboty górnicze prowadzone w obrębie pól eksploatacyjnych zalicza się zasadniczo do robót przygotowawczych, eksploatacyjnych i likwidacyjnych.

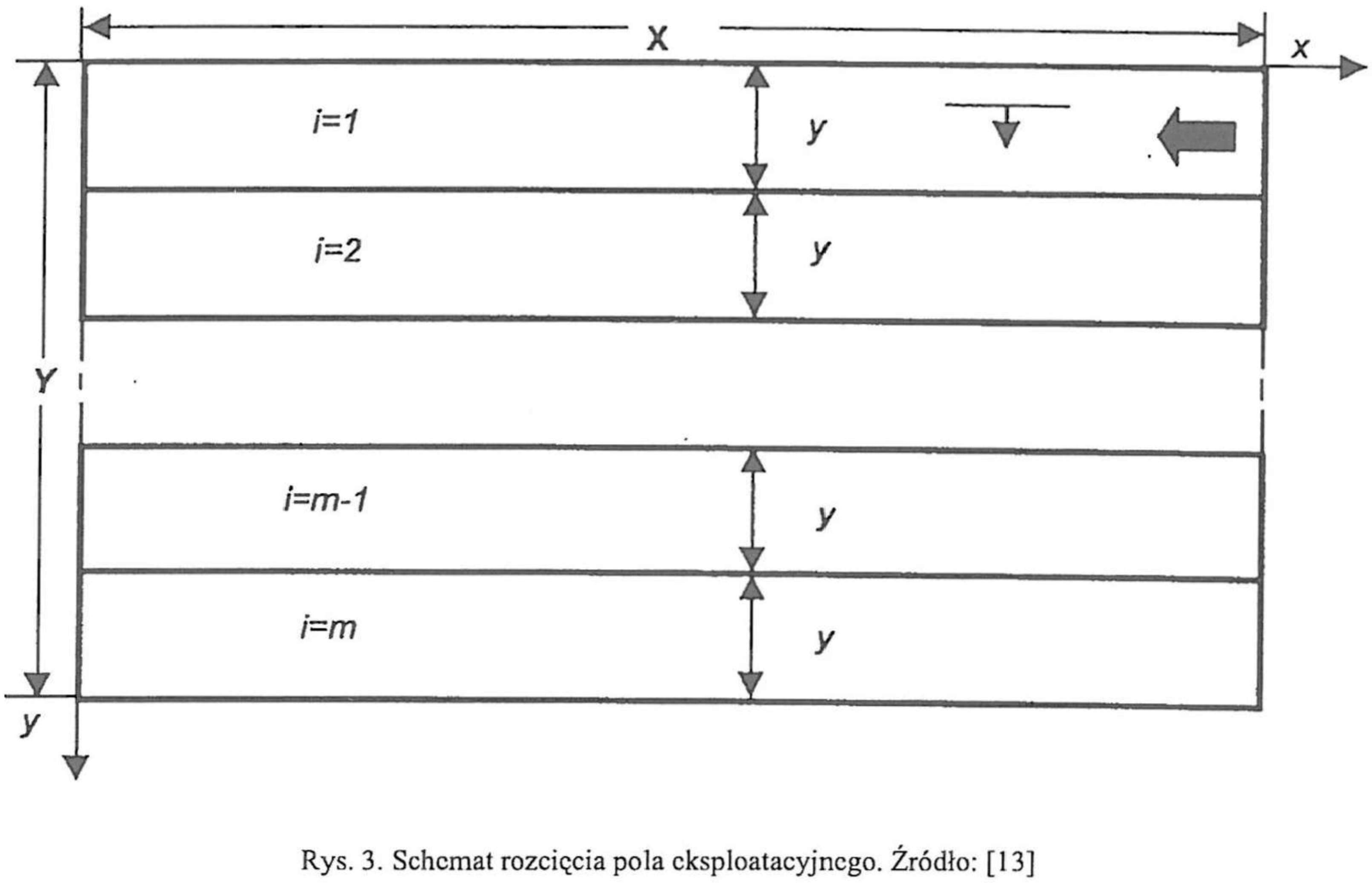
Roboty przygotowawcze polegają na wykonaniu chodników przyścianowych oraz wcinek w poszczególnych polach ścianowych. Z punktu widzenia organizacji procesu wydobywczego robotom tym odpowiadają oddziały przygotowawcze.

Roboty eksploatacyjne polegają na realizacji procesu wybierania w ścianach i są podstawowym ogniwem procesu wydobywczego w kopalni podziemnej.

Roboty likwidacyjne polegają na usunięciu resztek wyposażenia i obudowy wyrobisk górniczych, które przestały być niezbędne do realizacji procesu wydobywczego i odpowiedniego zlikwidowania tych wyrobisk w sposób nie zagrażający otoczeniu.

Roboty przygotowawcze, eksploatacyjne i likwidacyjne (w pewnym stopniu) są realizowane w polach eksploatacyjnych, a ich zakres zależy od sposobu rozcięcia pola eksploatacyjnego na pola ścianowe.

Schemat rozcięcia pola eksploatacyjnego jest zilustrowany na rys. 3.



Rys. 3. Schemat rozcięcia pola eksploatacyjnego. Źródło: [13]

3. Koszty wydobycia węgla w kopalni podziemnej

3.1. Układy ewidencjonowania kosztów

Podstawowym celem ewidencjonowania i klasyfikacji kosztów ponoszonych przez jednostkę gospodarczą jest dostarczanie wszechstronnej i pełnej informacji niezbędnej kierownictwu przedsiębiorstwa dla:

— określenia kosztów wytworzenia produkcji;
— obliczenia osiąganych wyników ekonomiczno-produkcyjnych;
— wartościowej wyceny zapasów materiałów i produktów;
— określenia cen zbytu wytwarzanych produktów;
— kontroli działalności przedsiębiorstwa i jego jednostek organizacyjnych;
— podejmowania racjonalnych decyzji ekonomicznych.

Rachunek kosztów spełnia więc zasadniczą rolę w podejmowaniu właściwych decyzji gospodarczych oraz funkcji kontrolnych w odniesieniu do przebiegu procesów produkcyjnych.

Najważniejsze znaczenie dla właściwego prowadzenia rachunku kosztów ma ich grupowanie w trzech przekrojach ewidencyjnych:

— w układzie rodzajowym, dla ich pomiaru i ewidencji według rodzajów;
— według miejsc powstawania kosztów, dla prowadzenia podmiotowego rachunku kosztów, w ramach którego koszty nie dające się bezpośrednio przypisać do produktów są rozdzielane na miejsca ich powstawania;
— według przedmiotów odniesienia kosztów, dla prowadzenia przedmiotowego rachunku kosztów (rachunek kalkulacyjny), którego zadaniem jest określenie wielkości kosztów wytworzenia przypadających na jednostkę produktu (nośnika kosztu).

W kopalniach węgla kamiennego koszty mogą być ewidencjonowane w następujących układach:

1. kalkulacyjnym;
2. rodzajowym;
3. według procesów technologicznych.

W przypadku każdej z tych klasyfikacji koszty są ewidencjonowane w układzie miesięcznym, kwartalnym i rocznym.

W układzie kalkulacyjnym wydziela się przykładowo następujące pozycje kosztów:

1. wynagrodzenia bezpośrednie z narzutami;
2. materiały i różnice cen;
3. koszty zakupu;
4. energia;
5. amortyzacja;

6. usługi przeróbki mechanicznej;
7. usługi wiertniczo-górnicze;
8. usługi wynajmu;
9. usługi transportowe;
10. pozostałe usługi;
11. świadczenia wydziału transportowego;
12. pozostałe koszty ruchu;
13. remonty;
14. zmniejszenia;
15. zużycie własne;
16. koszty szkód górniczych;
17. opłata eksploatacyjna;
18. odpis na fundusz rekultywacyjny;
19. różnice z zaokrągleń;
20. techniczny koszt wytworzenia;
21. koszty ogólnozakładowe;
22. koszty sprzedaży;
23. różnice z zaokrągleń;
24. całkowity koszt własny.

Głównym celem ewidencjonowania kosztów w układzie kalkulacyjnym jest odniesienie poniesionych w okresie sprawozdawczym kosztów do wielkości sprzedaży produktów lub usług (nośników kosztów) czyli odniesienie ich do tony sprzedanego w tym okresie węgla.

Układ rodzajowy kosztów posiada następującą strukturę:

1. całkowity koszt własny;
2. zmiany stanu zapasów z uwzględnieniem strat;
3. koszt własny sprzedaży węgla, na który składają się:
    4. amortyzacja;
    5. zużycie materiałów;
    6. energia;
    7. usługi transportowe;
    8. usługi remontowe;
    9. usługi wiertniczo-górnicze;
    10. koszty wynajmu;
    11. usługi zwałowania kamienia;
    12. wynagrodzenia;
    13. ubezpieczenia społeczne;
    14. odpis na fundusz socjalny;
    15. odpis na fundusz mieszkaniowy;
    16. opłata eksploatacyjna;
    17. odpis na fundusz rekultywacyjny;
    18. podatek od nieruchomości;
    19. opłaty na ochronę środowiska;
    20. ubezpieczenia rzeczowe i osobowe;
    21. pozostałe koszty;

oraz ponadto ewidencjonowane są:

22. sprzedaż według cen realizacji;

23. wynik na sprzedaży.

Klasyfikacja kosztów odniesionych do wydzielonych, podstawowych procesów technologicznych ujmuje następujące pozycje kosztów:

1. roboty udostępniające i przygotowawcze;
2. roboty eksploatacyjne;
3. kierowanie stropem;
4. transport urobku, z podziałem na:
   4.1. odstawa pozaprzodkowa;
   4.2. transport główny;
5. transport materiałów i urządzeń;
6. wyposażenie, utrzymanie i likwidacja wyrobisk, w tym:
   6.1. wyposażenie wyrobisk wybierkowych;
   6.2. utrzymanie wyrobisk;
7. pozostałe procesy technologiczne na dole, w tym:
   7.1. odwadnianie;
8. pozostałe roboty i usługi na dole, w tym:
   8.1. naprawa i regeneracja maszyn i urządzeń;
9. dozór na dole;
10. ogółem dół;
11. szyby, sztolnie i upadowe na powierzchni;
12. przeróbka mechaniczna węgla;
13. gospodarka odpadami i ściekami, w tym:
   13.1. zwałowiska własne i centralne;
14. ochrona środowiska;
15. BHP kopalni zasadniczej;
16. inne roboty na powierzchni,
17. dozór powierzchni kopalni zasadniczej;
18. ogółem powierzchnia;
19. różnica do ewidencji w układzie kalkulacyjnym;
20. koszty wytwarzania ogółem.

Zasadnicza funkcja jaką spełnia rachunek kosztów tj. dostarczanie niezbędnych informacji o kosztach może dotyczyć zarówno użytkowników zewnętrznych jak i wewnętrznych. Zewnętrznymi odbiorcami tych informacji mogą być akcjonariusze, udziałowcy, inwestorzy, kredytodawcy, agendy rządowe, centralne urzędy, zarządy grup kapitałowych. Wewnętrzna funkcja informacyjna odnośnie do kosztów funkcjonowania przedsiębiorstwa jako całości i poszczególnych jego jednostek organizacyjnych skierowana jest przede wszystkim do kadry kierowniczej i służy bezpośrednio celom zarządzania, tj. planowania, organizowania, koordynowania, motywowania i kontrolowania.

W celu pełnego wykorzystania rachunku kosztów w procesie zarządzania niezbędna staje się ewidencja kosztów w odniesieniu do miejsc ich powstawania. Scharakteryzowana powyżej ewidencja kosztów w odniesieniu do podstawowych procesów technologicznych prowadzonych w kopalni nie jest w tym względzie wystarczająca.

Potrzeba ewidencji kosztów w odniesieniu do miejsc ich powstawania może posłużyć planowaniu wysokości kosztów, przypisaniu kosztów określonemu miejscu ich powstawania, bieżącego ich kontrolowania i operatywnego wprowadzania korekt (także na drodze odpowiedniego systemu motywowania załogi). Ponieważ związki wielkości kosztów z efektywnością

produkcji i ogólną kondycją finansową przedsiębiorstwa są jednoznaczne, działania polegające na ścisłym powiązaniu kosztów z miejscem ich powstawania umożliwiają prowadzenie systematycznych poczynań zmierzających do obniżania kosztów produkcji.

Rachunek kosztów według miejsc powstawania stanowi ogniwo pośrednie między rachunkiem kosztów w układzie rodzajowym a rachunkiem kosztów według podmiotów ich odniesienia (nośników kosztów). Bezpośrednie koszty wytworzenia produkcji można bez trudu przypisać nośnikowi kosztów bez prowadzenia rachunku kosztów według miejsc ich powstawania. W przypadku kosztów pośrednich (ogólnych) brak takiego rachunku może prowadzić do bardzo niedokładnego rozdziału i rozliczania kosztów. W wyniku wydzielenia poszczególnych miejsc powstawania kosztów, ewidencjonowane w kopalni koszty pośrednie można według zastosowanych zasad rozdziału przypisać odpowiednio do obciążenia miejsca powstawania kosztów przez wyroby lub usługi. Ze względu na to, że wydzielone miejsca powstawania kosztów (np. oddziały transportowe) świadczą wewnątrzzakładowe usługi na rzecz innych miejsc powstawania kosztów (np. oddziałów wydobywczych) w ramach prowadzonego rachunku musi następować wewnątrzzakładowe rozliczanie usług [20].

Następnym ważnym zadaniem ewidencjonowania kosztów według miejsc ich powstawania jest kontrola gospodarności poszczególnych miejsc powstawania kosztów. Dokonywać tego można poprzez porównanie kosztów poszczególnych wyrobów i usług (np. kosztów usług transportowych prowadzonych przez jednostki zakładowe z kosztami takich usług wykonywanych przez jednostki z zewnątrz zakładu). Dokładność takiego badania gospodarności jest znacznie większa niż w ogólnozakładowym rachunku kosztów w układzie rodzajowym, gdyż w tym przypadku analizuje się szczegółowo poszczególne oddziały kopalni.

Wydzielenie w ramach przedsiębiorstwa miejsc powstawania kosztów dokonuje się według zasady strukturalizacji miejsc powstawania kosztów:

- — do każdego miejsca powstawania kosztów muszą być przyporządkowane jednoznacznie przyczyny powstawania kosztów;
- — każde miejsce powstawania kosztów powinno być samodzielnym obszarem odpowiedzialności, co umożliwia prowadzenie rachunku ekonomicznego;
- — kierując się zasadą gospodarności każde miejsce powstawania kosztów należy wyznaczyć tak, aby wszystkie dokumenty kosztów można było zaksięgować bez większych trudności.

Stosując zasadę strukturalizacji można w przedsiębiorstwie generalnie wydzielić:

1. Ogólne miejsca powstawania kosztów, takie jak administracja gruntów i budynków, zasilanie w energię i wodę — służą całemu przedsiębiorstwu — z ich usług korzystają niemal wszystkie inne miejsca powstawania kosztów. Zatem ich koszty dzieli się odpowiednio do obciążenia na pozostałe miejsca powstawania kosztów.
2. Pomocnicze produkcyjne miejsca powstawania kosztów, takie jak oddziały remontowe, transportowe — spełniają funkcje pomocnicze dla właściwej produkcji.
3. Podstawowe produkcyjne miejsca powstawania kosztów, jak oddziały wydobywcze, stanowiące właściwy punkt odniesienia dla procesu obliczeń.
4. Materiałowe miejsca powstawania kosztów, gdzie dokonywana jest ewidencja kosztów zakupu, magazynowania, pobierania i kontroli materiałów.
5. Miejsca powstawania kosztów zarządzania (administracja) gdzie dokonywana jest ewidencja kosztów zarządzania przedsiębiorstwem, rachunkowości oraz kosztów ogólnych administracji.
6. Miejsca powstawania kosztów zbytu, działy sprzedaży, planowania zbytu i marketingu.

Dla celów ewidencji kosztów według miejsc ich powstawania można w strukturze organizacyjnej kopalni wydzielić jednostki w postaci oddziałów. Jednostką ewidencji kosztów mogą być samodzielne oddziały, kilka oddziałów o zbliżonej charakterystyce, kilka oddziałów podlegających jednemu kierownictwu. W zależności od potrzeb wydzielanie miejsc powstawania kosztów może być wieloszczeblowe, w zhierarchizowanej strukturze, aż do poszczególnych stanowisk pracy, grupy maszyn lub pojedynczej maszyny. Tak szczegółowy podział miejsc powstawania kosztów zwiększa dokładność rachunków, lecz wymaga poniesienia znacznych nakładów na ich ewidencjonowanie, analizę i kontrolę.

Ponieważ w wielu przypadkach szybkie uzyskiwanie danych zakładowych jest ważniejsze od ich zwiększonej dokładności, wymagającej większego nakładu czasu, w praktyce stanowiskowy rachunek kosztów jest stosowany jedynie dla stanowisk o wysokich kosztach (kapitale) [20].

Ogólny podział oddziałów kopalni na grupy związane z ewidencją kosztów według miejsc ich powstawania można przedstawić następująco:

1. Oddziały produkcyjne;
   1.1. Oddziały wydobywcze;
      1.1.1. Oddziały wydobywcze — ruch 1;
      1.1.2. Oddziały wydobywcze — ruch 2;
   1.2. Oddziały przygotowawcze;
      1.2.1. Oddziały przygotowawcze — ruch 1;
      1.2.2. Oddziały przygotowawcze — ruch 2;
2. Oddziały pomocnicze;
3. Oddziały maszynowe;
4. Oddziały elektryczne;
5. Oddziały powierzchniowe;
6. Zarząd i działalność socjalno-bytowa;
   6.1. Działalność zarządu;
      6.1.1. Wydzielone oddziały zarządu;
      6.1.2. Pozostała działalność zarządu;
   6.2. Działalność socjalno-bytowa.

3.2. Oddziałowy rachunek i budżetowanie kosztów

Wydzielenie w strukturze organizacyjnej kopalni miejsc powstawania kosztów, dla których koszty będą ewidencjonowane na oddzielnych kontach, umożliwi prowadzenie oddziałowego rachunku kosztów (ORK). W tym celu należy odpowiednio przyporządkować stanowiska kosztów do danego miejsca ich powstawania (oddziału), określić kształt arkusza rozliczenia kosztów w oparciu o ewidencjonowane koszty rodzajowe, a także określić zasady planowania wielkości kosztów dla poszczególnych oddziałów. Arkusz rozrachunkowy stanowi tabelaryczną postać rachunku kosztów, w którym w wierszach wyszczególnia się rodzaje kosztów, a w kolumnach stanowiska kosztów (miejsca ich powstawania). Aby arkusz taki spełniał swoje funkcje należy stosować jednolite zasady jego wypełniania, szczególnie w obszarze [20]:

1. Przejęcia pierwotnych kosztów ogólnozakładowych z rodzajowego rachunku kosztów i rozdzielenie ich zgodnie z zasadą powodowania kosztów na poszczególne miejsca powstawania kosztów.
2. Rozdziału kosztów ogólnych oraz pomocniczych produkcyjnych miejsc powstawania kosztów na podstawowe miejsca powstawania kosztów (wewnątrzzakładowe rozliczanie usług).

3. Określenia stawek doliczeniowych kosztów ogólnych, które w rachunku kalkulacyjnym nie powinny spowodować ani zawyżenia ani zaniżenia kosztów.
4. Rewizji kosztów dla wyeliminowania skutków wahań kosztów lub zatrudnienia.

Arkusz rozrachunkowy kosztów oddziałów może służyć do obliczania wielu wskaźników stanowiących mierniki gospodarności oddziałów, wykorzystywanych przez kierowników najniższych szczebli organizacyjnych do bieżącej kontroli a przede wszystkim jest podstawą do budżetowania kosztów kopalni. Określenie wielkości planowanych na przyszły okres wydatków (limitu kosztów) poszczególnych oddziałów nie może się odbywać bez szczegółowej analizy ewidencjonowanych kosztów danego miejsca ich powstawania za okresy ubiegłe.

Ustalanie budżetu kosztów dla poszczególnych miejsc powstawania kosztów (oddziałów, działów kopalni) odbywa się na podstawie ogólnych informacji przekazywanych przez Zarząd kopalni na poszczególne szczeble organizacyjne [20]. Informacje te dotyczą generalnych celów strategicznych jakie kopalnia zamierza osiągnąć w kolejnym okresie planistycznym i obejmują między innymi:

— przewidywaną wielkość produkcji z podziałem na poszczególne oddziały wydobywcze;
— plan sprzedaży węgla z uwzględnieniem wahań sezonowych;
— założenia dotyczące zmian w systemie wynagrodzeń załogi;
— przewidywaną dynamikę zmiany cen materiałów i usług, wskaźnika inflacji, stawek podatkowych, opłat itp.;
— przewidywanych warunków funkcjonowania kopalni na tle konkurentów.

Kierownicy oddziałów, którzy są odpowiedzialni za realizację planów określonych w budżetach, po uwzględnieniu kosztów jakie ich jednostki wydatkowały w okresie ubiegłym (analiza ex post), powinni sami sporządzać tę część budżetów, za którą są odpowiedzialni. Nie na całość kosztów przypisanych danemu miejscu pracy ma bowiem wpływ osoba odpowiedzialna za to miejsce (jest to skutek rozdziału i przypisania kosztów ogólnych i rozliczeń wewnątrzzakładowych świadczonych usług).

Sporządzanie budżetu powinno być realizowane od najniższych szczebli organizacyjnych powiązanych z ewidencjonowaniem kosztów. Budżet tworzony przez najniższy szczebel kierowniczy jest następnie weryfikowany, koordynowany przez szczebel pośredni, a następnie koordynowany, analizowany i scalany na najwyższym szczeblu organizacyjnym. Ten sposób tworzenia budżetu kosztów dla oddziałów kopalni, poprzez aktywny udział w tym procesie kierowników wszystkich szczebli zarządzania istotnie zwiększa prawdopodobieństwo tego, że zostaną one zaakceptowane do realizacji w celu osiągnięcia zamierzonego celu.

Negocjonowanie, koordynowanie i weryfikacja tworzonych na najniższych szczeblach projektów budżetu kosztów, zarówno przez kierowników tych oddziałów jak i ich przełożonych — kierowników pionów kopalni, jest procesem niezbędnym dla uzyskania pełnej harmonizacji planów [19]. Cele i zamierzenia różnych jednostek organizacyjnych mogą nie być powszechnie znane lub wręcz sprzeczne. Przeprowadzona weryfikacja projektów budżetów może ujawnić, że niektóre z nich nie są zgodne z innymi budżetami i będą wymagać dostosowania do innych warunków, ograniczeń i zamierzeń, o których tworzący je mogli nie wiedzieć lub znajdowały się one poza ich kontrolą. Proces uzgadniania i negocjacji budżetów cząstkowych może być długotrwały i wielokrotnie przechodzić przez kolejne szczeble zarządzania w miarę jak niezbędny zasób informacji staje się pełniejszy, lecz dzięki temu zwiększonemu wysiłkowi na etapie ich tworzenia, projekt budżetów staje się bardziej realny.

Scalony na najwyższym szczeblu planowania budżet kosztów jest następnie konfrontowany z przewidywaną przez kopalnie wielkością dochodów ze sprzedaży produktów i usług dla zapewnienia możliwości pokrycia zaplanowanych kosztów. Podstawą przyjęcia do realizacji zaplano-

wanych budżetów poszczególnych jednostek organizacyjnych jest sporządzony rachunek zysków i strat proforma, bilans i plan przepływów pieniężnych w celu upewnienia się, że wszystkie elementy są skoordynowane i współpracują ze sobą, tworząc całość.

Budżety poszczególnych oddziałów kopalni, po ich zatwierdzeniu przez Zarząd wracają do kierowników tych jednostek w formie dokumentu, który staje się dla nich obowiązującym na kolejny okres planistyczny. Dokument taki staje się normatywem wartościowym kosztów dla konkretnego ośrodka odpowiedzialnego za poziom kosztów za dany okres.

Podstawowym okresem budżetowania kosztów jest jeden rok, co odpowiada planowaniu operatywnemu. Mimo, że plan operatywny określa krótkoterminowe cele i zadania, musi on jednak uwzględniać także cele strategiczne kopalni.

Dla zapewnienia skuteczności realizacji rocznych budżetów poszczególnych oddziałów kopalni, a także dla ich bieżącej kontroli, w ramach budżetów wydzielonych miejsc powstawania kosztów należy sporządzać odrębne plany dla okresów kwartalnych oraz miesięcznych. Umożliwi to dokonywanie porównań i bieżącej analizy kosztów rzeczywistych (zrealizowanych) w danym okresie z zaplanowanymi.

Budżetowanie kosztów w odniesieniu do poszczególnych miejsc ich powstawania, ich bieżąca kontrola i analiza, nie mogą być prowadzone w oderwaniu od pozostałych czynników finansowych wpływających na końcowy efekt działalności kopalni [19]. Z tego powodu istotnie zwiększa się rola kontrollingu w zarządzaniu finansowym przedsiębiorstwa. Kontrolling jest rozumiany jako jeden z instrumentów zarządzania przedsiębiorstwem w warunkach gospodarki rynkowej, określany ogólnie jako mechanizm efektywnego sterowania przedsiębiorstwem, zorientowanym na wyznaczony cel [16]. Jest więc systemem, który przejmując zasady zarządzania, na podstawie odpowiednio przetworzonych informacji, wspomaga procesy planowania, sterowania i kontrolowania.

Budżetowanie kosztów w ścisłym powiązaniu z miejscami ich powstawania stanowi podstawowy instrument kontrollingu w odniesieniu do kosztów. Ma to odniesienie do funkcji planistyczno-optymalizacyjnej, kontrolnej i motywacyjnej rachunku kosztów.

W optymalizacji decyzji na szczeblu oddziału koszty mogą stanowić kryterium wyboru lub parametr w modelu decyzyjnym a informacje kosztowe służą do określenia najkorzystniejszych relacji między uzyskanymi efektami a środkami jakie należało na ich osiągnięcie wydatkować. Może to stanowić podstawę do wyboru optymalnych wariantów działania.

Motywacyjna funkcja rachunku kosztów odnosi się do podejmowania takich działań, które tworzą system mierników ocen, istotnych dla kierowników oddziałów w celu lepszego zaangażowania w realizację wyznaczonych celów i zadań. Pracownicy powinni otrzymywać informacje o wyznaczonych zadaniach wartościowych (kosztowych), w powiązaniu z zadaniami ilościowymi, z wyraźnym określeniem elementów zależnych od ich pracy. Motywacyjny charakter posiadają jasne zasady systemu premiowania za przestrzeganie ustalonego limitu kosztów oraz działania w kierunku obniżki kosztów. Stanowią one ważny bodziec ekonomiczny dla załogi.

Funkcja kontrolna rachunku kosztów w oddziałach kopalni wynika z konieczności dostarczania kierownikom różnych szczebli zarządzania i komórkom kontrollingu kopalni informacji o kosztach dla oceny stopnia osiągnięcia wyznaczonych zadań i stopnia wykorzystania będących do dyspozycji środków, oraz kontroli wysokości poniesionych kosztów w porównaniu z budżetowanymi dla danego oddziału. Stwarza to realne przesłanki zarówno do wprowadzania bieżących korekt w realizowanym planie kosztów jak i doskonalenia budżetowania w przyszłych okresach planistycznych.

Istotną rolą komórki kontrollingu w kopalni jest więc wspieranie decydentów różnych szczebli zarządzania w identyfikacji zagrożeń w realizacji zadań, wyprzedzającego ich ostrzegania a także wczesnego rozpoznawania i informowania o pojawiających się nowych szansach w obrębie ich kompetencji decyzyjnych.

4. Modelowanie matematyczne kosztów wydobycia w aspekcie oceny ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego

4.1. Podstawy metody modelowania

Modelowanie matematyczne kosztów wydobycia węgla w oddziałach wydobywczych i przygotowawczych oparto na tzw. metodzie integracyjnej odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego w podziemnej kopalni węgla kamiennego [11], która polega na:

1. Analizie struktury procesu wydobywczego.
2. Określeniu elementarnych modeli odwzorowania wydatków i efektów finansowych i wyprowadzeniu wzorów opisujących te modele.
3. Integracji w przestrzeni i w czasie elementarnych modeli odwzorowania zgodnie z przyjętym kierunkiem wybierania złoża i zasadami prowadzenia eksploatacji górniczej.
4. Oprogramowaniu numerycznym wyprowadzonych wzorów, opracowaniu zbioru danych wejściowych, wykonaniu obliczeń i analizie ich wyników.

Struktura przestrzenna procesu wydobywczego obejmuje układ i wzajemne relacje elementów posiadających charakter przestrzenny. Struktura przestrzenna procesu wydobywczego kopalni składa się więc z poszczególnych elementów, którymi przykładowo mogą być: przodek ścianowy, chodnik przyścianowy, pochylnia polowa, przecznica główna, szyb wydobywczy, chodnik wentylacyjny, szyb wentylacyjny, itp.

Struktura techniczna procesu wydobywczego obejmuje układ i wzajemne relacje elementów posiadających charakter techniczny, technologiczny i organizacyjny. Jest pojęciem bardzo szerokim, a jej elementami mogą być zarówno całe procesy górnicze jak np. proces urabiania, proces transportu urobku itp., jak również środki techniczne, zainstalowane w wyrobiskach górniczych (maszyny i urządzenia), a także poszczególne czynności o charakterze podstawowym lub pomocniczym, składające się całokształt procesu wydobywczego.

Struktura czasowa procesu wydobywczego obejmuje układ i wzajemne relacje elementów posiadających odpowiedni wymiar w czasie. Składa się z poszczególnych elementów, które mogą stanowić przykładowo przedziały czasu wykonania poszczególnych wyrobisk górniczych, przedziały czasu eksploatacji ścian, przedziały czasu likwidacji wyrobisk górniczych, itp.

Struktura czasowa procesu wydobywczego wynika z jego struktury przestrzennej i struktury technicznej, bowiem czas realizacji jakiejkolwiek czynności lub procesu wywodzi się z relacji: wymiar przestrzenny — postęp realizacji. Wymiar przestrzenny odpowiada zakresowi rzeczowemu określonego elementu struktury przestrzennej, natomiast postęp realizacji wynika głównie ze struktury technicznej procesu wydobywczego, bowiem zależy on od zastosowanego wyposażenia techniczno-organizacyjnego, ale jest również zależny od struktury przestrzennej.

Z realizacją procesu wydobywczego kopalni związane są odpowiednie wydatki finansowe, które mogą posiadać postać wartości ciągłych w pewnych przedziałach czasu lub też postać wartości skupionych. Intensywność wydatków finansowych, rozumiana jako wydatki finansowe przypadające na jednostkę czasu, jest zmienna w czasie i zależy od elementów struktury przestrzennej i struktury technicznej procesu wydobywczego.

Intensywność wydatków finansowych posiada skomplikowany przebieg w czasie — można jednakże założyć, że czas wydatkowania dzieli się na takie przedziały, w których rzeczywisty przebieg intensywności wydatków finansowych może być z wystarczającym przybliżeniem zastępowany przebiegiem liniowym. Przyjętą w taki sposób, przedziałami liniową charakterystykę wydatków finansowych, nazwano funkcją zastępczej intensywności wydatków finansowych. Można zatem zdefiniować tzw. elementarny przedział czasu o liniowej funkcji zastępczej intensywności wydatków finansowych, który może stanowić elementarny model odwzorowania procesu wydobywczego w kopalni wraz ze związanymi z nim wydatkami finansowymi.

W identyczny sposób można odwzorować ewentualne efekty finansowe, związane z realizacją procesu wydobywczego w kopalni.

Elementarne modele, zintegrowane zgodnie z zasadami eksploatacji górniczej, mogą służyć odwzorowaniu przebiegu procesu wydobywczego w czasie i w przestrzeni oraz związanych z jego realizacją strumieni wydatków i wpływów finansowych, nominalnych lub zaktualizowanych.

Charakterystykę elementarnego modelu odwzorowania przedstawiono poniżej, po przytoczeniu podstawowych zasad rachunku aktualizacji.

4.2. Rachunek aktualizacji wydatków i efektów finansowych

Można wyodrębnić dwie zasadnicze odmiany rachunku aktualizacji [5], [7]:

1. dyskretną;
2. ciągłą.

Odmiana dyskretna daje skokowe zmiany wartości pieniądza w czasie. Zmiana wartości pieniądza zostaje przypisana określonej chwili wziętej z tego przedziału (na ogół jest to koniec dyskretnego przedziału czasu, chociaż możliwe jest również przyjęcie innego momentu umocowania wartości). Jako dyskretny przedział czasu może być przyjęty dowolny okres, zazwyczaj jest to jeden rok, kwartał lub nawet miesiąc.

Odmiana ciągła zakłada ciągłość zmiany wartości pieniądza w czasie, która przypisana jest przedziałowi czasu a nie chwili z tego przedziału.

W praktyce stosuje się najczęściej rachunek aktualizacji w odmianie dyskretnej, natomiast odmiana ciągła znajduje najczęściej zastosowanie w rozważaniach analitycznych.

Przez wartość zaktualizowaną kapitału rozumie się jego wartość sprowadzoną na moment aktualizacji (przyszły lub obecny) przy pomocy kapitalizacji lub dyskontowania.

Operacja aktualizacji kapitału wyjściowego I po upływie T lat nazywa się oprocentowaniem lub kapitalizacją a w odmianie dyskretnej ogólny wzór na wartość zaktualizowaną posiada następującą postać:

$$I_a = I \cdot (1 + r)^T \tag{1}$$

W praktyce może okazać się, że wartość kapitału I będzie wymagana dopiero po upływie T lat i powstaje pytanie jaka jest jego wartość zaktualizowana na rok początkowy. W tym przypadku

określanie wartości zaktualizowanej nazywa się dyskontowaniem, a ogólny wzór na wartość zaktualizowaną posiada następującą postać:

$$I_a = I \cdot (1 + r)^{-T} \tag{2}$$

Rachunek aktualizacji można w odmianie dyskretnej opisać przy pomocy jednej ogólnej formuły o następującej postaci [14]:

$$I_a = I \cdot (1 + r)^{t_a - t} \tag{3}$$

Powyższe rozważania przeprowadzono przy założeniu, że dyskretnym przedziałem czasu jest jeden rok, można jednak przyjąć inny dyskretny przedział czasu, a wartość kapitału może być aktualizowana częściej niż raz w roku.

Jeśli aktualizacja dotyczy równych odstępów półrocznych wg stopy procentowej p w skali półrocza to wartość zaktualizowana odpowiadająca rocznemu przedziałowi czasu wynosi:

$$I_a = I \cdot (1 + p)^2 \tag{4}$$

Jeśli kapitał aktualizowany jest w równych odstępach kwartalnych wg stopy procentowej k w skali kwartału to wartość zaktualizowana odpowiadająca rocznemu przedziałowi czasu wynosi:

$$I_a = I \cdot (1 + k)^4 \tag{5}$$

Jeśli kapitał aktualizowany byłby w równych odstępach miesięcznych wg stopy procentowej m w skali miesiąca to wartość zaktualizowana odpowiadająca rocznemu przedziałowi czasu wyniosłaby:

$$I_a = I \cdot (1 + m)^{12} \tag{6}$$

Jeśli kapitał aktualizowany byłby w równych odstępach dobowych wg stopy procentowej d w skali doby to wartość zaktualizowana odpowiadająca rocznemu przedziałowi czasu wyniosłaby:

$$I_a = I \cdot (1 + d)^{365} \tag{7}$$

Zakładając, że wartości zaktualizowane po upływie jednego roku powinny być identyczne niezależnie od przyjętych przedziałów czasu, można określić wielkość stóp procentowych: półrocznej p, kwartalnej k, miesięcznej m lub dobowej d ekwiwalentnych rocznej stopie procentowej r.

Dla wymienionych powyżej przedziałów czasu otrzymano:

$$p = \sqrt{1 + r} - 1 \tag{8}$$

$$k = \sqrt[4]{1 + r} - 1 \tag{9}$$

$$m = \sqrt[12]{1 + r} - 1 \tag{10}$$

$$d = \sqrt[365]{1 + r} - 1 \tag{11}$$

W ogólności przyjmuje się, że przy rocznej stopie procentowej r niższej niż 20 % wszelkie różnice wynikające ze sposobu dyskontowania są niewielkie i mogą być pomijane.

Przy tym założeniu w praktyce stopę procentową dla krótszych niż jeden rok przedziałów czasu określa się w prostszy sposób dzieląc roczną stopę procentową przez liczbę dyskretnych przedziałów czasu składających się na jeden rok, np. półroczną stopę określa się dzieląc roczną stopę przez 2, kwartalną — dzieląc przez 4, a ewentualną miesięczną — dzieląc przez 12.

W takim przypadku czynnik oprocentowania wynosi:

— w skali półrocza:

$$\left(1 + \frac{r}{2}\right)^2 \tag{12}$$

— w skali kwartału:

$$\left(1 + \frac{r}{4}\right)^4 \tag{13}$$

— w skali miesiąca:

$$\left(1 + \frac{r}{12}\right)^{12} \tag{14}$$

— w skali doby:

$$\left(1 + \frac{r}{365}\right)^{365} \tag{15}$$

Łatwo wykazać, że stosowanie tych czynników oprocentowania daje większe przyrosty wartości w okresie jednego roku niż jednorazowe dopisanie odsetek wg stopy rocznej r.

Graniczną wartość zaktualizowaną dla odmiany ciągłej rachunku aktualizacji można określić z ogólnego wzoru [14]:

$$I_a = I \cdot e^{r \cdot (t_a - t)} \tag{16}$$

Łatwo wykazać, że:

$$(1 + r)^{t_a - t} < e^{r \cdot (t_a - t)} \tag{17}$$

$$(1 + r) < e^r \tag{18}$$

W celu zachowania równoważności obydwu odmian oprocentowania (dyskretnej i ciągłej) należy określić dla odmiany ciągłej tzw. kalkulacyjną intensywność oprocentowania ciągłego ρ, odpowiadającą przyjętej jednostce czasu (w tym przypadku jeden rok), którą można wyznaczyć z równania:

$$I_a \cdot (1 + r)^{t_a - t} = I_a \cdot e^{\rho \cdot (t_a - t)} \tag{19}$$

Po uproszczeniu otrzymuje się tzw. warunek ekwiwalencji odmiany dyskretnej i ciągłej rachunku aktualizacji w postaci:

$$(1 + r) = e^{\rho} \tag{20}$$

a kalkulacyjną intensywność oprocentowania ciągłego ρ można zatem wyznaczyć ze wzoru:

$$\rho = \ln (1 + r) \tag{21}$$

Mając daną wartość kalkulacyjnej intensywności oprocentowania ciągłego ρ można określić odpowiadającą jej stopę procentową r ze wzoru:

$$r = e^{\rho} - 1 \tag{22}$$

W podobny sposób dla dyskretnych przedziałów czasu: półrocza, kwartału, miesiąca, doby można określić odpowiednio kalkulacyjne intensywności oprocentowania ciągłego: ρ_p, ρ_k, ρ_m, ρ_d z następujących równań:

$$(1 + p) = e^{\rho_p} \tag{23}$$

$$(1 + k) = e^{\rho_k} \tag{24}$$

$$(1 + m) = e^{\rho_m} \tag{25}$$

$$(1 + d) = e^{\rho_d} \tag{26}$$

Otrzymano odpowiednio:

$$\rho_p = \ln(1 + p) \tag{27}$$

$$\rho_k = \ln(1 + k) \tag{28}$$

$$\rho_m = \ln(1 + m) \tag{29}$$

$$\rho_d = \ln(1 + d) \tag{30}$$

Uwzględniając odpowiednio wzory (8) do (11) można otrzymać:

$$\rho_p = \frac{\rho}{2} \tag{31}$$

$$\rho_k = \frac{\rho}{4} \tag{32}$$

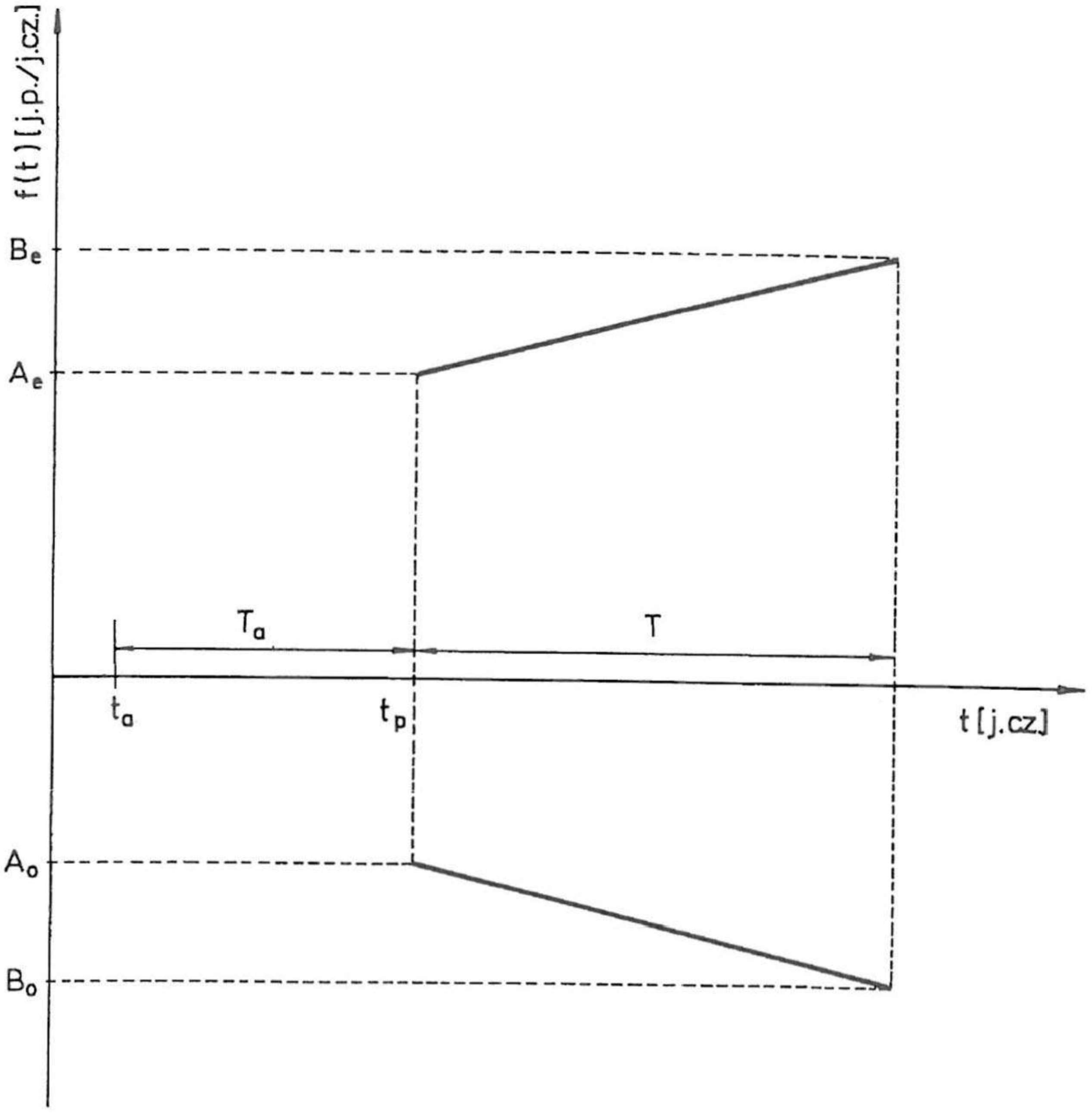
$$\rho_m = \frac{\rho}{12} \tag{33}$$

$$\rho_d = \frac{\rho}{365} \tag{34}$$

Zastosowanie określonej odmiany rachunku aktualizacji do modelowania procesu wydobywczego kopalni podziemnej zależy od założonego stopnia szczegółowości. Jeśli stopień szczegółowości jest stosunkowo wysoki i trzeba operować krótkimi przedziałami czasu wygodniej jest zastosować ciągłą odmianę rachunku aktualizacji. Metoda integracyjna bazuje zasadniczo na ciągłej odmianie rachunku aktualizacji, co nie oznacza, że może uwzględniać również odmianę dyskretną.

4.3. Elementarne modele odwzorowania

Elementarny model (moduł) odwzorowania opisują cztery tzw. wielkości charakterystyczne (rys.4):



Rys. 4. Elementarny model odwzorowania. Źródło: [14]

T — elementarny przedział czasu, w którym intensywność wydatków lub wpływów finansowych może być aproksymowana liniowo, wyrażony w jednostkach czasu (np. doba, miesiąc, kwartał, rok);

A — wartość, jaką przyjmuje aproksymowana intensywność wydatków (A_o) lub wpływów (A_e) finansowych w chwili początkującej przedział czasu T, wyrażona w jednostkach pieniężnych przypadających na jednostkę czasu (np. zł/dobę, zł/miesiąc, mln zł/rok);

B — wartość, jaką przyjmuje aproksymowana intensywność wydatków (B_o) lub wpływów (B_e) finansowych w chwili kończącej przedział czasu T, wyrażona w jednostkach pieniężnych przypadających na jednostkę czasu (np. zł/dobę, tys. zł/miesiąc, mln zł/rok);

T_a — różnica czasu pomiędzy chwilą aktualizacji wydatków lub wpływów finansowych t_a a chwilą t_p początkującą przedział czasu T, wyrażona w jednostkach czasu (np. doba, miesiąc, kwartał, rok) i określona zależnością:

$$T_a = t_a - t_p \tag{35}$$

Dla przedziału czasu T, gdy:

$$t_p \leq t \leq t_p + T \tag{36}$$

odpowiednia funkcja intensywności wydatków lub wpływów finansowych f(t) może być opisana wzorem:

$$f(t) = A + \frac{B - A}{T} \cdot (t - t_p) \tag{37}$$

Funkcja intensywności $f_a(t)$ wartości kapitałowej wydatków lub wpływów finansowych zaktualizowanych na dowolnie przyjętą chwilę t_a z uwzględnieniem kalkulacyjnej intensywności oprocentowania ciągłego ρ_x, odpowiadającej przyjętej jednostce czasu, może być określona ze wzoru:

$$f_a(t) = f(t) \cdot e^{\rho_x \cdot (t_a - t)} \tag{38}$$

Elementarny wydatek lub efekt finansowy F może być określony ze wzoru:

$$F = \int_{t_p}^{t_p + T} f(t)\, dt \tag{39}$$

Wartość kapitałowa F_a elementarnego wydatku i/lub wpływu finansowego, zaktualizowana na dowolną chwilę t_a , może być określona ze wzoru:

$$F_a = \int_{t_p}^{t_p + T} f_a(t)\, dt \tag{40}$$

Wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a zależą od elementów struktury przestrzennej, technicznej i czasowej procesu wydobywczego.

Posługując się opisanymi powyżej wielkościami charakterystycznymi można elementarny nakład (wydatek) finansowy F_o określić ze wzoru:

$$F_o = \frac{(A_o + B_o) \cdot T}{2} \tag{41}$$

W szczególnym przypadku, gdy $A_o = B_o$ można elementarny nakład (wydatek) finansowy F_o określić ze wzoru:

$$F_o = A_o \cdot T \tag{42}$$

Elementarny wpływ (efekt) finansowy F_e można określić ze wzoru:

$$F_e = \frac{(A_e + B_e) \cdot T}{2} \tag{43}$$

W szczególnym przypadku, gdy $A_e = B_e$ można elementarny nakład (wydatek) finansowy F_e określić ze wzoru:

$$F_e = A_e \cdot T \tag{44}$$

Elementarne strumienie wydatków F_{ao} lub wpływów finansowych F_{ae} zaktualizowanych na dowolną chwilę t_a z uwzględnieniem ekwiwalentnej stopy oprocentowania ciągłego ρ_x, odpowiadającej przyjętej jednostce czasu, można określić z odpowiedniego wzoru:

$$F_{ao} = \frac{e^{\rho_x \cdot T_a}}{\rho_x} \cdot \left[A_o + \frac{B_o - A_o}{\rho_x \cdot T} \cdot (1 - e^{-\rho_x \cdot T}) - B_o \cdot e^{-\rho_x \cdot T} \right] \tag{45}$$

$$F_{ae} = \frac{e^{\rho_x \cdot T_a}}{\rho_x} \cdot \left[A_e + \frac{B_e - A_e}{\rho_x \cdot T} \cdot (1 - e^{-\rho_x \cdot T}) - B_e \cdot e^{-\rho_x \cdot T} \right] \tag{46}$$

W szczególnych przypadkach, gdy $A_o = B_o$ lub $A_e = B_e$ elementarne strumienie wydatków F_{ao} lub wpływów finansowych F_{ae} można określić z odpowiedniego wzoru:

$$F_{ao} = \frac{e^{\rho_x \cdot T_a}}{\rho_x} \cdot A_o \cdot (1 - e^{-\rho_x \cdot T}) \tag{47}$$

$$F_{ae} = \frac{e^{\rho_x \cdot T_a}}{\rho_x} \cdot A_e \cdot (1 - e^{-\rho_x \cdot T}) \tag{48}$$

W szczególnych przypadkach, gdy aktualizacji podlegają pojedyncze skupione w momencie t wartości wydatku finansowego A_o lub efektu finansowego A_e i różnica pomiędzy chwilą aktualizacji t_a a chwilą t wynosi T_a wartość zaktualizowaną wydatku F_{ao} lub wpływu finansowego F_{ae} można określić z odpowiedniego wzoru:

$$F_{ao} = A_o \cdot e^{\rho_x \cdot T_a} \tag{49}$$

$$F_{ae} = A_e \cdot e^{\rho_x \cdot T_a} \tag{50}$$

W tych przypadkach wielkość charakterystyczna T_a wynosi:

$$T_a = t_a - t \tag{51}$$

Opisane powyżej elementarne modele (moduły) odwzorowania, zintegrowane zgodnie z zasadami realizacji procesu wydobywczego, mogą odwzorować przebieg tego procesu w dowolnym elemencie strukturalnym kopalni wraz ze strumieniami wydatków i/lub wpływów finansowych związanych z jego realizacją. Dla określonej koncepcji tego procesu mogą być wyprowadzone wzory na wielkości charakterystyczne, mniej lub bardziej skomplikowane, dla krótszych lub dłuższych przedziałów czasu, zgodnie z założonym lub wymaganym stopniem dokładności modelu odwzorowania.

Zasady wyprowadzania wzorów na wielkości charakterystyczne przy pewnych upraszczających założeniach (gdy wydatki są ponoszone w miarę bieżących potrzeb, a wpływy są również uzyskiwane na bieżąco) można wyjaśnić na przykładzie wykonywania przekopu oraz chodnika podstawowego [14] (rys. 5a). Zakłada się, że postępy drążenia są ustalone na poziomie średnich wartości, charakterystycznych dla lokalnych warunków geologiczno-górniczych oraz zastosowanego sprzętu i przyjętej technologii wykonania. Zakłada się również, że jednostką czasu przyjętą do rozważań jest jeden miesiąc.

Przyjęto następujące oznaczenia:

L_p — długość przekopu, m;

L_c — długość chodnika, m;

P_p — postęp wykonywania przekopu, m/mies.;

P_c — postęp wykonywania chodnika, m/mies.;

C_p — jednostkowy koszt wykonywania przekopu, zł/m;

C_c — jednostkowy koszt wykonywania chodnika, zł/m;
C_w — średnia cena węgla, zł/t;
F_e — powierzchnia zajmowana przez węgiel w przekroju poprzecznym chodnika, m^2;
γ — ciężar objętościowy węgla, t/m^3;
k_{ep} — współczynnik strat eksploatacyjnych i przeróbczych;
t_a — moment czasowy dla aktualizacji wydatków i/lub wpływów finansowych, zakłada się, że odpowiada on chwili rozpoczęcia wykonywania przekopu;
w — współczynnik przeliczeniowy dni roboczych na kalendarzowe.

Odpowiednie wzory na wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a dla następujących elementów struktury technicznej procesu wydobywczego:
I. wykonywanie przekopu;
II. wykonywanie chodnika podstawowego
są przedstawione poniżej.

Ad I. — wykonywanie przekopu:

$$T^I = \frac{w \cdot L_p}{P_p} \tag{52}$$

$$A_o^I = B_o^I = \frac{P_p \cdot C_p}{w} \tag{53}$$

$$A_e^I = B_e^I = 0 \tag{54}$$

$$T_a^I = 0 \tag{55}$$

Ad II. — wykonywanie chodnika:

$$T^{II} = \frac{w \cdot L_c}{P_c} \tag{56}$$

$$A_o^{II} = B_o^{II} = \frac{P_c \cdot C_c}{w} \tag{57}$$

$$A_e^{II} = B_e^{II} = \frac{P_c \cdot F_e \cdot \gamma \cdot k_{ep} \cdot C_w}{w} \tag{58}$$

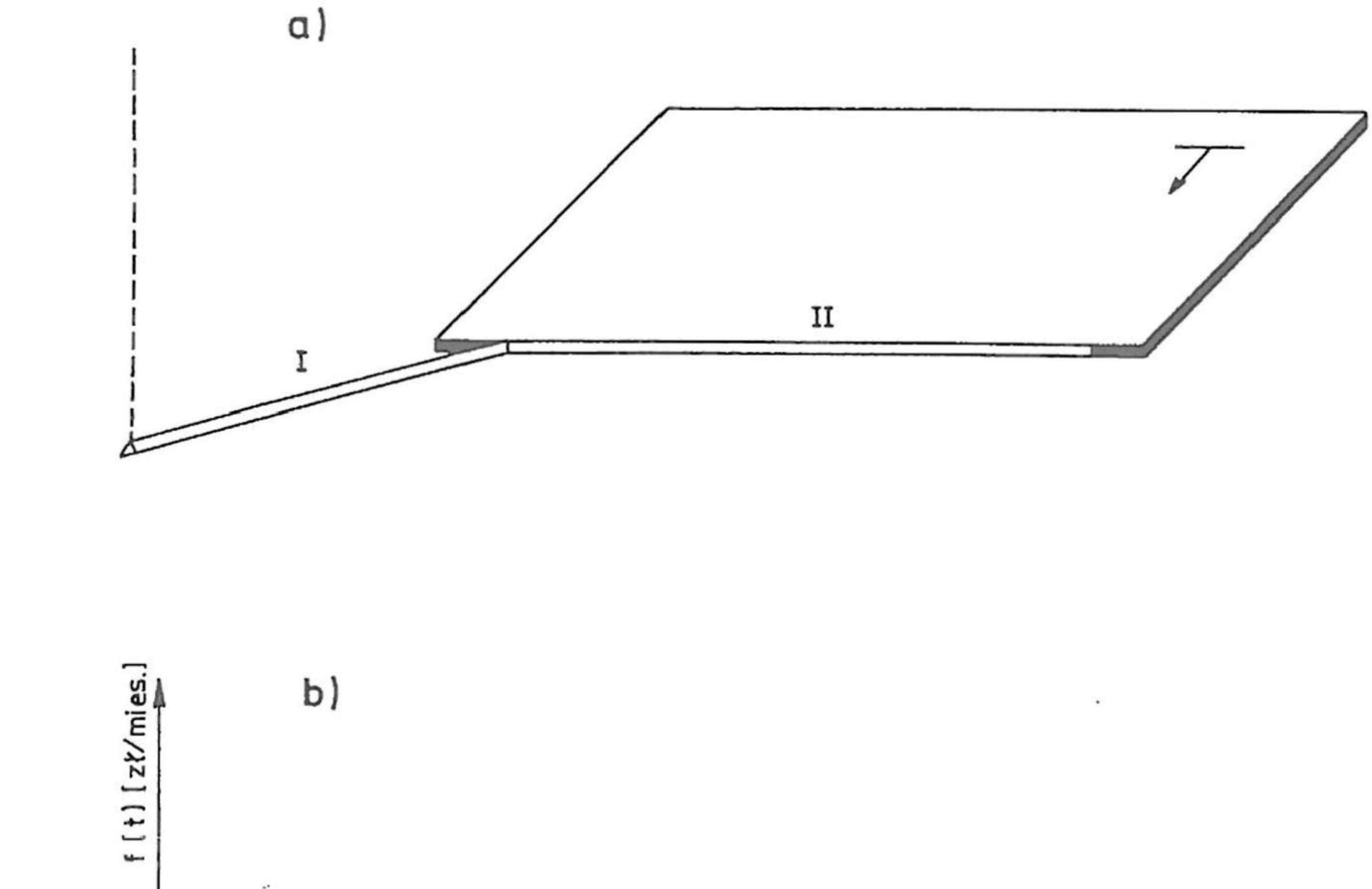
$$T_a^{II} = -\frac{w \cdot L_p}{P_p} = -T^I \tag{59}$$

Wzory na wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a mogą również uwzględniać strukturę rodzajową wydatków, np. uwzględniać strumienie wydatków ponoszonych na wynagrodzenia, materiały, energię, amortyzację, itp.

Wzory na wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a mogą być również określone w wyniku zastosowania analizy statystycznej i rachunku korelacji i regresji.

4.4. Przykłady obliczania zaktualizowanych strumieni finansowych

W celu przeprowadzenia obliczeń dla przykładu przedstawionego na rysunku 5a przyjęto następujące dane wejściowe:



Rys. 5. Ilustracja do przykładu. Źródło: Opracowanie własne na podstawie [14]

$L_p = 1000$ m;
$L_c = 1500$ m;
$P_p = 100$ m/mies.;
$P_c = 200$ m/mies.;
$C_p = 5000$ zł/m;
$C_c = 3500$ zł/m;
$C_w = 120$ zł/t;
$F_e = 10$ m^2;
$\gamma = 1{,}3$ t/m^3;
$k_{ep} = 0{,}8$;
$w = 1{,}(36)$.

Dla potrzeb rachunku aktualizacji przyjęto dyskretną stopę dyskontową roczną $r = 0{,}1$ oraz wykonano obliczenia kalkulacyjnej intensywności oprocentowania ciągłego ρ, odpowiadającej przyjętej, rocznej stopie dyskontowej wg wzoru (21). Otrzymano: $\rho = 0{,}09531$.

Obliczono również kalkulacyjną intensywność oprocentowania ciągłego ρ_m, odpowiadającą jednemu miesiącowi jako jednostce czasu wg wzoru (33) oraz ρ_k, odpowiadającą jednemu kwartałowi jako jednostce czasu wg wzoru (32). Otrzymano odpowiednio: $\rho_m = 0{,}007943$ oraz $\rho_k = 0{,}023828$.

Przykładowe obliczenia przepływów pieniężnych wykonano przyjmując 4 modele różniące się od siebie sposobem wydatkowania środków pieniężnych i pozyskiwania efektów finansowych w czasie.

Model 1 (rys. 5b) — charakteryzuje się następującymi założeniami:

— wydatki finansowe są ponoszone na bieżąco i pokrywane ze środków własnych;

— efekty finansowe otrzymywane są na bieżąco, w miarę pozyskiwania wydobycia z robót przygotowawczych.

Dla przypadku wykonywania przekopu:

— wielkość elementarnych strumieni wydatków finansowych nominalnych jest po uwzględnieniu wzorów (52) i (53) obliczana wg wzoru (42);

— wielkość elementarnych strumieni efektów finansowych nominalnych jest po uwzględnieniu wzorów (52) i (54) obliczana wg wzoru (44);

— wielkość elementarnych strumieni wydatków finansowych zaktualizowanych jest po uwzględnieniu wzorów (52), (53) i (55) obliczana wg wzoru (47);

— wielkość elementarnych strumieni efektów finansowych zaktualizowanych jest po uwzględnieniu wzorów (52), (54) i (55) obliczana wg wzoru (48).

Dla przypadku wykonywania chodnika:

— wielkość elementarnych strumieni wydatków finansowych nominalnych jest po uwzględnieniu wzorów (56) i (57) obliczana wg wzoru (42);

— wielkość elementarnych strumieni efektów finansowych nominalnych jest po uwzględnieniu wzorów (56) i (58) obliczana wg wzoru (44);

— wielkość elementarnych strumieni wydatków finansowych zaktualizowanych jest po uwzględnieniu wzorów (56), (57) i (59) obliczana wg wzoru (47);

— wielkość elementarnych strumieni efektów finansowych zaktualizowanych jest po uwzględnieniu wzorów (56), (58) i (59) obliczana wg wzoru (48).

Wyniki obliczeń wykonanych przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden miesiąc zestawione są w tablicy 1, przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden kwartał — w tablicy 2, przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden rok — w tablicy 3.

Z porównania wartości obliczonych strumieni wydatków i efektów finansowych zaktualizowanych wynika, że niezależnie od przyjętej w przykładzie jednostki czasu wielkości strumieni finansowych zaktualizowanych są jednakowe.

Model 2 (rys. 6a) — charakteryzuje się następującymi założeniami:

— wydatki finansowe są ponoszone w dwóch ratach (pierwsza w chwili rozpoczęcia wykonywania danego wyrobiska w wysokości 50 % nominalnych kosztów jego wykonania, druga w chwili zakończenia wykonywania tego wyrobiska w wysokości 50 % nominalnych kosztów jego wykonania) i pokrywane ze środków własnych;

— efekty finansowe uzyskane są w postaci pojedynczej, skupionej wartości w chwili zakończenia wykonywania chodnika (na koniec okresu uzyskiwania wydobycia z robót przygotowawczych).

Wielkość strumieni wydatków finansowych zaktualizowanych jest w tym przypadku obliczana wg wzoru (49), natomiast efektów finansowych zaktualizowanych — wg wzoru (50).

TAB. 1

Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 1 przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden miesiąc

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości		Sumaryczny strumień
		(I)	(II)	
Wielkości charakterystyczne	T	13,(63)	10,2(27)	
	$A_e=B_e$	0	183040	
	$A_o=B_o$	366666,7	513333,3	
	T_a	0	-13,(63)	
Elementarny strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0	1872000	1872000
Elementarny strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	5000000	5250000	10250000
Elementarny strumień finansowy nominalny netto	F_{netto}	-5000000	-3378000	-8378000
Elementarny strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0	1613426	1613426
Elementarny strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	4738749	4524834	9263582
Elementarny strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4738749	-2911407	-7650156

TAB. 2

Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 1 przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden kwartał

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości		Sumaryczny strumień
		(I)	(II)	
Wielkości charakterystyczne	T	4,(54)	3,4(09)	
	$A_e=B_e$	0	549120	
	$A_o=B_o$	1100000	513333,3	
	T_a	0	-4,(54)	
Elementarny strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0	1872000	1872000
Elementarny strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	5000000	5250000	10250000
Elementarny strumień finansowy nominalny netto	F_{netto}	-5000000	-3378000	-8378000
Elementarny strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0	1613426	1613426
Elementarny strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	4738749	4524834	9263582
Elementarny strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4738749	-2911407	-7650156

TAB. 3

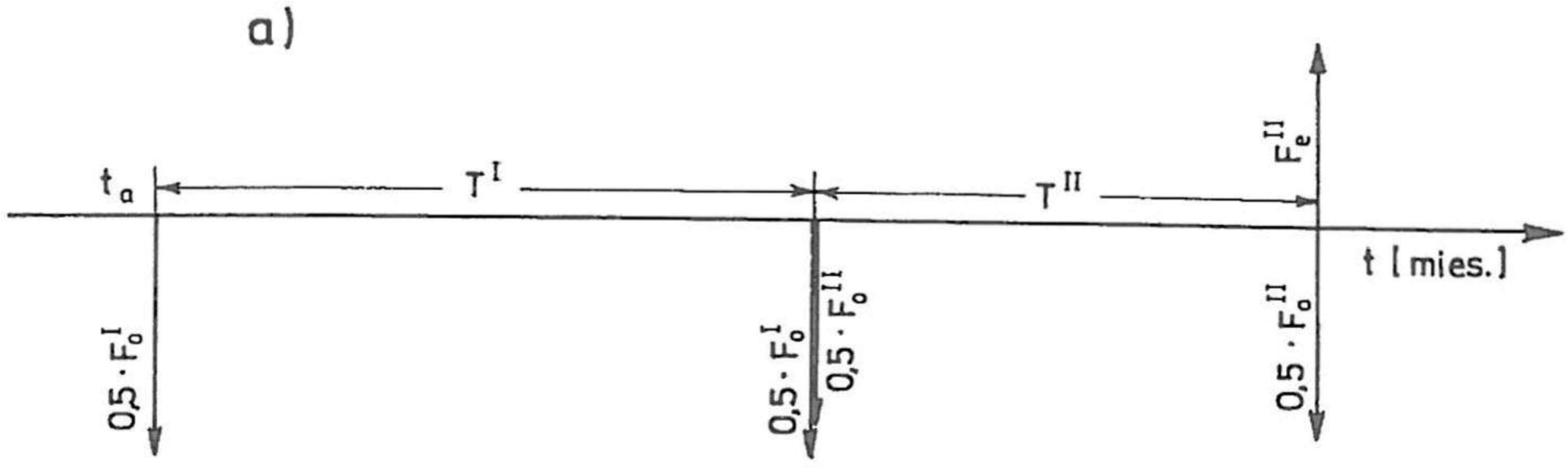
Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 1 przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden rok

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości		Sumaryczny strumień
		(I)	(II)	
Wielkości charakterystyczne	T	1,1(36)	0,852	
	$A_e=B_e$	0	549120	
	$A_o=B_o$	4400000	6160000	
	T_a	0	-1,1(36)	
Elementarny strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0	1872000	1872000
Elementarny strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	5000000	5250000	10250000
Elementarny strumień finansowy nominalny netto	F_{netto}	-5000000	-3378000	-8378000
Elementarny strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0	1613426	1613426
Elementarny strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	4738749	4524834	9263582
Elementarny strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4738749	-2911407	-7650156

TAB. 4

Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 2

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości				Sumaryczny strumień
		(I)-1	(I)-2	(II)-1	(II)-2	
Strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	2500000	2500000	2625000	2625000	10250000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0	-13,(63)	-13,(63)	-23,8(63)	
Strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	2500000	2243380	2355549	2171772	9270702
Strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0		1872000		1872000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0		-23,8(63)		
Strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0		1548784		1548784
Strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4743380		-2978538		-7721918



Rys. 6. Ilustracja przykładowych strumieni wydatków i efektów finansowych. Źródło: Opracowanie własne

Wyniki obliczeń wykonanych przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden miesiąc zestawione są w tablicy 4.

Wielkości strumieni finansowych zaktualizowanych (wydatków, efektów oraz netto) są większe niż w przypadku modelu 1.

Model 3 (rys. 6b) — charakteryzuje się następującymi założeniami:

— wydatki finansowe są ponoszone w dwóch ratach (pierwsza w chwili rozpoczęcia wykonywania danego wyrobiska w wysokości 20 % nominalnych kosztów jego wykonania, druga w chwili zakończenia wykonywania tego wyrobiska w wysokości 80 % nominalnych kosztów jego wykonania) i pokrywane ze środków własnych;

— efekty finansowe uzyskane są w postaci pojedynczej, skupionej wartości po upływie jednego miesiąca od zakończenia wykonywania chodnika.

Wielkość strumieni wydatków finansowych zaktualizowanych jest w tym przypadku obliczana wg wzoru (49), natomiast efektów finansowych zaktualizowanych — wg wzoru (50).

Wyniki obliczeń wykonanych przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden miesiąc zestawione są w tablicy 5.

Wielkości strumieni finansowych zaktualizowanych (wydatków, efektów oraz netto) są mniejsze niż w przypadku modeli 1 i 2.

Model 4 (rys. 6c) — charakteryzuje się następującymi założeniami:

— wydatki finansowe związane z wykonaniem przekopu są ponoszone w dwóch ratach: pierwsza w chwili rozpoczęcia wykonywania w wysokości 20 % nominalnych kosztów jego wykonania, finansowana ze środków własnych, druga w chwili zakończenia wykonywania tego wyrobiska w wysokości 80 % nominalnych kosztów jego wykonania i pokrywana z uzyskanego kredytu bankowego, którego spłata wraz z odsetkami rozłożona jest na 6 równych rat miesięcznych, z których pierwsza przypada po upływie 1 miesiąca od chwili zakończenia wykonywania przekopu;

— wydatki finansowe związane z wykonaniem chodnika są ponoszone w dwóch ratach (pierwsza w chwili rozpoczęcia wykonywania w wysokości 20 % nominalnych kosztów jego wykonania, druga w chwili zakończenia wykonywania tego wyrobiska w wysokości 80 % nominalnych kosztów jego wykonania) i pokrywane ze środków własnych;

— efekty finansowe uzyskane są w postaci pojedynczej, skupionej wartości po upływie 1 miesiąca od zakończenia wykonywania chodnika.

Bank udzielił kredytu oprocentowanego w wysokości 18 % w skali roku. Miesięczną stopę procentową wyznaczono dzieląc stopę roczną przez 12. Równe raty miesięczne udzielonego kredytu R_k obliczono wg wzoru:

$$R_k = K \cdot \frac{r_m}{1 - \left(\frac{1}{1 + r_m}\right)^n} \tag{60}$$

gdzie:

K — kwota udzielonego kredytu, zł;

r_m — stopa procentowa odpowiadająca okresowi raty;

n — liczba rat spłaty kredytu.

Wielkość strumieni wydatków finansowych zaktualizowanych jest w tym przypadku obliczana wg wzoru (49), natomiast efektów finansowych zaktualizowanych — wg wzoru (50).

Wyniki obliczeń wykonanych przy założeniu, że jednostką czasu jest jeden miesiąc zestawione są w tablicy 6.

Odpowiednia wielkość strumienia finansowego zaktualizowanego:

— wydatków — jest mniejsza niż w przypadku modeli 1 i 2, a większa niż w przypadku modelu 3;

— efektów — jest mniejsza niż w przypadku modeli 1 i 2, a identyczna jak w przypadku modelu 3;

— netto — jest mniejsza niż w przypadku modeli 1 i 2, a większa niż w przypadku modelu 3.

TAB. 5

Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 3

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości				Sumaryczny strumień
		(I)-1	(I)-2	(II)-1	(II)-2	
Strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	1000000	4000000	1050000	4200000	10250000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0	-13,(63)	-13,(63)	-23,8(63)	
Strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	1000000	3589408	942219,6	3474836	9006464
Strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0		1872000		1872000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0		-24,8(63)		
Strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0		1536531		1536531
Strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4589408		-2880524		-7469932

TAB. 6

Wyniki przykładowych obliczeń strumieni finansowych dla modelu 4

Wyszczególnienie	Symbole	Wartości									Sumaryczny strumień
		(I)-1	(I)-2-1r	(I)-2-2r	(I)-2-3r	(I)-2-4r	(I)-2-5r	(I)-2-6r	(II)-1	(II)-2	
Strumień wydatków finansowych nominalnych	F_o	1000000	702100,9	702100,9	702100,9	702100,9	702100,9	702100,9	1050000	4200000	10250000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0	-13,(63)	-14,(63)	-15,(63)	-16,(63)	-17,(63)	-18,(63)	-13,(63)	-23,8(63)	
Strumień wydatków finansowych zaktualizowanych	F_{ao}	1000000	625047,4	620102,6	615197	610330,1	605501,8	600711,6	942219,6	3474836	9093946
Strumień efektów finansowych nominalnych	F_e	0							1872000		1872000
Wielkość charakterystyczna	T_a	0							-24,8(63)		
Strumień efektów finansowych zaktualizowanych	F_{ae}	0							1536531		1536531
Strumień finansowy zaktualizowany netto	F_{anetto}	-4676991							-2880524		-7557415

4.5. Zasady oprogramowania obliczeń i opracowanie zestawu parametrów wejściowych na przykładzie pola eksploatacyjnego

Odwzorowanie procesu wydobywczego i opracowanie programu obliczeniowego dla danego stopnia integracji modelu odwzorowania można podzielić na następujące etapy:

1. Analiza procesu wydobywczego i wyodrębnienie elementów jego struktur: przestrzennej, technicznej i czasowej.
2. Wyodrębnienie zbioru elementarnych modeli odwzorowania procesu wydobywczego zgodnie z zasadami metody integracyjnej i odpowiednie jego uporządkowanie uwzględniające kolejność wybierania złoża; w tym przypadku dużym ułatwieniem może być opracowanie modelu graficznego odpowiadającego harmonogramowi wybierania złoża.
3. Dla każdego z wyodrębnionych elementarnych modeli odwzorowania wykonanie kolejno następujących czynności:
   — wyprowadzenie wzorów na wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a a tym samym modelowy zapis zależności pomiędzy elementami struktury przestrzennej, technicznej i czasowej procesu wydobywczego oraz wydatkami i/lub efektami finansowymi dla pojedynczych elementarnych modeli;
   — zapis wyprowadzonych wzorów w przyjętym języku oprogramowania;
   — opracowanie odpowiedniego zbioru danych wejściowych;
   — odwzorowanie elementarnych przyrostów strumienia efektów i/lub wydatków finansowych, nominalnych lub zaktualizowanych na przyjęty moment dla danego stopnia integracji , wg odpowiedniego wzoru (45), (46), (47) lub (48).
4. Odwzorowanie strumieni wydatków i efektów finansowych z poprzedniego stopnia integracji, nominalnych i zaktualizowanych, z uwzględnieniem założonej kolejności wybierania złoża i przyjętej dla danego stopnia chwili aktualizacji, wg wzoru (49) lub (50).
5. Odwzorowanie strumienia finansowego netto, nominalnego lub zaktualizowanego, w wyniku połączenia elementarnych modeli z etapu 3 z modelami z etapu 4.

Ogólny schemat ideowy modelowania procesu wydobywczego dla danego stopnia integracji modelu odwzorowania zilustrowano na rysunku 7.

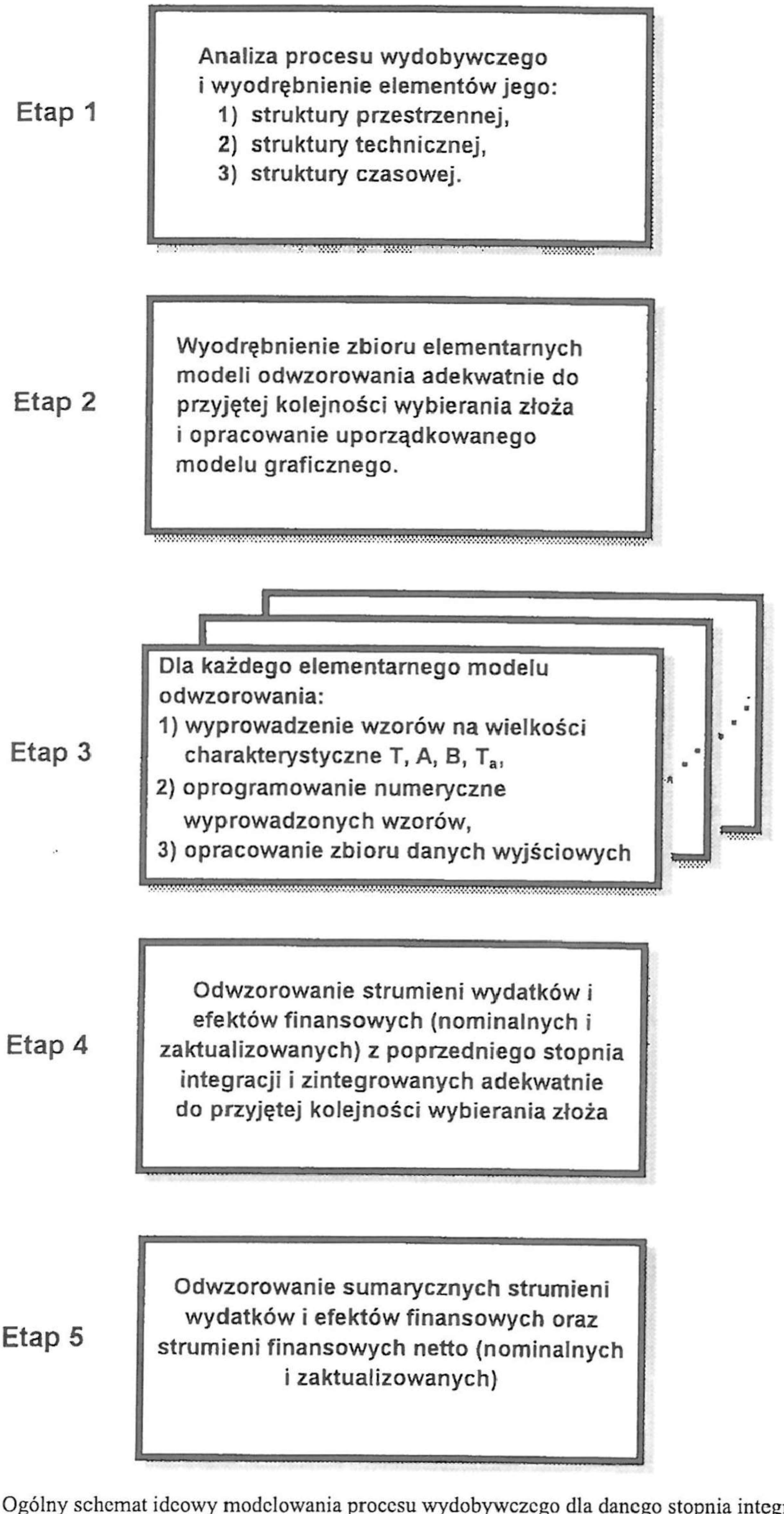
W pracy nie zamieszcza się pełnego zestawu parametrów wejściowych a jedynie przykładowy zbiór dotyczący pola eksploatacyjnego.

Przykładowy zestaw parametrów wejściowych dla pola eksploatacyjnego obejmuje parametry odnoszące się do:

— geometrii pokładu i wyrobisk górniczych;
— wyposażenia technicznego;
— czynników organizacyjnych;
— czynników ekonomicznych.

Podstawowe parametry geometryczne zestawiono w tablicy 7, parametry odnoszące się do wyposażenia technicznego ściany — w tablicy 8, parametry odnoszące się do czynników organizacyjnych — w tablicy 9 a parametry odnoszące się do czynników ekonomicznych — w tablicy 10.

Program obliczeniowy może być opracowany w taki sposób, aby umożliwiał automatyczne tworzenie wariantów obliczeniowych w zależności od zadanych wielkości granicznych. Sposób automatycznego kreowania wariantów opisano poniżej na przykładzie pola górniczego posiadającego dla uproszczenia kształt prostokąta (rys. 8).



Rys. 7. Ogólny schemat idcowy modclowania procesu wydobywczcgo dla danego stopnia integracji.
Źródło: opracowanie własne

TAB. 7

Podstawowe parametry geometryczne

Lp.	Nazwa	Wymiar
1	Nachylenie pokładu	[stopnie]
2	Średnia grubość pokładu węgla	[m]
3	Szerokość chodnika przyścianowego	[m]
4	Szerokość przecinki ścianowej	[m]
5	Szerokość pochylni polowej	[m]

TAB. 8

Podstawowe parametry odnoszące się do wyposażenia technicznego

Lp.	Nazwa	Wymiar
1	Współczynnik strat obudowy ze względu na konstrukcję pasa ochronnego	
2	Maksymalna długość podścianowego przenośnika zgrzeblowego	[m]
3	Moc urządzeń zainstalowanych w chodniku przyścianowym	[kW]
4	Moc urządzeń zainstalowanych w przecince ścianowej	[kW]
5	Moc agregatów zasilających obudowę zmechanizowaną	[kW]
6	Moc napędu kombajnu	[kW]
7	Moc napędu przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[kW]
8	Moc napędu przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[kW]
9	Moc napędu przenośnika zgrzeblowego w chodniku podścianowym	[kW]
10	Moc napędu ścianowego przenośnika zgrzeblowego	[kW]
11	Postęp drążenia chodników przyścianowych	[kW]
12	Postęp drążenia przecinki ścianowej	[m/db]
13	Średnia suma przerw w cyklu pracy maszyny urabiającej	[min/cykl]
14	Średnia prędkość maszyny urabiającej od chodnika podścianowego do nadścianowego	[m/min]
15	Średnia prędkość maszyny urabiającej od chodnika nadścianowego do podścianowego	[m/min]
16	Współczynnik czystości wybierania w ścianie	
17	Średni współczynnik wykorzystania układu mechanizacyjnego w ścianie	
18	Współczynnik wykorzystania zabioru	
19	Żywotność trasy przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[rok*zm]
20	Żywotność trasy przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[rok*zm]
21	Zabiór maszyny urabiającej	[m.]
22	Żywotność trasy przenośnika zgrzeblowego w chodniku podścianowym	[rok*zm]
23	Żywotność taśmy przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[rok*zm]
24	Żywotność taśmy przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[rok*zm]
25	Maksymalna długość pojedynczego przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[m.]
26	Maksymalna długość pojedynczego przenośnika taśmowego w chodniku przyścianowym	[m.]
27	Waga złomowa sekcji obudowy	[m.]
28	Moc urządzeń transportowych w chodniku polowym	[kW]
29	Ciężar stali użytej w chodniku przyścianowym	[t/m.]
30	Rozstaw odrzwi obudowy	[m.]
31	Podziałka obudowy ścianowej	[m.]
32	Żywotność ścianowego przenośnika zgrzeblowego	[rok*zm]
33	Współczynnik wykorzystania czasu pracy urządzeń transportowych	
34	Współczynnik wykorzystania czasu mocy urządzeń transportowych	
35	Moc urządzeń transportu oddziałowego	[kW]
36	Współczynnik odzysku węgla z chodników i przecinki	
37	Współczynnik odzysku węgla w procesie przeróbczym	
38	Udział obudowy zregenerowanej	

TAB. 9

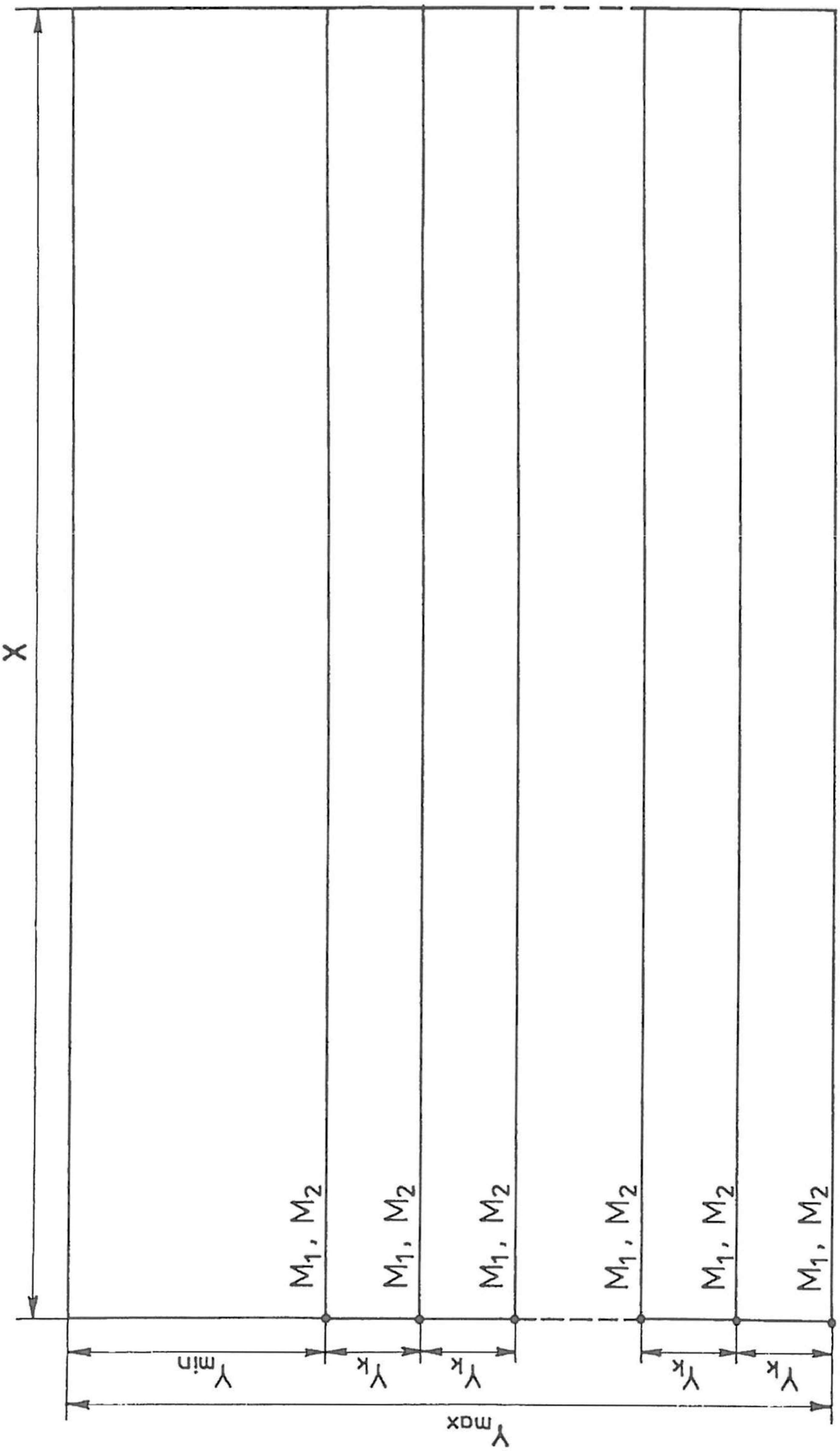
Podstawowc parametry odnoszącc się do czynników organizacyjnych

Lp.	Nazwa	Wymiar
1	Średnia czasochłonność montażu/demontażu wyposażenia ściany	[db/m]
2	Liczba pracowników przypadająca na jeden przenośnik ścianowy	[zł/db]
3	Liczba dni roboczych w roku	[zł/kWh]
4	Liczba zmian produkcyjnych w ścianie	[zł/m]
5	Liczba pracowników obsługujących przenośnik podścianowy zgrzebłowy	[zł/m]
6	Średnia czasochłonność demontażu wyposażenia ściany niezależna od jej długości	[zł/m]
7	Średnia czasochłonność demontażu wyposażenia ściany zależna od jej długości	[zł/m]
8	Średnia czasochłonność montażu wyposażenia ściany niezależna od jej długości	[zł/m]
9	Średnia czasochłonność montażu wyposażenia ściany niezależna od jej długości	[tys.zł.]
10	Dyspozycyjny czas pracy od przyjazdu do odjazdu pociągu	[tys.zł.]
11	Pracochłonność likwidacji chodnika przyścianowego	[rbdn/zm]
12	Postęp likwidacji chodnika polowego	
13	Zatrudnienie w ścianie zależne od jej długości	[rbdn/m/zm]
14	Postęp drążenia chodnika polowego	
15	Zatrudnienie w ścianie niezależne od jej długości (kat IX)	[rbdn/zm]
16	Zatrudnienie w ścianie niezależne od jej długości (kat XIA)	[rbdn/zm]
17	Liczba pracowników przypadająca na jeden przenośnik ścianowy	[rdn/zm]
18	Obsługa transportu do ściany	[rbdn/zm]
19	Obsługa transportu do chodnika przyścianowego	[rbdn/zm]
20	Zatrudnienie w ścianie zależne od jej długości (kat.XI)	[rbdn/m/zm]
21	Zatrudnienie w ścianie niezależne od jej długości (kat.X)	[rbdn/zm]
22	Pracochłonność demontażu przenośnika podścianowego	[rbdn/m]
23	Zatrudnienie w ścianie niezależne od jej długości (kat.XI)	[rbdn/zm]
24	Liczba zatrudnionych w chodniku przyścianowym (kat.XI)	[rbdn]
25	Liczba zatrudnionych w chodniku przyścianowym (kat.X)	[rbdn]
26	Liczba pracowników przypadająca na jeden przenośnik taśmowy – konserwacja	[rbdn/zm]
27	Pracochłonność likwidacji chodników polowych	[rrbdn/db]
28	Pracochłonność montażu przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[rbdn/m]
29	Pracochłonność transportu wyposażenia ścianowego	[rbdn/m]
30	Liczba zatrudnionych w chodniku przyścianowym (kat.XIA)	[rbdn]
31	Pracochłonność przygotowania wyposażenia ścianowego na złom	[rbdn/m]
32	Liczba pracowników zatrudnionych przy przenośniku zgrzebłowym – konserwacja	[rbdn/zm]
33	Pracochłonność wykonania torów do transportu wyposażenia ścianowego	[rbdn/m]
34	Liczba zatrudnionych przy wzmacnianiu obudowy	[rbdn]
35	Liczba zatrudnionych przy przy układaniu pasa podsadzkowego	[rbdn]
36	Czas dojścia załogi w dyspozycyjnym czasie pracy	[min/zm]

TAB. 10

Podstawowe parametry odnoszące się do czynników ekonomicznych

Lp.	Nazwa	Wymiar
1	Wartość początkowa napędu i stacji zwrotnej przen. taśm. w chodniku polowym	[tys.zł.]
2	Średni koszt amortyzacji urządzeń w chodniku polowym	[zl/db]
3	Cena energii elektrycznej	[zl/kWh]
4	Wartość początkowa trasy przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[zl/m]
5	Wartość początkowa trasy przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[zl/m]
6	Wartość początkowa taśmy przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[zl/m]
7	Wartość początkowa taśmy przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[zl/m]
8	Średni koszt materialów na ochronę chodników przyścianowych	[zł/m]
9	Wartość początkowa napędu i stacji zwrotnej przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[tys.zl.]
10	Wartość początkowa napędu i stacji zwrotnej przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym	[tys.zl.]
11	Stopa amortyzacji napędu i stacji zwrotnej przenośnika zgrzeblowego w chodniku podścianowym	[%]
12	Stopa amortyzacji napędu i stacji zwrotnej przenośnika zgrzeblowego w chodniku podścianowym	[%]
13	Wartość początkowa trasy przenośnika zgrzeblowego w chodniku podścianowym	[zl/m]
14	Wartość obudowy zregenerowanej w stosunku do nowej	[%]
15	Stosunek kosztów przygotowania złomu do regeneracji	[%]
16	Koszt eksploatacji urządzeń przy transporcie wyposażenia ścianowego	[zl/m]
17	Wartość początkowa napędu i stacji zwrotnej przenośnika zgrzeblowego ścianowego	[tys.zl.]
18	Wartość początkowa sekcji obudowy ścianowej	[tys.zł.]
19	Koszt wynajmu kombajnu ścianowego	[tys.zl/db]
20	Zużycie obudowy w chodniku przyścianowym	[zl/m]
21	Zużycie obudowy w chodniku polowym	[zl/m]
22	Koszt wyposażenia w materiały chodnika przścianowego	[zl/m]
23	Koszt wyposażenia w materiały chodnika polowego	[zl/m]
24	Koszt wyposażenia w materiały przecinki ścianowej	[zł/m]
25	Koszt materiałów z likwidacji ścian zależny od jej długości	[zl/m]
26	Stopa amortyzacji napędu i stacji zwrotnej przenośnika zgrzeblowego ścianowego	[%]
27	Stopa amortyzacji sekcji obudowy zmechanizowanej	[%]
28	Stopa amortyzacji agregatu zasilającego obudowę zmechanizowaną	[%]
29	Stopa amortyzacji napędu i stacji zwrotnej przenośnika taśmowego w chodniku polowym	[%]
30	Średnia dobowa amortyzacja urządzeń przodkowych w chodniku przyścianowym	[zl/db]
31	Wartość początkowa agregatu zasilającego obudowę zmechanizowaną	[tys.zł]
32	Średnia dobowa amortyzacja urządzeń transportu oddzialowego	[zl/db]
33	Wartość początkowa ścianowego przenośnika zgrzeblowego	[tys.zl/m]
34	Zużycie obudowy w przecince ścianowej	[zl/m]
35	Koszt materiałów zużytych na trasę transportu wyposażenia ścianowego	[zl/m]
36	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.XIA)	[zl/rbdn]
37	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.XI)	[zl/rbdn]
38	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.X)	[zl/rbdn]
39	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.IX)	[zl/rbdn]
40	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.VII)	[zl/rbdn]
41	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.VI)	[zl/rbdn]
42	Wynagrodzenia z dodatkami i narzutami (kat.V)	[zl/rbdn]
43	Koszt eksploatacji urządzeń przy wyposażaniu ściany niezależny od jej długości	[tys.zl.]
44	Koszt eksploatacji urządzeń przy wyposażaniu ściany zależny od jej długości	[tys.zl/m]
45	Koszt eksploatacji urządzeń przy likwidacji ściany zależny od jej długości	[tys.zl/db]
46	Koszt eksploatacji urządzeń przy likwidacji ściany niezależny od jej długości	[tys.zl.]
47	Koszt materiałów do zbrojenia ściany zależny od jej długości	[zl/m]
48	Koszt materiałów do zbrojenia ściany niezależny od jej długości	[tys.zł.]
49	Koszt materiałów nie stalowych przy zbrojeniu ściany	[zl/m]
50	Średni jednostkowy koszt przewietrzania	[zl/t]



Rys. 8. Schemat modelowania wariantów rozcięcia pola eksploatacyjnego. Źródło: Opracowanie własne

Przyjęto, że:

— wymiar pola w kierunku rozciągłości jest ustalony i wynosi X natomiast wymiar pola eksploatacyjnego (wybieg) może przyjmować dowolną wartość z przedziału domkniętego:

$$x_{min} \leq x \leq x_{max} \tag{61}$$

— wymiar pola górniczego w kierunku nachylenia może przyjmować dowolną wartość z przedziału domkniętego:

$$Y_{min} \leq Y \leq Y_{max} \tag{62}$$

z krokiem obliczeniowym Y_k

— wymiar pojedynczego pola ścianowego w kierunku rozciągłości (wybieg pola) jest równy wymiarowi pola eksploatacyjnego x;

— wymiar pojedynczego pola ścianowego w kierunku nachylenia (w przybliżeniu długość ściany) zawiera się w przedziale domkniętym:

$$y_{min} \leq y \leq y_{max} \tag{63}$$

W zależności od wymiaru pola górniczego w kierunku rozciągłości można określić warianty jego podziału na n pól eksploatacyjnych, których liczba zależy od przyjętych ograniczeń w zakresie wybiegu pola. Liczba n jest liczbą całkowitą zawartą w przedziale domkniętym:

$$N_1 \leq n \leq N_2 \tag{64}$$

Graniczne liczby podziału N_1 i N_2 można określić z następujących wzorów:

$$N_1 = ent\left\{\frac{X}{x_{max}} + 0.99\right\} \tag{65}$$

$$N_2 = ent\left\{\frac{X}{x_{min}}\right\} \tag{66}$$

Dla ustalonej wielkości wybiegu pola eksploatacyjnego liczba możliwych wariantów jego rozcięcia na pola ścianowe o jednakowej długości pojedynczej ściany jest określana jako liczba całkowita zawarta w przedziale domkniętym:

$$M_1 \leq m \leq M_2 \tag{67}$$

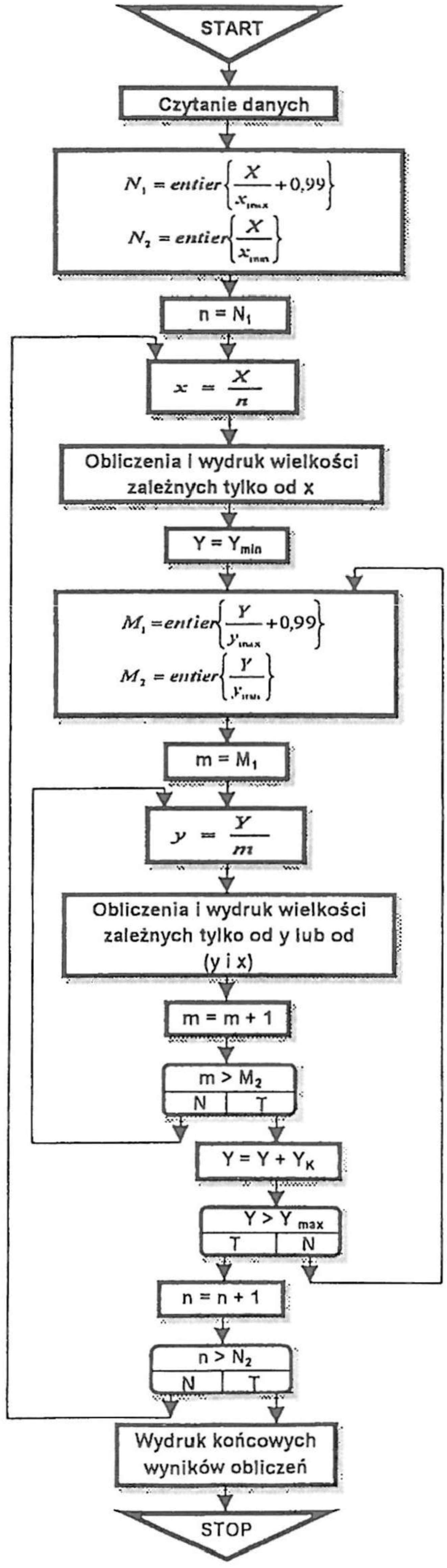
Graniczne liczby podziału M_1 i M_2 można określić z następujących wzorów:

$$M_1 = ent\left\{\frac{Y}{y_{max}} + 0.99\right\} \tag{68}$$

$$M_2 = ent\left\{\frac{Y}{y_{min}}\right\} \tag{69}$$

Ogólny schemat blokowy programu obliczeniowego zilustrowano na rysunku 9.

W ogólnym przypadku program może uwzględniać również dowolny kształt pola górniczego. W takim przypadku opracowanie modelu odwzorowania procesu wydobywczego i jego oprogramowanie jest bardziej skomplikowane. Przytoczenie w niniejszej pracy pełnej jego charaktery-



Rys. 9. Ogólny schemat blokowy programu obliczeniowego dla pola eksploatacyjnego.
Źródło: Opracowanie własne

styki zajęłoby zbyt wiele miejsca. Opis modelu matematycznego dla takiego przypadku można znaleźć w pracy [11].

4.6. Zasadnicze możliwości aplikacyjne metody modelowania

Zasadnicze możliwości zastosowania metody integracyjnej ukierunkowane są na rozwiązywanie zagadnień dotyczących:

1. Modelowania procesu wydobywczego w podziemnej kopalni węgla kamiennego dla potrzeb symulacji jego przebiegu w czasie i przestrzeni z możliwością odwzorowania badanych wielkości natury przestrzennej, techniczno-organizacyjnej i ekonomicznej.
2. Modelowania i wielokryterialnej optymalizacji parametrów przestrzennych, techniczno-technologicznych i czasowych procesu wydobywczego w podziemnej kopalni węgla kamiennego.
3. Oceny ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego podziemnej kopalni węgla kamiennego.

Kryteria optymalizacji mogą być formułowane w kategoriach ekonomicznych i techniczno-organizacyjnych. Jako kryteria optymalizacji mogą być przyjęte:

- koszt jednostkowy nominalny;
- koszt jednostkowy zaktualizowany;
- wartość zaktualizowana netto NPV;
- wewnętrzna stopa zwrotu IRR;
- wskaźnik zyskowności PI;
- wydajność pracy;
- pracochłonność;
- inne, przyjęte w zależności od potrzeb.

5. Podstawowe kryteria stosowane w rachunku ekonomicznej efektywności uwzględniające rachunek aktualizacji

Metodyka przygotowania i oceny ekonomicznej przemysłowych projektów inwestycyjnych opracowana przez agendy United Nations Industrial Development Organization, zwana powszechnie metodą UNIDO dzięki szerokiemu jej rozpowszechnieniu stała się standardem w świecie [1]. Metoda jest na tyle ogólna i uniwersalna, że może być stosowana do oceny każdej inwestycji, w tym również przedsięwzięć inwestycyjnych realizowanych w kopalniach węgla kamiennego.

Każdy projekt inwestycyjny, a szczególnie jego rozwój w czasie od wstępnego pomysłu do jego eksploatacji, może być przedstawiony w formie pełnego cyklu składającego się z trzech faz:

— fazy przedinwestycyjnej;
— fazy inwestycyjnej;
— fazy operacyjnej.

Każda z wymienionych faz dzieli się na szereg etapów w ramach których podmioty biorące udział w procesie inwestycyjnym dokonują szeregu elementarnych działań w celu zapewnienia osiągnięcia powodzenia zamierzonego projektu.

Przygotowanie projektów określonych przedsięwzięć rozwojowych, jak również prowadzenie oceny ich efektywności wymaga uwzględnienia w rachunku oraz przeanalizowania wszelkich związanych z nim wydatków i wpływów pieniężnych. Dla oceny projektu inwestycyjnego niezbędne jest dostatecznie dokładnie oszacowanie następujących strumieni pieniężnych w każdym roku okresu żywotności projektu:

— przychodów uzyskiwanych ze sprzedaży dóbr i usług;
— bieżących kosztów ponoszonych dla uzyskania przychodów;
— wielkości odpisów amortyzacyjnych;
— wielkości nakładów kapitałowych;
— wielkości zewnętrznego wspomagania kapitałowego w postaci kredytów oraz pożyczek;
— wielkości kapitału obrotowego dla zainicjowania funkcjonowania przedsięwzięcia;
— wielkości obciążeń podatkowych, którym podlega przedsiębiorstwo.

Różnice pomiędzy strumieniami wpływów i wydatków (nakładów i efektów) uzyskiwane w kolejnych latach realizacji i eksploatacji inwestycji, czyli wielkości przepływów gotówkowych (CF_t — Cash Flows) stanowią podstawę oceny ekonomicznej efektywności projektów inwestycyjnych.

Wielkość rocznych wpływów netto z działalności eksploatacyjnej można obliczyć z zależności:

$$CF_o = S - K + A - \Delta KO - Pd \cdot (S - K) = Zb \cdot (1 - Pd) + A - \Delta KO \qquad (70)$$

gdzie:

CF_o — roczny wpływ netto z działalności eksploatacyjnej (operacyjnej);
S — przychody ze sprzedaży;
K — koszt własny sprzedaży;
A — amortyzacja;
ΔKO — nakłady na powiększenie kapitału obrotowego;
Pd — stopa podatku dochodowego;
Zb — zysk przed opodatkowaniem (zysk brutto).

Uwzględniając wydatki związane z realizacją projektu inwestycyjnego ostateczną wartość przepływów gotówkowych netto (Net Cash Flows) w każdym analizowanym roku wyniesie:

$$NCF = CF_o - N \tag{71}$$

gdzie:

NCF — wartość netto rocznych przepływów gotówkowych;
N — nakłady inwestycyjne.

Przyjęcie określonego miernika efektywności przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie rzutuje na sposób dokonywania oceny projektu. Za najbardziej precyzyjne mierniki efektywności uznaje się metody uwzględniające rachunek aktualizacji strumieni finansowych w czasie, pozwalające uwzględnić rozłożenie w czasie przewidywanych wydatków i wpływów, związanych z daną inwestycją i charakterystycznych dla przestrzennych i czasowych uwarunkowań realizacji procesu wydobywczego.

Podstawową metodą oceny przedsięwzięć inwestycyjnych jest metoda oparta na określaniu **wartości zaktualizowanej netto** (NPV). Metoda pozwala określić zaktualizowaną wartość wpływów i wydatków pieniężnych, związanych z realizacją danego przedsięwzięcia.

Istnieje wiele formuł opisujących wartość zaktualizowaną NPV, wartości tego miernika można m.in. określić ze wzoru:

$$NPV = \sum_{t=0}^{n} \frac{NCF_t}{(1 + r)^t} \tag{72}$$

gdzie:

NCF_t — przepływ finansowy netto w roku t (Net Cash Flow);
r — stopa dyskontowa;
t — kolejne lata okresu obliczeniowego, t = 0, 1, ..., n.

To kryterium pozwala na wykorzystanie następujących reguł decyzyjnych:

— akceptacji podlegają projekty spełniające warunek NPV ≥ 0;
— odrzucone zostaną projekty dla których NPV < 0;
— wycena danej inwestycji — jej wartością jest jej NPV obliczone dla zadanej stopy dyskontowej;
— w sytuacji wyboru spośród kilku projektów alternatywnych dających NPV ≥ 0 kryterium wyboru wg maksymalnej wartości NPV daje poprawne wyniki dla projektów o zbliżonej wielkości łącznych nakładów, w innej sytuacji pozwala jedynie na przybliżone szacunki i należy zastosować także inne kryteria.

Dla określenia wartości zaktualizowanej netto projektu inwestycyjnego — podobnie jak w przypadku wszystkich innych mierników oceny stosujących rachunek aktualizacji, wykorzystuje się koszt użycia kapitału jako stopę dyskontową. Na wysokość kosztu użycia kapitału mają przede wszystkim wpływ takie czynniki jak:

— źródła finansowania projektu (kapitał własny czy obcy);
— oprocentowanie kredytów bankowych;
— wysokość podatku dochodowego;
— rentowność osiągana przy alternatywnych sposobach inwestowania;
— ryzyko związane z inwestowaniem.

Koszt użycia kapitału można określić następująco:

$$CC = K_b \cdot w_1 + K_w \cdot w_2 \tag{73}$$

gdzie:

CC — koszt użycia kapitału (stopa dyskontowa);

K_b — koszt użycia kredytów bankowych;

K_w — koszt użycia kapitałów własnych (normatywna stopa zwrotu kapitału);

w_1 — udział kredytów bankowych w ogólnych środkach finansowych przeznaczonych na finansowanie inwestycji;

w_2 — udział kapitału własnego w finansowaniu inwestycji.

Koszt użycia kredytu bankowego obliczyć można ze wzoru:

$$K_b = i \cdot (1 - Pd) \tag{74}$$

gdzie:

i — bankowa stopa procentowa;

Pd — stopa podatku dochodowego.

Kolejnym kryterium, szeroko stosowanym w krajach o rozwiniętej gospodarce rynkowej, jest **wewnętrzna stopa zwrotu** (IRR — Internal Rate of Return). Można ją określić jako miarę krańcowej efektywności kapitału. Wewnętrzna stopa zwrotu jest stopą procentową, dla której zaktualizowana wartość strumieni wydatków pieniężnych jest równa zaktualizowanej wartości strumieni wpływów pieniężnych.

Można zatem określić, że IRR jest stopą, dla której:

$$\sum \text{PV wpływów} - \sum \text{PV wydatków} = 0 \tag{75}$$

$$NPV = 0$$

gdzie:

Σ PV — suma wartości zaktualizowanych;

NPV — wartość zaktualizowana netto.

Reguły decyzyjne związane z zastosowaniem kryterium wewnętrznej stopy zwrotu wiążą się w pierwszym rzędzie z wyborem pożądanej (zalecanej) przez daną firmę wartości granicznej IRR, stosowanej następnie do oceny szeregu alternatywnych projektów. Jako stopy granicznej używa się najczęściej wielkości kosztu użycia kapitału CC. Wówczas:

— akceptację uzyskują projekty dla których IRR ≥ CC;

— odrzucone zostają projekty dla których IRR < CC;
— wybór rozwiązania optymalnego odbywa się w oparciu o maksymalizację IRR.

Wewnętrzną stopę zwrotu określa się najczęściej metodą kolejnych przybliżeń, przy zmiennej stopie dyskontowej. W dostatecznie małym przedziale stóp procentowych wykorzystuje się formułę interpolacji liniowej:

$$IRR = i_1 + \frac{PV \cdot (i_2 - i_1)}{PV + |NV|} \tag{76}$$

gdzie:
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.

Wewnętrzna stopa zwrotu jest obok wskaźnika NPV najlepszym miernikiem ekonomicznej efektywności projektów inwestycyjnych, szczególnie zalecanym w metodzie UNIDO. Jej stosowanie może jednak w niektórych przypadkach nie dawać jednoznacznych rezultatów. Przypadki takie stosunkowo często występują w ocenie górniczych projektów inwestycyjnych i są wynikiem występowania ujemnych przepływów pieniężnych w fazie eksploatacji projektu (w fazie jego realizacji występowanie ujemnych przepływów jest typowe). W wyniku obliczeń uzyskuje się wówczas więcej niż jedną wartość wewnętrznej stopy zwrotu i właściwa interpretacja tego wskaźnika nastręcza poważnych trudności.

Kolejnym sposobem oceny rozwiązań projektowych jest określenie tzw. **zewnętrznej stopy zwrotu** (ERR — External Rate of Return). Pod tym mianem kryją się dwa przedstawione poniżej mierniki:

1) Wealth Growth Rate (WGR) — wskaźnik ten określa się jako stopę procentową pozwalającą zrównoważyć przyszłą wartość nakładów inwestycyjnych z przyszłą wartością wpływów pieniężnych, generowanych przez analizowane przedsięwzięcie, a za moment aktualizacji przyjmuje się czas zakończenia eksploatacji danej inwestycji. W przypadku kilkuletniego okresu ponoszenia nakładów, ich wartości dla poszczególnych lat są dyskontowane na chwilę "0" (początek ponoszenia nakładów), a następnie aktualizowane na przyjęty moment aktualizacji. Reguły decyzyjne związane z wykorzystaniem WGR polegają na jego porównaniu z wartością granicznej stopy procentowej (przyjętej aktualnie przez firmę lub też równej stopie reinwestowania wpływów) i można je ująć następująco:
   — realizowane są projekty dające WGR większe, bądź równe wartości stopy granicznej;
   — odrzucone zostają projekty nie spełniające powyższego założenia;
   — możliwa jest klasyfikacja szeregu projektów wg kryterium maksymalizacji WGR, jako w pełni przydatnej miary względnej atrakcyjności różnych przedsięwzięć.
2) Growth Rate of Return (GRR) — metoda ta uwzględnia rachunek aktualizacji ponoszonych nakładów na chwilę t = 0, przy równoczesnej aktualizacji wpływów netto na pewien przyjęty moment w przyszłości — określenie tej właśnie chwili czasu jest jednak inne aniżeli w metodzie WGR. Mianowicie, zakłada się przyjęcie pewnego (dowolnego) momentu t w przyszłości, na który to moment aktualizowane są wszystkie dodatnie wpływy netto z okresu $0 \div t$, natomiast wpływy po czasie t zostają zdyskontowane na tę właśnie chwilę. Możliwe jest zatem zdefiniowanie GRR jako stopy procentowej, wg której skumulowane nakłady powinny rosnąć dla zrównoważenia przyszłej wartości spodziewanych wpływów z inwestycji.

W analizie prowadzonej w oparciu o omawiane kryterium akceptacji podlegają projekty inwestycyjne dające GRR większą od minimalnej stopy reinwestowania przyjętej przez inwestora, i przez analogię, odrzucone zostają przedsięwzięcia dające GRR mniejsze od stopy wymaganej.

Szczególnie często w sytuacji oceny względnej zyskowności różnych projektów inwestycyjnych znajduje zastosowanie tzw. **wskaźnik zyskowności** (PI — Profitability Index). Jego bezwymiarową wartość uzyskuje się jako iloraz zdyskontowanych wpływów oraz zdyskontowanych wydatków ujętych w rachunku przepływów pieniężnych.

$$PI = \frac{\sum_{t=0}^{n} \frac{CIF_t}{(1+r)^t}}{\sum_{t=0}^{n} \frac{COF_t}{(1+r)^t}} \qquad (77)$$

gdzie:

PI — wskaźnik zyskowności (rentowności);
CIF_t — dodatnie przepływy pieniężne w roku t;
COF_t — ujemne przepływy pieniężne w roku t.

Reguły decyzyjne związane z zastosowaniem PI można ująć następująco:

— inwestycja o przewidywanym $PI \geq 1.0$ powinna zostać zaakceptowana;
— projekty dające $PI < 1.0$ nie powinny być realizowane;
— dla kilku konkurencyjnych projektów dających $PI \geq 1.0$ realizowanym powinien być projekt o największym PI.

W ocenie efektywności rozwiązań projektowych stosowane są również metody nie uwzględniające zmian wartości pieniądza w czasie (statyczne metody oceny). Do podstawowych zalet tych metod rachunku należy łatwość stosowania oraz przejrzystość prezentacji samych rezultatów.

Wielka popularność tych metod doprowadziła do wykształcenia się wielu definicji, różniących się nieznacznie w sposobie określania niektórych parametrów uwzględnianych w obliczeniach. Różnice te wynikają w pierwszym rzędzie z praktyki inwestycyjnej poszczególnych firm, a także z uregulowań prawnych i wymogów sprawozdawczości.

6. Uproszczony przykład obliczeniowy

Przykład obliczeniowy dotyczy uproszczonego przypadku, gdy pole górnicze w którym zalega pojedynczy pokład o grubości 3 m posiada kształt prostokąta. Dłuższy bok tego prostokąta jest równoległy do rozciągłości i posiada długość 4000 m. Krótszy bok prostokąta jest równoległy do nachylenia pokładu a jego wymiar może zawierać się w przedziale od 1000 do 2000 m. Kąt nachylenia pokładu wynosi 5 stopni. Pojedyncze pole eksploatacyjne może posiadać wybieg (wymiar w kierunku rozciągłości) zawierający się w przedziale od 1000 do 2000 m. Pole eksploatacyjne podlega rozcięciu na pola ścianowe których wybiegi są identyczne z wybiegiem pola eksploatacyjnego, a wymiar pojedynczego pola ścianowego w kierunku nachylenia jest jednakowy i może zawierać się w przedziale od 100 do 300 m. Przy takich założeniach można wyodrębnić dwa schematy udostępnienia i rozcięcia pokładu zilustrowane na rysunku 10:

1. Liczba pól eksploatacyjnych wynosi 2 i będą one równocześnie wybierane po obu stronach pochylni polowej (wykonanej jako podwójne wyrobisko korytarzowe).
2. Liczba pól eksploatacyjnych wynosi 4, jednocześnie czynne będą 2 pola eksploatacyjne w jednym ze skrzydeł pokładu znajdujące się po obu stronach pochylni polowej wykonanej jako podwójne wyrobisko korytarzowe; po wybraniu jednego skrzydła eksploatacja będzie przeniesiona do drugiego.

Na strukturę udostępnienia i rozcięcia złoża (układ wyrobisk udostępniających pola ścianowe i wyrobisk przygotowawczych w polach ścianowych), tj. na ich liczbę i lokalizację wpływa sposób realizacji procesów górniczych w obrębie rozważanego pola górniczego.

Wyodrębnione stopnie integracji zgodnie z zasadami metody integracyjnej są w tym przypadku następujące:

1. Pole ścianowe.
2. Pole eksploatacyjne.
3. Partia pokładu.
4. Poziom wydobywczy.

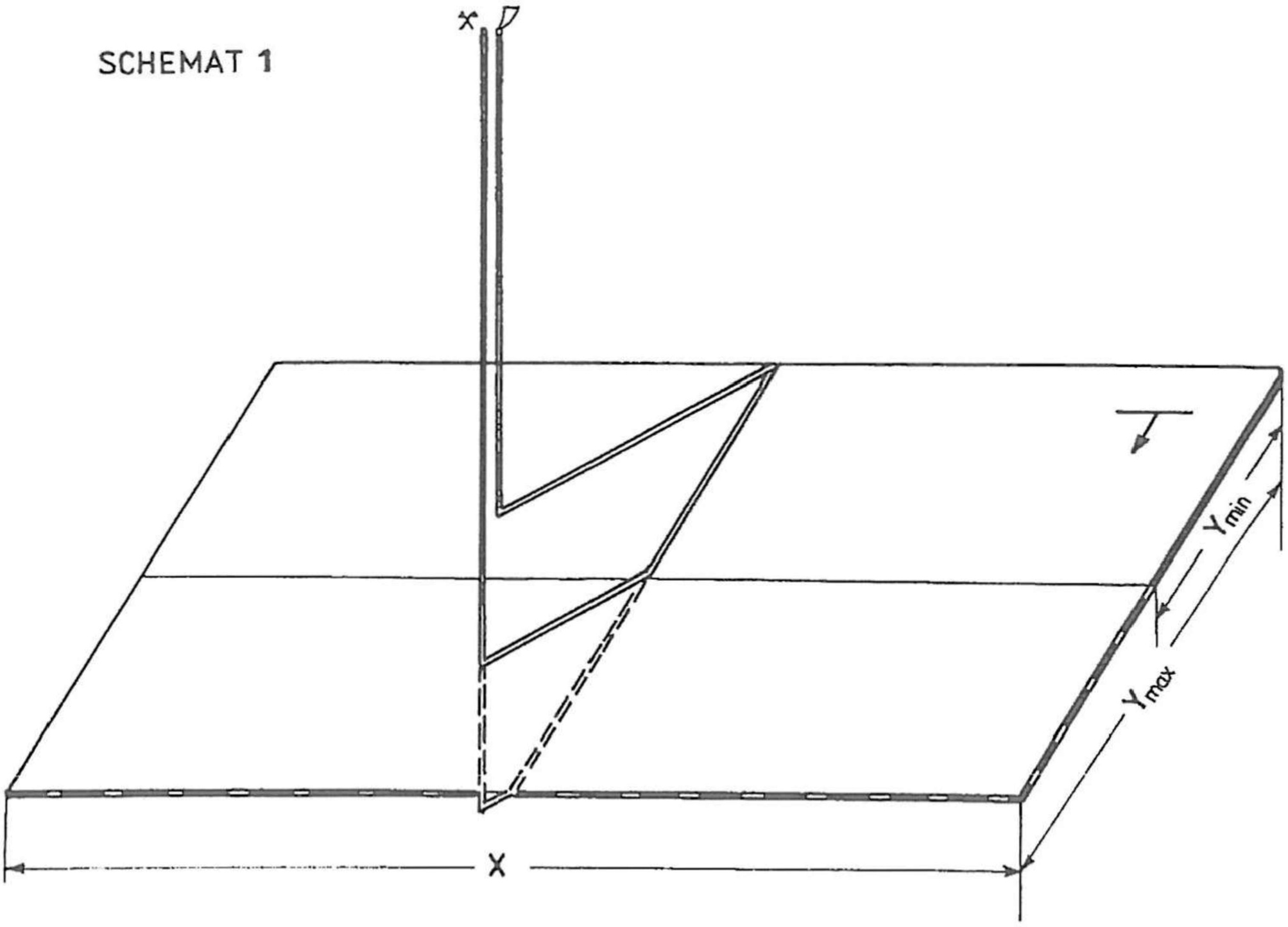
W ramach etapu 1 (rys. 9) dokonano analizy procesu wydobywczego i wyodrębniono elementy jego struktury przestrzennej, technicznej i czasowej.

Zgodnie z zasadami metody integracyjnej pierwszy stopień integracji obejmuje odwzorowanie procesu wydobywczego w polu ścianowym.

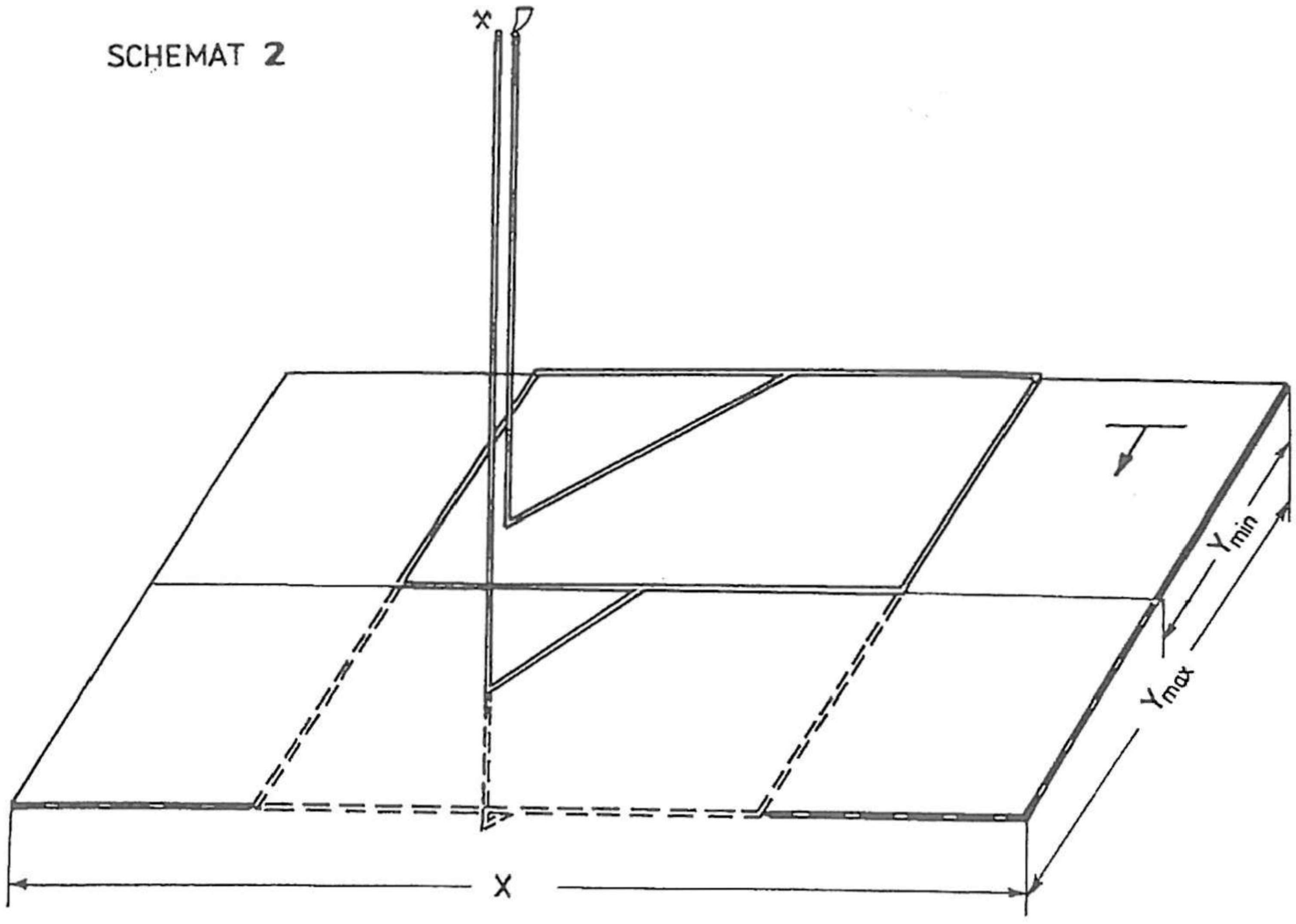
Elementy struktury przestrzennej procesu wydobywczego w polu ścianowym stanowią:

— chodnik podścianowy;
— chodnik nadścianowy;
— wcinka ścianowa;
— przodek ścianowy.

SCHEMAT 1



SCHEMAT 2



Rys. 10. Przykładowe schematy udostępnienia i rozcięcia pokładu. Źródło: Opracowanie własne

Wyodrębniono następujące elementy struktury technicznej procesu wydobywczego w polu ścianowym:

— wykonanie chodników przyścianowych;
— utrzymanie chodników przyścianowych;
— montaż taśmociągu w chodniku przyścianowym;
— wykonanie wcinki ścianowej;
— montaż wyposażenia ścianowego;
— transport maszyn i urządzeń do zbrojenia ścian;
— eksploatacja właściwa;
— wzmocnienie chodników przyścianowych;
— układanie pasa podsadzki w chodniku przyścianowym;
— transport materiałów do ściany;
— transport materiałów do chodników przyścianowych;
— demontaż wyposażenia ścianowego;
— transport maszyn i urządzeń z likwidacji ściany;
— likwidacja chodników przyścianowych.

Wyodrębniono następujące elementy struktury czasowej procesu wydobywczego w polu ścianowym:

— czas wykonania chodników przyścianowych;
— czas wykonania wcinki ścianowej;
— czas montażu wyposażenia ścianowego;
— czas eksploatacji właściwej;
— czas demontażu wyposażenia ścianowego.

Kolejnym stopniem integracji modelu odwzorowania jest pole eksploatacyjne.

Elementy struktury przestrzennej procesu wydobywczego w polu eksploatacyjnym stanowią:

— pola ścianowe zlokalizowane w granicach pola eksploatacyjnego;
— pochylnia polowa udostępniająca poszczególne pola ścianowe w granicach pola eksploatacyjnego.

Wyodrębniono następujące elementy struktury technicznej procesu wydobywczego w polu eksploatacyjnym:

— procesy górnicze realizowane w poszczególnych polach ścianowych w granicach pola eksploatacyjnego;
— wykonanie pochylni polowej;
— utrzymanie pochylni polowej;
— montaż taśmociągu w pochylni polowej;
— transport oddziałowy;
— demontaż taśmociągu w pochylni polowej;
— likwidacja pochylni polowej.

Wyodrębniono następujące elementy struktury czasowej procesu wydobywczego w polu eksploatacyjnym:

— czas wykonania pochylni polowej;
— przedziały czasu eksploatacji poszczególnych pól ścianowych w granicach pola eksploatacyjnego;
— czas likwidacji pochylni polowej.

Kolejnym stopniem integracji modelu odwzorowania jest partia pokładu.

Elementy struktury przestrzennej procesu wydobywczego w partii pokładu stanowią:

— pola eksploatacyjne w granicach partii pokładu;
— chodnik podstawowy transportowy;
— chodnik podstawowy wentylacyjny.

Wyodrębniono następujące elementy struktury technicznej procesu wydobywczego w partii pokładu:

— procesy górnicze realizowane w poszczególnych polach eksploatacyjnych w granicach partii pokładu;
— wykonanie chodnika podstawowego transportowego;
— utrzymanie chodnika podstawowego transportowego;
— wykonanie chodnika podstawowego wentylacyjnego;
— utrzymanie chodnika podstawowego wentylacyjnego;
— montaż taśmociągu w chodniku podstawowym transportowym;
— odstawa wydobycia w chodniku podstawowym transportowym;
— demontaż taśmociągu w chodniku podstawowym transportowym;
— likwidacja chodnika podstawowego transportowego;
— likwidacja chodnika podstawowego wentylacyjnego.

Wyodrębniono następujące elementy struktury czasowej procesu wydobywczego w partii pokładu:

— czas wykonania chodnika podstawowego transportowego;
— czas wykonania chodnika podstawowego wentylacyjnego;
— przedziały czasu wybierania poszczególnych pól eksploatacyjnych granicach pokładu;
— czas likwidacji chodnika podstawowego transportowego;
— czas likwidacji chodnika podstawowego wentylacyjnego.

Kolejnym stopniem integracji modelu odwzorowania jest poziom wydobywczy.

Elementy struktury przestrzennej procesu wydobywczego na poziomie wydobywczym stanowią:

— partia pokładu;
— przecznica główna transportowa;
— przecznica główna wentylacyjna.

Wyodrębniono następujące elementy struktury technicznej procesu wydobywczego na poziomie wydobywczym w zakresie odpowiadającym udostępnianej partii pokładu:

— procesy górnicze realizowane w partii pokładu na poziomie wydobywczym;
— pogłębienie szybu wydobywczego;
— pogłębienie szybu wentylacyjnego;
— wykonanie podszybia szybu wydobywczego;
— wykonanie podszybia szybu wentylacyjnego;
— wykonanie i wyposażenie wyrobisk głównego odwadniania;
— wykonanie przecznicy głównej transportowej;
— wykonanie przecznicy głównej wentylacyjnej;
— utrzymanie przecznicy głównej transportowej;
— utrzymanie przecznicy głównej wentylacyjnej;
— transport główny urobku na poziomie wydobywczym;
— transport główny materiałów na poziomie wydobywczym;
— transport główny skały płonnej na poziomie wydobywczym;
— transport załogi na poziomie wydobywczym;
— wentylacja;

— wyposażenie wyrobiska udostępniającego poszczególne partie pokładu (pokładów) na poziomie transportowym w urządzenia energetyczne, kable, rurociągi, itp.;
— likwidacja zbędnych wyrobisk poziomu wydobywczego.

Wyodrębniono następujące elementy struktury czasowej procesu wydobywczego na poziomie wydobywczym:

— przedziały czasu wykonania podszybi;
— czas wykonania przecznicy głównej transportowej;
— czas wykonania przecznicy głównej wentylacyjnej;
— przedziały czasu likwidacji zbędnych wyrobisk poziomu wydobywczego.

W ramach etapu 2 (rys. 9) opracowano dla każdego stopnia integracji zbiory elementarnych modeli odwzorowania oraz przyjęto moment aktualizacji wydatków i efektów finansowych.

Jako moment aktualizacji przyjęto:

— dla pola ścianowego — moment rozpoczęcia eksploatacji właściwej;
— dla pola eksploatacyjnego — moment rozpoczęcia wykonywania pochylni polowej;
— dla partii pokładu - moment rozpoczęcia wykonywania chodnika podstawowego transportowego;
— dla poziomu wydobywczego - moment rozpoczęcia pogłębiania szybu wydobywczego.

Opracowano również odpowiednie modele graficzne na podstawie harmonogramu robót udostępniających, przygotowawczych, eksploatacyjnych i likwidacyjnych. Modele te nie są przytoczone w pracy ze względu na ich obszerność, można je znaleźć w pracy [14].

W ramach etapu 3 (rys. 9) wyprowadzono wzory na wielkości charakterystyczne: T, A, B, T_a a następnie wprowadzono je do opracowanego programu obliczeniowego.

Przytoczenie wszystkich wzorów dla wyodrębnionych elementarnych modeli zajęłoby zbyt wiele miejsca, zostały więc pominięte, można je znaleźć w pracy [11]. Opracowano również odpowiedni zestaw danych wejściowych do obliczeń.

W etapie 4 (rys. 9) odwzorowano strumienie wydatków i efektów z poprzednich stopni integracji na zasadzie pojedynczych skupionych wartości, umiejscowionych na osi czasu w odpowiednich momentach odpowiadających kolejności wybierania. W przypadku określania strumieni zaktualizowanych skorzystano ze wzorów (49) i (50) uwzględniając moment aktualizacji charakterystyczny dla danego stopnia integracji.

W etapie 5 (rys.9) określono sumaryczny strumień wydatków i efektów finansowych odpowiadający zintegrowanym strumieniom z poprzedniego stopnia integracji połączony ze strumieniami odwzorowanymi na danym stopniu za pomocą elementarnych modeli. Przy określaniu elementarnych strumieni finansowych zaktualizowanych skorzystano odpowiednio ze wzorów (45), (46), (47) lub (48). Określono również strumień finansowy netto nominalny lub zaktualizowany odpowiadający różnicy strumieni efektów i wydatków finansowych, odpowiednio, nominalnych lub zaktualizowanych.

Wykorzystując opracowany program obliczeniowy oraz odpowiedni zestaw danych wejściowych wykonano obliczenia dla dwóch schematów udostępnienia i rozcięcia pokładu, zilustrowanych na rys. 10.

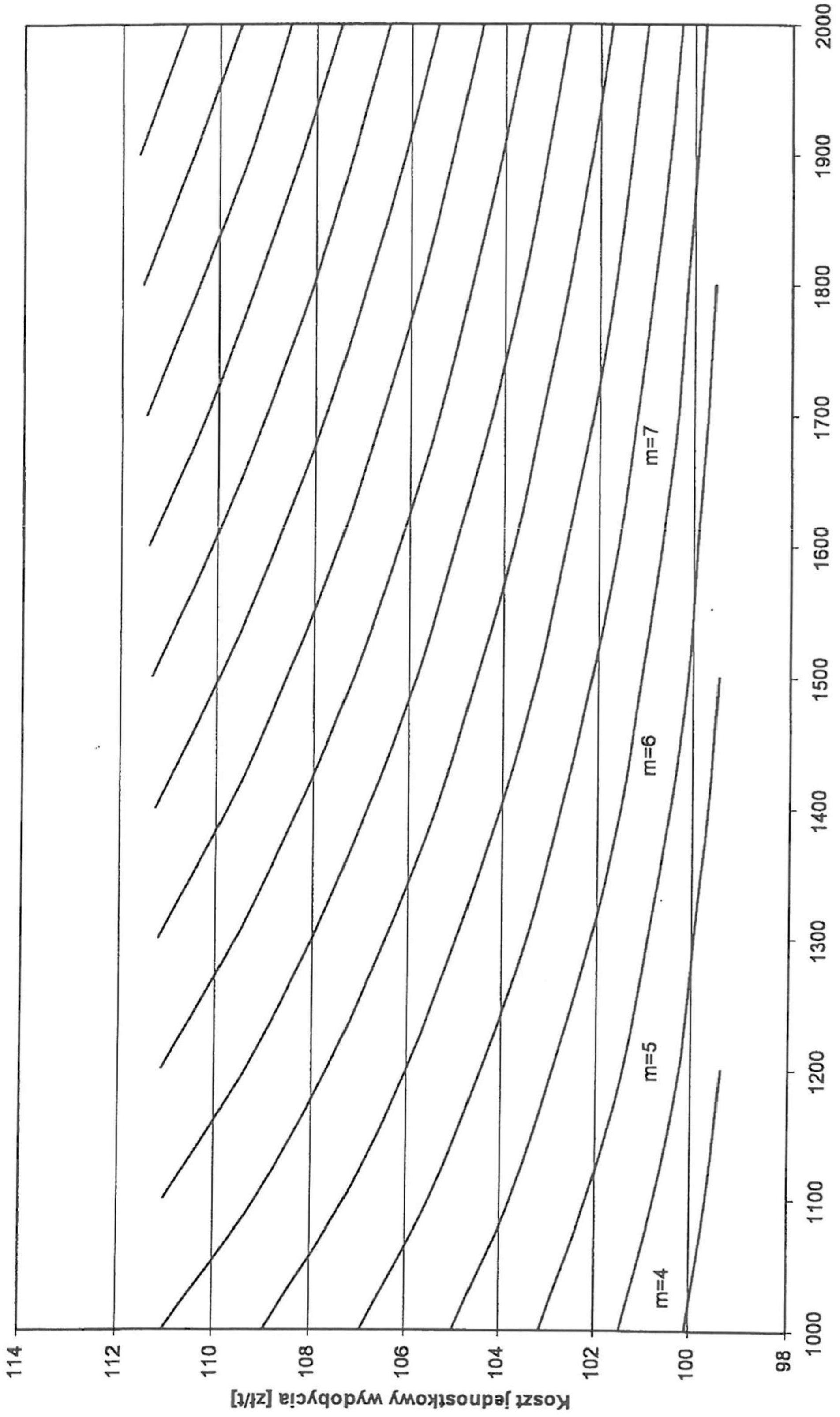
Wyniki obliczeń kosztu jednostkowego wydobycia dla schematu 1 są zestawione w tablicy 11 i zilustrowane graficznie na rys. 11.

Dla przyjętych w przykładzie założeń koszt jednostkowy stanowi ciąg funkcyjny zależny od liczby pól ścianowych m. Kres dolny ciągu funkcyjnego określa minimalny koszt jednostkowy i związane z nim optymalne rozcięcie pola górniczego z punktu widzenia wyłącznie kryterium minimalizacji kosztu jednostkowego wydobycia. Z rys. 11 wynika, że:

TAB. 11

Zestawienie wyników obliczeń kosztu jednostkowego wydobycia dla schematu 1

Liczba ścian	Szerokość pola [m]										
	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000
4	100,08	99,68	99,4								
5	101,46	100,76	100,24	99,96	99,68	99,48					
6	103,14	102,18	101,42	100,92	100,46	100,1	99,92	99,72	99,58		
7	104,98	103,78	102,9	102,12	101,5	101,08	100,66	100,34	100,16	99,94	99,78
8	106,94	105,5	104,42	103,46	102,76	102,12	101,58	101,2	100,84	100,52	100,28
9	108,96	107,28	106	104,96	104,04	103,26	102,68	102,12	101,66	101,32	101
10	111,02	109,14	107,66	106,46	105,4	104,56	103,78	103,2	102,64	102,16	101,74
11		111,02	109,36	108	106,86	105,82	105,02	104,26	103,62	103,1	102,62
12			111,1	109,58	108,3	107,16	106,22	105,38	104,7	104,06	103,5
13				111,18	109,76	108,56	107,48	106,6	105,78	105,1	104,48
14					111,26	109,94	108,8	107,78	106,92	106,12	105,42
15						111,34	110,1	109,02	108,04	107,22	106,46
16							111,42	110,24	109,24	108,3	107,46
17								111,48	110,4	109,38	108,52
18									111,56	110,52	109,56
19										111,64	110,66
20											111,72



Rys. 11. Zależność kosztu jednostkowego wydobycia od wymiaru pola górniczego w kierunku nachylenia dla schematu 1. Źródło: Opracowanie własne

— w przedziale od 1000 do 1200 m optymalna liczba pól ścianowych w polu eksploatacyjnym wynosi $m_{opt} = 4$;
— w przedziale od 1200 do 1500 m optymalna liczba pól ścianowych w polu eksploatacyjnym $m_{opt} = 5$;
— w przedziale od 1500 do 1800 m optymalna liczba pól ścianowych w polu eksploatacyjnym $m_{opt} = 6$;
— w przedziale od 1800 do 2000 m optymalna liczba pól ścianowych w polu eksploatacyjnym $m_{opt} = 5$.

Kryterium minimalizacji kosztu jednostkowego wydobycia jest niewystarczające dla określenia optymalnej struktury udostępnienia i rozcięcia złoża, bowiem uwzględnia w ujęciu pieniężnym tylko stronę wydatków finansowych. Procedurę optymalizacyjną należy poszerzyć o badanie wartości zaktualizowanej netto (NPV), która uwzględnia zarówno zaktualizowane strumienie wydatków, jak również efektów finansowych. W obliczeniach strumieni zaktualizowanych przyjęto intensywność oprocentowania ciągłego odpowiadającą rocznej stopie dyskontowej wynoszącej 10 %.

W omawianym przykładzie jako moment aktualizacji przyjęto początek pogłębiania szybów, a w celu obliczenia strumieni efektów finansowych przyjęto, że cena węgla wynosi 120 zł/t.

Łączne nakłady finansowe związane z pogłębianiem szybów do odpowiedniej głębokości, wykonaniem niezbędnych wyrobisk podszybi oraz przecznic transportowej i wentylacyjnej określono na poziomie 300 mln zł, wydatkowanych w trakcie realizacji inwestycji w okresie 3 lat z równomierną intensywnością.

Wyniki obliczeń wartości zaktualizowanej netto (NPV) dla schematu 1 są zestawione w tablicy 12 i zilustrowane graficznie na rys.12.

Dla przyjętych w przykładzie założeń wartość zaktualizowana netto (NPV) stanowi ciąg funkcyjny zależny od liczby pól ścianowych m. Kres górny ciągu funkcyjnego określa maksymalną wielkość NPV i stanowi punkt wyjścia do racjonalizacji udostępnienia i rozcięcia pokładu z punktu widzenia oceny efektywności ekonomicznej. Z rys. 12 wynika, że:

— w przedziale od 1000 do 1180 m NPV < 0, co wskazuje, że inwestycja jest nieefektywna;
— w przedziale od 1180 do 1200 m nieznacznie NPV > 0;
— w przedziale od 1200 do 1240 m NPV < 0 (inwestycja nieefektywna);
— w przedziale od 1240 do 2000 m NPV > 0, przy czym jej wartość narasta wraz ze wzrostem parametru m, aby osiągnąć maksymalną wartość dla szerokości pola 2000 m, przy liczbie podziału m = 7.

Wyniki obliczeń kosztu jednostkowego wydobycia dla schematu 2 są zestawione w tablicy 13 i zilustrowane graficznie na rys. 13.

Podobnie jak w przypadku schematu 1 otrzymano ciąg funkcyjny kosztu jednostkowego wydobycia o relatywnie większych wartościach, którego kres dolny odpowiada przedziałom szerokości pola identycznym jak w przypadku schematu 1.

Wyniki obliczeń wartości zaktualizowanej netto (NPV) dla schematu 2 są zestawione w tablicy 14 i zilustrowane graficznie na rys. 14.

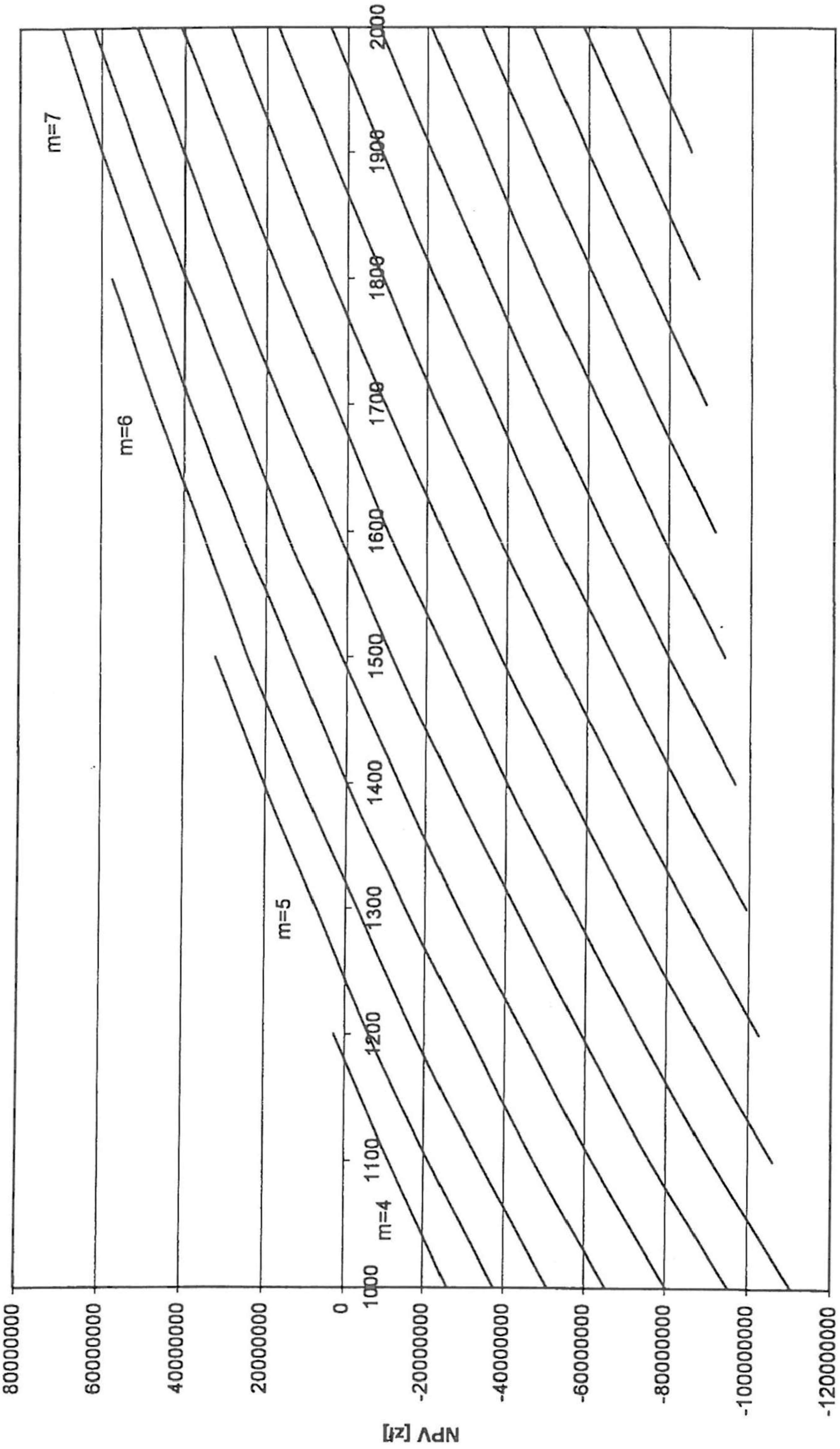
Z rysunku 14 wynika, że:

— w przedziale od 1000 do 1780 m NPV < 0, co wskazuje, że inwestycja jest nieefektywna;
— w przedziale od 1780 do 1800 m nieznacznie NPV > 0;
— w przedziale od 1800 do 1880 m NPV < 0 (inwestycja nieefektywna);
— w przedziale od 1880 do 2000 m NPV > 0, a jej wartość narasta wraz ze wzrostem parametru m i dla szerokości pola 2000 m jest największa, przy liczbie podziału m = 7.

TAB. 12

Zestawienie wyników obliczeń wartości zaktualizowanej netto (NPV) dla schematu 1

Liczba ścian	Szerokość pola [m]										
	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000
4	-26025422	-11093820	2790956,26								
5	-37492793	-21116667	-5906597,83	7274772,05	20322382,3	32426928,6					
6	-50944535	-33633490	-17316388	-2911049,3	11241911,5	24480517,7	35789919,1	47109330,87	57569007,2		
7	-65312602	-47336515	-31040949,8	-15041554	-113566,17	13096192,4	26337094,27	38550704,53	49107243	59963283,9	69940662,9
8	-80289178	-61728955	-44860385,3	-28208518	-13327877	1318915,57	15207452,64	27553811,6	39666460,9	51322253,8	61965197,8
9	-95430036	-76332266	-58928009,6	-42550638	-26512609	-11247100	2422344,979	16081547,39	28836054,4	40291624,7	51486845,9
10	-110588237	-91291755	-73416571,2	-56647421	-40209310	-25139031	-10155164	3130835,912	16420887,2	28980810,7	40942589,7
11		-106146241	-87971185,1	-70850387	-54579731	-38410145	-23923456,8	-9407583,41	4203351,93	16726321,1	28921351,9
12			-102605321	-85151139	-68532872	-52228205	-37075959,1	-22366012,3	-8908422,3	4432822,27	17101665,2
13				-99381481	-82430413	-66375669	-50605210,7	-36139497,2	-21788853	-8541741,4	4317724,67
14					-96453910	-80115250	-64497060,4	-49291374,3	-35119240	-21109812	-7810426,9
15						-93803151	-77965657,4	-62829433,3	-48015154	-34335469	-20874363
16							-91411009	-75951763,1	-61539491	-47134047	-33297225
17								-89061927,7	-74433705	-59740451	-46185168
18									-87130643	-72781089	-58657802
19										-85410579	-71595237
20											-83887817

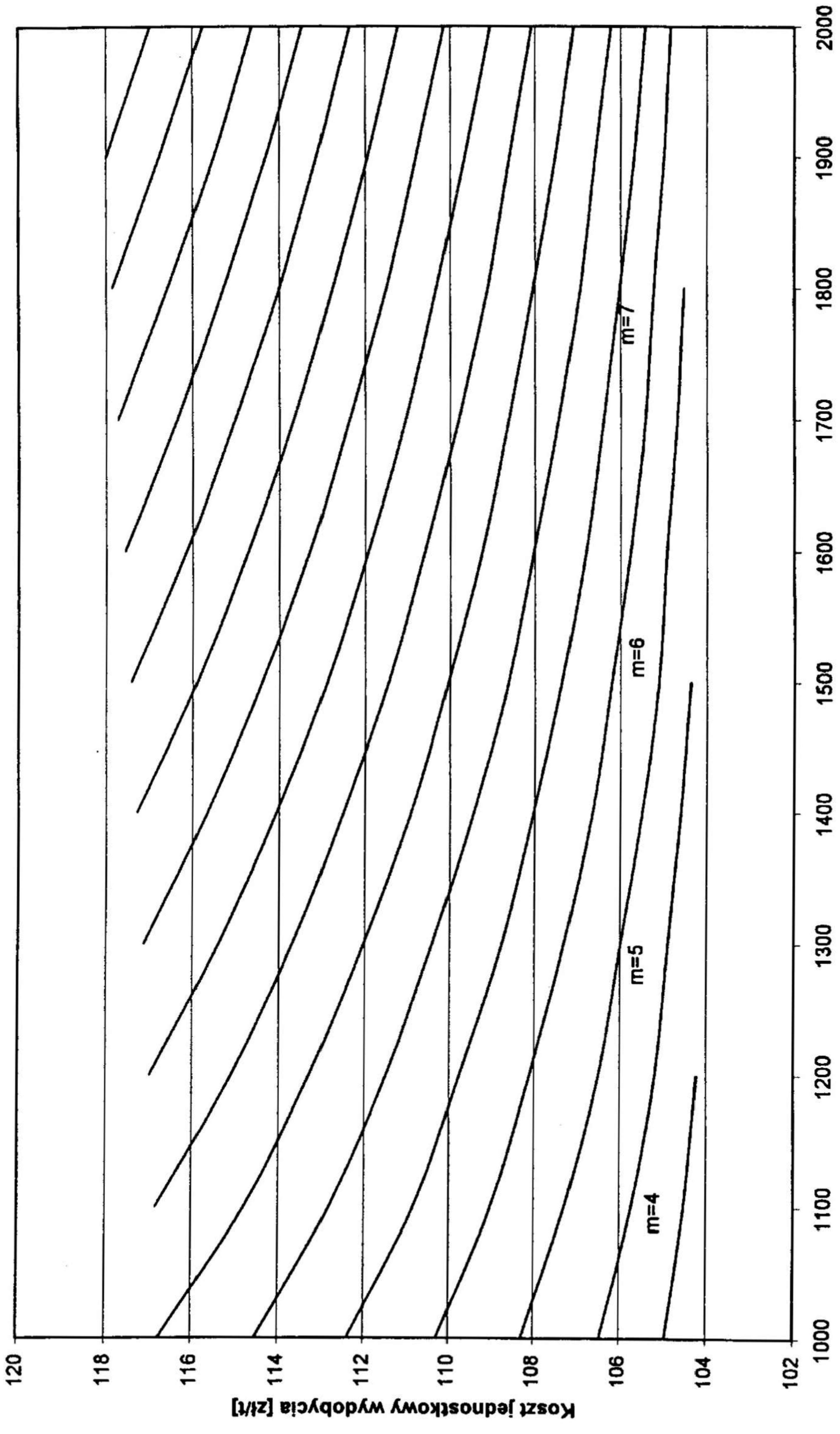


Rys. 12. Zależność wartości zaktualizowanej netto (NPV) od szerokości pola górniczego dla schematu 1. Źródło: Opracowanie własne

TAB. 13

Zestawienie wyników obliczeń kosztu jednostkowego wydobycia dla schematu 2

Liczba ścian	Szerokość pola [m]										
	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000
4	104,94	104,5	104,22								
5	106,46	105,72	105,18	104,88	104,58	104,36					
6	108,28	107,28	106,5	105,98	105,48	105,1	104,92	104,68	104,52		
7	110,28	109,02	108,1	107,3	106,64	106,2	105,76	105,42	105,22	104,98	104,82
8	112,38	110,84	109,76	108,76	108,02	107,36	106,8	106,4	106,02	105,68	105,42
9	114,54	112,82	111,48	110,4	109,44	108,62	108,02	107,44	106,94	106,6	106,22
10	116,76	114,8	113,28	112,02	110,9	110,04	109,24	108,62	108,04	107,52	107,1
11		116,84	115,1	113,68	112,5	111,44	110,58	109,8	109,12	108,6	108,08
12			116,98	115,4	114,06	112,88	111,92	111,04	110,32	109,66	109,06
13				117,12	115,66	114,4	113,28	112,36	111,5	110,8	110,14
14					117,28	115,9	114,72	113,66	112,76	111,94	111,22
15						117,42	116,14	115,02	114	113,14	112,36
16							117,56	116,36	115,3	114,32	113,46
17								117,72	116,58	115,52	114,64
18									117,86	116,78	115,78
19										118	116,98
20											118,16

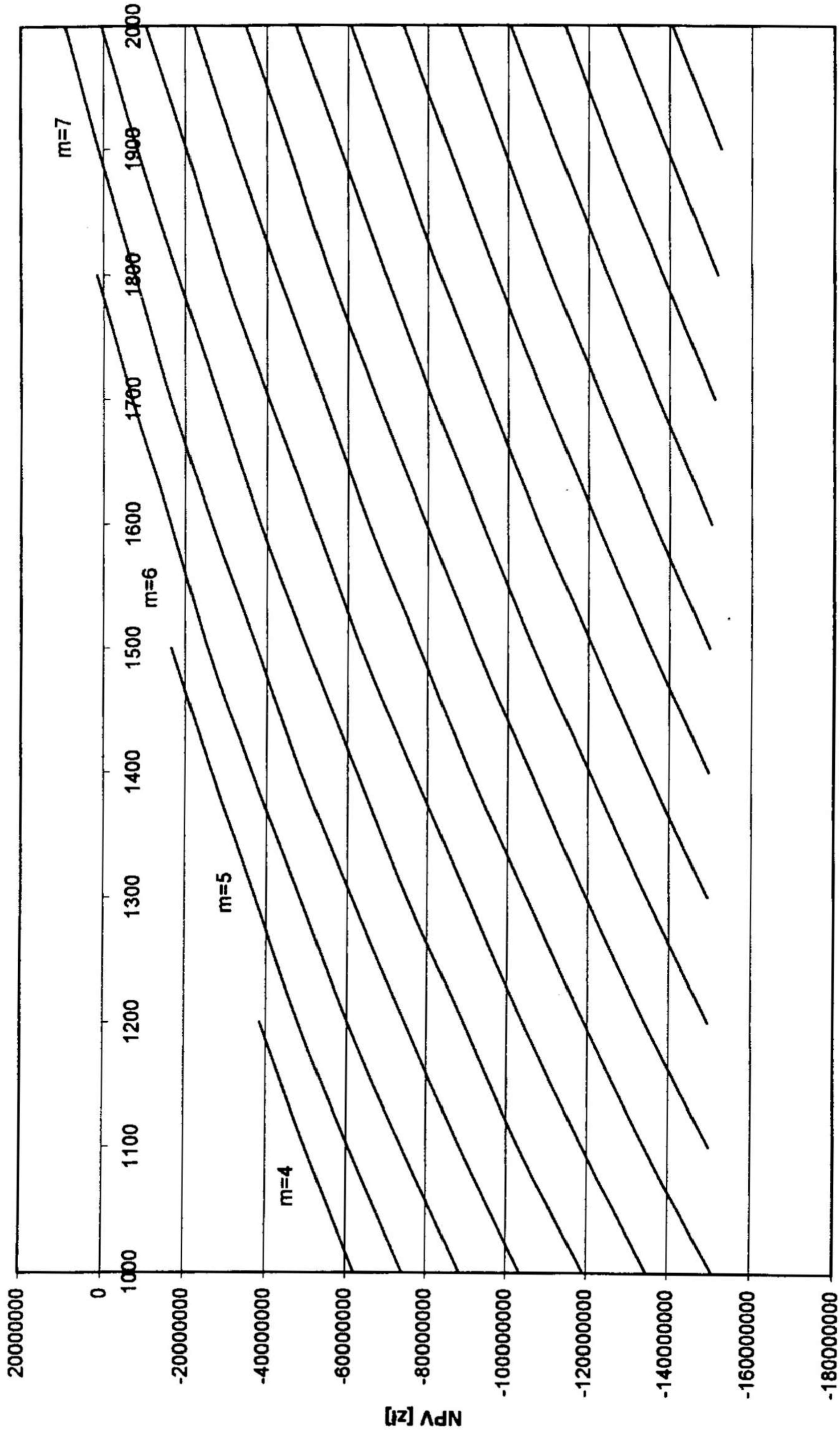


Rys. 13. Zależność kosztu jednostkowego wydobycia od wymiaru pola górniczego w kierunku nachylenia dla schematu 2. Źródło: Opracowanie własne

TAB. 14

Zestawienie wyników obliczeń wartości zaktualizowanej netto (NPV) dla schematu 2

Liczba pól ścia	Szerokość pola [m]										
	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000
4	-62040681,4	-49651377,6	-38491286								
5	-74210896,8	-60437519,2	-47840829	-37142294,2	-26450891,9	-16580079					
6	-88350988,1	-73703701,6	-60058145	-48189158	-36256802,8	-25299392	-16359842	-6881504,99	1634144,53		
7	-103538559	-88140998	-74405475	-60989999,2	-48326754	-37438022	-26398229	-16278729,4	-7703184	1270447,28	9225317,07
8	-119174908	-102944389	-89000434	-74811028,4	-62240887,3	-49956430	-38310576	-28096514,8	-18002940	-8268270	553999,996
9	-134961853	-118714684	-103830939	-89967213,2	-76293745,2	-63244999	-51861242	-40369088,5	-29456866	-20178267	-10364760
10	-150893063	-134211737	-119062881	-104690133	-90475622,7	-77846583	-65188853	-53899939,1	-42700530	-31897352	-22046543
11		-149891695	-134189156	-119505804	-105684737	-92007577	-79493788	-67213625,4	-55513242	-45228362	-34715254
12			-149538425	-134577787	-120279654	-106316648	-93566170	-80931724,1	-69418962	-58128503	-47173683
13				-149394693	-134984841	-121134783	-107603790	-95245705	-82872447	-71701483	-60583091
14					-149621126	-135525638	-122188762	-109126941	-96968002	-85068472	-73779697
15						-149857361	-136338819	-123383580	-110619257	-98866273	-87442904
16							-150258052	-137209301	-124676148	-112226957	-100448563
17								-151009011	-138300025	-125594016	-114133350
18									-151707792	-139384341	-127164620
19										-152535163	-140647182
20											-153697810



Rys. 14. Zależność wartości zaktualizowanej netto (NPV) od wymiaru pola górniczego w kierunku nachylenia dla schematu 2. Źródło: Opracowanie własne

W celu dokonania wyboru optymalnego rozwiązania w zakresie udostępnienia i rozcięcia złoża z punktu widzenia minimalizacji jednostkowego kosztu wydobycia i maksymalizacji wskaźnika wartości zaktualizowanej netto należy porównać wyniki obliczeń wykonanych dla obydwu schematów. Wprawdzie najniższa wartość kosztu jednostkowego wydobycia wypada dla schematu 1 i wielokrotności przyjętej maksymalnej długości ściany 300 m, tj. gdy szerokość pola wynosi 1200, 1500 lub 1800 m, to uwzględniając maksymalizację wskaźnika NPV należy za racjonalne rozwiązanie dla przyjętego zestawu danych wejściowych przyjąć udostępnienie i rozcięcie złoża wg schematu 1, przy wymiarze pola górniczego w kierunku nachylenia złoża o dodatnich wartościach wskaźnika NPV, a najlepiej jeśli wymiar ten wynosi 2000 m, dla którego wartość zaktualizowana jest największa (w omawianym przykładzie obliczeniowym 69 940 663 zł, przy liczbie podziału m = 7, a więc długości pojedynczej ściany ok. 285 m).

7. Podsumowanie

W pracy przedstawiono w skróconej i uproszczonej postaci rezultaty badań nad współzależnością pomiędzy strukturą udostępnienia i rozcięcia złoża a kosztami wydobycia i wybranym miernikiem ekonomicznej efektywności procesu wydobywczego w podziemnej kopalni węgla kamiennego. W celu określenia tych zależności opracowano odpowiednią metodykę postępowania bazującą na modelowaniu matematycznym procesu wydobywczego i związanych z nim strumieni wydatków i efektów finansowych nominalnych i zaktualizowanych. Dla zachowania przejrzystości rozważań posłużono się prostymi przykładami obliczeniowymi.

Podsumowując problematykę przedstawioną w pracy można stwierdzić, że:

— koszt jednostkowy wydobycia może być odwzorowany w postaci ciągów funkcyjnych, które zależą od układu wyrobisk udostępniających i rozcinających złoże (w podobny sposób może być odwzorowany koszt jednostkowy zaktualizowany);
— wartość zaktualizowana netto (NPV) może być również odwzorowana w postaci ciągów funkcyjnych, które zależą od sposobu udostępnienia i rozcięcia złoża (własność ta może być rozszerzona na inne mierniki oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, jak np. wewnętrzna stopa zwrotu IRR lub wskaźnik zyskowności PI);
— optymalizacja struktury udostępnienia i rozcięcia złoża powinna polegać na analizie odpowiednich ciągów funkcyjnych wielkości przyjętych jako kryteria optymalizacji i określeniu ich ekstremalnych wartości;
— ciągi funkcyjne kryteriów oceny mogą być badane z uwzględnieniem różnych zestawów danych wejściowych;
— opracowana metodyka może służyć prognozowaniu kształtowania się kosztu wydobycia z uwzględnieniem rodzajów kosztów;
— opracowana metodyka umożliwia badanie wrażliwości określonego kryterium na zmiany różnych parametrów wejściowych;
— ewidencja kosztów w kopalni powinna uwzględniać strukturę udostępnienia i rozcięcia złoża, mogłoby to posłużyć doskonaleniu modelowania matematycznego struktury udostępnienia i rozcięcia złoża w aspekcie kosztów wydobycia i efektywności procesu wybierania.

Literatura

[1] BEHRENS W., HAWRANEK P.M. — Poradnik przygotowania przemysłowych studiów feasibility UNIDO. Warszawa, 1993.

[2] BIEŃ W. — Zarządzanie finansami przedsiębiorstwa. SKwP, Warszawa, 1992.

[3] BŁOCH H. — Controlling — rachunkowość zarządcza. CIM, Warszawa, 1991.

[4] DRURY C. — Rachunek kosztów. PWN, Warszawa, 1996.

[5] HAJDASIŃSKI M. — Modele odwzorowania i zmian wartości w czasie w rachunku ekonomicznej efektywności. Archiwum Górnictwa., zeszyt 1, 1981.

[6] JAWIEŃ M., SUCHAN S. — Zasady projektowania kopalń głębinowych. AGH, Kraków, 1980.

[7] KARBOWNIK A. — Podstawy projektowania kopalń. Część I. Ocena rozwiązań projektowych. Politechnika Śląska. Gliwice, 1991.

[8] KARBOWNIK A. — Podstawy projektowania kopalń. Część III. Zasady projektowania wielkości i modelu kopalni podziemnej węgla kamiennego. Politechnika Śląska. Gliwice, 1991.

[9] KRUPIŃSKI B. — Zasady projektowania kopalń. Część I i II. Wydawnictwo "Śląsk". Katowice, 1963.

[10] LISOWSKI A. — Koncentracja produkcji — trwałą szansą obniżania kosztów w górnictwie. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej '98. Kraków, 1998.

[11] MAGDA R. — Integracyjna metoda odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu produkcyjnego głębinowej kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH. Kraków, 1985.

[12] MAGDA R. — Wytyczne racjonalnego projektowania pól ścianowych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej '94. Kraków, 1994.

[13] MAGDA R. — Zmiany w modelu kopalni i rozcięciu złoża jako sposób obniżenia kosztów wydobycia. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej'98. Kraków, 1998.

[14] MAGDA R. — Modelowanie i optymalizacja elementów kopalń. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, 1999.

[15] MAGDA R. — Sposób obniżenia kosztów wydobycia węgla poprzez zmiany w strukturze udostępnienia złoża. AGH, Kraków, 1999 (praca nie publikowana).

[16] NOWAK E. (red.) — Podstawy controllingu. Wyd. Akademii Ekonomicznej. Wrocław, 1996.

[17] Praca zbiorowa — Wpływ narastającej głębokości eksploatacji na model i wielkość kopalni węgla kamiennego. AGH, Kraków, 1991 (praca nie publikowana).

[18] SIERPIŃSKA M., JACHNA T. — Ocena przedsiębiorstwa według standardów światowych. PWN, Warszawa, 1994.

[19] SITKO W. i in. — Kształtowanie efektywnych systemów sterowania procesami produkcyjnymi w kopalniach węgla kamiennego. Politechnika Lubelska. Wydział Zarządzania. Lublin, 1994 (praca nie publikowana).

[20] WARNECKE H.J. i in. — Rachunek kosztów dla inżynierów. WNT, Warszawa, 1995.