



Arkadiusz Kowalski

**Metodyka planowania
efektywności wydobywania urobku
w komorowo-filarowych
systemach eksploatacji**



Oficyna Wydawnictwa Politechniki Wrocławskiej

Arkadiusz Kowalski

**Metodyka planowania
efektywności wydobywania urobku
w komorowo-filarowych
systemach eksploatacji**



Oficina Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej
Wrocław 2019

Recenzenci

Zbigniew BANASZAK
Tadeusz SMOLNICKI

Opracowanie redakcyjne i korekta

Hanna JUREK

Projekt okładki

Janusz M. SZAFRAN

Wszelkie prawa zastrzeżone. Niniejsza książka, zarówno w całości, jak i we fragmentach, nie może być reprodukowana w sposób elektroniczny, fotograficzny i inny bez zgody wydawcy i właściciela praw autorskich.

© Copyright by Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019

OFICYNA WYDAWNICZA POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ

Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

<http://www.oficyna.pwr.edu.pl>;

e-mail: oficwyd@pwr.edu.pl

zamawianie.ksiazek@pwr.edu.pl

ISBN 978-83-7493-072-7

Druk i oprawa: beta-druk, www.betadruk.pl

Spis treści

Wykaz najważniejszych oznaczeń	5
Wstęp	9
1. Systemy eksploatacji w kopalniach głębinowych rud	13
1.1. Systemy komorowo-filarowe w kopalniach głębinowych rud	15
1.2. Odmiany systemu komorowo-filarowego znajdujące zastosowanie w LGOM	18
1.3. Główne operacje górnicze, charakterystyczne dla systemów komorowo-filarowych w LGOM	30
1.4. Prace rozpoznawczo-przygotowawcze	35
1.5. Wyrobiska specjalnego przeznaczenia	40
1.6. Projekt eksploatacji złoża – zarys zawartości	42
2. Systemy transportowe i ich modelowanie	49
2.1. Opis procesów logistycznych w kopalniach głębinowych	56
2.2. Samojezdne maszyny górnicze	58
2.3. Obliczanie wydajności samojezdnych maszyn transportowych	67
2.4. Przenośniki taśmowe wraz z punktami wysypowymi	72
2.5. Idea systemu transportowego w kopalni głębinowej	75
2.6. Planowanie zasobów w przedsiębiorstwie górniczym	78
2.7. Wybrane narzędzia informatyczne wspomagające planowanie i prowadzenie robót górniczych	83
3. Cel i zakres pracy na tle stanu wiedzy	89
4. Metoda synchronizacji rozmieszczania punktów wysypowych względem linii frontu wydobywania	99
4.1. Odległość pokonywana przez środki transportu podczas eksploatacji pola urobku	99
4.2. Strategia „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”	103
4.3. Obliczeniowa ilość urobku możliwa do pozyskania	110
4.4. Strategia „punkt wysypowy na środku okna”	111
4.5. Przykład obliczeniowy – droga urobku podczas transportu urobku przy eksploatacji pola wydobywczego	115
4.6. Porównanie metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych	116
4.7. Strategia „punkt wysypowy na równi z linią frontu” dla dwóch punktów wysypowych czynnych jednocześnie	119
5. Metoda ekonomicznie uzasadnionego doboru środków transportu w funkcji odległości i ilości urobku planowanego do przetransportowania	125
5.1. Przykład obliczeniowy – liczba koniecznych środków transportu w różnych strategiach synchronizacji linii frontu wydobywania z punktami wysypowymi	128
5.2. Metoda doboru środków transportu	129
5.3. Weryfikacja modelu obliczeniowego dla wybranych rodzajów środków transportu	130
5.4. Przykład obliczeniowy doboru rodzaju środka transportu	135
6. Planowanie eksploatacji pola wydobywania – harmonogram prac górniczych oraz zapotrzebowanie na środki transportu	139

6.1. Algorytm wyznaczenia harmonogramu robót górniczych podczas etapu rozcinki oraz likwidacji	139
6.2. Przykład obliczeniowy: sporządzenie harmonogramu prac górniczych, etapy rozcinki oraz likwidacji	142
6.3. Model kosztów odstawy kołowej oparty na harmonogramie eksploatacji	144
6.4. Ciągły dobór optymalnego środka odstawy	148
6.5. Wpływ redukcji czasu efektywnego t_{ef} na koszty odstawy urobku	153
6.6. Projektowanie rozmieszczenia punktów wysypowych – proponowany algorytm	155
6.7. Model całkowitych kosztów odstawy urobku – taśmowej i kołowej	157
6.8. Właściwa relacja wymiarów boków pola wydobywczego	160
6.9. Metodyka planowania efektywności wydobycia urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji	162
Podsumowanie i wnioski	169
Literatura	175
Załączniki	187
Skorowidz terminów	225
Wykaz rysunków	231
Wykaz tabel	235
Streszczenie w języku angielskim	237

Wykaz najważniejszych oznaczeń

- $d(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla obszaru komory „krzyż” a punktem wysypowym PW na etapie rozcinki [km],
- $D(m, l)$ – sumaryczna droga pokonywana przez środki transportu podczas eksploatacji pola wydobywania dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” [km],
- $D'(m, l)$ – sumaryczna odległość pokonywana przez środki transportu przy eksploatacji pola wydobywania dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” [km],
- $D_{likw}^l(m, l)$ – sumaryczna odległość pokonywana przez środki transportu odstawy urobku na etapie likwidacji dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” [km],
- $D_{roz}^l(m, l)$ – sumaryczna odległość pokonywana przez środki transportu odstawy urobku na etapie rozcinki dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” [km],
- D_f – długość filara [m],
- d_{ij} – odległość pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku, etap rozcinki [m],
- d_{ij}^{likw} – odległość pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku w pobliżu filara technologicznego dla etapu likwidacji [m],
- $D_{likw}(m, l)$ – sumaryczna droga pokonywana przez środki transportu odstawy urobku na etapie likwidacji dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” [km],
- $dn^l(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla obszaru komory „krzyż” a punktem wysypowym PW na etapie rozcinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, nieparzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
- $dp^l(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla obszaru komory „krzyż” a punktem wysypowym PW na etapie rozcinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, parzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
- $D_{roz}(m, l)$ – sumaryczna droga pokonywana przez środki transportu odstawy urobku na etapie rozcinki dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” [km],
- h – miąższość furty eksploatacyjnej [m],
- i – numeracja korytarzy,
- j – numeracja przecinek,
- K – suma kosztów poniesionych na pracę maszyny podczas jednej zmiany [zł],
- $K_{eks\ prz}$ – koszt eksploatacji przenośników [zł],
- k_i – odległość w pionie pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku [m],
- K_{ij} – całkowity koszt transportu pomiędzy kolejnymi punktami załadunku a punktem wysypowym w przeliczeniu na 1 Mg [zł/Mg],
- k_j^{likw} – odległość w poziomie pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku dla etapu likwidacji [m],
- $K_L\ odst\ kol$ – koszt odstawy kołowej dla etapu likwidacji [zł],

- kn''_j – składowa „pozioma” odległości d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” rozcinki przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie dla nieparzystej liczby przecinek w oknie obliczeniowym [m],
- kn'_j – składowa „pozioma” odległości d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” dla nieparzystej liczby przecinek w oknie obliczeniowym [m],
- $K_{odst\ ur}$ – koszt odstawy urobku w obrębie pola [zł],
- $K_{odst\ koł}$ – koszt odstawy kołowej [zł],
- $K_{odst\ taś}$ – koszt odstawy taśmowej [zł],
- kp''_j – składowa „pozioma” odległości d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” rozcinki przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie, dla parzystej liczby przecinek w oknie obliczeniowym [m],
- kp'_j – składowa „pozioma” odległości d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna”, dla parzystej liczby przecinek w oknie obliczeniowym [m],
- K_{prz} – koszt przenoszenia urządzenia do rozbijania brył urobku [zł],
- $K_{pt\ wys}$ – koszt wykonania punktu wysypowego [zł],
- $K_{R\ odst\ koł}$ – koszt odstawy kołowej dla etapu rozcinki [zł],
- KS_{ij} – liczba kursów możliwych do realizacji z określonego punktu załadunku,
- $K_{wyb\ prz}$ – koszt wybudowania oraz przedłużania taśmociągu [zł],
- K_{wyl} – koszt wykonania wyłomu [zł],
- $L + 1$ – liczba przecinek dla eksploatowanego pola,
- $l + 1$ – liczba przecinek dla okna obliczeniowego,
- L_{PW} – liczba punktów wysypowych,
- ŁK – oznaczenie ładowarki łyżkowej,
- M – ładowność łyżki ładowarki lub wozu odstawczego [Mg],
- M_{ur} – masa urobku możliwa do pozyskania z pola wydobycia [Mg],
- $m + 1$ – liczba korytarzy dla eksploatowanego pola,
- M_{ij} – maksymalna masa urobku, którą można przetransportować w czasie jednej zmiany roboczej, określony środek transportu [Mg],
- M_{likw} – masa urobku możliwa do pozyskania z etapów likwidacji [Mg],
- M_{pl} – planowana ilość urobku do przetransportowania [Mg],
- $M_{L\ pl}$ – planowana ilość urobku do przetransportowania na etapie likwidacji [Mg],
- $M_{R\ pl}$ – planowana ilość urobku do przetransportowania na etapie rozcinki [Mg],
- M_{roz} – masa urobku możliwa do pozyskania z etapu rozcinki [Mg],
- n – liczba przejazdów po urobek i z urobkiem dla środków transportu pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku dla komory „krzyż”,
- nd – liczba przejazdów po urobek i z urobkiem dla środków transportu pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku dla przestrzeni „dół”,
- ng – liczba przejazdów po urobek i z urobkiem dla środków transportu pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku dla przestrzeni „góra”,
- n_{ij} – liczba koniecznych środków transportu,
- nl – liczba przejazdów po urobek i z urobkiem dla środków transportu pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku dla przestrzeni „lewa”,
- np – liczba przejazdów po urobek i z urobkiem dla środków transportu pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku dla przestrzeni „prawa”,
- o – liczba okien obliczeniowych, za pomocą których można przedstawić pole eksploatacji,
- O_{opt} – optymalna kosztowo liczba punktów wysypowych,
- p_j – odległość w poziomie pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku [m],

- P_t – przekrój poprzeczny przez wyrobisko w kształcie pola trapezu [m²],
 PW – punkt wysypowy, w którym urobek zostaje przeładowany na przenośnik taśmowy,
 PZ – punkt załadunku urobku,
 q – odległość pomiędzy punktem wysypowym a początkiem pola eksploatacji [m],
 R – liczba całkowita opisująca konieczność dodatkowego omijania zrobów podczas etapu likwidacji,
 r – powierzchnia przekroju filara resztkowego pod stropem, zabezpieczająca jego stateczność [m²],
 $r_d(m, l)$ – droga pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „dół” na etapie rozczinki a punktem wysypowym PW [km],
 $r_g(m, l)$ – droga pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „góra” na etapie rozczinki a punktem wysypowym PW [km],
 $r_l(m, l)$ – droga pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „lewa” na etapie rozczinki a punktem wysypowym PW [km],
 $r_p(m, l)$ – droga pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „prawa” na etapie rozczinki a punktem wysypowym PW [km],
 $rn'(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „góra” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, nieparzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rn'_d(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „dół” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, nieparzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rn'_l(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „lewa” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, nieparzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rn'_p(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „prawa” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, nieparzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rp'_d(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „dół” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, parzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rp'_g(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „góra” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, parzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rp'_l(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „lewa” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, parzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 $rp'_p(m, l)$ – odległość pomiędzy punktem załadunku PZ dla przestrzeni „prawa” a punktem wysypowym PW na etapie rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, parzysta liczba przecinek l w oknie obliczeniowym [m],
 S_{ch} – szerokość chodnika wyrobiska, zmierzona na wysokości stropu [m],
 S_f – szerokość filara [m],
 T – okres eksploatacji pola wydobywczego [liczba dni roboczych],
 t'_{roz} – czas rozładunku urobku [min],
 t_{ef} – czas efektywny pracy podczas jednej zmiany roboczej [h],
 t_{ij} – czas cyklu odstawy dla punktów załadunku PZ [min],

T_L	– okres fazy likwidacji pola wydobywczego [liczba dni roboczych],
T_R	– okres fazy rozcinki pola wydobywczego [liczba dni roboczych],
t_{roz}	– czas rozładunku dla ładówek [min],
$t_{zał}$	– czas załadunku urobku [min],
V	– objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku PZ dla komory „krzyż” [m ³],
V	– prędkość przejazdu z punktu wysypowego PW do punktu załadunku PZ, bez urobku [km/h],
V_d	– objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku PZ dla przestrzeni „dół” [m ³],
$V_{fil\ tech}$	– objętość urobku do pozyskania z filara technologicznego [m ³],
V_g	– objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku PZ dla przestrzeni „góra” [m ³],
V_l	– objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku PZ dla przestrzeni „lewa” [m ³],
V_p	– objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku PZ dla przestrzeni „prawa” [m ³],
V_{srT}	– objętość przewożonego przez środek transportu urobku [m ³],
V_u	– prędkość przejazdu z urobkiem z punktu załadunku PZ do punktu wysypowego PW [km/h],
WO	– oznaczenie wozu odstawy urobku,
x	– odległość pomiędzy dwoma kolejnymi przecinkami [m],
$Z(m, l)$	– zysk (różnica bezwzględna) odległości do pokonania przez wozy odstawy urobku w porównaniu pomiędzy różnymi strategiami synchronizacji linii frontu wydobywania a otwieranymi punktami wysypowymi PW [km],
$Z'(m, l)$	– zysk (różnica względna) odległości do pokonania przez wozy odstawy urobku w porównaniu pomiędzy różnymi strategiami synchronizacji linii frontu wydobywania a otwieranymi punktami wysypowymi PW [%],
Z_{opt}	– najtańszy rodzaj środka transportu,
α	– nachylenie ociosu (bocznej ściany wyrobiska górniczego) [°],
ρ	– gęstość urobku (rud miedzi) [kg/m ³].

Wstęp

Prowadzenie eksploatacji rudy miedzi w systemach komorowo-filarowych jest przedsięwzięciem trudnym i skomplikowanym, nawet dla doświadczonej kadry inżynierskiej doskonale zorientowanej w sztuce górniczej. Proces ten przebiega w warunkach licznych zagrożeń naturalnych, by wymienić tylko tąpnięcia, wyrzuty gazów i skał, ograniczenia klimatyczne, ponadto zagrożenia wodne, osuwiskowe, erupcyjne czy ze strony substancji promieniotwórczych. Właściwie wybrany system eksploatacji przekłada się na ograniczenie tych zjawisk, zapewniając możliwie pełną kontrolę masywu skalnego. Jedną z kluczowych cech systemów komorowo-filarowych jest zabezpieczenie przestrzeni roboczej przez filary technologiczne (następnie resztkowe) oraz obudowę wykonaną w technice kotwiowej lub kotwiowo-linowej.

Podstawowymi czynnikami determinującymi pracochłonność drążenia wyrobisk, będących podstawą systemów komorowo-filarowych, są [105]:

- warunki naturalne,
- długość, przekrój i sposoby zabezpieczenia chodnika przed opadem skał oraz zaciskaniem na skutek nacisku górotworu,
- czas, w jakim wyrobisko powinno być wykonane.

System komorowo-filarowy podlega ciągłemu i systematycznemu doskonaleniu w ramach potrzeb dopasowania go do zmiennych warunków geologiczno-górnich zalegania złoża oraz poszukiwania coraz bardziej efektywnych rozwiązań z dziedziny mechanizacji, automatyzacji i informatyzacji procesów górniczych. Decydując się na jedną z odmian systemu komorowo-filarowego, determinuje się sposób przygotowania złoża do wybierania, metodę urabiania skał, załadunku i odstawy urobku oraz wykonywania właściwej obudowy, technikę przewietrzania czy metodę likwidacji zrobów.

Podziemny transport kopalniany jest jedną z kluczowych operacji górniczych, obejmując przede wszystkim załadunek i odstawę pozyskanego urobku oraz transport skały płonnej, koniecznych materiałów, załogi czy niezbędnych maszyn i urządzeń. Sprawny transport urobku jest warunkiem koniecznym, aczkolwiek niewystarczającym do powodzenia całości procesów wydobywczych w Zakładzie Górniczym, decydując jednak w istotnym stopniu o poziomie zysków przedsiębiorstwa.

Do głównych elementów składowych systemu transportowego kopalni głębinowej należą szyby wydobywcze, kolej podziemna, przenośniki taśmowe, różnego rodzaju

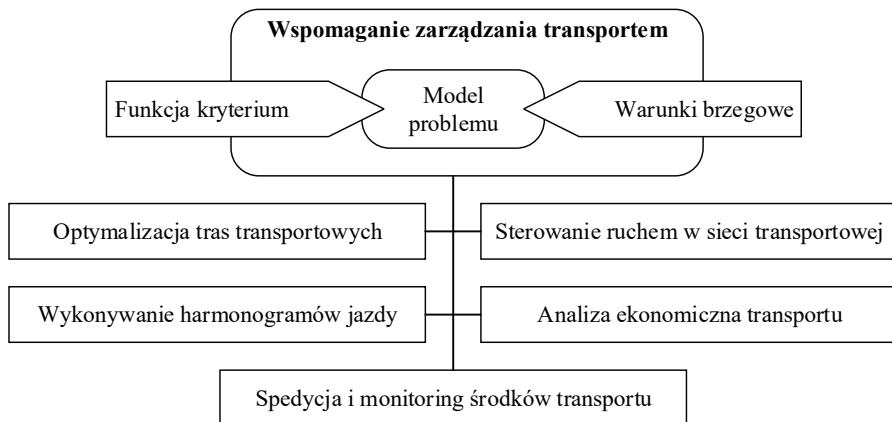
zbiorniki, wywroty i punkty przeładunkowe oraz zbiór maszyn samojezdnych. Ładowarki i wozy odstawy, przeznaczone do załadunku i odstawy oponowej urobku, charakteryzują się mnogością rozwiązań konstrukcyjnych oraz różnymi gabarytami. W oczywisty sposób przekłada się to na liczbę typów tych samojezdnych maszyn, znaczną rozpiętość ich parametrów technicznych oraz różną kosztocłonność.

Cel badań

Głównym celem badań przedstawionych w niniejszej monografii było poszukiwanie metod:

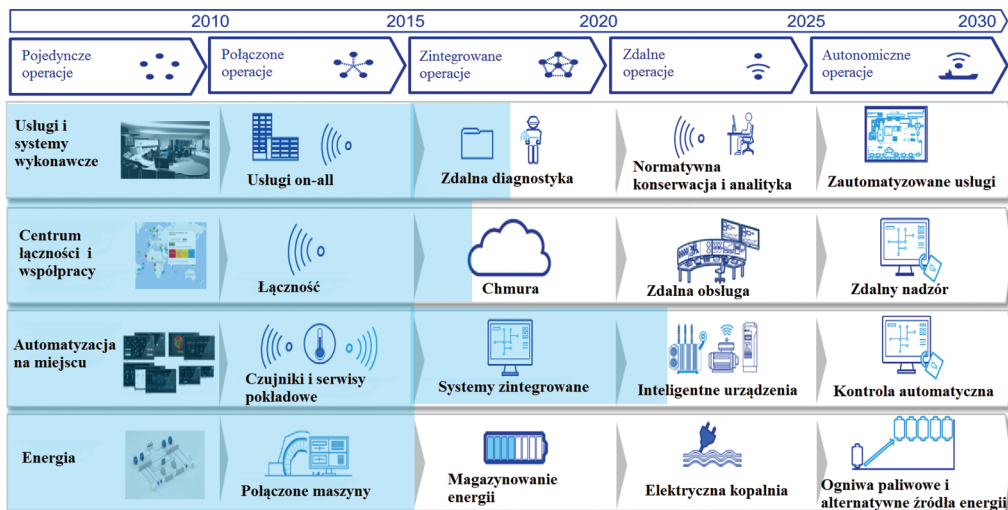
- umożliwiających skrócenie dróg transportowych, pokonywanych przez środki transportu podczas eksploatacji złoża, dzięki właściwej w ujęciu całości procesów logistycznych strategii rozmieszczenia i liczbie punktów wysypowych,
- doboru środków transportu, adekwatnych do realizowanego zadania transportowego.

Tak sformułowany cel pracy zakładał opracowanie modeli matematycznych i bazujących na nich komputerowych modeli symulacyjnych, przeznaczonych w dalszej perspektywie do ilościowej metody zarządzania transportem w kopalniach głębinowych. W dziedzinie logistyki narzędzia informatyczne z tego obszaru wykorzystywane są do wyboru i optymalizacji tras przejazdu, opracowywania szczegółowych harmonogramów wykorzystania środków transportowych, a także bieżącego sterowania ruchem pojazdów na sieci drogowej, monitorowania stopnia ich wykorzystania i przesyłania bieżących dyspozycji spedycyjnych (rys. 1).



Rys. 1. Kierunki wykorzystania narzędzi informatycznych do zarządzania transportem [57]

W dalszej perspektywie przewidziane do opracowania modele matematyczne, algorytmy obliczeniowe i symulacyjne ułatwiające projektowanie oraz zarządzanie łańcuchem logistycznym transportu kopalnianego mogą być podstawą do wykonania aplikacji bazodanowej, wspierając tym samym zarządzanie procesowe. Dzięki informatyzacji i dokonującej się obecnie na naszych oczach cyfryzacji, przedsiębiorstwa



Rys. 2. Cyfrowa transformacja górnictwa podziemnego [128]

górnictwo mogą uzyskać zdolność zarządzania całością procesu wydobycia i przetwórstwa jako jednej operacji technologicznej (rys. 2).

Skuteczne zarządzanie całym łańcuchem wartości ułatwia identyfikację obszarów, w których możliwe jest obniżenie kosztów, lepsze wykorzystanie aktywów, zwiększenie wydajności poszczególnych operacji technologicznych realizowanych zgodnie z wymogami bezpieczeństwa, ochrony środowiska i efektywnym wykorzystaniem energii [90].

Metody i techniki badawcze

Początek prac badawczych nad analizą i usprawnieniem procesów logistycznych, w kopalniach głębinowych wykorzystujących komorowo-filarowe systemy eksploatacji, nastąpił w ramach projektu finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, pt.: „Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi”. Autor monografii brał udział w tym granicie, uzyskanym przez konsorcjum Politechniki Wrocławskiej, KGHM Polska Miedź S.A. oraz KGHM CUPRUM sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe, w charakterze głównego wykonawcy odpowiedzialnego za zadania związane z modelowaniem i symulacją procesów wydobywczych. Do osiągnięcia celów tego projektu wykorzystano następujące metody i techniki badawcze:

- analizę literaturową z obszaru systemów eksploatacji, głównych procesów górniczych oraz maszyn i urządzeń do tego przeznaczonych,
- bezpośrednie obserwacje procesów wydobywczych, realizowanych za pomocą systemów komorowo-filarowych; przeprowadzono wiele zajazdów na pola eksploatacyjne w kopalni ZG Lubin, należącej do KGHM Polska Miedź S.A.,

- analizę dokumentacji (m.in. szczegółowe projekty eksploatacji złóż, plany ruchu maszyn, raporty sztygarów zmianowych, dokumentacja serwisowo-remontowa maszyn, różnego rodzaju metryki i instrukcje stanowiskowe), ponadto map wyrobisk górniczych różnych oddziałów, udostępnione przez ZG Lubin,
- wywiady swobodne i ustrukturyzowane z pracownikami ZG Lubin na potrzeby wykonania mapowania procesów VSM oraz ich modelowania w notacjach IDEF0 oraz BPMN,
- modele symulacyjne odstawy kołowej urobku zrealizowane za pomocą oprogramowania Microsoft Office Excel,
- walidację modeli symulacyjnych, przeprowadzoną dla danych historycznych,
- analizę porównawczą w celu określenia efektów proponowanych rozwiązań.

Po zakończeniu wymienionego projektu, mając na uwadze uzyskane interesujące wyniki i ich znaczny potencjał finansowy, postanowiono kontynuować rozpoczęte badania. Przebieg tych prac oraz ich efekty prezentuje niniejsza monografia.

Ponownie przeprowadzono analizę literaturową związaną z obszarem procesów wydobywczych. Model odstawy urobku, wykonany za pomocą MS Excel, uznano za trudny do dalszego rozwoju z powodu jego uproszczonego i nieformalnego charakteru oraz ograniczeń wynikających z dostępnej funkcjonalności oprogramowania. Przystąpiono do ponownych prac nad opisem procesów logistycznych dla systemów komorowo-filarowych, tym razem sięgając po aparat matematyczny. W tym celu posłużono się:

- modelowaniem matematycznym,
- modelami symulacyjnymi w środowisku programistycznym R (R jest językiem programowania, którego kod źródłowy dystrybuowany jest na zasadzie otwartej licencji GNU GPL, ponadto używano graficznego interfejsu RStudio), w których zapisano otrzymane zależności,
- analizą porównawczą,
- wyznaczaniem optimum budowanych funkcji, definiując wcześniej kryteria optymalizacyjne.

W celu czytelnej prezentacji wyników z opracowanych zależności matematycznych, zamodelowanych w środowisku R, sporządzono tabele i wykresy, importując z R dane do MS Excel, tam gdzie było to możliwe budowano zestawienia w formie analizy porównawczej.

Punktem wyjścia przedstawionej pracy są obserwacje i wyniki ww. projektu NCBiR, zrealizowanego na Wydziale Mechanicznym Politechniki Wrocławskiej pod kierownictwem Profesora Edwarda Chlebusa w latach 2011–2013. Dzięki życzliwości dyrektora kopalni ZG Lubin Krzysztofa Tkaczuka autor niniejszej monografii miał możliwość bezpośredniej obserwacji i analizy sposobów realizacji procesów górniczych podczas wydobywania rud miedzi systemami komorowo-filarowymi. Zdobyte w ten sposób doświadczenie było bardzo pomocne podczas budowy pierwszych modeli symulacyjnych odstawy oponowej urobku; szczególnie podziękowania należą się Panu Łukaszowi Szwancyberowi oraz Panu Pawłowi Śliwińskiemu.

1. Systemy eksploatacji w kopalniach głębinowych rud

Różnorodność warunków geologiczno-górnictwowych i wynikająca z nich liczba opracowanych systemów eksploatacji oraz dowolność w przyjmowaniu zasad podziału powodują, że stosuje się dla nich odrębne klasyfikacje, nawet w obrębie jednego państwa. We wszystkich polskich klasyfikacjach występuje zgodność podziałów systemów eksploatacji wg takich cech, jak kierunek wybierania przygotowanej części złoża, sposób likwidacji zrobów czy podział złoża na warstwy. Najistotniejszą cechą podziału jest jednak rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego. Część autorów klasyfikacji systemów eksploatacji wyróżnia systemy ubierkowe, zabierkowe i komorowe, a inni tylko systemy ubierkowe i zabierkowe. Według tych ostatnich systemy komorowe stanowią tylko podgrupę systemów zabierkowych (tab. 1.1), a nazwy komora i zabierka traktuje się jak synonimy [143].

Analizując system eksploatacji, widać jednak istotną różnicę pomiędzy systemem zabierkowym i komorowym. System zabierkowy polega na wybieraniu złoża w filarze lub polu z wyrobiskiem o wąskim przodku (4–8 m), a likwidacja zrobów¹ następuje po wybraniu części złoża objętej zabierką. System komorowy polega natomiast na wybieraniu przygotowanej części złoża w zasadzie jednocześnie wieloma komorami, z okresowym lub stałym utrzymaniem odsłoniętego stropu na dużej powierzchni. Przestrzeń poeksploatacyjna zachowuje stateczność dzięki pozostawieniu filarów i półek². Podział na systemy zabierkowe i komorowe jest uzasadniony przestrzennym układem elementów systemów, jak też nomenklaturą stosowaną w kopalniach rud i soli [143].

W systemach komorowych pomiędzy komorami pozostawia się filary oporowe. Zadaniem filarów oporowych jest stałe lub okresowe utrzymywanie stateczności stropu. Stosuje się różnorodne odmiany systemów komorowych. Za podstawową cechę tych systemów można przyjąć utrzymywanie przestrzeni poeksploatacyjnej o dużej

¹ Zroby – wyrobiska pozostałe po wybraniu złoża, najczęściej opuszczone i zawalone lub podsadzone [66].

² Półka – warstwa skał, którą pozostawia się niewybraną w złożu, jako zabezpieczenie wyrobiska przed zawaleniem.

powierzchni przez długi okres. Przed likwidacją tej przestrzeni przybiera się filary międzykomorowe. Przestrzenie poeksploatacyjne obejmujące wiele komór likwiduje się przez wywołanie zawału robotami strzałowymi lub przez podsadzanie [143].

Pozostawione pomiędzy komorami filary mają różne kształty w przekroju: kwadratowe, prostokątne czy nawet okrągłe, których zadaniem jest zapewnienie w pewnym okresie stateczności przestrzeni eksploatacyjnej. W miarę wybierania złoża zwiększa się powierzchnia odsłoniętego stropu, a filary przejmują coraz większe naski górotworu.

Tabela 1.1. Klasyfikacja systemów eksploatacji złóż w kopalniach podziemnych [143, 144]

Cecha podziału	Grupy	Kryterium podziału na grupy	Podgrupy
Rodzaj wyrobiska eksploatacyjnego	Ubierkowe	Długość przodka	Ścianowe Filarowo-ubierkowe Ubierkowe pasami
	Zabierkowe	Długość zabierki	Długich zabierek Filarowo-zabierakowe
	Komorowe	Sposób wybierania złoża	Komorowe właściwe Komorowo-filarowe Ubierkowo-komorowe
	Blokowe	Sposób wypuszczania urobku	Z czołowym wypuszczaniem urobku Z wypuszczaniem urobku przez otwory wysypowe (leje)
Sposób kierowania stropem	Z ochroną stropu	Sposób utrzymania stropu	Utrzymanie przestrzeni poeksploatacyjnej (systemy komorowe) Z podsadzką (hydrauliczną, suchą, utwardzaną) Z magazynowaniem urobku
	Z zawałem	Grubość stropu bezpośredniego	Zawał pełny Zawał częściowy
	Z ugięciem stropu	Właściwości skał stropowych i grubość złoża	Ugięcie całkowite Ugięcie częściowe
Kierunek wybierania	Podłużne Poprzeczne Przekątne	–	–
Grubość złoża	Na całą grubość złóż		
	Eksploatacja warstwami	Sposób podziału na warstwy	Warstwami równoległymi do uławicenia* Warstwami poziomymi Warstwami pochyłymi

* Uławicenie – ułożenie składników skał osadowych w postaci warstw (ławic) o wyraźnie zaznaczonych granicach, za: Słownik Języka Polskiego, pod red. W. Doroszewskiego, Wydawnictwo Naukowe PWN, www.sjpd.pwn.pl.

Deformacje filarów mają na ogół charakter sprężysto-plastyczny. Po przekroczeniu pewnej wielkości naprężeń filary ulegają zniszczeniu. Dla przyjętej geometrii systemu eksploatacji bardzo ważnym zagadnieniem jest właściwy dobór wymiarów filarów i komór, aby zapewnić dostateczny poziom bezpieczeństwa przy minimalnych stratach kopaliny [143].

1.1. Systemy komorowo-filarowe w kopalniach głębinowych rud

Poprawnie dobrany system eksploatacji oraz odpowiednia kolejność wybierania poszczególnych pól eksploatacyjnych powinny zapewnić właściwą kontrolę masywu skalnego przez ograniczenie do minimum [148]:

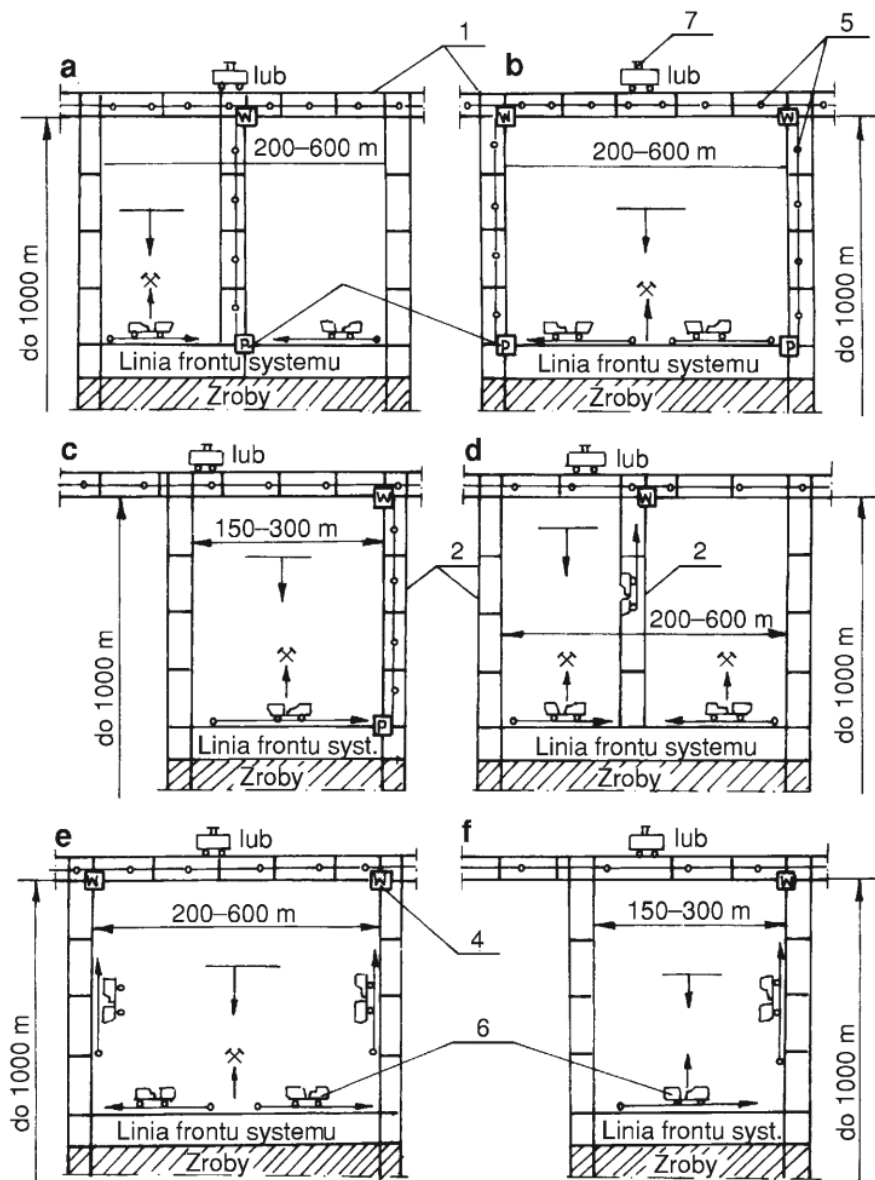
- występowania zjawisk sejsmicznych i tąpnięć generowanych podczas eksploatacji,
- powstawania niekontrolowanych zawałów i obwałowań skał stropu oraz ociosów wyrobisk,
- zubożenia (wynikającego z występowania urobionej skały płonnej w urobku) i strat eksploatacyjnych złożeń.

Stopień mechanizacji procesów górniczych, mający decydujący wpływ na wydajność wydobywania, pozostaje w oczywistej zależności z warunkami geometrycznymi i geotechnicznymi złożeń. Zastosowanie maszyn samojezdnych do prac górniczych oraz obudowy kotwicznej wpłynęło na szybki rozwój różnych odmian systemów komorowo-filarowych w złożach rud o średniej miąższości, a następnie w złożach cienkich. Systemy komorowo-filarowe w złożach średnich i cienkich mają pewne cechy systemów ubierkowych, stąd można się spotkać w literaturze z propozycją nazwy: systemy ubierkowo-komorowe. W złożach typu pokładowego i przy dobrych parametrach wytrzymałościowych skał stropowych wydziela się robotami przygotowawczymi pola eksploatacyjne o dużych rozmiarach [144].

Typowe sposoby rozcięcia pól eksploatacyjnych z zastosowaniem systemów komorowo-filarowych przedstawiono na rysunku 1.1. Długość frontu eksploatacyjnego wynosi w granicach 200–600 m, a wybieg pola wynosi do 1000 m.

Ogólnie można stwierdzić, że eksploatację prowadzi się w kierunku wzniosu. Przygotowanie pola do eksploatacji polega na wykonaniu chodników piętrowych i pochylni jako wyrobisk podwójnych lub potrójnych. Podyktowane to jest względami wentylacyjnymi i transportowymi. Wyrobiska wielonitkowe umożliwiają doprowadzenie do wyrobisk eksploatacyjnych dużych ilości powietrza, co jest konieczne ze względu na wysoką temperaturę pierwotną skał, wykorzystywanie maszyn spalinowych oraz wysoką koncentrację wydobywania. Wyrobiska wielonitkowe umożliwiają również zorganizowanie jednokierunkowego ruchu dla maszyn samojezdnych, bezpiecznego ruchu dla załogi oraz wyodrębnienie dróg odstawy urobku taśmociągami. Nie ma to istotnego

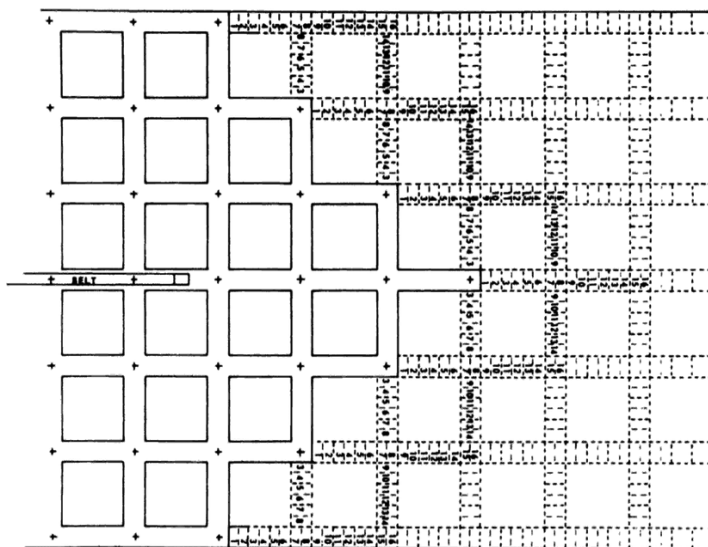
wpływu na wzrost kosztów wydobycia, gdy wyrobiska te są wykonywane w złożu, a ich wymiary niewiele odbiegają od wymiarów komór eksploatacyjnych [147].



Rys. 1.1. Przykładowe schematy rozcięcia pól eksploatacyjnych oraz organizacji odstawy urobku [147], [148], gdzie: 1 – chodniki piętrowe, 2 – pochylnie, 3 – punkt przesypu urobku na taśmociąg, 4 – punkt wysypu urobku z taśmociągu do wozów trakcji szynowej lub taśmociąg, 5 – taśmociąg, 6 – odstawa wozami oponowymi, 7 – trakcja szynowa

Liczba wyrobisk korytarzowych w wiązce zależy dodatkowo od zastosowanej odmiany systemu eksploatacji, od usytuowania danego pola w stosunku do wcześniej wybranych pól oraz przewidywanej jej funkcji. Do wybierania złoża w polu eksploatacyjnym stosowane są tzw. systemy jednoetapowe lub dwuetapowe. W systemach dwuetapowych pole eksploatacyjne rozcina się komorami na filary o wymiarach 25–35 m (faza 1, rozcinka), a następnie wybiera się tak rozcięte złożo (faza 2, likwidacja) [147].

Wybieranie złoża prowadzi się wyrobiskami komorowymi, drążonymi równolegle i prostopadle do postępującego frontu robót, z pozostawieniem między komorami filarów oporowych. Złożo urabia się na ogół materiałami wybuchowymi, a wyrobiska zabezpiecza się obudową kotwiovą. W polskich kopalniach rud szerokość komór wynosi najczęściej 5–7 m. Między komorami pozostawia się filary prostokątne lub kwadratowe (rys. 1.2), których wymiary ustala się w nawiązaniu do warunków geologiczno-górnicznych [83]. Typowe wymiary filarów na etapie rozcinki to 18×12 m [144], [77], [82].



Rys. 1.2. Sekwencja ciągłego urabiania calizny w przodkach dla systemu komorowo-filarowego [77], [65]

Linia frontu obejmuje całą szerokość przygotowanej części złoża. Odstęp między linią frontu a linią zrobów wynosi od kilkunastu do 200 m (kilka do kilkunastu pasów komór i rzędów filarów). Równolegle z robotami wybierkowymi następuje likwidacja przestrzeni poeksploatacyjnej. Przed likwidacją ostatniego pasa komór i ostatniego rzędu filarów przybiera się je do minimalnych wymiarów, aby ograniczyć do minimum straty eksploatacyjne kopaliny [144].

Następnie zamyka się dostęp do oddziałów wydobywczych (po zakończeniu w nich eksploatacji) i pozwala na samoistne ugięcie stropu w przestrzeni wybranej lub wypełnia się pustkę poeksploatacyjną podsadzką hydrauliczną lub suchą. Taki system wydobycia umożliwia uzyskanie od 75% do ponad 90% rudy z miejsca jej zalegania [13].

Sposób wybierania złoża oraz kierowania stropem i kontroli przestrzeni roboczej oraz zrobów zależy w największym stopniu od miąższości złoża oraz od zwięzłości jego skał oraz skał otaczających – tabela 1.2.

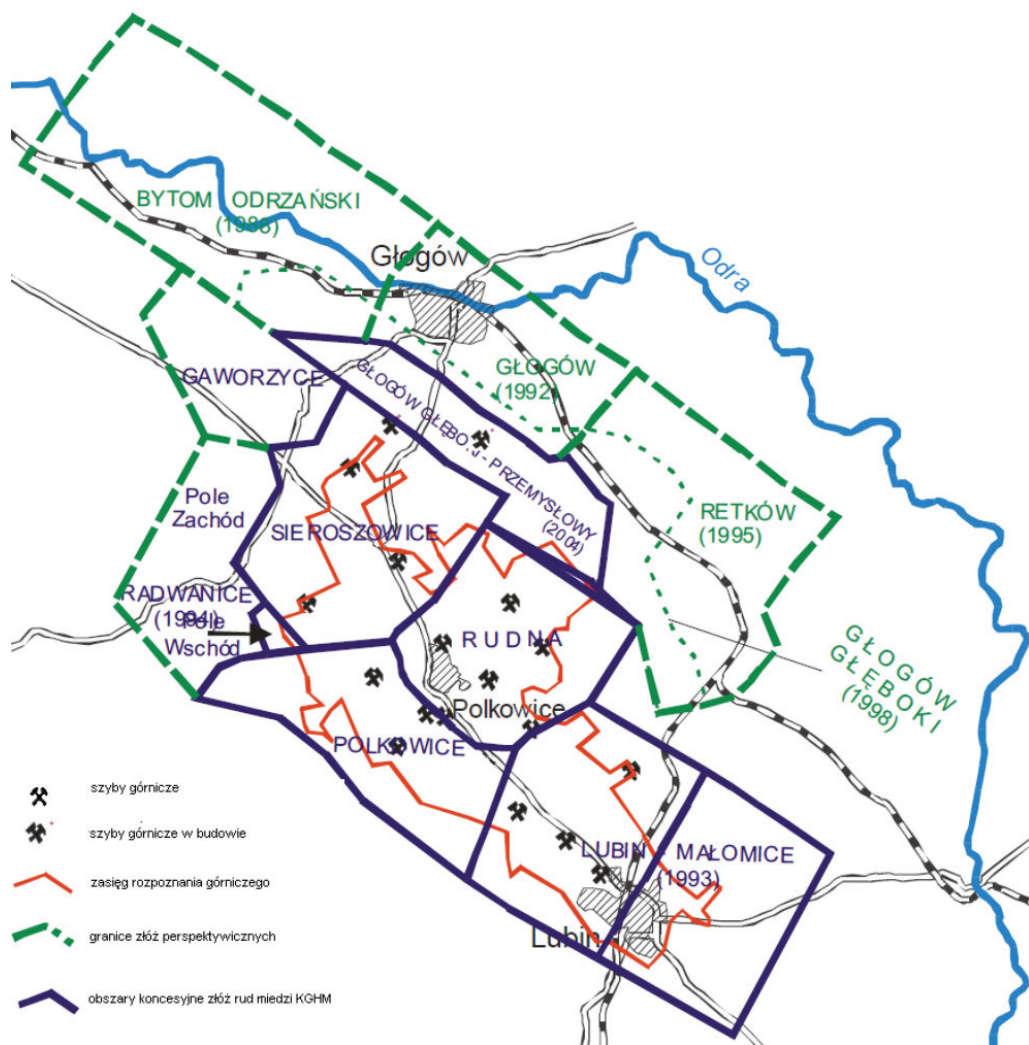
Tabela 1.2. Sposoby wybierania złoża i kierowania stropem oraz kontroli przestrzeni roboczej i zrobów [148]

Sposoby wybierania złoża		Sposoby kierowania stropem i kontroli przestrzeni roboczej oraz zrobów
W poziomie	W pionie	We wszystkich przypadkach strop i/lub ociosy w przestrzeni roboczej wzmocnione są obudową kotwiovą lub kotwiovą i linową w przypadku grubych złóż.
Jednoetapowy	Wybierania selektywne lub na całą wysokość furty: <ul style="list-style-type: none"> • miąższość złoża $\leq 1,6$ m. 	1. Filary technologiczne i resztkowe w przestrzeni roboczej. 2. Sposób kontroli zrobów: <ul style="list-style-type: none"> • ugięcie stropu z samoczynnym zawałem.
	Na jedną warstwę: <ul style="list-style-type: none"> • miąższość złoża ≤ 5 m. 	1. Filary technologiczne i resztkowe w przestrzeni roboczej 2. Sposób kontroli zrobów: <ul style="list-style-type: none"> • technologiczny zawał stropu, • ugięcie stropu z samoczynnym zawałem, • podsadzka hydrauliczna w filarach ochronnych.
Dwuetapowy	Na dwie lub więcej warstw od góry do dołu: <ul style="list-style-type: none"> • miąższość złoża > 5 m. <p>Strop wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych usytuowany jest zawsze w skałach bardziej zwięzłych.</p>	1. Filary technologiczne i resztkowe w przestrzeni roboczej 2. Sposób kontroli zrobów: <ol style="list-style-type: none"> ugięcie stropu z samoczynnym zawałem: <ul style="list-style-type: none"> • miąższość złoża ≤ 7 m • w przypadku lokalnego wybierania złoża o miąższości od 7 do 10 m pustkę należy wypełnić skałą płonną do wysokości najmniej 7 m, licząc od stropu wyrobisk. podsadzka hydrauliczna: <ul style="list-style-type: none"> • w filarach ochronnych, • miąższość złoża > 7 m.

1.2. Odmiany systemu komorowo-filarowego, znajdujące zastosowanie w LGOM

Złoże rud miedzi na obszarze monokliny przedsudeckiej zostało odkryte w 1957 r., podczas realizacji otworu wiertniczego Sieroszowice IG-1. Badania realizowane pod kierownictwem J. Wyżykowskiego umożliwiły oszacowanie zasobów bilansowych rudy miedzi w ilości 700 mln ton, występujących na obszarze 175 km² Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego (LGOM). Położenie udokumentowanych złóż rud miedzi zaprezentowano na rysunku 1.3.

Eksploatację złoże rud miedzi w LGOM rozpoczęto w 1967 r. systemem ubierkowym z obudową podporową. Wybraną przestrzeń likwidowano podsadzką suchą lub przez zawał skał stropowych [139].

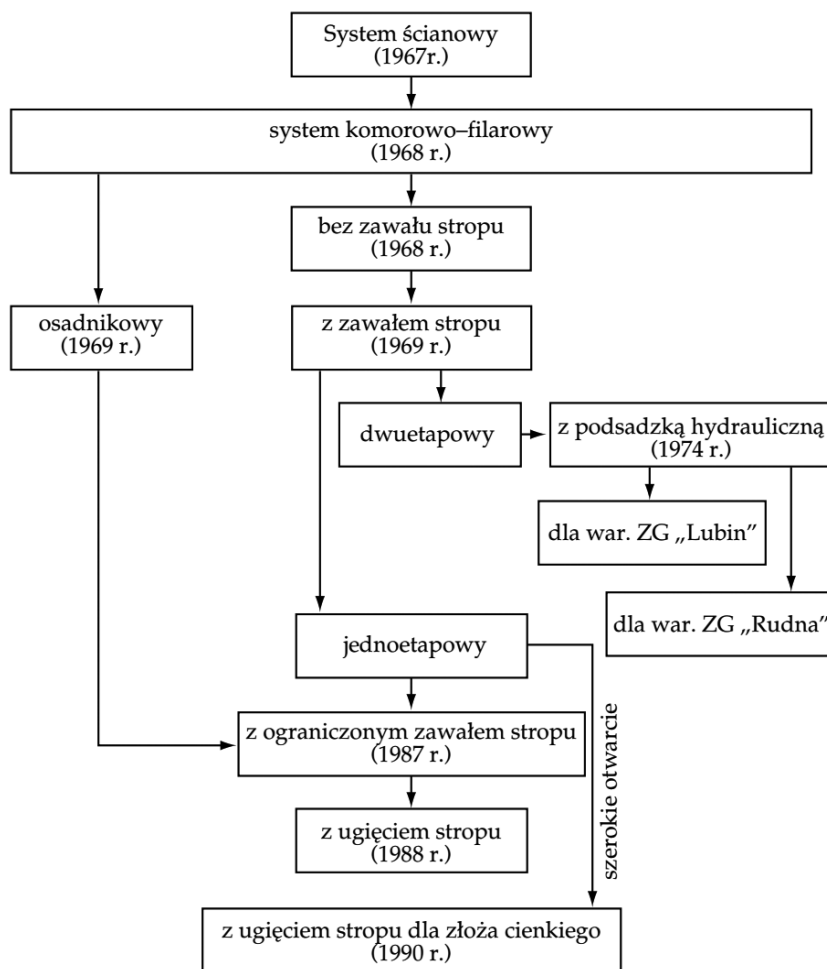


Rys. 1.3. Położenie udokumentowanych złóż rud miedzi na obszarze LGOM [196]

Do odstawy urobku stosowano przenośnik zgrzeblowy, a następnie zgarniaki. Uzyskiwane małe wskaźniki techniczno-ekonomiczne oraz trudności z kierowaniem stropem były przyczyną zastosowania komorowo-filarowego systemu eksploatacji. Techniczne kryteria doboru nowej technologii wybierania złoże wymagały rozwiązania elementów cząstkowych, takich jak [35]:

- sposób kierowania stropem,
- geometria wyrobisk przygotowawczych i eksploatacji,
- rodzaj obudowy,
- sposób urabiania złoży,
- sposób ładowania i odstawy urobku,
- sposób ograniczania zagrożeń od ciśnienia górotworu,
- minimalizacja strat i zubożenia kopaliny.

Ewolucję stosowanych systemów eksploatacji złóż rud miedzi w LGOM od systemu ścianowego do stosowanych obecnie wariantów systemów komorowo-filarowych przedstawiono na rysunku 1.4.



Rys. 1.4. Historia ewolucji systemów eksploatacji w kopalniach rud miedzi LGOM, rozpoczynając od systemu ścianowego wg [34], [36], [147]

Do zabezpieczenia stropu w systemach komorowo-filarowych wykorzystywano obudowę kotwiciową; we wszystkich etapach procesu technologicznego rozpoczęto używanie maszyn samojezdnych. W kopalniach rud występuje zjawisko zubożenia spowodowane mieszaniami rudy i skały pływnej, co wpływa na obniżenie jakości kopaliny oraz pogorszenie efektów ekonomicznych (dodatkowe koszty urabiania skały pływnej lub rudy pozabilansowej, koszty jej przerobu i składowania odpadów). Istotnym wymogiem doboru systemów eksploatacji jest dostosowanie furty eksploatacyjnej do zmieniających się parametrów złoża, a głównie jego miąższości. Wymóg ten ma ścisły związek z możliwością zastosowania odpowiednich maszyn górniczych. Ważny wpływ na wybór systemu ma zagrożenie tapaniami. Stąd też wypływa konieczność bieżącej modyfikacji lub tworzenia nowych rozwiązań systemów eksploatacji, w których uwzględnia się najnowsze osiągnięcia w zakresie postępu technicznego i metod zwalczania zagrożeń tapaniami [147].

W okresie ponad pięćdziesięciu lat eksploatacji złoża miedzi w LGOM wdrożono ponad 45 odmian komorowo-filarowego systemu eksploatacji (rys. 1.5). Po wprowadzeniu eksploatacji z ugięciem stropu stwierdzono istotny spadek ilości energii wyzwalanej przez górotwór (o 35%), ograniczenie liczby zjawisk w caliznie przed linią frontu oraz łagodny przebieg konwergencji w komorach eksploatacyjnych od calizny do linii likwidacji, co wskazywało na odciążenie calizny złoża w wyniku uzyskania przez warstwy stropowe ciągłego podparcia w przestrzeni zlikwidowanej [35].

Przy prowadzeniu eksploatacji z ugięciem stropu w złożu rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej powinny być spełnione następujące warunki [219]:

- sposób upodatnienia krawędzi calizny robotami wybierkowymi powinien zapewniać uzyskiwanie przez filary technologiczne możliwie maksymalnej podporności pozniszczeniowej, w celu uzyskania łagodnego przegięcia stropu w fazie przejścia z nad sztywnej calizny do upodatnionych filarów w przestrzeni roboczej,
- otwarcie przestrzeni roboczej powinno być uzależnione od wytrzymałości skał furty eksploatacyjnej i wytrzymałości skał otaczających, a wielkość filarów technologicznych, w każdym etapie wybierania złoża, powinna zapewniać niezbędną podporność pozniszczeniową dla zachowania łagodnej krzywizny uginających się warstw stropowych oraz podatność niepowodującą ścinania uławicznego stropu bezpośredniego wzdłuż krawędzi filarów,
- wielkość filarów resztkowych pozostawianych w zrobach powinna być uzależniona od wytrzymałości pozniszczeniowej skał furty³ eksploatacyjnej oraz parametrów wytrzymałościowych skał stropowych i spągowych w taki sposób, aby nie występowało nadmierne przegięcie uginającego się stropu na linii zrobów lub zahamowanie procesu zaciskania przestrzeni wybranej,

³ Furta – część złoża obejmująca grupę warstw lub cienkich pokładów rudy, w której prowadzone jest wybieranie [66].

- sposób wybierania przyzrobowych filarów technologicznych powinien być uzależniony od lokalnych warunków geologiczno-górnictwowych, a powierzchnia filarów resztkowych (po uwzględnieniu wytrzymałości pozniszczeniowej skał furty eksploatacyjnej i ich smukłości) nie powinna być większa od powierzchni ustalonej na podstawie normatywnej wielkości strat eksploatacyjnych w określonym przedziale miąższości,
- w przypadkach lokalnego wybierania ograniczonej powierzchni złoża o miąższości od 7 do 10 m zwiększoną pustkę zrobów należy równomiernie wypełnić skałą płoną do wysokości co najmniej 7 m, licząc od stropu wyrobisk,
- dla pozyskania łagodnego osiadania oraz ugięcia stropu podczas wybierania pól wzdłuż starych zrobów i w otoczeniu calizn zaleca się stosowanie bardzo długich frontów eksploatacyjnych (długości co najmniej 400–450 m),

Symbole oznaczeń odmian komorowo-filarowego systemu eksploatacji użyte na rysunku 1.5 zostały zebrane poniżej [36], a ich opis przedstawiono w tabeli 1.3.

J-2	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami o przekroju kwadratowym 5,0–7,0 × 5,0–7,0 m,
JG-2	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami o przekroju kwadratowym 7–10 × 7–10 m,
J-3	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami o przekroju prostokątnym 5–7 × 16 m,
JG-3	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z zawałem stropu i filarami o przekroju prostokątnym 5–10 × 16 m,
J-3S	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami o przekroju prostokątnym 7–10 × 16 m,
J-S	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami 12–16 × 16–18 m,
J-F	– jednoetapowy z zawałem stropu i filarami o zróżnicowanych wymiarach,
J-T	– jednoetapowy z zawałem stropu dla warunków występowania na froncie wybierkowym skał o zróżnicowanej wytrzymałości,
J-R	– jednoetapowy z zawałem stropu i rozdzielczym wybieraniem złoża,
J-Z	– jednoetapowy z ograniczonym zawałem stropu,
J-O	– jednoetapowy z zawałem stropu i szerokim otwarciem przestrzeni roboczej,
J-P	– jednoetapowy z zawałem stropu i dodatkowym pasem ubierkowym,
J-Sp	– jednoetapowy z zawałem stropu i zmodyfikowanym usytuowaniem filarów technologicznych,
J-Du	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z utwierdzeniem filarów resztkowych skałą płoną,
J-Zk	– jednoetapowy z aktywnym wykorzystaniem skały płonnej,
RUDNA-10z	– dwuetapowy, dwuwarstwowy z zawałem stropu,
RUDNA-11	– dwuetapowy z zawałem stropu i możliwością lokowania skały płonnej w przestrzeni wybranej,
D-2	– dwuetapowy z zawałem stropu,
D-2R	– dwuetapowy z zawałem stropu i ograniczonym wyprzedzeniem rozcięciem pierwszego etapu,
D-P	– dwuetapowy z podsadzką hydrauliczną,
UZG	– dwuetapowy, dwuwarstwowy ubierkowo-zabierkowy z podsadzką hydrauliczną,
L-1	– dwuetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną,
LUBIN-1	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną (zmodyfikowany na bazie L-1),
RUDNA-1	– dwuetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną,
RUDNA-4	– dwuetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną,
RUDNA-5	– dwuetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną,
RUDNA-7	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną dla warunków występowania w złożu skał silnie skłónych do tępai,

RUDNA-8	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną dla warunków występowania zmiennej stateczności stropu,
J-3S/PH	– jednoetapowy z podsadzką hydrauliczną dla złóż średniej i dużej miąższości,
R-OC/PH	– jednoetapowy z odtwarzaniem calizny materiałem podsadzkowym dla złóż średniej i dużej miąższości,
R-C/PH	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z częściową likwidacją wybranej przestrzeni podsadzką hydrauliczną,
OSADNIKOWY	– jednoetapowy bez likwidacji przestrzeni wybranej,
R-UO	– jednoetapowy z upodatnieniem złoża i dodatkową ochroną stropu,
R-UO/FO	– jednoetapowy z ugięciem stropu dla warunków upodatnienia i likwidacji filarów oporowych,
R-UO/H	– jednoetapowy z ugięciem stropu dla rejonów o szczególnie trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych,
RUDNA-6	– jednoetapowy, dwuwarstwowy z likwidacją dolnej warstwy podsadzką suchą,
J-UG	– jednoetapowy z ugięciem stropu,
J-UGN	– jednoetapowy z ugięciem stropu dla złoża o zwiększonym nachyleniu,
J-UGZ	– jednoetapowy z ugięciem stropu dla pól zamykających,
J-UGK	– jednoetapowy z lokowaniem skały płonnej w przestrzeni wybranej i ugięciem stropu,
S-4	– dwuetapowy z ugięciem stropu,
J-UG-PS	– jednoetapowy z ugięciem stropu,
J-UGO-PS	– jednoetapowy z ugięciem stropu dla filarów oporowych,
J-UGR-PS	– jednoetapowy z ugięciem stropu i ruchowym filarem zamykającym.

W latach osiemdziesiątych XX wieku podejmowano próby eksploatacji filarów oporowych, pozostawionych dla ochrony głównych wyrobisk transportowo-wentylacyjnych. Na górnicze warunki eksploatacji każdego filara oporowego mają wpływ następujące parametry [35]:

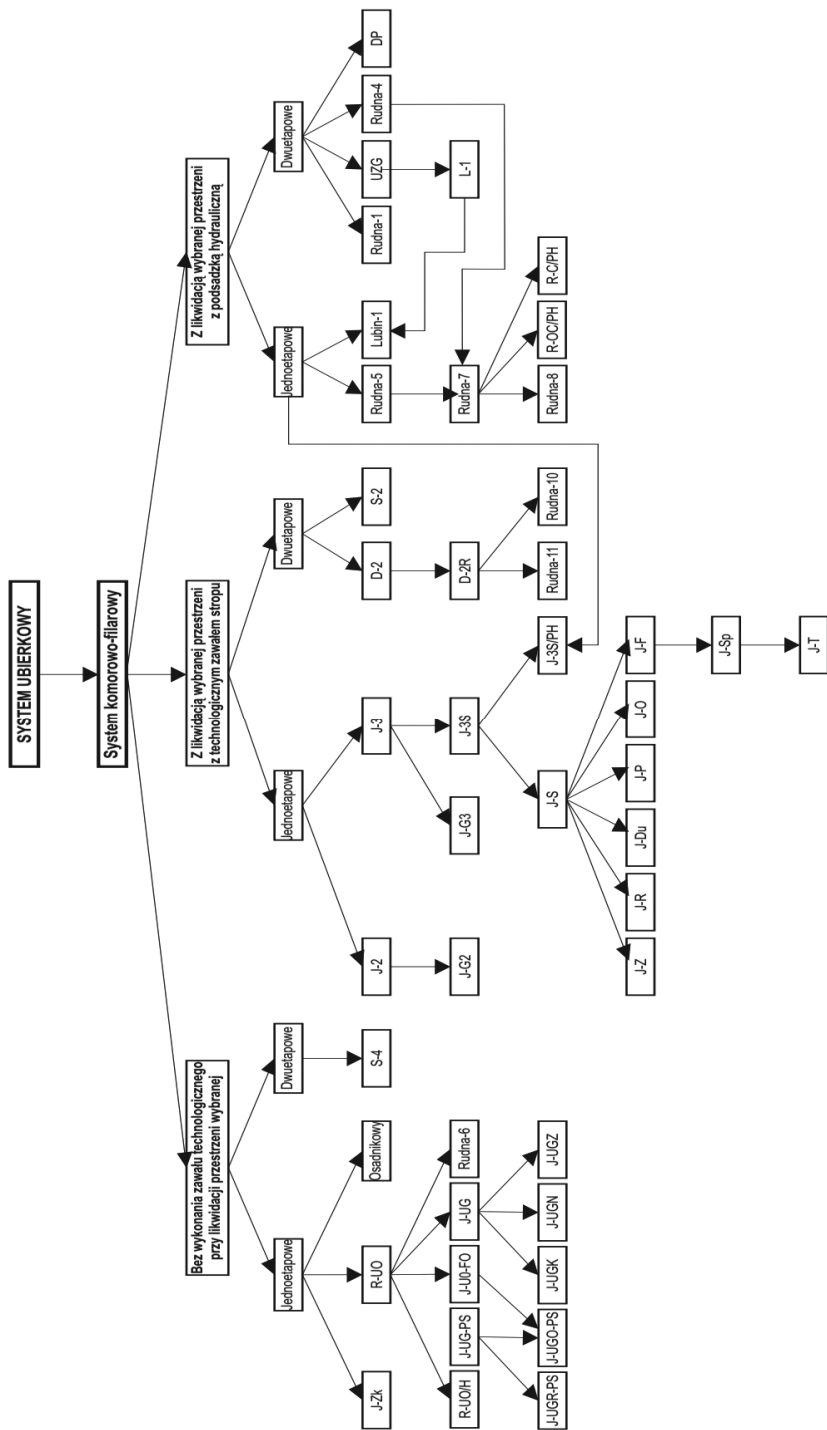
- budowa litograficzna i parametry wytrzymałościowe skał górotworu,
- szerokość filara oporowego i szerokości calizn cząstkowych w filarze,
- głębokość eksploatacji.

Próby eksploatacji filarów oporowych znanymi wówczas metodami doprowadziły do występowania licznych tąpnięć, na podstawie zebranych doświadczeń opracowano jednak oddzielne systemy do eksploatacji filarów oporowych: R-UO/FO, J-UGO-PS i J-UGK [35], [72], [1], [125].

W przypadkach występowania istotnych ograniczeń postępu frontu wynikających z istniejącej sytuacji geologiczno-górnictwowej możliwe jest [37, 151]:

- odtworzenie linii frontu w odległości znajdującej się poza strefą wzmożonych ciśnień i rozcięcie złoża w kierunku zrobów i strefy upodatnionej,
- pozostawienie resztki w formie filara stabilizującego i kontynuowanie eksploatacji na zasadniczym kierunku.

Innym istotnym problemem podczas eksploatacji złoża rud miedzi o małej miąższości są występujące strefy negatywne (bezzłożowe). Przechodzenie tych stref frontem eksploatacyjnym jest bowiem nieracjonalne ze względów ekonomicznych.



Rys. 1.5. Ewolucja systemów eksploatacji złoża rud miedzi w KGHM Polska Miedź S.A. [36]

Odejście od likwidacji przestrzeni wybranej przez wykonywanie technologicznego zawału stropu oraz od systemów dwuetapowych ogranicza do około 20 liczbę stosowanych obecnie w LGOM odmian komorowo-filarowego systemu eksploatacji. Katalog systemów eksploatacji złóż rud miedzi dla kopalń KGHM Polska S.A. z 2007 r. [150] wymienia 22 możliwości do zastosowania odmian.

Pozyskiwanie urobku w systemach z ugięciem stropu, poza fazami rozcinki i likwidacji, odbywa się dodatkowo przez tzw. „przebierki” filarów i spągów. Przebierki dokonuje ładowarka, zbierając na łyżkę luźny i łatwy do odspojenia urobek – osiadające stropy naciągają w ciągły sposób na filary technologiczne, powodując ich kruszenie. Przebierka realizowana jest więc pomiędzy fazami rozcinki i likwidacji. Można oszacować, na podstawie dostępnych informacji [201], że uzyskuje się w ten sposób około 10% całości urobku z oddziały górniczego.

Tabela 1.3. Charakterystyka odmian systemu komorowo-filarowego [36]

Lp.*	Nazwa systemu	Symbol	Sposób likwidacji pustki eksploatacyjnej	Miąższość złoża [m]	Wymiary filarów [m × m]	Usytuowanie dłuższej osi filarów względem linii frontu	Otwarcie przestrzeni roboczej [m]	Upad [deg]
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o wymiarach 5,0–7,0 × 5,0–7,0 m	J-2	zawał stropu	do 5,0	5,0–7,0 × 5,0–7,0	–	do 39	nie większy niż 8
2	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o wymiarach 5,0–7,0 × 16 m	J-3	zawał stropu	do 5,0	5,0–7,0 × 16,0	równoległe	do 46	do 8
3	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o wymiarach 12,0–16,0 × 16,0–18,0 m	J-S	zawał stropu	do 5,0	12,0–16,0 × 16,0–18,0	równoległe	do 72	do 8
4	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o wymiarach 7,0–10,0 × 16,0 m	J-3S	zawał stropu	do 5,0	7,0–10,0 × 16,0	równoległe	do 39	do 8
5	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o wymiarach 7,0–10,0 × 7,0–10,0 m	JG-2	zawał stropu	do 5,0	7,0–10,0 × 7,0–10,0	–	do 42	do 8
6	System komorowo-filarowy jednoetapowy dwuwarstwowy z zawałem stropu	JG-3	zawał stropu	do 7,0	Zgodnie z przyjętym w warstwie górnej znanym systemem	równoległe	do 49	do 8
7	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z filarami o zróżnicowanych wymiarach	J-F	zawał stropu	do 5,0	5,0–10,0 × 7,0–38,0	równoległe	do 53	do 8

1	2	3	4	5	6	7	8	9
8	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu w warunkach występowania na froncie wybierkowym o zróżnicowanej wytrzymałości	J-T	zawał stropu	do 5,0	5,0–10,0 × 16,0–26,0	równoległe prostopadłe	do 64 do 90	do 8
9	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z rozdzielczym wybieraniem złoża	J-R	zawał stropu	do 5,0	5,0–10,0 × 16,0–38,0	równoległe	od 33	do 8
10	System komorowo-filarowy jednoetapowy z ograniczonym zawałem stropu	J-Z	zawał stropu	do 3,5	6,0–9,0 × 10,0–16,0	równoległe	od 48	do 6
11	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z szerokim otwarciem frontu	J-O	ograniczony zawał stropu	do 5,0	5,0–10,0 × 5,0–16,0	równoległe prostopadłe	od 55 od 55	do 6
12	System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu z dodatkowym pasem ubierkowym	J-P	zawał stropu	2,0–5,0	Wariant I: 8,0–14,0 × 18,0–25,0 Wariant II: 8,0–14,0 × 13,0–15,0	prostopadłe prostopadłe	od 72 od 57	
13	System komorowo-filarowy dwuetapowy z podsadzką hydrauliczną	D-P	podszadzka hydrauliczna	do 5,0	Wariant I: 20,0–40,0 × 40,0–60,0 Wariant II: 20,0–40,0 × 4,0	prostopadłe równoległe	rozcinka nieograniczona do 20	do 8
14	System komorowo-filarowy dwuetapowy z podsadzką hydrauliczną LUBIN	L-1	podszadzka hydrauliczna	5,0–16,0	Etap I: 50,0–60,0 × 62,0 Etap II: 22,0–27,0 × 11,0	prostopadłe równoległe	rozcinka nieograniczona do 34	do 8
15	System komorowo-filarowy dwuetapowy z podsadzką hydrauliczną RUDNA-4	RG-4	podszadzka hydrauliczna	10,0–15,0	Etap I: 26,0–30,0 × 61,0 Etap II: 10,0×24,0 – 28,0	prostopadłe równoległe	rozcinka nieograniczona do 17	do 8
16	System komorowo-filarowy dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną RUDNA-5	RG-5	podszadzka hydrauliczna	10,0–15,0	Warstwa górna: 10,5 × 28,0 Warstwa dolna: Zabierka 15,5	równoległe równoległe	od 35	do 8
17	System komorowo-filarowy z zawałem stropu z możliwością lokowania skały płonnej w zrobach RUDNA-11	RG-11	zawał stropu	do 5,0	Faza I: 17,0 × 17,0 Faza II: 5,0 × 17,0	równoległe równoległe	do 69	do 6
18	System zabierkowy z zawałem stropu	S-2	zawał stropu	do 5,0	15,0–18,0 × 40,0–120,0	prostopadłe równoległe	do 252 do 20	do 8
19	System ubierkowo-zabierkowy dwuetapowy dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną	UZG	podszadzka hydrauliczna	5,0–10,0	Etap I: 44,0–66,0 ×24,0–44,0 Etap II: zabierki o szer. 10,0	prostopadłe równoległe	do 144	do 6

1	2	3	4	5	6	7	8	9
20	System zabierkowy poprzeczny i podłużny z zawałem stropu	Zab	zawał stropu	do 3,0	zabierki o szer. 5,0	–		do 30
21	System komorowo-filarowy z zawałem stropu i zmodyfikowanym usytuowaniem filarów podporowych	J-Sp	zawał stropu	do 6,0	6,0–10,0 × 12,0–28	prostopadłe	od 54	do 6
22	System komorowo-filarowy dwuwarstwowy z utwierdzeniem filarów reszkowych skałą płoną	J-Du	zawał oraz częściowe podsadzanie kamieniem	do 2,5	6,0–9,0 × 10,0–16,0	równoległe	od 48	do 6
23	System komorowo-filarowy z aktywnym wykorzystaniem skały płonnej	J-Zk	podsadzanie skałą płoną	do 3,5	6,0–10,0 × 10,0–16,0	prostopadłe równoległe	od 60 od 90	do 6
24	System komorowo-filarowy dwuetapowy dwuwarstwowy z podsadzką hydrauliczną RUDNA-1	R-1	podsadzka hydrauliczna	do 10,0	Etap I: 22,0–28,0 × 24,0–32,0 Etap II: 8,0–10,0 × 8,0–12,0	równoległe równoległe	do 96	do 8
25	System komorowo-filarowy z upodatkowaniem złoża i dodatkową ochroną stropu	R-UO	ugięcie stropu	od 3,5 do 7,0	7,0–10,0 × 8,0–38,0	prostopadłe równoległe	od 49 od 46	do 8
26	System komorowo-filarowy jednoetapowy z odtwarzaniem calizny materiałem podsadzkowym	R-OC/PH	podsadzka hydrauliczna	od 4,0 do 15,0	Etap I: 7,0–9,0 × 25,0–30,0 Etap II: ploty reszkowe	prostopadłe	od 68	do 8
27	System komorowo-filarowy z częściową likwidacją wybranej przestrzeni materiałem podsadzkowym	R-C/PH	podsadzka hydrauliczna i ugięcie stropu	od 10,0 do 15,0	Filary technologiczne: 8,0–12,0 × 24,0–35,0 Filary reszkowe: o średnicy 4,0–6,0	prostopadłe	od 68	do 8
28	System komorowo-filarowy z likwidacją dolnej warstwy podsadzką suchą RUDNA-6	RG-6	podsadzka niepełna, sucha oraz hydrauliczna	do 15,0	8,0–12,0 × 16,0–38,0	prostopadłe	od 78	do 8
29	System komorowo-filarowy z podsadzką hydrauliczną dla złóż średnich i grubych	J-3S/PH	podsadzka hydrauliczna	do 15,0	7,0–9,0 × 16,0–38,0	prostopadłe prostopadłe	od 54 od 104	do 8
30	System komorowo-filarowy z podsadzką hydrauliczną dla warunków występowania w złożu skał silnie skłonnych do tępai RUDNA-7	RG-7	podsadzka hydrauliczna	do 15,0	7,0–9,0 × 16,0–38,0	prostopadłe	od 50	do 8
31	System komorowo-filarowy z podsadzką hydrauliczną dla warunków występowania zmiennej stateczności stropu RUDNA-8	RG-8	podsadzka hydrauliczna lub sucha	do 15,0	7,0–9,0 × 16,0–38,0	prostopadłe	od 54	do 8

1	2	3	4	5	6	7	8	9
32	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla rejonów szczególnie trudnych warunkach geologiczno-górnicyznych	R-UO/H	ugięcie stropu	do 7,0	7,0–10,0 × 6,0–38,0	równoległe prostopadłe	rozcinka nieograniczona	do 8
33	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla warunków upodatniania i likwidacji filarów oporowych	R-UO/FO	ugięcie stropu	do 7,0	7,0–10,0 × 6,0–38,0	prostopadłe	rozcinka nieograniczona	do 8
34	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu	J-UG-PS	ugięcie stropu	do 4,5 lokalnie do 6,0	6,0–9,0 × 8,0–16,0 lub w złożu poniżej 3,0m 5,0–8,0 × 6,0–12,0	prostopadłe prostopadłe	od 50 od 42	do 8
35	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla filarów oporowych	J-UGO-PS	ugięcie stropu	do 4,5 lokalnie do 6,0	6,0–12,0 × 10,0–30,0	prostopadłe	rozcinka nieograniczona	do 8
36	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu i ruchowym filarem zamykającym	J-UGR-PS	ugięcie stropu	do 4,5 lokalnie do 6,0	5,0–9,0 × 6,0–16,0	prostopadłe	od 42	do 8
37	System komorowo-filarowy z podsadzką hydrauliczną	D-P	podsadzka hydrauliczna	do 7,0	Faza I: 20,0–40,0 × 40,0–60,0 Faza II: 4,0–6,0 × 20,0–40,0	prostopadłe równoległe	rozcinka nieograniczona	do 8
38	Zmodyfikowany system komorowo-filarowy z podsadzką hydrauliczną	LUBIN 1	podsadzka hydrauliczna /ugięcie stropu	do 16,0	9,0 × 25,0–35,0	równoległe	od 85 do 136	do 8
39	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu	J-UG	ugięcie stropu	do 7,0	6,0–10,0 × 10,0–20,0	równoległe	od 58	do 8
40	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla złoża o zwiększonym nachyleniu	J-UGN	ugięcie stropu	do 7,0	6,0–10,0 × 16,0–30,0	równoległe do rozciągłości złoża	od 74	8–16
41	System komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla pól zamykających	J-UGZ	ugięcie stropu	do 7,0	8,0–10,0 × 14,0–20,0	prostopadłe	rozcinka nieograniczona	do 8
42	System komorowo-filarowy z lokowaniem skały płonnej i ugięciem stropu	J-UGK	ugięcie stropu	do 7,0	6,0–10,0 × 10,0– 20,0	prostopadłe	od 58	do 8
43	System komorowo-filarowy dwuetapowy z zawałem stropu	D-2	zawał stropu	do 5,0	Etap I: 38,0 × 59,0 Etap II: 7,0 × 16,0	prostopadłe równoległe	rozcinka nieograniczona	do 6
44	System komorowo-filarowy dwuetapowy z zawałem stropu z ograniczonym wyprzedzeniem rozcinką	D-2R	zawał stropu	do 5,0	Etap I: 38,0 × 59,0 Etap II: 7,0 × 16,0	prostopadłe równoległe	do 130 do 26	do 6
45	System komorowo-filarowy jednoetapowy z elastycznym ugięciem stropu	S-4	ugięcie stropu na filarach resztkowych i podsadzce suchej	do 5,0	Etap I: 10,0–12,0 × 38,0–42,0 Etap II: Faza I: 10,0–12,0 × 16,0–8,0 Faza II: 5,0–6,0 × 10,0–12,0	równoległe równoległe prostopadłe	do 34	do 6

* W spisie odmian systemów komorowo-filarowych pominięto systemy stosowane lokalnie oraz niestosowane w praktyce, a opisane w dostępnej literaturze.

Podstawowymi czynnikami doboru systemów komorowo-filarowych jest miąższość złoże i skrępowanie eksploatacji [35]. Szczegółowy dobór geometrii filarów technologicznych powinien być dokonany na podstawie lokalnych parametrów wytrzymałościowych skał furty eksploatacyjnej i skał stropowych oraz oceny potencjalnego zagrożenia tąpnięciami – tabela 1.4.

Tabela 1.4. Dobór odmiany komorowo-filarowego systemu eksploatacji wg kryteriów technicznych [35]

Lp.	Miąższość złoże [m]	Skrępowanie eksploatacji filarami	Odmiana systemu komorowo-filarowego
1	do 3,5	poza filarami ochronnymi	J-UGR-PS J-UG-PS lub J-UG J-Zk lub J-Du lub J-UGK
2	od 3,5 do 7,0	poza filarami ochronnymi	R-UO lub J-UG lub J-UGR-PS RG-6 lub J-UGk R-UO/H
		w filarach ochronnych	R-OC/PH J-3S/PH lub D-P RG-7 lub RG-8
		w filarach oporowych	R-UO/FO J-UGZ J-UGO-PS
3	powyżej 7,0	poza filarami ochronnymi	R-UO (lokalne dla miąższości do 10 m) RG-6 lub RG-8 R-C/PH lub Lubin 1 lub RG-7
		w filarach ochronnych	R-OC/PH J-3S/PH RG-7

W perspektywie pogarszające się wraz z głębokością zalegania złoże rud miedzi warunki górnicze oraz wzrost zubożenia rudy, szczególnie w eksploatacji cienkich złóż techniką tradycyjną z wykorzystaniem materiałów wybuchowych, wymuszają poszukiwanie nowych, bardziej efektywnych technologii eksploatacji złóż rud miedzi w LGOM. Jednym z takich kierunków może być mechaniczne urabianie skał [71].

Konieczność zachowania wymogów bezpieczeństwa pracy podczas eksploatacji złóż w pogarszających się warunkach górniczych wymusza podejmowanie prób urabiania z wykorzystaniem różnego rodzaju kombajnów. Działania w tym kierunku prowadzone są dwutorowo [199]:

- zastosowanie kombajnów chodnikowych do wykonywania wyrobisk przygotowawczych, również z autonomicznym wspomaganie sterowania [75],
- wykorzystanie kombajnów ścianowych do urabiania calizny w cienkim złoże na froncie wydobywczym.

Inną drogą rozwoju są rozwijane obecnie autonomiczne ładowarki, umożliwiające wysoką wydajność bezzałogowego działania, dla których można wyróżnić dwa różne sposoby ich pracy [113]:

- autonomiczna nawigacja stosowana w środowiskach statycznych, gdzie ładowarki są wielokrotnie kierowane wzdłuż tych samych ścieżek przez dłuższy czas. Reaktywna nawigacja oparta jest na logice rozmytej, rozszerzonej o algorytmy wykrywania cech dla obserwacji tunelu i lokalizacji topologicznej, na podstawie danych skanera laserowego 2D;
- półautonomiczna nawigacja, w której funkcja autonomii lokalnej na pokładzie maszyny pomaga operatorowi zdalnego sterowania w prowadzeniu pojazdu po ścieżce bez kolizji. Ten tryb jest przeznaczony dla kopalni, w których często zmienia się droga jazdy maszyny.

1.3. Główne operacje górnicze, charakterystyczne dla systemów komorowo-filarowych w LGOM

W przodkach komorowych wszystkie operacje procesu technologicznego są identyczne i powtarzają się w określonej kolejności i odstępach czasu. Mają więc w odniesieniu do pojedynczego przodka charakter cykliczno-szeregowej formy organizacji robót. Ponieważ na froncie wybierkowym jest czynnych jednocześnie kilka/kilkanaście przodków komorowych, w których poszczególne czynności odbywają się w różnym czasie, mamy więc do czynienia z jednoczesnym i ciągłym wykonywaniem wszystkich czynności procesu technologicznego, z wyjątkiem strzelania i wiercenia, które jest wykonywane między zmianami [149].

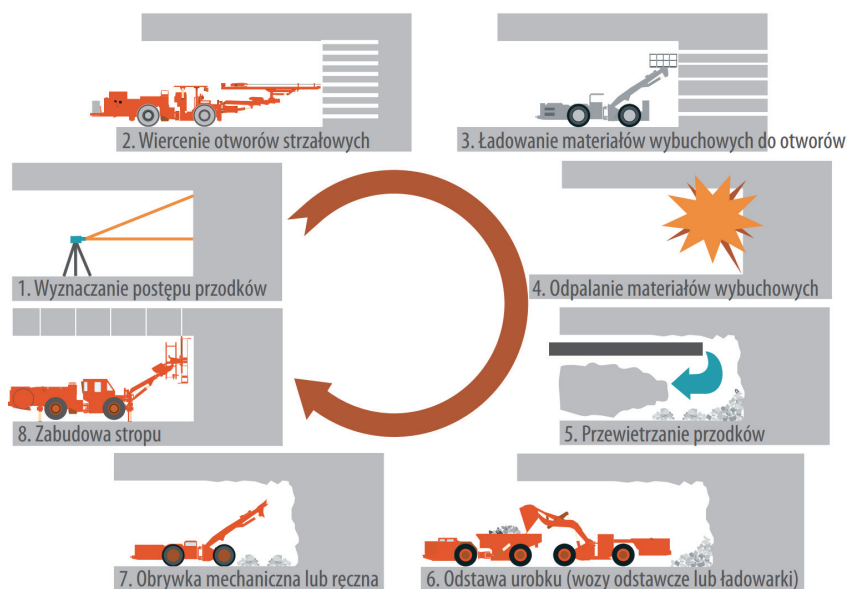
Urabianie skał w górnictwie rud miedzi odbywa się za pomocą technik strzelniczych, zarówno w fazie robót udostępniająco-przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych. O doborze technologii urabiania decydują właściwości skał. Poszczególne warstwy skał złożowych i otoczenia są w różnym stopniu podatne na urabianie techniką strzałową. Można je scharakteryzować następująco [36]:

- łupki odznaczają się najmniejszą wytrzymałością oraz drobno uławioną strukturą i należą do łatwo urabialnych; są wyraźnie rozgraniczone z niżej zalegającym piaskowcem, ich górna granica jest płynnym przejściem w dolomity,
- piaskowce zalegające pod łupkami można zaliczyć do skał trudno urabialnych mimo stosunkowo niskiej wytrzymałości. Piaskowiec jest jednocześnie trudny do wiercenia, gdyż powoduje szybkie zużycie ostrzy narzędzi wiertniczych,
- dolomity w wyższych warstwach stropowych, bardziej wytrzymałe i zwarte, wymagają również materiałów wybuchowych o większej energii podczas drażenia w nich wyrobisk pomocniczych (szybiki, wyrobiska wentylacyjne i transportowe).

W systemie urabiania, wykorzystującym materiały wybuchowe, zadania realizowane są w charakterystycznym zamkniętym cyklu operacji technologicznych:

- wyznaczenie postępu przodków,
- wiercenie otworów strzałowych,

- ładowanie materiałów wybuchowych do otworów,
- odpalanie materiałów wybuchowych,
- przewietrzanie przodków,
- odstawa urobku,
- obrywka mechaniczna lub ręczna,
- zabudowa stropu.



Rys. 1.6. Cykl robót górniczych w przodkach [210]

Po ostatnim kroku cyklu proces rozpoczyna się w przodku „od nowa”, co nie byłoby możliwe bez przeprowadzenia na bieżąco wielu operacji pomocniczych (rys. 1.6):

- dostarczania maszyn górniczych do procesu eksploatacji,
- transportowania ludzi,
- doprowadzania świeżego powietrza (coraz częściej połączone z jego schładzaniem),
- dostarczanie mediów (prąd, woda, środki łączności),
- dostarczania materiałów,
- budowanie i utrzymywanie dróg transportowych.

Wyznaczanie postępu przodków

Przed rozpoczęciem prac w przodku górnik (przodowy pola) przeprowadza kontrolę stanu przodku, w szczególności pod kątem występowania luźnych, odwarstwiających się części skał stropowych, stanowiących bezpośrednie zagrożenie bezpieczeństwa. W trakcie prowadzenia eksploatacji systemami z ugięciem stropu powinny być wykonywane pomiary i obserwacje przejawów ciśnienia górotworu, zgodnie z za-

twierdzoną dokumentacją techniczno-ruchową. Każdorazowo, w warunkach eksploatacji złoża o miąższości większej od 5 m, powinny być prowadzone pomiary i analizy procesu zaciskania wyrobisk eksploatacyjnych [36]. Prowadzenie pomiarów niwelacyjnego osiadania stropu czy rozwarstwień stropu (za pomocą sygnalizatorów rozwarstwień) są ważnym elementem profilaktyki tapaniowej.

Wiercenie otworów strzałowych

Roboty eksploatacyjne prowadzone są z użyciem samojezdnych wozów wiertniczych. Postęp wiercenia pojedynczego otworu 45 mm wynosi około 1,5 m/min, a czas całkowity odwiercania przodka wraz z czynnościami przygotowawczymi i końcowymi wynosi około 1,5 h. Zależnie od stosowanych średnic naboji MW (32, 36 i 50 mm) stosuje się odpowiednie średnice otworów: 41, 45 i 64 mm. Najbardziej istotną częścią odwiertu jest włom⁴ i jest on stosowany najczęściej jako włom klinowy pionowy. Stosowanie włomów klinowych ogranicza zabiór, dlatego też przy tym rodzaju włomowania zabiory odwiercane nie przekraczają w zasadzie 3 m, a uzyskane włomy po strzale mają wymiary około 2,5–2,8 m [36]. Liczba otworów, wraz ze schematem rozmieszczenia, jest ściśle określona w metryce strzałowej urabiania przodka. Znajduje się tam również schemat elektrycznego połączenia zapalarki wraz z zestawieniem stopni opóźnień.

Ładowanie materiałów wybuchowych do otworów

Zróznicowanie właściwości wytrzymałościowych skał w warstwach okruszczowanych i otoczeniu złoża wymaga, aby użyte do urabiania materiały wybuchowe (MW) były dostosowane do skał najtrudniej urabialnych, wymogi te spełniają dynamity (nitrogliceryna, nitroglikol, dwunitrotoluen, trotyl). Ważną cechą dynamitów jest również ich wodoodporność. Sile i skuteczności dynamitów towarzyszą jednak pewne cechy niekorzystne, jak np. stosunkowo duża wrażliwość na bodźce zewnętrzne (możliwość wybuchu od uderzenia lub zapalenia się MW). Mechanizacja ładowania wymaga natomiast materiałów mniej wrażliwych na bodźce zewnętrzne i produkowanych raczej w postaci półpłynnej lub sypkiej. W związku z tym stosowane są materiały amonowo-saletrzone, tzw. amonity skalne. Są to MW proszkowe o zawartości nitroestrów około 10% i saletry amonowej około 80%. Amonity są materiałami znacznie słabszymi od dynamitów, a ponadto mają ograniczoną wodoodporność, co zmniejsza ich przydatność w otworach zawilgoconych. Inną możliwością są różne odmiany MW sypkich, tzw. saletroli, będących mieszaniną saletry amonowej (94–96%) i oleju mineralnego (4–6%), z dodatkiem w niektórych odmianach około 1–2% pyłu aluminiowego. Saletrol ma typowe niedomogi MW amonowo-saletrzanego, a więc zmniejszoną siłę i brak wodoodporności. O jego zastosowaniu przesądziła możliwość mechanicznego łado-

⁴ Włom – wyrwa w caliznie wykonana zwykle robotami strzelniczymi w celu uzyskania większej powierzchni dalszego urabiania.

wania do otworów z użyciem ładownic pneumatycznych. Jest to szczególnie dogodne w przypadku otworów drugich.

Odpalanie materiałów wybuchowych

Do inicjowania ładunków MW w otworach strzałowych stosuje się zapalniki elektryczne. Najpowszechniej stosowane są zapalniki zwłoczne o opóźnieniu 500 ms. Do odpalania przodków wykorzystuje się zapalarki elektryczne o podwyższonym napięciu wyjściowym. Wymogi takie wynikały również z potrzeby równoczesnego odpalania dużej liczby przodków (8–12), ze względu zarówno na koncentrację wydobycia, jak i zagrożenie tapaniami [36].

Przewietrzanie przodków

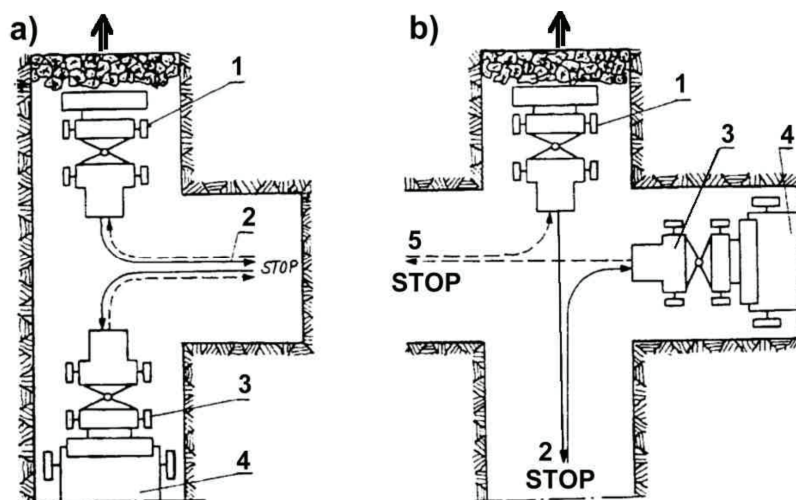
Przewietrzanie frontu eksploatacyjnego odbywa się opływowym prądem świeżego powietrza, rozwiązanie to sprawdza się dobrze w przypadku prostych układów wyrobisk. W szczególnych przypadkach stosuje się wentylację odrębną określoną w dokumentacji techniczno-ruchowej, np. za pomocą wentylacji lutniowej. Celem regulacji w tym przypadku jest uzyskanie pożądanego rozplywu powietrza (za pomocą tam regulacyjnych, wentylatorów wolnostrumieniowych czy zasłon płóciennych) między poszczególne przodki, zmniejszenie ucieczek i zmniejszenie wydatków kierowanych do miejsc, w których nie prowadzi się robót.

Odstawa urobku

Ładunek urobku w przodku przez ładowarkę łyżkową i załadunek na wozy odstawy celem dalszego jego transportu do punktu wysypowego lub przeładunkowego, wymaga specyficznej procedury współpracy pomiędzy tymi dwoma rodzajami maszyn. Ze względu na ograniczone wymiary wyrobisk korytarzowych przeładunek prowadzony jest w prostopadłym skrzyżowaniu najbliższego korytarza. Ładowarka nabiera w przodku urobek, podnosi łyżkę do góry, wycofuje się za skrzyżowanie, na które następnie wjeżdża wóz odstawy. Ograniczona wysokość wyrobiska manewr załadunku wymusza dużą precyzję tego manewru oraz pełną współpracę pomiędzy operatorami maszyn. Po wysypaniu urobku na skrzynię ładunkową wozu odstawy musi ona opuścić skrzyżowanie, aby umożliwić ładowarce ponowny wjazd do przodka po urobek. Jeżeli pełny załadunek wozu odstawy wymaga rozładunku kilku łyżek ładowarki, manewr ten jest powtarzany aż do zapełnienia skrzyni ładunkowej. Następnie załadowany wóz odstawy odjeżdża w kierunku punktu wysypowego, a ładowarka kontynuuje załadunek następnego wozu odstawy. W międzyczasie, gdy następny wóz odstawy nie oczekuje jeszcze na załadunek (nie zdążył wrócić pusty), operator ładowarki zgarnia rozsypany urobek w przodku, na łatwą do nabrania przyzmę.

Schematy przeładunku urobku pomiędzy ładowarką a wozem odstawy przedstawiono na rysunku 1.7, gdzie 1 oznacza ładowarkę, 2 i 5 tor jazdy ładowarki, 3 to

wóz odstawczy ze skrzynią ładunkową 4. Na rysunku 1.7a ukazano procedurę przeładunku urobku podczas wykonywania chodnika w ramach prac przygotowawczych, w przypadku rysunku 1.7b mamy do czynienia z eksploatacją pola wydobywczego.



Rys. 1.7. Schematy przeładunku urobku z zastosowaniem ładowarek na podwoziu oponowym i wozami odstawy [106]

Obrywka mechaniczna lub ręczna

Obrywanie odspojonych brył skalnych odbywa się najczęściej z wykorzystaniem samojezdnej maszyny tzw. obrywaka.

Zabudowa stropu

Wprowadzenie komorowo-filarowych systemów eksploatacji, wymagających m.in. zachowania właściwej geometrii wyrobisk transportowych, przyczyniło się do zastosowania obudowy kotwiowej. Głównym celem kotwienia jest uzyskanie bezpośredniego wzmocnienia skał otaczających wyrobisko górnicze, przez sztuczne wytworzenie naprężeń ściskających w górotworze oraz przejście przez kotwy naprężeń rozciągających. Uzyskany tym sposobem wzrost wytrzymałości skały powinien być wystarczający do zachowania jej struktury. Obecnie jako podstawowe stosuje się następujące rodzaje kotwi [147]:

- kotwie rozprężne szczękowe stosowane w skałach zwięzłych o średnich i wysokich parametrach wytrzymałościowych,
- kotwie wklejane ładunkiem żywicznym typu RM stosuje się je w górotworze słabo zwięzłym, szczelinowatym, w strefach zaburzeń tektonicznych lub w wyrobiskach wykonywanych w górotworze zwięzłym o długim okresie użytkowania,

- kotwie spoiwowe, na bazie ładunków cementowych, stosowane są w górotworze słabo zwięzłym, szczelinowatym, w strefach zaburzeń tektonicznych lub w wyrobiskach długotrwałych,
- kotwie cierne przeznaczone są do zabezpieczania słabych, cienkoławiconych lub zaburzonych tektonicznie stropów wyrobisk eksploatacyjnych. Szczególnie korzystne jest ich stosowanie w warunkach występowania poziomych przesunięć ławic stropowych oraz w miejscach występowania sił ściskających w stropie.

Proces zabudowy kotwi w kopalniach rud miedzi jest całkowicie zmechanizowany. Do zabudowy kotwi wykorzystuje się samojezdne wozy kotwiące różnych typów. Używane wozy kotwiące dostosowane są do zabudowy kotwi w wyrobiskach o wysokości od 2,3 do 6,0 m. Otwory kotwiowe, zwykle o średnicy \varnothing 38 mm, wiercone są wiertarkami udarowo-obrotowymi. Kotwiarki do zabudowy kotwi wklejanych wyposażone są dodatkowo w urządzenia do pneumatycznego wstrzeliwania ładunków klejowych, natomiast kotwiarki zabudowujące kotwie cierne wyposażone są w specjalny dobijak o dużej energii.

1.4. Prace rozpoznawczo-przygotowawcze

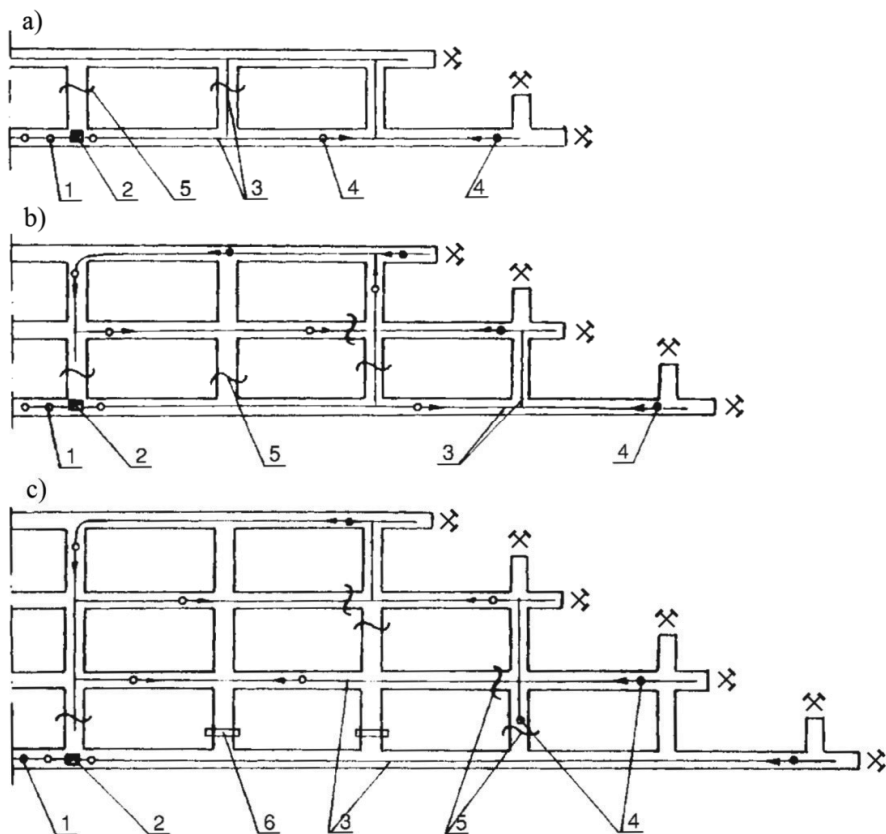
Roboty rozpoznawczo-przygotowawcze prowadzi się na potrzeby racjonalnego zagospodarowania złoża. Są one bardzo istotne dla utrzymania ciągłości produkcji i systematycznego odtwarzania frontów wydobywczych, koniecznych dla zapewnienia planowanej wielkości wydobywania. We wszystkich odmianach stosowanych systemów eksploatacji, przed przystąpieniem do wybierania złoża, należy odpowiednio przygotować pole eksploatacyjne:

- wykonać pewną liczbę wyrobisk przygotowawczych,
- zainstalować odpowiednie maszyny i urządzenia związane z doprowadzeniem energii elektrycznej, wody, podszadzki, zapewnić wentylację i odprowadzenie wody.

Istnieją dwa główne sposoby przygotowania pól eksploatacyjnych [148]:

- z okonturowaniem pola,
- bez okonturowania pola, z tzw. ruchowym filarem zamykającym.

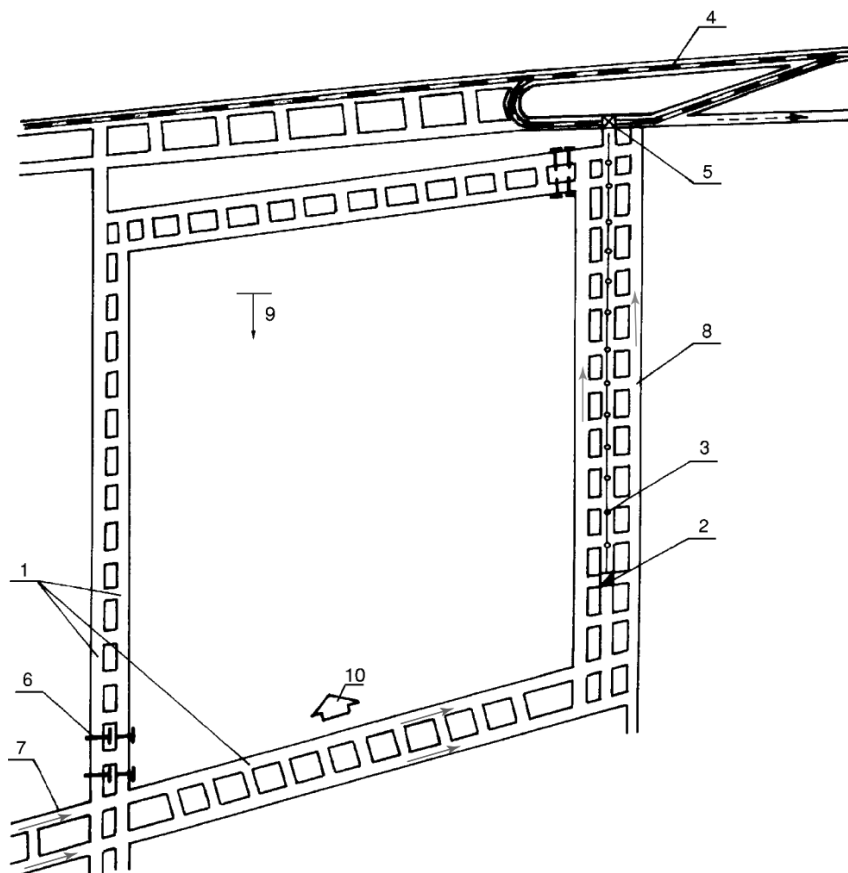
Podstawową zaletą okonturowania złoża jest możliwość równoległego przeprowadzenia rozpoznania geologicznego i geotechnicznego. Dotyczy to w szczególności miąższości i tonażu złoża oraz zawartości procentowej rudy, co ma kluczowe znaczenie podczas planowania i realizacji produkcji. Zaletą jest również łatwiejsze doprowadzenie świeżego powietrza do przestrzeni roboczej, jak również jego schładzanie (w razie wystąpienia takiej potrzeby) [148]. Schemat budowy wyrobisk w wiązkę konturującą prezentuje rysunek 1.8.



Rys. 1.8. Schemat układu drążenia chodników przygotowawczych: a) układ dwóch chodników równoległych, b) układ trzech chodników równoległych, c) układ czterech chodników równoległych; gdzie: 1 – przenośnik taśmowy, 2 – punkt rozładowy, 3 – drogi odstawy, 4 – odstawa oponowa, 5 – tama regulacyjna, 6 – tama murowana [147]

Rozcięcie złoża wyrobiskami udostępniającymi uzależnione jest od kierunku upadu złoża w granicach obszarów górniczych kopalni oraz przyjętych rozwiązań transportu głównego. Wykonywanie wyrobisk przygotowawczych ma na celu podział złoża na poziomy, piętra i pola eksploatacyjne, a także wykonanie dogodnych dróg dojazdu dla załogi, odstawy urobku, dostawy materiałów i powietrza, najlepiej gdy są prowadzone całkowicie w złożu. Podczas przygotowywania do eksploatacji grubych parceli złoża wyrobiska przygotowawcze wykonuje się w warstwie górnej pod mocnym stropem dolomitowym. Liczba wyrobisk korytarzowych w wiązce wyrobisk udostępniających i przygotowawczych jest wynikiem ich niezbędnych funkcji oraz stosowanych technologii wybierania złoża. Dlatego w kopalniach rud drąży się poziome wyrobiska udostępniające i przygotowawcze w układzie kilkunitkowym. Liczba wyrobisk w wiązce konturującej wynosi od dwóch do czterech, a w wyjątkowych sytuacjach do pięciu [147].

Wyrobiska wielonitkowe umożliwiają doprowadzenie do przestrzeni roboczej dużej ilości powietrza, niezbędnego ze względu na wysoką temperaturę pierwotną skał i stosowane maszyny samojezdne o napędzie spalinowym [35]. Układ podwójnych lub potrójnych wyrobisk korytarzowych jest powszechnie stosowanym układem podczas przygotowywania pól eksploatacyjnych (rys. 1.9).



Rys. 1.9. Schemat przygotowania pola do eksploatacji, gdzie: 1 – wyrobiska przygotowawcze, 2 – punkt rozładunkowy, 3 – przenośnik taśmowy, 4 – transport szynowy, 5 – stacja załadunkowa wozów szynowych, 6 – tama wentylacyjna, 7 – powietrze świeże, 8 – powietrze zużyte, 9 – kierunek upadu warstw, 10 – kierunek eksploatacji [147]

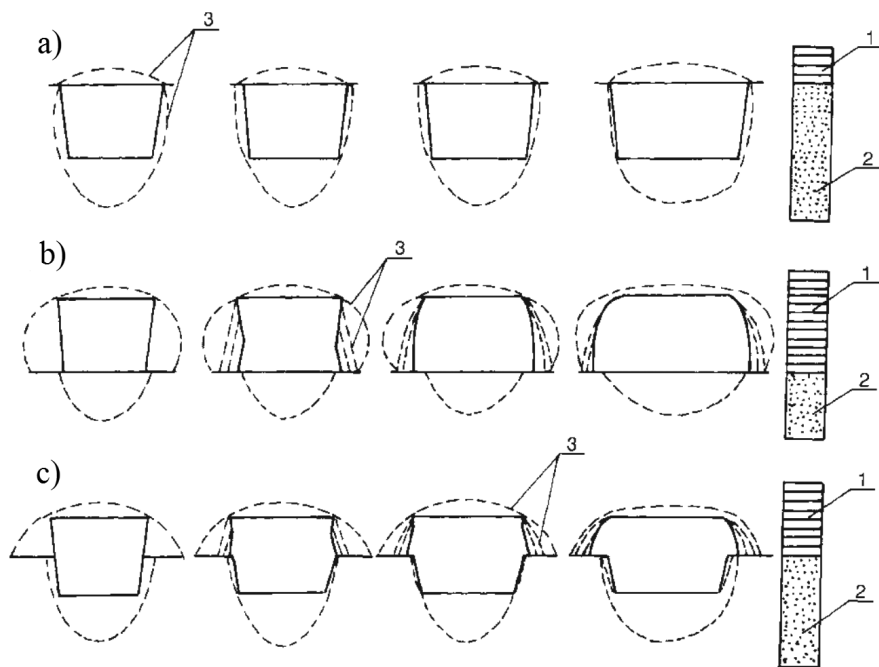
Wyrobiska w wiązce chodników, w miarę postępu ich drażenia, łączone są przecinkami. Przecinki są sukcesywnie otamowywane tamami wentylacyjnymi, w celu uzyskania dopływu świeżego powietrza jak najbliżej przodków. Odległość między przecinkami jest równa i w zależności od warunków wynosi 40–100 m. Odległość między wyrobiskami w wiązce zależna jest również od warunków geologiczno-górnich

wynosi 20–40 m. Wiązki wszystkich poziomych wyrobisk udostępniających chronione są filarami oporowymi.

Charakterystycznymi schematami robót przygotowawczych dla komorowo-filarowego systemu eksploatacji są [147]:

- układ dla frontu poprzecznego prowadzonego po wzniosie w dwóch blokach,
- układ dla frontu podłużnego.

Wielkość przekroju poziomych wyrobisk udostępniających i przygotowawczych podyktowana jest potrzebami wentylacyjnymi oraz wymiarami stosowanych samojedźnych maszyn górniczych. Duża wytrzymałość skał złożowych i stropowych umożliwia utrzymywanie wyrobisk o przekroju do 30 m² przy dopuszczalnej szerokości wyrobiska 7 m i maksymalnej wysokości 4,5 m. Ze względu na różnorodność litologiczną skał złożowych (węglany, łupki, piaskowce) przekroje poprzeczne wyrobisk korytarzowych dostosowywane są do kształtu stref odprężonych w ociosach, co jest prezentowane na rysunku 1.10 [147]. Generalnie wyrobiska korytarzowe drażone są w kształcie odwróconego trapezu, najczęściej o szerokości pod stropem 5–7 m i ociosach odchylonych pod kątem 10°.

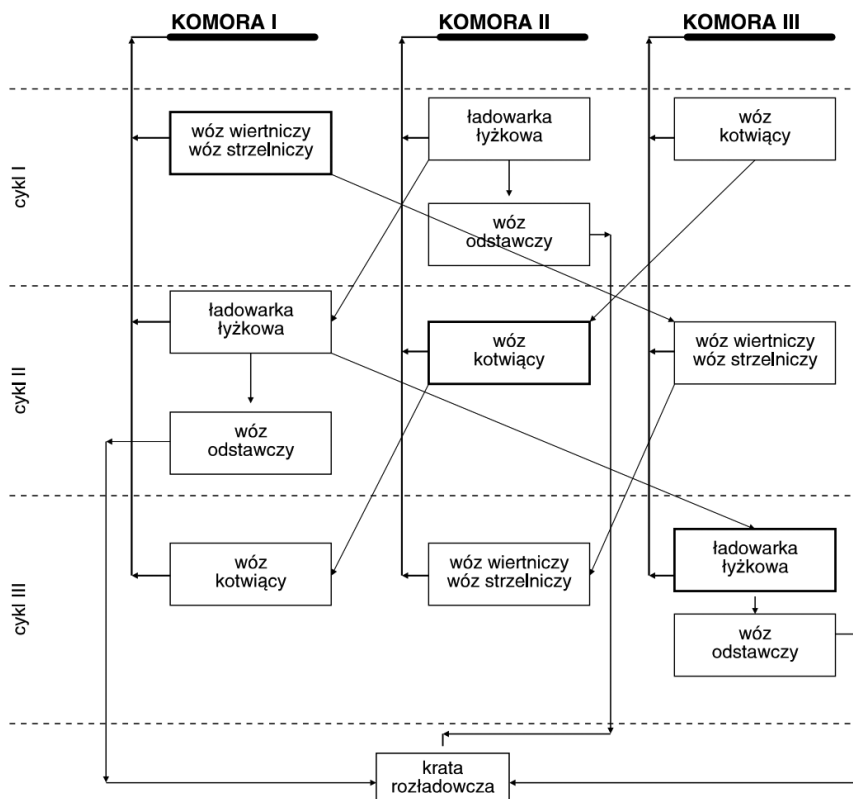


Rys. 1.10. Dostosowywanie kształtu wyrobisk górniczych do budowy litologicznej ociosów:
 a) wyrobisko usytuowane w furcie piaskowcowej, b) wyrobisko usytuowane w furcie dolomitycznej,
 c) wyrobisko usytuowane w furcie piaskowcowo-dolomitowej, gdzie: 1 – skały dolomitowe,
 2 – skały piaskowcowe, 3 – zasięg strefy górotworu odprężonego [147]

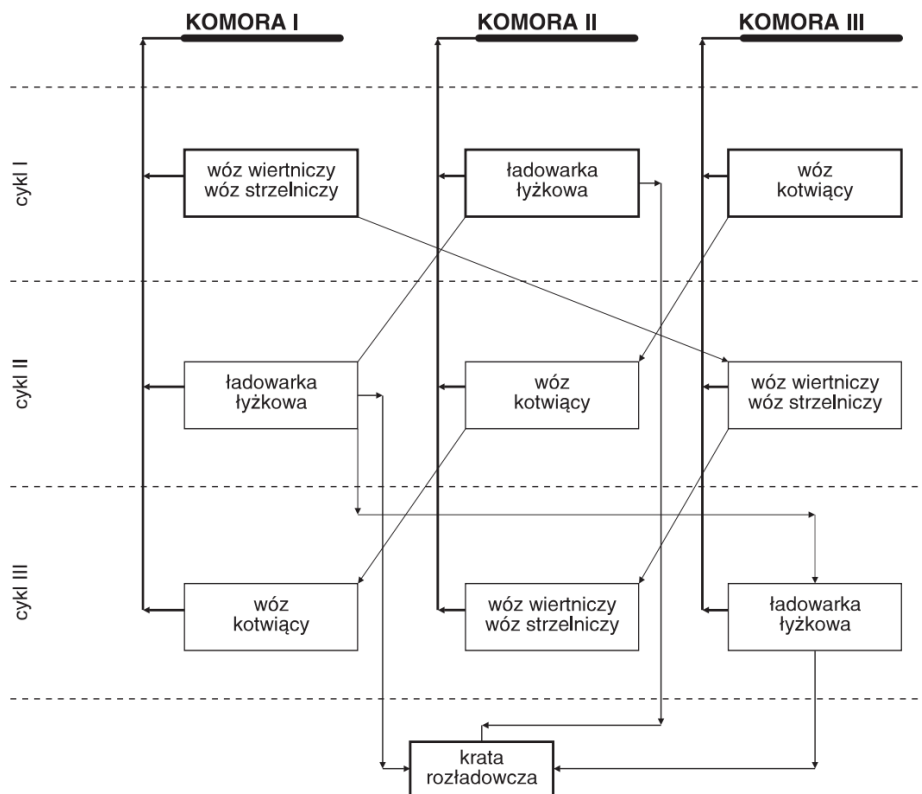
Do prac przygotowawczych i udostępniających stosowane są najczęściej zestawy maszyn samojezdnych przedstawione na rysunkach 1.11 i 1.12, na których uwidoczniło realizację poszczególnych operacji oraz ruch maszyn w przodku chodnikowym.

Wybór rodzaju maszyn (do realizacji odpowiedniej operacji górniczej lub pomocniczej) oraz niezbędna liczba maszyn, zapewniająca ciągłość urabiania i odstawy, uzależniona jest od wymagań dotyczących wydajności i bezpieczeństwa, jak również od warunków górniczo-geologicznych panujących w danym wyrobisku [147].

Sposób realizacji operacji górniczych, przez zestawy zmechanizowane, w obu analizowanych przypadkach różni tylko sposób wykorzystania ładowarki. W zestawie zmechanizowanym I za odstawę urobku do punktu wysypowego lub do miejsca magazynowania urobku, odpowiedzialne są wyłącznie wozy odstawcze. W zestawie zmechanizowanym II ładowarka odpowiedzialna jest za transport urobku, bez korzystania z pośrednictwa wozów odstawczych.



Rys. 1.11. Algorytm działania zestawu zmechanizowanego I w układzie trójkomorowym z wozami odstawczymi [147]



Rys. 1.12. Algorytm działania zestawu zmechanizowanego II w układzie trójkomorowym z ładowarką jako maszyną ładująco-odstawczą [147]

1.5. Wyrobiska specjalnego przeznaczenia

Stosowane w kopalniach rud miedzi technologie urabiania i transportu oraz spełnienie wymagań związanych z bezpieczeństwem i warunkami pracy powodują konieczność utrzymywania zaplecza technicznego związanego z serwisem maszyn i urządzeń, przeładunkiem i magazynowaniem materiałów, dostawą i dystrybucją energii elektrycznej i paliw, zwalczaniem zagrożeń itp.

Wyrobiska specjalnego przeznaczenia, zwane komorami, podzielić można na główne, rejonowe, oddziałowe lub polowe. Wynika to z zasięgu i zakresu spełnianych funkcji. Nie bez znaczenia jest tu rozległość obszarów kopalń i sposób udostępniania grupami szybów głównych, zlokalizowanych centralnie, skupiających funkcje wydobywcze, zjazdowo-materiałowe oraz grupami szybów lub pojedynczymi szybami rozmieszczonymi peryferyjnie, mającymi znaczenie pomocnicze. Komory główne zloka-

lizowane są z zasady przy podszybiach szybów głównych kopalń, komory rejonowe w pobliżu szybów peryferyjnych, a polowe i oddziałowe w okolicach frontów eksploatacyjnych. Ze względu na funkcje wyrobiska specjalnego przeznaczenia podzielić można na [147]:

- składy materiałów wybuchowych, co wynika z zastosowanej techniki urabiania,
- komory montażowe i serwisowe samojezdnych maszyn oponowych stosowanych w technologii eksploatacji do wiercenia otworów strzałowych, wybierania i odstawy (tzw. KMC – Komora Maszyn Ciężkich),
- urobku, obudowy wyrobisk, robót zawałowych oraz transportu materiałów i przewozu załogi,
- komory remontowe wozów szynowych i zajezdnie lokomotyw stosowanych do transportu rudy i materiałów na głównych poziomach kopalń lub w rejonie podszybi,
- komory przeładunku materiałów z wozów szynowych na oponowe z jednoczesną funkcją magazynowania materiałów,
- komory paliw,
- rozdzielnie elektryczne,
- komory sanitarne i socjalne.

Komory specjalnego przeznaczenia poza komorami polowymi i oddziałowymi mają żywotność równą żywotności kopalni lub rejonu. Zlokalizowane są w rejonach podszybi lub przy głównych wyrobiskach udostępniających. Komory polowe i oddziałowe zmieniają lokalizację wraz z przemieszczaniem się frontów eksploatacyjnych. Komory budowane są w skałach zwięzłych, w zależności od wymagań przepisów, przewietrzane są niezależnymi prądami powietrza i chronione filarami [147].

Rejonowe zespoły komór serwisowych przeznaczone są do przeprowadzania napraw maszyn samojezdnych. Naprawy obejmują remonty średnie oraz nieprzewidziane w cyklu remontowym naprawy awaryjne. Każdy z wymienionych remontów sprowadza się do wymiany kompletnych zespołów lub podzespołów. Maszyny przeznaczone do remontu przyjeżdżają z oddziałów wydobywczych o własnym napędzie lub są holowane. W zespole komór remontowych maszyna przechodzi kolejno przez [147]:

- komorę mycia,
- komorę remontu maszyn samojezdnych, w której wykonuje się:
 - określenie zakresu remontu,
 - przeprowadzenie naprawy drogą wymiany zespołów,
 - sprawdzenie prawidłowości działania mechanizmów,
- komory specjalistyczne (spawania, obróbki wiórowej, elektryków, hydraulików), w których wykonywane są prace związane z naprawą określonych zespołów lub detali maszyn remontowych.

Komory konserwacyjne zlokalizowane są w rejonie pracy maszyn. Wykonywane są w nich czynności [147]:

- obsługi codziennej (tzw. OC), tzn.:
 - czyszczenie i mycie,
 - przegląd i kontrola układów: kierowniczego, chodzenia, olejowego, hamulcowego, napędowego, stanu ogumienia, podwozia i nadwozia,
 - obsługi technicznej pierwszej (tzw. OT-1), tzn. wszystkie czynności wymienione w OC oraz dodatkowo:
 - czynności obsługowo-monterskie obejmujące czyszczenie filtrów paliwa, powietrza i oleju,
 - czynności smarownicze,
- obsługi technicznej drugiej (tzw. OT-2), tzn. wszystkie czynności wymienione w OT-1 oraz dodatkowo:
 - czynności obsługowo-monterskie obejmujące regulację silnika i innych zespołów,
 - czynności obsługowo-elektromonterskie obejmujące czyszczenie prądnicy i rozrusznika oraz sprawdzanie instalacji elektrycznej,
 - czynności kontrolno-przeładowe dotyczące instalacji elektrycznej.

1.6. Projekt eksploatacji złoża – zarys zawartości

Dla systemów komorowo-filarowych projektowana zdolność wydobywcza oddziału będzie zależała od trzech następujących parametrów:

- miąższości złoża,
- stopnia rozdzielczości i selektywności wybierania rudy i skały płonnej,
- liczby pól wybierkowych w oddziale eksploatacyjnym [148].

Osobną kwestią pozostaje zapewnienie koniecznych zasobów (ludzi, maszyn i urządzeń oraz mediów, itp.) do realizacji planów produkcji. Należy pamiętać, że plany te będą realizowane w warunkach występowania różnorodnych zagrożeń naturalnych. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych określa następujące kryteria zagrożeń naturalnych, w zależności od rodzaju kopaliny, natężenia zagrożeń, przestrzeni występowania zagrożeń oraz rodzaju zakładu górniczego [209]:

- tąpniętami,
- metanowego,
- wyrzutami gazów i skał,
- wybuchem pyłu węglowego,
- klimatycznego,
- wodnego,
- osuwiskowego,
- erupcyjnego,
- siarkowodorowego,
- substancjami promieniotwórczymi.

Zgodnie z rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 29 stycznia 2013 r. w podziemnych zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi ustala się dwa stopnie zagrożenia tąpnięciami.

Do I stopnia zagrożenia tąpnięciami zalicza się złożo lub jego część, zbudowane ze skał skłonnych do tępnięć, z uwzględnieniem klas skał stropowych i klas skał spągowych określonych w opinii rzeczoznawcy, jeżeli w okresie nieprzerwanej eksploatacji tego złożo lub jego części, w niezmiennych warunkach geologiczno-górnicznych, nie zaistniało tępnięcie lub zaistniał wstrząs górotworu o energii nie większej niż 10^7 J, zlokalizowany w rejonie frontu rozcinki złożo lub jego części, lub w odległości do 400 m od tego frontu. Do II stopnia zagrożenia tąpnięciami zalicza się złożo lub jego część zbudowane ze skał skłonnych do tępnięć, z uwzględnieniem klas skał stropowych i klas skał spągowych określonych w opinii rzeczoznawcy, jeżeli w okresie ostatnich 2 lat nieprzerwanej eksploatacji tego złożo lub jego części, w niezmiennych warunkach geologiczno-górnicznych, zaistniało tępnięcie lub zaistniał wstrząs górotworu o energii większej niż 10^7 J, zlokalizowany w rejonie frontu rozcinki złożo lub jego części, lub w odległości do 400 m od tego frontu [209].

W podziemnych zakładach górniczych wydobywających rudy miedzi ustala się również dwie kategorie zagrożenia wyrzutami gazów i skał. Do I kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał zalicza się złożo lub jego część, jeżeli: określono, na podstawie wykonanych badań dołowych i powierzchniowych, możliwość powstania zagrożenia gazowego lub zjawisk gazogeodynamicznych lub zaistniał nagły wypływ gazów. Do II kategorii zagrożenia wyrzutami gazów i skał zalicza się złożo lub jego część, jeżeli zaistniał wyrzut gazów i skał.

Podstawowym kryterium oceny zagrożenia klimatycznego jest występowanie na stanowisku pracy, w podziemnym wyrobisku górniczym, temperatury zastępczej klimatu wyższej niż 26 °C. Temperaturę zastępczą klimatu oblicza się według wzoru:

$$t_{zk} = 0,6t_w + 0,4t_s - v \quad (1.1)$$

gdzie: t_{zk} – temperatura zastępcza klimatu, wyrażona w °C, t_w – temperatura powietrza kopalnianego, wyrażona w °C, zmierzona termometrem wilgotnym lub wyznaczona na podstawie pomiarów temperatury suchej, wilgotności względnej oraz ciśnienia atmosferycznego w miejscu wykonywania pomiaru, t_s – temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem suchym lub czujnikiem pomiarowym, wyrażona w °C, v – prędkość powietrza, wyrażona w m/s, pomnożona przez współczynnik przeliczeniowy.

W podziemnych zakładach górniczych ustala się trzy stopnie zagrożenia klimatycznego. Do I stopnia zagrożenia klimatycznego zalicza się stanowisko pracy, jeżeli temperatura zastępcza klimatu nie jest wyższa niż 30 °C. Do II stopnia zagrożenia klimatycznego zalicza się stanowisko pracy niewymienione w ust. 3, jeżeli temperatura zastępcza klimatu nie jest wyższa niż 32 °C. Do III stopnia zagrożenia klimatycz-

nego zalicza się stanowisko pracy, jeżeli: temperatura zastępcza klimatu jest wyższa niż 32 °C lub temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem wilgotnym lub wyznaczona na podstawie pomiarów temperatury suchej, wilgotności względnej oraz ciśnienia atmosferycznego w miejscu wykonywania pomiaru jest wyższa niż 34 °C lub temperatura powietrza kopalnianego zmierzona termometrem suchym lub czujnikiem pomiarowym jest wyższa niż 35 °C [209].

Analogicznie zdefiniowane są w ustawie zagrożenia metanowe, wybuchem pyłu węglowego, wodne, osuwiskowe, erupcyjne, siarkowodorowe czy substancjami promieniotwórczymi, ustawa definiuje poszczególne klasy zagrożenia w zależności od natężenia występowania poszczególnych zagrożeń.

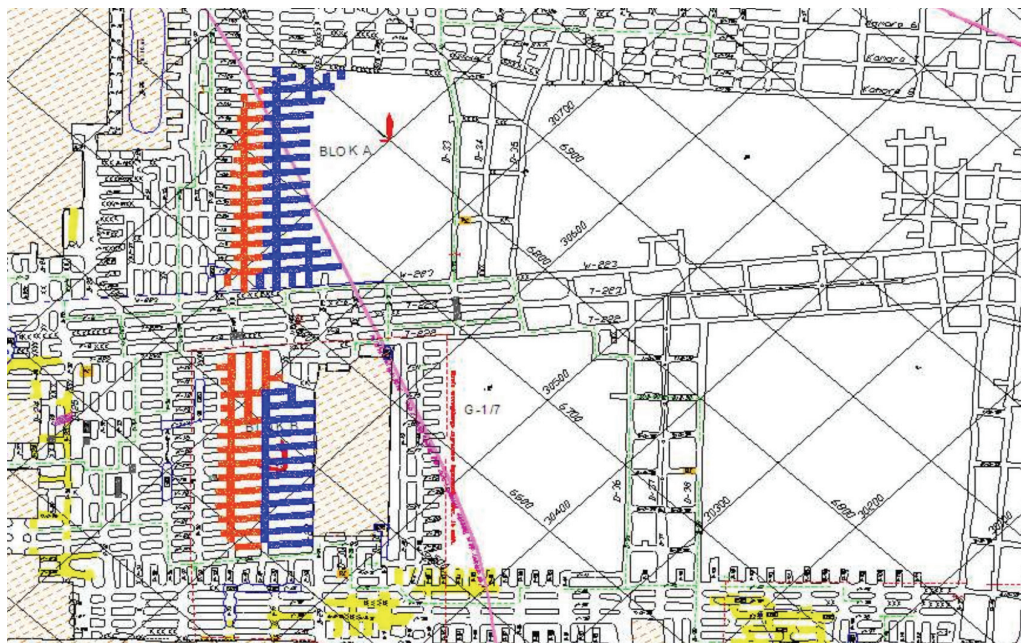
Projekt eksploatacji złoża rudy miedzi sporządzany jest dla konkretnego oddziału zakładu górniczego, musi spełniać wymagania Ustawy o Prawie geologicznym i górniczym, typowa jego zawartość przedstawiona jest poniżej (na podstawie informacji pozyskanych podczas realizacji projektu [201]):

- charakterystyka złoża (pola) wraz z niezbędnymi mapami i przekrojami:
 - miąższość i budowa złoża,
 - charakterystyka skał stropowych,
 - charakterystyka skał spągowych,
 - tektonika,
 - spodziewane zaburzenia geologiczne,
- uwarunkowania powierzchniowe:
 - prognoza wpływu działalności górniczej na powierzchnię terenu,
 - sposób udostępnienia i przygotowania złoża (pola) do wybierania:
 - system wybierania złoża,
 - opis systemu eksploatacji,
 - opis sposobu likwidacji,
- sposób przewietrzania:
 - opis drogi doprowadzenia i odprowadzenia powietrza z oddziału,
 - wymagany wydatek prądu powietrza i warunki jego stabilizacji,
 - kontrola przewietrzania realizowana przez służbę wentylacyjną (sposób realizacji kontroli urządzeń wentylacyjnych oraz pomiarów parametrów wentylacyjnych),
 - kontrola przewietrzania realizowana przez dozór oddziałowy (sposób realizacji kontroli urządzeń wentylacyjnych oraz pomiarów parametrów wentylacyjnych),
 - przewietrzanie wyrobisk ślepych (zasady użytkowania wentylatorów wolnostrumieniowych, wentylacja odrębna dla przewietrzania wyrobisk o wybiegu do 50 m, projekty wentylacji odrębnej dla przewietrzania wyrobisk o wybiegu powyżej 50 m),
- drogi ucieczkowe,
- temperatura pierwotna skał,
- ochrona dróg wentylacyjnych do szybu wydechowego,

- sposób zabezpieczenia przed występującymi zagrożeniami, dostosowany do rodzajów i stopnia nasilenia występujących zagrożeń,
- określenie stopnia zagrożenia tąpnięciami,
- zagrożenia wodne,
- zagrożenia radiacyjne naturalnymi substancjami promieniotwórczymi,
- zagrożenia zawałami, w tym dobór obudowy wyrobisk górniczych,
- zagrożenia pożarowe,
- zagrożenia związane z wykonywaniem robót strzałowych,
- zagrożenia działania pyłów szkodliwych dla zdrowia,
- zagrożenia od maszyn i urządzeń,
- schemat odstawy urobku i transport materiałów,
- schemat zasilania w energię oraz układ rurociągów wodnych, przeciwpożarowych, sprężonego powietrza, podsadzkowych i innych,
- określenie sposobu doprowadzenia energii, w szczególności elektrycznej, wraz z rozplanowaniem sieci,
- systemy łączności oraz sygnalizacji alarmowych,
- rodzaj i typ maszyn, urządzeń, instalacji, materiałów, wyrobów z tworzyw sztucznych oraz środków strzałowych i sprzętu strzałowego, stosowanych w wyrobisku górniczym,
- zasady organizacji pracy i nadzoru robót.

Dodatkowo w złączniku do projektu eksploatacji złoża rudy miedzi zawarte są:

- plany ruchu na mapach w skali 1:5000,
- przekroje mierniczo-geologiczne pola,
- mapa miąższości złoża eksploatacyjnego w skali 1:2000,
- róża spękań (graficzne rozmieszczenie częstości występowania kierunków spękań),
- podział złoża na pasy i komory na mapie w skali 1:1000 (przykładowy szkic pola wydobywczego z projektem przejścia wiązek wyrobisk został przedstawiony na rysunku 1.13),
- schemat odstawy urobku i transportu materiałów na mapie w skali 1:5000,
- schemat rurociągów wodnych, przeciwpożarowych, podsadzkowych na mapie w skali 1:5000,
- rozplanowanie sieci podstawowych urządzeń elektrycznych na mapie w skali 1:5000,
- technologie wykonywania robót oraz dobór obudowy,
- metryki strzałowe,
- rozmieszczenie urządzeń do wykonywania robót strzałowych,
- technologia wykonywania robót podczas drążenia wyrobisk z zastosowaniem obudowy kotwowej,
- ustalenia do szczegółowego projektu eksploatacji,
- rodzaj i typ materiałów, wyrobów z tworzyw sztucznych oraz środków strzałowych oraz sprzętu strzałowego stosowanych w wyrobisku górniczym.



Rys. 1.13. Szkic pola wydobywczego w rejonie pola G-1/7 z projektem przejścia wiązek wyrobisk w ZG Rudna [125]

Projekt eksploatacji pola zatwierdzany jest przez kierownika Ruchu Zakładu Górniczego. Projekt eksploatacji pola potwierdza również spełnienie kryterium bilansowości złóż, określone w rozporządzeniu Ministra Środowiska z 2001 r., zgodnie z którym złoża rud miedzi niespełniające określonych warunków w tabeli 1.5 nie podlegają eksploatacji.

Tabela 1.5. Kryteria bilansowości złóż rud miedzi [211]

Złoża rud miedzi (pokładowe stratoidalne)			
Lp.	Parametr	Jednostka	Wartość brzeżna
1	Maksymalna głębokość spagu złoża	[m]	1 250 (1 500)
2	Minimalna zawartość miedzi (Cu) w próbce konturującej złożo	[%]	0,7
3	Minimalna średnia ważona zawartość ekwiwalentna miedzi (Cu) z uwzględnieniem zawartości srebra (Ag) w profilu złoża wraz z przerostami $Cu_e = (\%Cu) + 0,01(g/t Ag)$	[%]	0,7
4	Minimalna zasobność złoża (Cu_e)	[kg/m ²]	50 (35)

Klasyfikacja zasobów określona jest w rozporządzeniu Ministra Środowiska (z dnia 27 czerwca 2005 r.), zasoby te podlegają szczegółowym wymaganiom [192]:

- zasoby przemysłowe, będące częścią zasobów bilansowych złoża, a szczególnie w uzasadnionych przypadkach również zasobami pozabilansowymi złoża lub

wydzielonej jego części przewidzianej do zagospodarowania, które mogą być przedmiotem eksploatacji uzasadnionej technicznie i ekonomicznie z uwzględnieniem wymagań określonych w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska,

- zasoby nieprzemysłowe, będące częścią zasobów bilansowych złoża, niezaliczone do zasobów przemysłowych w obszarze przewidzianym do zagospodarowania, których eksploatacja może stać się uzasadniona w wyniku zmian technicznych, ekonomicznych lub zmian w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska,
- straty w zasobach przemysłowych i nieprzemysłowych, będące ich częścią przewidzianą do pozostawienia w złożu, której na skutek zamierzonego sposobu eksploatacji nie da się wyeksploatować w przewidywalnej przyszłości w sposób uzasadniony technicznie i ekonomicznie,
- zasoby operatywne dla złóż kopalin stałych, stanowiące zasoby przemysłowe pomniejszone o przewidywane straty.

Ustawa Prawo geologiczne i górnicze (Dz.U. 2011.163.981) wprowadza natomiast (zamiast kryteriów bilansowości) ideę granicznych wartości parametrów złoża. Należy zwrócić uwagę, że kryteria bilansowości czy granicznych wartości parametrów złoża nie są tożsame z wartością złoża czy jego wartością kapitałową [185].

2. Systemy transportowe i ich modelowanie

Za definicję systemu transportowego można przyjąć: jest to układ środków technicznych, organizacyjnych i ludzkich powiązanych ze sobą w taki sposób, aby mógł on sprawnie realizować przemieszczanie osób i (lub) ładunków w czasie i przestrzeni [85]. Innym podejściem do systemu transportowego jest rozumienie go jako całości kształtu zagadnień technicznych, ekonomicznych, organizacyjnych i prawnych, które występują w procesie współdziałania poszczególnych rodzajów transportu oraz określają charakter głównych zależności i związków pomiędzy transportem a innymi dziedzinami gospodarki narodowej [116].

Do fizycznej realizacji przemieszczania ładunków lub osób są wykorzystywane:

- obiekty stałe: połączenia drogowe, kolejowe i wodne, stacje obsługi przewoźników pasażerskich i towarowych (np. stacje kolejowe, przeładunkowe, lotniska itp.) o zadanych charakterystykach,
- pojazdy: środki transportowe korzystające z infrastruktury,
- ludzie stanowiący załogę systemu transportowego, posługujący się elementami wyposażenia technicznego do realizacji przemieszczania osób i ładunków,
- system organizacyjny zapewniający prawidłowe wykorzystanie wyposażenia technicznego transportu [85].

Obszary zarządzania logistycznego możemy podzielić na logistykę zaopatrzenia, produkcji, dystrybucji i utylizacji [184]. W ramach procesów logistycznych następuje połączenie procesów transportowych (przewozu oraz przenoszenia) z procesami ładunkowymi i manipulacyjnymi oraz procesami magazynowania ładunków (składowania, kompletacji oraz przemieszczania) [102]. Zintegrowane przepływy materiałowe w ujęciu logistycznym powinny spełniać szeroko opisywaną w literaturze zasadę 7R [16, 97, 132, 133]:

- właściwych materiałów (ang. *Right Goods*),
- we właściwej ilości/liczbie (ang. *Right Quantity*),
- o właściwej jakości (ang. *Right Quality*),
- na właściwe miejsce (ang. *Right Place*),
- we właściwym czasie (ang. *Right Time*),
- właściwy konsument (klient) (ang. *Right Customer*),
- właściwy koszt (cena) (ang. *Right Price*).

Zasada 7R definiuje siedem wymogów postępowania w procesie przepływu materiałów oraz odpowiednią realizację podstawowych zadań logistyki w przedsiębiorstwie [220]:

- usprawnianie kierowania procesami przepływu oraz magazynowania produktów, przyczyniające się w efekcie do zaspokojenia materialnych potrzeb osób biorących udział w procesach logistycznych,
- uwzględnienie w strategii rozwoju przedsiębiorstwa aspektów związanych z budową łańcuchów logistycznych,
- podporządkowanie aktywności związanych z procesami logistycznymi wymogom dotyczącym obsługi klientów,
- zwiększanie efektywności przepływu materiałów i produktów, przyczyniające się do obniżenia kosztów przepływu, a w rezultacie kosztów całości procesów logistycznych.

Do podstawowych zadań i możliwości logistyki można zaliczyć [19]:

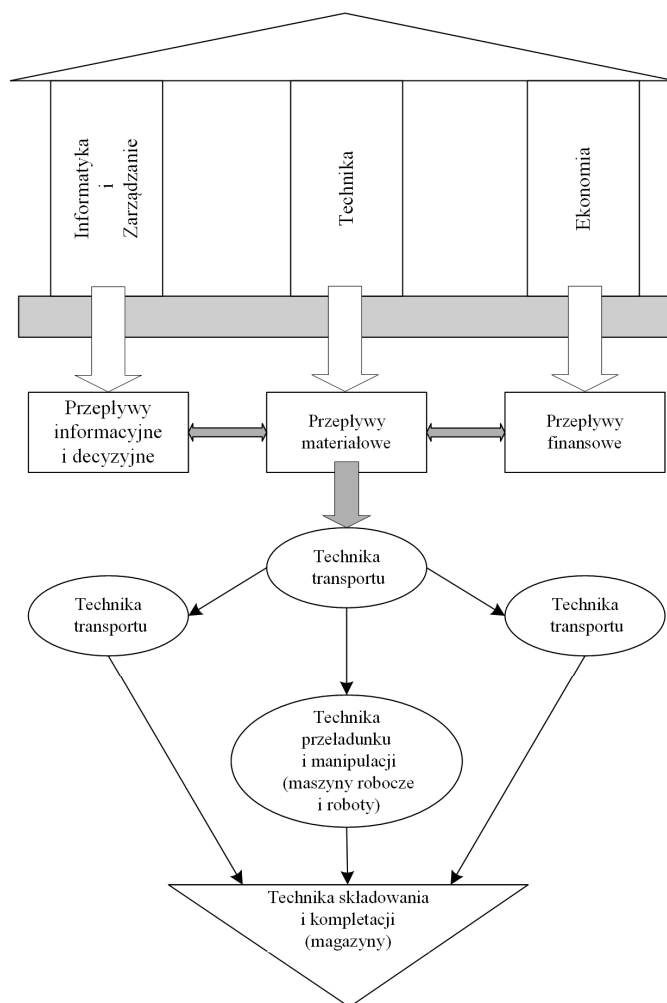
- wspomaganie orientacji rynkowej przedsiębiorstwa; jest zorientowane na oferowanie nabywcom optymalnego poziomu i jakości obsługi sprzyjające zwiększaniu przejrzystości rynku oraz elastyczności i zdolności dostosowania się przedsiębiorstw do zmian na rynku,
- realizowanie usług i obsługi klientów z równoczesną racjonalizacją we wszystkich sferach przedsiębiorstwa i fazach układu logistycznego,
- wykorzystanie zależności i efektów synergicznych w całej strukturze systemu logistycznego,
- rozwiązywanie problemów powstających w miejscu styków (sprzężeń) przepływów towarów i informacji z innymi obszarami funkcjonalnymi w przedsiębiorstwie,
- stymulowanie integracji i hierarchizacji celów w przedsiębiorstwie i w powiązaniu z jego partnerami; wspomaga przedsiębiorstwa i komponenty zarządzania oraz strategię marketingową w sposób długotrwały, determinując ich skuteczność,
- racjonalizację systemu organizacyjnego przedsiębiorstw i całego układu przepływów towarowych.

W celu osiągnięcia wysokiej sprawności logistyka musi swym zasięgiem obejmować zarówno procesy logistyczne, jak i zarządzanie tymi procesami [142]. Natomiast z technicznymi systemami realizującymi fizyczne przepływy materiałowe w obszarze transportu i magazynowania są powiązane:

- przepływy informacyjne (np. ang. *Elektronic Data Interchange* EDI, elektroniczna wymiana danych, więcej o standardzie EDI, np. w [51]),
- przepływy decyzyjne obejmujące sferę sterowania i logistycznie zorientowanego zarządzania przepływem materiałów [102].

Na rysunku 2.1 przedstawiono schemat strukturalny techniki zintegrowanych przepływów materiałowych na tle jej miejsca w logistyce. Planowanie działalności przedsiębiorstwa musi uwzględniać przewidywanie rozwoju sytuacji w jego otoczeniu oraz być

zgodne z jego misją. Zarządzanie logistyką ma ogromny potencjał w zakresie wspierania organizacji w osiągnięciu przewagi kosztowo-produktywnościowej [127, 157]. Logistyka jest obecnie tą dziedziną wiedzy, która – wykorzystując systemy informatyczne – zmierza ponad podziałami organizacyjnymi przedsiębiorstw ku ich integracji [112].



Rys. 2.1. Schemat strukturalny techniki zintegrowanych przepływów materiałowych (na tle jej miejsca w logistyce) [102]

Tak pożądana obecnie elastyczność procesów logistycznych jest zdolnością dostosowywania się do alternatywnych sytuacji, które mogą wystąpić w przyszłości. Nie jest ona celem samym w sobie, lecz zalicza się do podstawowych właściwości systemu transportowego. Elastyczność nabiera dzisiaj szczególnego znaczenia pod-

czas realizacji celów przedsiębiorstwa. Zapotrzebowanie na elastyczność procesów logistycznych w przedsiębiorstwie jest na ogół duże, w szczególności przy szybko zmieniającym się otoczeniu [141]. Spostrzeżenie to odnosi się w szczególności do przedsiębiorstw i zakładów górniczych, w których koszty działań logistycznych, związanych z przemieszczaniem urobku (w tym przypadku w zmiennym środowisku), są bardzo wysokie.

Sformułowano trzy główne zasady elastycznego systemu planowania logistycznego, według nieco zapomnianej koncepcji 3×C [174]:

- komunikacja (ang. *Communication*),
- współpraca (ang. *Cooperation*),
- koordynacja (ang. *Coordination*).

Koncepcja 3×C proponuje principia budowy elastycznego systemu prognozowania i planowania w przedsiębiorstwie. Ze względu na to, że procesy wytwórcze w sytuacjach nadzwyczajnych często determinowane są przez zadania logistyczne, problemy koordynacyjne i dużą trudność prognozowania potrzeb istotne stają się kwestie efektywnego zarządzania we wszystkich etapach sytuacji nadzwyczajnej. Ocena efektywności procesów logistycznych w warunkach likwidacji skutków sytuacji kryzysowych jest trudnym procesem, tak z pozycji liczebnej, jak i z pozycji jakościowej oceny. Rozpatrzone funkcje zarządzania i ich implementacja w logistyce w warunkach sytuacji nadzwyczajnych są obowiązkowym elementem funkcjonowania jakiegokolwiek systemu logistycznego, jednak trzeba również uwzględnić wspomnianą specyfikę pracy w warunkach kryzysowych. Jej właściwością jest obecność faz odmiennych, które są właściwe logistyce w warunkach sytuacji nadzwyczajnych [117].

Przepływy materiałowe nieodłącznie związane są z ich kosztami, wg [165] to: „wyrażone w pieniądzu zużycie pracy żywej, środków i przedmiotów pracy, wydatki finansowe oraz inne ujemne skutki zdarzeń nadzwyczajnych, które są powodowane przepływem dóbr materialnych w przedsiębiorstwie i między przedsiębiorstwami, a także utrzymania zapasów”.

Ścisłe przypisanie kosztów systemom logistycznym umożliwia ich wyodrębnienie z globalnych kosztów przedsiębiorstwa [173]:

- koszty bezpośrednie (transport, magazyny, zapasy, manipulacje, łączność) i pośrednie,
- koszty stałe i zmienne,
- koszty zaopatrzenia, produkcji i dystrybucji,
- koszty materialne i niematerialne,
- koszty opracowania logistycznego oraz przedsięwzięć zalecanych przez logistyków,
- koszty ściśle logistyczne.

Wskaźniki logistyczne można analizować w różnych ujęciach. Pierwszy dotyczy fazy przepływu towarów i obejmuje koszty takie, jak: zaopatrzenia, produkcji i dystrybucji. Innym przekrojem strukturalnym kosztów jest ich podział według podstawowych składników procesów logistycznych, do którego zaliczamy koszty fizycznego

przepływu materiałów, zapasów i procesów informacyjnych [88]. Jednym z możliwych podziałów kosztów logistycznych jest klasyfikacja według czynności i obszarów logistycznych, którą przedstawiono w tabeli 2.1.

Tabela 2.1. Klasyfikacja czynności i kosztów logistycznych [134]

Obszary	Rodzaj czynności	Wielkości odniesienia	Rodzaj kosztów
Przyjęcie materiałów	Dostarczenie materiałów do magazynu	Średnia liczba rozładowanych partii transportowych, średnia liczba materiałów w partii transportowej, średnia liczba kontrolnych towarów w partii transportowej	Koszty płac, paliwo, amortyzacja, remonty, odsetki
Magazyn przyjęć	Składowanie materiałów	Liczba składowanych partii materiałów, liczba pozycji materiałów	Koszty zamrożenia kapitału, amortyzacja, ubezpieczenia, energia
Transport wewnętrzny w przedsiębiorstwie	Transportowanie materiałów	Średnia liczba transportowanych partii, średnia liczba transportowanych materiałów.	Koszty płac, amortyzacja, odsetki, remonty
Produkcja	Przygotowanie i realizacja zadań produkcyjnych	Średnia liczba wytworzonych wyrobów	Koszty płac, koszty opakowań
Dystrybucja	Przekazanie towarów do odbiorcy	Średnia liczba partii transportowych, średnia liczba towarów w partii transportowej	Koszty płac, paliwo, amortyzacja, odsetki, ubezpieczenie transportu, podatki, remonty, energia, koszty ogólne

Posługiwanie się pojęciem systemu może być podstawą do rozwiązywania problemów tzw. metodą systemową. Stosowanie metody systemowej wymaga przestrzegania kilku rygorów [123]:

- ścisłość – system powinien być określony, aby było wiadomo, co do niego należy, a co nie należy. Określenie systemu może być nawet bardzo ogólne, ale nie może być ogólnikowe;
- niezmienność – określenie systemu powinno być niezmiennie w całym toku rozważań. Jest niedopuszczalne, żeby jakieś elementy były czasem traktowane jako należące do systemu, czasem zaś jako nie należące. Rygor ten nie oznacza niezmienności systemu, lecz niezmienności jego określenia. Określenie systemu powinno być jednak takie, żeby zachodzące w nim zmiany mieściły się w ramach jego określenia;
- zupełność – podział systemu na podsystemy powinien być zupełny. To znaczy, że system nie może zawierać elementów nienależących do żadnego z jego podsystemów;
- rozłączność – podział na systemy powinien być rozłączny. To znaczy, że system nie może zawierać elementów należących do kilku systemów naraz. Przynależność jakichś elementów do jednego systemu musi więc być równoznaczna z tym, że na pewno nie należą do żadnego innego systemu;

- funkcjonalność – systemy powinny być wyodrębniane ze względu na spełniane funkcje, a nie ze względu na oddzielność przestrzenną.

Do opisanego systemów logistycznych można posługiwać się różnego rodzaju modelami. Często jest to jedyna droga do uzyskania satysfakcjonujących wyników, ponieważ systemy logistyczne charakteryzują się znacznym stopniem skomplikowania, rozległością obszarową czy dużą liczbą zasobów. Stąd też jesteśmy zmuszeni posługiwać się jego odwzorowaniem i uproszeniem, czyli po prostu modelem traktowanym jako zamiennik oryginału. Pozostaje kwestia stopnia jakości odwzorowania rzeczywistości, tutaj wiele zależy od celu badań i umiejętności, wiedzy i doświadczenia budującego model.

Modelowanie procesów umożliwia przede wszystkim ich poznanie. Można uznać, że jest to nadrzędny cel tego działania, ponieważ w następstwie poznania możemy rozwiązywać praktyczne zagadnienia, służące – w ogólnym pojęciu – zaspokojeniu potrzeb społecznych. Budowa modelu systemu wiąże się z koniecznością przyjęcia określonego poziomu szczegółowości spojrzenia na rzeczywisty system. Stopień odzwierciedlenia rzeczywistości powinien być określony z zachowaniem równowagi między szczegółowością a kosztem budowy modelu.

W ujęciu systemowym model powinien na potrzeby opisu, badania, rozwoju i eksploatacji [103]:

- przedstawiać podstawowe cechy systemu,
- odwzorowywać związki strukturalne w systemie,
- prezentować możliwości rozwoju systemu,
- ułatwiać formułowanie decyzji,
- umożliwiać ocenę efektywności i destrukcyjności systemu.

Jest wiele rodzajów modeli ze względu na stopień ich uproszczenia można je podzielić na [159]:

- opisowe, przedstawiające właściwości obiektu w sposób opisowy,
- fizyczne, odwzorowujące funkcjonowanie systemu za pomocą praw fizycznych rządzących modelem,
- analogowe, w modelach tych wykorzystuje się właściwości analogii fizycznej, występującej między niektórymi zjawiskami fizycznymi,
- matematyczne, ujmujące wszystkie zachodzące zjawiska w badanych systemach w postaci relacji matematyczno-logicznych. Stanowią one odzwierciedlenie wiedzy badającego o strukturze i działaniu danego systemu.

Samo modelowanie jest procesem twórczym, w którym celem jest takie zmodyfikowanie procesów bieżących (ang. *as-is*), aby w procesach przyszłych (ang. *to-be*) uwzględnić czynniki zmian wypracowanych wcześniej [63, 166]. Z kolei klasyfikacji modeli matematycznych możemy dokonać według [85]:

- sposobu odwzorowania zmian i procesów (uwzględnienia bądź nie upływu czasu),
- pewności bądź niepewności informacji o właściwościach elementów składowych modelowanego systemu,

- sposobu ujęcia zależności między wyznaczanymi parametrami,
- zapisu równań i nierówności w ograniczeniach oraz funkcji celu, dla której poszukiwane jest optymalne rozwiązanie.

Modele statyczne to takie, w których nie odwzorowuje się zmian wynikających z upływu czasu, w odróżnieniu od modeli dynamicznych. Natomiast modele deterministyczne charakteryzują się wykorzystaniem tylko stałych wartości opisujących strukturę i zachowanie systemu. W przypadku wykorzystywania zmiennych losowych mamy do czynienia z modelami stochastycznymi. Kolejnym wyróżnikiem modeli jest postać równań zawartych w modelu: jeżeli zależności mają formę liniową, są to modele liniowe, jeżeli występuje iloczyn zmiennych decyzyjnych, jest to model nieliniowy.

Modelowanie matematyczne polega na tworzeniu modeli i wykorzystaniu aparatu matematycznego do ich analizy. W procesie rozwiązywania zadań za pomocą modelowania matematycznego można rozróżnić kilka podstawowych etapów, a mianowicie [85]:

- sformułowanie celów modelowania,
- wybór kategorii modelu i określenie jego struktury oraz parametrów,
- eksperymentowanie z modelem.

Identyfikacja problemu decyzyjnego polega na dokładnym określeniu aktualnego stanu realizowanych działań oraz wskazaniu obszarów występowania trudności. Przystępując do zapisu problemu decyzyjnego w postaci matematycznej, należy określić [84]:

- parametry, wielkości znane bądź zdefiniowane *a priori*, niezmiennie podczas rozwiązywania danego problemu,
- zmienne decyzyjne, wielkości poszukiwane, które wymagają ustalenia podczas rozwiązywania problemu,
- ograniczenia, wyrażone algebraicznie przez układ równań i nierówności względem zmiennych decyzyjnych,
- funkcje kryterium, wskaźnik jakości rozwiązania wyrażony algebraicznie względem zmiennych decyzyjnych.

Rozwiązanie dopuszczalne zadania optymalizacyjnego będziemy utożsamiać z takim zbiorem wartości zmiennych decyzyjnych, które spełniają wszystkie warunki ograniczające opisujące badaną sytuację. Rolę kryterium wyboru rozwiązania optymalnego pełnić będzie funkcja celu. Rozwiązanie optymalne zadania optymalizacyjnego polega więc na wyznaczeniu takiego rozwiązania dopuszczalnego, przy którym funkcja celu osiąga wartość ekstremalną. Rzeczywisty system transportowy jest zbyt skomplikowany do bezpośredniej analizy, dlatego zachodzi potrzeba konstruowania jego modeli. Postać modelu jest uzależniona od celu badań, przy czym model powinien odwzorowywać złożoność oraz współzależność zjawisk zachodzących w rzeczywistym systemie transportowym oraz wiązki systemu transportowego z otoczeniem [84].

Do odwzorowania struktury modeli systemów transportowych wygodnym narzędziem są grafy. Na potrzeby analiz procesów logistycznych wybiera się często grafy skierowane, niezawierające pętli (tzw. diagraf).

Model symulacyjny zastępuje system rzeczywisty w tym sensie, że jego użytkownik może rozważać wiele wariantów działania w systemie rzeczywistym (oceniać zjawiska z przeszłości i wyznaczać najbardziej obiecujące postępowanie w niepewnej przyszłości) bez potrzeby eksperymentowania z systemem rzeczywistym, co zwykle jest nieopłacalne lub nawet niewykonalne (np. konieczność przerywania funkcjonowania systemu rzeczywistego, nieporównywalność warunków otoczenia w kolejnych eksperymentach z systemem rzeczywistym) [114].

Kolejnym argumentem za symulacją komputerową jest doskonale przystosowanie komputerowych modeli symulacyjnych do prowadzenia analizy wrażliwości. Analiza wrażliwości polega tutaj na zmienianiu wybranych parametrów modelu oraz zmiennych sterowalnych (wejściowych) i obserwacji reakcji modelu na te zmiany. Dzięki przeprowadzeniu (na podstawie opracowanego planu) wielu eksperymentów można wnioskować o zależnościach między zmiennymi modelu, a przede wszystkim dokonać wstępnej weryfikacji wielu alternatywnych strategii (w stosunkowo krótkim czasie) oraz wybrać spośród nich najodpowiedniejszą. Ze względu na możliwość przeprowadzenia w określonym czasie jedynie ograniczonej liczby eksperymentów nie można oczekiwać (w przeciwieństwie do metod analitycznych) gwarancji wyznaczenia rozwiązania optymalnego. Wada ta staje się jeszcze bardziej dotkliwa, gdy w modelu występuje czynnik niepewności, w takiej sytuacji każdy wariant decyzyjny musi być dodatkowo wiele razy przeliczany, co skutkować będzie koniecznością statystycznych analiz wyników eksperymentów nawet pojedynczych zestawów zmiennych decyzyjnych [195].

Porównując modele matematyczne, analogowe (fizyczne) i symulacyjne, można dojść do wniosku, że modelowanie symulacyjne (szczególnie wsparte modulem wizualizacyjnym) wykazuje przewagę nad pozostałymi podejściami, polegającą na znacznie większej realizmowości i przydatności w procesie podejmowania decyzji, szczególnie w problemach cechujących się dynamiką i probabilistyką. Wadą modeli matematycznych są wymagania stawiane menedżerom, polegające na konieczności czasochłonnego szkolenia i dokładnego zapoznania się z modelem, co może prowadzić do braku akceptacji dla takich modeli. Z drugiej strony, aby modele analogowe były wystarczająco elastyczne, należy je znacznie uproszczać, co często prowadzi do wyznaczenia rozwiązania nieprzydatnego w rzeczywistych warunkach [6].

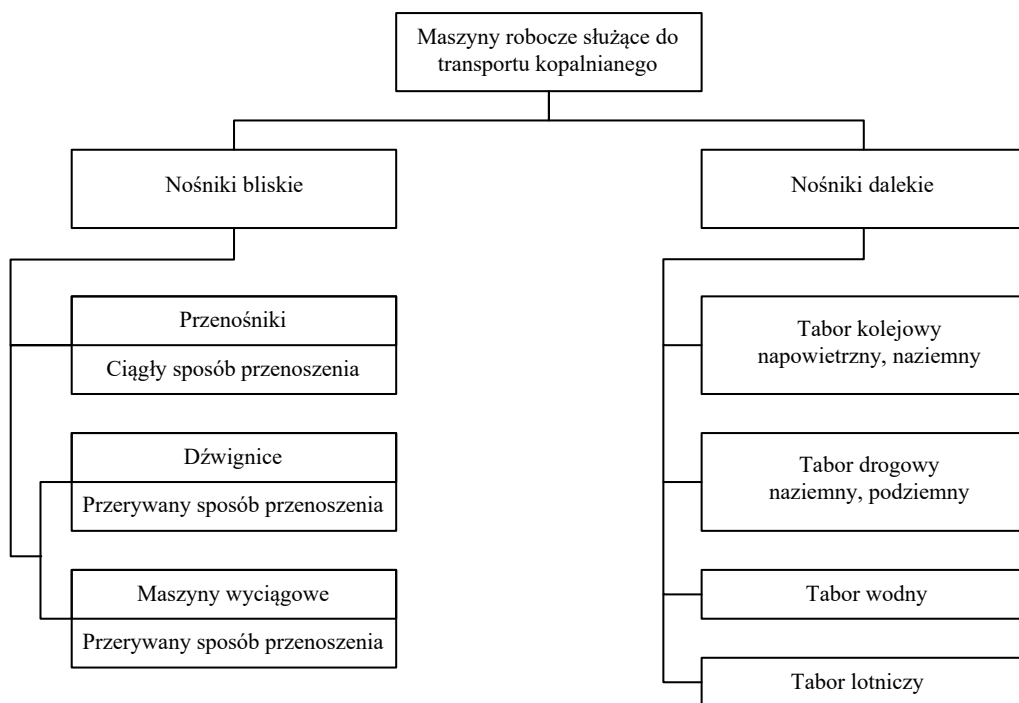
2.1. Opis procesów logistycznych w kopalniach głębinowych

Na rysunku 2.2 zaproponowano podział maszyn roboczych ze względu na zasięg działania i sposób przenoszenia [5]. Ze względu na specyfikę górnictwa w transporcie

kopalnianym stosowane są różnego rodzaju maszyny i urządzenia, które można podzielić według następujących kryteriów:

- zasięgu działania,
- sposobu przenoszenia,
- charakteru pracy,
- cech konstrukcyjnych.

Podział maszyn roboczych ze względu na zasięg działania jest podziałem umownym, gdyż między wyszczególnionymi grupami nie ma wyraźnych granic.

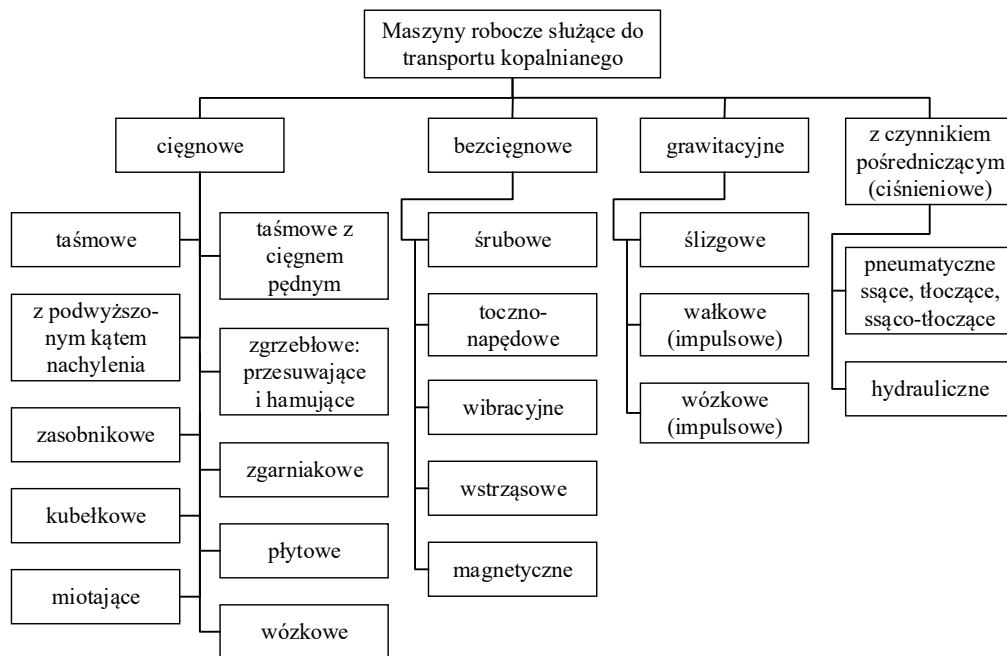


Rys. 2.2. Ogólna klasyfikacja środków transportowych [5]

Również w przypadku przeñośników możliwe jest zaproponowanie różnych ich klasyfikacji, na rysunku 2.3 przedstawiono podział ze względu na rodzaj czynnika roboczego niosącego materiał transportowany, przy czym za nośnik należy rozumieć maszynę służącą do transportu materiału ruchem ciągłym. Pobieranie i oddawanie materiału transportowanego nie wymaga przerywania ruchu przeñośnika.

Z kolei środki transportu drogowego można podzielić na samobieżne lub przyczepne. Jazda może się odbywać bezpośrednio po spągu⁵ (podłożu) albo po ułożonych

⁵ Spąg – warstwa skalna, znajdująca się pod pokładem, dolna płaszczyzna wyrobiska [15].



Rys. 2.3. Ogólna klasyfikacja przenośników ze względu na rodzaj czynnika roboczego niosącego materiał transportowany [5]

nawierzchniach utwardzających lub wyrównujących. Należy również wspomnieć o dużej grupie urządzeń wspomagających: urządzeniach załadunkowych i wyładunkowych, dozownikach czy zamknięciach zbiorników, wywrotach i innych. Wszystkie te maszyny robocze i urządzenia charakteryzują się dużą różnorodnością parametrów technicznych i rozwiązań konstrukcyjnych przystosowujących je do różnych warunków pracy. Ograniczenie typoszeregu maszyn można uzyskać na podstawie unifikacji oraz normalizacji [5].

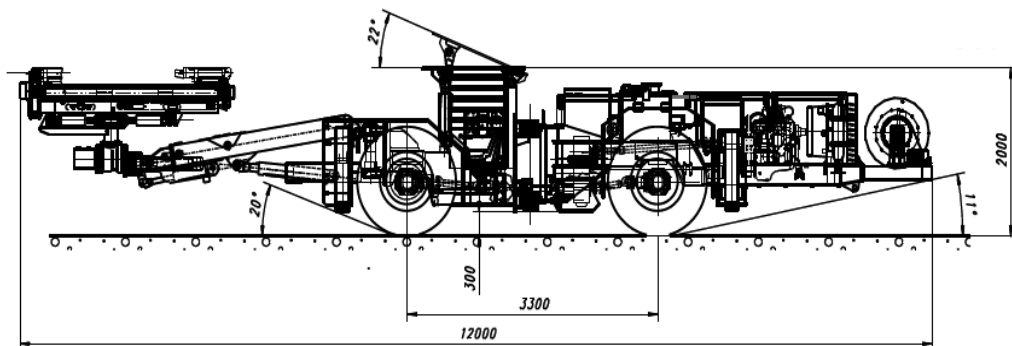
Odstawą urobku nazywany jest transport poziomy pozyskanego surowca z przodka do rejonu podszybia. Może odbywać się samoczynnie pod ciężarem własnym urobku, bądź za pomocą przenośników. Często stosowany jest transport z zastosowaniem środków kołowych, przy czym mogą one poruszać się po torach lub bezpośrednio po spągu wyrobiska. Transport pionowy realizowany jest w szybach za pomocą naczyń wyciągowych, czyli klatek lub skipów [169].

2.2. Samojezdne maszyny górnicze

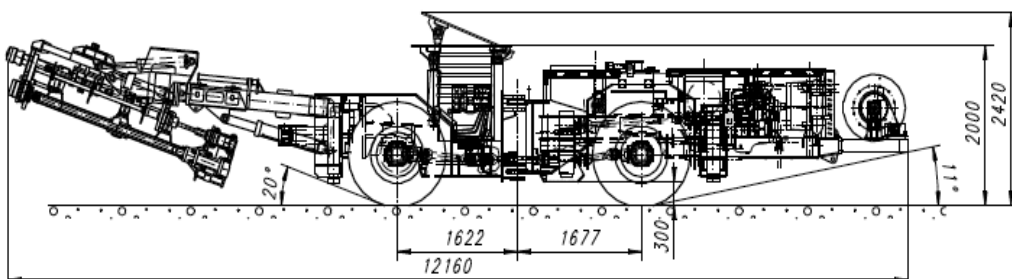
W wielu kopalniach głębinowych, w których do urabiania wykorzystuje się materiały wybuchowe, a w szczególności w przypadku wydobywania rud miedzi i żelaza,

technologii wydobycia bazują w całości na wykorzystaniu samojezdnych maszyn górniczych (SMG) na podwoziach kołowych [5]. Podczas realizacji procesów wydobywczych wykorzystuje się samojezdne maszyny różnej budowy do następujących grup prac:

- urabianie złoża (m.in. wóz wierzący, przedstawiony na rysunku 2.4 oraz wóz strzelniczy),
- zabezpieczanie i likwidacja wyrobisk eksploatacyjnych (m.in. wóz do kotwienia przedstawiony na rysunku 2.5 oraz wóz do obrywki),
- ładowanie i transport urobku (m.in. ładowarki łyżkowe i wozy odstawkowe różnej wielkości),
- transport obsługi, materiałów, urządzeń i maszyn oraz narzędzi (m.in. wozy transportowe, paliwowo-smarownicze),
- przygotowanie dróg transportowych oraz do prac pomocniczych (m.in. spycharki, wozy odwadniające).



Rys. 2.4. Przykładowa wiertnica przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [214]



Rys. 2.5. Przykładowa kotwiarka przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [215]

Do specyficznych warunków kopalnianych, narzucających wymagania konstrukcyjne dla samojezdnych maszyn górniczych, należą [5]:

- ograniczona wolna przestrzeń wyrobisk,
- mała szerokość toru jazdy i małe promienie krzywizn na skrzyżowaniach dróg transportowych,
- duże obciążenia statyczne i dynamiczne,
- dobra widoczność, wysokie temperatury, działanie korozyjne środowiska,
- zmienne podłoże, zanieczyszczone błotem i wodą,
- znaczne nachylenie dróg transportowych,
- trudności w usuwaniu spalin wydzielanych przez silniki spalinowe.

W maszynach samojezdnych do napędu wykorzystywane są silniki wysokoprężne oraz coraz częściej układy mieszane: elektryczno-spalinowe; stosowanie silników wysokoprężnych jest ograniczane przepisami prawa górniczego, ze względu na natężenie spalin w przodkach o ograniczonej wentylacji.

Oprócz korzyści związanych z wentylacją, jest jeszcze jeden punkt, który uzasadnia stosowanie maszyn zasilanych energią elektryczną z wykorzystaniem instalacji przewodów napowietrznych. Jest to prawie dwukrotnie większa prędkość jazdy w pełni załadowanego elektrycznego wozu odstawczego podczas podjazdu pod wzniesienie (w porównaniu do wozów napędzanych silnikiem wysokoprężnym). Przewaga prędkości jest możliwa dzięki właściwościom silników elektrycznych [191].

Podstawowymi elementami mającymi znaczący wpływ na bezpieczeństwo operatorów są przede wszystkim same konstrukcje SMG, ich stan techniczny, a zwłaszcza elementy mające bezpośredni wpływ na bezpieczną pracę operatorów, tj. zabezpieczenie przeciwpożarowe maszyn, w szczególności skutecznie działające stałe instalacje gaśnicze oraz konstrukcje ochronne stanowisk operatorów. Od wielu lat podstawą kompletacji maszyn nowych i remontowych są maszyny wyposażone w konstrukcje chroniące operatorów przed obwałami skał, umożliwiające opuszczenie kabiny operatora w trybie awaryjnym z jednoczesną możliwością zamontowania urządzeń klimatyzacji stanowiskowej, ograniczenia poziomu hałasu oraz stopnia zapylenia. Eksploatowane obecnie konstrukcje ochronne można podzielić na [98]:

- konstrukcje blachownicowo-belkowe,
- konstrukcje blachownicowo-kapsułowe,
- konstrukcje dla pojazdów pomocniczych adaptowanych do warunków górniczych.

Transport urobku z przodków na oddziale w rejon podszybia odbywa się najczęściej w układach mieszanych maszyn samojezdnych (ładowarek lub zestawów ładowni oraz wozy odstawy) oraz przenośników taśmowych i kopalnianą koleją podziemną.

Do zalet transportu maszynami samojezdnymi należy zaliczyć [5, 146]:

- dużą elastyczność pracy,
- łatwość wykonywania manewrów,
- dużą ruchliwość pojazdów,
- możliwość transportu nosiwa o dowolnych właściwościach fizyczno-mechanicznych,
- łatwość poruszania się po drogach o złożonym profilu,

- małe promienie skrętu maszyn,
- łatwość załadunku i rozładunku,
- autonomiczny układ zasilania w energię,
- łatwość budowy dróg dla pojazdów samobieżnych,
- pełna mechanizacja wszystkich prac transportowych.

Do wad i ograniczeń pojazdów samobieżnych można zaliczyć [5]:

- złożoność konstrukcji pojazdów,
- szybkie zużycie ogumienia,
- zależność sprawności pracy silnika spalinowego od warunków klimatycznych,
- pracochłonność remontów i napraw,
- do obsługi wymagany jest wysokokwalifikowany personel,
- ujemny wpływ na środowisko w postaci hałasu, wibracji, podwyższania temperatury otoczenia i wydzielania spalin,
- konieczność magazynowania i dowożenia paliwa i smarów,
- wysokie koszty transportu.

Samojezdne maszyny transportowe charakteryzują się następującymi, podstawowymi parametrami [5]:

- objętość naczynia roboczego, przewidzianego dla określonego nosiwa, podawana w celu dobrego wypełnienia [m^3],
- masa użyteczna nosiwa [Mg],
- masa własna pojazdu [Mg],
- moc silnika i jego rodzaj [kW] lub [KM],
- prędkość jazdy [km/h],
- wymiary zewnętrzne pojazdu [m],
- minimalny promień skrętu [m].

Do ładowania, a także w ograniczonym stopniu transportu urobionej rudy, stosuje się ładowarki samojezdne. Maszyny te podają urobek na środki transportu, do zasobników lub na składowisko. Do kategoryzacji maszyn do ładowania urobku można wykorzystać wiele kryteriów, powinny do nich należeć następujące czynniki [106]:

- miejsce przeznaczenia,
- sposób ładowania urobku,
- sposób przemieszczania urobku,
- sposób wyładunku urobku,
- sposób przemieszczania się ładowarki,
- rodzaj energii zasilania.

Rodzaj ładowanego urobku, w szczególności granulacja (równomierna i nierównomierna, drobna lub gruba) oraz skład fizykochemiczny wpływający na właściwości ściernicze decyduje o sposobie ładowania: przez nagarnianie, zaczerpywanie lub zagarnianie. Obecnie w procesie drążenia wyrobisk korytarzowych wykorzystywane są głównie ładowarki z grupy ładowarek zaczerpujących:

- zasięrzutne,
- łyżkowe bocznie wysypujące,
- łyżkowe czołowo wysypujące,
- zagarniakowe

oraz ładowarki łapowe z grupy maszyn nagarniających [106]. Ładowarki mogą być budowane na następujących rodzajach podwozi [143]:

- oponowych,
- gąsienicowych,
- szynowych.

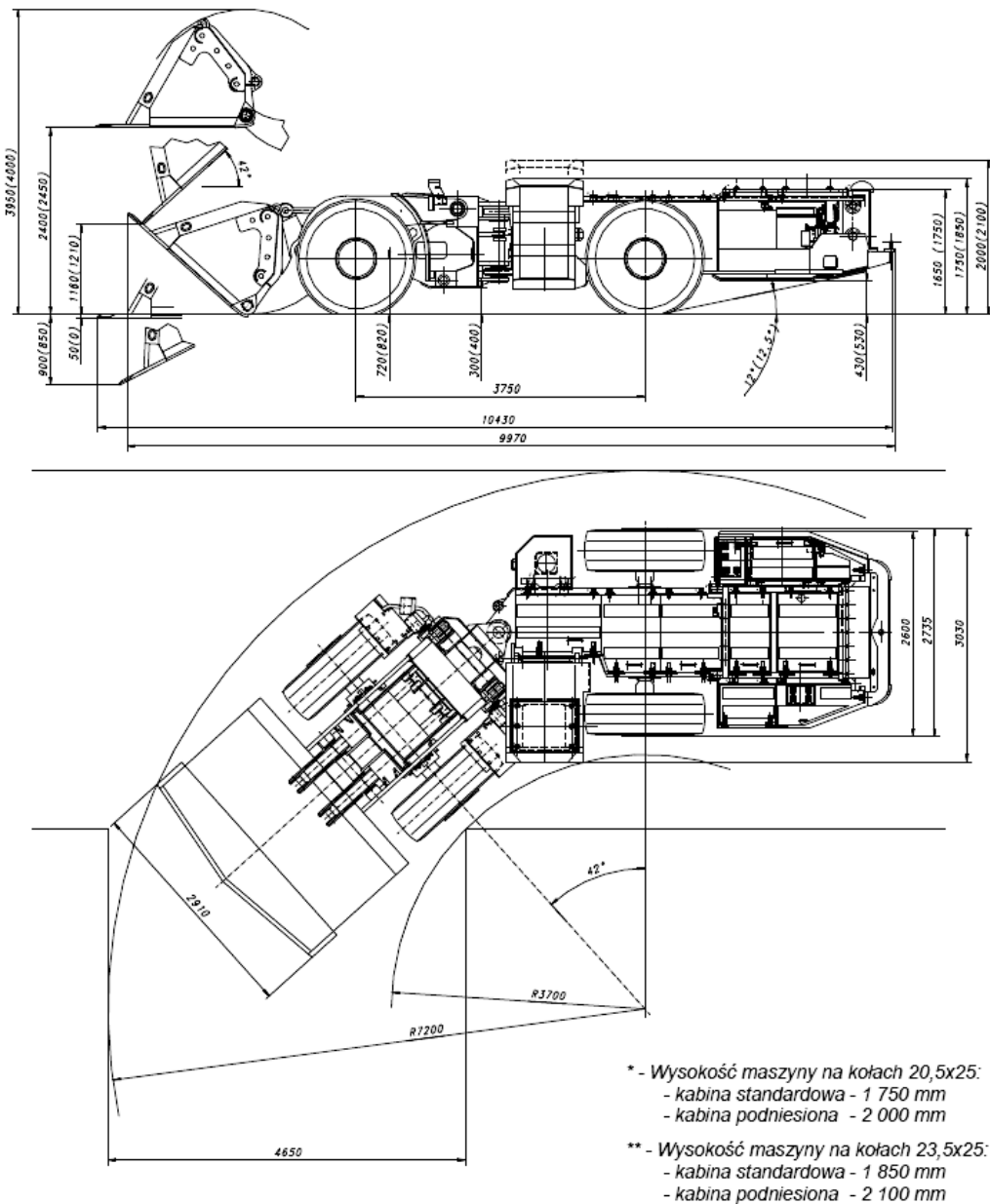
Ładowarki łyżkowe wysypujące przodem zbudowane są z dwóch głównych członów: ciągnika i platformy ładującej. Oba człony połączone są ze sobą ułożyskowanym tocznie przegubem o pionowej osi obrotu. Pomiedzy członami wbudowane są dwa siłowniki hydrauliczne, za pomocą których można zrealizować skręt maszyny, co ma kluczowe znaczenie w wąskich wyrobiskach przecinających się pod kątem prostym. Na ciągniku usytuowany jest silnik wysokoprężny ze zmiennikiem momentu oraz wahliwie zamocowanym mostem napędowym. Kabina operatora znajduje się z lewej strony maszyny z fotelem umieszczonym poprzecznie do kierunku jazdy, co zapewnia najlepszą możliwą widoczność podczas jazdy do przodu i do tyłu. Na platformie ładującej, wyposażonej w most napędowy, znajduje się układ roboczy ładowania: wysięgnik, łyżka, cylindry hydrauliczne i ciągną, zapewniający równoległe prowadzenie łyżki podczas jej pracy [106, 145]. Schemat konstrukcji ładowarki łyżkowej wraz z jej głównymi wymiarami prezentuje rysunek 2.6. Zestawienie danych charakteryzujących ładowarki łyżkowe wytwarzane przez różnych producentów (Caterpillar, GHH Fahrzeuge, Sandvik AB, KGHM Zanam) na podstawie katalogów producentów maszyn górniczych, zostało zawarte w tabeli 2.2.

W systemach komorowo-filarowych do ładowania urobku wykorzystuje się najczęściej ładowarki łyżkowe. Ładowarka łyżkowa składa się z dwóch członów, platformy ładującej i ciągnika, połączonych przegubem pionowym, stanowiącym jeden człon swobody maszyny. Drugi stopień swobody maszyny stanowi most napędowy, zabudowany wahliwie w części ciągnikowej. Na ciągniku zlokalizowane jest stanowisko operatora. Zespół napędowy ładowarki stanowią: spalinowy silnik wysokoprężny ze zmiennikiem momentu (sprzęgło hydrokinetyczne), skrzynia biegów i dwa mosty napędowe. Platformę ładującą stanowi rama posadowiona na moście napędowym wraz z wysięgnikiem i łyżką [36].

Przy długich drogach odstawy ładowarki łyżkowe ładują urobek do wozów odstawczych, a przy krótkich drogach odstawy (do 450 m) mogą pracować jako maszyny ładująco-odstawcze [36]. Ładowarki pracujące w wyrobiskach wyższych niż 2,5 m wysokości mają najczęściej łyżki o pojemności 2, 4,2 oraz 8 m³. Do pracy w złożach o mniejszej miąższości (do 1,5 m) wprowadza się ładowarki o wysokości determinowanej średnicą opon [143].

Tabela 2.2. Zestawienie danych charakteryzujących ładowarki wytwarzane przez różnych producentów na podstawie katalogów producentów maszyn górniczych [202, 204, 207, 212]

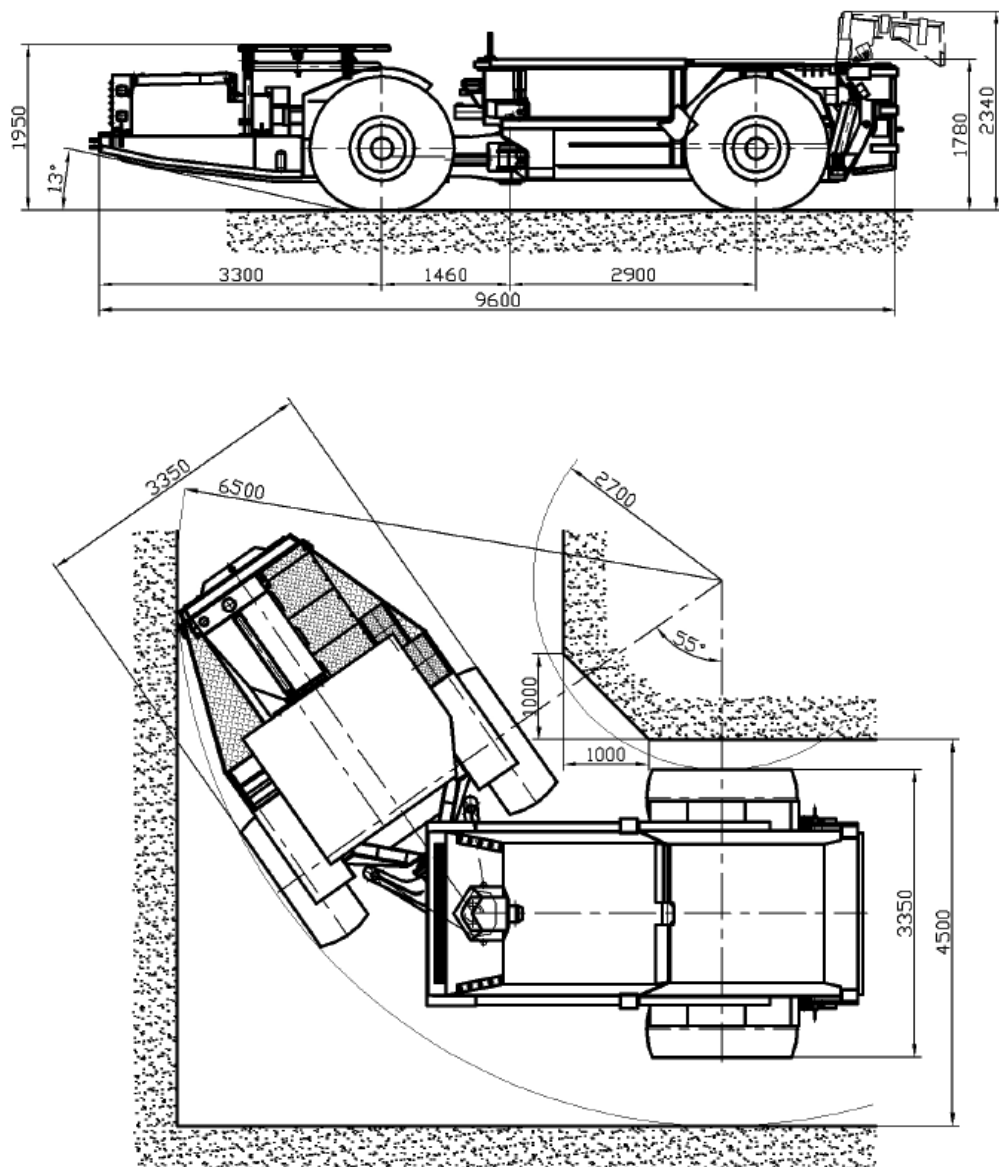
Model	Wymiary $L \times W \times H$ [mm]	Ładowność [Mg]	Pojemność łyżki [m ³]	Waga [kg]	Moc silnika [kW]	Prędkość max. [km/h]
CATERPILLAR						
R1300G	8 943 × 2 071 × 2 120	6,8	2,4–3,4	20 950	123	24
R1600H	9 955 × 2 723 × 2 400	10,2	4,2–5,9	30 150	208	22
R1700G	11 207 × 2 689 × 2 557	14,0	4,6–8,8	38 500	263	24
R2900G	11 302 × 3 010 × 2 886	17,2	6,3–8,9	50 209	305	30
R3000H	11 524 × 3 500 × 2 988	20,0	8,3–11,6	56 055	297	31
GHH FAHRZEUGE						
LF-3	6 960 × 1 588 × 1 605	3,5	1,5	10 000	70	20
LF-5	7 462 × 1 872 × 2 200	4,5	1,9–2,4	14 900	129	20
LF-6	8 764 × 2 040 × 2 200	6,0	2,1–3,5	19 500	136	22
LF-10	9 363 × 2 450 × 2 372	10,0	4,0–5,5	29 609	190	25
LF-11H	9 711 × 2 450 × 2 449	11,0	5,1–6,1	30 100	209	20
LF-12H	11 640 × 3 700 × 2 723	12,0	8,7	41 316	245	17
LF-14	10 643 × 3 100 × 2 500	14,0	5,4–7,0	39 000	273	28
SANDVIK AB						
LH203	7 040 × 1 480 × 1 840	3,5	1,4–1,8	8 700	75	24
LH204	7 766 × 1 600 × 2 127	4,0	2,0	13 300	93	15
LH307	8 630 × 2 100 × 2 200	6,7	2,7–3,7	19 600	150	26
LH410	10 010 × 2 670 × 2 380	10,0	4,0–5,4	26 200	220	27
LH514	10 870 × 2 870 × 2 540	14,0	4,6–7,0	38 100	243	26
LH517	11 120 × 3 140 × 2 750	17,2	6,5–8,6	44 030	298	27
LH621	11 960 × 3 250 × 2 950	21,0	8,0–10,7	56 800	354	25
LF-21H	12 047 × 3 160 × 2 875	21,0	10,5–14,0	57 344	375	23
KGHM ZANAM						
LKP-0301	7 540 × 1 760 × 2 090	3,7	1,6	11 200	84	16
LKP-0301	7 540 × 1 760 × 1 750	3,7	1,6	10 300	84	13
LKP-0403C	8 800 × 2 500 × 1 750	4,6	2,0	14 600	93	16
LKP-0403D	8 800 × 2 690 × 1 750	4,6	2,0	14 800	93	16
LKP-0404M	8 800 × 2 500 × 2 370	5,8	2,5	15 500	91	16
LKP-0405	8 800 × 2 400 × 2 200	4,6	2,0	15 000	91	18
LKP-0701	8 770 × 2 350 × 2 400	7,0	3,0	20 200	160	23
LKP-0805C	10 430 × 3 030 × 1 750	8,1	3,5	26 800	138	13
LKP-0806A	9 250 × 2 880 × 2 350	8,1	3,5	23 500	147	17
LKP-0900B	10 300 × 3 300 × 1 500	9,7	4,2	30 200	181	20
LKP-0903	10 600 × 3 150 × 1 750	10,7	4,6	28 700	181	19
LKP-1601B	11 650 × 3 300 × 2 350	19,7	8,5	47 300	295	24



Rys. 2.6. Przykładowa ładowarka łyżkowa przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [208]

Natomiast wóz odstawczy składa się z ciągnika i skrzyni ładunkowej, połączonej przegubem o dwóch stopniach swobody. Skrzynia ładunkowa jest typu szufladowego: składa się ze skrzyni stałej, skrzyni ruchomej i kłapy zamykającej. Taka konstrukcja

skrzyni umożliwia szybkie rozładowanie wozu i co równie ważne nie wymaga dużej wysokości w miejscu rozładunku. Ciągnik wozu zawiera jednostkę napędową, jest tu również zlokalizowane stanowisko operatora. Część napędową stanowi silnik wysokoprężny z zamiennikiem momentu, skrzynią biegów oraz most napędowy.



Rys. 2.7. Wóz odstawczy przegubowy z rozładunkiem teleskopowym przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [203]

Wśród samojezdnych wozów odstawczych można wyróżnić rozwiązania jednośladowe i przegubowe, te ostatnie znajdują najszersze zastosowanie ze względu na wysokie zdolności manewrowe (minimalny promień skrętu). Budowa tych wozów oparta jest na zasadzie rozdzielenia części pociągowej od części roboczej, które połączone są przegubowo. Wóz tego typu składa się z ciągnika jednoosiowego połączonego przegubem z przyczepą. Przykładowa konstrukcja wozu odstawczego przegubowego zaprezentowana jest na rysunku 2.7, typowa ładowność wynosi 15 Mg dla pojemności skrzyni załadowniczej 8,2 m³.

Rozładunek ładunku może odbywać się również na kilka sposobów, w konstrukcji maszyn spotyka się rozwiązania oparte na wyładunku wywrotkowym, za pomocą przenośnika zgrzeblowego umieszczonego na dnie pojemnika na urobek. Możliwy jest również rozładunek teleskopowy, taki sposób rozładunku jest szczególnie korzystny (a czasami jedyny możliwy) w niskich wyrobiskach.

Do rzadziej spotykanych konstrukcji wozów samojezdnych należą maszyny odstawcze samozaładownicze i ładująco-transportowe. Zestawienie głównych rodzajów samojezdnych maszyn górniczych przedsiębiorstwa KGHM S.A. prezentowane jest w tabeli 2.3.

Tabela 2.3. Główne rodzaje samojezdnych maszyn górniczych w KGHM Polska Miedź S.A. [13]

Rodzaj maszyny	Liczba sztuk		
	ZG Lubin	ZG Polkowice-Sieroszowice	ZG Rudna
Ładowarki	43	88	83
Wozy odstawcze	30	60	60
Wozy wiertnicze	24	46	37
Wozy kotwiące	33	55	60
Wozy do obrywki	11	12	20
Spycharki gąsienicowe	12	13	18
Ładowarki pomocnicze	41	37	44
Wozy kotwiące pomocnicze	–	6	5
Pojazdy transportowe	54	94	112
Wozy strzelnicze	19	12	33

Wielkość udostępnionych zasobów przemysłowych musi pozostać w ścisłym związku z zaplanowaną zdolnością produkcyjną. Z tego wynika okres żywotności zakładu górniczego, a także konieczna wydajność maszyn oraz czas ich użytkowania. W szczególności ważna jest wydajność zamawianych maszyn, co wpływa na konieczną liczbę maszyn danego rodzaju [33].

Coraz częściej stosuje się systemy zdalnego sterowania pracą ciężkich maszyn roboczych w górnictwie. Sposoby nawigacji maszynami oparte na GPS z oczywistych względów znajdują zastosowanie w górnictwie odkrywkowym. Również w dziedzinie automatyzacji osiągnięto pozytywne rezultaty, wprowadzając ją do ładowarek i wozów odstawczych w kopalniach pod ziemią [122, 167].

2.3. Obliczanie wydajności samojezdnych maszyn transportowych

Najważniejszym parametrem samojezdnych maszyn transportowych, z perspektywy kierownictwa kopalni głębinowych, jest ich wydajność rozumiana jako zdolność przetransportowania od określonej ilości urobku w ciągu jednostki czasu. Istotne jest określenie czasu jednego cyklu T_c , w szczególności dla transportu przerywanego. Zgodnie z publikacją J. Antoniaka, dla zestawu „ładowarka plus wozy odstawcze” czas jednego cyklu T_c można przedstawić jako sumę czasów [5]:

- ładowania urobków na wozy odstawy przez ładowarkę l [min],
- manewrowania wozu przed rozładowaniem m [min],
- wyładunku urobku z wozu odstawczego na punkcie wysypowym w [min],
- wyczekiwania na mijankach lub skrzyżowaniach r [min],
- czasu jazdy w rejonie wyrobisk eksploatacyjnych $2D/v_2$ [min],
- czasu jazdy w rejonie dróg stałych $2(D-d)/v_1$ [min].

Na tej podstawie można ustalić, że łączny czas jednego cyklu wozu odstawczego T_c wynosi [5]:

$$T_c = l + m + w + r + \frac{2D}{v_2} + \frac{2(D-d)}{v_1} = c_1 + c_2 D \quad (2.1)$$

gdzie: v_1 – ustalona maksymalna prędkość wozu odstawczego, np. 25 km/h, przeliczana na m/min, v_2 – zmniejszona prędkość wozu odstawczego [m/min], D – odległość pomiędzy punktem za- i wyładowniczym [m], d – długość drogi w rejonie wyrobisk eksploatacyjnych [m], c_1, c_2 – stałe, wprowadzone do przekształcenia wzoru na T_c .

Na wydajność zestawu ładowarka plus wozy odstawy ma wpływ czas cyklu ładowania T_l urobku w przodku, który zależy od masy urobku do załadowania bez przedstawiania ładowarki M_u , czasu manewrowania ładowarki t_m , czasu pozostałych czynności pomocniczych ładowarki t_p , liczby wozów odstawczych n współpracujących z ładowarką (przeważnie 2 lub 3), masy użytecznej jednego wozu odstawczego M_{wu} i czasu cyklu wozu T_c . Otrzymano zatem [5]:

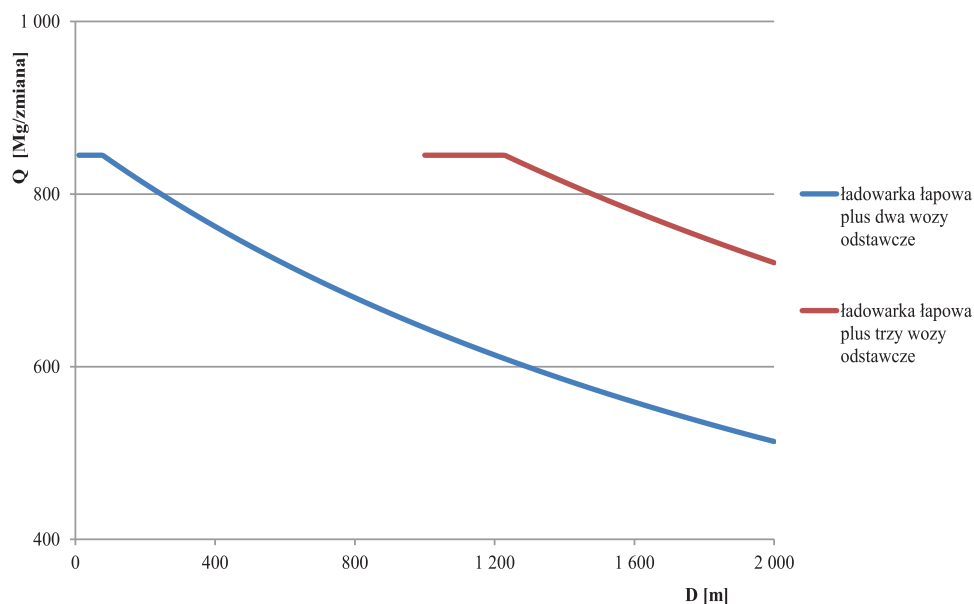
$$T_l = t_m + t_p + \frac{T_c (M_u - M_{wu})}{n M_{wu}} \quad (2.2)$$

Wydajność Q [Mg/zmiana] zestawu ładowarka wozy odstawcze, w odniesieniu do jednej zmiany roboczej (najczęściej 360 min) dla współczynnika nierównomierności 0,8 i stwierdzeniu, że brak jest zależności między postojem wozu odstawczego a stratami produkcji, wynosi [5]:

$$Q = \frac{M_u \cdot 360 \cdot 0,8}{T_l} \quad (2.3)$$

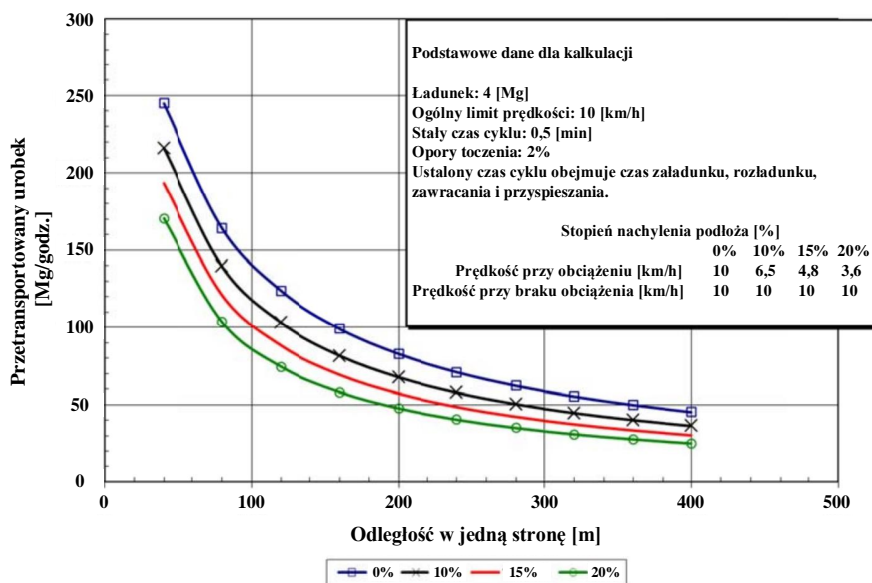
Wykres funkcji $Q = f(D)$, dla zestawu danych: $d = 80$ m, $l = 4,762$ min, $m = 0,29$ min, $w = 0,762$ min, $r = 4,5$ min, $v_2 = 133$ m/min, $v_1 = 400$ m/min, $t_m = 8,5$ min, $t_p = 10$ min, $n = 2$ lub 3 , $M_u = 240$ Mg i $M_{wu} = 20$ Mg przedstawiono na rysunku 2.8. Poziome odcięcie na wykresie wynika z maksymalnej zdolności załadowczej ładowarki na poziomie 845 Mg/zmianę.

Opisane są w literaturze również analogiczne rozważania dla ładowarek łyżkowych samodzielnie przewożących pozyskany urobek; można natknąć się tam na stwierdzenie, że zalecane odległości pomiędzy przodkami a punktami wyspowymi to 200–300 m [5]. W innych źródłach literaturowych można znaleźć informację, że zalecane odległości dla ładowarek łyżkowych to 60–600 m [77]. Jeden z producentów ładowarek zamieszcza wykres produktywności w zależności od stopnia nachylenia podłoża (rys. 2.9), z którego można wywnioskować zalecaną odległość transportu: nie więcej niż 400 m.



Rys. 2.8. Wydajność zmianowa w funkcji długości drogi transportu dla zestawu ładowarka plus dwa lub trzy wozy odstawcze [5]

Stopień nachylenia podłoża wpływa w oczywisty sposób na produktywność transportu realizowanego na pochylniach w kopalni. Sposób realizacji czynności transportowych musi być w ścisły sposób kontrolowany, w przeciwnym razie, przepływ ruchu

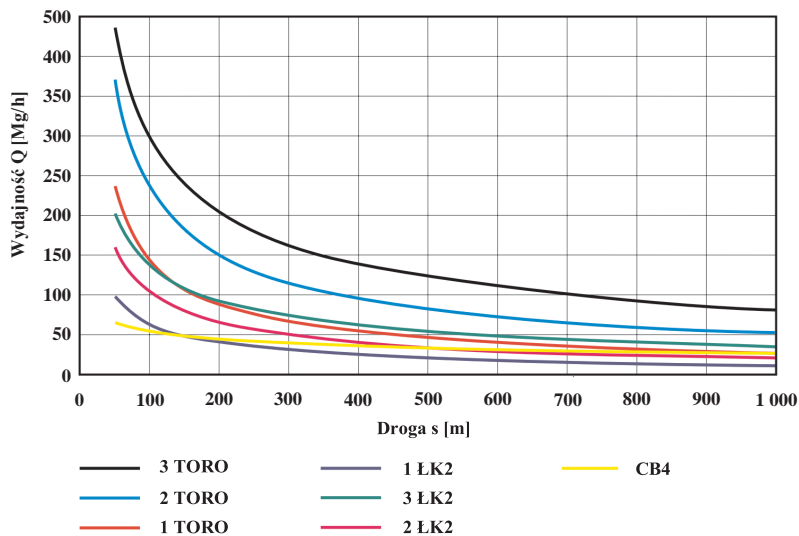


Rys. 2.9. Produktywność ładowarki Sandvik LH204 w zależności od stopnia nachylenia podłoża [216]

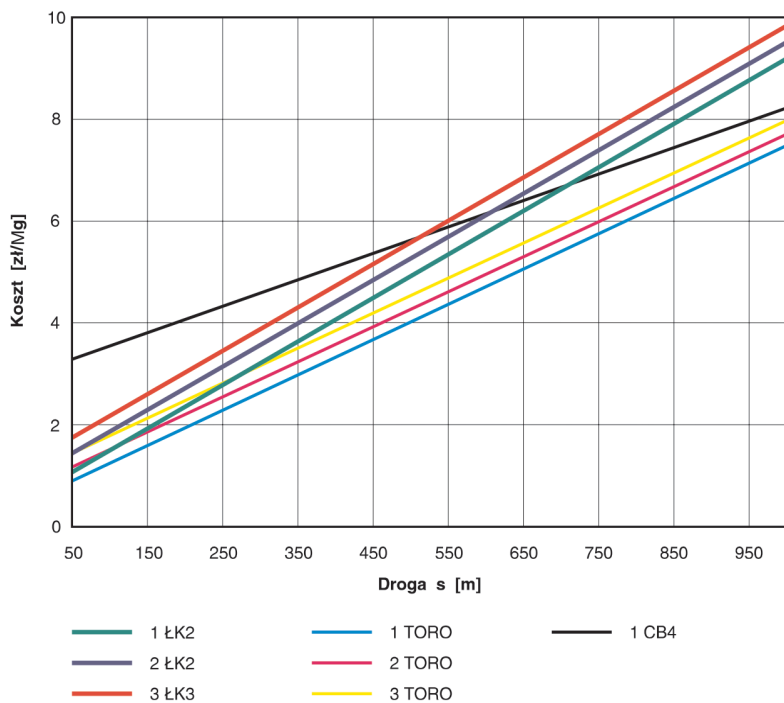
w pochylniach jest nieefektywny. Wydajność (liczona na pojazd) może nawet maleć w miarę dodawania kolejnych środków transportu. Efekt ten pokazuje nieefektywność powszechnie stosowanych strategii koordynacji samojezdnych maszyn górniczych i sugeruje możliwą drogę poprawy wydajności dróg transportowych [79]. Charakter zależności wydajności transportu urobku przez ładowarki pokazuje, że wysoka wydajność transportu osiągnięta jest tylko dla ograniczonej odległości, ponadto wraz ze wzrostem odległości szybko maleje.

Do podobnych wniosków można dojść, analizując wykresy wydajności i kosztów dla ładowarek łyżkowych i wozów odstawy sporządzone na potrzeby zakładów górniczych KGHM Polska Miedź S.A. Analizie poddano jednoczesne wykorzystanie różnej liczby urządzeń (liczba przed symbolem maszyny oznacza liczbę ładowarek ŁK2, TORO lub wozów odstawy CB4). Z wykresów wynika jednak, że ładowarki łyżkowe są wykorzystywane na odległości większe niż 400 m. Dobór środków transportu nie jest więc sprawą trywialną (dla rozbieżnych zaleceń z różnych źródeł), a decyzje podjęte w tym obszarze niosą ze sobą duże i długotrwałe konsekwencje kosztowe (rys. 2.10 i 2.11).

Transport urobku, również w kopalniach odkrywkowych, charakteryzuje się wielorakimi i zróżnicowanymi parametrami, mającymi wpływ na energochłonność. Dlatego też środki transportu powinny być dobierane z uwzględnieniem wszystkich istotnych kryteriów. Dobór ten może być wspomagany przez metody wielokryterialnego wspomagania decyzji [20].



Rys. 2.10. Wydajność środków transportu i ich zestawów w zależności od drogi odstawy [147]



Rys. 2.11. Koszt odstawy środków transportu i ich zestawów w zależności od drogi [147]

Systemy eksploatacji o wysokim stopniu mechanizacji i automatyzacji charakteryzują się niższym zużyciem energii w porównaniu do systemów o niskiej wydajności. Zużycie energii w systemach komorowych z magazynowaniem urobku czy komorowo-filarowych może wynosić około $50 \text{ kWh}_e/\text{Mg}$ urobku, aż do $140 \text{ kWh}_e/\text{Mg}$ urobku w systemach mniej wydajnych (zabierkowych z podsadzką w złożach żyłowych) [46]. Właściwie dobrane środki odstawy kołowej i taśmowej niewątpliwie mogą znacznie ograniczyć stopień zużycia energii zużywanej na potrzeby czynności transportowych. Jest to kluczowa kwestia, ponieważ transport rudy odstawa kołową i taśmową zużywa nawet do 54% energii koniecznej do pozyskania urobku w kopalni głębinowej rud miedzi [205].

Należy oczekiwać, że z właściwie dobranymi środkami transportu wiąże się pośrednio zmniejszenie ilości powstających spalin, a co za tym idzie, ograniczenie emisji dwutlenku węgla w procesach transportowych. Spełnia zatem jeden z najważniejszych celów sformułowanych w Europejskiej Polityce Logistycznej na lata 2011–2025 [132].

Jednym z głównych problemów decyzyjnych, które występują podczas harmonogramowania zadań pomiędzy dostępnymi rodzajami ładowarek łyżkowych, jest określenie ich koniecznej liczby. W tym celu można posłużyć się modelem, za pomocą którego można wyznaczyć optymalny w zadanych warunkach zestaw i ich liczbę [137]. Poszukiwanie możliwości wyznaczenia optymalnego rozwiązania doprowadziło do obszernych badań nad zastosowaniem programowania matematycznego do rozwiązywania problemów dotyczących planowania produkcji. Wielu autorów połączyło programowanie matematyczne z symulacją, aby usprawnić proces planowania [2, 41, 119, 131, 180]. Stosowano różnorodne metody szeregowania w podziemnym planowaniu kopalni, można do nich zaliczyć alternatywne metody szeregowania, programowanie liniowe (LP – *Linear Programming*) czy programowanie liniowe mieszane całkowito-liczbowe (MILP – *Mixed Integer Linear Programming*) [129, 152, 177, 178].

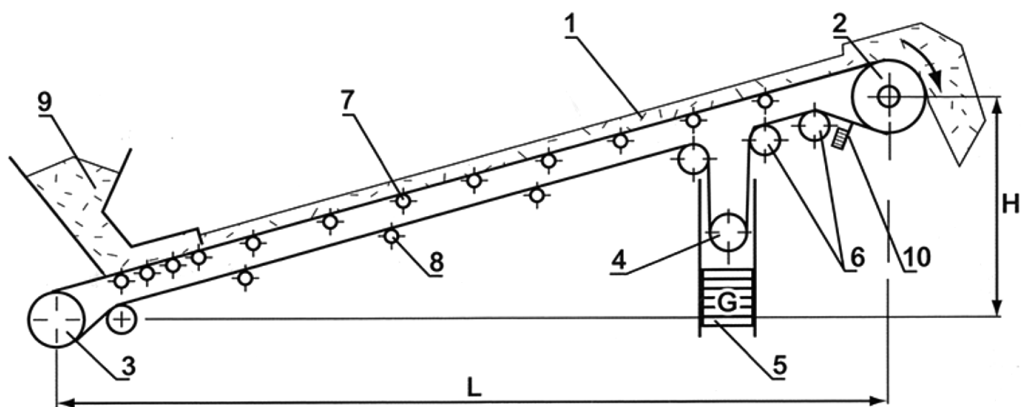
Pomimo że matematyczne modele budowane w celu optymalizacji planowania produkcji okazały się bardzo dokładne, metody symulacji i heurystyki są generalnie wykorzystywane do generowania wystarczająco dokładnego rozwiązania w rozsądnym czasie [193]. Osobną kwestią pozostają zagadnienia niezawodności środków transportu, a w szczególności wpływ niezawodności środków transportu na wydajność systemu i oraz na liczbę niezbędnych ładowarek do realizacji określonego zadania. Niezawodność środków transportu wpływa również na liczbę środków transportu pozostających w rezerwie oraz liczbę niezbędnych stanowisk naprawczych.

Do analizy niezawodności w systemach cyklicznych podczas realizacji prac górniczych wykorzystywane są m.in. modele z teorii obsługi masowej. Głównym elementem tej teorii jest strumień zgłoszeń zapotrzebowania na usługę. Zgłoszenia oczekują w poczekalni na obsługę zgodnie z regulaminem oczekiwania na proces obsługi (liczba stanowisk obsługi jest zdeterminowana), a czas obsługi jest zmienną losową. Teoria obsługi masowej umożliwia rozpatrywanie zagadnień inżynierskich związanych np. z utrzymaniem parku maszynowego w ruchu [47–49].

2.4. Przenośniki taśmowe wraz z punktami wyspowymi

Główną zasadą działania przenośników taśmowych jest przemieszczenie nosiwa (najczęściej urobku) na taśmie specjalnej budowy, względem której nosiwo⁶ pozostaje nieruchome [5]. Ogólny schemat budowy przenośników taśmowych pokazany jest na rysunku 2.12.

Przenośnik taśmowy składa się z kilku podstawowych podzespołów: taśmy pracującej w układzie zamkniętym (1), bębna napędowego (2) oraz bębna zwrotnego (3), zespołu napinającego składającego się z bębna (4) wraz z obciążnikiem napinającym (5), bębnow odchylających (6), zestawów krążników górnych i dolnych podtrzymujących taśmę (7, 8), urządzenia zasypowego (9) oraz urządzenia czyszczącego (10) mającego postać skrobaka czy zgarniaka. Oprócz zespołów głównych, przenośnik może być wyposażony w dodatkowe podzespoły o różnej funkcjonalności: zabezpieczenia przeciwpożarowe, wyłączniki awaryjne, czujniki spiętrzenia czy systemy monitorowania temperatury bębnow i krążników. W warunkach przemysłu górniczego konstrukcja nośna przenośnika jest zamocowana do spągu lub podwieszona za pomocą łańcuchów do stropu, a zespół napędowy oraz napinający stanowi najczęściej odrębny zestaw bębnow.



Rys. 2.12. Ogólny schemat przenośnika taśmowego [138], gdzie: 1 – taśma, 2 – bęben napędowy, 3 – bęben zwrotny, 4 – bęben napinający, 5 – obciążnik napinający, 6 – bęben odchylający, 7 – krążniki górne, 8 – krążniki dolne, 9 – urządzenia zasypowe, 10 – urządzenie czyszczące

Właściwości mechaniczne taśm muszą spełniać wysokie wymagania odnośnie do wytrzymałości na zerwanie w kierunku podłużnym (mniejsze w kierunku poprzecznym), dodatkowo powinny mieć odpowiednią giętkość w obu kierunkach, możliwie

⁶ Nosiwo – materiał przenoszony przez dźwignicę lub przenośnik.

małą masę własną i grubość, małe wydłużenie pod obciążeniem, wysoką trwałość, odporność na ścieranie, przebicie, wpływy atmosferyczne i inne [5].

W przenośnikach taśmowych instalowanych w kopalniach głębinowych stosuje się krążniki z osią stałą rozróżnia się zestawy jedno- i wielokrążnikowe. Krążniki⁷ pełnią różnorodne funkcje, rozróżnia się krążniki nośne, nadawowe, dolne, naprowadzające oraz krążniki do odwracania taśmy. Krążniki, również te z płaszczem z poliuretanu, mają krótką trwałość użytkową (od 2 do 4 lat), co oznacza konieczność ich częstego wymieniania [67]. Ze względu na sposób podparcia krążników wyróżnia się zestawy krążnikowe sztywne, w których krążniki oparte są na sztywnej konstrukcji przenośnika oraz zestawy krążnikowe elastyczne zawieszane na rurach, linach lub łańcuchach biegnących wzdłuż przenośnika po obu jego bokach. Krążnik składa się z kilku podstawowych elementów: płaszcza, osi, obsady łożysk, pierścieni osadniczych oraz pokryw. Komory łożyskowe wypełnione są smarem o odpowiednich właściwościach kluczowe jest stosowanie skutecznych uszczelnień, chroniących smar przed zanieczyszczeniami [5].

Przesypy to urządzenia do formowania, kierowania i wyrównywania strugi nosiwa w miejscu jego przeładunku z jednego przenośnika na drugi. Załadunek przenośnika odbierającego może się odbywać w jednym lub jednocześnie wielu miejscach, wzdłuż całej jego długości. Przesyp może być wyposażony w różne urządzenia do ochrony taśmy przed uderzeniami spadających brył nosiwa, zabezpieczenia przed przesypywaniem się nosiwa na boki taśmy czy wybierające obce przedmioty z transportowanego nosiwa (elementy drewniane czy metalowe).

Z kolei urządzenia napinające służą do wywołania wstępnego napięcia taśmy, niezbędnego do zabezpieczenia ruchu przenośnika we wszystkich stanach pracy przenośnika, do prawidłowego przekazania siły pociągowej napędu. Urządzenia te umieszcza się przy stacji napędowej lub zwrotnej, w dolnej gałęzi przenośnika.

Napęd przenośnika taśmowego stanowi stacja napędowa, która powinna mieć dostateczną moc do wprawiania w ruch taśmy oraz utrzymywania jej prędkości w żądanym zakresie przy zadanym obciążeniu. Stacja napędowa składa się m.in. z bębnow napędowych, silników, sprzęgieł, przekładni zębatach, hamulców, urządzeń czyszczących osłon i blach bocznych. Od stacji napędowej wymaga się odpowiedniej wytrzymałości, osiągniętej przy prostocie konstrukcji, małych wymiarach i masie oraz trwałości wyższej od pozostałych elementów przenośnika [5].

Do ważnych podzespołów przenośników taśmowych zaliczyć można ponadto bębny napędowe. Do zadań bębnow napędowych należy przenoszenie momentu obrotowego z wału na taśmę. Ponadto wyróżnia się bębny napinające, zwrotne i wysypowe. Bębny umieszcza się w miejscach zmiany kierunku ruchu taśmy, a ich średnice dobiera się w zależności od budowy taśmy i jej obciążenia [5].

⁷ Krążnik – wałek umieszczony na osi, obracający się dzięki łożyskom wspornika, podtrzymuje taśmę przenośnika.

Stosuje się najczęściej przenośniki o szerokości taśmy 800 i 1000 mm (np. typy PTG oraz Gwarek) o długości ciągu do 800 m. Kąt nachylenia nie powinien przekraczać 18° . Prędkość przenośnika może dochodzić do 6,3 m/s. Teoretyczna wydajność Q_w przenośnika może być wyliczona ze wzoru (2.4) [144] lub jest podawana w postaci tabelarycznej [18]:

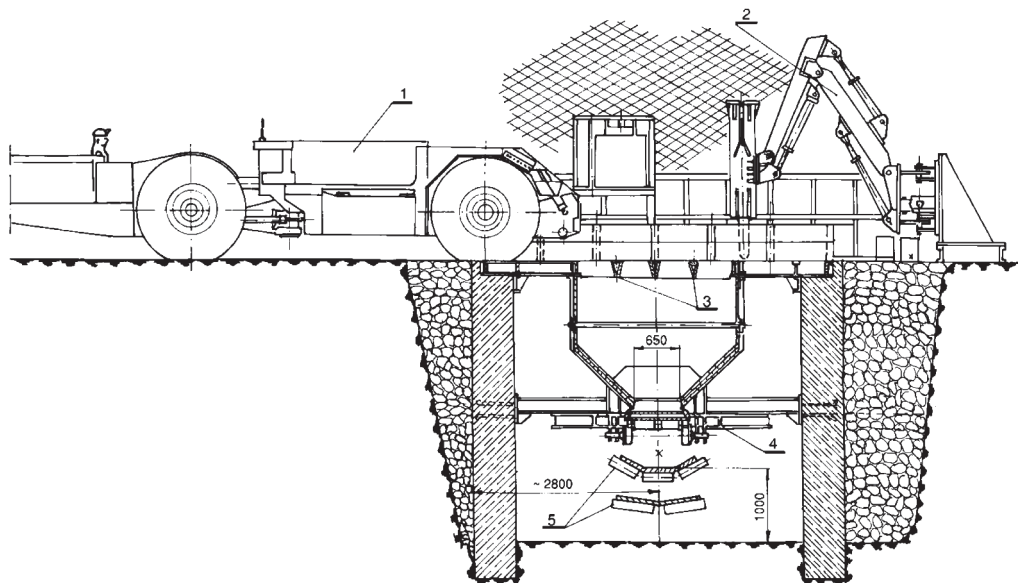
$$Q_w = 3600 S_u V_t \gamma_u \quad (2.4)$$

gdzie: S_u – teoretyczna powierzchnia przekroju przyzmy urobku na przenośniku [m^3], V_t – prędkość taśmy [m/s], γ_u – ciężar objętościowy urobku [Mg/m^3], Q_w – wydajność przenośnika [Mg/h].

Podczas pracy przenośników taśmowych monitoruje się stan taśm, w szczególności ich łączenia, za pomocą różnorodnych narzędzi diagnostycznych, oceniając stan taśm w zakresie ich stopnia zużycia i odporności na przebicie [8].

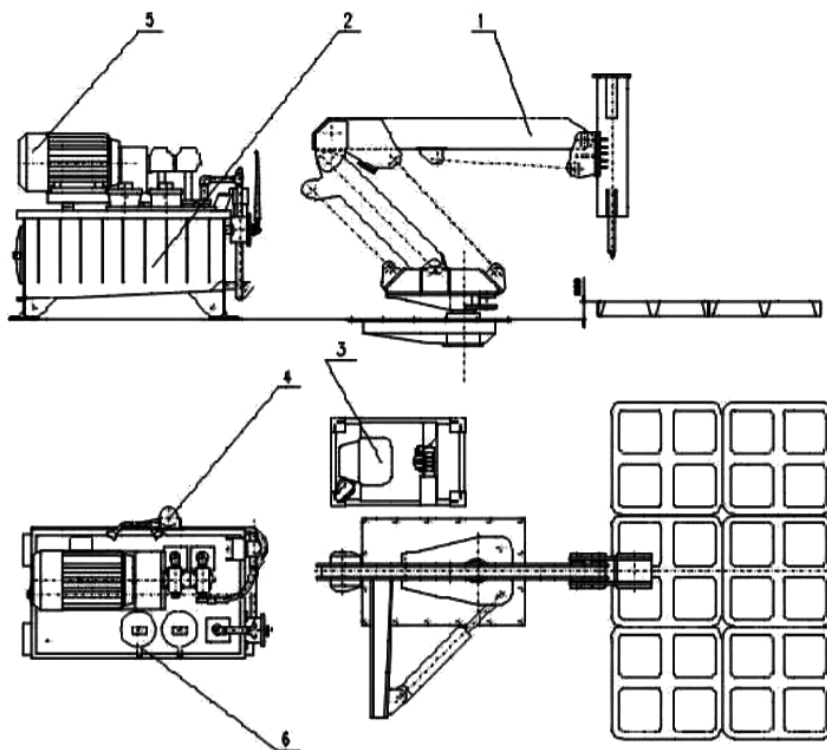
Punkty wysypowe

Wozy odstawy lub ładowarki przewożą urobek do oddziałowych punktów przeładowniczych (tzw. punkt wysypowy, rys. 2.13), gdzie wysypywany jest on bezpośrednio na krąg pełniącą rolę klasyfikatora.



Rys. 2.13. Schemat oddziałowego punktu przeładowniczego [147], gdzie: 1 – wóz odstawczy, 2 – młot hydrauliczny, 3 – krata wysypowa, 4 – zsuwnia, 5 – przenośnik taśmowy

Pozostające na kracie bryły nadwymiarowe rozdrabnianie są w sposób mechaniczny za pomocą młotów hydraulicznych (rys. 2.14).



Rys. 2.14. Urządzenie do rozbijania brył URB wykorzystywane w punkcie przeładowniczym [218],
gdzie: 1 – wysięgnik młota, 2 – agregat hydrauliczny, 3 – pulpit sterowniczy w kabinie operatora,
4 – instalacja gaśnicza, 5 – instalacja elektryczna, 6 – instalacja hydrauliczna

Młot hydrauliczny sterowany jest przez operatora obserwującego przebieg wysypu. Krata znajduje się bezpośrednio nad zbiornikiem, z którego za pomocą zsuwni wykonującej ruch posuwisto-zwrotny urobek dozowany jest na przenośnik taśmowy. Płaszczyzna zsuwni znajduje się około 0,6 m nad taśmą.

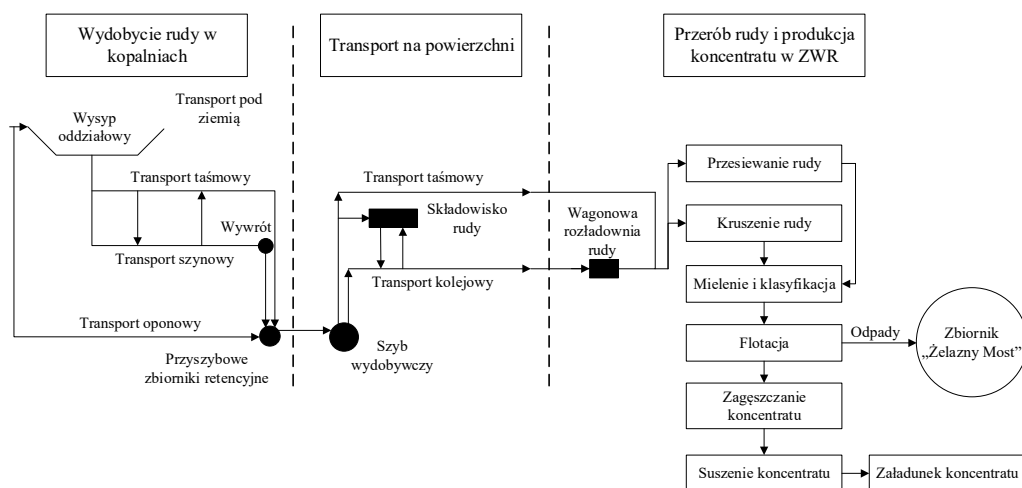
Na trasie pojedynczego przenośnika może być zainstalowanych do kilku punktów wysypowych z kratą stacjonarną lub przestawialną. Młot hydrauliczny, tzw. URB (Urządzenie do Rozbijania Brył), przenosi się do kolejnego punktu wysypowego, gdy droga transportowa z przodków na linii frontu wydobywania wydłuży się znacząco do punktu wysypowego. Strumienie urobku wychodzące z oddziałów wydobywczych kierowane są zazwyczaj do oddziałowych zbiorników retencyjnych.

2.5. Idea systemu transportowego w kopalni głębinowej

Szczególną uwagę w kopalni głębinowej należy zwrócić na całokształt systemu transportowego urobku, ponieważ determinuje on zdolność wydobywczą całego przed-

siębiorstwa górniczego. Warunkiem sprawnego i bezpiecznego prowadzenia wydobycia pożądanego urobku jest przecież wydajny i efektywny system logistyczny [61].

System logistyczny urobku w kopalni głębinowej rud miedzi zawiera w swojej strukturze środki transportu oponowego (ładowarki i wozy odstawy) i przenośniki taśmowe. Kolejnymi najważniejszymi elementami tego systemu logistycznego są liczne zbiorniki retencyjne, kolej podziemna i szyby wyciągowe. Po wydobyciu urobku na powierzchnię następuje jego transport do zakładu przeróbki rudy za pomocą przenośników taśmowych lub kolei. W zakładzie tym realizowane są procesy wzbogacania rudy, a uzyskany koncentrat transportowany jest dalej do hut miedzi. Ogólny schemat transportu urobku pomiędzy kopalnią z zakładem wzbogacania rudy prezentuje rysunek 2.15.



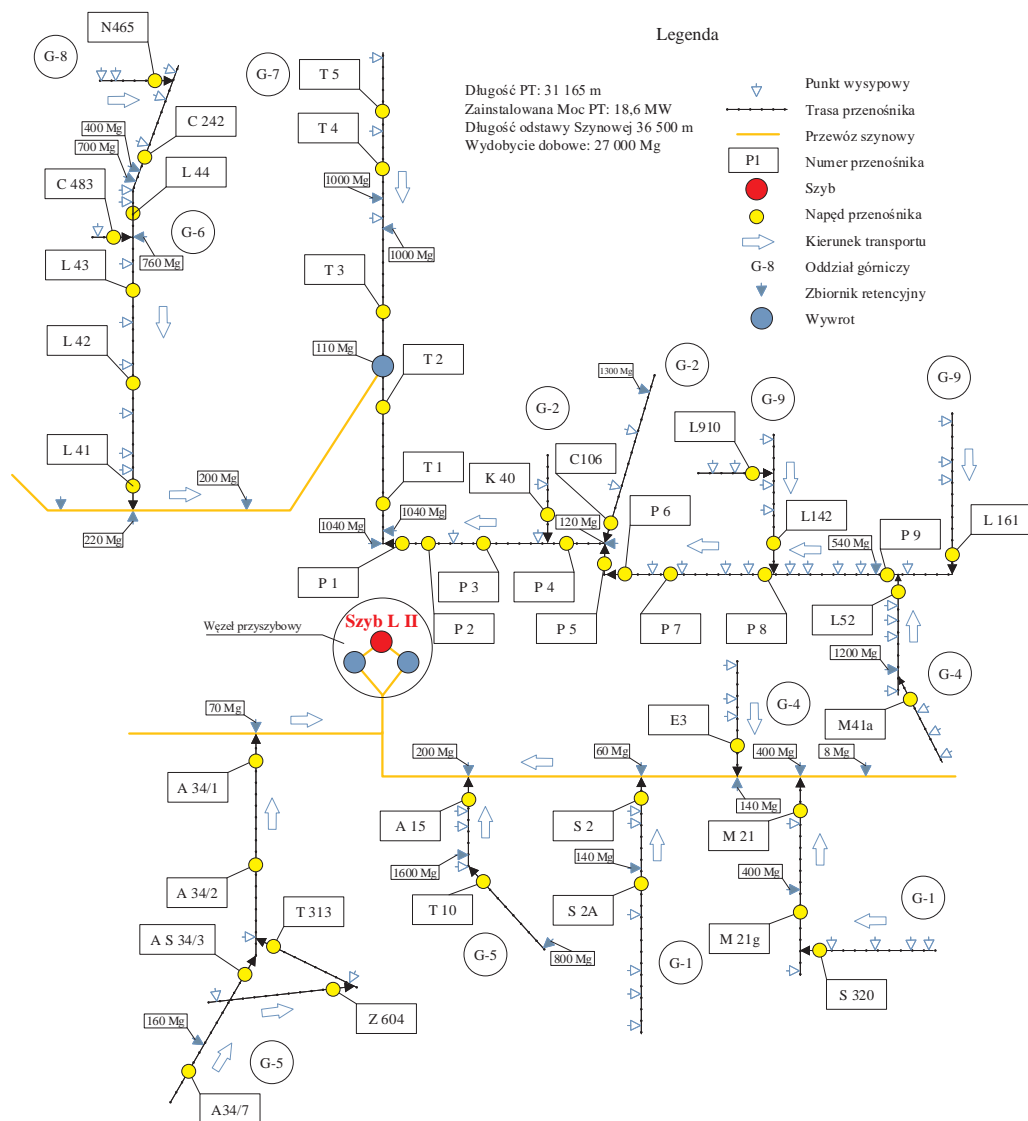
Rys. 2.15. Schemat transportu urobku pomiędzy kopalnią a zakładem przeróbki rudy [210]

Ze względu na technologię eksploatacji złoża, która prowadzona jest systemem komorowo-filarowym, w rejonie oddziałów wydobywczych prowadzony jest przewóz z użyciem ładowarek i wozów odstawczych, które transportują materiał do punktów załadunku na przenośniki taśmowe. Urobek przeładowywany jest na przenośniki taśmowe za pośrednictwem punktów wysypowych.

Inną ważną cechą takiego systemu logistycznego, pod kątem niezawodności jest występowanie wielu punktów załadunkowych wzdłuż trasy przenośników pracujących w rejonach oddziałów wydobywczych. Dzięki takiej budowie systemu transportowego jest on bardziej elastyczny, a przede wszystkim mniej wrażliwy na ewentualne awarie pojawiające się podczas jego pracy [175].

Do najczęściej wykorzystywanych typów przenośników taśmowych w KGHM Polska Miedź S.A. należą Legmet 1000, Legmet 1200, Gwarek 1000 czy Poltegor 1400

(liczba w nazwie oznacza szerokość taśmy przenośnika [mm], wydajność nominalna wynosi 1100–3000 Mg/h, długości zainstalowanych pojedynczych przenośników wynikają z potrzeb i ograniczeń technologicznych [147]). Następnie urobek z przenośników taśmowych za pośrednictwem zbiorników retencyjnych przeładowywany jest na wozy kolei podziemnej.



Rys. 2.16. System transportu szynowego i przenośników taśmowych w kopalni ZG Lubin, uaktualnione przedstawienie schematyczne [13]

Potrzeba magazynowania urobku w zbiornikach wynika z nierównomierności natężenia spływu strumienia rudy z przodków eksploatacyjnych oraz faktu, że w skład systemu logistycznego wchodzi urządzenie różniące się wydajnością i pracujące w różnych okresach. Ponadto transport urobku za pomocą odstawy oponowej ma charakter cykliczny. Szczegółowy schemat systemu transportowego urobku na przykładzie kopalni Lubin (KGHM Polska Miedź S.A.) przedstawiono na rysunku 2.16.

Innym stosowanym rozwiązaniem jest transport urobku przenośnikami taśmowymi bezpośrednio w rejon szybu (bez wykorzystania kolei podziemnej), gdzie znajdują się zbiorniki przyszybowe. Takie rozwiązanie można spotkać chociażby w kopalni Rudna (KGHM Polska Miedź S.A.). Można się spotkać z opinią, że zbiorniki wyrównawcze uniezależniają pracę oddziałów i urządzeń szybowych od transportu kolejowego. Efektem jest łatwiejsza organizacja pracy maszyn i urządzeń wchodzących w skład struktury systemu transportowego [147].

Następnie urobek transportowany jest koleją podziemną w pobliże szybu. Za pomocą kolei podziemnej transportowany jest nie tylko pozyskany urobek, ale również paliwa, oleje, materiały wybuchowe czy realizowany jest przewóz załogi. Rozładunek urobku z wozów kolei podziemnej, na podszybiu, następuje za pomocą wywrotów obrotowych. Dużym ułatwieniem rozładunku jest możliwość przeprowadzania tej operacji bez konieczności rozpinania składu pociągu.

Urobek, zanim trafi do skipów⁸ w szybie wyciągowym, przechodzi jeszcze przez kruszarki szczękowe oraz specjalną kieszeń odmierzającą ilość urobku.

2.6. Planowanie zasobów w przedsiębiorstwie górniczym

Planowanie w przedsiębiorstwie górniczym stanowi sformalizowany proces podejmowania decyzji, w którym wypracowuje się pożądany obraz przyszłego stanu przedsiębiorstwa, tworzących go kopalń i innych jednostek organizacyjnych oraz określa się sposoby jego realizacji. Właściwie opracowany plan przedsiębiorstwa górniczego powinien [9]:

- umożliwić realizację przyjętych zadań w określonych warunkach geologiczno-górniczych,
- zapewnić wykorzystanie zasobów geologicznych zgodnie z gospodarką zrównoważonego rozwoju,
- minimalizować zagrożenia ze strony prowadzonych robót, zarówno dla prac prowadzonych w wyrobiskach podziemnych, jak i dla bezpieczeństwa powszechnego na powierzchni,

⁸ Skip – naczynie służące do wyciągania urobku, zawieszane na linie w szybie.

- minimalizować niekorzystne wpływy eksploatacji na powierzchnię, a górnictwa na środowisko naturalne,
- wprowadzać porządek w zapewnianiu właściwych kadr (zasobów ludzkich), ograniczając możliwość dezorganizacji prowadzonych procesów produkcyjnych i jej niekorzystnych skutków, umożliwić racjonalizację wykorzystania czasu pracy,
- zapewnić działania w sferze rozwoju i przygotowania produkcji zgodnie z założonymi celami,
- zapewnić uzyskiwanie takich wyników finansowych, które umożliwią jego stabilne funkcjonowanie w warunkach gospodarki rynkowej.

Podczas doboru optymalnego systemu eksploatacji należy uwzględnić, że różne parametry dotyczące koncepcji kopalni (np. infrastruktura, kolejność wybierania), efektywność ekonomiczna i mechaniczna czy parametry geologiczne i geotechniczne mają różny stopień kontroli, zarówno na etapie projektowania jak i na etapie eksploatacji złoża.

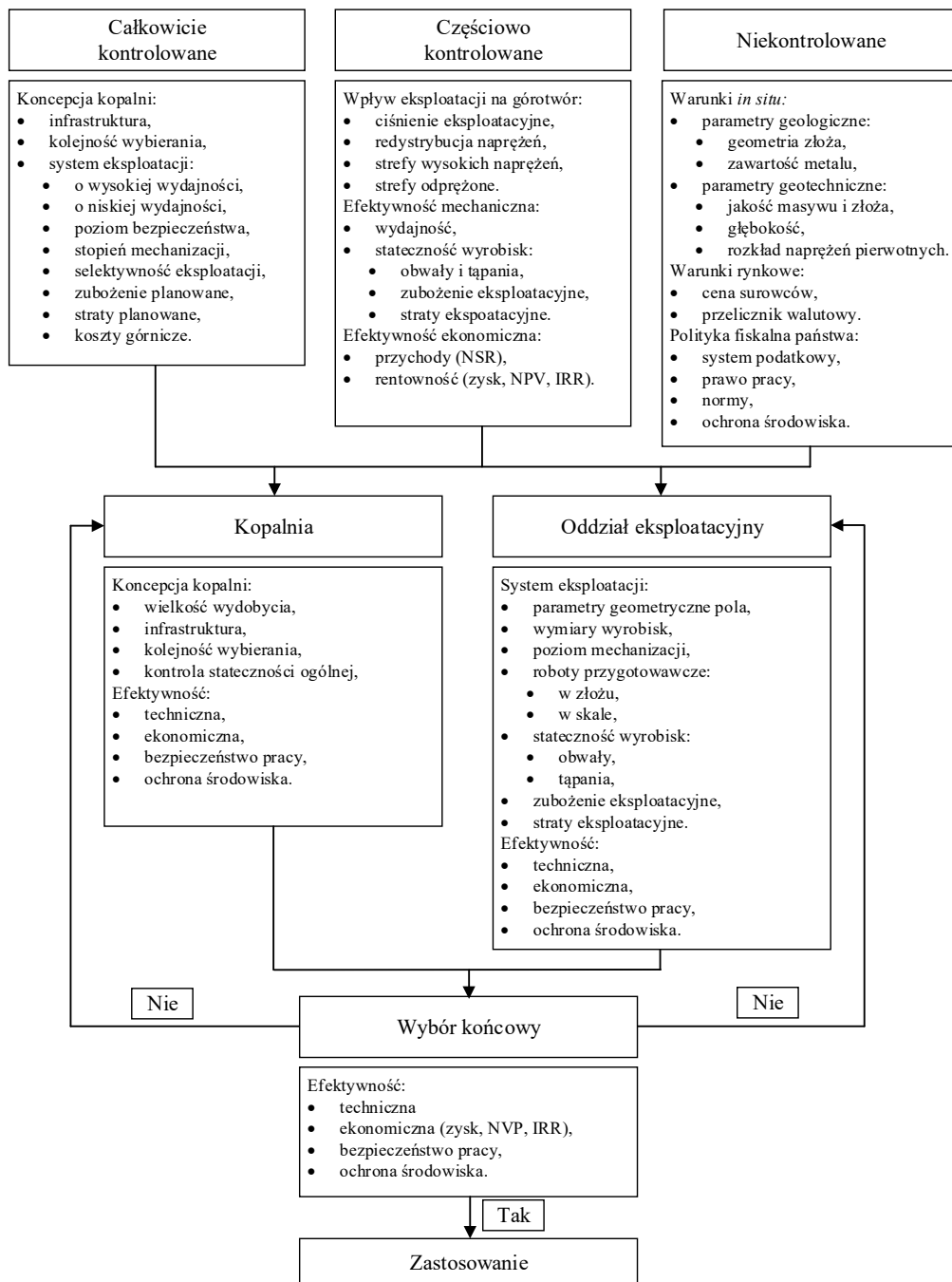
Wśród dokumentów planistycznych sporządzanych w przedsiębiorstwie górniczym można wyodrębnić ich dwie grupy: plany techniczne (związane z produkcją) oraz plany ekonomiczne. Plan produkcji przedsiębiorstwa górniczego zawiera w swojej treści dane dotyczące wielkości, struktury i sposobu produkcji w ujęciu ilościowym i wartościowym. Wielkość i struktura produkcji są implikowane z jednej strony stanem zasobów geologicznych i uwarunkowaniami technologicznymi, w jakich produkcja jest i będzie prowadzona, z drugiej zaś wyznaczają zapotrzebowanie na określone środki. Oprócz ilościowego i wartościowego ustalania produkcji w przekroju asortymentowym i jakościowym, określa się także podział w czasie oraz pomiędzy poszczególnymi jednostkami produkcyjnymi.

Plan dotyczący wielkości wydobycia powinien być realny, jego wielkość musi być zawsze ściśle powiązana z poziomem zdolności produkcyjnych najsłabszego ogniwa produkcyjnego w całym ciągu technologicznym. Jednocześnie w planie należy zawrzeć te elementy, które będą przyczyniać się do równoważenia zdolności produkcyjnych poszczególnych ogniw. Wynika to z tego, że jeżeli zdolność produkcyjna któregoś ogniwa jest nadmierna względem możliwości innych, generuje to tylko nieuzasadnione koszty [9].

Tylko niektóre parametry dotyczące koncepcji kopalni mogą być kontrolowane całkowicie przez projektantów i operatorów górniczych, inne tylko częściowo, a na niektóre nie mają oni żadnego wpływu. Dodatkowo stopień kontroli niektórych parametrów zależy w znacznym stopniu od wiedzy górników oraz zgromadzonego doświadczenia zawodowego (rys. 2.17) [148].

Eksploatacja nowego pola w kopalni ma niewątpliwie cechy projektu inwestycyjnego. Występują cztery fazy charakterystyczne dla projektów inwestycyjnych [35]:

- faza przedinwestycyjna, w której opracowuje się projekt eksploatacji pola;
- faza inwestycyjna, w której:



Rys. 2.17. Różny stopień kontroli podstawowych parametrów [148]

- wykonuje się niezbędne wyrobiska udostępniające i przygotowawcze oraz wyrobiska komorowe,
- wykonuje się niezbędne instalacje techniczne,
- wyposaża się pole w urządzenia i park maszynowy,
- wyposaża się pole w początkowy zapas środków obrotowych (narzędzia, kotły, materiały wybuchowe i inne);
- faza operacyjna, polegająca na eksploatacji zasobów;
- faza likwidacyjna, w której majątek produktywny przekazywany jest do użytkowania podczas eksploatacji następnych pól, natomiast majątek nieproduktywny jest złomowany, wyrobiska górnicze są likwidowane zgodnie z projektem eksploatacji i likwidacji pola.

Opłacalność ekonomiczna eksploatacji złoża jest ściśle powiązana z zawartością pożądaną kopaliny i kosztami jej wydobywania [155]. Kryteria przemysłowości zasobów, ustalane na podstawie warunków ekonomicznych, są w istocie transformacją kryteriów ekonomicznych na parametry złoża. Na etapie sporządzania projektów zagospodarowania złóż zasoby rozpoznane są z dokładnością $\pm 30\%$, natomiast w fazie eksploatacji z dokładnością $\pm 10\%$. Fakt ten wymusza stosowanie różnych metod ustalania kryteriów dla złóż niezagospodarowanych (etap sporządzania projektu zagospodarowania złóż) oraz dla złóż zagospodarowanych (etap aktualizacji projektów zagospodarowania złóż w fazie ich eksploatacji).

Zastosowanie wskaźników dynamicznych (wartości zaktualizowanej netto) zapewnia spójność metody ustalania kryteriów przemysłowości zasobów z metodą oceny efektywności inwestycji. Istotą metod ustalania kryteriów przemysłowości dla złóż niezagospodarowanych jest przyjęty model kosztów z ich podziałem na koszty stałe i zmienne względem zasobów obszaru górniczego lub jego części. W ten sposób następuje powiązanie kryteriów przemysłowości zasobów z poziomem kosztów wydobywania kopaliny w ustalonych warunkach rynkowych [206].

Osiągnięcie „trwałej wartości ekonomicznej i długoterminowych zysków” przez zakład górniczy jest utrudnione przez różnego rodzaju ryzyka związane z charakterem eksploatowanego złoża.

W biznesie – a górnictwo nie jest tu wyjątkiem – często można zauważyć, że większe ryzyko wiąże się zwykle ze zwiększonymi zwrotami ekonomicznymi. Problemy związane są również z nieodnawialnym i skończonym charakterem zasobów mineralnych. Długoterminowy zysk ekonomiczny w górnictwie jest zwykle wynikiem unikatowej i przemyślanej strategii, wykraczającej poza okres krótkoterminowej optymalizacji [39].

Natomiast metody, narzędzia i techniki, którymi mogą się posłużyć projektanci systemów produkcyjnych i logistycznych, dotyczą m.in. takich obszarów nauki i techniki, jak [102]:

- inżynieria oprogramowania,
- teoria i technika systemów,

- teoria i technika sterowania i regulacji,
- inżynieria wiedzy,
- analiza wartości,
- teoria konstrukcji maszyn i urządzeń,
- teoria eksploatacji systemów technicznych,
- teoria organizacji i zarządzania,
- badania operacyjne,
- procedury optymalizacyjne wykorzystujące algorytmy genetyczne, ewolucyjne, sztuczne sieci neuronowe, programowanie genetyczne, algorytmy rojowe czy metody symulacyjne [10–12, 64, 115, 121, 136].

W czasach stałych zmian ekonomicznych konieczne stają się autonomiczne reakcje przedsiębiorstwa. Działania te są wspomagane przez następujące kierunki i metody zarządzania związane z [118]:

- jakością: TQM, ISO 9000, Six Sigma, HACCP, benchmarking,
- wynikami: controlling, logistyka, motywowanie,
- klientem: marketing, TQM,
- procesami: logistyka, ISO, zarządzanie procesami,
- pracownikiem: HRM, TQM,
- zmianami: Lean Management, BPR, benchmarking, controlling, marketing, motywacja, organizacja wirtualna i inne,
- wiedzą: zarządzanie wiedzą, szkolenia, organizacja ucząca się, HRM, ISO.

Należy tu zwrócić uwagę na występowanie zjawiska mody w obszarze zarządzania, którego istotą jest bezwarunkowe promowanie wybranego podejścia (w pewnym okresie), z jednoczesnym dyskredytowaniem innych metod. Wymienione orientacje w zarządzaniu przenikają w coraz większym stopniu do branży górniczej, podobnie jak metody planowania procesów.

Planowanie produkcji odbywa się dla różnych okresów. Zasadnicze znaczenie dla jego efektywności ma planowanie zadań systemu produkcyjnego w krótkich okresach. Wyróżnić możemy następujące podstawowe modele realizacji procesu planowania produkcji [56]:

- Planowanie globalne, w którym wszystkie zależności między elementami systemu produkcyjnego uwzględniane są równocześnie. Plan produkcji ma formę zadania matematycznego. Rozwiązanie takiego zadania jest optymalne w sensie matematycznym (daje ekstremalną wartość funkcji celu) i w pełni odpowiada warunkom rzeczywistym. Prezentowane w literaturze zadania planowania globalnego nie nadają się, ze względu na ich stopień komplikacji, do praktycznego wykorzystania w warunkach funkcjonujących w rzeczywistości systemów produkcyjnych.
- Planowanie hierarchiczne, w którym zależności pomiędzy elementami systemu produkcyjnego rozpatrywane są w obrębie arbitralnie wyróżnionych poziomów struktury systemu. Wyróżnienie tych poziomów umożliwia realistyczne odwzo-

rowanie struktury istniejących w rzeczywistości systemów produkcyjnych i specyfiki poszczególnych branż. Zapewniona jest wewnętrzna spójność pomiędzy poszczególnymi poziomami. Arbitralność wyodrębnienia poszczególnych poziomów systemu przesądza jednak, że otrzymywane drogą planowania hierarchicznego rozwiązania nie mogą być uznane za optymalne.

- Planowanie sukcesywne oparte na powtarzalnej, niezależnej od warunków strukturyze procesu planowania. Podział procesu planowania i sekwencja realizowanych czynności mają charakter intuicyjny. Determinuje ona kolejność procedur planistycznych, określa wykorzystywane w procesie planowania informacje i ich obieg pomiędzy poszczególnymi szczeblami planowania. Procedury planistyczne opierają się na prostych deterministycznych zależnościach z zakresu pracochłonności i bilansowania obciążeń z dostępnym potencjałem.

2.7. Wybrane narzędzia informatyczne wspomagające planowanie i prowadzenie robót górniczych

Inżynierowie górnictwa byli zainteresowani wykorzystaniem mocy obliczeniowej komputerów do budowy modeli symulacyjnych procesów górniczych od lat 60. i 70. XX wieku, właściwie od momentu rozpowszechnienia się komputeryzacji. Jednym z obszarów zarządzania strategicznego kopalniami, wspomaganym przez narzędzia informatyczne, jest prowadzenie pomiarów geologicznych. W przypadku kopalń rud miedzi są to pomiary zawartości Cu w profilu pionowym skał złożowych, wykonane przez służby geologiczne. Masowy charakter tych informacji wymaga sprawnego mechanizmu ich rejestrowania i przetwarzania. Prace te wspomaga np. system informatyczny Geolog; wykorzystywany jest do wspomagania prac prowadzonych w działach geologicznych kopalń. Obecna wersja programu składa się z czterech podsystemów i służy do [161]:

- do analizy parametrów złoża w wybranych obszarach, w szczególności w blokach geologicznych (przedmiotem analizy jest okruszczowanie złoża miedzią lub miedzią ekwiwalentną),
- przeprowadzania analizy parametrów złoża w polach eksploatacyjnych (przedmiotem analizy jest okruszczowanie złoża miedzią lub miedzią ekwiwalentną, a także srebrem i ołowiem),
- wspomaganie analizy parametrów złoża w wybranych obszarach, w szczególności w blokach geologicznych (przedmiotem analizy jest okruszczowanie złoża składnikami towarzyszącymi miedzi),
- ewidencjonowania i bilansowania zasobów złoża w zadanych przedziałach czasu.

Dalszy przewidywany rozwój systemu Geolog to jego integracja z systemami wspomagającymi projektowanie i eksploatację złoża oraz ekonomiczną optymalizację

procesu wydobywczego i przetwarzania. Wspomniane modelowanie złóż umożliwiają obecnie systemy informatyczne różnych dostawców oprogramowania [55]:

- CAE Mining,
- Maptek Pty Ltd,
- ARANZ Geo,
- Deswik,
- Geolisp,
- ABB Ventyx.

Modelowanie 3D głównych wyrobisk górniczych jest realizowane również za pomocą programu Bentley Map, umożliwiającego ponadto inwentaryzację wyrobisk z wykorzystaniem skaningu laserowego wraz z opracowaniem wyników w środowisku Bentley Microstation. Oprócz sporządzania numerycznych modeli złóż, oprogramowanie tej klasy umożliwia również:

- dokonanie obliczeń deformacji elementów struktury komorowo-filarowej dla poszczególnych pól [38],
- projektowanie rozcinki i harmonogramowanie produkcji wraz z wizualizacją,
- wykorzystanie wyników skanowania laserowego,
- uwzględnienie zaburzeń geologicznych,
- opracowywanie modeli hydrogeologicznych i geotermicznych.

Większość zabudowanych na dole i powierzchni kopalni urządzeń energomechanicznych nadzorowanych jest przez systemy typu SCADA, służących jako podstawowe systemy wizualizacyjne stanu urządzeń, dając informacje o stanie pracy lub awarii, a w niektórych przypadkach umożliwiając zdalne ich sterowanie. Systemy monitorowania parametrów bezpieczeństwa i nadzoru urządzeń energomechanicznych są podstawowym narzędziem umożliwiającym pozyskanie informacji na temat stanu pracy maszyn, a więc nadzoru procesów produkcyjnych. Systemy SCADA bezpośrednio komunikują się z automatyką urządzeń, podając wszystkie możliwe parametry maszyn i urządzeń. Wizualizacja parametrów bezpieczeństwa realizowana przez pozyskanie i przedstawienie informacji o stanie pracy stacji wentylatorów, informacji o ciśnieniu powietrza, prędkości powietrza i ilości przepływającego powietrza w kanałach wentylacyjnych, stanu położenia tam wentylacyjnych, informacji z pompowni odwadniania o poziomie wody w zbiornikach i stanu pracy pomp oraz wielkości przepływu pompowanej wody, informacji z sygnalizacji pożarowej komór paliw oraz informacji o stanie pracy elektrycznych rozdzielni zasilających, wielkości obciążeń i informacji o pobudzeniu lub zadziałaniu zabezpieczeń elektrycznych. Oprócz systemów monitorujących parametry bezpieczeństwa oraz pracy urządzeń energomechanicznych, Zakłady Górnicze wykorzystują oprogramowanie monitorujące sieci elektroenergetyczne oraz systemy bilansujące zużycie energii [69]. Wykaz podstawowych systemów typu SCADA w KGHM Polska Miedź S.A. zawiera tabela 2.4.

Tabela 2.4. Zestawienie systemów SCADA stosowanych w KGHM Polska Miedź S.A. [69]

Realizowana funkcja	ZG Lubin	ZG Rudna	ZG Polkowice Sieroszowice
System monitorujący parametry bezpieczeństwa i nadzoru nad realizowanymi procesami technologicznymi	Wizcon	Paragon TNT	Wizcon
System monitorujący parametry bezpieczeństwa i nadzorujący pracę sieci elektroenergetycznej	Syndis RV	WindEX	WindEX

Zadaniem systemów SCADA jest przekazanie służbom dyspozytorskim oraz technicznym czytelnej jednoznacznej informacji. W tym celu obrazy wizualizacji charakteryzują się czytelnością i przypisane są do nich sygnały niezbędne do weryfikacji stanu urządzenia lub monitorujące bezpieczeństwo. Taki sposób wizualizacji umożliwia ergonomiczny sposób obsługi oraz przedstawienie informacji, uwzględniający możliwości percepcyjne dyspozytora [69, 181].

Analogiczne systemy dyspozytorskie znajdują się w kopalniach odkrywkowych, przy czym zakres ich funkcjonalności obejmuje dodatkowo nadzorowanie pracy samodzielnymi maszynami górniczymi, realizowane w sposób manualny, półautomatyczny lub automatyczny. System manualny polega na otrzymywaniu przez operatorów maszyn górniczych dyspozycji pracy bezpośrednio od dyspozytora ruchu. W przypadku systemu półautomatycznego wszystkie decyzje również podejmuje dyspozytor, ale jest on wspomagany przez odpowiednie systemy komputerowe, zaprogramowane tak, aby dostarczały dyspozytorowi niezbędnych informacji do dokonywania trafnych decyzji. Taki system umożliwia już zintegrowane raportowanie, przetwarzanie i archiwizowanie danych, które mogą być wykorzystywane do dokonywania bieżących analiz efektywności prowadzonego procesu produkcyjnego. W systemie automatycznym decyzje wydawane są na podstawie specjalnie opracowanych algorytmów, które kierują je bezpośrednio do koparek i wozideł, a polecenia wyświetlają się w kabinach operatorów maszyn. Zadaniem dyspozytora jest tylko monitorowanie całości operacji bądź dokonywanie zmian w wytycznych produkcyjnych, w zależności od zmieniających się warunków pracy na kopalni. Automatyczny system sam dokonuje wyboru, które wozidło powinno zostać załadowane przez daną koparkę. Wykonuje się przy tym optymalizację czasów cykli z uwzględnieniem następujących priorytetów [93]:

- minimalizowanie czasów postojów sprzętu technologicznego,
- minimalizowanie liczby sprzętu niezbędnego do wykonania danej czynności,
- maksymalizowanie ilości wydobytego urobku,
- dostosowywanie się do wymaganych parametrów jakościowych kopaliny.

Podstawą efektywnej pracy automatycznego systemu dyspozytorskiego jest wiarygodny model blokowy złoża oraz warstw nadkładowych, aktualizowany w ciągły sposób. Monitorowany jest stan techniczny wykorzystywanych maszyn oraz zamodelowane w 3D wyrobiska wraz z drogami transportowymi, po których mogą poruszać się wozidła. Przykładem takiego automatycznego systemu dyspozytorskiego może być Wenco

Fleet Control®, wykorzystywany w kopalni Sierra Gorda, której właścicielami są KGHM International Ltd oraz Sumitomo Metal Mining i Sumitomo Corporation [93].

Duży potencjał rozwojowy w górnictwie ma obszar zdalnej diagnostyki maszyn, współpracujący ze wspomnianymi wcześniej systemami dyspozytorskimi. Dziedzina ta jest rozwijana od kilkudziesięciu lat, umożliwia między innymi wczesne wykrywanie usterek, np. układów napędowych maszyn przez bieżącą analizę i monitorowanie danych z dużej liczby punktów pomiarowych. Jedne z pierwszych prac w latach 90. XX w. dotyczą koparek wielonaczyniowych wraz z systemem przenośników taśmowych w górnictwie odkrywkowym, np. [96].

Podstawowe parametry stanu, które mogą być rejestrowane, dotyczące samojezdnych maszyn górniczych, w ramach monitoringu podstawowego [163]:

- obroty silnika spalinowego,
- moment obrotowy,
- liczba godzin pracy silnika,
- błędy silnika,
- ciśnienie oleju silnika i skrzyni biegów oraz w układzie roboczym,
- niski poziom oleju w układzie hydraulicznym,
- temperatura płynu chłodzącego oraz temperatura oleju zamiennika momentu,
- temperatura oleju roboczego,
- temperatura piast mostów napędowych.

Parametry eksploatacyjne monitorowanych maszyn umożliwiają wykonywanie analiz związanych z kosztami pracy [163]:

- mapa pracy maszyny (stan obciążenia silnika spalinowego w przedziale czasowym),
- ilość przewożonego ładunku,
- odległość jazdy z ładunkiem,
- rejestracja ciśnienia i temperatury opon,
- pomiar przebytej drogi,
- pomiar zużycia paliwa,
- identyfikacja położenia w wyrobisku górniczym,
- wizualizacja i automatyzacja raportowania wyników.

Zdalną diagnostyką obejmowane są również układy przenośników taśmowych, np. ze względu na potrzeby okresowej kontroli elementów układów napędowych [200]. Dodatkowo do innych obszarów działalności górniczej wspomaganą narzędziami informatycznymi można zaliczyć [107]:

- modele dynamiki maszyn górniczych,
- komputerowe projektowanie remediacji wód podziemnych,
- matematyczne modele propagacji fal sejsmicznych,
- komputerowe wspomaganie projektowania kopalnianych sieci elektroenergetycznych,
- prognozy warunków klimatycznych w wyrobiskach.

Tabela 2.5. Wykaz wybranych publikacji z obszaru systemów eksploatacji w górnictwie pozawęglowym oraz stosowanych w nim maszyn i urządzeń

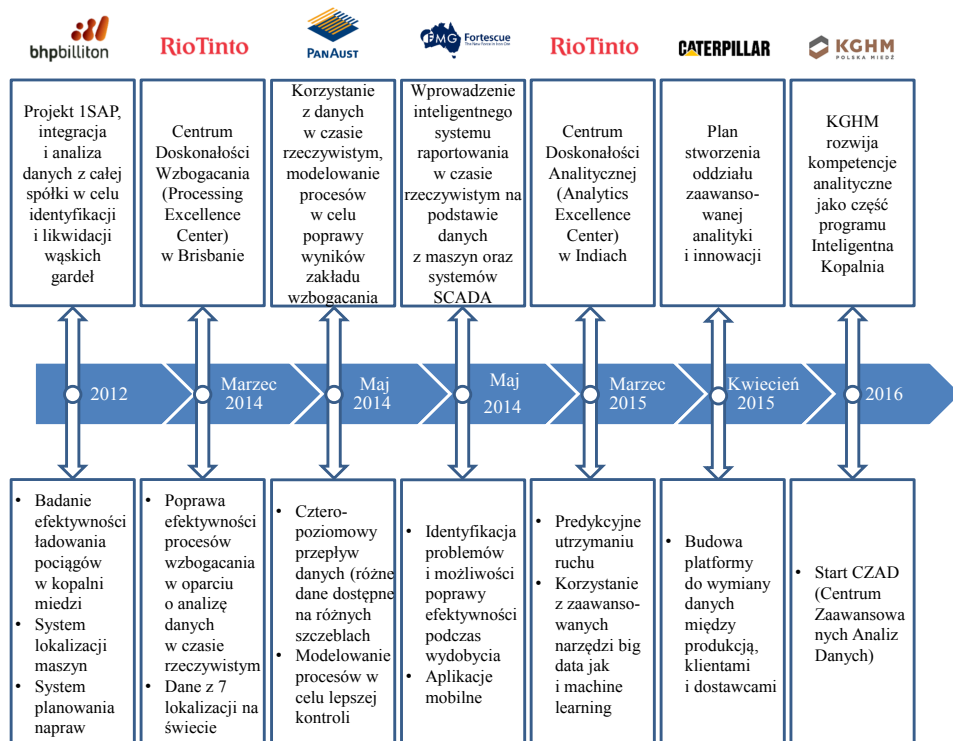
Lp.:	Autor lub autorzy	Tytuł publikacji	Krótką charakterystyka zawartości
1	Antoniak Jerzy	<i>Urządzenia i systemy transportu podziemnego w kopalniach</i> , Katowice: Wydawnictwo „Śląsk”, 1990	Charakterystyka i podział maszyn transportowych, podstawy ich budowy. Zasady doboru maszyn transportowych w kopalnianych systemach transportu.
2	Butra Jan	<i>Metoda doboru systemu eksploatacji złóż rud miedzi w polach o jednorodnej charakterystyce geologicznej</i> , Kraków: Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, 2001	Zasady wyboru systemów eksploatacji wg kryteriów technicznych. Standaryzacja systemów, przyporządkowanie polom o zbliżonej charakterystyce geologicznej określonych odmian systemów komorowo-filarowych.
3	Gertsch Richard, Bullock Richard (red.)	<i>Techniques in Underground Mining</i> , Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), 1998	Obszerny zbiór zagadnień związanych z górnictwem podziemnym, zaczynając od pobierania próbek, planowania, analizy rezerw, szacowania kosztów aż po narzędzia wspierające procesy górnicze.
4	Hartman Howard, Mutmanský Jan	<i>Introductory Mining Engineering, Second Edition</i> , New Jersey: John Wiley and Sons, 2002.	Podstawy inżynierii górniczej w całym okresie eksploatacji kopalni, rozpoczynając od poszukiwań złóż. Obejmuje górnictwo metali, niemetalu i paliw z wykorzystaniem najnowszych technik.
5	Kotwica Krzysztof, Klich Adam	<i>Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych</i> , Gliwice: Instytut Techniki Górniczej KOMAG, 2011	Opis technik drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych, wady i zalety wykorzystywanych metod, zasady pracy maszyn, systemy odstawy urobku.
6	Kowalik Stanisław (red.)	<i>Komputerowe projektowanie inżynierskie w zastosowaniach górniczych</i> , Gliwice: Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, 2008	Omówienie zagadnień: modelowania dynamicznego w mechanizacji kopalń, wizualizacji i animacji obiektów inżynierskich i procesów technologicznych czy symulacji układów sterowania.
7	Piechota Stanisław	<i>Technika podziemnej eksploatacji rud</i> , Kraków: Wydawnictwo AGH, 1988	Zestaw informacji na temat przygotowania złóż do eksploatacji, wybierania złóż aż po likwidację wyrobisk.
8	Pietrzyński Adam (red.)	<i>Monografia KGHM Polska Miedź S.A. Część III, Górnictwo</i> , red: K. Mrozek, S. Piechota, S. Siewierski. Lubin: „Cuprum”, 1996	Kompleksowa monografia dotycząca KGHM Polska Miedź S.A., jednego z największych producentów miedzi i srebra rafinowanego na świecie.
9	Płaneta Stefan	<i>Systemy eksploatacji podziemnej złóż rud. Koncepcja i praktyka górnicza</i> , Wrocław: Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, 2009	Opis systemów eksploatacji podziemnej najczęściej stosowanych w światowym górnictwie złóż rud oraz zasady ich doboru. Podstawowe klasyfikacje systemów eksploatacji.
10	Pochciał Zbigniew	<i>Eksploatacja złóż</i> , t. 3, Wrocław: Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, 1979	Opis komorowo-filarowych systemów eksploatacji, zasady doboru geometrii do warunków złożowych, kierunków dalszego doskonalenia systemów w górnictwie rud miedzi.
11	Sturgul John	<i>Discrete Simulation and Animation for Mining Engineers</i> , CRC Press, 2015	Budowa modeli dyskretnych procesów wydobywczych w języku programowania GPSS. Prezentacja zastosowań symulacji w kopalniach z uwzględnieniem animacji.
12	Żur Tadeusz, Hardygóra Monika	<i>Przenośniki taśmowe w górnictwie</i> , Katowice: Wydawnictwo „Śląsk”, 1996	Opis konstrukcji podzespołów i elementów. Wymagania w zakresie wydajności i gabarytów przenośników. Metody ich doboru do konkretnych zadań.

W branży górniczej coraz częściej wykorzystuje się metody ekspertowe do wspomaganie procesu podejmowania decyzji. Naturalne, wynikające z wieku, odchodzenie z górnictwa pracowników z dużym doświadczeniem jest dodatkową przesłanką do tworzenia baz wiedzy na temat produkcji w kopalniach. Odpowiedzią na te potrzeby jest np. system doradczy wspomagający planowanie robót przygotowawczych i eksploatacyjnych w kopalniach węgla kamiennego, wspierający dobór wyposażenia technicznego, odpowiedniego do warunków geologiczno-górnicznych planowanych wyrobisk, kompletowania maszyn i urządzeń górniczych w zestawy ścianowe oraz określania charakterystyk dotyczących wyników produkcyjnych w planowanych wyrobiskach [23, 94, 95].

Zestawienie wybranych publikacji z obszaru systemów eksploatacji w górnictwie rud, z uwzględnieniem zagadnień dotyczących systemów transportowych oraz komputerowych systemów wspomagających, przedstawiono w tabeli 2.5.

3. Cel i zakres pracy na tle stanu wiedzy

Analiza stanu wiedzy z zakresu technologii górniczej wykazała, że systemy eksploatacji pól wydobywczych, w tym komorowo-filarowe, podlegają procesowi ciągłych udoskonaleń. Obecnie przedsiębiorstwa górnicze prowadzą liczne prace w celu analizy i usprawnienia systemów wydobywczych, w tym przez analizę i modelowanie danych. Prace te obejmują również doskonalenie systemów transportowych, znaczące projekty realizowane w największych holdingach górniczych przedstawiono na rysunku 3.1.



Rys. 3.1. Kierunki rozwoju zaawansowanej analizy danych w kontekście prac rozwojowych prowadzonych w przedsiębiorstwach z branży górniczej [17]

Zainteresowanie zespołów badawczych i zakładów górniczych koncentruje się również na zapewnieniu wysokiego poziomu niezawodności ładowarek we wdrażaniu automatyzacji procesów [54, 74, 80, 153], innowacyjnych systemach transportu taśmowego i automatyzacji punktów przeładunkowych [68, 198], sposobach osiągnięcia odpowiedniego stopnia wykorzystania środków transportu [124, 126] oraz planowaniu strategii operacyjnych i wspomaganii budowy harmonogramów produkcyjnych przez budowę modeli symulacyjnych [62, 79, 193]. Testowane i weryfikowane są algorytmy umożliwiające realizację czynności transportowych w autonomiczny sposób według systemu informacji geograficznej GIS [194], metody algorytmiczne wspomagające operatora w celu wyboru optymalnej drogi transportowej [52, 130, 160, 182] oraz rozwijane są metody zdalnej diagnostyki maszyn górniczych [167]. Prowadzone są również próby przeniesienia wybranych narzędzi Lean Management i ich adaptacji do praktyki górniczej [73, 89], a szczególności w obszarze utrzymania ruchu TPM [42]. Realizowane są ponadto prace konstrukcyjne nad zapewnieniem bezpieczeństwa operatorom maszyn górniczych przez zastosowanie konstrukcji pochłaniających i rozpraszających energię kinetyczną podczas tąpnięć i wstrząsów górotworu [92], zastosowaniem różnych typów układów hamulcowych w transporcie szynowym [110, 111] czy ekstremalnie wytrzymałych stali Weldox [190] w samojezdnych maszynach górniczych. Kompleksową metodykę projektowania i zarządzania eksploatacją maszyn górnictwa odkrywkowego zawiera monografia [53] pod redakcją D. Dudka, szczególnie nacisk został w niej położony na maszyny o znacznym stopniu degradacji technicznej.

Problem zapewnienia koniecznych zasobów na potrzeby płynnego przepływu ładunków w systemach logistycznych jest również szeroko opisywany w literaturze przedmiotu. Do wyboru wariantów systemów logistycznych stosuje się metody oceny wielokryterialnej [58, 59], które można podzielić na [103]:

- parametryczne (wydajność pracy, pracochłonność, kapitałochłonność, poziom mechanizacji i automatyzacji),
- kosztowe (koszt budowy systemu, jednostkowy koszt eksploatacji systemu),
- parametryczno-kosztowe.

Do oceny wielokryterialnej systemów logistycznych wykorzystuje się koszty jednostkowe (dla doboru środka transportu [86]), ale również mogą to być różnego rodzaju kryteria techniczno-eksploatacyjne (np. wydajność, stopień wykorzystania udźwigu) oraz ergonomiczne (np. łatwość sterowania, przyjazność obsługi). Do agregacji kryteriów cząstkowych stosuje się metodę punktową, jej szczególnym przypadkiem jest metoda „usystematyzowanego układu wartości” wykorzystywana [103, 179] do wyboru wariantu wyposażenia systemu logistycznego. Kolejną modyfikacją metody punktowej jest przypisanie ważności dla każdego poziomu kryteriów oceny, z wyszczególnieniem ich grup, kryteriów zbiorczych i szczegółowych [70].

Znane klasyczne metody optymalizacji skupiają się na jednym kryterium oceny wariantów rozwiązań. Dobór środków przewozowych o ograniczonych ładownościach na podstawie jednego kryterium optymalizacyjnego [85] możliwy jest dla ustalonych

zadań przewozowych. Optymalizacji można również poddać potencjał systemu logistycznego, na podstawie modeli z odwzorowaniem przepływu strumieni ładunku oraz przekształceń realizowanych na tych strumieniach. W celu oceny i optymalizacji potencjału konieczne jest uwzględnienie dynamiki procesów logistycznych i ich stochastycznego charakteru [187]. Jednym z ważnych kroków podczas procesu optymalizacji jest dostatecznie szczegółowo przeprowadzona identyfikacja czynników kosztotwórczych w obszarze łańcucha dostaw [188], w przypadku gdy koszty wykorzystywane są jako kryterium oceny.

Transport urobku podczas eksploatacji pola wydobywczego można zakwalifikować jako szczególny przypadek systemu logistycznego, uprawnione jest więc stwierdzenie, że metody wielokryterialnej oceny systemów logistycznych, metody optymalizacji oraz oceny potencjału mogłyby znaleźć zastosowanie (po niezbędnych modyfikacjach) również w tym obszarze.

Pierwsze modele spotykane w górnictwie to najczęściej przykłady teorii kolejkowania, takie jak modele ruchu wozów odstawczych transportujące urobek. E. Koenigsberg, jako jeden z pierwszych rozwiązywał problem określania produkcji dla ustalonej liczby załóg, pracujących na kilku ścianach w podziemnej kopalni węgla. W jednym przypadku było 5 załóg (cięcie, wiercenie, strzelanie, ładowanie i kotwiczenie) i 5 ścian, ustalano kolejność prac. E. Koenigsberg był w stanie uzyskać dokładne rozwiązanie matematyczne i porównać jego wyniki z rzeczywistymi kopalniami w stanie Illinois w USA [99, 170].

Kolejnym krokiem rozwoju było wykorzystanie języków oprogramowania przeznaczonych do budowy komputerowych modeli symulacyjnych, P. Harvey opracował model transportu szynowego i wyraźnie wspominał, że w symulacji wykorzystano język programowania GPSS [78, 156, 170]. Problem został zaczerpnięty z podziemnej kopalni rudy molibdenu, gdzie model symulacyjny został wykorzystany do określenia optymalnej liczby składów pociągu do transportu określonej ilości urobku do kruszarki. Załadowane pociągi musiały stać w kolejce do rozładunku i czekać, aż pojedynczy tor będzie pusty, a także czekać, aż obszar kruszarki będzie wolny (tylko dwa pociągi mogły być jednocześnie rozładowywane i oczekujące na rozładunek). Było to pierwsze zgłoszenie zastosowania języka symulacji do rozwiązania problemu górniczego. Jednak najczęściej używanym językiem oprogramowania był przede wszystkim Fortran.

Szczególnym wyzwaniem była budowa modeli symulacyjnych przenośników taśmowych w podziemnych kopalniach węgla. R. Sanford wydaje się pierwszym, który podjął ten problem, za pomocą języka Fortran symulował sposób działania systemu przenośników taśmowych [162, 171].

S. Suboleski i J. Lucas opracowali program w języku Fortran, który symulował operacje górnicze dla systemów komorowo-filarowych [170, 172]. T. O'Neil i C. Manula zastosowali model symulacyjny do obsługi transportu urobku w kopalni odkrywkowej [135]. Jednym z najlepszych wczesnych przykładów komputerowego modelu

symulacyjnego dla działającej kopalni był model procesów transportowych w odkrywkowej kopalni rudy miedzi. Model symulacyjny odwzorowywał operacje załadunku urobku na wozy odstawcze za pomocą 5 ładowarek, urobek zrzucano na kruszarkę rudy, następnie na stos odpadów lub obszar ługowania. Początkowo wozy odstawcze były przypisane konkretnej ładowarce. Następnie eksperymentowano na modelu symulacyjnym, aby określić, czy dyspozytor może kierować wozy odstawcze do różnych ładowarek, aby zminimalizować czas oczekiwania w kolejce. Uzyskane z modelu wyniki wykazały, że podejmowane na jego podstawie decyzje istotnie usprawniłyby proces załadunku urobku. Program napisany w języku Fortran składał się z kilku tysięcy linii kodu, jego opracowanie wymagało dużo czasu [160]. W kolejnych latach liczba prac opartych na modelach symulacyjnych, budowanych za pomocą różnych języków symulacji i komercyjnego oprogramowania w obszarze górnictwa, gwałtownie wzrosła. Modele w obszarze górnictwa podziemnego budowano również z wykorzystaniem sieci Petriego [100, 101].

Również w polskim górnictwie nie przeoczono możliwości, jakie daje modelowanie i symulacja procesów. Wykorzystywano te narzędzia jako metodę odwzorowania procesów produkcyjnych i organizacyjnych (w mniejszym stopniu), budując modele matematyczne i symulacyjne. Celem prac była optymalizacja programów zagospodarowywania złóż, doskonalenie rozwiązań logistycznych w kopalniach czy zadań szkoleniowych. W latach 60. XX w. podjęto prace nad matematycznymi modelami procesów górniczych, w celu wyznaczenia najkorzystniejszej wielkości kopalni, wykorzystując ekonomiczne kryterium oceny modeli [91]. W systemie REKOP, zaprojektowanym i wykonanym w latach 90. XX w., możliwe było prognozowanie i planowanie kosztów produkcji, wielkości sprzedaży, jakości i cen węgla, wyniku finansowego i płynności płatniczej w dłuższym okresie [120].

Dostępne są w literaturze przedmiotu opisy modeli symulacyjnych dla systemów komorowo-filarowych w kopalniach węgla kamiennego, których celem było ustalenie optymalnej pod kątem wydajnościowej kolejności wybieranych przodków [140]. Racjonalny dobór systemu transportowego był przedmiotem badań naukowych w obszarze górnictwa odkrywkowego, np. z wykorzystaniem wozideł w kopalniach odkrywkowych opracowano uniwersalny zbiór kryteriów oceny wariantów rozwiązań, wykorzystując wielokryterialne wspomaganie decyzji. Zastosowane narzędzie wspomaganie decyzji umożliwiło uszeregowanie alternatywnych propozycji rozwiązań w analizowanym zbiorze wozideł technologicznych [21, 22].

Mimo wielu zalet modeli matematycznych i symulacyjnych oraz szerokiego spektrum ich zastosowań (zestawienie w tab. 3.1), mają one pewne ograniczenia. Jak dotąd nie znalazły one zastosowania w projektowaniu systemów zarządzania zakładami górniczymi. Można również zaryzykować stwierdzenie, że są one ograniczonym narzędziem analizy systemowej, bez możliwości badania całościowych skutków gospodarczych [164].

Tabela 3.1. Podsumowanie dla modeli matematycznych i symulacyjnych wykorzystywanych w obszarze transportu, ze szczególnym uwzględnieniem obszaru górnictwa

Typ modelu	Sposób opisu (niepewność)	Rodzaj modelu	Opis, cel oraz obszar objęty modelowaniem	Przykładowa literatura
1	2	3	4	5
model matematyczny	probabilistyczny	decyzyjny	Ustalenie kolejności prac górniczych dla 5 załóg obsługujących kilka ścian w kopalni węgla kamiennego, na podstawie teorii kolejkwania.	[99]
		oceniający	Wyznaczanie najkorzystniejszej wielkości podziemnej kopalni węgla kamiennego, wykorzystując ekonomiczne kryterium oceny modeli.	[91]
		optymalizacyjny	Model systemu logistycznego opracowany na potrzeby analizy i wyznaczania potencjału systemów transportowych. Aplikacja modelu na przykładzie terminala przeładunkowego, obiektu magazynowego oraz systemu obsługi transportowo-magazynowego przedsiębiorstwa produkcyjnego.	[187]
	deterministyczny	oceniający	Model bazuje na uniwersalnym zbiorze kryteriów oceny w zakresie doboru pojazdów technologicznych dla odkrywkowych kopalń surowców skalnych.	[22]
			Model złożonych systemów (uogólnienie modelu Barłowa i Proschana) określający strukturę niezawodnościową wielostanowych systemów. Struktura niezawodnościowa otrzymywana jest ze schematu funkcjonalnego opartego na grafie, gdzie wierzchołkami są jego elementy, a łuki reprezentują przepływ mocy.	[176]
		optymalizacyjny	Matematyczny model planowania kopalni wspierający decyzje dotyczące sekwencjonowania wydobycia materiału w kopalniach. Optymalizacja harmonogramu produkcji, której celem jest maksymalizacja poziomu wydobycia. Problem klasy MILP (ang. <i>Mixed Integer Linear Programming</i>).	[193]
			Minimalizacja kosztów przewozu pomiędzy wieloma punktami nadania (dostawcy) i odbioru (odbiorcy). Na zadanym obszarze istnieje wielu dostawców i odbiorców. Każdy z dostawców może dostarczać towar do każdego odbiorcy.	[85]
			Opracowano algorytmy optymalizacyjne, które uzależniają długość tras podczas kompletacji zamówień do kształtu magazynu. Zasadnicze znaczenie mają różne zasady wyboru strategii kompletacji.	[158]
			Wielomianowy algorytm D. Ratliffa i A. Rosenthala do wyznaczania najkorzystniejszych tras o minimalnych długościach w centralnych magazynach, które mają skrzyżowania tylko na końcach naw regałowych. Uaktualnianie algorytmu ułatwia jego zastosowanie m.in. w magazynach wysokiego składowania o wąskich korytarzach.	[104, 154]
			Modelowanie systemów transportowych z wykorzystaniem grafów Berge'a. Model zawiera odwzorowanie struktury sieci transportowej, charakterystyki elementów struktury oraz potoku ruchu i sposobu organizacji ruchu. Kryterium optymalizacyjne: koszt transportu.	[85]

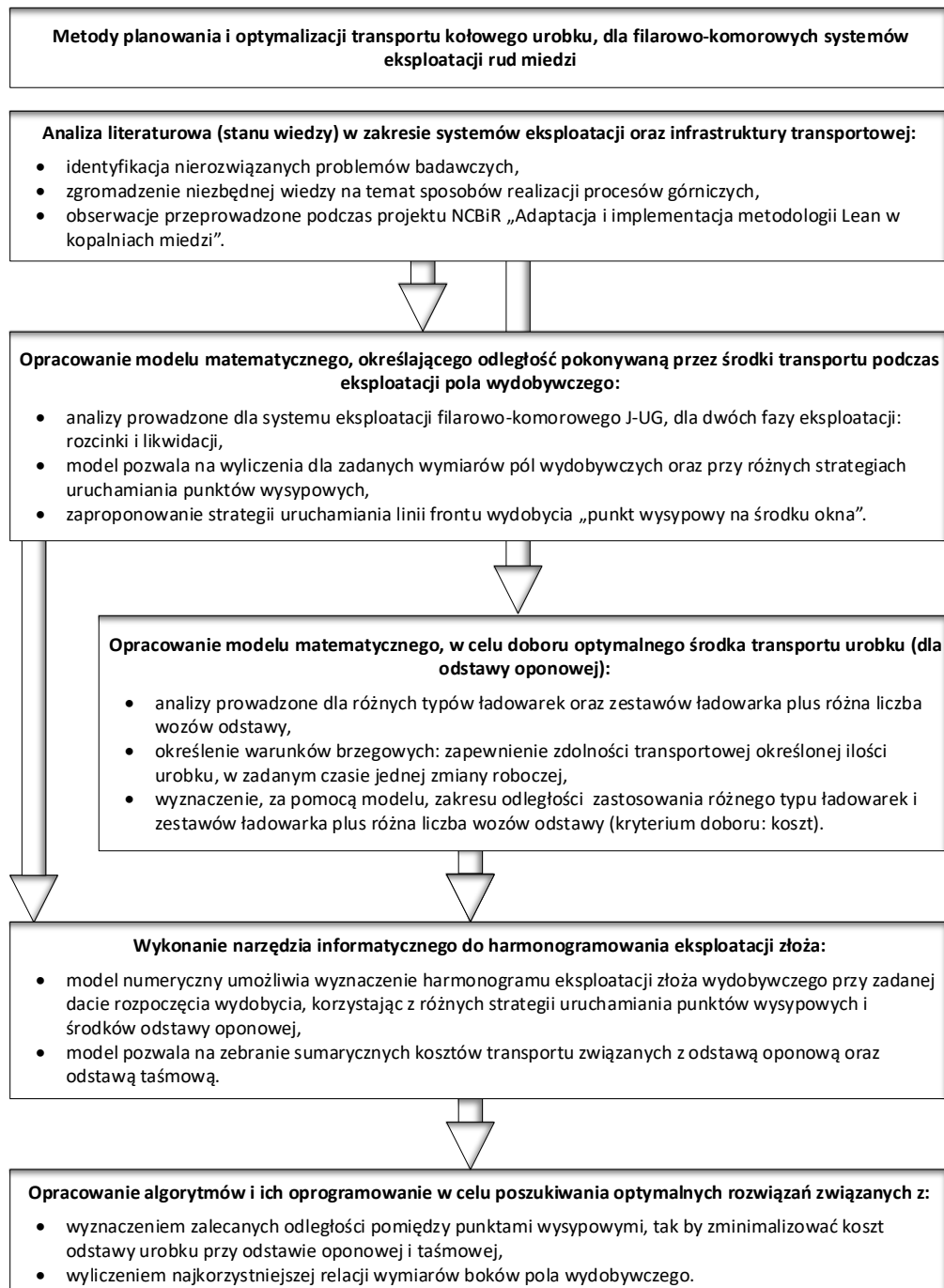
1	2	3	4	5
model symulacyjny	deterministyczny	decyzyjny	Model systemu wydobywczego wykorzystującego kombajn ścianowy oraz przenośniki taśmowe. Cel: koordynacja skrawania pokładu węgla oraz operacji pomocniczych, zastosowano sieci Petriego.	[100]
			Określanie kolejności przodków przeznaczonych do eksploatacji w systemie komorowo-filarowym, tak aby zapewnić odpowiedni poziom zaplanowanego wydobycia oraz ograniczyć ruch środków transportu.	[140]
			Symulacja operacji górniczych dla systemów komorowo-filarowych w celu ich harmonogramowania, model w języku Fortran.	[172]
			Zbiór modeli symulacyjnych (wykonanych przez autora monografii za pomocą komercyjnych pakietów oprogramowania) przeznaczonych do zarządzania operacyjnego zasobami oraz przepływem materiałów na halach produkcyjnych.	[43–45]
		oceniający	Za pomocą metody „wskaźnikowo-tablicowej” prognozowano efekty sytuacji ekonomiczno-finansowej kopalni występującej po symulowanym wdrożeniu rozpatrywanych przedsięwzięć modernizacyjnych.	[120]
		optymalizacyjny	Dynamiczny problem przydzielania i szeregowania zadań dla wielu maszyn. Zadania są realizowane w trybie równoległym, a czasy przetwarzania zależą od przypisanej maszyny. Biorąc pod uwagę macierz kosztu zadania/maszyny, celem jest zminimalizowanie całkowitego kosztu z jednoczesnym utrzymaniem harmonogramu zadań.	[183]
	probabilistyczny	decyzyjny	Model symulacyjny przenośników taśmowych w podziemnej kopalni węgla kamiennego w języku Fortran.	[162]
			Model procesów transportowych w odkrywkowej kopalni rudy miedzi. Odzworowuje operacje załadunku urobku na wozy odstawcze za pomocą 5 ładowarek, w celu zminimalizowania czasu oczekiwania w kolejce.	[135]
		oceniający	Badania wydajności systemów logistycznych dla przyjętych zasobów i sposobu organizacji pracy, racjonalizacja doboru. Przedstawienie dynamiki procesu transportowego w ujęciu teorii masowej obsługi.	[3]
			Model systemu logistycznego, w którym do odwzorowania miejsc obsługi strumieni ładunków wykorzystano elementarny system masowej obsługi. Cel: projektowanie i ocena systemów logistycznych.	[186]
			Formalny zapis modelu symulacyjnego dla systemów logistycznych do celu doboru infrastruktury i wyposażenia centrów logistycznych. Dla przykładowego regionalnego centrum logistycznego przedstawiono wielkość realizowanych zadań oraz odwzorowanie jego struktury.	[189]
	Model procesów ładowania, odstawiania i zwałowania urobku w kopalni magnezytu, dla systemu komorowo-filarowego, ocena selektywnego wydobycia, badanie wyników ekonomicznych dla danego przodka.	[40]		
	Za pomocą badań symulacyjnych prowadzona jest ocena wydajności systemu transportowego opartego na ładowarkach łyżkowych i wozach odstawy, analiza czynników mających wpływ na wydajność.	[62]		

1	2	3	4	5
		oceniający	Analiza i ocena wydajności pochylni transportowej kopalni, w zależności od liczby środków transportu jednocześnie z niej korzystających. Badanie skuteczności różnych strategii koordynacji ruchu środków transportu.	[79]
		optymalizacyjny	Określenie optymalnej liczby składów pociągu do transportu zdefiniowanej ilości urobku do kruszarki w podziemnej kopalni molibdenu, metoda Monte Carlo.	[78]

Analiza literaturowa wykazała celowość dalszych prac nad narzędziami, metodami i modelami wspomagającymi przygotowanie projektu eksploatacji pola (w szczególności dedykowanych systemom komorowo-filarowym) w zakresie planowania niezbędnej infrastruktury transportowej oraz harmonogramowania postępów prac górniczych. Za podstawę do badań przyjęto eksploatację pola wydobywczego systemem komorowo-filarowym z ugięciem stropu o symbolu J-UG ze względu na częste jego stosowanie w kopalniach głębinowych rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A. (system ten stosowany jest dla miąższości złoża do 3 m poza filarami ochronnymi) oraz potencjalną łatwość dopasowania proponowanych rozwiązań do pokrewnych systemów eksploatacji.

Główny cel, sformułowany jako opracowanie **metodyki planowania efektywności wydobycia urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji**, obejmuje dobór środków transportu urobku oraz sposób umiejscawiania punktów wysypowych, aby go zrealizować, zaplanowano wiele zadań cząstkowych (rys. 3.2):

1. Pracę badawczą rozpoczyna analiza literaturowa komorowo-filarowych systemów eksploatacji stosowanych w kopalniach głębinowych oraz maszyn i urządzeń górniczych wykorzystywanych w procesie wydobywczym, w celu zebrania niezbędnej podstawowej wiedzy na temat rozpatrywanego systemu produkcyjnego, a w szczególności rozwiązań transportowych dla pozyskanego urobku.
2. Opracowanie modelu matematycznego umożliwiającego wyliczenie odległości pokonywanej przez środki transportu podczas eksploatacji pola wydobywczego. Model ten powinien uwzględniać dwie fazy występujące dla systemu komorowo-filarowego: rozcinkę i likwidację. Poszukiwana jest odpowiedź na pytanie: kiedy otworzyć punkt wysypowy w relacji od linii frontu wydobycia, aby pokonywana droga była jak najkrótsza?
3. Opracowanie modelu matematycznego doboru środka transportu urobku dla zaplanowanej ilości urobku dla różnych odległości transportowych, wymuszonych sposobem działania systemu komorowo-filarowego. Kryterium oceny doboru środka transportu powinien być koszt całkowity, przy zapewnieniu wymogu przetransportowania urobku z zaplanowanej liczby przodków w ciągu jednej zmiany roboczej. Można w tym wypadku postawić pytanie: jaki rodzaj środka transportu będzie najbardziej ekonomiczny przy zadanej ilości urobku i długości drogi transportowej?



Rys. 3.2. Relacje pomiędzy zadaniami cząstkowymi w zadaniu badawczym oraz ich cele

4. Opracowanie prototypu narzędzia informatycznego do harmonogramowania eksploatacji złoża, umożliwiającego wyznaczenie daty zakończenia eksploatacji pola wydobywczego w zadanym tempie wydobywania i geometrycznych wymiarach złoża oraz zebranie sumarycznych danych o kosztach transportu oponowego.
5. Wyznaczenie zalecanych odległości między punktami wysypowymi obsługującymi pole wydobywcze, tak aby sumaryczny koszt odstawy oponowej za pomocą przenośnika taśmowego był jak najmniejszy.
6. Sprawdzenie czy istnieje proporcja wymiarów boków pola wydobywczego, w przypadku gdy linia frontu przemieszcza się prostopadle względem do przenośnika taśmowego, tak aby sumaryczny koszt odstawy oponowej i za pomocą przenośnika taśmowego był najmniejszy z możliwych.

Określenie celów do badań umożliwiły obserwacje i dane zebrane podczas realizacji projektu finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju pt.: „Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi” w latach 2010–2013. Projekt ten obejmował m.in. modelowanie procesów wydobywczych w ZG Lubin z wykorzystaniem notacji BPMN, mapowanie strumienia wartości na wybranym Oddziale Wydobywczym, zastosowanie TPM w Komorze Maszyn Ciężkich, analizę i propozycję usprawnień obiegu dokumentacji wypełnianej przez sztygarów zmianowych czy budowę modeli przepływu urobku w ZG Lubin [24–32, 42].

Obserwacje i dane zebrane podczas realizacji projektu „Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi” umożliwiły również budowę modelu symulacyjnego, wykonanego za pomocą arkusza kalkulacyjnego MS Excel, który miał służyć do wyboru środków transportu podczas procesu odstawy urobku podczas prac przygotowawczych i eksploatacji pola. Wyniki uzyskanych na tej podstawie analiz i rozważań (poprzedzone przeprowadzoną w czasie projektu walidacją modelu dla konkretnego pola wydobywania) podsumowano publikacjami [108, 109].

W dostępnej literaturze na temat zdalnej diagnostyki można znaleźć informacje o prowadzonych pracach dotyczących opracowywania efektywnej technologii monitoringu pracy samojezdnych maszyn górniczych. Poza dostarczaniem informacji o stanie technicznym maszyn, możliwa stała się bieżąca ocena poziomu wyszkolenia operatorów czy organizacji pracy w oddziałach wydobywczych. Zdalna diagnostyka to również nowe źródło danych dla działów normowania [4, 168] oraz dla osób budujących modele matematyczne czy symulacyjne dla różnorodnych celów. Można pokusić się o stwierdzenie, że jesteśmy obecnie świadkami cyfrowej transformacji górnictwa podziemnego.

4. Metoda synchronizacji rozmieszczania punktów wyspowych względem linii frontu wydobywania

Do rozważań dotyczących systemu transportu urobku wybrano wydobycie rudy miedzi w kopalniach głębinowych, w których eksploatacja pola wydobywczego prowadzona jest systemem komorowo-filarowym z ugięciem stropu, a w szczególności systemem o symbolu J-UG. Jest on stosowany w kopalniach głębinowych rud miedzi KGHM Polska Miedź S.A., można nazwać go podstawowym systemem w ZG Lubin. J-UG stosowany jest dla złóż o miąższości do 3 m, dla obszarów poza filarami ochronnymi. System J-UG był podstawą do opracowania różnych jego odmian (J-UGN, J-UGZ, J-UGK, J-UG-PS, J-UGO-PS, J-UGR-PS), co będzie ułatwiało przeniesienie wyników badań na kolejne wersje systemów eksploatacji. Szczegółowy opis systemu J-UG jest zawarty w instrukcji KGHM Polska Miedź S.A. [219].

Do uwzględnienia w modelach systemu transportu urobku przewidziano fazę rozcinki i likwidacji, z których składa się J-UG, nie wzięto pod uwagę natomiast pozyskiwania urobku z przebiegów, zapasów i szlamów, uznając te czynności za operacje o charakterze pomocniczym i uzupełniającym. Do budowy modelu pola wydobywczego przyjęto pole o kształcie prostokąta jako figury geometrycznej odwzorowującej je w dostatecznym stopniu. Analiza map w ZG Lubin wykazała, że przenośnik taśmowy jest najczęściej umiejscowiony prostopadle w relacji do linii frontu wydobywania w wiązce chodników konturującej pole eksploatacji (Załącznik 1). Założenie to uwzględniono w dalszych rozważaniach.

4.1. Odległość pokonywana przez środki transportu podczas eksploatacji pola urobku

Odległość do pokonania przez środek transportu podczas transportowania urobku dla etapu rozcinki można opisać jako iloczyn odległości do pokonania pomiędzy punktami załadunku dla poszczególnych przodków i rozładunku a liczbą kursów, któ-

re trzeba wykonać, by wywieść urobek z odstrzelonych przodków. Czas realizacji tego zadania jest ograniczony do czasu trwania jednej zmiany – celem nadrzędnym jest zapewnienie odpowiedniego poziomu wydobywania.

Odległość (drogę) pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku d_{ij} znajdującym się na wcześniejszym skrzyżowaniu przecinki i korytarza (co wynika z technologii przeładunku urobku pomiędzy ładowarką a wozami odstawy) można wyrazić wzorami:

$$d_{ij} = k_i + p_j \quad (4.1)$$

$$k_i = i(S_f + S_{ch}) + q \quad (4.2)$$

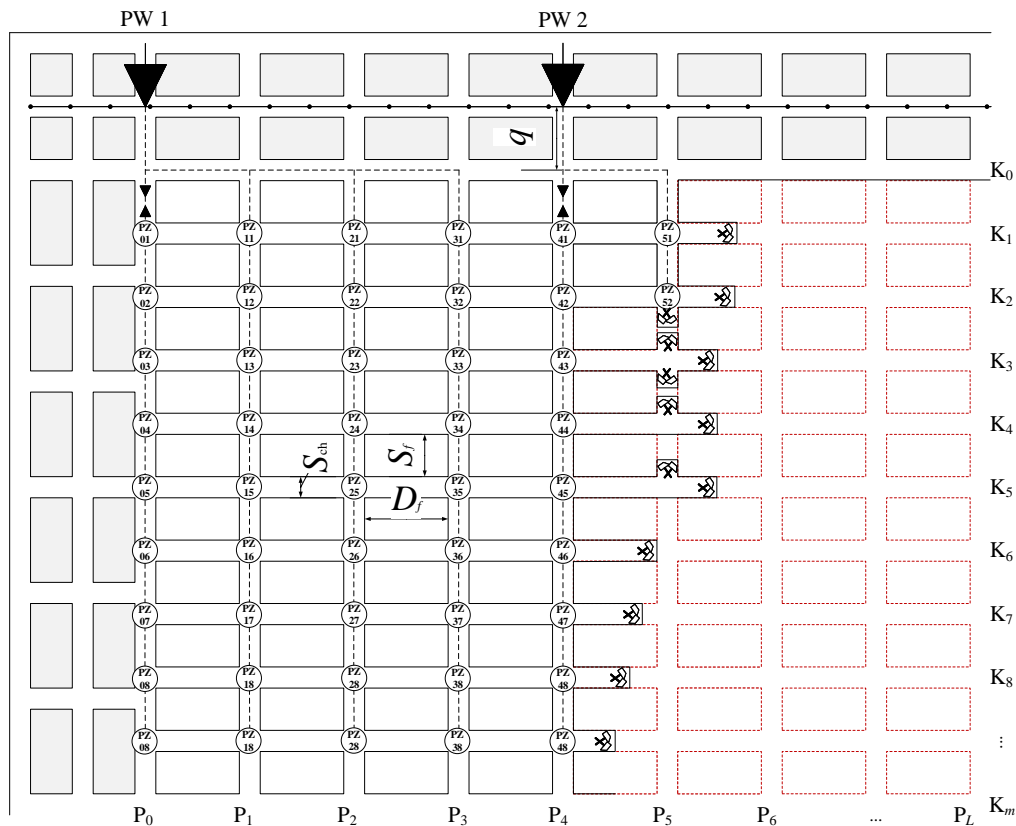
$$p_j = j(D_f + S_{ch}) \quad (4.3)$$

gdzie k_i – odległość w pionie [m], a p_j – odległość w poziomie [m], a q jest to odległość pomiędzy punktem wysypowym a początkiem pola eksploatacji [m] (wynikającą z faktu konturowania pola eksploatacji wiązką chodników, w których umieszcza się przenośnik taśmowy), S_f – szerokość filara technologicznego [m], D_f – długość filara technologicznego [m], S_{ch} – szerokość chodnika [m]. Przez (k_i, p_j) oznaczono położenie punktu załadunku, gdzie $i = 0, \dots, m$ oraz $j = 0, \dots, l$. Natomiast $m + 1$ oznacza liczbę korytarzy, $l + 1$ liczbę przecinek, dodanie w oznaczeniach jedynek jest konsekwencją przyjęcia oznaczenia P_0 i K_0 dla początkowej przecinki i korytarza. Miejsca punktów załadunku, oznaczone umownie jako PZ, pokazano na rysunku 4.1, przy czym obejmują one całe pole eksploatacji.

W analizie uwzględniono fakt, iż punkt załadunku urobku znajduje się zawsze w najbliższym skrzyżowaniu korytarza i przecinki, ponieważ potrzebne jest miejsce na manewry ładowarki podczas zbierania urobku na łyżkę (urobek jest rozrzucony po odstrzeleniu ściany) oraz na załadunek na wóz odstawy. Ładowarka nie ma możliwości zawrócenia w ciasnym wyrobisku, aby załadować WO, ładowarka ŁK musi się cofnąć do najbliższego skrzyżowania.

W przypadku realizacji odstawy urobku tylko za pomocą ładowarek pominięto drobne ruchy ładowarki podczas nabierania urobku na łyżkę, przeładunek urobku w punkcie przeładunku PZ oczywiście nie jest realizowany. W ten sposób oba przypadki – odstawa urobku za pomocą ładowarek oraz zestawów ładowarka plus wozy odstawy – opisano w ujednolicony sposób.

Następnie przez n, n_g, n_d, n_l, n_p oznaczono liczbę przejazdów po urobek i z urobkiem, pomiędzy punktem wysypowym PW a punktem załadunku PZ z poszczególnych typów komór. Do wyliczeń objętości wyrobisk wykonywanych podczas etapu rozczinki, dla całego pola eksploatacji, zaproponowano komory o kształcie „krzyż”. Dodatkowo konieczne okazało się opisanie pozostałej przy granicach pola przestrzeni za pomocą nazewnictwa: „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa”. Dodatkowo przestrzenie te



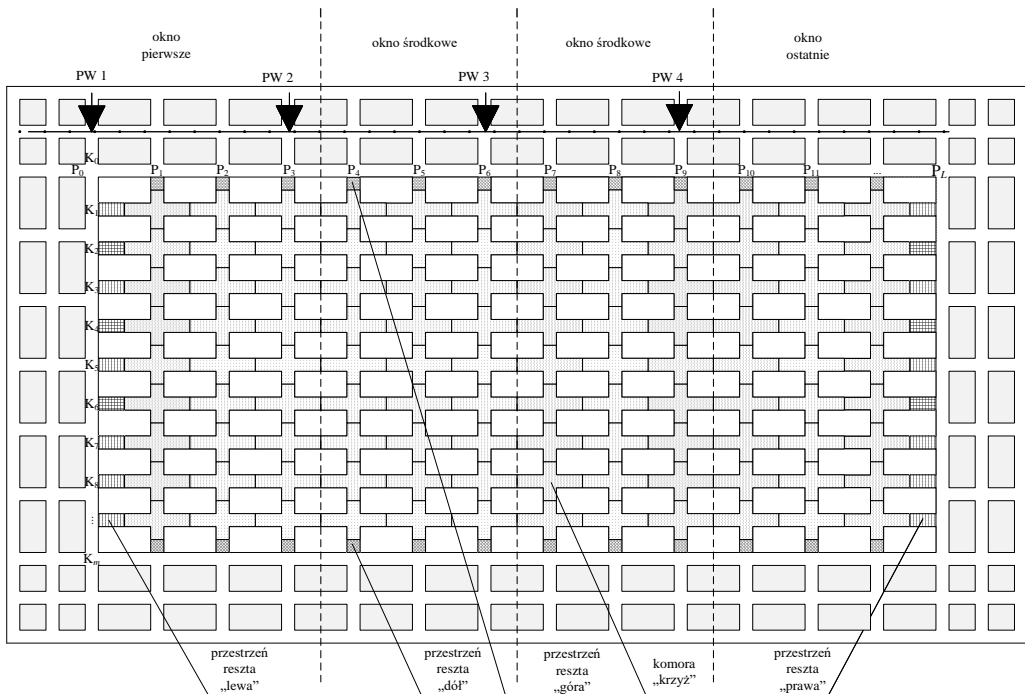
Rys. 4.1. Schemat położenia punktów załadunku urobku PZ na etapie rozcinki

scharakteryzowano wspólną nazwą reszta. Zaproponowane kształty komórek i przestrzeni reszt, po zsumowaniu, umożliwiają opisanie całkowitej objętości wyrobisk na etapie rozcinki, co było główną ideą takiego podziału.

Liczba przejazdów środków transportu zależy od objętości pozyskanego urobku, który można pozyskać z pojedynczego obszaru danego rodzaju oraz od objętości urobku, który może być transportowany jednorazowo. Punkty wysypowe są otwierane w synchronizacji z przemieszczaniem się linii frontu rozcinki, w naturalny sposób dzieląc pole eksploatacji na okna obliczeniowe. Należy wyróżnić trzy rodzaje okien: okno pierwsze (start eksploatacji), okno środkowe (powtarzające się wraz z kolejnym przeniesieniem punktu wysypowego) oraz okno ostatnie (koniec eksploatacji). Sumując odległości pokonywane przez środki transportu z tych trzech typów okien obliczeniowych zostanie wyliczona odległość całkowita, konieczna do pokonania podczas eksploatacji całego pola na etapie rozcinki. Sposób podziału pola eksploatacji na okna obliczeniowe, na przykładzie pola z czterema punktami wysypowymi, w konsekwencji z jednym oknem pierwszym, dwoma środkowymi i ostatnim przedstawiono na ry-

sunku 4.2. Za pomocą proponowanych komór o kształcie „krzyż” oraz przestrzeni reszt „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” można również opisać całą objętość urobku do pozyskania na etapie rozcińki.

Konsekwencją wprowadzenia podziału pola eksploatacji jest konieczność rozróżnienia oznaczeń liczby przecinek w oknie obliczeniowym ($l+1$) od liczby przecinek dla całego pola eksploatacji ($L + 1$). Ponadto istnieje prosta zależność między tymi wielkościami: $l = (L - 1)/o$, gdzie o oznacza liczbę okien obliczeniowych, na które podzielono pole eksploatacji.



Rys. 4.2. Sposób podziału pola eksploatacji przez okna obliczeniowe, ukazane komory „krzyż” oraz pozostała przestrzeń reszt „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa”

Budowa punktów wyspowych, rozmieszczonych nad przenośnikami taśmowymi, wiąże się z koniecznością poniesienia określonych kosztów przez kopalnie głębinowe. Kopalnie głębinowe starają się najczęściej wybudować i uruchomić wspomniane punkty wyspowe w ostatnim możliwym momencie: gdy linia frontu wydobywania zrówna się z planowanym położeniem punktu wyspowego. Z kolei wcześniejsze wybudowanie punktów wyspowych dla całości pola eksploatacji oznacza zamrożenie kapitału nawet na dwa lub trzy lata, w zależności od tempa eksploatacji i wielkości pola.

Obecnie najczęściej stosowaną strategią jest uruchamianie kolejnych punktów wyspowych na równi z linią frontu rozcińki. Strategia ta wymaga oceny pod kątem po-

konywanej drogi przez środki transportu. Należy poszukać i zbadać inne możliwości synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych względem przemieszczającej się linii frontu wydobywania. Stosowny model powinien odwzorowywać prace prowadzone na etapie rozcinki oraz likwidacji. Całkowita odległość pokonywana podczas eksploatacji pola przez środki transportu odstawy urobku $D(m, l)$ jest sumą odległości dla etapów rozcinki i likwidacji:

$$D(m, l) = D_{\text{roz}}(m, l) + D_{\text{likw}}(m, l) \quad (4.4)$$

gdzie $D_{\text{roz}}(m, l)$ – odległość pokonywana przez środki transportu odstawy urobku na etapie rozcinki [m], $D_{\text{likw}}(m, l)$ – odległość pokonywana na etapie likwidacji [m].

4.2. Strategia „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”

Odległość pokonywaną podczas eksploatacji pola przez środki transportu odstawy urobku $D_{\text{roz}}(m, l)$ dla etapu **rozcinki** można wyrazić ogólnie wzorem:

$$D_{\text{roz}}(m, l) = o \left(d(m, l) + r_g(m, l) + r_d(m, l) \right) + r_l(m, l) + r_p(m, l) \quad (4.5)$$

gdzie: $d(m, l)$, $r_g(m, l)$, $r_d(m, l)$, $r_l(m, l)$, $r_p(m, l)$ to odległość konieczna do przebycia w celu wywiezienia urobku z obszaru komór w kształcie „krzyż”, „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa” [m], o – liczba okien obliczeniowych, za pomocą których można przedstawić pole eksploatacji, po założeniu równomiernego podziału pola oknami, do jednego okna przyporządkowany jest jeden punkt odstawy urobku. Liczba punktów odstawy urobku decyduje o liczbie okien, za pomocą których dzielone jest pole eksploatacji, podział ten jest wprowadzony wyłącznie do celów obliczeniowych.

Suma odległości $d(m, l)$ pokonywana przez wóz odstawy w przypadku obszarów komór „krzyż” [km] wyraża się wzorem:

$$\begin{aligned} d(m, l) &= 2n \sum_{i=1}^m \sum_{j=0}^{l-1} (k_i + p_j) = 2n \left(\sum_{i=1}^m \sum_{j=0}^{l-1} k_i + \sum_{i=1}^m \sum_{j=0}^{l-1} p_j \right) \\ &= 2n \left(l \sum_{i=1}^m k_i + m \sum_{j=0}^{l-1} p_j \right) = 2n \left(l \sum_{i=1}^m (i(S_f + S_{\text{ch}}) + q) + m \sum_{j=0}^{l-1} j(D_f + S_{\text{ch}}) \right) \quad (4.6) \\ &= 2n \left(l \left((S_f + S_{\text{ch}}) \frac{1+m}{2} m + mq \right) + m (D_f + S_{\text{ch}}) \frac{l-1}{2} l \right) \end{aligned}$$

Suma odległości $d(m, l)$ uwzględnia czynności transportowe od korytarza nr 1 do przedostatniej przecinki. Wyrobiska te zostały wykonane wcześniej, podczas konturowania pola wiązką chodników, w ramach prac przygotowawczych.

W wyrażeniu (4.6) wykorzystano ogólny wzór na sumę skończonego ciągu arytmetycznego. Sumę tego ciągu (oznaczoną jako S_n) można zapisać jako średnią arytmetyczną wyrazów pierwszego i n -tego, pomnożoną przez liczbę wyrazów n , tzn.:

$$S_n = a_1 + a_2 + \dots + a_n = \frac{a_1 + a_n}{2} n$$

Sumy odległości $r_g(m, l)$, $r_d(m, l)$, $r_l(m, l)$, $r_p(m, l)$ pokonywane przez środki odstawy w przypadku obszarów komór „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” wyrażają się więc odpowiednio wzorami:

$$r_d(m, l) = 2n_d \sum_{j=0}^{l-1} (k_m + p_j) = 2n_d \left(l(m(S_f + S_{ch}) + q) + (D_f + S_{ch}) \frac{l-1}{2} l \right) \quad (4.7)$$

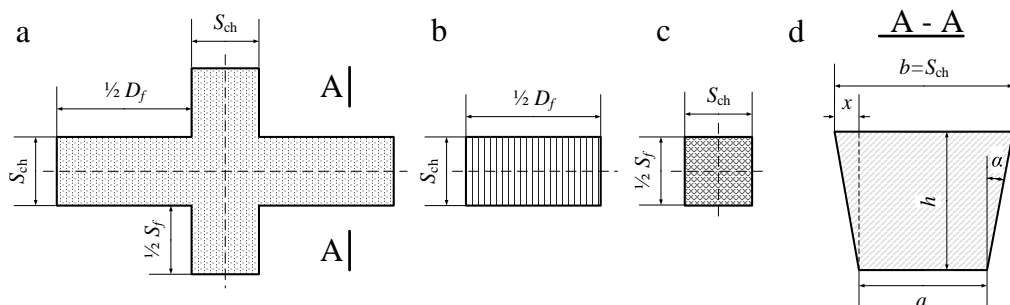
$$r_g(m, l) = 2n_g \sum_{j=0}^{l-1} (k_1 + p_j) = 2n_g \left(l(S_f + S_{ch} + q) + (D_f + S_{ch}) \frac{l-1}{2} l \right) \quad (4.8)$$

$$r_l(m, l) = 2n_l \sum_{i=1}^m (k_i + p_0) = 2n_l \left((S_f + S_{ch}) \frac{1+m}{2} m + mq \right) \quad (4.9)$$

$$r_p(m, l) = 2n_p \sum_{i=1}^m (k_i + p_{l-1}) = 2n_p \left((S_f + S_{ch}) \frac{1+m}{2} m + mq + m(l-1)(D_f + S_{ch}) \right) \quad (4.10)$$

Do wyznaczenia pozostała jeszcze liczba kursów transportowych, jakie trzeba wykonać, aby przewieźć urobek z komór „krzyż” oraz przestrzeni „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” (n , n_g , n_d , n_l , n_p). Bazując na wymiarach komór, wynikających z kształtów wyrobisk, można wyznaczyć ich objętości, a co za tym idzie ilość (masę) urobku, następnie określić liczbę kursów transportowych koniecznych do wywiezienia pozyskanego urobku (wybrany środek transportu). Szczegóły obrazuje rysunek 4.3.

W przekroju chodniki i przecinki mają kształt odwróconego trapezu, na etapie projektowania sposobu eksploatacji złoża znane są jego charakterystyczne rozmiary: S_{ch} – szerokość wyrobisk mierzona pod stropem [m], h – miąższość furty eksploatacyjnej [m] oraz kąt α – nachylenie ociosu (bocznej ściany wyrobiska górniczego w kopalinie użytkowej lub ewentualnie w skale płonnej), najczęściej $\alpha = 10^\circ$.



Rys. 4.3. Figury geometryczne opisujące objętość wyrobiska dla całego pola eksploatacji podczas etapu rozcinki wraz z przekrojem (a – „krzyż”, b – „prawa” i „lewa”, c – „góra” oraz „dół”, d – wyrobisko o przekroju trapezu)

Wzór na pole trapezu można wyrazić za pomocą szerokości korytarza S_{ch} , wysokości h oraz kąta nachylenia ścian α następująco: $P_t = (1/2) (a + b)h$, gdzie a i b to podstawy trapezu oraz, uwzględniając $\text{tg}\alpha = x/h$ oraz $a = b - 2x$ (na podstawie rys. 4.3d) otrzymujemy $a = S_{ch} - 2h \text{tg}\alpha$:

$$P_t = \frac{1}{2}(S_{ch} - 2h \text{tg}\alpha + S_{ch})h = h(S_{ch} - h \text{tg}\alpha) \quad (4.11)$$

Objętość urobku do wywiezienia z jednego punktu załadunku V [m^3] wyliczono na podstawie objętości obszaru „krzyż”, którą można zapisać za pomocą wzoru:

$$V = P_t(D_f + S_{ch} + S_f) = h(S_{ch} - h \text{tg}\alpha)(D_f + S_{ch} + S_f) \quad (4.12)$$

Dla przestrzeni „góra” i „dół”, „lewa” i „prawa” (V_g, V_d, V_l, V_p) objętość urobku od wywiezienia będzie wyrażona analogicznie:

$$V_g = V_d = P_t \frac{1}{2} S_f = \frac{1}{2} h(S_{ch} - h \text{tg}\alpha) S_f \quad (4.13)$$

$$V_l = V_p = P_t \frac{1}{2} D_f = \frac{1}{2} h(S_{ch} - h \text{tg}\alpha) D_f \quad (4.14)$$

Liczba kursów n środka transportu będzie zależeć, po uwzględnieniu, że cały urobek pozyskany z obszaru musi zostać wywieziony (liczba kursów jest więc liczbą całkowitą, uzyskaną po zaokrągleniu w górę), od określonej objętości V_{srT} [m^3], którą może zabrać jednorazowo środek transportu, dla komory „krzyż”:

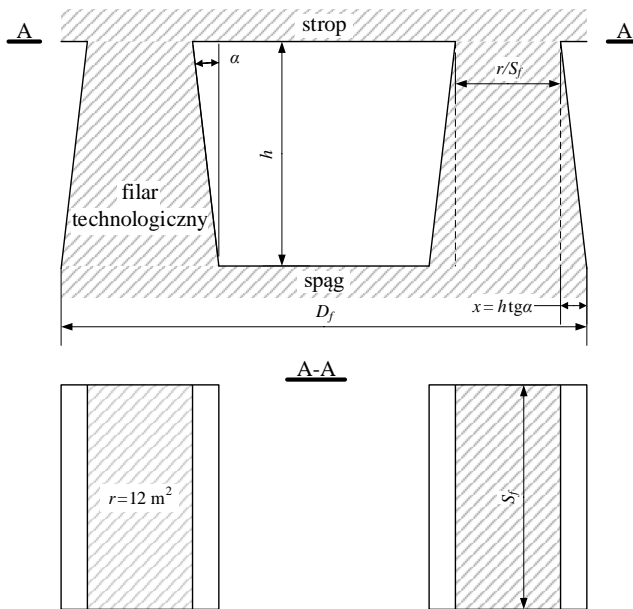
$$n = \left\lceil \frac{V}{V_{\text{srT}}} \right\rceil = \left\lceil \frac{h(S_{ch} - h \text{tg}\alpha)(D_f + S_{ch} + S_f)}{V_{\text{srT}}} \right\rceil \quad (4.15)$$

oraz dla pozostałych przestrzeni:

$$n_g = n_d = \left[\frac{V_g}{V_{\text{srT}}} \right] = \left[\frac{V_d}{V_{\text{srT}}} \right] = \left[\frac{\frac{1}{2}h(S_{\text{ch}} - h \operatorname{tg}\alpha)S_f}{V_{\text{srT}}} \right] \quad (4.16)$$

$$n_l = n_p = \left[\frac{V_l}{V_{\text{srT}}} \right] = \left[\frac{V_p}{V_{\text{srT}}} \right] = \left[\frac{\frac{1}{2}h(S_{\text{ch}} - h \operatorname{tg}\alpha)D_f}{V_{\text{srT}}} \right] \quad (4.17)$$

Na tym etapie są już wyznaczone wszystkie składniki wyrażenia (4.5), na całkowitą odległość $D_{\text{roz}}(m, l)$, pokonywaną dla eksploatacji pola o liczbie korytarzy $(m + 1)$ i liczbie przecinek $(L + 1)$ przez środki transportu urobku na etapie rozcinania. Zrezygnowano z zapisu wyrażenia tylko ze względu na jego długość.



Rys. 4.4. Wymiary filara technologicznego z zaznaczonym miejscem wciniki; pozostań dwa filary resztkowe o powierzchni przekroju $r = 12 \text{ m}^2$ pod stropem

Etap **likwidacji** w systemach komorowo-filarowych polega, w analizowanym systemie J-UG, na rozcinaniu filarów technologicznych na mniejsze, linia frontu likwidacji pozostaje w synchronizacji z postępowaniem frontu rozcinania. Rozcinane są ostatnie rzędy filarów przed zrobami za pomocą wciniek, najczęściej o szerokości około 7 m. Możli-

w jest również przybieranie filarów do pożądaných rozmiarów lub ich całkowita likwidacja w zależności od warunków geologiczno-górnicznych w polu, na podstawie parametrów wytrzymałościowych skał oraz zachowania się górotworu. Na rysunku 4.4 przedstawiono opisywaną sytuację.

Uogólniając, minimalna powierzchnia filarów resztkowych mierzona pod stropem wyrobisk wynosi $r = 12 \text{ m}^2$. Wytrzymałość filarów resztkowych zabezpiecza stateczność stropu w rejonie likwidowanej parceli [213].

Dysponując wymiarami chodników S_{ch} , wymiarami filarów technologicznych D_f i S_f , można wyliczyć ilość urobku, który można pozyskać z filara technologicznego. Wyjściem do rozważań będzie ponownie wyrażenie dla pola trapezu $P_t = (1/2)(a + b)h$ oraz informacja o powierzchni przekroju filara resztkowego, zabezpieczającego stateczność stropu ($r = 12 \text{ m}^2$). Wyznaczono brakujący bok filara resztkowego pod stropem (r/S_f). Najprościej za pomocą znanych wartości można wyznaczyć od razu sumę $a + b$:

$$a + b = 2D_f - 4\frac{r}{S_f} - 6h \operatorname{tg}\alpha \quad (4.18)$$

$$P_t = \frac{1}{2} \left(2D_f - 4\frac{r}{S_f} - 6h \operatorname{tg}\alpha \right) h \quad (4.19)$$

Objętość urobku do wywiezienia z filara technologicznego $V_{fil \text{ tech}}$ można więc wyrazić:

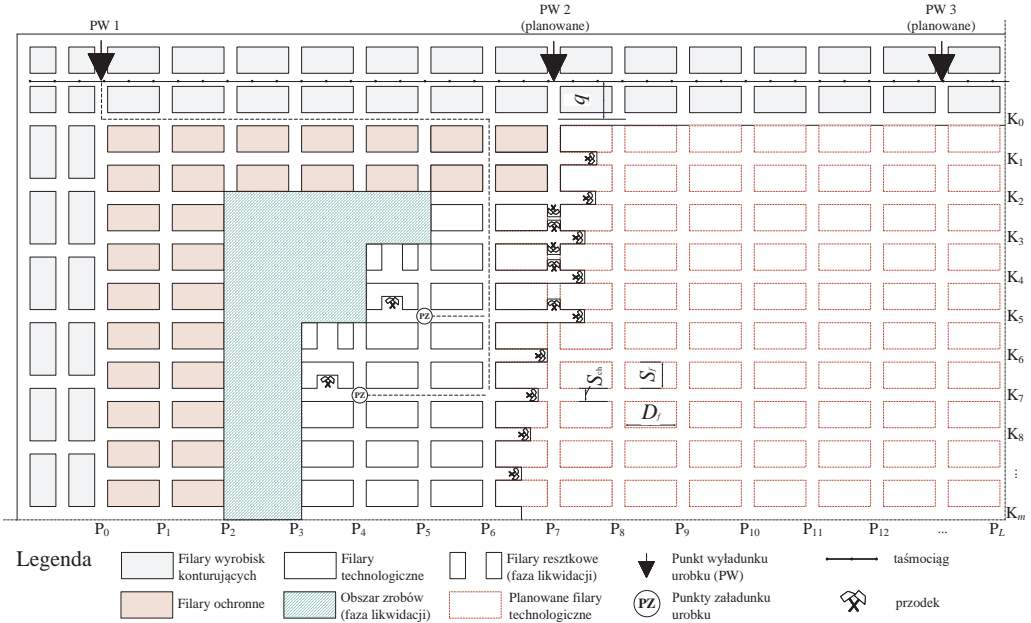
$$V_{fil \text{ tech}} = \frac{1}{2} \left(2D_f - 4\frac{r}{S_f} - 6h \operatorname{tg}\alpha \right) h S_f \quad (4.20)$$

Odległość do pokonania podczas prowadzenia likwidacji między poszczególnymi filarami a punktem wysypowym jest różna w zależności od umiejscowienia filara: konieczne jest np. nadłożenie drogi w celu ominięcia linii frontu likwidacji układającej się w literę C. Schemat dróg transportowych dla etapu likwidacji prezentuje rysunek 4.5.

Obszar likwidacji jest pomniejszony w porównaniu do obszaru rozczinki z powodu konieczności pozostawienia najczęściej dwóch dodatkowych rzędów filarów ochronnych zabezpieczających główne drogi transportowe oraz przenośniki taśmowe. W celu podzielenia obszaru likwidacji na okna obliczeniowe (analogicznie do przypadku rozczinki) należy przyjąć następujące założenia:

$$\begin{aligned} 3 \leq j \leq l & \quad \text{dla okna pierwszego,} \\ 1 \leq j \leq l & \quad \text{dla okien środkowych,} \\ 1 \leq j \leq l - 2 & \quad \text{dla okna ostatniego.} \end{aligned} \quad (4.21)$$

Dla etapu likwidacji wzór na odległość między punktem wysypowym a punktem załadunku urobku, znajdującym się przy rozcinanym filarze, należy uzupełnić o dodatkową odległość konieczną do ominięcia obszaru zrobów.



Rys. 4.5. Schemat przebiegu dróg transportowych dla etapu likwidacji tuż przed uruchomieniem punktu wysypowego PW2

Obszar zrobów wraz z przesuwaniem się linii frontu dla likwidacji przyjmuje kształt litery C. Składowa pionowa odległości k_i (wzór (4.2)) nie zmienia się, a odległość w poziomie p_j^{likw} ulegnie przekształceniu:

$$d_{ij}^{\text{likw}} = k_i + p_j^{\text{likw}} \quad (4.22)$$

$$d_{ij}^{\text{likw}} = i(S_f + S_{ch}) + q + j(D_f + S_{ch}) + 2R(D_f + S_{ch}) \quad (4.23)$$

$$p_j^{\text{likw}} = j(D_f + S_{ch}) + 2R(D_f + S_{ch}) \quad (4.24)$$

gdzie $R = 0$ dla transportu z pierwszego filara od góry (nie ma potrzeby omijania obszaru zrobów), $R = 1$ dla transportu urobku, który omija obszar zrobów szeroki na jeden filar, $R = 2$ dla transportu urobku, który omija obszar zrobów szeroki na dwa filary itd.

Od momentu otworzenia kolejnego punktu wysypowego (potrzeba taka wynika z postępów frontu rozcinki) podczas likwidacji znika konieczność omijania obszarów zrobów, transport urobku odbywa się do punktu wysypowego wyprzedzającego obszar likwidacji. Najczęściej oba punkty wysypowe nie działają jednocześnie, wynika to z faktu przenoszenia urządzenia do rozbijania brył urobku (URB) między punktami wysypowymi. W takim przypadku wzór na odległość pomiędzy punktem wysypowym, przed obszarem likwidacji a punktem załadunku urobku d_{ij}^{likw} , znajdującym się przy rozcinanym filarze (i, j) , przyjmuje postać:

$$d_{ij}^{\text{likw}} = i(S_f + S_{\text{ch}}) + q + (l - j)(D_f + S_{\text{ch}}) \quad (4.25)$$

Sumę dróg pokonywanych podczas etapu likwidacji $D_{\text{likw}}(m, l)$ można zapisać, uwzględniając fakt korzystania z dwóch różnych punktów wysypowych w obszarze jednego okna, za pomocą wzoru (4.25) na d_{ij}^{likw} :

$$D_{\text{likw}}(m, l) = 2n \left(\sum_{i=3}^{m-2} \sum_{j=3}^{l-1} d_{ij}^{\text{likw}} + \sum_{j=3}^{l-1} d_{\left[\frac{m+1}{2}\right], j}^{\text{likw}} \right) \quad (4.26)$$

gdzie n ponownie jest liczbą kursów środka transportu koniecznych do przewiezienia urobku pozyskanego z filara technologicznego. Wyrażenie to uwzględnia również fakt, że, prowadząc linię frontu podczas likwidacji w kształcie litery C, punkt załadunku dla filara znajdującego się na osi symetrii pola zostanie wykorzystany dwa razy.

Wykorzystując wzór (4.20) na objętość urobku pozyskiwanego z filara technologicznego, wyrażenie opisujące liczbę kursów środka transportu przybiera postać:

$$n = \left\lceil \frac{V_{\text{fil tech}}}{V_{\text{srT}}} \right\rceil = \left\lceil \frac{\frac{1}{2} \left(2D_f - 4 \frac{r}{S_f} - 6h \operatorname{tg} \alpha \right) h S_f}{V_{\text{srT}}} \right\rceil \quad (4.27)$$

W ten sposób wszystkie składniki wzoru (4.4) zostały już opisane:

$$D(m, l) = D_{\text{roz}}(m, l) + D_{\text{likw}}(m, l) = 2n \left(l \sum_{i=1}^m \left(i(S_f + S_{\text{ch}}) + q \right) + m \sum_{j=0}^{l-1} j(D_f + S_{\text{ch}}) \right) + 2n \left(\sum_{i=3}^{m-2} \sum_{j=3}^{l-1} d_{ij}^{\text{likw}} + \sum_{j=3}^{l-1} d_{\left[\frac{m+1}{2}\right], j}^{\text{likw}} \right) \quad (4.28)$$

Wyrażenie to umożliwi wyliczenie drogi pokonywanej przez środki transportu podczas eksploatacji pola, uwzględniając etap rozcinki i likwidacji, opierając się jedynie na parametrach charakteryzujących geometrię pola eksploatacji ($m, l, S_f, S_{ch}, D_f, h, a, q, r$) oraz ładowność środków transportu (V_{srT}). Parametry te są znane podczas sporządzania projektu eksploatacji pola, a co za tym idzie wyliczenia planowanej do pokonywania drogi $D(m, l)$ mogą być prowadzone już na tym etapie.

Wyrażenie (4.28) uwzględnia minimalną sumaryczną drogę konieczną do pokonania podczas etapów rozcinki i likwidacji wynikającą z geometrii ukształtowania wyrobisk i wymiarów pola eksploatacji, nie zawierają natomiast dodatkowych odległości pokonywanych przez środki transportowe z następujących przyczyn:

- dodatkowe manewrowanie:
 - podczas załadunku urobku przez ładowarki na wozy odstawcze,
 - w celu umożliwienia wyminięcia się maszyn górniczych;
- nakładanie drogi z powodu:
 - zamulenia i zawodnienia pewnych odcinków dróg transportowych,
 - konieczności ominięcia obwałów do czasu ich usunięcia,
 - realizowania czynności transportowych niezwiązanych ściśle z transportem urobku,
 - reakcji na różnego rodzaju sytuacje awaryjne,
 - odstępstwa od kolejności eksploatacji przodków zapisanych w harmonogramie, wymuszone właściwościami i ukształtowaniem calizny, w efekcie może się przekładać na konieczność pokonania dodatkowej drogi.

4.3. Obliczeniowa ilość urobku możliwa do pozyskania

Bazując na zaproponowanych kształtach komór zachodzi możliwość wyliczenia objętości urobku możliwego do pozyskania na etapie rozcinki i likwidacji. Na etapie projektu eksploatacji pola przewidziana jest już liczba korytarzy ($m + 1$) oraz przecinek ($L + 1$) dopasowana do wielkości planowanego pola.

Na etapie rozcinki wyrażenie na pozyskany urobek M_{roz} będzie opierało się na wyliczeniu objętości komór „krzyż” oraz ich liczby na polu eksploatacji oraz objętości przestrzeni na obrzeżach pola („góra” i „dół” oraz „lewa” i „prawa”) i uwzględniając gęstość urobku ρ . Kształt korytarzy opisano za pomocą trapezu P_t , wyrażenie na jego pole przedstawiono we wzorze (4.11), otrzymano następującą postać wyrażenia: $P_t = h(S_{ch} - htg\alpha)$.

$$\begin{aligned}
 M_{roz} &= \rho \left(mL P_t (D_f + S_{ch} + S_f) + 2m P_t \frac{D_f}{2} + 2P_t L \frac{S_f}{2} \right) \\
 &= \rho P_t \left(mL (D_f + S_{ch} + S_f) + m D_f + L S_f \right)
 \end{aligned}
 \tag{4.29}$$

Na etapie rozcinki zmniejsza się wymiary filarów najczęściej przez ich rozcięcie korytarzem będącym w przekroju trapezem. Wzór (4.19) na jego pole w tym przypadku również został już przedstawiony, uwzględniając warunek minimalnej powierzchni zabezpieczającej stateczność stropu:

$$P_t = \frac{1}{2} \left(2D_f - 4 \frac{r}{S_f} - 6htg\alpha \right) h$$

pamiętając, że $r = 12 \text{ m}^2$. Należy jeszcze wyliczyć liczbę filarów podlegających likwidacji na polu eksploatacji oraz uwzględnić gęstości skał ρ (uwzględniając, że nie wszystkie filary są likwidowane, pozostają filary ochronne):

$$M_{\text{likw}} = P_t S_f (L - 4)(m - 4) \quad (4.30)$$

Wyrażenie na objętość urobku pozyskaną na etapie likwidacji M_{likw} uwzględnia to, że cztery rzędy filarów technologicznych nie podlegają likwidacji (po dwa rzędy przy każdej wiązce chodników konturujących), zabezpieczając tym samym przenośniki taśmowe, główne drogi transportowe i ciągi wentylacyjne. Jeżeli rozważany będzie inny przypadek, z inną liczbą filarów ochronnych, konieczna będzie we wzorze (4.30) łatawa do wprowadzenia poprawka – od liczby korytarzy m i przecinek L należy odjąć liczbę rzędów filarów ochronnych.

Ostatnim krokiem jest zsumowanie pozyskanej objętości urobku z etapów rozcinki M_{roz} i likwidacji M_{likw} oraz wyliczenie masy urobku M_{ur} możliwej do pozyskania podczas całej eksploatacji pola.

$$M_{\text{ur}} = h\rho \left((S_{\text{ch}} - htg\alpha) (mL(D_f + S_{\text{ch}} + S_f) + mD_f + LS_f) + \frac{1}{2} S_f \left(2D_f - 4 \frac{r}{S_f} - 6htg\alpha \right) (L - 4)(m - 4) \right) \quad (4.31)$$

Wszystkie składowe tego wyrażenia są znane na etapie wykonywania projektu eksploatacji pola. Wynika z tego, że już na tym etapie można oszacować możliwą do pozyskania objętość urobku.

4.4. Strategia „punkt wysypowy na środku okna”

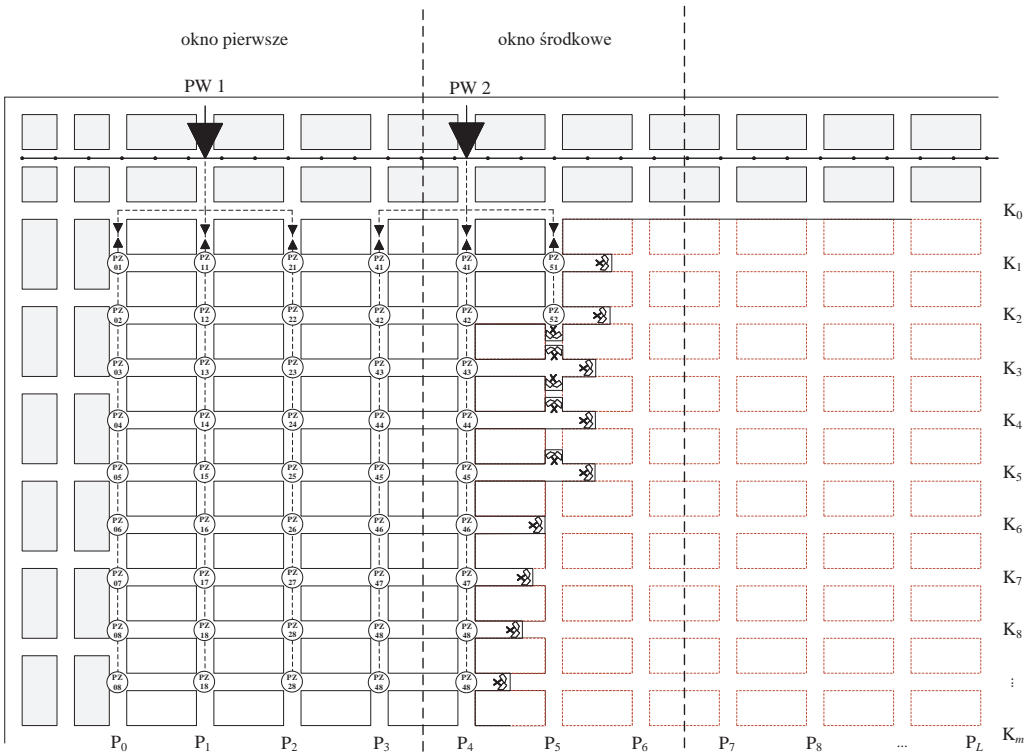
Analiza sposobu budowy i uruchamiania punktów wysypowych przez kopalnie głębinowe stosujące różne odmiany systemów komorowo-filarowych doprowadziła do spostrzeżenia, że korzystniejsze, ze względu na skrócenie drogi pokonywanej przez wozy odstawy z urobkiem, byłoby uruchamianie punktów wysypowych przed linią

frontu wydobywania w połowie umownego okna. Zostanie opisana pokonywana droga $D'(m, l)$ przez wozy odstawy w przypadku proponowanej nowej strategii.

Analogicznie do strategii „punkt wyspowy na równi z linią frontu rozcinki” całkowita odległość pokonywana podczas eksploatacji pola przez środki transportu odstawy urobku $D'(m, l)$ dla przypadku nowej strategii jest sumą odległości dla etapów rozcinki i likwidacji:

$$D'(m, l) = D'_{\text{roz}}(m, l) + D'_{\text{likw}}(m, l) \quad (4.32)$$

Dla **etapu rozcinki**, w celu wyznaczenia odległości pokonywanych przez środki transportu, rozważania są prowadzone dla l nieparzystego w oknie obliczeniowym (liczba $l + 1$ przecinek w oknie obliczeniowym jest wtedy nieparzysta), możliwe jest wtedy umiejscowienie punktu wyspowego **symetrycznie** pod względem długości dróg transportowych w obie strony (rys. 4.6).



Rys. 4.6. Schemat transportu do punktu wyspowego PW1 umieszczonego przed linią frontu wydobywania dla etapu rozcinki (l nieparzyste)

Dla uproszczenia prezentacji prowadzonych rozważań rozpatrzona zostanie sytuacja, gdy l jest nieparzyste, wzory dla wariantu parzystego zostaną zaprezentowane w załączniku.

W przypadku **nieparzystej** liczby l w oknie obliczeniowym wyrażenie na całkowitą odległość pokonywaną przez środki transportu urobku $D'_{\text{roz}}(m, l)$ dla etapu rozcin-ki, można zapisać wzorem:

$$D'_{\text{roz}}(m, l) = o(d'(m, l) + r'_g(m, l) + r'_d(m, l)) + r'_l(m, l) + r'_p(m, l) \quad (4.33)$$

Wyrażenie to jest analogicznie do wzoru (4.4), w tym przypadku przez $d'(m, l)$ oznaczono drogę do komory „krzyż”, a drogę do przestrzeni „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” odpowiednio: $r'_g(m, l)$, $r'_d(m, l)$, $r'_l(m, l)$ oraz $r'_p(m, l)$.

Bazując na wzorze (4.6), dla odległości pokonywanej przez środki transportu urobku w przypadku komory „krzyż” otrzymano drogę $d'(m, l)$ dla przypadku nieparzystej liczby przecinek w oknie. Wzór uwzględnia podwojenie odległości dla połowy przecinek l oraz odjętą jedną środkową przecinkę (podwajaną tym razem niepotrzebnie):

$$\begin{aligned} d'(m, l) &= 2d\left(m, \frac{l-1}{2}\right) - 2n \sum_{i=1}^m w_i \\ &= 4n \left(\frac{l-1}{2} \left[(S_f + S_{\text{ch}}) \frac{1+m}{2} m + mq \right] + m(D_f + S_{\text{ch}}) \frac{\frac{l-1}{2} - 1}{2} \frac{l-1}{2} \right) \\ &\quad - 2n \left[(S_f + S_{\text{ch}}) \frac{1+m}{2} m + mq \right] \\ &= 2n \left[(l-2)(S_f + S_{\text{ch}}) \frac{1+m}{m} + mq + m(D_f + S_{\text{ch}}) \frac{(l-3)(l-1)}{4} \right] \end{aligned} \quad (4.34)$$

Sumy odległości pokonywane przez środek transportu w przypadku przestrzeni „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” dla nowej strategii wyrażają się odpowiednio wzorami:

$$\begin{aligned} r'_d(m, l) &= 2n_d \left(2 \sum_{j=0}^{\frac{l-1}{2}} (w_m + k_j) - w_m \right) \\ &= 2n_d \left(2 \frac{l-1}{2} \left[m(S_f + S_{\text{ch}}) + q \right] + 2(D_f + S_{\text{ch}}) \frac{\frac{l-1}{2} - 1}{2} \frac{l-1}{2} - (m(S_f + S_{\text{ch}}) + q) \right) \\ &= 2n_d \left((l-1) \left[m(S_f + S_{\text{ch}}) + q \right] + (D_f + S_{\text{ch}}) \frac{(l-3)(l-1)}{4} \right) \end{aligned} \quad (4.35)$$

$$\begin{aligned}
 r'_g(m, l) &= 2n_g \left(2 \sum_{j=1}^{l-1} (w_1 + k_j) - w_1 \right) \\
 &= 2n_g \left((l-1) \left[(S_f + S_{ch}) + q \right] + (D_f + S_{ch}) \frac{(l-3)(l-1)}{4} \right)
 \end{aligned} \tag{4.36}$$

$$r'_l(m, l) = 2n_l \sum_{i=1}^m \left(w_i + k_{\frac{l-1}{2}} \right) = 2n_l \left((S_f + S_{ch}) \frac{1+m}{2} m + mq + m \frac{l-1}{2} (D_f + S_{ch}) \right) \tag{4.37}$$

$$r'_p(m, l) = r'_l(m, l) \tag{4.38}$$

W proponowanej strategii geometria przestrzeni „krzyż”, „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa” oczywiście nie ulegną zmianie, co ułatwi skorzystanie bezpośrednio z wzorów (4.15), (4.16) i (4.17) na liczbę przejazdów środków transportu. W tym momencie wszystkie części wzoru (4.33) na całkowitą odległość $D'(m, l)$ pokonywaną podczas transportu urobku na etapie rozcinki są już wyznaczone dla przypadku **nieparzystej** liczby przecinek w oknie obliczeniowym.

Dla etapu **likwidacji**, w przypadku strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”, transport urobku odbywa się do punktu wysypowego wyprzedzającego obszar likwidacji. Dla nieparzystego l w oknie, analizując rysunki 4.5 i 4.6 z podrozdziału 4.2 i 4.4, można dojść do wniosku, że wzór na odległość dn_{ij}^{likw} między punktem wysypowym a punktem załadunku urobku dla urobku pozyskiwanego z kolejnych filarów technologicznych przybierze postać wyrażenia analogicznego do wzoru (4.23), stąd też:

$$d_{ij}^{\text{likw}} = i(S_f + S_{ch}) + q + \left| j - \frac{l-1}{2} \right| (D_f + S_{ch}) + 2R(D_f + S_{ch}) \tag{4.39}$$

gdzie przez d_{ij}^{likw} oznaczono odległość między punktem wysypowym a punktem załadunku urobku z kolejnych filarów technologicznych dla przypadku parzystej liczby przecinek w oknie, $R = 0$ dla transportu z pierwszego filara od góry, $R = 1$ w przypadku transportu urobku omijającego obszar zrobów szeroki na jeden filar, $R = 2$ dla transportu urobku omijającego obszar zrobów szeroki na dwa filary.

Na tym etapie, opierając się na wyrażeniu (4.26), można zapisać wzór na całkowitą drogę podczas rozcinki, dla parzystej liczby przecinek m w oknie:

$$D'_{\text{likw}}(m, l) = 2n \left(\sum_{i=3}^{m-2} \sum_{j=3}^{l-1} dn_{ij}^{\text{likw}} + \sum_{j=3}^{l-1} dn_{\left[\frac{m+1}{2}, j \right]}^{\text{likw}} \right) \tag{4.40}$$

W ten sposób wszystkie składniki wzoru (4.32) na sumę drogi $D'(m, l)$ dla etapów rozcinki i likwidacji są już znane w przypadku proponowanej strategii „punkt wysypowy na środku okna”.

4.5. Przykład obliczeniowy – droga urobku podczas transportu przy eksploatacji pola wydobywczego

Niech calizna przeznaczona na pole eksploatacji ma kształt prostokąta o wymiarach 297 na 1 327 m. Ponadto pole to będzie charakteryzowało się następującymi parametrami opisującymi chodniki i filary technologiczne: $S_{ch} = 7$ m, $D_f = 15$ m, $S_f = 7,5$ m oraz średnią miąższością furty eksploatacyjnej $h = 3,02$ m. Z wymiarów pola eksploatacji oraz filarów i chodników wynika liczba korytarzy $m = 20$ oraz przecinek $L = 60$. Odległość od początku pola wydobywania do punktu wysypowego, wynikająca z wiązki chodników konturujących pole, wynosi $q = 36$ m.

Należy wyliczyć odległość pokonywaną przez ładowarkę podczas etapów rozcinki i likwidacji dla dwóch strategii synchronizacji uruchomień punktów wysypowych względem linii frontu wydobywania oraz masę urobku pozyskaną na poszczególnych etapach. Wyznacz różnicę w pokonywanej drodze między różnymi strategiami synchronizacji otwierania punktów wysypowych. Dodatkowo wylicz masę urobku możliwą do pozyskania na etapie rozcinki i likwidacji.

Za środek transportu przyjęto ładowarkę zdolną do przetransportowania jednorazowo $V_{srT} = 4,88$ m³ urobku, co dla założonej gęstości urobku $\rho = 2\ 185$ kg/m³ oznacza, że ładowarka może transportować jednorazowo urobek o masie 10 670 kg przy 95% zapełnieniu łyżki. W wiązce chodników konturujących pole eksploatacji znajduje się przenośnik taśmowy, założono dwa rzędy ochronnych filarów technologicznych z każdej strony pola. W chodniku udostępniono punkty wysypowe, umiejscowiono co 15 przecinek, czyli w tym przypadku co 330 m. Na tej podstawie liczbę okien opisującą pole wydobywania ustalono na $o = 4$.

Dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” otrzymano:

- $D_{roz}(20,60) = 98,99$ tys. km, wyliczone wg wzoru (4.5),
- $D_{likw}(20,60) = 28,19$ tys. km, wyliczone wg wzoru (4.26).

Sumaryczna odległość konieczna do pokonania przez odstawę kołową w eksploatacji pola o podanych wymiarach, aby przetransportować pozyskiwany urobek, wynosi zatem (wg wzoru (4.4)): $D(20,60) = 127,18$ tys. km.

Dla strategii „punkt wysypowy na środku okna”, w analizowanym przypadku, zastosowanie znajdzie wzór na odległość opracowany dla nieparzystej liczby przecinek:

- $D'_{\text{roz}}(20,60) = 78,28$ tys. km, wyliczone wg wzoru (4.33),
- $D'_{\text{likw}}(20,60) = 21,92$ tys. km, wyliczone wg wzoru (4.40).

Sumaryczna droga konieczna do pokonania przez odstawę kołową przy eksploatacji pola o podanych wymiarach wynosi wg wzoru (4.32): $D'(20,60) = 100,20$ tys. km. Różnica w pokonywanej drodze, podczas transportu urobku dla całego pola eksploatacji o zadanych rozmiarach, wynosi 26,98 tys. km (21,21%). Oznacza to, że wprowadzając jedynie zmiany organizacyjne podczas eksploatacji pola, można osiągnąć znaczne korzyści finansowe, wynikające z krótszej drogi koniecznej do pokonania podczas transportu urobku.

Masa urobku możliwa do pozyskania na etapie rozcinki i likwidacji wynosi:

- na etapie rozcinki pozyskana zostanie następująca ilość urobku: $M_{\text{roz}} = 1\,542$ tys. Mg, wg wzoru (4.29),
- na etapie likwidacji pozyskana zostanie następująca ilość urobku: $M_{\text{likw}} = 452$ tys. Mg, wg wzoru (4.30).

W sumie możliwa do uzyskania masa urobku podczas eksploatacji pola, o parametrach określonych w tym przykładzie podczas rozcinki i likwidacji, będzie wynosiła $M_{\text{ur}} = 1\,994$ tys. Mg, zgodnie z wyrażeniem (4.31).

4.6. Porównanie metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych

W celu porównania dwóch strategii (punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania oraz punkt wysypowy na środku okna) uruchamiania punktów wysypowych względem przemieszczającej się linii frontu wydobywania, zapisano funkcję zysk $Z(m, l)$ i $Z'(m, l)$ w zależności od liczby korytarzy i przecinek, gdzie zysk to **różnica** odległości do pokonania przez wozy odstawy urobku w porównaniu do proponowanej nowej strategii postępowania: punkt wysypowy w środku okna przed linią frontu wydobywania.

$$Z(m, l) = D(m, l) - D'(m, l) \quad (4.41)$$

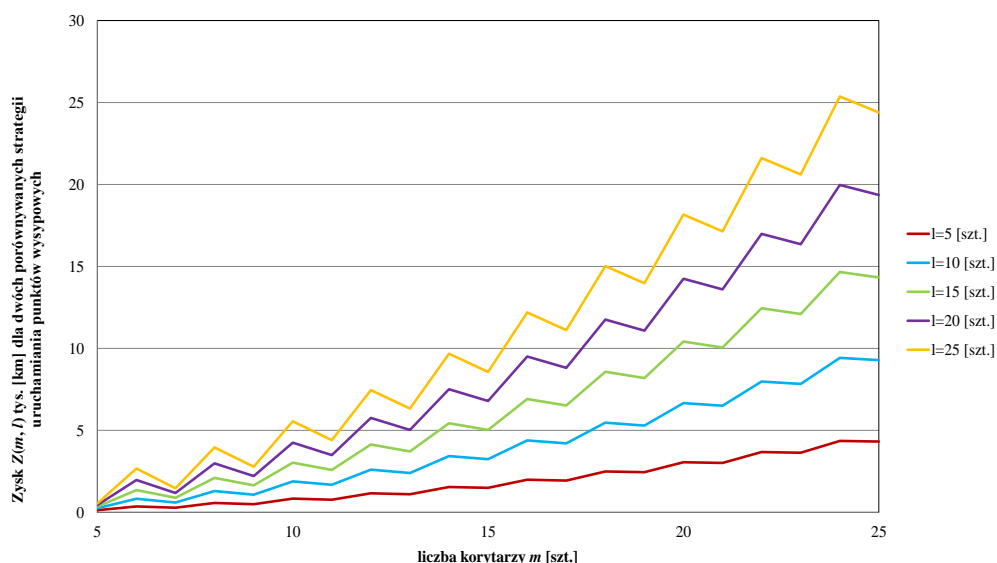
$$Z'(m, l) = \frac{D(m, l) - D'(m, l)}{D(m, l)} \quad (4.42)$$

gdzie $Z(m, l)$ jest różnicą bezwzględną pokonywanej przez odstawę kołową drogi przy odstawie urobku podczas eksploatacji pola wydobywczego, wyrażoną w km. Przez $Z'(m, l)$ oznaczono różnicę względną dla pokonywanej odległości, która będzie wyrażona w procentach.

Oszacowane korzyści przedstawiono na rysunku 4.7, porównanie wykonano dla różnej liczby korytarzy m i przecinek l . Im większa liczba korytarzy i przecinek, a tym samym większe pole eksploatacji, tym korzyść polegająca na skróceniu drogi transportowej koniecznej do pokonania podczas transportu urobku jest większa. Analizę przeprowadzono dla pola o minimalnych wymiarach 5 korytarzy i 5 przecinek, tak małe pola eksploatacji właściwie nie występują w praktyce górniczej, stąd postanowiono je pominąć.

Proponowany sposób wyznaczania momentu uruchamiania punktów wysypowych i ich synchronizacji względem linii wydobywania, opisany wyrażeniami w podrozdziale 4.2 i 4.4, testowano na platformie programistycznej R [217]. Ponownie analizowano pole o następujących parametrach opisujących chodniki i filary technologiczne: $S_{ch} = 7$ m, $D_f = 15$ m, $S_f = 7,5$ m oraz średnią miąższością furty eksploatacyjnej $h = 3,02$ m. Odległość od początku pola wydobywania do punktu wysypowego $q = 36$ m, transport urobku realizowany jest za pomocą ładowarki o ładowności łyżki: $V_{stT} = 4,88$ m³.

Dla pola eksploatacji o 20 korytarzach i 15 przecinkach w oknie obliczeniowym ($l = 14$), w którym jest do dyspozycji jeden punkt wysypowy, różnica na korzyść proponowanej do stosowania strategii „punkt wysypowy w środku okna” sięga powyżej $Z(20,15) \approx 10\ 000$ km. Dla 20 korytarzy i 25 przecinków zysk został wyliczony na poziomie $Z(20,25) \approx 17\ 000$ km, zysk ten osiągnąć jest oczywiście podczas całego czasu eksploatacji pola. Wyliczony zysk w konkretnych przypadkach jest zależny od wszystkich zmiennych opisujących $D(m, l)$ i $D'(m, l)$, charakteryzujących wymiary pola eksploatacji oraz wykorzystywanego środka transportu.

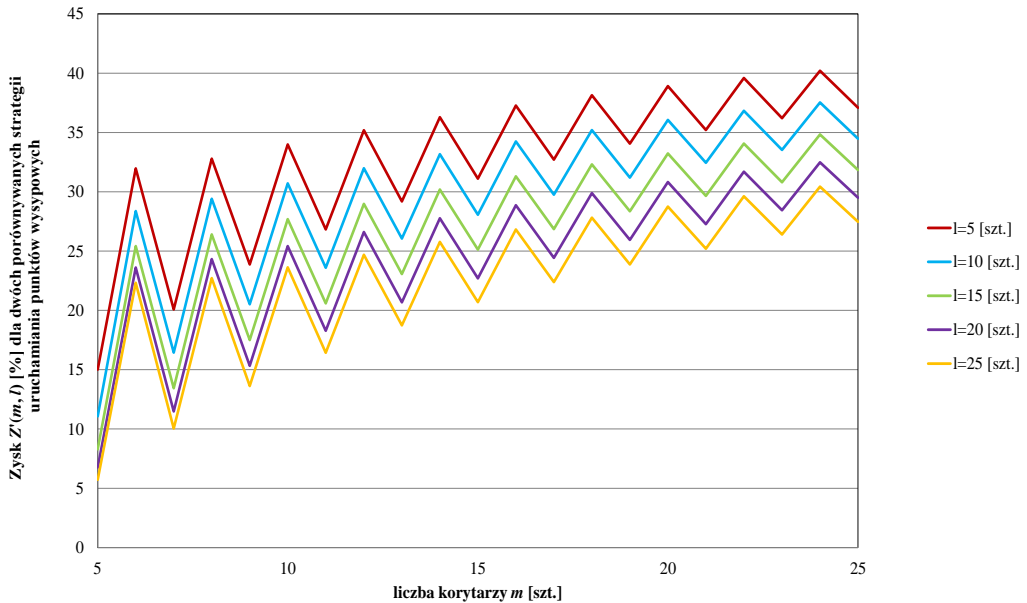


Rys. 4.7. Porównanie różnicy $Z(m, l)$ w pokonywanych odległościach transportowych $D(m, l)$ i $D'(m, l)$ dla różnych metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych

Na rysunku 4.7 można zauważyć, że wyliczony zysk dla pokonywanych odległości podczas transportu urobku dla dwóch porównywanych strategii $Z'(m, l)$ ma charakterystyczny kształt układający się w „zabki”. Wynikają one z tego, że zysk w długości drogi (dla proponowanej synchronizacji uruchamiania punktu wysypowego względem przemieszczającej się linii frontu na środku okna) zależy od parzystości liczby przecinek l w oknie obsługiwany przez punkt wysypowy. Zysk jest największy, gdy punkt wysypowy można ustawić w środkowej przecince dla rozpatrywanego okna, tzn. droga do pokonania w lewą stronę i prawo jest taka sama. Okno obliczeniowe zawiera wtedy nieparzystą liczbę przecinek, taką sytuację przedstawiono na wcześniejszym rysunku 4.6 z podrozdziału 4.4.

Zysk dla pokonywanej drogi staje się relatywnie mniejszy, gdy składowej poziomej drogi transportowej nie można równomiernie podzielić. Wynika to z tego, że punktu wysypowego nie można umieścić dokładnie w środkowej przecince, bo taka nie istnieje. Okno obliczeniowe zawiera w takim przypadku parzystą liczbę przecinek – rysunek Z.1 w Załączniku 2.

Wyliczony zysk dla pokonywanych odległości $Z'(m, l)$ został zamieszczony na rysunku 4.8. Dla pola eksploatacji o 20 korytarzach i 15 przecinkach różnica na korzyść proponowanej strategii została odczytana na poziomie $Z'(20,15) \approx 27\%$, przy 25 korytarzach i 20 przecinkach zysk został wyliczony na poziomie $Z'(25,20) \approx 30\%$.



Rys. 4.8. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ w pokonywanych odległościach transportowych $D(m, l)$ i $D'(m, l)$ dla różnych metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych

Analizując rysunek 4.8, można zauważyć, że wraz ze wzrostem liczby przecinek l zysk względny $Z(m, l)$ jest coraz mniejszy, ponieważ główna różnica pomiędzy metodami synchronizacji uruchamiania punktów wyspowych występuje dla odległości p_j w poziomie, składowa pionowa k_i odległości jest stała. Wynika z tego, że im stała pionowa k_i jest mniejsza, tym relatywnie zyski $Z(m, l)$ na pokonywanej drodze są większe. Innymi słowy, zysk $Z(m, l)$ jest uzależniony od relacji boków pola eksploatacji (wyrażonej przez liczbę korytarzy i przecinek), im pole eksploatacji jest dłuższe i węższe, tym zysk $Z(m, l)$ jest większy.

Można również wywnioskować na podstawie wzoru (4.42), że zysk względny $Z(m, l)$ praktycznie nie jest zależny od rodzaju środka transportu wykorzystywanego do przemieszczania urobku. Dodatkowo na rysunkach Z.2–Z.5 (w Załączniku 3) przedstawiono zysk bezwzględny $Z(m, l)$ i zysk względny $Z(m, l)$, w podziale na etapy rozcinki i likwidacji.

4.7. Strategia „punkt wyspowy na równi z linią frontu” dla dwóch punktów wyspowych czynnych jednocześnie

Proponowaną strategię „punkt wyspowy na środku okna” postanowiono porównać do jeszcze jednej możliwości synchronizacji linii frontu wydobywania z uruchamianymi punktami wyspowymi. W trakcie eksploatacji pola można bowiem utrzymywać czynne dwa sąsiednie punkty wyspowe, co skraca drogę transportową dla odstawy kołowej urobku kosztem zaangażowania większej liczby zasobów: do obsługi punktów wyspowych konieczne są wtedy dwa urządzenia do rozbijania brył urobku oraz dwóch pracowników do ich obsługi.

Zostanie wykazane w poniższych rozważaniach, że całkowita droga w transporcie urobku $D'(m, L)$ podczas eksploatacji pola jest taka sama w obu przypadkach.

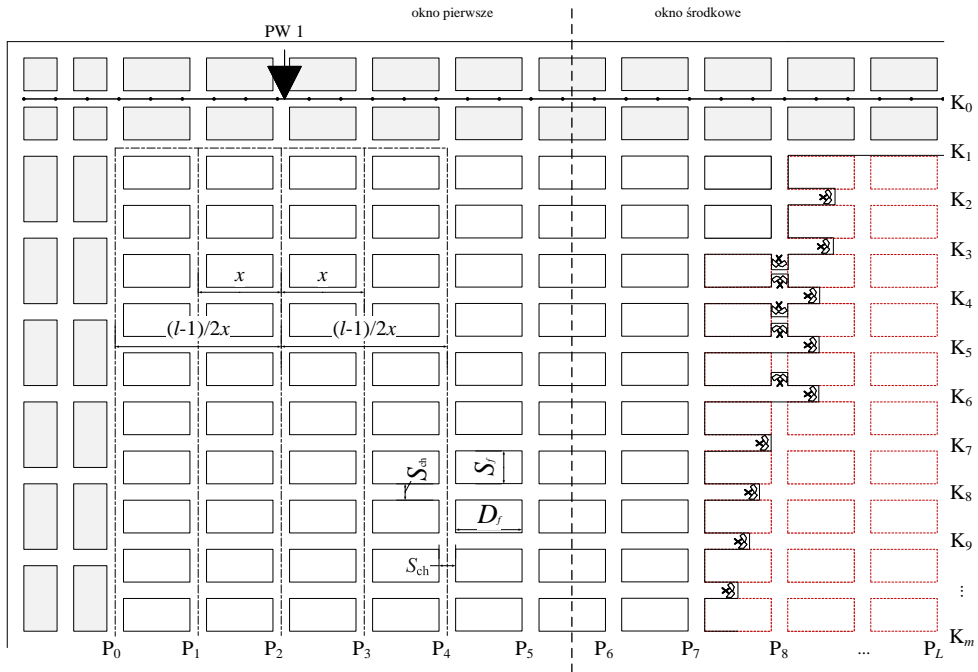
Przyjmijmy, że pole eksploatacji dzielone jest na okna obliczeniowe zgodnie z przyjętym wcześniej sposobem, zaprezentowanym na rysunku 4.2 w podrozdziale 4.1. Rozważmy okno o liczbie przecinek $l + 1$, odległość pomiędzy przecinkami oznaczmy przez x (gdzie: $x = (D_f + S_{ch})$). Analogicznie do wcześniejszych rozważań, droga d_{ij} pokonywana podczas transportu urobku składa się z dwóch składowych, pionowej i poziomej ($d_{ij} = k_i + p_j$ zgodnie ze wzorem (4.1)).

Analiza zostanie rozpoczęta od przypadku **nieparzystej** liczby l w oknie obliczeniowym dla obydwu porównywanych strategii. Przypadek parzystej liczby l w oknie obliczeniowym został przedstawiony w Załączniku 4.

Zgodnie z rysunkiem 4.9, dla strategii „punkt wyspowy na środku okna”, wyrażenie na składową „poziomą” k_j można zapisać:

$$kn'_j = \frac{l-1}{2}x + \dots + 2x + x + 0 + x + 2x + \dots + \frac{l-1}{2}x = 2x \sum_{i=1}^{\frac{l-1}{2}} i \quad (4.43)$$

gdzie przez kn'_j oznaczono składową „poziomą” drogi d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” przy nieparzystej liczbie przecinek l w oknie obliczeniowym.



Rys. 4.9. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” przy nieparzystej liczbie l

Na kolejnym rysunku 4.10 uwidoczono drogę transportową d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy **dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie**, wzór na składową „poziomą” k_j można zapisać jako dla nieparzystej liczby przecinek l w oknie obliczeniowym:

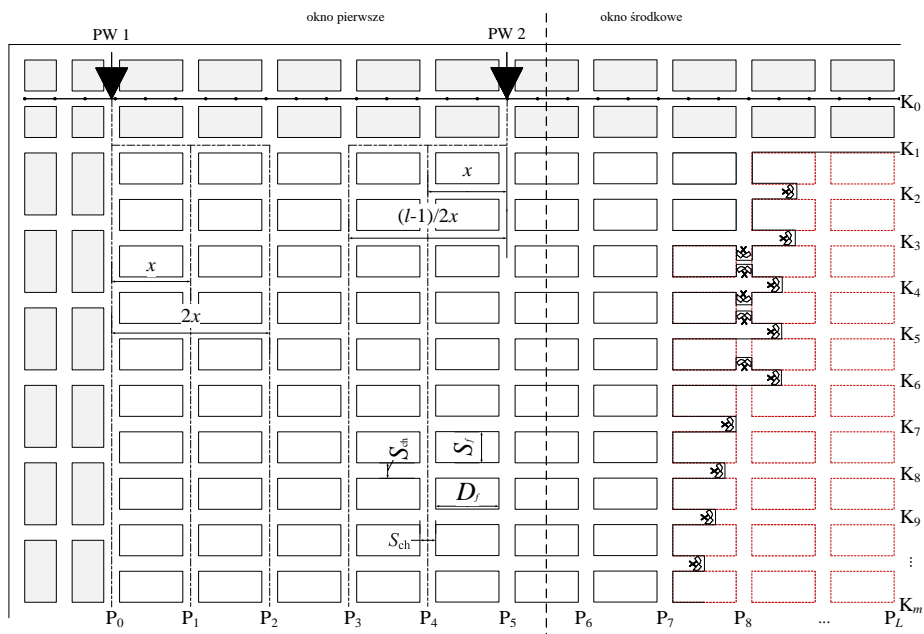
$$kn''_j = 0 + x + 2x + \dots + \frac{l-1}{2}x + \frac{l-1}{2}x + \dots + 2x + x = 2x \sum_{i=1}^{\frac{l-1}{2}} i \quad (4.44)$$

gdzie przez kn''_j oznaczono składową „poziomą” drogi d_{ij} przy nieparzystej liczbie przecinek l w oknie obliczeniowym. Wynika z tego, że składowe „poziome” k_j drogi d_{ij} są sobie równe dla obu przypadków.

$$kn'_j = kn''_j \quad (4.45)$$

Porównanie analizowanych dwóch strategii synchronizacji linii frontu wydobywania pokazuje, że sumaryczna droga $D'(m, L)$ pokonywana w obydwu przypadkach:

- strategia „punkt wysypowy na środku okna”,
 - strategia „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie,
- jest identyczna.

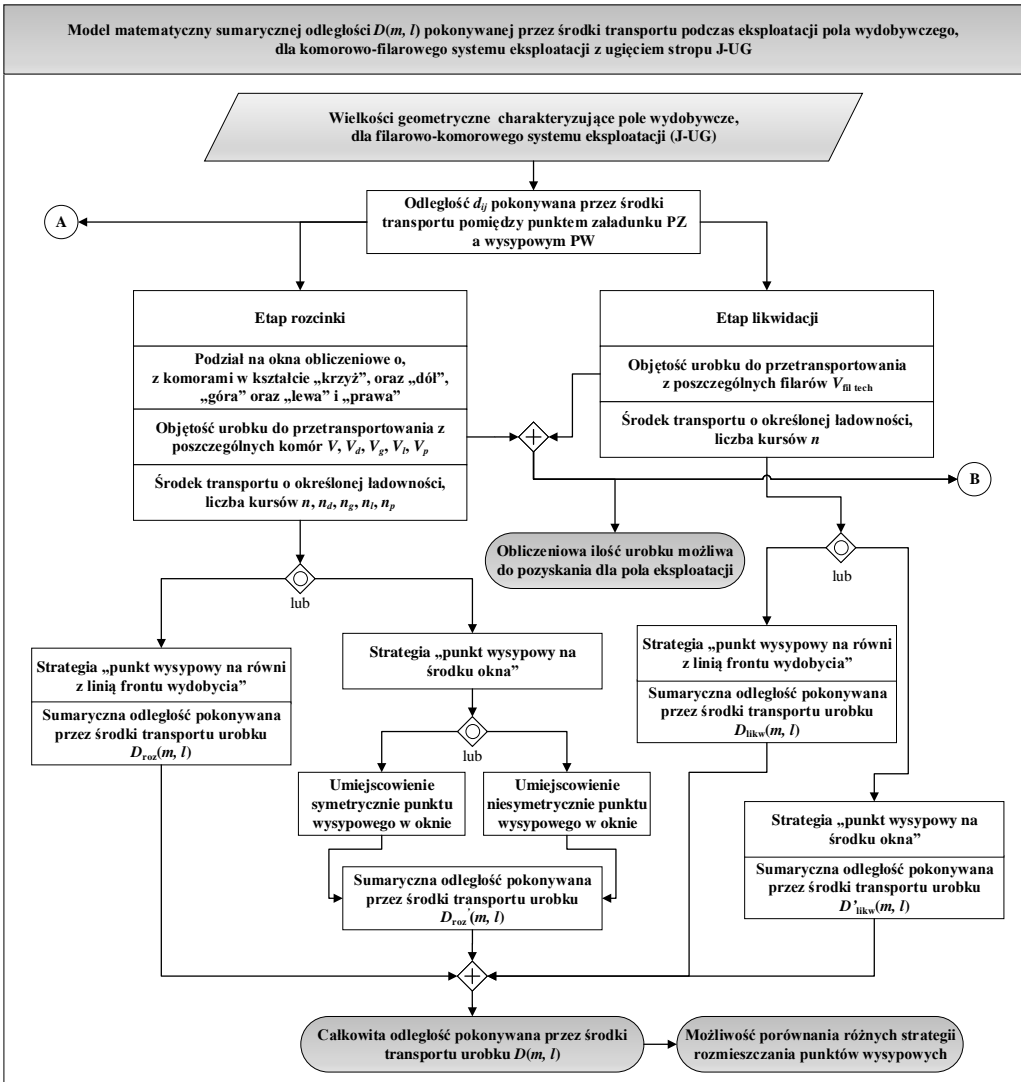


Rys. 4.10. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie przy nieparzystej liczbie l

Proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna” ma jednak istotną przewagę, do jej realizacji potrzebny jest tylko **jeden** punkt wysypowy czynny jednocześnie, a co za tym idzie jedno urządzenie do rozbijania brył urobku URB oraz jeden pracownik do obsługi. Jest zatem korzystniejsza kosztowo od strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie.

Podsumowanie

W rozdziale przedstawiono model odległości pokonywanej przez środki transportu urobku (odstawa kołowa realizowana za pomocą ładowarek łyżkowych lub zestawów ładowarka i pewna liczba wozów odstawy) podczas eksploatacji pola wydobywczego systemem komorowo-filarowym J-UG. System ten składa się z dwóch etapów: rozcińki i likwidacji, obie te fazy zostały uwzględnione w zaproponowanym modelu. Ideą



Rys. 4.11. Schemat modelu matematycznego wyznaczania sumarycznej odległości $D(m, l)$

proponowanego modelu jest określenie liczby przejazdów transportowych dla każdego punktu załadunku urobku i punktem wyspowym umieszczonym nad przenośnikiem taśmowym. Model uwzględnia ilość urobku konieczną do wywiezienia z przodków obsługiwanych przez pojedynczy punkt załadunku. Do wyznaczenia odległości są wykorzystywane tylko zmienne geometryczne charakteryzujące pole, m.in. szerokość wyrobisk, szerokość i długość filara technologicznego, liczbę przecinek i korytarzy składających się na pole czy miąższość furty eksploatacyjnej. Zmienne te są znane już na

etapie projektowania sposobu eksploatacji pola wydobywczego. W następnym kroku odległości do poszczególnych punktów załadunku sumowane są dla całego pola, co umożliwia wyliczenie sumarycznej drogi pokonywanej przez wybrane środki transportu podczas jego eksploatacji.

Proponowany model umożliwia analizę stosowanej w praktyce przemysłowej metody synchronizacji przemieszczającej się linii frontu wydobywania z momentem uruchomienia kolejnych punktów wysypowych, opisany pod nazwą „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”. Efektem jej analizy było dostrzeżenie możliwości skrócenia dróg transportowych, jeżeli punkty wysypowe uruchamiane byłyby przed linią frontu wydobywania: proponowaną metodę opisano pod nazwą „punkt wysypowy na środku okna” oraz opracowano dla niej adekwatny model matematyczny. Dla obu metod przeprowadzono przykładowe obliczenia odległości pokonywanych przez środki transportu podczas eksploatacji pola wydobywczego, schemat obliczeń został przedstawiony na rysunku 4.11.

Porównano obydwie strategie uruchamiania punktów wysypowych względem przemieszczającej się linii frontu wydobywania, w zależności od liczby korytarzy i przecinek składających się na pole wydobywcze. W ten sposób oszacowano możliwe do uzyskania w praktyce przemysłowej skrócenie pokonywanych przez środki transportu odległości podczas eksploatacji na około 20–30%, w zależności od rozmiarów pola. Rozdział uzupełniają wyrażenia do wyznaczania objętości urobku możliwego do wydobywania na etapie planowanej rozcinki i likwidacji.

5. Metoda ekonomicznie uzasadnionego doboru środków transportu w funkcji odległości i ilości urobku planowanego do przetransportowania

Transport urobku podczas eksploatacji pola wydobywania polega na przewożeniu określonej w planie wydobywania ilości (masy) urobku między przodkami a punktem wysypowym. Podczas eksploatacji pola w systemie komorowo-filarowym mamy do czynienia ze zmieniającą się odległością między poszczególnymi przodkami a punktem wysypowym, która zmienia się wraz z przesuwaną się linią frontu wydobywania. Zmieniająca się odległość połączona z wymogiem przetransportowania określonej ilości urobku powoduje trudność w odpowiedzi na pytanie: jakim środkiem transportu lub środkami zrealizować to zadanie w ekonomicznie uzasadniony sposób?

Nawet krótka obserwacja sposobu eksploatacji pola wydobywanego w systemie komorowo-filarowym nasuwa prosty w sumie wniosek: czynności transportowe odbywają się na odległościach podlegających ciągłym wahaniom. Linia frontu uformowana w kształcie litery C przemieszcza się w ciągły sposób. Przemieszczenie to wynika z eksploatacji przodków we właściwej kolejności, tak by utrzymywać kształt litery C, korzystny ze względu na naprężenia w górotworze przy przesuwaniu linii frontu. Konsekwencją są zmieniające się odległości dla transportu urobku. Dla wymogu przetransportowania stałej ilości urobku, trudno oczekiwać, aby optymalny kosztowo był jeden konkretny model ładowni czy zestaw ładowni plus wóz odstawy (w całym zakresie odległości występujących przy eksploatacji pola).

Wzór na odległość, na której odbywa się proces transportu w systemie komorowo-filarowym, oznaczono przez d_{ij} i opisano w wyrażeniach (4.1), (4.2) i (4.3). Jest to odległość pokonywana pomiędzy punktami załadunku (PZ) dla poszczególnych przodków a punktem wysypowym (PW), umieszczanym nad przenośnikiem taśmowym. Z punktu przeładunkowego korzystają zestawy transportowe, składające się z ładowni i wozów odstawczych. Odległość d_{ij} można wyrazić za pomocą wymiarów filarów technologicznych oraz szerokości korytarzy, wymiary te są znane już podczas projektowania sposobu eksploatacji pola wydobywanego:

$$d_{ij} = i(S_f + S_{ch}) + q + j(D_f + S_{ch}) \quad (5.1)$$

Znając zależność określającą odległość d_{ij} , można opisać czas potrzebny na realizację cyklu odstawy t_{ij} , uwzględniając podstawową relację między drogą, prędkością a czasem dla ruchu jednostajnego prostoliniowego (uwzględniono również czas załadunku $t_{zał}$ oraz czas rozładunku t_{roz}):

$$t_{ij} = t_{zał} + \frac{d_{ij}}{V_u} + \frac{d_{ij}}{V} + t'_{roz} \quad (5.2)$$

gdzie: t_{ij} – czas cyklu odstawy dla punktów załadunku PZ [min], $t_{zał}$ – czas załadunku [min], t'_{roz} – czas rozładunku [min] ($t'_{roz} = t_{roz}$ dla ładowarek oraz zestawu ładowarka plus jeden wóz odstawczy, $t'_{roz} = 0$ dla zestawów ładowarka plus dwa lub więcej wozy odstawcze, ze względu na ich równoległy charakter pracy), V_u – prędkość przejazdu z urobkiem z punktu załadunku do punktu wysypowego [m/min], V – prędkość przejazdu z punktu wysypowego do punktu załadunku bez urobku [m/min].

Za pomijalnie małe uznano przyśpieszenie wozu odstawczego lub ładowarki oraz pokonywanie zakrętów ze zmniejszoną prędkością. Zostaną one uwzględnione pośrednio w średniej prędkości jazdy ładowarek i wozów odstawczych – nie będą w obliczeniach wykorzystane maksymalne prędkości katalogowe ładowarek i wozów odstawczych – możliwe do osiągnięcia tylko w idealnych warunkach pracy.

Znając wartość czasu efektywnego t_{ef} , dostępnego podczas jednej zmiany, można określić liczbę kursów pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku w przodku, które możliwe są do zrealizowania przez operatora ładowarki czy wozu odstawczego. Często jest to jedno z głównych kryteriów oceny efektywności jego pracy podczas zmiany roboczej.

$$K_{s_{ij}} = \left\lfloor \frac{t_{ef}}{t_{ij}} \right\rfloor = \left\lfloor \frac{t_{ef}}{t_{zał} + \frac{d_{ij}}{V_u} + \frac{d_{ij}}{V} + t'_{roz}} \right\rfloor \quad (5.3)$$

gdzie przez $K_{s_{ij}}$ oznaczono liczbę kursów możliwych do realizacji dla pojedynczego środka transportu podczas jednej zmiany dla określonego czasu efektywnego t_{ef} oraz odległości d_{ij} .

Dysponując wzorami (5.2) i (5.3), możemy wyznaczyć na podstawie ładowności M ładowarek lub pracujących w zestawach wozów odstawczych, ładunek możliwy do przetransportowania w czasie t_{ef} dla pojedynczego środka transportu:

$$M_{ij} = \left\lfloor \frac{t_{ef}}{t_{ij}} \right\rfloor M \quad (5.4)$$

gdzie: M_{ij} – maksymalna ilość (masa) urobku, którą można przetransportować z punktu załadunkowego PZ [Mg], t_{ef} – czas efektywny pracy przypadający na jedną zmianę [min], M – ładowność łyżki ładowarki lub wozu odstawczego [Mg].

Czas efektywny pracy t_{ef} jest różny od czasu trwania zmiany, pomniejszony m.in. o czas zjazdu i wyjazdu operatora szybem, czas instruktażu i podziału pracy, przeglądu maszyny, czas przejazdu ładowarką do przodka czy czas potrzebny na przekazanie sobie maszyny pomiędzy operatorami. Eksploatacja coraz głębszych partii złóż, powiązana ze wzrostem temperatury oraz wydłużającymi się drogami transportu (wobec braku decyzji o budowie nowych szybów zjazdowo-materiałowych) powodują, że w najbliższych latach efektywny czas pracy będzie się zmniejszał [60, 76].

Natomiast ładowność M pokrywa się z ładownością łyżki ładowarki lub ładownością wozu odstawczego (dla przydatku pracy w zespole „ładowarka plus pewna liczba wozów odstawczych”). W przypadku pracy w zespole np. „ładowarka plus dwa wozy odstawcze”, zespół ten jest dobierany tak, aby pojemność wozu odstawczego była wielokrotnością pojemności łyżki ładowarki, tzn. wóz odstawczy można było załadować do pełna np. 3 łyżkami. Dodatkowo wzór (5.3) uwzględnia, przez zaokrąglenie w dół, sytuację, w której operator maszyny nie podejmuje kolejnej czynności transportowej, wiedząc, że nie zakończy jej przed upływem czasu przeznaczzonego na pracę w polu eksploatacji.

Jedną z podstawowych zasad funkcjonowania kopalni jest wymóg dostarczania możliwie stałej ilości urobku do ZWR (Zakładu Wzbogacania Rudy), wynika ona z ciągłego charakteru procesu wzbogacania rudy. Przekłada się to na wymóg, aby do punktów wysypowych dostarczać stałą ilość urobku z różnych odległości, zmieniających się wraz z przesuwaniem się linii frontu wydobywania. Pozostaje tylko jedna możliwość: organizacja transportu środkami o różnej wydajności lub z różną liczbą środków transportowych. Wyliczenie koniecznych do realizacji zaplanowanych zadań liczbą ładowarek lub zestawów ładowarka plus różna liczba wozów odstawczych n_{ij} nie naraża większych trudności:

$$n_{ij} = \left\lceil \frac{M_{pl}}{M_{ij}} \right\rceil \quad (5.5)$$

gdzie: n_{ij} – liczba koniecznych środków transportu, M_{pl} – planowana masa urobku do przetransportowania [Mg].

Dysponując wyrażeniem (5.5) na liczbę koniecznych środków transportu n_{ij} , uzyskujemy jeszcze jedno kryterium, pod kątem którego można ocenić proponowaną we wcześniejszym rozdziale 4 metodę synchronizacji linii frontu z punktami wysypowymi, tzn. punkt wysypowy na równi z linią frontu rozcińki i punkt wysypowy na środku okna.

Innym ważnym aspektem jest również, aby dostarczany do ZWR urobek miał możliwie stałą zawartość Cu, co ułatwia sterowanie procesami wzbogacania. Mała zmienność Cu w urobku jest wynikiem mieszania się i uśredniania rudy z różnych lokalizacji i zbiorników w przyszybowym zbiorniku retencyjnym [87].

5.1. Przykład obliczeniowy – liczba koniecznych środków transportu w różnych strategiach synchronizacji linii frontu wydobywania z punktami wysypowymi

Obliczenia koniecznej do realizacji planu wydobywania liczby środków transportu zostaną przeprowadzone dokładnie dla tych samych warunków początkowych, jak w zadaniu z podrzdziału 4.5, dla pola eksploatacji o wymiarach charakteryzowanych przez liczbę korytarzy $m = 20$ oraz przecinek $l = 60$. Pole to podzielono na cztery okna obliczeniowe ($o = 4$).

Czynności transportowe (na etapie rozcinki) realizowane są przez ładowarki zdolne przewieźć jednorazowo urobek o objętości $V_{\text{srT}} = 4,88 \text{ m}^3$. Pozostałe parametry ładowarki: prędkość z urobkiem $V_u = 7 \text{ km/h}$, prędkość bez urobku $V = 8 \text{ km/h}$, czas załadunku $t_{\text{zai}} = 1 \text{ min}$ oraz czas rozładunku $t_{\text{roz}} = 1,5 \text{ min}$. W ciągu jednej zmiany należy wywieźć z przodków urobek o masie $M_{\text{pl}} = 590 \text{ Mg}$. Czas efektywny pracy ładowarek podczas jednej zmiany określono na poziomie: $t_{\text{ef}} = 210 \text{ min}$.

Dla obu metod synchronizacji linii frontu wydobywania z punktami wysypowymi należy wyliczyć drogę $d_{20,15}$ i $d'_{20,15}$, którą mają do przebycia środki transportu z punktu załadunku znajdującego się w przecięciu korytarza K_{20} i przecinki P_{15} do punktu rozładunku PZ na etapie rozcinki. Następnie należy wyznaczyć czas cyklu $t_{20,15}$, liczbę kursów $K_{S20,15}$ przypadającą na pojedynczy środek transportu, urobek $M_{20,15}$ do przewiezienia dla pojedynczego środka transportu oraz liczbę środków transportowych n_{ij} .

Dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” otrzymano:

- odległość pomiędzy punktem załadunku a punktem rozładunku $d_{20,15} = 693,5 \text{ m}$, wyliczone wg wzoru (5.1),

- czas cyklu $t_{20,15} = 13,07 \text{ min}$, wyliczone wg wzoru (5.2),

- liczba kursów przypadająca na pojedynczy środek transportu $K_{S20,15} = 14$, wyliczone wg wzoru (5.3),

- urobek do przetransportowania dla pojedynczego środka transportu $M_{20,15} = 170,72 \text{ Mg}$, wyliczone wg wzoru (5.4),

- liczba środków transportowych $n_{20,15} = 4$, wyliczone wg wzoru (5.5).

Dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” otrzymano:

- $d'_{20,15} = 473,5 \text{ m}$, wyliczone wg wzoru (4.34) dla l nieparzystego,

- czas cyklu $t_{20,15} = 9,72 \text{ min}$, wyliczone wg wzoru (5.2),

- liczba kursów przypadająca na pojedynczy środek transportu $K_{S20,15} = 19$, wyliczone wg wzoru (5.3),

- urobek do przetransportowania dla pojedynczego środka transportu $M_{20,15} = 224,07 \text{ Mg}$, wyliczone wg wzoru (5.4),

- liczba środków transportowych $n_{20,15} = 3$, wyliczone wg wzoru (5.5).

Porównując obie strategie, dochodzimy do wniosku, że metoda punkt wysypowy na środku okna, dzięki skróceniu koniecznej do pokonania drogi d_{ij} podczas transportu urobku, umożliwi również zmniejszenie wymaganej liczby n_{ij} środków transportu (w analizowanym przypadku) z zachowaniem tej samej ilości urobku do przemieszczenia między przodkiem a punktem wysypowym.

5.2. Metoda doboru środków transportu

Transport urobku między przodkami a punktem wysypowym na przenośniku taśmowym można realizować kilkoma rodzajami ładowarek łyżkowych – będącymi zwykle do dyspozycji w zakładzie górniczym – różniącymi się m.in. produktywnością, zdolnościami transportowymi oraz kosztami koniecznymi do poniesienia podczas ich eksploatacji. Zalecana odległość transportu urobku dla ładowarek to 90–600 m [77].

Dodatkowo możliwy jest transport w systemie ładowarka plus wozy odstawcze urobku, sprawdzający się przy dalszych odległościach i większej ilości urobku. Podnosi to znacząco liczbę możliwych kombinacji doboru potrzebnych zasobów transportowych, ponieważ jedna ładowarka może współpracować z różną liczbą wozów odstawczych.

Proponowana metoda powinna umożliwiać wyznaczenie najefektywniejszego kosztowo rodzaju transportu dla zadanej odległości i ilości urobku do przewiezienia pomiędzy punktem załadunku a punktem wysypowym:

$$K_{ij} = \frac{n_{ij}K}{M_{pl}} \quad (5.6)$$

gdzie: K_{ij} – całkowity koszt transportu pomiędzy punktem załadunku a punktem wysypowym w przeliczeniu na [zł/Mg], K – suma kosztów poniesionych na pracę maszyny podczas jednej zmiany [zł].

Zmienną K należy rozumieć jako sumę kosztów:

- eksploatacji ładowarki (konieczne paliwo i oleje, materiały eksploatacyjne),
- koszty zakupu i utrzymania (amortyzacja, obsługa serwisowa, usługi serwisowe zewnętrzne),
- koszty pracy (wynagrodzenia operatora z narzutami).

Najefektywniejszym kosztowo rodzajem transportu jest oczywiście zasób najtańszy, oznaczony zmienną Z_{opt} :

$$Z_{opt} = \arg \min_{z \in Z} K_{ij}(z) \quad (5.7)$$

gdzie przez Z oznaczono zbiór rodzajów środków transportowych.

Sama struktura kosztów jest uzależniona np. od specyfiki wzajemnych rozliczeń pomiędzy oddziałami w konkretnym zakładzie górniczym, dalsze uszczegółowienie nie wydaje się więc celowe. Za pomocą wzoru (5.7) ze wszystkich możliwych rozwiązań wybiera się rozwiązanie o najniższym koszcie realizacji czynności transportowej dla zadanej ilości urobku i odległości.

5.3. Weryfikacja modelu obliczeniowego dla wybranych rodzajów środków transportu

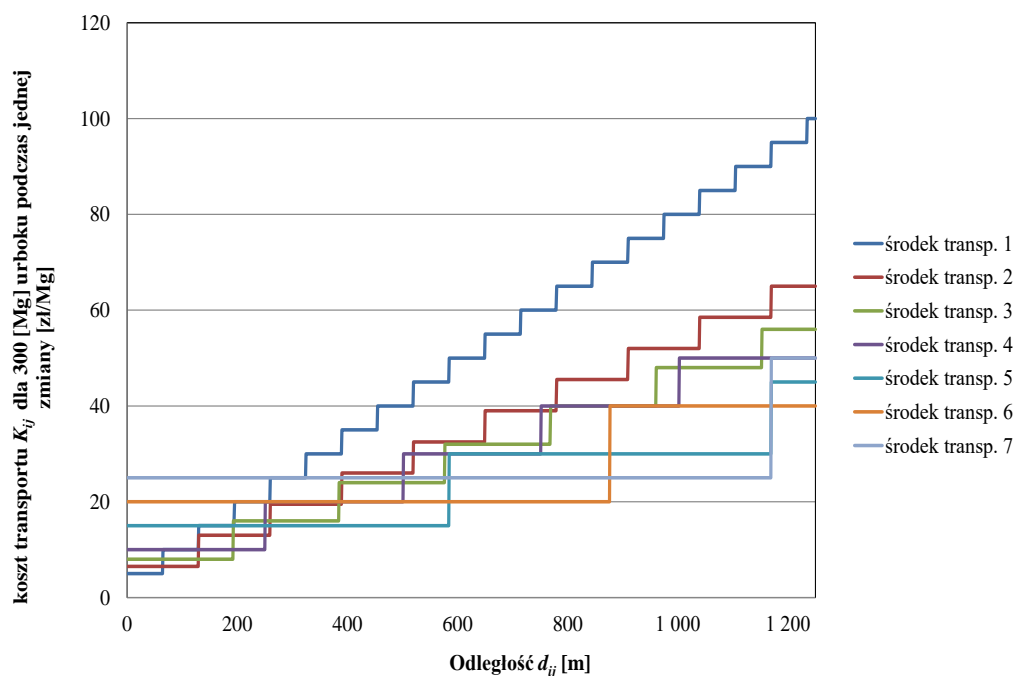
Przeprowadzono stosowne obliczenia dla kilku wybranych rodzajów ładowarek i zestawów (ładowarka plus różna liczba wozów odstawczych, jeden model wozu odstawczego), według danych zawartych w tabeli 2.2, określając koszt K_{ij} dla drogi d_{ij} z zakresu odległości do 1250 m. Wartości parametrów opisujących analizowane środki transportu zestawiono w tabeli 5.1.

Tabela 5.1. Zestawienie parametrów różnych typów ładowarek i zestawów ładowarka plus wóz odstawczy

Nr środka transportu	Środek transportu						
	1	2	3	4	5	6	7
Parametry	ładowarka nr 1	ładowarka nr 2	ładowarka nr 3	zestaw ładowarka nr 1 plus 1 wóz odstawczy	zestaw ładowarka nr 1 plus 2 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 3 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 4 wozy odstawcze
Ładowność M [Mg]	4,64	8,12	10,67	13,92	27,84	41,76	55,68
Prędkość z urobkiem V_u [km/h]	5,0	6,0	7,0	8,0	8,0	8,0	8,0
Prędkość bez urobku V [km/h]	7,0	8,0	9,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Czas załadunku t_{zal} [min]	0,5	0,5	1,0	1,5	1,5	1,5	1,5
Czas rozładunku t_{roz} [min]	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Różnica kosztów między środkami transportu [%]	100	130	160	200	300	400	500

Do obliczeń zalecanych odległości stosowania poszczególnych rodzajów środków transportu przyjęto czas efektywny t_{ef} równy 210 min oraz wyrażono koszt poszczególnych ładówek i zestawów w %, przyjmując za 100% koszt ładówki nr 1. Prędkości jazdy z urobkiem i bez (V i V_u) zmniejszono w porównaniu do prędkości maksymalnych deklarowanych przez producentów, zbliżając je do wartości uzyskiwanych w warunkach przemysłowych.

Równania 5.3–5.6 zapisano w środowisku R [217], co umożliwia natychmiastowe przeliczenie rezultatów do warunków w konkretnym zakładzie górniczym (inny czas efektywny t_{ef} czy dostępne rodzaje środków transportu), uzyskane wyniki obliczeń prezentują rysunki 5.1 i 5.2.

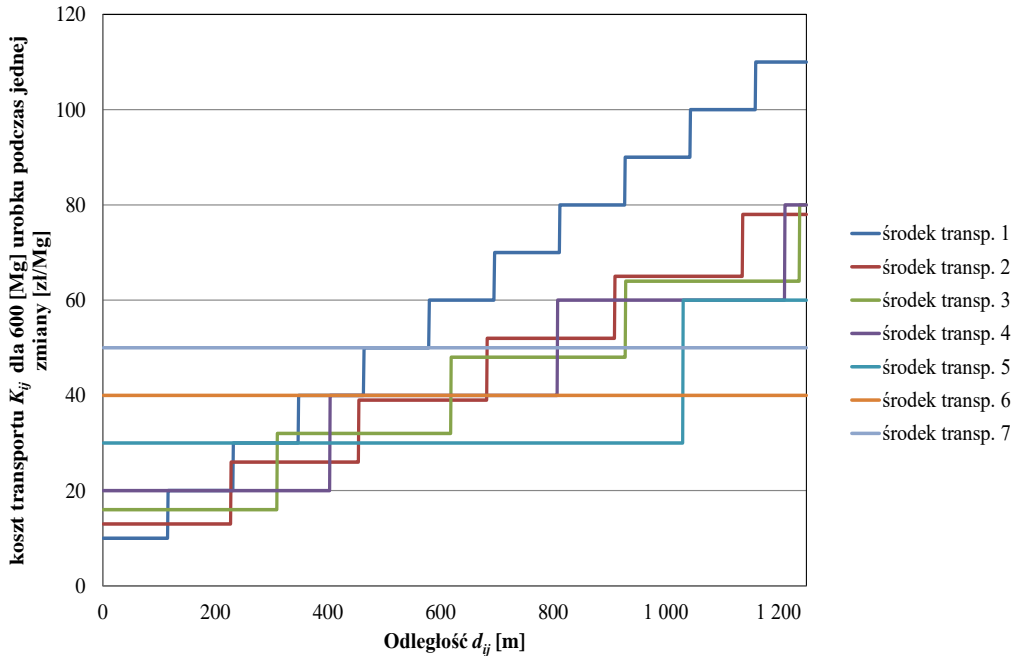


Rys. 5.1. Koszty transportu urobku K_{ij} dla 300 Mg urobku na zmianę w przeliczeniu na zł/Mg

Schodkowy charakter prezentowanych wykresów wynika z tego, że wraz ze wzrostem odległości potrzebujemy coraz większej liczby środków transportu dla zadanej ilości urobku, co podnosi w sposób oczywisty koszt. Z porównania tych dwóch wykresów wynika, w zależności od ilości ładunku do przewiezienia na jednej zmianie, jak zmieniają się odległości, dla których określony środek transportu realizuje to zadanie najniższym kosztem Z_{opt} . Dla przykładu: środek transportowy nr 3 jest optymalny przy 300 Mg urobku dla odległości 228–300 m, natomiast dla 600 Mg urobku odległość ta wynosi 130–192 m.

Dalsza analiza rysunków 5.1 oraz 5.2 umożliwi m.in. kolejne spostrzeżenia:

- dla odległości 400–450 m i ilości urobku 300 Mg na zmianę optymalnym kosztowo wyborem będą 2 sztuki środka transportu nr 2,
- środek transportu nr 7 (zestaw ładowarka nr 1 plus 4 wozy odstawcze) nie znajduje ekonomicznie uzasadnionego zastosowania dla żadnej odległości (również dla 300 Mg na zmianę).

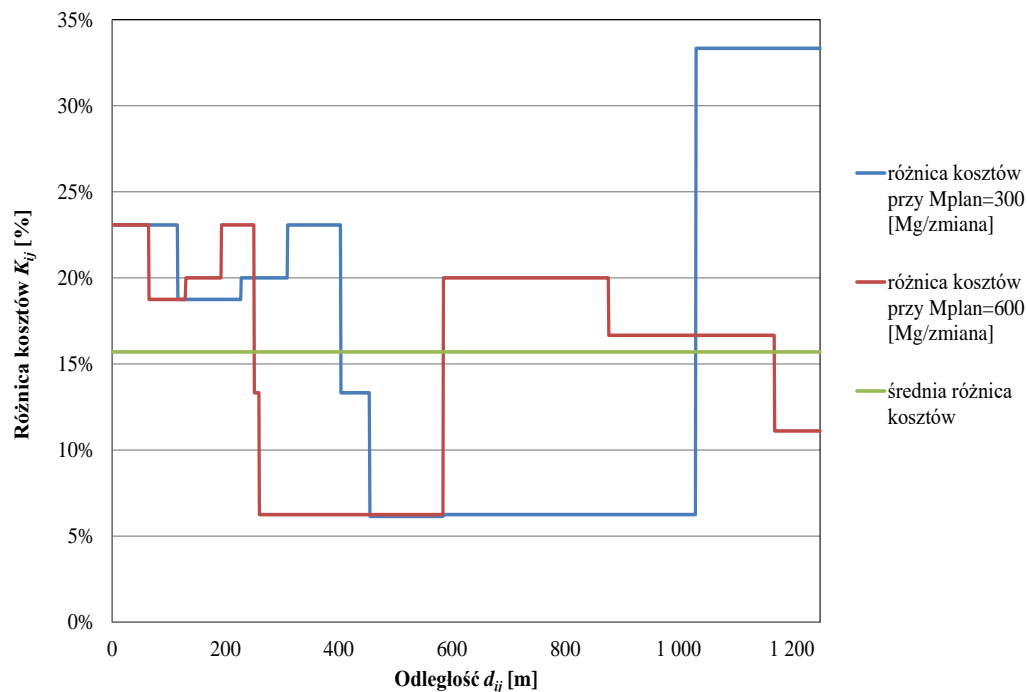


Rys. 5.2. Koszty transportu urobku K_{ij} dla 600 Mg urobku na zmianę w przeliczeniu na zł/Mg

Analogiczne do rysunków 5.1 i 5.2 wykresy kosztów odstawy urobku dla różnych rodzajów środków transportu zostały uzyskane również za pomocą modelu w MS Excel, wykonanego na potrzeby projektu „Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi”, co zostało udokumentowane w publikacji [108].

Tego typu wnioski należy wyciągnąć oczywiście dla konkretnych typów ładowarek i zestawów ładowarka plus wozy odstawy, będących na wyposażeniu zakładu górniczego. Podjęto próbę oszacowania skali korzyści prowadzenia proponowanych obliczeń w podejmowaniu decyzji, jakim środkiem transportu zrealizować czynności transportowe. Na rysunku 5.3 pokazano różnicę kosztów transportu między znalezionym najlepszym rozwiązaniem, a drugim z kolei pod względem kosztów.

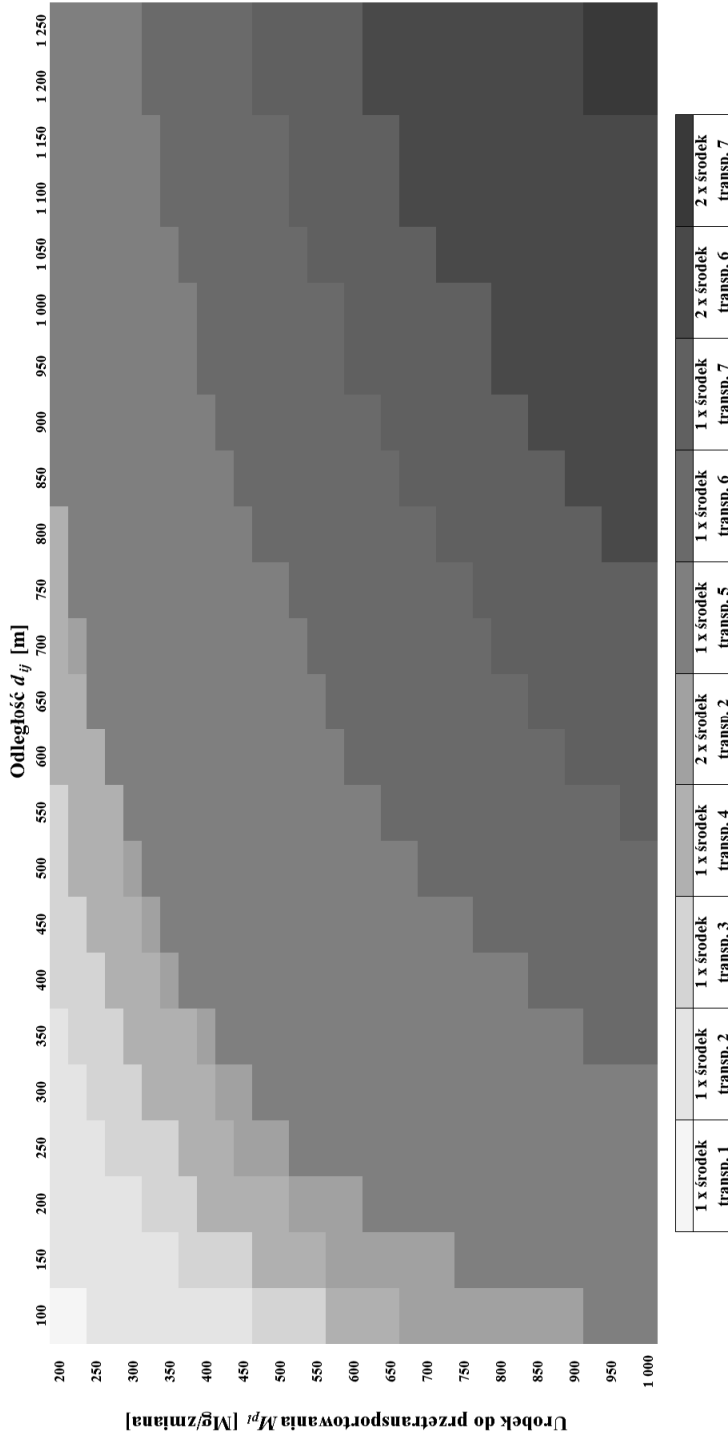
Różnice kosztów realizacji czynności transportowych wahają się znacznie, w zależności od odległości i ilości ładunku, sięgają 6–33%, średnia dla całej rozpiętości analizowanej odległości to 15,7%. Są to znaczące oszczędności finansowe, zakładając nawet tylko częściowe (w praktyce przemysłowej) wykorzystanie potencjału proponowanej metody ekonomicznego doboru środka transportu.



Rys. 5.3. Zestawienie różnicy w kosztach transportu K_{ij}

W celu zobrazowania przedstawionych wyliczeń wyszukano optymalne rozwiązania dla środków transportu według tabeli 5.1, biorąc pod uwagę różną ilość urobku na zmianę M_{pl} z zakresu 200–1000 Mg oraz zmieniające się odległości d_{ij} w zakresie do 1250 m. Założono, że transport urobku na dalsze odległości odbywa się najczęściej za pomocą przenośników taśmowych lub z wykorzystaniem transportu szynowego. Uzyskane wyniki prezentuje rysunek 5.4, uwidocznione zostały na nim zakresy optymalnego kosztowo wykorzystania analizowanych środków transportu (wyznaczone dla określonego czasu efektywnego t_{ef}).

Zakład górniczy, w celu osiągnięcia optymalizacji kosztów czynności transportowych, sporządzałby powyższą analizę dla posiadanych przez siebie środków transportu. Następnie do obsługi czynności transportowych, realizowanych dla konkretnych przodków, kierowałby ładowarki i wozy odstawy wybrane według proponowanej metody.



Rys. 5.4. Zakresy optymalnego kosztowo wykorzystania różnych środków transportowych w zależności od odległości do pokonania i ilości urobku przeznaczzonego do transportu

5.4. Przykład obliczeniowy doboru rodzaju środka transportu

Obliczenia rodzaju środka transportu, który zrealizuje plan wydobycia w optymalny kosztowo sposób Z_{opt} zostaną przeprowadzone dokładnie dla tych samych warunków początkowych, jak w zadaniu z podrozdziału 4.5 dla pola eksploatacji o tych samych rozmiarach. Punkt załadunku PZ urobku znajduje się w skrzyżowaniu korytarza K_{20} i przecinki P_{15} .

W ciągu jednej zmiany należy wywieźć z przodków urobek o masie $M_{pl} = 590$ Mg, a czas efektywny pracy podczas jednej zmiany określono na poziomie: $t_{ef} = 210$ min. Do dyspozycji zakładu górniczego są ładowarki i wozy odstawcze, których parametry są przedstawione w tabeli 5.1. Koszty pracy ładowarki nr 1 na jednej zmianie określono na poziomie $K = 3000$ zł, koszty kolejnych urządzeń przyjęto zgodnie z założeniami z tabeli 5.1, koszt pracy wozu odstawczego jest taki sam jak ładowarki nr 1.

Zadanie można sformułować następująco: wyznacz najefektywniejszy kosztowo rodzaj środka transportu dla określonych wcześniej warunków.

W pierwszym kroku należy wyliczyć liczbę n_{ij} koniecznych ładowarek lub zestawów, a następnie koszt transportu K_{ij} dla 1 Mg urobku, dla każdego rodzaju ładowarek oraz zestawów „ładowarka plus różna liczba wozów odstawy”. Na tej podstawie będzie można określić najtańszy rodzaj środka transportu Z_{opt} .

Według wyników z przykładu obliczeniowego zamieszczonego w podrozdziale 5.3 dla środka transportu nr 3 otrzymano: odległość pomiędzy punktem załadunku a punktem rozładunku $d_{20,15} = 693,5$ m, czas cyklu $t_{20,15} = 13,07$ min, liczba kursów przypadająca na pojedynczy środek transportu $K_{S_{20,15}} = 14$, urobek do przetransportowania dla pojedynczego środka transportu $M_{20,15} = 170,72$ Mg, liczba środków transportowych $n_{20,15} = 4$. Analogiczne obliczenia przeprowadzono dla pozostałych rodzajów środków transportowych, wyniki zaś przedstawiono w tabeli 5.2.

Tabela 5.2. Wyniki zbiorcze liczby koniecznych środków transportu n_{ij} dla zadanych warunków

	Środek transportu						
	1	2	3	4	5	6	7
	ładowarka nr 1	ładowarka nr 2	ładowarka nr 3	zestaw ładowarka nr 1 plus 1 wóz odstawczy	zestaw ładowarka nr 1 plus 2 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 3 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 4 wozy odstawcze
$K_{20,15}$ [szt.]	11	6	4	3	2	1	1

Do wyliczenia pozostał już tylko całkowity koszt K_{ij} transportu pomiędzy punktami załadunku a punktem wysypowym na podstawie sumy kosztów poniesionych na

pracę maszyny podczas jednej zmiany: $K_{20,15} = 32,54$ zł/Mg, dla środka transportu nr 3, wyliczone wg wzoru (5.6). Ponownie przeprowadzono obliczenia kosztów $K_{20,15}$ dla pozostałych rodzajów środków transportowych, wyniki zebrano w tabeli 5.3.

Tabela 5.3. Wyniki zbiorcze kosztów $K_{20,15}$ dla różnych środków transportu w przeliczeniu na 1 Mg

	Środek transportu						
	1	2	3	4	5	6	7
	ładowarka nr 1	ładowarka nr 2	ładowarka nr 3	zestaw ładowarka nr 1 plus 1 wóz odstawczy	zestaw ładowarka nr 1 plus 2 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 3 wozy odstawcze	zestaw ładowarka nr 1 plus 4 wozy odstawcze
$K_{20,15}$ [zł/Mg]	55,93	39,66	32,54	30,51	30,51	20,34	25,42

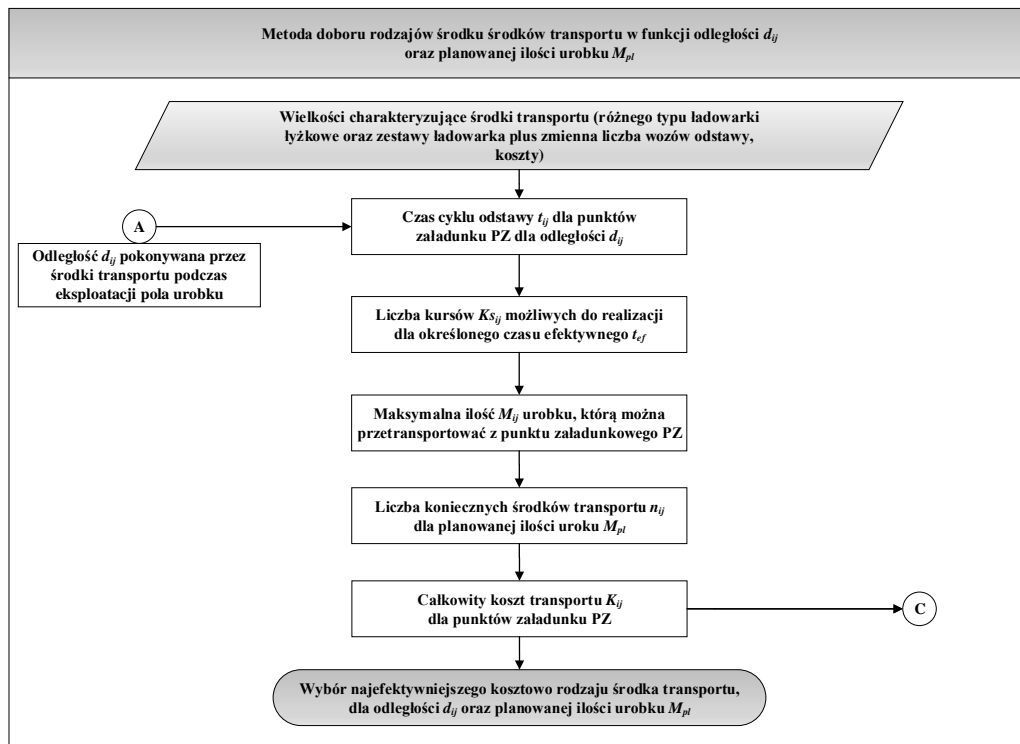
Mając wyliczony koszt $K_{20,15}$, ostatnim krokiem pozostało wybranie najefektywniejszego kosztowo rodzaju transportu Z_{opt} . W tym przypadku jest nim środek transportu nr 6, tzn. zestaw ładowarka plus trzy wozy odstawcze. Do realizacji zadań transportowych dla warunków z przykładu obliczeniowego taki zestaw byłby potrzebny tylko jeden ($n_{20,15} = 1$).

Podsumowanie

Rozdział zawiera propozycję metody doboru rodzaju środka transportu urobku, w zależności od ilości urobku przeznaczonej do transportu oraz odległości pomiędzy punktem załadunku a punktem wysypowym, umieszczonym nad przenośnikiem taśmowym. Zadanie to w praktyce przemysłowej może być realizowane przez kilka rodzajów ładowarek łyżkowych lub zestawy składające się z ładowarki plus pewnej liczby wozów odstawczych.

W modelu matematycznym uwzględniono czasy załadunku i rozładunku urobku dla ładowarek łyżkowych oraz dla zestawów ładowarka plus wozy odstawcze, prędkość przejazdu z urobkiem oraz prędkość przejazdu z punktu wysypowego do punktu załadunku bez urobku. Bazując na dostępnym w czasie jednej zmiany roboczej czasie efektywnym, zaproponowano wzór na liczbę kursów pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku w przodku, które są możliwe do zrealizowania przez operatora ładowarki czy wozu odstawczego. W kolejnym kroku wyznaczana jest liczba środków transportu, koniecznych do realizacji tak zdefiniowanego zadania transportowego. Za kryterium doboru optymalnego środka transportu wybrano wyliczony koszt realizacji zadania, w przeliczeniu na 1 Mg urobku, dla określonej odległości. Schemat prowadzonych rozważań przedstawia rysunek 5.5.

W rozdziale tym przeprowadzono weryfikację proponowanej metody przez wykonanie obliczeń dla kilku wybranych konkretnych typów ładowarek i zestawów (ładowarka plus różna liczba wozów odstawczych, jeden model wozu odstawczego) na podstawie założonych wartości kosztów, przeliczanych dla okresu jednej zmiany.



Rys. 5.5. Schemat metody doboru środków transportu odstawy kołowej

Efektem metody jest wykres przedstawiający zakresy optymalnego kosztowo wykorzystania różnych środków transportowych w zależności od odległości do przebycia i ilości urobku przeznaczonego do transportu. Rozdział kończy się przykładem obliczeniowym, potwierdzającym skuteczność metody wyboru najefektywniejszego kosztowo rodzaju środka transportu.

6. Planowanie eksploatacji pola wydobywania – harmonogram prac górniczych oraz zapotrzebowanie na środki transportu

Przygotowując projekt eksploatacji pola wydobywania, istotną kwestią jest możliwie precyzyjne określenie harmonogramu robót górniczych. Budowa harmonogramu jest podstawowym krokiem podczas organizacji robót górniczych, odbywa się wówczas rozmieszczenie w czasie i przestrzeni wykonywanych czynności w przedkach chodnikowych.

6.1. Algorytm wyznaczenia harmonogramu robót górniczych podczas etapu rozcinki oraz likwidacji

Główne założenie podczas budowy harmonogramu to zarówno procesy górnicze (usuwanie odspojonych brył skalnych, kotwienie, wiercenie otworów strzałowych, urabianie), jak i procesy transportowe (załadunek i odstawa) umożliwiają realizację określonego planu produkcji M_{pl} .

W podrozdziale 4.3 opisano sposób na dokładne wyliczenie masy urobku do przetransportowania, wykorzystując do tego celu komory o kształcie „krzyż”, których objętość jesteśmy w stanie opisać równaniami algebraicznymi, na podstawie wymiarów filarów technologicznych, szerokości chodników, miąższości furty eksploatacyjnej czy kąta nachylenia ociosów. Są to wzory (4.12), (4.13) i (4.14) dla etapu rozcinki oraz wzór (4.20) dla etapu likwidacji. Dodatkowo uwzględniono przestrzenie pozostałe przy granicach pola: kształty „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa”.

Na bazie tego pomysłu zauważono możliwość wyznaczania harmonogramów robót górniczych, bazując na objętości urobku zaplanowanego do pozyskania. W zależności od założonego tempa wydobywania na poszczególnych zmianach pozyskiwana będzie określona ilość urobku, odbierana następnie przez transport kołowy.

Harmonogram reprezentowałby miesięczny postęp robót górniczych podczas etapu rozcinki i likwidacji. Dodatkowym wyzwaniem jest określenie kolejności

eksploatowanych przodków. Kolejność eksploatowanych komór jest zgodna ze sztuką górnictwem i odwzorowuje linię frontu eksploatacji w kształcie litery C, którą stosuje się w systemach komorowo-filarowych (Załącznik 5, tab. Z.1, Z.2). Ponadto kształt frontu w kształcie litery C utrzymuje się, prowadząc prace górnicze raz na jednym końcu linii frontu, raz na drugim, aż oba ramiona frontu „połączą się” w środku. Następnie prace górnicze ponownie przenoszą się na jedno z ramion linii frontu, budując kształt litery C niejako od nowa.

Sposób przebiegu procesów transportowych urobku, podczas prowadzenia prac górniczych, zamodelowano za pomocą równań algebraicznych, aby móc je wykorzystać; w praktyce zdecydowano się sięgnąć po rozwiązania informatyczne. Opisano proponowany algorytm budowy harmonogramu, korzystając z pseudokodu (zasady tworzenia pseudokodu np. w [7, 81]), do modelowania symulacyjnego wykorzystano oprogramowanie R.

W celu ustalenia kolejności robót górniczych należy wprowadzić tę informację w postaci macierzy, numerując odpowiednio obszary „krzyż” oraz kształty „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa”, definiując w ten sposób linię frontu wydobycia oraz odwzorowując kształt litery C. Następnie należy ustalić numer n ostatniego punktu załadunku PZ. Kolejnym krokiem jest wyliczenie skumulowanej liczby zmian, konieczną do przeprowadzenia robót górniczych we wszystkich zdefiniowanych obszarach „krzyż” (lub kształtach na obrzeżach pola „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa”). Na starcie wyliczeń czas t przyjmuje wartość 0. Ustala się datę początkową rozpoczęcia prac górniczych w pierwszym obszarze. Następnie dla wszystkich obszarów „krzyż” oraz „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa”, po kolei, bazując na ich objętości (rys. 4.3 z podrozdz. 4.2, wzory (4.12), (4.13) i (4.14)) oraz ilości urobku zaplanowanego do pozyskania podczas jednej zmiany, wylicza konieczny czas eksploatacji. Na tym etapie zbierane i sumowane są wartości poniesionych kosztów transportu z kolejnych punktów załadunkowych PZ, bazując na koszcie K_{ij} wyliczanym w przeliczeniu na 1 Mg dla konkretnego rodzaju środka transportu. Następnie $K[i]$ uwzględnia ilość urobku pozyskaną i przewidzianą do transportu w czasie jednej zmiany roboczej.

Kolejnym krokiem jest zaokrąglenie obliczeniowej liczby zmian w górę do wartości całkowitej oraz zamienienie jej na liczbę dni. Następnie sprawdzana jest liczba wolnych sobót i niedziel między datą początkową d_0 oraz końcową przeliczanego obszaru $d_0 + d$. Ostatnim krokiem jest wyliczenie daty zakończenia prac w analizowanym obszarze, otrzymujemy ją po dodaniu do daty początkowej dni przeznaczonych na prace górnicze oraz dni wolnych od pracy (algorytm 1).

Algorytm 1. Harmonogram robót górniczych i kosztów odstawy urobku podczas etapu rozczinki

```
Ustal kolejność eksploatacji obszarów „krzyż” oraz „dół”,
„góra”, „lewa” i „prawa”;
n := numer ostatniego punktu załadunku urobku PZ;
t := 0;
d0 := data początkowa;
```

```

FOR i = 1:n
Oblicz czas potrzebny do eksploatacji i-tego miejsca (dzie-
lac pozyskiwaną masę urobku z obszaru „krzyż” lub „dół”,
„góra”, „lewa” i „prawa” przez  $M_{p1an}$  dla rozcinki) i dodaj do
t;
Zamień t na liczbę zmian (zaokrąglając w górę) i zapisz do
d, zamieniając na liczbę dni;
k := liczba wolnych sobót i niedziel między  $d_0$  i  $d_0+d$ ;
data[i] :=  $d_0 + d + k$ ;
K[i] :=  $M_{p1} * K_i$ , gdzie  $K_i$  to całkowity koszt transportu dla
i-tego miejsca;
// i-te miejsce znajduje się w określonym korytarzu
// i przecince, korzystając ze wzoru (5.6)
END

```

Dzięki prowadzeniu obliczeń w pętli uzyskano daty rozpoczęcia i zakończenia prac górniczych w każdym z obszarów, aż do ostatniego zaplanowanego miejsca. Analogicznie zbudowano algorytm umożliwiający wyznaczenie harmonogramu robót górniczych i kosztów odstawy urobku dla etapu likwidacji (algorytm 2). W celu ustalenia kolejności robót górniczych w kolejnych filarach technologicznych należy wprowadzić tę informację w postaci macierzy, numerując odpowiednio filary w kolejności na linii frontu wydobywania.

Na podstawie wzoru 4.20 wylicza się ilość dostępnego urobku z wcinki w filar technologiczny, znając ilość urobku zaplanowanego do pozyskania w czasie jednej zmiany dla etapu likwidacji, możliwe jest uzyskanie koniecznego czasu eksploatacji.

Algorytm 2. Harmonogram robót górniczych i kosztów odstawy urobku podczas etapu likwidacji

```

Ustal kolejność eksploatacji filarów technologicznych;
n := numer ostatniego punktu załadunku urobku PZ;
t := 0;
d0 := data początkowa;
FOR i = 1:n
Oblicz czas potrzebny do eksploatacji i-tego miejsca dzie-
lac pozyskiwaną masę urobku z wcinki w filar technologiczny
przez  $M_{p1}$  dla likwidacji) i dodaj do t;
Zamień t na liczbę zmian (zaokrąglając w górę) i zapisz do
d, zamieniając na liczbę dni;
k := liczba wolnych sobót i niedziel między  $d_0$  i  $d_0+d$ ;
data[i] :=  $d_0 + d + k$ ;
K[i] :=  $M_{p1} * K_i$ , gdzie  $K_i$  to całkowity koszt transportu dla i-tego
miejsca;
// i-te miejsce znajduje się w określonym korytarzu
// i przecince, korzystając ze wzoru (5.6)
END

```

Wykorzystanie przedstawionych algorytmów umożliwia wyznaczenie harmonogramu postępu prac z podziałem na kolejne miesiące, zarówno dla etapu rozcinki, jak i likwidacji. Praktyczne zastosowanie przedstawionych algorytmów wyznaczania harmonogramu robót górniczych wymaga rozróżnienia w oznaczeniach zaplanowanej ilości urobku do wywiezienia M_{pl} : na etap rozcinki ($M_{R\ pl}$) i likwidacji ($M_{L\ pl}$).

6.2. Przykład obliczeniowy: sporządzenie harmonogramu prac górniczych, etapy rozcinki oraz likwidacji

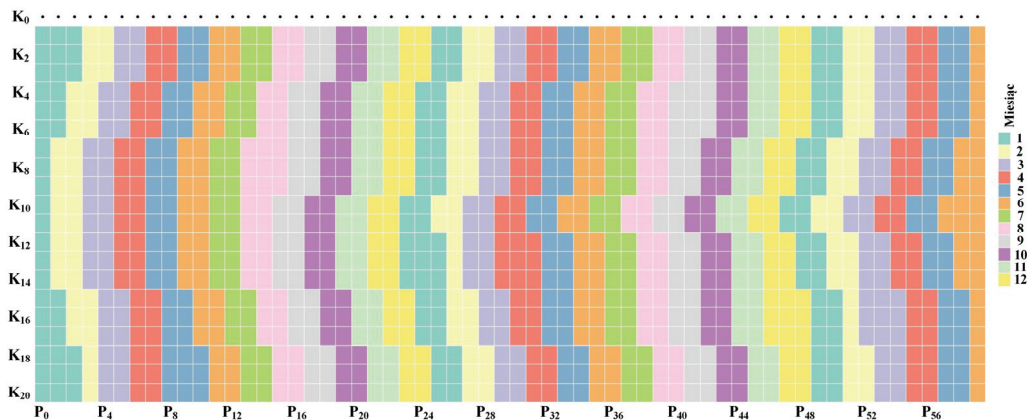
W ciągu jednej zmiany należy wywieźć z przodków urobek o masie $M_{R\ pl} = 590$ Mg dla etapu rozcinki oraz $M_{L\ pl} = 190$ Mg dla etapu likwidacji (analogicznie do poprzednich przykładów obliczeniowych), czas efektywny pracy podczas jednej zmiany określono na poziomie $t_{ef} = 210$ min. Wymiary pola eksploatacji umożliwiają zaprojektowanie $m = 20$ korytarzy i $L = 60$ przecinek, wymiary geometryczne chodników są zgodne z przykładem z podrozdziału 4.5.

Należy określić postęp robót w skali miesiąca, jeżeli data rozpoczęcia prac dla etapu rozcinki planowana jest na 01.01.2019 r., natomiast dla etapu likwidacji na 15.03.2019 r.

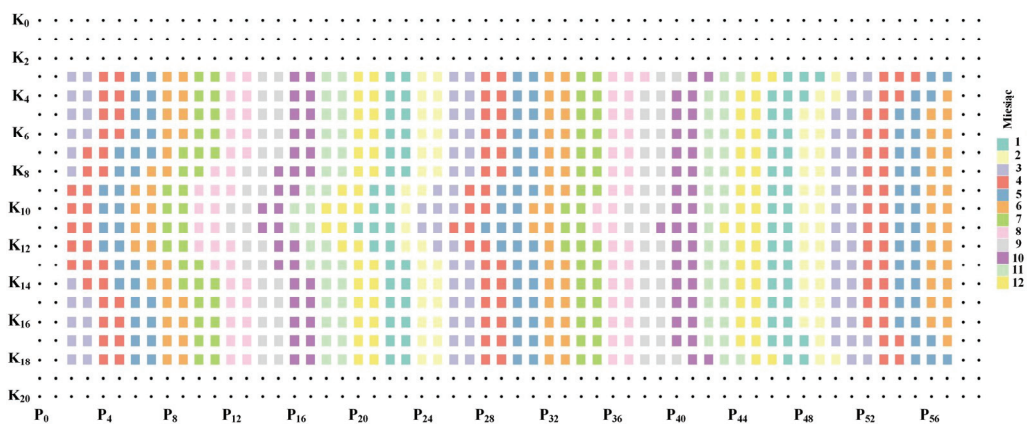
Prace obliczeniowe należy rozpocząć od zdefiniowania kolejności prowadzenia robót górniczych dla poszczególnych obszarów „krzyż” oraz pól: „dół”, „góra”, „lewa” i „prawa”. Są one zgodne z tabelą Z.1 w Załączniku 5, kolejność prac ustalana jest „z ręki” dla pierwszych 20 przecinek, dla kolejnych schemat wyboru kolejności komór zaczyna się powtarzać. Kolejność prac górniczych została zapisana jako plik Excela, w celu wprowadzenia danych do środowiska R. Korzystając z algorytmu 1 dla wyznaczenia harmonogramu robót górniczych dla etapu rozcinki, zamodelowanego w środowisku R, wyliczono, że na realizację prac górniczych w założonym tempie $M_{R\ pl} = 590$ Mg na jedną zmianę, przy czterech zmianach na dobę (dwie zmiany w systemie na „zakładkę”), konieczne będzie 650 dni kalendarzowych. Po uwzględnieniu liczby wolnych sobót i niedziel wyliczono datę zakończenia prac górniczych dla etapu rozcinki na 26.06.2021 r.

Na rysunku 6.1 przedstawiono wyniki dla zbudowanego harmonogramu, gdzie kolorami oznaczono postęp zaplanowanych robót górniczych dla kolejnych miesięcy etapu rozcinki. Rysunek 6.1 ukazuje również kształt linii frontu wydobywania (litera C) oraz sposób jej przemieszczania w podziale na poszczególne miesiące.

Dla etapu likwidacji należy zdefiniować kolejność prowadzenia robót górniczych dla rozcinanych filarów. Zostały one zapisane zgodnie z tabelą Z.2 w Załączniku 5, pierwszych 20 rzędów filarów, dla kolejnych schemat kolejności ponownie się powtarza; na potrzeby programistyczne środowiska R wykorzystano również format pliku Excela.



Rys. 6.1. Harmonogram prowadzenia prac górniczych dla etapu rozciągania, pole eksploatacji ma $m = 20$ korytarzy i $L = 60$ przeczek

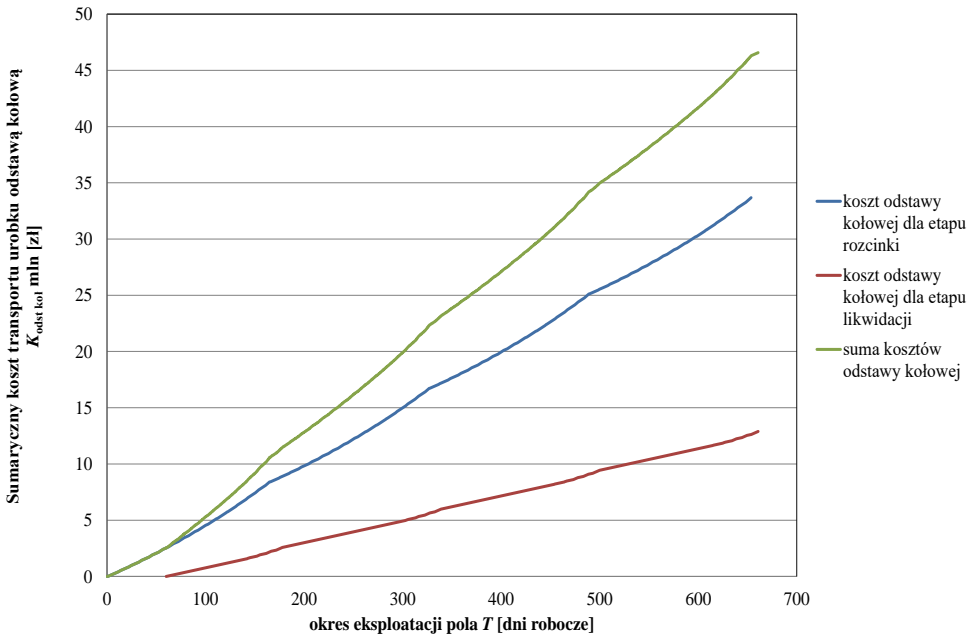


Rys. 6.2. Harmonogram prowadzenia prac górniczych dla etapu likwidacji, pole eksploatacji ma $m = 20$ korytarzy i $L = 60$ przeczek

Korzystając z tego samego algorytmu wyznaczenia harmonogramu robót górniczych, tym razem zastosowanego dla etapu likwidacji (algorytm 2), wyliczono, że na realizację prac górniczych w założonym tempie $M_{Lpl} = 190$ Mg na jedną zmianę konieczne będzie 597 dni kalendarzowych. Analogicznie, uwzględniając wolne soboty i niedziele, wyliczono datę zakończenia prac górniczych dla etapu likwidacji na 26.06.2021 r. Na rysunku 6.2 pokazano harmonogram likwidacji kolejnych filarów technologicznych w ujęciu miesięcznym. Za pomocą kropek oznaczono na tym rysunku rzędy filarów technologicznych, które sklasyfikowano jako dodatkowe filary ochronne dla przenośników taśmowych i głównych dróg transportowych, w związku z tym nie podlegają one likwidacji.

6.3. Model kosztów odstawy kołowej oparty na harmonogramie eksploatacji

Harmonogram prowadzenia robót górniczych dla etapów rozcinki i likwidacji umożliwia uzyskanie sumy kosztów odstawy kołowej, poniesionych w czasie prowadzenia eksploatacji pola wydobywczego. W celu wykonania wykresu kosztów odstawy kołowej posłużono się algorytmami 1 i 2 zaimplementowanymi w środowisku R oraz wymiarami pola eksploatacji przedstawionymi w podrozdziale 6.2, dla którego sporządzono już harmonogramy prowadzenia robót górniczych (rozpoczęcie rozcinki 01.01.2018, rozpoczęcie likwidacji 15.03.2018). Do celów transportu urobku wykorzystywano w modelu środek transportu 3, o parametrach opisanych w tabeli 5.1, punkt wysypowy lokalizowano zgodnie ze strategią na równi z linią frontu wydobywania. Do dyspozycji jest zawsze konieczna liczba środków transportu. Efekty przeprowadzonych kalkulacji przedstawia rysunek 6.3.



Rys. 6.3. Kształtowanie się kosztów odstawy kołowej $K_{odst\ koł}$ w czasie trwania eksploatacji pola wydobywczego

Na sumę kosztów odstawy kołowej eksploatacji pola wydobywania ($K_{odst\ koł}$) składa się koszt etapu rozcinki i likwidacji:

$$K_{odst\ koł} = K_{R\ odst\ koł} + K_{L\ odst\ koł} \quad (6.1)$$

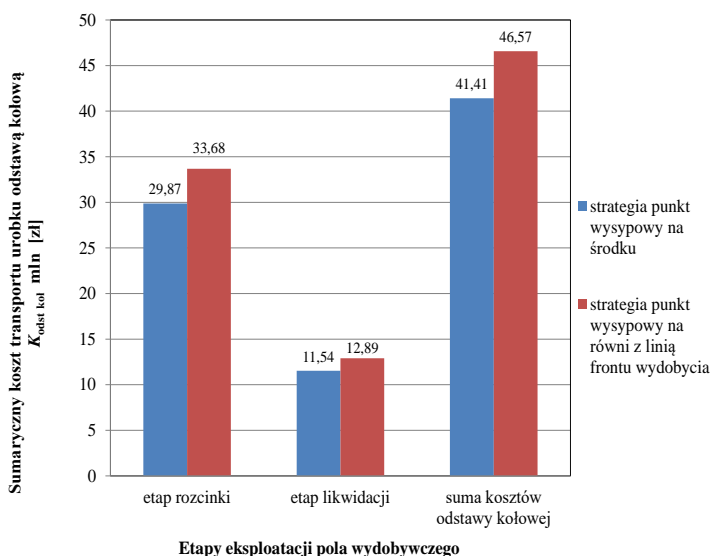
gdzie: $K_{R \text{ odst koł}}$ – koszt odstawy kołowej dla etapu rozcinki oraz $K_{L \text{ odst koł}}$ – koszt odstawy kołowej dla etapu likwidacji. Wyliczany podczas harmonogramowania okres eksploatacji pola wydobywczego oznaczono przez T , ponownie w podziale na rozcinkę (T_R) i likwidację (T_L).

Na podstawie analizy rysunku 6.3 można dostrzec zmienność w tempie nastania kosztów transportu, zarówno na etapie rozcinki $K_{R \text{ odst koł}}$ i $K_{L \text{ odst koł}}$ likwidacji. Zjawisko to związane jest z przestawianiem punktów wysypowych i narastaniem odległości, na jaką jest transportowany urobek. Bezpośrednio po uruchomieniu punktu wysypowego koszty $K_{\text{odst koł}}$ narastają powoli. Następnie koszty transportu urobku wzrastają coraz szybciej wraz z oddalaniem się od punktu wysypowego. Wraz z uruchomieniem kolejnego punktu wysypowego sytuacja się powtarza. W analizowanym przypadku uruchamiane są kolejno cztery punkty wysypowe co 163 dni robocze w czterech oknach obliczeniowych.

Model kosztów eksploatacji może być jeszcze jednym narzędziem do porównania skuteczności przedstawionych w rozdziałach 4.2 i 5 strategii synchronizacji linii frontu wydobywania z tempem udostępniania kolejnych punktów wysypowych:

- strategia „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”,
- strategia „punkt wysypowy na środku okna”.

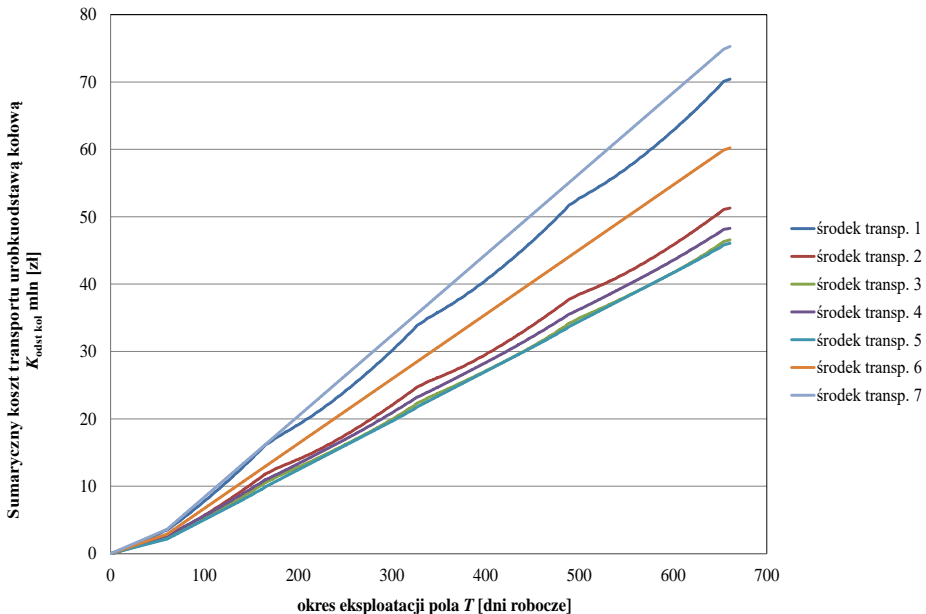
Przedstawione dotychczas porównania dotyczyły sumarycznej drogi $D(m, l)$ i $D'(m, l)$ pokonywanej przez środki transportu w różnych strategiach synchronizacji linii frontu wydobywania z uruchamianymi punktami wysypowymi, zgodnie z podrozdziałem 4.5. Wyznaczono, o ile skróci się konieczna do pokonania odległość. Dzięki modelowi kosztów transportu uzyskano natomiast dodatkowe kryterium porównawcze.



Rys. 6.4. Zestawienie kosztów odstawy kołowej na etapie rozcinki $K_{R \text{ odst koł}}$ i likwidacji $K_{L \text{ odst koł}}$ dla różnych strategii synchronizacji linii frontu wydobywania z punktami wysypowymi

Porównanie sumarycznych kosztów transportu odstawy kołowej dla strategii $K_{\text{odst koł}}$ „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobycia” oraz proponowanej strategii „punkt wysypowy na środku okna” w skali eksploatacji pola wydobywczego, przedstawia rysunek 6.4. W analizowanym przypadku pola wydobywczego o parametrach z podrozdziału 4.5 różnica w kosztach transportu odstawą kołową dla etapu rozcinki $K_{R \text{ odst koł}}$ wynosi 11,3%. Dla etapu likwidacji $K_{L \text{ odst koł}}$ różnica ta sięga 10,5%, według danych prezentowanych na rysunku 6.4.

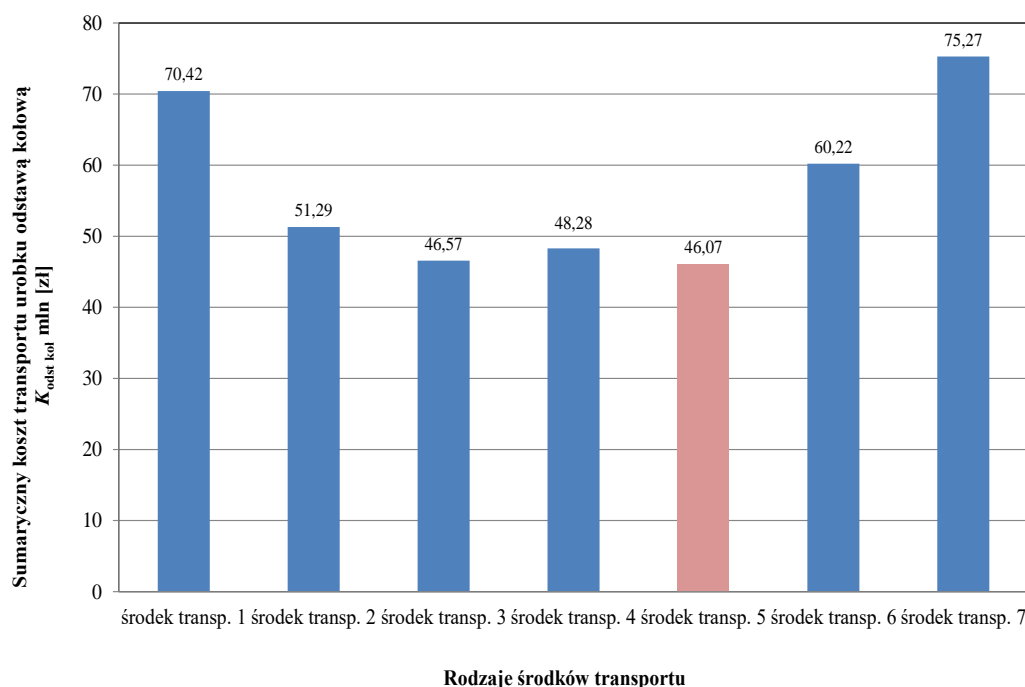
Koszty odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ podczas prowadzenia eksploatacji zależą niewątpliwie od środka transportu przeznaczanego do przewożenia urobku. Dysponując modelem kosztów eksploatacji pola wydobywczego, można określić, jaki rodzaj środka transportu najlepiej pasuje do konkretnego pola wydobywczego. Przeprowadzono stosowne wyliczenia w środowisku R, stosując po kolei dla tego samego pola wydobywczego różne środki transportu, opisane w tabeli 5.1. Wyniki porównania zebrano na rysunku 6.5.



Rys. 6.5. Sumaryczny koszt odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ wyznaczony dla różnych środków transportu (przypadek modelowanego pola wydobywczego)

Porównanie wykonane na podstawie rysunku 6.6 wykazuje, że najniższy koszt $K_{\text{odst koł}}$ można uzyskać, stosując przez cały okres eksploatacji środek transportu 5 (zestaw ładowarka plus dwa wozy odstawcze). Różnica w kosztach $K_{\text{odst koł}}$ pomiędzy środkiem transportu 5 a środkiem transportu 3 (pojedyncza ładowarka o parametrach przedstawionych w tab. 5.1) jest jednak minimalna. Należy wziąć pod

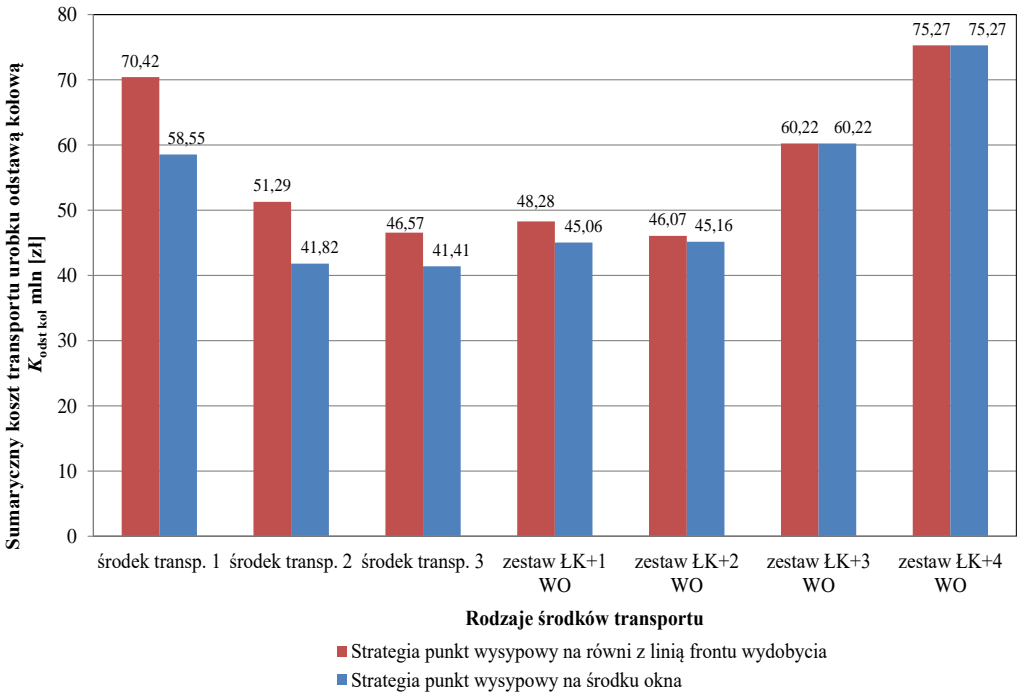
uwagę fakt, że jest to optymalne rozwiązanie w bardzo konkretnie określonych warunkach. Nie można go w automatyczny sposób odnieść do innych przypadków pól wydobywczych oraz dla innego zbioru rodzajów środków transportu. Wyniki mogą się również zmienić podczas zmiany sposobu synchronizacji linii frontu wydobycia z tempem udostępniania punktów wyspowych usytuowanych na przenośnikach taśmowych.



Rys. 6.6. Porównanie kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koel}}$ prowadzonej różnymi środkami transportu

Z porównania kosztów odstawy dla różnych środków transportu dla dwóch prezentowanych strategii synchronizacji linii frontu wydobycia z udostępnianiem kolejnych punktów wyspowych wynika, że w konsekwencji skrócenia koniecznej do pokonania drogi, najlepiej dopasowanym środkiem transportu dla analizowanego pola jest tym razem środek transportu 3, co przedstawia rysunek 6.7.

Połączenie strategii synchronizacji linii frontu wydobycia, polegającej na uruchamianiu punktów wyspowych przed linią frontu (zgodnie z podrozdziałem 4.4) z doбором optymalnego środka transportu (zgodnie z podrozdz. 5.2), umożliwiło na tym etapie znalezienie najkorzystniejszego kosztowo rozwiązania, w którym koszt realizacji czynności transportowych został wyliczony na poziomie 41,41 mln zł, koniecznych do poniesienia w ciągu 650 dni roboczych, przeznaczonych wg harmonogramu eksploatacji pola wydobywczego.

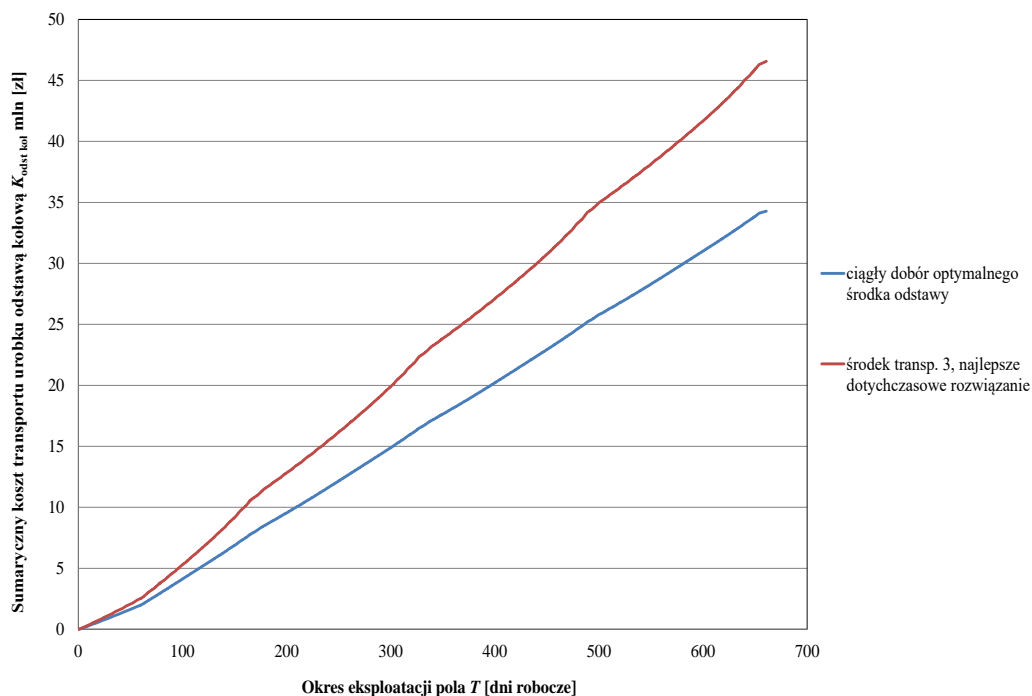


Rys. 6.7. Porównanie kosztów odstawy $K_{\text{odst.koal}}$ dla różnych środków transportu przy dwóch prezentowanych strategiach synchronizacji linii frontu

6.4. Ciągły dobór optymalnego środka odstawy

W celu uzyskania dalszej obniżki kosztów odstawy kołowej urobku należałoby prowadzić ciągły dobór optymalnego środka transportu, dopasowując go do zmieniającej się odległości pomiędzy punktem wyspowym PW a punktami załadunku PZ urobku. Przez pojęcie ciągły dobór należy rozumieć prowadzenie stosownych wyliczeń na najlepszy środek transportu na aktualnie pokonywanej odległości i ilości urobku z możliwie największą częstotliwością, umożliwiającą wymianę środków transportu. Ładowarki i wozy odstawy zjeżdżają do KMC co dwie zmiany, na czynności serwisowe, tankowanie i naprawy. Jest to dogodny moment, aby od nowa przydzielić im kolejne zadania transportowe, dopasowując dostępne na KMC środki transportowe do nowych zadań.

Proponowane rozwiązanie jest rozwiązaniem organizacyjnym, nie pociąga za sobą znaczących kosztów i nie wymaga wprowadzenia istotnych zmian w sposobie funkcjonowania oddziału górniczego. Zastosowanie ciągłego doboru optymalnego

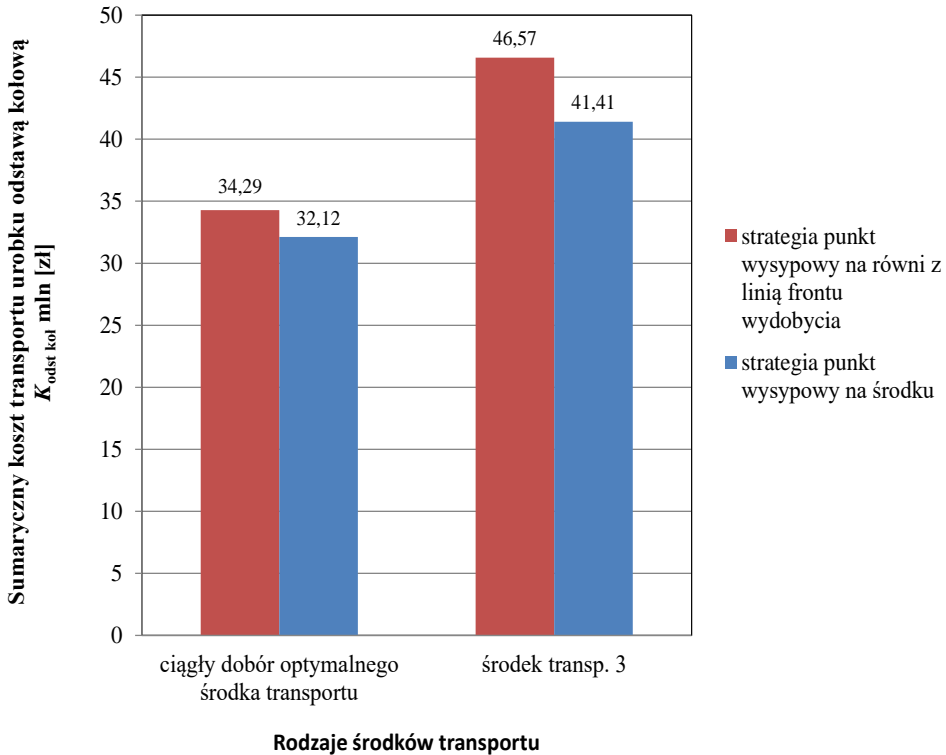


Rys. 6.8. Porównanie kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ pomiędzy najlepiej dopasowanym do pola wydobywcia środkiem transportu a ciągłym doбором optymalnego środka odstawy

środku odstawy urobku w połączeniu ze strategią „punkt wysypowy na środku okna” umożliwi dalsze ograniczenie kosztów odstawy urobku – rysunek 6.8.

Na rysunku 6.8 porównano dotychczas najkorzystniejsze rozwiązanie dla analizowanego pola wydobywczego, jakim jest wykorzystanie środka transportowego nr 3 z proponowaną metodą ciągłego doboru środka odstawy. Uzyskano w ten sposób dalsze istotne obniżenie kosztów transportu. Zmienił się również przebieg narastania kosztów w czasie – nie ma już tak wyraźnego przyśpieszenia narastania kosztów wraz ze wzrostem odległości do punktu wysypowego; jest on kompensowany zastosowaniem lepiej dopasowanych do odległości i ilości urobku środków transportu.

Ponownie połączono strategię synchronizacji linii frontu wydobywczego, polegającej na uruchamianiu punktów wysypowych przed linią frontu (zgodnie z podrozdziałem 4.4) tym razem z ciągłym doбором optymalnego środka transportu (na podstawie podrozdziału 5.2), co ułatwiło znalezienie najkorzystniejszego kosztowo rozwiązania dla czynności transportowych $K_{\text{odst koł}} = 32,12$ mln zł. Uzyskano w ten sposób dalsze istotne obniżenie kosztów transportu urobku, co zaprezentowano na rysunku 6.9.



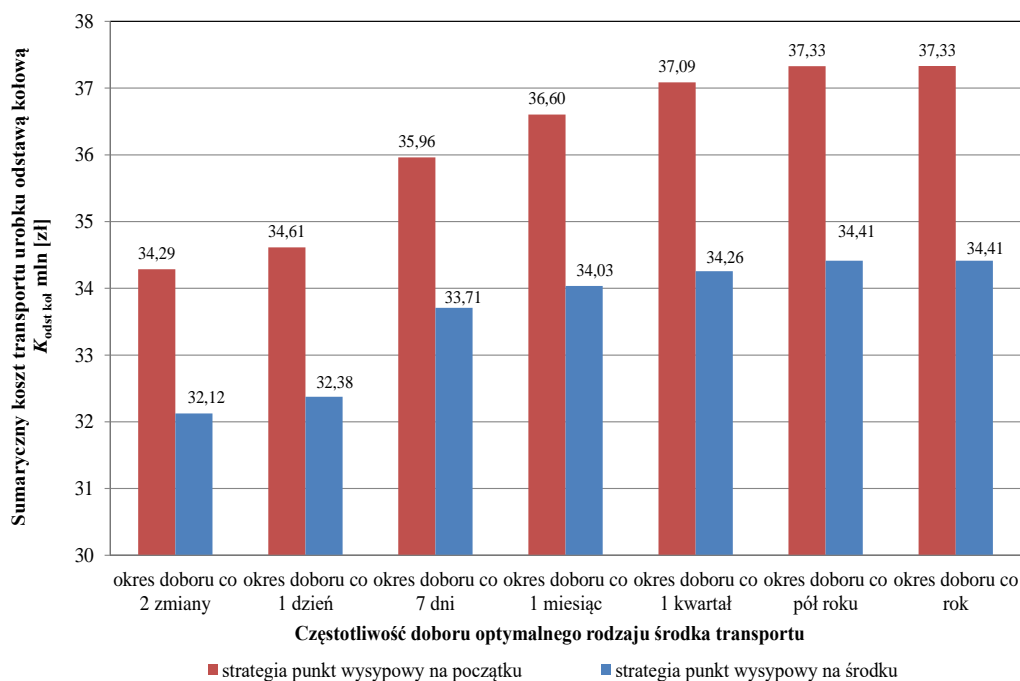
Rys. 6.9. Redukcja kosztów odstawy urobku odstawą kołową $K_{\text{odst kol}}$ przez połączenie ciągłego doboru optymalnego środka odstawy ze strategią „punkt wysypowy na środku”

W tym miejscu nasuwa się pytanie: z jaką częstotliwością dobierać optymalny środek odstawy urobku wśród maszyn dostępnych na KMC? Postanowiono więc określić jak zmieniają się koszty odstawy urobku $K_{\text{odst kol}}$, jeżeli optymalny dobór środka transportu będzie realizowany w różnej częstotliwości, czyli co:

- dwie zmiany,
- dzień roboczy,
- tydzień,
- miesiąc,
- kwartał,
- pół roku,
- rok.

Wprowadzono stosowne zmiany w modelu kosztów odstawy kołowej urobku w środowisku R, a uzyskane wyniki zebrano i przedstawiono na rysunku 6.10.

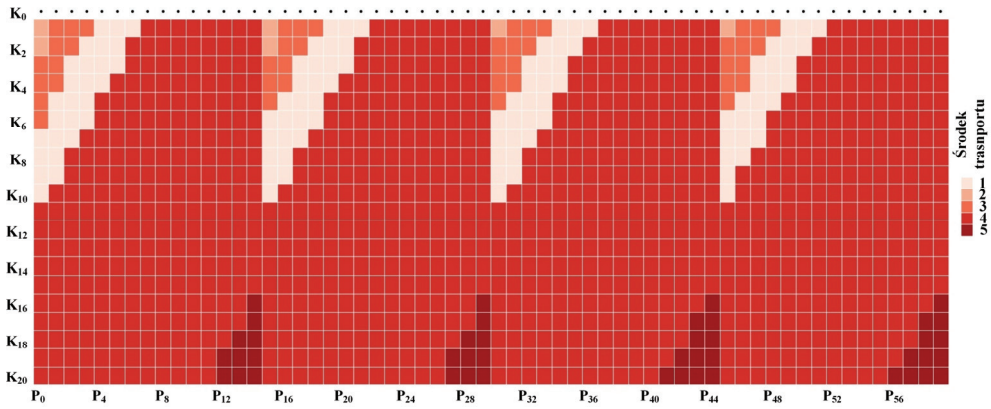
Z rysunku 6.10 wynika, że nie ma dużej różnicy w kosztach transportu $K_{\text{odst kol}}$ w przypadku, gdy dobór środka transportu realizowany jest co dwie zmiany, w porównaniu do



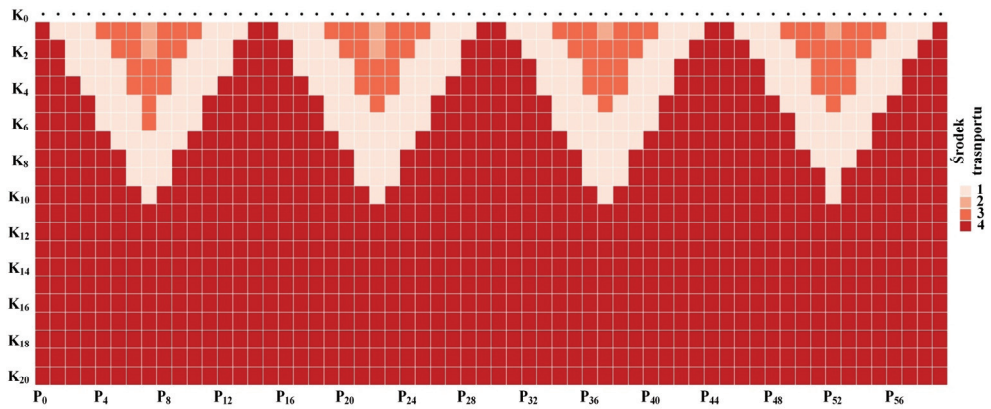
Rys. 6.10. Zmiany kosztów transportu urobku odstawa kółową $K_{\text{odst kol}}$ w zależności od częstotliwości doboru optymalnego środka transportu

doboru co jeden dzień. Dobieranie, jaki środek transportu jest optymalny co dwie zmiany nie oznacza, że co dwie zmiany do przodka będzie wysyłany inny rodzaj ładowności. Dopiero po przesunięciu się punktu załadunku PZ do kolejnej komory nastąpi zmiana odległości, na której jest transportowany urobek, co może – ale nie musi – spowodować, że ekonomicznie uzasadnione będzie realizowanie czynności transportowej innym środkiem transportu. Na rysunku 6.10 jest również widoczne, że w przypadku doboru środka odstawy w okresie dłuższym niż jeden kwartał nie spełnia on dobrze swojej roli i nie obniża znacząco kosztów transportu $K_{\text{odst kol}}$. Związane to jest z liczbą dni roboczych, co ile uruchamiany jest nowy punkt wysypowy (165 dni roboczych w analizowanym przypadku) oraz faktem, że nie „trafiamy” w moment zmiany położenia punktu załadunku PZ. Czas doboru środka transportu dłuższy niż czas, w którym uruchamiany jest kolejny punkt wysypowy, uniemożliwia właściwie osiągnięcie korzyści finansowych z proponowanej metody.

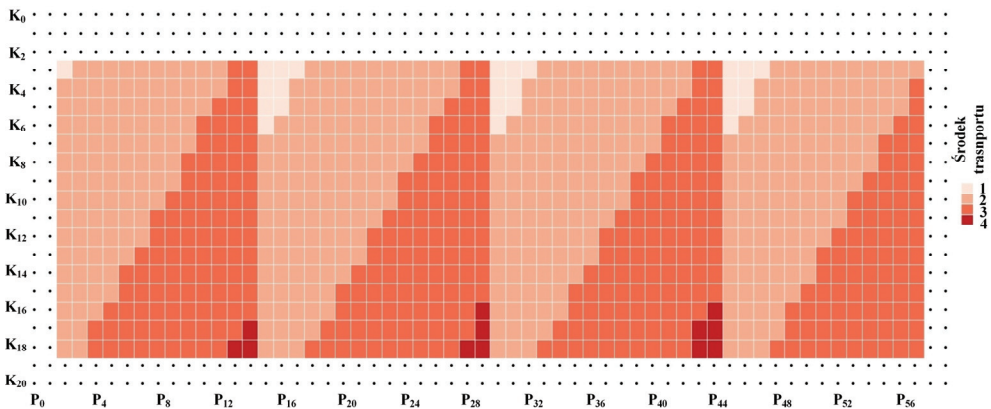
Wizualizację efektów ciągłego doboru środków transportu przedstawiają rysunki 6.11 i 6.12 dla etapu rozcinki oraz rysunki 6.13 i 6.14 dla etapu likwidacji. Uwzględnione zostały środki transportu (różne rodzaje ładowności i zestawów ładowności plus wozy odstawcze), których rodzaje i charakterystyka przedstawiona



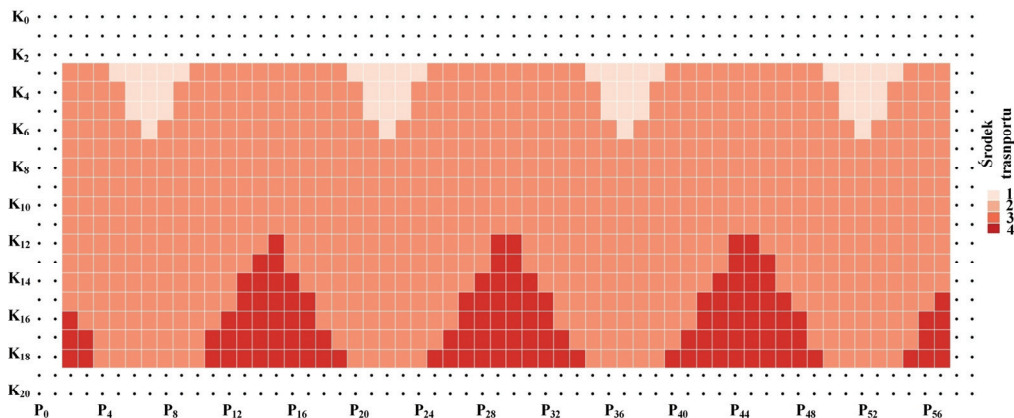
Rys. 6.11. Dobór środków transportu dla etapu rozczinki, strategia „punkt wysypowy na równi z linią wydobywania”



Rys. 6.12. Dobór środków transportu dla etapu rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”



Rys. 6.13. Dobór środków transportu dla etapu likwidacji, strategia „punkt wysypowy na równi z linią wydobywania”



Rys. 6.14. Dobór środków transportu dla etapu likwidacji, strategia „punkt wysypowy na środku okna”

została w tabeli 5.1. Dobór środków odbywał się co dwie zmiany, dla poziomu wydobywania urobku to konsekwentnie $M_{R,pl} = 590$ Mg dla rozciarki i $M_{L,pl} = 190$ Mg dla likwidacji w ciągu jednej zmiany roboczej. Geometryczne parametry pola wydobywania są takie same jak w podrozdziale 4.5.

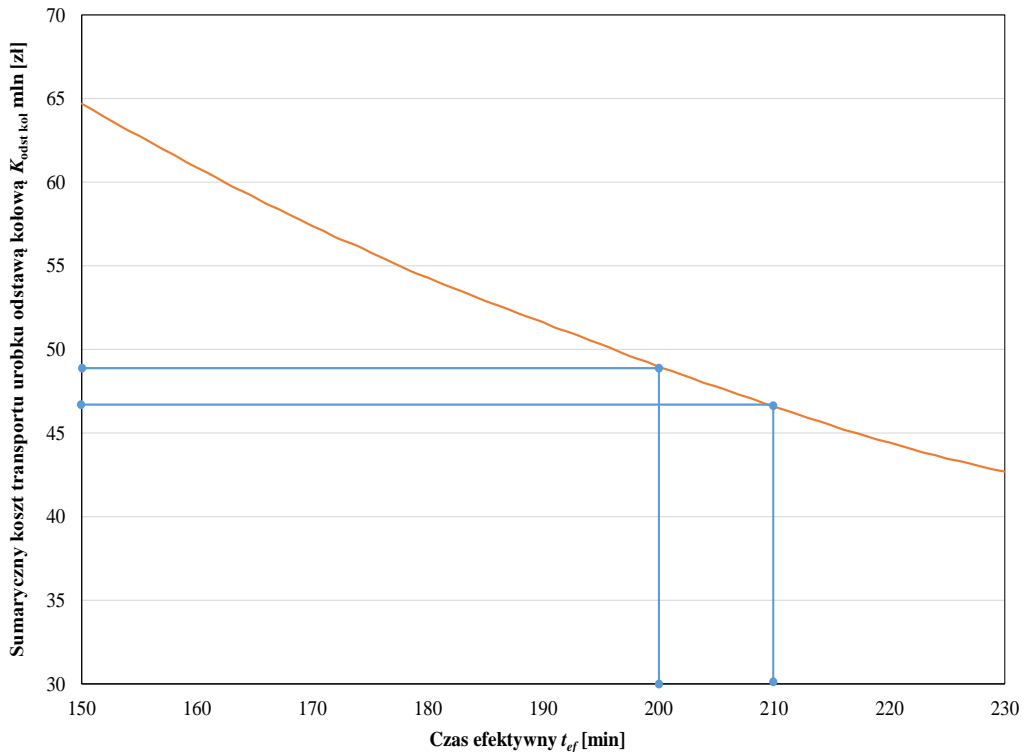
Na rysunkach 6.11 do 6.14 przedstawiono schematyczną mapę pola wydobywczego, z oznaczonymi numerami korytarzami i przecinkami. Na mapę nałożono wyniki wyliczeń (wg wzoru (5.7)), jaki środek transportu jest optymalny kosztowo dla odległości pomiędzy punktem załadunku PZ a punktem wysypowym PW i założonym poziomem wydobywania na zmianę. Różnymi kolorami oznaczono zmieniające się rodzaje środków transportowych. Dodatkowo dobór środków transportowych przeprowadzono dla różnych strategii synchronizacji linii frontu wydobywania z uruchamianymi punktami wysypowymi: „punkt wysypowy na równi z linią wydobywania” oraz „punkt wysypowy na środku okna”.

6.5. Wpływ redukcji czasu efektywnego t_{ef} na koszty odstawy urobku

Można zaryzykować stwierdzenie, że eksploatacja coraz głębszych partii złóż, co wiąże się ze wzrostem temperatury oraz wydłużającymi się drogami transportu, spowoduje, że czas efektywny t_{ef} będzie się zmniejszał. Na chwilę obecną w kopalniach głębinowych wykorzystujących komorowo-filarowy system eksploatacji, efektywny czas pracy t_{ef} dla zmiany roboczej, trwającej 6,0 h, waha się pomiędzy 150 a 230 min [76].

Dysponując modelem kosztów odstawy urobku zaistniała jeszcze możliwość zbadania, w jaki sposób wpływa na koszty transportu $K_{\text{odst koł}}$ efektywny czas pracy t_{ef} . Wprowadzono stosowną poprawkę w modelu kosztów odstawy kołowej, zmieniając dostępny czas efektywny t_{ef} w zakresie 150–230 min co 1 minutę, każdorazowo wyznaczając koszty transportu urobku odstawą kołową $K_{\text{odst koł}}$, uzyskane wyniki prezentuje rysunek 6.15.

Z rysunku 6.15 wynika, że uzyskana zależność ma wprawdzie charakter nieliniowy, można jednak stwierdzić, że obniżenie czasu efektywnego t_{ef} o 10 minut (z 210 do 200 min) w modelu odstawy kołowej urobku podczas eksploatacji pola, według założeń z podrozdziału 6.2, spowodowało wzrost kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ o 1,00 mln zł w ciągu 650 dni roboczych. Oznacza to wzrost kosztów odstawy urobku o około 4,9%, co wydaje się istotną informacją dla osób projektujących liczbę i lokalizację szybów zjazdowo-materiałowych. Wraz z dalszym skracaniem czasu t_{ef} wzrost kosztów odstawy kołowej urobku $K_{\text{odst koł}}$ przyspiesza ze względu na nieliniowy charakter tej zależności.



Rys. 6.15. Zmiany kosztów transportu urobku dla analizowanego pola wydobywczego odstawą kołową $K_{\text{odst koł}}$ w zależności od dostępnego czasu efektywnego t_{ef}

6.6. Projektowanie rozmieszczenia punktów wysypowych – proponowany algorytm

Do kolejnego czynnika wpływającego na koszty transportu urobku, poza wymiarami geometrycznymi pola wydobywczego, metodami synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych na przenośnikach taśmowych wraz z przemieszczaniem się linii frontu wydobywania, czy dobozem odpowiedniego środka transportu, zaliczyć można umiejscowienie i liczbę punktów wysypowych na przenośniku taśmowym. Intuicyjnie wiadomo, że rozmieszczenie równomierne punktów wysypowych w skali całego pola wydobywania powinno skutkować skróceniem dróg transportowych dla odstawy kołowej. Również im więcej punktów wysypowych na przenośniku taśmowym, tym bardziej skraca się droga odstawy kołowej. Zmniejszenie kosztów odstawy kołowej skutkuje jednak wzrostem kosztów odstawy taśmowej (konieczne jest wykonanie większej liczby punktów wysypowych oraz przedłużanie przenośnika taśmowego).

Należy znaleźć minimum globalne kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ oraz odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$, a tym samym optymalne rozmieszczenie punktów wysypowych nad przenośnikiem taśmowym. W tym celu istnieje potrzeba określenia kosztów odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$ i zastosowania wyznaczonej zależności w modelu kosztów transportu urobku.

Można zatem stwierdzić, że koszt odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ w obrębie pola wydobywczego jest sumą odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ oraz odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$:

$$K_{\text{odst ur}} = K_{\text{odst koł}} + K_{\text{odst taś}} \quad (6.2)$$

Zidentyfikowano następujące koszty odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$, która jest sumą kosztów:

- wykonania wyłomu pod punkt wysypowy ($K_{\text{wył}}$),
 - wykonania samego punktu wysypowego: podjazdu, kraty, na którą jest wysypywany urobek, „szuflady” zabezpieczającej przenośnik taśmowy przed spadającym urobkiem, koniecznych instalacji zasilających, sygnalizacyjnych, sterowniczych, przeciwpożarowych itp ($K_{\text{pt wys}}$),
 - przenoszenia urządzenia do rozbijania brył urobku na kracie, pomiędzy kolejnymi punktami wysypowymi (K_{prz}), dla pierwszego punktu,
 - wybudowania oraz przedłużenia taśmociągu, konieczne gdy planowane są kolejne punkty wysypowe ($K_{\text{wyb prz}}$), zależny od długości, którą należy dobudować,
 - eksploatacji przenośników ($K_{\text{eks prz}}$), zależny od jego długości i czasu eksploatacji.
- Na tej podstawie można zapisać, że:

$$K_{\text{odst taś}} = L_{\text{PW}} (K_{\text{wył}} + K_{\text{pt wys}} + K_{\text{prz}}) + K_{\text{wyb prz}} + K_{\text{eks prz}} \quad (6.3)$$

gdzie: L_{PW} – liczba punktów wyspowych wykonanych podczas eksploatacji pola wydobywania.

Wzór (6.2) będzie podstawą funkcji celu, za pomocą której wyznaczona zostanie optymalna liczba okien o , co można wyrazić wzorem na minimum całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{odst\ ur}$:

$$O_{opt} = \arg \min_{o \in \{1, \dots, L\}} K_{odst\ ur}(o) \quad (6.4)$$

gdzie O_{opt} jest liczbą punktów wyspowych, dla której koszty odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ są minimalne.

W celu poszukiwań minimum całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ należy wykorzystać różną liczbę punktów wyspowych o , co jest tożsame z różną liczbą okien obliczeniowych, zakładając, że punkty wyspowe rozkładają się równomiernie na całej długości pola wydobywczego. Kolejne miejsca w przecinkach, w których rozważamy umieszczenie punktów wyspowych, oznaczono przez s_1, s_2, \dots, s_o . Algorytm do zliczania kosztów odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ jako sumy odstawy kołowej i taśmowej przedstawia algorytm 3.

Algorytm 3. Wyznaczenie minimum całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ i liczby okien O_{opt}

```
W=[s1, s2, ... so];
FOR i=1:n
Kbież odst ur[w[i]:... n]= Kbież odst koł[w[i]... n]+ Kwył+Kpt wysypowy, Kprz);
FOR s=(s2+1):n
Kbież odst ur [s]= Kbież odst ur [s] + Keksp prze* (data(s)- data(s2));
END
Kodst ur (o)= Kbież odst ur[n];
```

Za pomocą algorytmu 4 można wyznaczyć optymalną liczbę punktów wyspowych O_{opt} dla zadanego pola wydobywczego. W algorytmie do wyznaczania optymalnej liczby punktów wyspowych O_{opt} wykorzystano wzór (6.1).

Algorytm 4. Wyznaczenie optymalnej liczby okien O_{opt}

```
m := liczba przecinek;
L := długość pola;
// wprowadź wartości okna := tablica n-elementowa z // roz-
patrywaną liczbą okien, np. okna:= .....;
FOR o=1:n
Kodst ur (o) := Kodst ur dla liczby okien okna[o];
END
omin := indeks dla którego wartość tablicy Kodst ur jest minimalny;
optimum := okna[omin];
```

6.7. Model całkowitych kosztów odstawy urobku – taśmowej i kołowej

Prezentowany wcześniej algorytm 3 wykorzystano do rozbudowy modelu kosztów z podrozdziału 6.6. Uzupełniono model napisany w środowisku R o koszty odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$, w celu wyliczenia całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ oraz wyznaczenia wartości funkcji celu, zależnego od liczby punktów wysypowych, zgodnie z wzorem (6.3).

Tabela 6.1. Założone wartości liczbowe składników kosztów dla odstawy taśmowej

K_{wyl}	$K_{\text{p wys}}$	K_{prz}	Koszt przedłużenia taśmociągu o 100 mb. [zł]	Koszt eksploatacji taśmociągu [zł/m/miesiąc]
725 000	850 000	35 000	700 000	200

Tabela 6.2. Zestawienie kosztów odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ w zależności od liczby punktów wysypowych PW dla analizowanego pola wydobywczego

Liczba okien obliczeniowych (o)	Koszt odstawy kołowej	Koszt odstawy taśmowej	Koszt odstawy urobku	Umiejscowienie PW (co ile przecinek)	Odległość między punktami wysypowymi [m]	Liczba PW (L_{PW})
	[mln zł]					
1	82,892	1,610	84,502	60	–	1
2	59,188	7,846	67,035	30	660	2
3	50,445	10,996	61,441	20	440	3
4	45,618	13,376	58,995	15	330	4
5	43,178	15,448	58,626	12	264	5
6	41,970	17,366	59,336	10	220	6
7	41,295	18,668	59,964	9*	189	7
8	40,777	20,432	61,209	8*	165	8
9	40,384	21,888	62,272	7*	147	9
10	40,044	24,422	64,466	6	132	10
11	39,771	25,416	65,188	5*	120	11
12	39,535	27,796	67,331	5	120	12
13	39,377	28,328	67,705	5*	120	13
14	39,191	30,554	69,746	4*	88	14
15	39,036	32,780	71,817	4	88	15
16	38,917	32,696	71,613	4*	88	16
17	38,793	34,768	73,561	4*	88	17
18	38,638	36,840	75,478	3*	66	18
19	38,545	38,912	77,457	3*	66	19
20	38,461	40,984	79,446	3	66	20

* Przy braku podzielności bez reszty liczby przecinek L przez liczbę punktów wysypowych ostatnie okna obliczeniowe mają większe (ewentualnie mniejsze) wymiary.

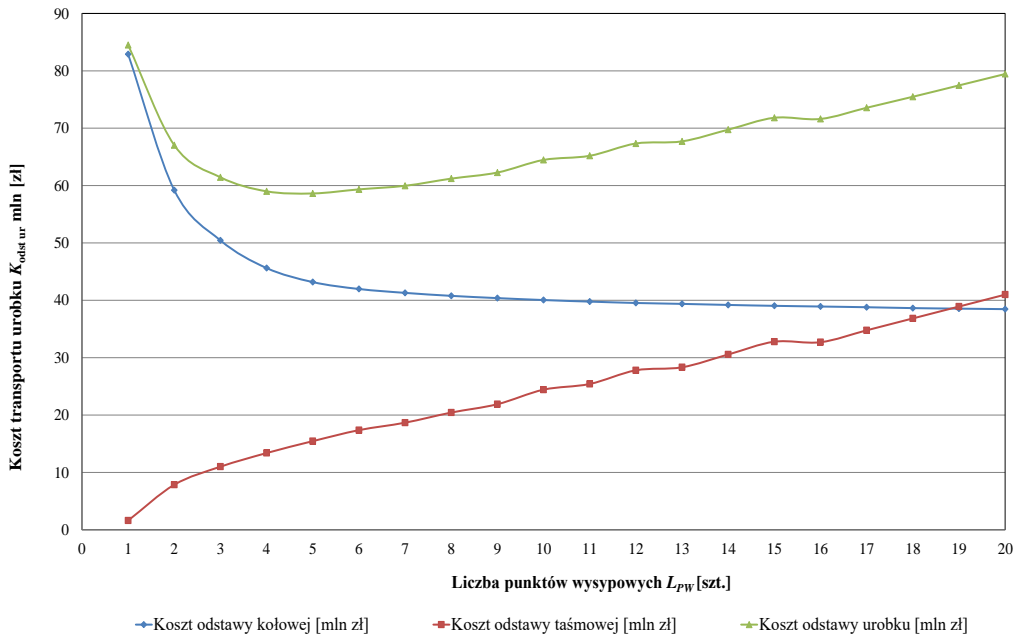
W celu uzyskania wyników liczbowych na potrzeby obliczeń $K_{\text{odst ur}}$, przyjęto następujące wartości kosztów związanych z kosztami odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$, które przedstawiono w tabeli 6.1. Do przeprowadzenia wyliczeń ponownie wybrano pole wydobywcze o wymiarach przedstawionych w podrozdziale 4.5 oraz uwzględniono strategię punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania. Jako środek transportu dobrano ładowarkę nr 3 z tabeli 5.1 oraz posłużono się modelem kosztów odstawy kołowej dla etapu rozczinki i likwidacji z podrozdziału 6.2. Zebrane dane o $K_{\text{odst ur}}$ przedstawiono w tabeli 6.2.

Analiza wartości kosztów odstawy kołowej i taśmowej urobku umożliwia powiązanie $K_{\text{odst ur}}$ z liczbą punktów wysypowych PW, co przekłada się na odległość pomiędzy punktami wysypowymi. Znając liczbę przecinek l w oknie obliczeniowym oraz wymiary chodników S_{ch} i filarów technologicznych D_f , nie jest problemem wyliczenie odległości pomiędzy punktami wysypowymi w każdym z analizowanych przypadków.

Na podstawie prezentowanych wyników można stwierdzić że:

$$O_{\text{opt}} = \arg \min_{o \in \{1, \dots, 60\}} K_{\text{odst ur}}(o) = 5$$

Prezentowane w tabeli 6.2 wartości kosztów $K_{\text{odst ur}}$ posłużyły następnie do wykonania rysunku 6.16, na którym można zaobserwować kształtowanie się kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ i odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$ w zależności od liczby punktów wysypowych. Widoczne jest również minimum globalne dla $K_{\text{odst ur}}$ przy liczbie punktów wysypowych $L_{\text{PW}} = 5$.



Rys. 6.16. Wartości kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ i odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$ w zależności od liczby punktów wysypowych

Widoczne na rysunku 6.16 wahania kosztów odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$ wynikają z braku podzielności bez reszty liczby przecinek L przez liczbę punktów wyspowych PW, w konsekwencji do obliczeń wykorzystywano więc ostatnie okna obliczeniowe o większych (ewentualnie mniejszych) wymiarach.

Na rysunku 6.16 można dopatrzeć się analogii do **modelu Wilsona** (opartego na wzorze Harrisa [50, 14, 197]). Jego idea umożliwia wyznaczenie optymalnej wielkości partii dostawy, tak aby przy rosnących liniowo kosztach utrzymania zapasów (zależnych od liczby magazynów) i malejącym kosztem zamawiania (wraz w wielkością zamówienia) wyznaczyć minimum całkowitego kosztu utrzymania zapasów. Na rysunku 6.16 odpowiednikiem całkowitego kosztu zapasów jest koszt odstawy urobku, osiągający swoje minimum przy określonej liczbie punktów wyspowych, a dalsze zwiększanie liczby punktów wyspowych nie prowadzi do spadku sumarycznego kosztu odstawy urobku.

Na bazie modelu kosztów odstawy urobku postanowiono dokonać wyliczeń $K_{\text{odst ur}}$ w zależności od liczby punktów wyspowych PW dla pól wydobywczych o różnych proporcjach boków. Dotychczasowe rozważania dotyczyły pola o relacji boków 1:3 (zaznaczone kolorem czerwonym), do badań obliczeniowych wybrano pola od bardzo długich i wąskich prostokątów (1:10) aż po kwadrat (1:1), analizowane przypadki przedstawiono w tabeli 6.2.

Dla każdego z badanych przypadków wyznaczano O_{opt} zgodnie ze wzorem (6.4). Zachowano bez zmian wszystkie inne czynniki wpływające na koszty odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ i taśmowej $K_{\text{odst taś}}$. Z tabeli 6.3 wynika prosta zależność, że im pole wydobywania jest węższe i dłuższe, tym mniej punktów wyspowych jest koniecznych. Natomiast im pole bardziej swoim kształtem przypomina kwadrat, tym na przenośniku taśmowym powinno się znaleźć więcej punktów wyspowych PW. Tym samym punkty wyspowe PW powinny być rozmieszczone gęściej (bliżej siebie).

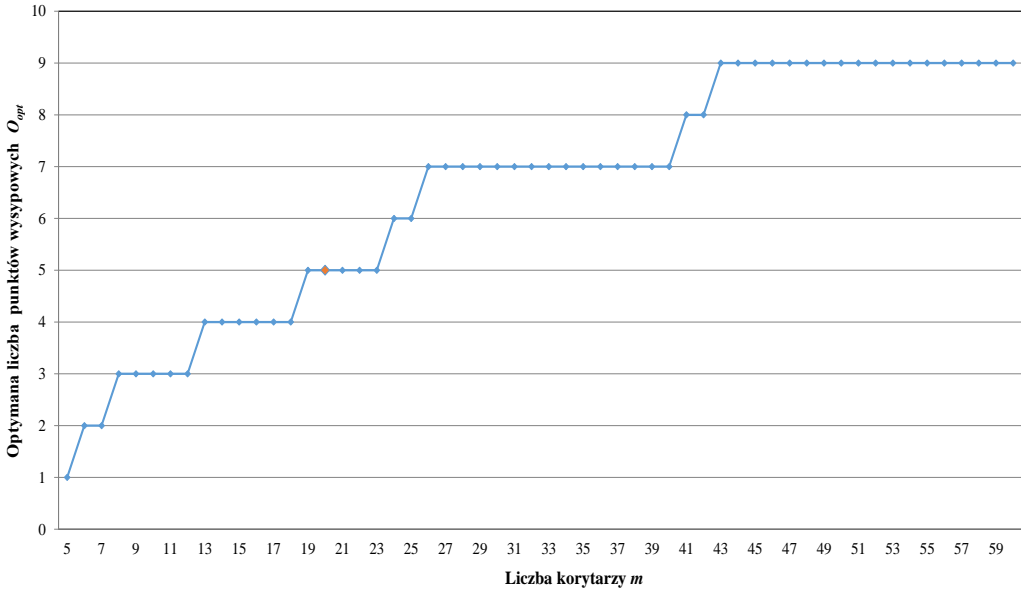
Tabela 6.3. Optymalna liczba punktów wyspowych PW w zależności od proporcji boków pola

Relacje boków	1:10	1:6	1:5	1:4	1:3	1:2	2:3	3:4	1:1
Wymiary pola $m : L$	6:60	10:60	12:60	15:60	20:60	30:60	40:60	45:60	60:60
Punkty wyspowe	2	3	3	4	5	7	7	9	9
Co ile przecinek?	30	20	20	15	12	8*	8*	6*	6*
Co jaką odległość? [m]	660	440	440	330	246	189	189	147	147

* Ostatnie okno o większych (ewentualnie o mniejszych) wymiarach, co wynika z braku podzielności bez reszty liczby przecinek L przez liczbę punktów wyspowych PW.

Zależność optymalnej liczby punktów wyspowych od kształtu pola wydobywczego prezentuje rysunek 6.17, w którym zmieniano liczbę korytarzy m w zakresie 5–60, zachowując stałą liczbę przecinek $L = 60$. Prezentowane wyniki są w oczywisty sposób uzależnione od relacji kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ i taśmowej $K_{\text{odst taś}}$,

zmiany w czynnikach kosztotwórczych przełożyłyby się na wartości wycieńczeń prezentowanych w tabeli 6.3 i na rysunku 6.17.



Rys. 6.17. Optymalna liczba punktów wyspowych PW w zależności od liczby korytarzy m dla $L = 60$

Kolorem pomarańczowym oznaczono przypadek pola wydobywczego o parametrach zgodnie z podrozdziałem 4.5.

6.8. Właściwa relacja wymiarów boków pola wydobywczego

Na podstawie podrozdziału 6.7 nasuwa się pytanie, czy istnieje relacja wymiarów boków $m:L$ pola wydobywczego, dla których suma kosztów odstawy kołowej i taśmowej jest najmniejsza?

Poszukując odpowiedzi na tak sformułowane pytanie, należy do porównania wybrać pola wydobywcze o stałej powierzchni i miąższości furty eksploatacyjnej h , co gwarantuje pozyskanie stałej ilości urobku. Tylko w takim przypadku do transportu przewidziana będzie ta sama masa urobku. Warunek ten można zapisać jako:

$$mL = \text{const} \quad (6.5)$$

Poszukiwania rozwiązania optymalnej relacji boków $m : L$ pola wydobywczego można zapisać wyrażeniem:

$$m : L_{\text{opt}} = \arg \min_{mL=\text{const}} K_{\text{odst ur}}(m, L) \quad (6.6)$$

Dla wzorów (6.5) i (6.6) przeprowadzono obliczenia w środowisku R, uwzględniając tym samym warunek stałej powierzchni pola wydobywczego, badane pola wydobywcze charakteryzują się parametrami geometrycznymi przedstawionymi w podrozdziale 4.5. W modelu wykorzystywano metodę synchronizacji linii frontu wydobycia z podrozdziału 4.2. Do zadań transportowych wydelegowano środek transportu nr 3, zgodnie z tabelą 5.1. Dla każdego przypadku wyznaczano optymalną liczbę okien O_{opt} , zgodnie z algorytmem 4. Sprawdzano całkowity koszt odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ według algorytmu 5.

Algorytm 5. Wyznaczenie relacji boków $m:L$ pola wydobywczego na podstawie minimum całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$

```

Ustal rozmiar pola (iloczyn liczby przecinek i liczby korytarzy);
m := wektor długości n możliwych liczb korytarzy;
L := wektor długości n możliwych liczb przecinek;
FOR i=1:n
Wyznacz optymalną liczbę okien  $o_{\text{opt}}$ , za pomocą algorytmu 4;
Koszt_odstawy_urobku[i] := koszt odstawy urobku dla liczby
okien  $o_{\text{opt}}$ ;
END
 $i_{\text{min}}$  := indeks, dla którego wartość tablicy Koszt odstawy
urobku jest minimalna;
 $m_{\text{opt}}$  :=  $m[i_{\text{min}}]$ ;
 $L_{\text{opt}}$  :=  $L[i_{\text{min}}]$ ;

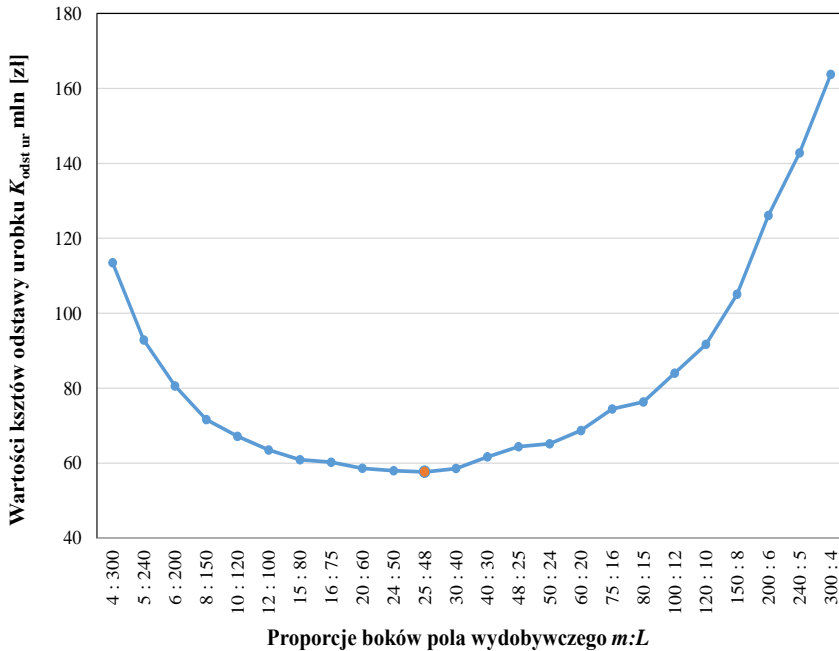
```

Z modelu obliczeniowego zebrano uzyskane wartości całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ w zależności od relacji boków $m : L$, wyniki zebrano na rysunku 6.18. Do analizy wybrano pola wydobywcze o następujących relacjach $m : L$ dla boków: 4:300, 5:240, 6:200, 8:150, 10:120, 12:100, 15:80, 16:75, 20:60, 24:50, 25:48, 30:40, 40:30, 48:25, 50:24, 60:20, 75:16, 80:15, 100:12, 120:10, 150:8, 200:6, 240:5, 300:4. Wszystkie te pola wydobywcze spełniają warunek (6.4) o stałej powierzchni, co umożliwia ich bezpośrednie porównanie.

Zgodnie z oczekiwaniem z rysunku 6.18 wynika, że istnieje relacja boków $m : L$ pola wydobywczego, dla którego całkowity koszt odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ osiąga globalne minimum, które należy uznać za optymalne rozwiązanie. Odczytana wartość relacji boków, dla rozpatrywanych warunków, przy której osiągnięto minimalny całkowity koszt odstawy urobku, to $m : L = 25 : 48$.

Na tym etapie konieczne są dwie uwagi:

- wyliczona relacja jest bardzo zbliżona do $m : L = 1 : 2$,
- należy pamiętać, że prezentowane rozwiązanie zostało wyznaczone dla określonych warunków, a w szczególności danych o kosztach eksploatacji związanych z ładowarkami łyżkowymi i przenośnikami taśmowymi (wraz z punktami wysypowymi).

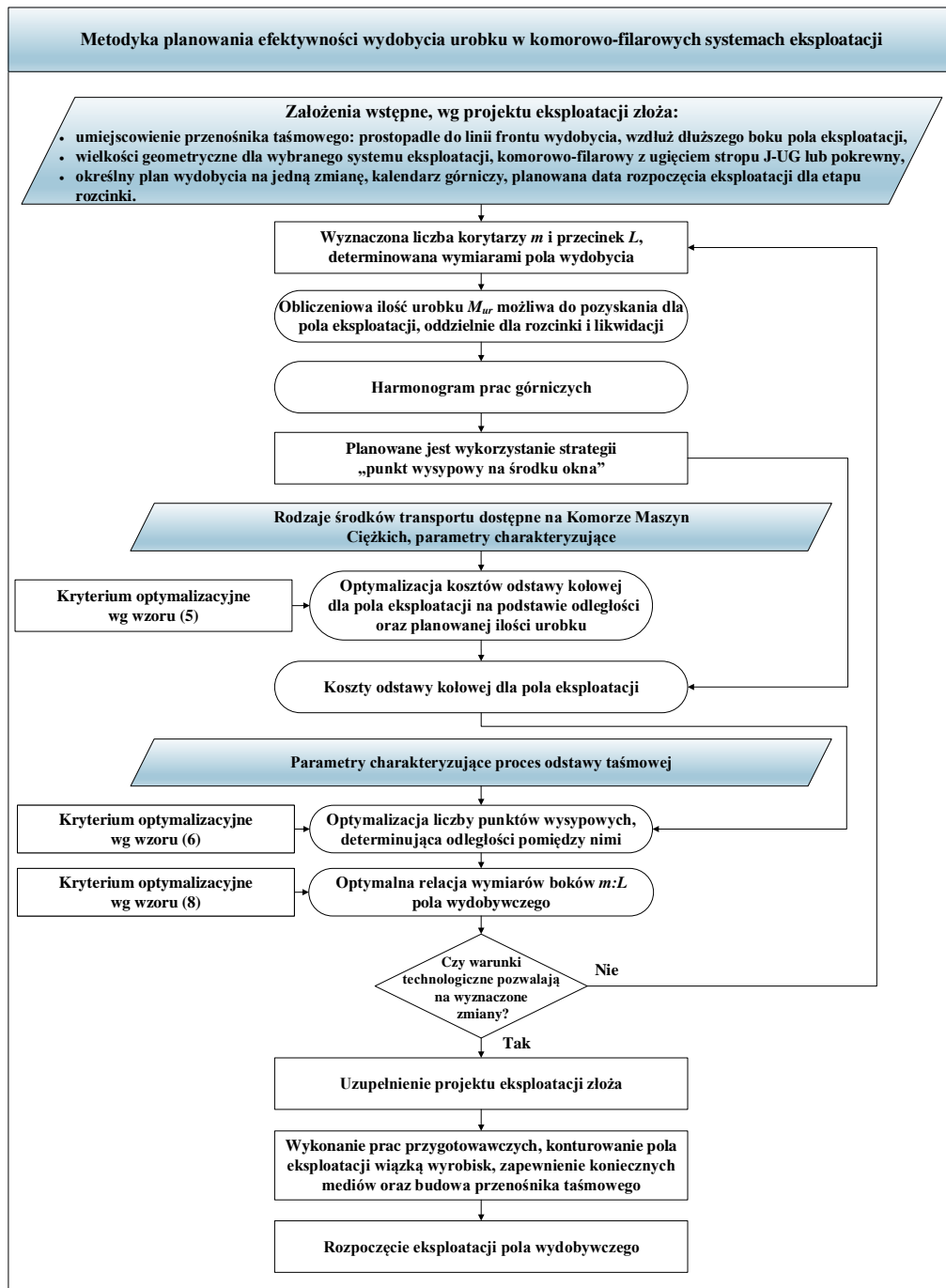


Rys. 6.18. Wartości całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ w zależności od relacji boków pola wydobywczego $m : L$

Proponowana metoda umożliwia zatem wyznaczenie właściwej relacji boków pola wydobywczego, przy której $K_{odst\ ur}$ osiąga globalne minimum. Co ważne, obliczenia te można przeprowadzić już na etapie projektowania eksploatacji złoża, gdy znane są jego wymiary geometryczne i planowane rodzaje środków transportu urobku.

6.9. Metodyka planowania efektywności wydobywania urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji

Proponowane metody synchronizacji rozmieszczania punktów wysypowych według strategii „punkt wysypowy na środku okna”, doboru środków transportu urobku oraz



Rys. 6.19. Schemat metodyki planowania efektywności wydobycia urobku

algorytmy rozmieszczania punktów wysypowych w optymalnej odległości od siebie powinny być wykorzystane podczas opracowywania projektu eksploatacji złoża, według schematu ideowego proponowanej metodyki przedstawionej na rysunku 6.19.

Po zebraniu założeń wstępnych dla nowo projektowanego pola eksploatacji przystępuje się do określenia jego charakterystyki, uwarunkowań powierzchniowych, a na tej podstawie doboru systemu eksploatacji. Następnie opracowuje się schematy dróg ucieczkowych, sposobu przewietrzania czy zabezpieczeń przed występującymi zagrożeniami. Kolejnym etapem jest opracowanie schematów zasilania w energię oraz układu rurociągów wodnych, przeciwpożarowych, sprężonego powietrza czy podsadzkowych. Możliwe jest również podjęcie decyzji odnośnie do umiejscowienia przenośnika taśmowego oraz schematu rozmieszczenia filarów ochronnych. W tym momencie wyznacza się również wielkości geometryczne charakteryzujące złożo: szerokość i długość filara technologicznego, szerokość wyrobisk, natomiast liczba korytarzy i przecinek wynika z wymiarów pola. Na tej podstawie można oszacować ilość urobku M_{ur} do pozyskania na etapie rozczinki i likwidacji według wzoru (4.31).

W kalendarzu górniczym dostępne są informacje o liczbie sobót roboczych i tzw. czarnych niedziel oraz dacie rozpoczęcia etapu rozczinki i określonym systemie zmianowym. Można więc wyznaczyć – w ujęciu miesięcznym – harmonogram postępów prac górniczych, wykorzystując algorytm z podrozdziału 6.1.

Na dalszych etapach przystępuje się do doboru rodzaju i typów maszyn, urządzeń, instalacji, materiałów oraz środków strzałowych i sprzętu strzałowego, przewidzianych do zastosowania w wyrobiskach górniczych. W celu skrócenia sumarycznej drogi pokonywanej przez środki odstawy kołowej podczas transportu urobku należy zastosować zaproponowaną strategię „punkt wysypowy na środku okna”, co wpływa na schemat rozmieszczenia punktów wysypowych.

Do obsługi projektowanego pola wydobywczego przewidziany jest określony oddział górniczy, co determinuje zestaw dostępnych różnego typu ładowarek łyżkowych i wozów odstawy, zebranych w Komorze Maszyn Ciężkich. Dla tego zbioru maszyn należy przeprowadzić wybór najefektywniejszego kosztowo rodzaju środka transportu w zależności od odległości i planowanej ilości urobku, wg kryterium optymalizacyjnego (5.7). Ponieważ oddział górniczy eksploatuje najczęściej trzy pola jednocześnie, konsekwencją jest konieczność podziału dostępnego w KMC zbioru maszyn górniczych na trzy części.

Kolejnym krokiem jest wyznaczenie liczby punktów wysypowych, umieszczanych nad przenośnikiem taśmowym. Ich liczba zdefiniuje odległość między nimi, wynikającą z liczby przecinek między punktami wysypowymi. Do tego celu przydatne będzie kryterium optymalizacyjne według wyrażenia (6.4), wykorzystujące sumę kosztów odstawy kołowej i taśmowej. Zaprojektowane w ten sposób punkty wysypowe, tzn. ich umiejscowienie, może być wykonane z odpowiednim wyprzedzeniem. Przygotowanie miejsc pod punkty wysypowe odpowiednio wcześniej ułatwi odpowiednią syn-

chronizację momentu ich otwierania względem przemieszczającej się linii frontu wydobywania rzeźbiny. Ma to szczególne znaczenie w przypadku konieczności zwiększenia poziomu wydobywania z danego pola eksploatacji. Z kolei wykonanie wszystkich punktów wysypowych wraz z przenośnikiem taśmowym, na etapie konturowania pola wydobywczego wiązką wyrobisk, byłoby niepotrzebnym zamrażaniem kapitału zakładu górniczego.

Po optymalizacji liczby punktów wysypowych możliwe jest sprawdzenie czy zaproponowana relacja boków $m : L$ pola wydobywczego jest najkorzystniejsza pod kątem kosztów odstawy urobku, na podstawie kryterium zapisanego we wzorze (6.6). Istotne są tutaj jednak ograniczenia technologiczne wynikające z ukształtowania górotworu, występowania uskoków złoże czy obszarów zrobów z wyeksploatowanych już złóż. Nie zawsze będzie więc możliwe zaprojektowanie pól o optymalnej kosztowo relacji wymiarów boków $m : L$.

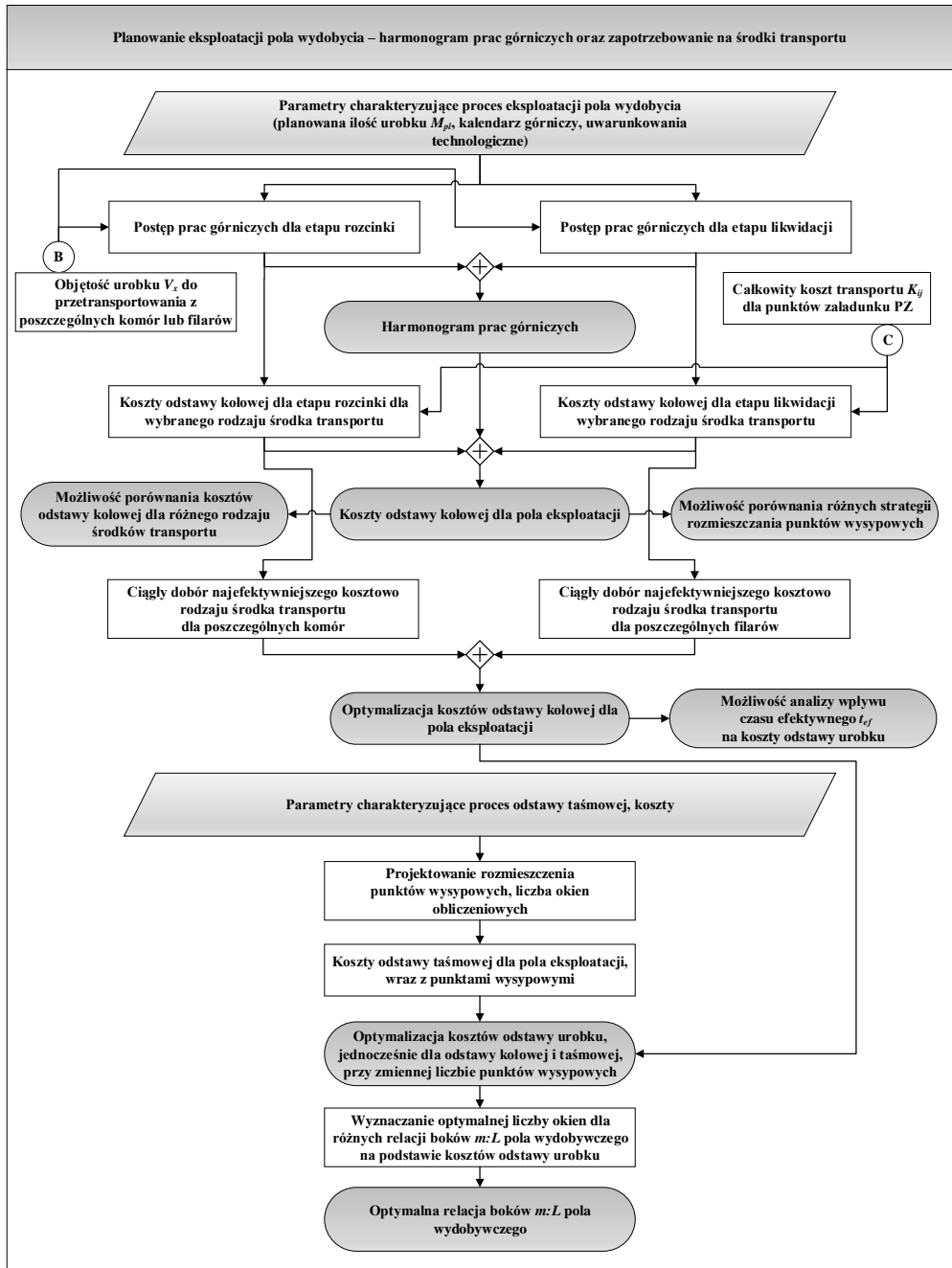
Realizacja wydobywania urobku według projektu eksploatacji złoże, uzupełnionego o obliczenia na podstawie metod i algorytmów składających się na proponowaną metodykę planowania efektywności wydobywania urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji umożliwi uzyskanie wymiernych oszczędności finansowych. Sposób organizacji kopalni w kilka-kilkanaście oddziałów górniczych, funkcjonujących równolegle na oddzielnych polach złóż rud, ułatwia zastosowanie proponowanych metod i algorytmów obliczeniowych dla całej kopalni. Po dopasowaniu modelu matematycznego na pokonywaną sumaryczną drogę podczas odstawy urobku do warunków grubych i cienkich złóż eksploatowanych systemem komorowo-filarowym będzie można zastosować opracowane podejście w kopalniach o wymienionych charakterystykach złoże.

Podsumowanie

W rozdziale zawarto algorytm umożliwiający budowę harmonogramu robót górniczych, korzystając z założonego dla etapu rzeźbiny i likwidacji planu produkcji. Postawą algorytmu są dostępne na etapie projektowania eksploatacji wielkości geometryczne wyrobisk, charakteryzujące pole wydobywania, umożliwiające przeliczanie objętości, a co za tym idzie ilości urobku z poszczególnych komór (całość rozważań ujęto w schematyczny sposób na rys. 6.20).

Algorytm uwzględnia dla etapu rzeźbiny kształt linii frontu eksploatacji w formie litery C, którą stosuje się w systemach komorowo-filarowych oraz kolejność wciniek w filary technologiczne na etapie likwidacji. Po zdefiniowaniu daty rozpoczęcia eksploatacji uzyskuje się datę jej zakończenia, osobno dla fazy rzeźbiny i likwidacji. Tempo postępów prac eksploatacyjnych wizualizowane jest na schemacie pola wydobywczego za pomocą kolorów przypisanych do poszczególnych miesięcy.

Na podstawie harmonogramu prowadzenia robót górniczych zaproponowano model symulacyjny kosztów odstawy kołowej, ponoszonych w czasie prowadzenia eksploatacji całego pola wydobywczego. Model ten umożliwia:



Rys. 6.20. Schemat badań symulacyjnych procesów transportowych podczas eksploatacji pola wydobywczego

- porównanie efektów przedstawionych strategii synchronizacji linii frontu wydobywania z udostępnianiem kolejnych punktów wyspowych, tzn. „punkt wyspowy na równi z linią frontu” oraz „punkt wyspowy na środku okna”;
- porównanie ponoszonych kosztów transportu urobku podczas korzystania z różnych typów środków transportu;
- przetestowanie efektów metody ekonomicznie uzasadnionego doboru środka transportu, a w szczególności zastosowania jej co dwie zmiany robocze, korzystając z tego, iż ładowarki i wozy odstawy zjeżdżają do KMC na tankowanie, serwis i zmianę operatorów;
- wizualizację wybranych rozwiązań w postaci przypisanych na schemacie pola wydobywczego dobranych środków transportu;
- zbadanie zależności między skracającym się efektywnym czasem pracy dostępnym podczas jednej zmiany a kosztami transportu urobku.

Następnie zaproponowano algorytm wyznaczający optymalne rozmieszczenie punktów wyspowych na przenośniku taśmowym. W celu jego poprawnego działania uwzględniono w nim dodatkowo koszty odstawy taśmowej. Efektem jest uzyskanie możliwości wyszukiwania minimum globalnego kosztów odstawy urobku (sumy kosztów odstawy kołowej i taśmowej), w zależności od liczby punktów wyspowych. Następnie przedstawiono algorytm, za pomocą którego można wyznaczyć „złotą” relację wymiarów boków wydobywczych, dla których suma kosztów odstawy taśmowej i kołowej urobku jest najmniejsza. Rozdział kończy zaproponowanie metodyki planowania efektywności wydobywania urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji, obejmującej dobór środków transportu urobku oraz umiejscawiania punktów wyspowych.

Podsumowanie i wnioski

Odstawa oponowa urobku to najefektywniejszy kosztowo sposób transportu urobku w warunkach eksploatacji pola wydobywczego systemami komorowo-filarowymi. Warunkiem koniecznym jest jednak właściwy dobór środków transportu (zależny od ilości transportowanego urobku) oraz skuteczna metoda współdziałania z odstawa taśmową (determinująca pokonywaną odległość przez środki transportu). Transport oponowy realizowany jest przez różne typy ładowarek lub zestawy ładowarka plus różna liczba wozów odstawy. Długość drogi transportowej, na której transportowany jest urobek, wynika z odległości między przodkami oraz punktami wysypowymi rozmieszczonymi nad przenośnikami taśmowymi. Wynika stąd spostrzeżenie, że o kosztach odstawy oponowej, w systemach komorowo-filarowych, decydują w znacznym stopniu projektanci pól eksploatacji. Długość drogi dla odstawy oponowej zależna jest od wymiarów geometrycznych wyrobisk oraz liczby i sposobu rozmieszczania punktów wysypowych, a o tych cechach pól eksploatacyjnych decydują ich projektanci. Kluczowym aspektem sukcesu jest planowanie procesów logistycznych urobku w całościowy sposób, na wczesnym etapie projektowania pól eksploatacji, dopasowując się oczywiście do kryteriów technicznych takich, jak miąższość furty eksploatacyjnej czy skrępowanie filarami oporowymi.

Wyzwaniem badawczym było opracowanie matematycznych i symulacyjnych modeli odstawy urobku z pola eksploatacji, potrzebnych do realizacji eksperymentów optymalizacyjnych dla wybranego systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu, stosowanego głównie w KGHM Polska Miedź S.A., a w szczególności w ZG Lubin. Należało uwzględnić na tym etapie również specyfikę wieloetapowego procesu wydobywczego, ponieważ odstawa urobku z przodków jest nierozzerwalną częścią składową operacji górniczych (kontrola przodka, wiercenie otworów strzałowych, ładowanie materiałów wybuchowych, strzelanie, przewietrzanie, obrywka i kotwienie stropu), realizowanych w szeregowy sposób.

Rozdział pierwszy monografii zawiera opis rozwoju systemów komorowo-filarowych, determinowany przez różnorodne warunki geologiczno-górnicze oraz ciągły postęp technologiczny w branży górniczej. Z wybranego sposobu eksploatacji wynika sposób kierowania stropem, geometria wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych oraz rodzaj obudowy, co przekłada się bezpośrednio na sposób urabiania

złoża, ładowania i odstawy urobku czy ograniczania zagrożeń od ciśnienia górotworu. Sposób transportu urobku odstawą oponową i taśmową determinowany jest wybranym systemem eksploatacji, stąd też kluczowe jest zapoznanie się przed dalszymi analizami ze stosowanymi w praktyce górniczej wariantami systemów komorowo-filarowych.

W rozdziale drugim opisano szeroko rozumianą infrastrukturę górniczą, wykorzystywaną do realizacji procesów wydobywczych. Skupiono się na maszynach i urządzeniach do odstawy kołowej oraz odstawy taśmowej, odpowiedzialnych za transport urobku w rejon szybu wydobywczego. Przedstawiono ponadto podstawową podbudowę teoretyczną dotyczącą systemów logistycznych wraz z możliwościami ich modelowania symulacyjnego. Przytoczono dostępne przykłady zastosowań modeli symulacyjnych w branży górniczej oraz opisano dostępne narzędzia informatyczne wspomagające planowanie i prowadzenie robót górniczych. Całość uzupełniają zgromadzone zalecenia dotyczące zalecanych odległości (czasem sprzeczne ze sobą), na jakich powinien następować transport ładownikami łyżkowymi oraz, w jakich odległościach powinny być usytuowane na przenośnikach punkty wysypowe. Dodano również dokładny opis systemu transportowego urobku kopalni ZG Lubin.

W rozdziale trzecim zapisano cele pracy, sformułowane jako opracowanie zbioru metod planowania i optymalizacji transportu kołowego urobku, dla systemów komorowo-filarowych z ugięciem stropu. Zbiór metod obejmuje również algorytmy do wyznaczania harmonogramu robót górniczych podczas etapu rozczinki i likwidacji oraz optymalnej liczby punktów wysypowych dla zadanych parametrów pola wydobywczego.

W rozdziale czwartym zaprezentowano sposób opracowania modelu matematycznego, umożliwiającego wyliczenie odległości, jaką pokonują środki transportu z urobkiem podczas eksploatacji pola wydobywczego dla systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu. Jest on podstawą do spostrzeżenia, że stosowana w praktyce górniczej strategia uruchamiania punktów wysypowych (nazwana na potrzeby pracy „punkt wysypowy na równi z linią frontu wydobywania”) może być udoskonalona, tak aby uzyskać skrócenie sumarycznej drogi pokonywanej przez środki transportu z urobkiem. W tym celu zaproponowano strategię „punkt wysypowy na środku okna” oraz opracowano dla niej adekwatny model matematyczny. Analiza porównawcza obu strategii ułatwiła oszacowanie korzyści dla proponowanego rozwiązania, badania symulacyjne przeprowadzono dla pól o różnej liczbie przecinek i korytarzy. Rozdział zamyka analiza, z której wynika, że zaproponowana strategia przynosi takie same wyniki, gdy chodzi o pokonywaną odległość, jak utrzymywanie podczas eksploatacji pola dwóch punktów wysypowych (jednego za, drugiego przed linią frontu wydobywania). Ponieważ strategia „punkt wysypowy na środku okna” wykorzystuje tylko jeden punkt wysypowy, ma więc ona oczywistą przewagę po stronie kosztochłonności procesu.

Rozdział piąty ukazuje metodę ekonomicznie uzasadnionego doboru środków transportu, opartych na odległości koniecznej do pokonania z urobkiem. Warunek, że

określona ilość urobku musi zostać przemieszczona podczas jednej zmiany wynika z liczby odstrzelonych przodków, z których urobek musi zostać zabrany w celu umożliwienia rozpoczęcia kolejnych etapów procesu na następnej zmianie roboczej. Model matematyczny bazujący na kosztach eksploatacji różnego typu ładowarek i zestawów ładowarka plus różna liczba wozów odstawczych, uwzględniający ponadto ich wydajność, umożliwia precyzyjniejsze niż dotychczas wyznaczanie zakresu odległości optymalnego wykorzystania wymienionych rodzajów maszyn. Ma to szczególne znaczenie w systemach komorowo-filarowych, w których długość drogi transportowej podlega częstym zmianom, co wynika również z konieczności utrzymywania linii frontu wydobycia w kształcie litery C pomiędzy wiązkami chodników przygotowawczych. Istotnym rezultatem tego modelu jest możliwość wyznaczenia koniecznej do realizacji czynności transportowych, liczby i rodzajów środków transportu oraz możliwość wyboru najlepszego rozwiązania, tzn. wymagającego najmniejszych nakładów finansowych. Na podstawie badań opracowano dla typoszeregu maszyn używanych w KGHM Polska Miedź S.A. wykres warstwowy ukazujący zakresy ich optymalnego kosztowo wykorzystania dla kombinacji różnych odległości i ilości urobku. Sporządzenie ww. wykresu było możliwe dzięki zamodelowaniu opracowanych równań matematycznych w środowisku programistycznym R.

Rozdział szósty zawiera opis opracowanych algorytmów do wyznaczania harmonogramu robót górniczych, oddzielnie dla etapów rozcinki i likwidacji, na podstawie założonej ilości urobku pozyskiwanej na jednej zmianie oraz geometrycznych wymiarów chodników wydobywczych i wielkości pola wydobycia. Efektem jest możliwość wyznaczenia daty zakończenia robót górniczych (po podaniu daty ich rozpoczęcia) oraz określenia miesięcznych postępów prac na schematycznej mapie pola. Na podstawie zaproponowanego modelu symulacyjnego czynności transportowych realizowanych podczas eksploatacji pola wydobycia (ponownie zapisanego w środowisku programistycznym R) możliwe było ocenienie efektów finansowych, wykorzystując analizę porównawczą proponowanych we wcześniejszych rozdziałach metod i strategii postępowania:

- strategii synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych w zależności od położenia linii frontu wydobycia („punkt wysypowy na środku okna”),
- metody ekonomicznie uzasadnionego doboru środków transportu, w zależności od odległości koniecznej do pokonania z urobkiem oraz ilości urobku.

W poszukiwaniu optymalnego kosztowo rozwiązania dla systemu transportowego urobku połączono w jednym modelu symulacyjnym zaproponowaną strategię „punkt wysypowy na środku okna” oraz metodę ekonomicznie uzasadnionego doboru środków transportu; efektem był dalszy spadek sumarycznych kosztów czynności transportowych podczas eksploatacji pola. Najkorzystniejsze rozwiązanie zobrazowano wykresami dla etapów rozcinki i likwidacji, w których obszarach pola należy wykorzystywać dobrane środki transportu.

Zaprezentowana strategia „punkt wysypowy na środku okna” nie przynosi jednak żadnych wskazówek dotyczących wyznaczenia zalecanych odległości pomiędzy punktami

wyspowymi. Odległość pomiędzy punktami wyspowymi zależy w oczywisty sposób od ich liczby na polu wydobywczym, po założeniu równomiernego jego podziału. Taka analiza wymaga, aby w kryteriach oceny kosztowej poza odstawą kołową uwzględniono koszty budowy i eksploatacji przenośnika taśmowego wzdłuż pola eksploatacji, wraz z różną liczbą punktów wyspowych. Dzięki temu możliwe stały się badania symulacyjne sumy kosztów odstawy oponowej i taśmowej przy zmiennej liczbie punktów wyspowych podczas eksploatacji pola. Poszukiwano minimum sumy kosztów transportu, następnie odczytano, przy jakiej liczbie punktów wyspowych minimum to zostało osiągnięte. Użytkano model symulacyjny, określający przy zadanych konkretnych parametrach geometrycznych i określonych środkach transportu oraz tempie wydobywania, w jakich odległościach od siebie powinny być rozmieszczone punkty wyspowe. Otrzymane wyniki zaprezentowano na stosownym wykresie, który w zaskakujący na pierwszy rzut oka sposób przypomina model Wilsona dla całkowitego kosztu utrzymywania zapasów.

Prace badawcze w rozdziale szóstym zakończono poszukiwaniem odpowiedzi na pytanie: czy istnieje proporcja boków pola eksploatacji, dla których suma kosztów odstawy kołowej i taśmowej osiąga minimum? Badanie symulacyjne przeprowadzono, zakładając stałą powierzchnię analizowanego pola eksploatacji oraz każdorazowo stosując metodę wyznaczania optymalnej liczby punktów wyspowych. Uzyskano wynik, iż „złota” proporcja boków pola eksploatacji, dla założonych warunków brzegowych, aby osiągnąć minimum kosztów transportu, jest bliska relacji 1 : 2.

Zaprezentowane w monografii wyniki multidyscyplinarnych prac badawczych, dotyczące transportu urobku odstawą oponową oraz rozmieszczania punktów wyspowych nad biegnącym wzdłuż pola wydobywania przenośnikiem taśmowym, umożliwiają spojrzenie na całość procesów logistycznych przypisanych do pola wydobywczego, jak również na kluczowe miejsca powstawania kosztów. Po realizacji częściowych zadań badawczych zaproponowano metodykę planowania efektywności wydobywania urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji. W ramach częściowych zadań badawczych

1. Zaprezentowano stan wiedzy w obszarze systemów logistycznych w kopalniach głębinowych. Przegląd literatury wykazał brak wskazówek (opartych na regułach matematycznych), w jaki sposób synchronizować w czasie uruchamianie punktów wyspowych względem przemieszczającej linii frontu, co jest szczególnie ważne przy linii frontu wydobywania prostopadłej do przenośnika taśmowego. Ponadto stwierdzono rozbieżne zalecenia odnośnie do odległości, na jakich powinien być transportowany urobek przez poszczególne rodzaje ładowarek i zestawy środków transportowych, składających się z ładowarki oraz różnej liczby wozów odstawy.
2. Wykonano model matematyczny wyznaczający sumaryczną drogę pokonywaną przez środki transportu podczas eksploatacji pola wydobywczego, uwzględniając dwie fazy występujące dla systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu: rozcinanie i likwidację.
3. Zaproponowano metodę synchronizacji rozmieszczenia punktów wyspowych „punkt wyspowy na środku okna” względem linii frontu wydobywania. Ocenę jej

efektywności umożliwiła analiza porównawcza (za pomocą narzędzia informatycznego bazującego na modelu matematycznym) do obecnie stosowanych metod. Analiza ta wykazała potencjał znacznej redukcji pokonywanej drogi, przez środki transportu podczas eksploatacji złoża.

4. Opracowano model matematyczny umożliwiający dobór konkretnego typu ładowarki lub zestawu ładowarka plus wozy odstawy dla zadanej odległości transportu i ilości urobku w czasie jednej zmiany. Kryterium doboru jest koszt transportu, jak również wyznaczone zakresy odległości optymalnego wykorzystania różnych środków transportowych dla określonych całkowitych kosztów ich funkcjonowania.
5. Wykonano narzędzie informatyczne do harmonogramowania eksploatacji złoża, które umożliwia całościową analizę kosztów transportu dla różnych wariantów czasowych uruchamiania punktów wysypowych oraz wykorzystaniu różnych środków transportu; za jego pomocą możliwe jest dobranie optymalnej kosztowo struktury wykorzystywanych środków transportu. Narzędzie to umożliwiło oszacowanie sumarycznych, możliwych do osiągnięcia korzyści finansowych z proponowanej metodyki dla operacji transportowych urobku podczas eksploatacji całego pola wydobywczego.
6. Opracowano algorytm umożliwiający wyznaczenie zalecanych odległości pomiędzy punktami wysypowymi obsługującymi pole wydobywcze, tak aby sumaryczny koszt odstawy oponowej i taśmowej był jak najmniejszy.
7. Zaproponowano algorytm służący do wyznaczania zalecanych proporcji wymiarów boków pola wydobywczego, tak aby sumaryczny koszt odstawy oponowej i taśmowej był możliwie minimalny, po wykorzystaniu ustalonej, optymalnej kosztowo liczby punktów wysypowych urobku.

Do efektów pobocznych prowadzonych zadań badawczych można zaliczyć:

- opracowanie wyrażenia na obliczeniową ilość urobku do pozyskania dla systemów komorowo-filarowych z ugięciem stropu J-UG, osobno dla etapów rozciągania i likwidacji, bazując na geometrycznych wymiarach wyrobisk,
- określenie charakteru zależności między czasem efektywnym, dostępnym podczas jednej zmiany a kosztami odstawy oponowej podczas eksploatacji pola.

Pomimo że dla przedstawionego, wieloetapowego i skomplikowanego procesu wydobywania urobku w systemach komorowo-filarowych z ugięciem stropu zdołano opracować zbiór metod planowania i optymalizacji transportu kołowego urobku, przedstawiona metodyka z pewnością nie wyczerpuje całości tematu związanego z projektowaniem infrastruktury dla systemów transportu urobku odstawa kołową i taśmową w kopalniach głębinowych. Dalsze kierunki badań, bazujące na dotychczasowych osiągnięciach, mogą dotyczyć:

- opracowania modeli matematycznych odstawy kołowej i taśmowej dla innych systemów eksploatacji, w szczególności złóż rudy miedzi o dużej miąższości oraz cienkowarstwowych,

- pełnego modelu kosztów eksploatacji pola, po uwzględnieniu kosztocłonności pozostałych operacji górniczych oraz aspektów środowiskowych.
- wykonania modeli matematycznych i narzędzi informatycznych doboru rodzajów środków transportu dla trzech pól wydobywczych równocześnie (podstawowa jednostka w modelu struktury organizacyjnej kopalni – oddział – realizuje wydobywanie jednocześnie na trzech polach eksploatacji, opierając się na parku maszynowym zgromadzonym w Komorach Maszyn Ciężkich).

Prezentowane metody planowania i optymalizacji transportu urobku, składające się na proponowaną metodykę, można wykorzystać do projektowania rozmieszczenia punktów wysypowych, doboru środków transportu oraz wymiarów pól wydobywczych, tak aby już na tym etapie świadomie kształtować koszty odstawy kołowej i taśmowej w całym łańcuchu logistycznym. Przedstawione w pracy rozważania adresowane są przede wszystkim do kierownictwa zakładów górniczych (kierowników Działu Robót Górniczych i kierowników ruchu Działu Górniczego, nadsztygarów górniczych oraz zawiadowców), ponieważ osoby te kierują całokształtem dołowych robót górniczych kopalni, m.in. przez opracowywanie kompleksowych projektów eksploatacji złóż czy planów ruchu zakładu górniczego. Dzięki obszernym opisom zagadnień związanych z systemami wydobywania złóż oraz maszyn górniczych książka jest również pomocna dla osób bez specjalistycznego wykształcenia górniczego, a zainteresowanych szeroko rozumianą eksploatacją parku maszynowego.

Do wad proponowanych metod i narzędzi do planowania transportu kołowego urobku można zaliczyć stopień ich skomplikowania oraz konieczność żmudnego dopasowywania modelu ruchu środków transportu do różnych odmian systemu komorowo-filarowego w innych kopalniach. Praktyczne ich zastosowanie w zakładach górniczych jest możliwe właściwie tylko po wykonaniu bazodanowej aplikacji, połączonej interfejsem z stosowanym już w kopalniach oprogramowaniem do modelowania numerycznego złóż 3D. Na poziomie strategicznym oprogramowanie to mogłoby wspomagać decyzje, jakie rodzaje ładówek i wozów odstawy należy zakupić w ramach uzupełniania i odnawiania parku maszynowego. Na poziomie operacyjnym jedną z możliwych funkcjonalności takiego oprogramowania mogłoby być wyznaczanie optymalnych kosztowo środków transportu, dla określonych zadań logistycznych na polu eksploatacji, uwzględniając dostępne rodzaje maszyn w Komorze Maszyn Ciężkich.

Proponowana metodyka, uzupełniona o dedykowane oprogramowanie, byłaby ważnym elementem cyfryzacji kopalni głębinowej, wspierając tak pożądane zarządzanie procesowe w cyklu PDCA (zaplanuj, wykonaj, sprawdź, popraw, ang. *Plan-Do-Check-Act*) na etapie planowania eksploatacji. Na etapie sprawdzania możliwa byłaby również weryfikacja sposobu realizacji procesów wydobywczych we współpracy ze zdalną diagnostyką maszyn, otwierając w ten sposób kolejne możliwości do dalszego usprawniania procesów górniczych.

Literatura

- [1] ADACH K., *Wpływ skrzepowanych warunków eksploatacji na stan zagrożenia sejsmicznego i tąpniętami w kopalniach rud miedzi*, „Cuprum” Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnicztwa Rud 2, 2011, 51–70.
- [2] ADENSO-DÍAZ B., LEV B., ARTIME R., *Simulation in dynamic environments: optimization of transportation inside a coal mine*, IIE Transactions 36, 6, 2004, 547–555.
- [3] AMBROZIAK T., JACYNA M., *Queueing theory approach to transport process dynamics*, Part 1, *Dynamics of transport network connections*, Archives of Transport. 14, 4, 2002, 5–20.
- [4] ANDRZEJEWSKI M., ŚLIWIŃSKI P., *Fotografia dnia pracy maszyny – innowacyjna metoda prezentacji danych z monitoringu samojezdnych maszyn górniczych*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2016, prezentacja, b.n.
- [5] ANTONIAK J., *Urządzenia i systemy transportu podziemnego w kopalniach*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1990.
- [6] ARSHAM H., *Applied Management Science: Making Good Strategic Decisions*, <http://home.ubalt.edu/ntsbarsh/opre640/opre640.htm>.
- [7] BAASE S., GELDER, A.V., *Computer Algorithms. Introduction to Design and Analysis*, Addison-Wesley, Boston 2009.
- [8] BAJDA M., BŁAŻEJ R., JURDZIAK L., *A new tool in belts resistance to puncture research*, Mining Science 23, 2016, 173–182.
- [9] BĄK P., *Rola planowania w zarządzaniu działalnością przedsiębiorstwa górniczego*, Przegląd Górniczy 69, 9, 2013, 11–14.
- [10] BANASZAK Z., *Modele i algorytmy sztucznej inteligencji*, Wydawnictwo Uczelniane Politechniki Koszalińskiej, Koszalin 2009.
- [11] BANASZAK Z., MAJDZIK P., WÓJCIK R., *Procesy współbieżne: modele efektywności funkcjonowania*, Wydawnictwo Uczelniane Politechniki Koszalińskiej, Koszalin 2008.
- [12] BANASZAK Z., KŁOS S., MLECZKO J., *Zintegrowane systemy zarządzania*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2016.
- [13] BARTLETT S., BURGESS H., DAMJANOVIĆ B., GOWANS R., LATTANZI C., *Technical Report on the copper-silver production operations of KGHM Polska Miedź S.A. in the Legnica–Głogów Copper Belt area of southwestern Poland*, Micon International Limited, Norfolk 2013.
- [14] BATTINI D., PERSONA A., SGARBOSSA F., *A sustainable EOQ model: Theoretical formulation and applications*, International Journal of Production Economics 149, 2014, 145–153.
- [15] BEDNARSKI M., *Górnictwo ogólne*, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 1957.
- [16] BENDKOWSKI J., RADZIEJOWSKA G., *Logistyka zaopatrzenia w przedsiębiorstwie*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
- [17] BIERNACKI R., *Zaawansowana Analityka Danych jako instrument zarządzania dla nowoczesnego przedsiębiorstwa wydobywczego, wybrane przykłady*, [w:] Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2016, prezentacja, b.n.

- [18] BISE C.J., *Mining engineering analysis*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), Littleton 2003.
- [19] BLAIK P., *Logistyka. Koncepcja zintegrowanego zarządzania*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2010.
- [20] BODZIONY P., *O metodzie doboru wozidel w odkrywkowych kopalniach surowców skalnych*, *Górnictwo Odkrywkowe* LI, 1, 2010, 18–21.
- [21] BODZIONY P., SIKORA M., ZAJĄCZKOWSKI M., KASZTELEWICZ Z., *Pojazdy technologiczne stosowane w transporcie w górnictwie odkrywkowym*, *Przegląd Górniczy* 9, 2015, 3–6.
- [22] BODZIONY P., KASZTELEWICZ Z., SAWICKI P., *The Problem of Multiple Criteria Selection of the Surface Mining Haul Trucks*, *Archives of Mining Sciences* 61, 2, 2016, 223–243.
- [23] BRZYCHCZY E., *Proces modelowania produkcji górniczej w kopalniach węgla kamiennego z wykorzystaniem systemu doradczego*, *Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Szkoła Eksploatacji Podziemnej*, Kraków 2011, 1541–1549.
- [24] BURDUK A., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SZWAN-CYBER Ł., STEFANIAK P., *Adaptacja wybranych metod Lean Manufacturing do warunków przemysłu wydobywczego*, *Napędy i Sterowanie* 16, 7/8, 2014.
- [25] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Analiza przebiegu pracy sztygarów zmianowych na oddziale G-1 oraz Komorze Maszyn Ciężkich C2-B w Zakładach Górniczych Lubin*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [26] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Identyfikacja marnotrawstwa i jego źródeł w procesach wydobywczych*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [27] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Mapowanie strumienia wartości, mapa stanu przyszłego procesów na oddziale G-1 oraz Komorze Maszyn Ciężkich C2-B w Zakładach Górniczych Lubin*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [28] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Opracowanie schematów obiegu dokumentów wypełnianych przez sztygara zmianowego oddziału mechanicznego w Zakładach Górniczych Lubin – stan obecny*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [29] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Optymalizacja i symulacja: model symulacyjny odstawy urobku w pracach eksploatacyjnych: stan obecny oraz stan przyszły na przykładzie pola XI/14 w Zakładach Górniczych Lubin*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [30] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Total Productive Maintenance – analiza stanu obecnego maszyn górniczych w Zakładach Górniczych Lubin w rejonie Lubin Wschodni*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [31] BURDUK A., CHLEBUS E., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., ROSIENKIEWICZ M., SUSZ S., *Wyniki analizy dokumentacji wypełnianej przez sztygarów zmianowych oddziałów wydobywczych i mechanicznych w Zakładach Górniczych Lubin: analiza macierzy informacyjnej*, praca niepublikowana, Instytut Technologii Maszyn i Automatykacji, Wrocław 2013.
- [32] BURDUK A., CHLEBUS T., HELMAN J., KOWALSKI A., OLEJARCZYK M., ROSIENKIEWICZ M., SZWAN-CYBER Ł., STEFANIAK P., *Zastosowanie elementów Total Productive Maintenance w Komorze Maszyn Ciężkich w kopalni miedzi*, *Napędy i Sterowanie* 16, nr 7/8, 2014.
- [33] BURNAT B., KORZENIOWSKI J., *Kopaliny pospolite. Prowadzenie ruchu zakładu górniczego*, Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze Burnat & Korzeniowski, Wrocław 2003.

- [34] BUTRA J., *Metoda doboru systemu eksploatacji złóż rud miedzi w polach o jednorodnej charakterystyce geologicznej*, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 2001.
- [35] BUTRA J., KICKI J. (red.), *Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach*, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 2003.
- [36] BUTRA J., KUNYSZ N.M., MROZEK K., *Ewolucja komorowo-filarowych systemów eksploatacji w górnictwie rud miedzi*, „Cuprum”: Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud 13, 1999, 9–29.
- [37] BUTRA J., PYTEL W., *Eksploatacja złoża w sąsiedztwie zrobów i stref upodatnionych w świetle doświadczeń praktycznych oraz modelowania numerycznego*, Górnictwo i Geoinżynieria 31, 3/1, 2007, 93–112.
- [38] CAŁA M., TAJDUŚ A., ANDRUSIKIEWICZ W., KOWALSKI M., STOPKOWICZ A., KOLANO M., WAŁACH D., *Wykorzystanie czasoprzestrzennego modelowania numerycznego w latach 1955–2052 dla potrzeb analizy stanu górotworu i wyrobisk w wydzie solnym Kłodawa*, [w:] Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2017, prezentacja, b.n.
- [39] CAMUS J.P., *Management of mineral resources: creating value in the mining business*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), Englewood 2002.
- [40] ČECH J., *Simulation of load-haul-dump of mining method*, Archives of Mining Sciences 55, 1, 2010, 141–150.
- [41] CHANDA E.C.K., *An application of integer programming and simulation to production planning for a stratiform ore body*, Mining Science and Technology 11, 2, 1990, 165–172.
- [42] CHLEBUS E., HELMAN J., OLEJARCZYK M., ROSIENKIWICZ M., *A new approach on implementing TPM in a mine – A case study*, Archives of Civil and Mechanical Engineering 15, 4, 2015, 873–884.
- [43] CHLEBUS E., BURDUK A., KOWALSKI A., *Usprawnienia przepływu materiałów na hali produkcyjnej za pomocą modeli symulacyjnych*, Gospodarka Materiałowa i Logistyka 8, 2010, 26–32.
- [44] CHLEBUS E., BURDUK A., CHROBOT J., KOWALSKI A., WIERZCHOWSKI L., *Wariantowa symulacja i optymalizacja systemu produkcyjnego w fabryce Bombardier Transportation Polska*, Zarządzanie Przedsiębiorstwem 2, 2004, 15–20.
- [45] CHLEBUS E., KOWALSKI A., SUSZ S., *Zarządzanie zasobami produkcyjnymi za pomocą narzędzi symulacyjnych*, Zarządzanie Przedsiębiorstwem 1, 2003, 4–11.
- [46] CROSS C., *The Mine of the Future – a Rio Tinto Vision. Invisible Mining? Rock Factory?*, 2nd Bergforsk Annual Meeting, Luleå 2006.
- [47] CZAPLICKI J.M., *Elementy teorii i praktyki systemów cyklicznych w zagadnieniach górniczych i robót ziemnych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2004.
- [48] CZAPLICKI J.M., *Niezawodność w zagadnieniach mechanizacji górnictwa i robót ziemnych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2012.
- [49] CZAPLICKI J.M., *Shovel-Truck Systems: Modelling, Analysis and Calculations*, CRC Press, Boca Raton 2008.
- [50] DAVIS K.R., MCKEOWN P.G., *Quantitative Models for Management*, PWS Pub. Co., Boston 1984.
- [51] DŁUGOSZ J., *Nowoczesne technologie w logistyce*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2009.
- [52] DRAGT B.J., *Modelling and control of an autonomous underground mine vehicle*, praca doktorska, University of Pretoria (2007).
- [53] DUDEK D. (red.), *Strategia utrzymania w ruchu maszyn i urządzeń górnictwa odkrywkowego o wysokim stopniu degradacji technicznej*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2013.
- [54] DUDZIŃSKI P., LEŚNIAK Ł., *Autonomiczna ładowarka łyżkowa wyzwaniem dla podziemnych kopalń rud miedzi – stan wiedzy*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 4, 2016, 38–47.

- [55] DYCZKO A., *Współczesne rozwiązania informatyczne w zakresie modelowania złoża i harmonogramowania produkcji górniczej*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2017, prezentacja, b.n.
- [56] FERTSCH M., CYPLIK P., HADAŚ Ł. (red.), *Logistyka produkcji. Teoria i praktyka*. Biblioteka Logistyka, Poznań 2010.
- [57] FICOŃ K., *Zarys mikrologistyki*, Bel Studio, Warszawa 2004.
- [58] FIJAŁKOWSKI J., *Technologia magazynowania: wybrane zagadnienia*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 1995.
- [59] FIJAŁKOWSKI J., *Transport wewnętrzny w systemach logistycznych: wybrane zagadnienia*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2003.
- [60] FRANIK T., WOŹNY T., *Ekonomiczne skutki zastosowania systemów organizacyjnych uwzględniających pracę ciągłą zakładu górniczego*, Przegląd Górniczy 69, 9, 2013, 51–55.
- [61] FUKSA D., WILKOSZ A., *Istota i sposoby modyfikacji transportu kopalnianego*, Logistyka, 4, 2014.
- [62] FUKUI R., KUSAKA K., NAKAO M., KODAMA Y., UETAKE M., KAWAI K., *Production analysis of functionally distributed machines for underground mining*, International Journal of Mining Science and Technology 26, 3, 2016, 477–485.
- [63] GASPARS-WIELOCH H., *Przegląd modeli optymalizacyjnych stosowanych w analizie czasowo-kosztowej przedsięwzięć*, Akademia Ekonomiczna w Poznaniu, Zeszyty Naukowe 104, 2008, 67–87.
- [64] GAWLIK J., PLICHTA J., ŚWIC A., *Procesy produkcyjne*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2013.
- [65] GERTSCH R., BULLOCK R. (red.), *Techniques in Underground Mining*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME) 1998.
- [66] GISMAN S., *Słownik górniczy*, Instytut Węglowy, Katowice 1949.
- [67] GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., *Kompleksowa ocena jakości krążników poliuretanowych stosowanych w górnictwie odkrywkowym*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 128, Studia i Materiały, nr 36, 2009, 19–31.
- [68] GŁADYSIEWICZ L., KUBIAK D., *Innowacyjne systemy transportu taśmowego w kopalniach rud miedzi*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 3, 2009.
- [69] GOŁOS J., *Systemy wizualizacji w polskich kopalniach miedzi*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2011, 1451–1463.
- [70] GRAJNERT J., KWAŚNIEWSKI S., NOWAKOWSKI T., *Miejsce transportu kolejowego w łańcuchach i sieciach logistycznych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2002.
- [71] GROMYSZ M., DĘBKOWSKI R., ZIĘTKOWSKI L., *Możliwość mechanicznego urabiania złóż rud miedzi na dużych głębokościach z wykorzystaniem kombajnu „Cuprum”*: Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud 1, 2006, 73–98.
- [72] GRZESIŃSKI J., *Doświadczenia kopalni Lubin w prowadzeniu eksploatacji w warunkach skrzepowanych na przykładzie wybranych filarów oporowych*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 45, 9, 2007, 46–58.
- [73] GURUMURTHY A., KODALI R., *Design of lean manufacturing systems using value stream mapping with simulation: A case study*, Journal of Manufacturing Technology Management 22, 4, 2011, 444–473.
- [74] GUSTAFSON A., SCHUNNESSON H., KUMAR U., *Reliability Analysis and Comparison Between Automatic and Manual Load Haul Dump Machines: Reliability Analysis And Comparison of Automatic and Manual LHD Machines*, Quality and Reliability Engineering International 31, 3, 2015, 523–531.
- [75] HALAMA A., LOSKA P., SZYMAŁA P., *Wireless control and directional navigation of a road header in drilling proces*, Pomiary Automatyka Robotyka 17, 2, 2013, 218–223.

- [76] HANZEL S., *Analiza całkowitego czasu pracy w wielozmianowym systemie organizacji pracy WSP, w oddziałach górniczych KGHM Polska Miedź S.A.*, Przemysł Skalny, <https://docplayer.pl/33985127-Analiza-calkowitego-czasu-pracy-w-wielozmianowym-systemie-organizacji-pracy-wsp-w-oddzialach-gorniczych-kgbm-polska-miedz-s-a.html> [dostęp: 14.03.2018].
- [77] HARTMAN H., MUTMANSKY J., *Introductory Mining Engineering*, John Wiley and Sons, New Jersey 2002.
- [78] HARVEY P., *Analysis of Production Capabilities*, Quarterly of the Colorado School of Mines 59, 1964, 713–726.
- [79] HAVILAND D., MARSHALL J., *Fundamental behaviours of production traffic in underground mine haulage ramps*, International Journal of Mining Science and Technology 25, 1, 2015, 7–14.
- [80] HEMAMI A., *Motion trajectory study in the scooping operation of an LHD-loader*, IEEE Transactions on Industry Applications 30, 5, 1994, 1333–1338.
- [81] HOROWITZ E., SAHNI S., *Fundamentals of Computer Algorithms*, Galgotia Publications, Greater Noida 1998.
- [82] HISTRULID W., BULLOCK R. (red.), *Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), Littleton 2001.
- [83] HISTRULID W.A. (red.), *Underground mining methods handbook*, Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, New York 1982.
- [84] JACYNA M., *Modelowanie i ocena systemów transportowych*, Politechnika Warszawska, Warszawa 2009.
- [85] JACYNA M., *Wybrane zagadnienia modelowania systemów transportowych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2009.
- [86] JAKUBOWSKI L., *Technologia prac ładunkowych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2009.
- [87] JURDZIAK L., KRÓL R., KAWALEC W., *Variation of ore grade transported by belt conveyors to processing plants*, Physicochemical Problems of Mineral Processing 53, 1, 2017, 656–669.
- [88] KACZMARCZYK T., *Koszty logistyczne w wybranym przedsiębiorstwie produkcyjno-handlowym*, Logistyka 3, 2012, 911–917.
- [89] KACZMAREK M.J., *Integrating Lean and Green Paradigms in Maintenance Management*, IFAC Proceedings Volumes 47, 3, 2014, 4471–4476.
- [90] KARAŚ H., *Program UE “Cyfrowa Europa” – w kierunku kopalni przyszłości*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2017, prezentacja, b.n.
- [91] KARBOWIK A., *Górnictwo. Studium wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego z uwzględnieniem niepewności informacji*, Politechnika Śląska, Gliwice 1986.
- [92] KARLIŃSKI J., PTAK M., DZIAŁAK P., RUSIŃSKI E., *The approach to mining safety improvement: Accident analysis of an underground machine operator*, Archives of Civil and Mechanical Engineering 16, 3, 2016, 503–512.
- [93] KASZTELEWICZ Z., ZAJĄCZKOWSKI M., SIKORA M., BODZIONY P., SIMKIEWICZ K., *Systemy wspomagające pracę kopalni odkrywkowej na przykładzie kopalni Sierra Gorda w Chile*, Przegląd Górniczy 71, 9, 2015, 7–12.
- [94] KĘSEK M., *Zastosowanie drzew decyzyjnych do wspomagania doboru wyposażenia na etapie planowania robót górniczych w kopalniach węgla kamiennego*, Przegląd Górniczy 69, 9, 2013, 70–74.
- [95] KĘSEK M., FRANIK T., *Projekt interfejsu systemu doradczego wspomagającego planowanie robót górniczych w kopalniach węgla kamiennego*, Przegląd Górniczy 69, 9, 2013, 64–69.

- [96] KESLER H., HEUVEL B., KLEIN B., GEROPP B., *On-line fault diagnosis of a bucket wheel gear box in a German open cast coal mine*, Proceedings of the 4th International Symposium on Mine Planning & Equipment Selection, Calgary 1995, prezentacja, b.n.
- [97] KLEN A., RABELO R., SPINOSA L.M., FERREIRA A., *Integrated Logistics in the Virtual Enterprise: The PRODNET-II Approach*, IFAC Proceedings Volumes 31, 31, 1998, 225–231.
- [98] KOCZWARA J., WIECZOREK K., *Wybrane problemy dotyczące bezpieczeństwa operatorów samojezdnych maszyn górniczych stosowanych w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, Napędy i Sterowanie 14, 7/8, 2012.
- [99] KOENIGSBERG E., *Cyclic Queues*, Journal of the Operational Research Society 9, 1, 1958, 22–35.
- [100] KONYUKH V., DAVIDIENKO V., *Petri Nets as a tool for mine simulation*, Mineral Resources Engineering 8, 4, 1999, 361–380.
- [101] KONYUKH V., MIKHAYLISHIN A., *Symulacja podziemnych sieci transportowych*, Transport Przemysłowy 28, 2, 2007, 52–55.
- [102] KORZEŃ Z., *Logistyczne systemy transportu bliskiego i magazynowania. Infrastruktura, technika, informacja*, t. I, Instytut Logistyki i Magazynowania, Poznań 1998.
- [103] KORZEŃ Z., *Logistyczne systemy transportu bliskiego i magazynowania. Projektowanie, modelowanie, zarządzanie*, t. II, Instytut Logistyki i Magazynowania, Poznań 1998.
- [104] KOSTER R.D., POORT E.V.D., *Routing orderpickers in a warehouse: a comparison between optimal and heuristic solutions*, IIE Transactions 30, 5, 1998, 469–480.
- [105] KOTWICA K., *Perspektywy rozwoju technologii i technik mechanizacyjnych do drążenia wyrobisk korytarzowych w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego do roku 2020*, Maszyny Górnicze 25, 4, 2007, 52–60.
- [106] KOTWICA K., KLICH A., *Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011.
- [107] KOWALIK S. (red.), *Komputerowe projektowanie inżynierskie w zastosowaniach górniczych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2008.
- [108] KOWALSKI A., SOBOL-WOJCIECHOWSKA J., SZWANCYBER Ł., ŚLIWIŃSKI P., *Komputerowe techniki symulacyjne do optymalizacji procesu odstawy urobku w kopalniach KGHM „Polska Miedź” S.A.*, Wiadomości Górnicze 64, 7–8, 2013.
- [109] KOWALSKI A., KUBIAK D., SZWANCYBER Ł., SOBOL-WOJCIECHOWSKA J., ŚLIWIŃSKI P., *Model symulacyjny odstawy urobku z robót przygotowawczych w kopalniach KGHM „Polska Miedź” S.A.*, Wiadomości Górnicze 65, 10, 2014.
- [110] KRAUZE K., *Transport kołowo-szynowy w nachylonych wyrobiskach z zastosowaniem zestawu do awaryjnego hamowania*, Maszyny Górnicze 23, 2, 2005, 54–61.
- [111] KRAUZE K., BLASCHKE J., SUJECKI K., KOZA H., *Transport szynowy w wyrobiskach nachylonych z zastosowaniem wózka hamulcowego*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 11, 2000, 30–34.
- [112] KUC B., GLIŃSKI B., SZCZEPANKOWSKI P., *Zarządzanie strategiczne: geneza, rozwój, priorytety*, Key Text, Warszawa 1996.
- [113] LARSSON J., *Unmanned operation of Load Haul Dump Vehicles in Mining Environments*, praca doktorska, Örebro University, Örebro 2011.
- [114] LAW A.M., *How to build valid and credible simulation models*, Proceedings of the 2008 Winter Simulation Conference, Miami 2008, 39–47.
- [115] LEWANDOWSKI J., SKOŁUD B., PLINTA D., *Organizacja systemów produkcyjnych*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2014.
- [116] LIBERACKI B., MINDURA L. (red.), *Uwarunkowania rozwoju systemu transportowego Polski*, Ekonomiczna Księgarnia Internetowa, Warszawa–Radom 2007.
- [117] LICHTARSKI J. (red.), *Między teorią i praktyką zarządzania. Dokonania, dylematy, inspiracje. Nauka dla praktyki gospodarczej i samorządowej*, Przedsiębiorczość i Zarządzanie XVII, 4, cz. I, 2016.

- [118] LICHTARSKI J., *O potrzebie i kierunkach rekonstrukcji systemu zarządzania w procesie restrukturyzacji przedsiębiorstwa*, [w:] *Restrukturyzacja. Teoria i praktyka w obliczu nowych wyzwań*, A. Jaki, J. Kacznarek J. i T. Rojek (red.), *Księga pamiątkowa dla uczczenia Jubileuszu 45-lecia pracy naukowo-dydaktycznej prof. zw. dr hab. Ryszarda Borowieckiego*, Uniwersytet Ekonomiczny, Kraków 2011.
- [119] LIN P.-C., WANG J., HUANG S.-H., WANG Y.-T., *Dispatching ready mixed concrete trucks under demand postponement and weight limit regulation*, *Automation in Construction* 19, 6, 2010, 798–807.
- [120] LISOWSKI A., *Górnictwo węgla kamiennego w Polsce. Efektywność, rekonstrukcja, zarządzanie, 1989–1995*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1996.
- [121] MACIĄG A., PIETROŃ R., KUKŁA S., *Prognozowanie i symulacja w przedsiębiorstwie*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2013.
- [122] MARIANOWSKI J., *Automatyzacja funkcjonowania maszyn roboczych w skalnym górnictwie podziemnym i odkrywkowym*, *Napędy i Sterowanie* 14, 2, 2012, 120–124.
- [123] MAZUR M., *Pojęcie systemu i rygoru jego stosowania*, *Postępy Cybernetyki* (10) 2, 1987, 21–29.
- [124] MBHALATI W., *LHD optimization at an underground chromite mine*, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 115, 4, 2015, 313–320.
- [125] MERTUSZKA P., *Ocena systemu eksploatacji w kierunku zrobów i stref upodatnionych w O/ZG Rudna*, „Cuprum”: *Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud* 2, 2013, 61–73.
- [126] MKHWANAZI D., *Optimizing LHD utilization*, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 111, 4, 2011, 273–280.
- [127] MOKWA Z., *Zarządzanie logistyczne jako zorientowane na procesy logistyczne zarządzanie siecią dostaw*, [w:] *Podjęcie procesowe w organizacjach*, S. Nowosielski (red.), Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego, Wrocław 2009, 320–328.
- [128] MOSCHIONI J.-A., *Collaborative operations. Digitalization to create a collaborative environment in mining*, *Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej*, Kraków 2017, prezentacja, b.n.
- [129] NADOLSKI S., KLEIN B., ELMO D., SCOBLE M., *Cave-to-Mill: a Mine-to-Mill approach for block cave mines*, *Mining Technology*, Luleå 124, 1, 2015, 47–55.
- [130] NAYL T., *Modeling, control and path planning for an articulated vehicle*, praca doktorska, Luleå University of Technology, Luleå 2013.
- [131] NEWMAN A.M., Martinez M., Kuchta M., *A Review of Long- and Short-Term Production Scheduling at Lkab's Kiruna Mine*, [w:] *Handbook of Production Scheduling*, Springer, Boston 2006, 265–286.
- [132] NOWAKOWSKI T., *Analysis of modern trends of logistics technology development*, *Archives of Civil and Mechanical Engineering* 11, 3, 2011, 699–706.
- [133] NOWAKOWSKI T., *Problems of supply process reliability assessment at small and medium-sized enterprises*, *Total Logistic Management* 1, 2008, 125–136.
- [134] NOWICKA-SKOWRON M., *Koszty logistyczne a zarządzanie przedsiębiorstwem*, *Ekonomika i Organizacja Przedsiębiorstwa* 7, 1999, 17–19.
- [135] O'NEIL T.J., MANULA C.B., *Computer simulation of materials handling in open pit mining*, Pennsylvania State Univ., University Park 1966.
- [136] ORŁOWSKI C., LIPSKI J., LOSKA A., *Informatyka i komputerowe wspomaganie prac inżynierskich*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2012.
- [137] OZKARAHAN L., OZFIRAT P.M., OZFIRAT M.K., *A mathematical modeling approach for the scheduling problem of load-haul-dump vehicles in underground mines*, *Proceedings for the North-east Region Decision Sciences Institute*, 2011, 1136–1143.
- [138] PASZKOWSKI T., *Schemat ideowy przenośnika taśmowego*, Gum-Pas, <http://gum-pas.pl/index.php> [dostęp: 21.05.2018].

- [139] PAŹDZIORA J., *Polska miedź 1945–2010*, Proart Bolesławiec, Bolesławiec 2011.
- [140] PEREIRA S.P., COSTA J. F.C.L., SALVADORETTI P., KOPPE J., *Mining simulation for room and pillar coal operation*, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 112, 6, 2012, 473–476.
- [141] PFOHL H.-C., *Zarządzanie logistyką. Funkcje i instrumenty*, Instytut Logistyki i Magazynowania, Poznań 1998.
- [142] PIASECKA A., *Logistyka w wydawnictwie*, Biblioteka Analiz, Warszawa 2004.
- [143] PIECHOTA S., *Technika podziemnej eksploatacji rud*, Wydawnictwo AGH, Kraków 1988.
- [144] PIECHOTA S., *Technika podziemnej eksploatacji złóż i likwidacji kopalń*, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków 2008.
- [145] PIECZONKA K., *Ładowarki łyżkowe*, Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1975.
- [146] PIECZONKA K., *Maszyny Górnicze. Maszyny urabiające i ładujące do podziemnej eksploatacji złóż rud*, Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1981.
- [147] PIETRZYŃSKI A., *Monografia KGHM Polska Miedź S.A., Część III. Górnictwo*, K. Mrozek, S. Piechota, S. Siewierski (red.), CBPM „Cuprum”, Lubin 1996.
- [148] PLANETA S., *Systemy eksploatacji podziemnej złóż rud. Koncepcja i praktyka górnicza*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2009.
- [149] POCHCIAŁ Z., *Eksploatacja złóż*, Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1979.
- [150] Praca zbiorowa, *Katalog systemów eksploatacji złóż rud miedzi dla kopalń KGHM Polska Miedź S.A., KGHM CUPRUM sp. z o.o. – CBR*, Wrocław 2007.
- [151] PYTEL W., *Rock mass-mine workings interaction model for Polish copper mine conditions*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 40, 4, 2003, 497–526.
- [152] RAHAL D.C., SMITH M.L., HOUT G., JOHANNIDES A., *The use of mixed integer linear programming for long term scheduling in block caving mines*, APCOM 2003 – 31st International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries, Johannesburg 2003, 123–131.
- [153] RALSTON J., Reid D., Hargrave C., Hainsworth D., *Sensing for advancing mining automation capability: A review of underground automation technology development*, International Journal of Mining Science and Technology 24, 3, 2014, 305–310.
- [154] RATLIFF H.D., ROSENTHAL A.S., *Order-Picking in a Rectangular Warehouse: A Solvable Case of the Traveling Salesman Problem*, Operations Research 31, 3, 1983, 507–521.
- [155] RENDU J.-M., *An Introduction to Cut-off Grade Estimation*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), Chicago 2014.
- [156] RIST K., *The solution of a transportation problem by use of a Monte Carlo technique*, Proceedings of the 1st International Symposium on Computer Application in Mining (APCOM), University of Arizona, Tucson 1961, 1–15.
- [157] ROMANOWSKA M., TROCKI, M., *Podejście procesowe w zarządzaniu*, Szkoła Główna Handlowa, Warszawa 2004.
- [158] ROSENWEIN M.B., *A comparison of heuristics for the problem of batching orders for warehouse selection*, International Journal of Production Research 34, 1996, 657–664.
- [159] RYDZKOWSKI W., WOJEWÓDZKA-KRÓL K. (red.), *Transport*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2009.
- [160] SAAYMAN P., *Optimization of an autonomous vehicle dispatch system in an underground mine*, praca dyplomowa. University of Pretoria, Pretoria 2005.
- [161] SAŁACKI J., *Doświadczenia w stosowaniu systemu GEOLOG w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, Roczniki Geomatyki, t. 5, z. 7, 2007, 81–90.
- [162] SANFORD R., *Stochastic Simulation of a Belt Conveyor System*, Proceedings of the International Symposium on Computer Application in Mining (APCOM), University of Arizona, Tucson 1965, 1–18.

- [163] SKOCZYLAŚ M., TARNAWCZYK B., *Koncepcja monitoringu ładowarek kopalnianych DFM ZANAM-LEGMET z automatycznym wyliczaniem wskaźników wydajnościowych*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2012, prezentacja, b.n.
- [164] SKOWRON S., *Zarządzanie w górnictwie w perspektywie strategicznej*, Wydawnictwo Politechniki Lubelskiej, Lublin 2000.
- [165] SKOWRONEK C., SARJUSZ-WOLSKI Z., *Logistyka w przedsiębiorstwie*, Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2012.
- [166] STACHOWICZ-STANUSCH A., STANUSCH M., *CRM Przewodnik dla wdrażających*, Placet, Warszawa 2007.
- [167] STEELE J.P.H., GANESH C., KLEVE A., *Control and scale model simulation of sensor-guided LHD mining machines*, IEEE Transactions on Industry Applications 29, 6, 193, 1232–1238.
- [168] STEFANIAK P., ZIMROZ R., OBUCHOWSKI J., ŚLIWIŃSKI P., ANDRZEJEWSKI M., *Idea syntezy informacji z systemu monitoringu samojedźnych maszyn górniczych na potrzeby oceny efektywności pracy operatorów*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2016, prezentacja, b.n.
- [169] STRZAŁKOWSKI P., *Zarys rozwoju technologii górnictwa podziemnego*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
- [170] STURGUL J., *Mine Design – Examples Using Simulation*, Society for Mining Metallurgy & Exploration (SME), Littleton 2000.
- [171] STURGUL J.R., *Discrete Simulation and Animation for Mining Engineers*, CRC Press, Boca Raton 2015.
- [172] SUBOLESKI S., LUCAS J., *Simulation of room and pillar face mining system*, Proceedings of the International Symposium on Computer Application in Mining (APCOM), Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Salt Lake City 1969, 373–384.
- [173] SZĄLEK Z., *Logistyka. Wstęp do problematyki*, Wydawnictwo Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Szczecin 1994.
- [174] SZEWCZYK J., *Prognozowanie i planowanie logistyczne jako system elastycznego reagowania na fluktuacje popytu*, Materiały IV Międzynarodowej Konferencji Logistics 2002, Biblioteka Logistyka, Poznań 2002, 203–211.
- [175] SZYBKĄ J., WĘDRYCHOWICZ D., PIENIĄŻEK M., *Ocena niezawodności sieci transportowych w podziemnych zakładach wydobywczych*, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2011, 1145–1155.
- [176] SZYMANKIEWICZ F., GOŁĄBEK A., MŁYŃCZAK M., NOWAKOWSKI T., KORDECKI W., SZAJOWSKI K., PRZYSTUPA F., BOCHMAN J., GABRYSZEWSKI Z., WITKOWSKI C., *Podniesienie poziomu niezawodności i gotowości eksploatacyjnej ładowarek*, Wydawnictwa Politechniki Warszawskiej, Warszawa 1990.
- [177] TOPAL E., *Early start and late start algorithms to improve the solution time for long-term underground mine production scheduling*, South African Institute of Mining and Metallurgy 108, 2, 2008, 101–107.
- [178] TOPAL E., KUCHTA M., NEWMAN A., *Extensions to an efficient optimization model for long-term production planning at LKAB's Kiruna Mine*, Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries, 2003, 289–293.
- [179] TWARÓG J., *Mierniki i wskaźniki logistyczne*, Instytut Logistyki i Magazynowania, Poznań 2003.
- [180] UPADHYAY S.P., ASKARI-NASAB H., *Simulation and optimization approach for uncertainty-based short-term planning in open pit mines*, International Journal of Mining Science and Technology 28, 2, 2018, 153–166.
- [181] UTIKAL J., *Elementy systemów dyspozytorskich w procesie technologicznym*, Wydawnictwo Naukowe Śląsk, Katowice 2014.

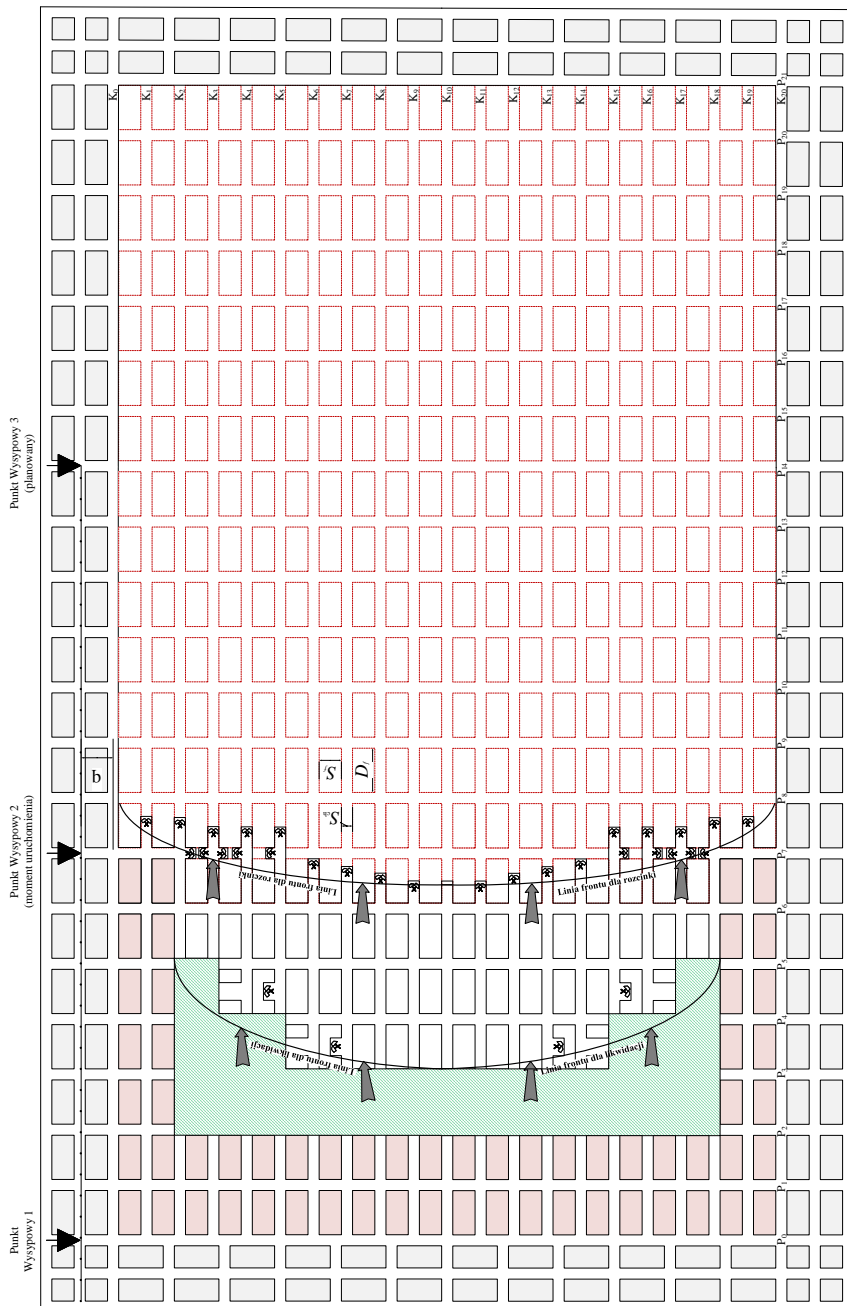
- [182] VÁSQUEZ Ó.C., VARGAS I.J., SEPÚLVEDA J.M., *An efficient decision making process for vehicles operations in underground mining*, RAIRO – Operations Research 49, 1, 2015, 1–14.
- [183] VAZACOPOULOS A., VERMA N., *Hybrid MIP-CP Techniques to Solve a Multi-Machine Assignment and Scheduling Problem in Xpress-CP*, [w:] *Supply Chain Optimization*, J. Geunes, P.M. Pardalos (red.), Springer-Verlag, New York 2005, 391–413.
- [184] VOLLMUTH H., *Controlling. Instrumenty od A do Z*, Placet, Warszawa 1995.
- [185] WANIELISTA K., WIRTH H., *Wartość i cena złoża*, Przegląd Geologiczny 56, 7, 2008, 557–560.
- [186] WASIAK M., *A queuing theory approach to logistics systems modeling*, Archives of Transport 19, 3, 2007, 103–120.
- [187] WASIAK M., *Modelowanie przepływu ładunków w zastosowaniu do wyznaczania potencjału systemów logistycznych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2011.
- [188] WASIAK M., JACYNA-GOŁDA I., *Transport drogowy w łańcuchach dostaw. Wyznaczanie kosztów*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2016.
- [189] WASIAK M., WIŚNIEWSKI K., *Dobór wyposażenia centrów logistycznych z wykorzystaniem programu komputerowego*, Logistyka 5, 2007, 367-372.
- [190] WĘGŁOWSKI M., ZEMAN M., *Prevention of cold cracking in ultra-high strength steel Weldox 1300*, Archives of Civil and Mechanical Engineering 14, 3, 2014, 417–424.
- [191] WENMOHS K.-H., *New standards in underground loading and transport technology: electrically powered mining trucks in interaction with electrically powered LHD loaders*, Mining Report 150, 1–2, 2014, 48–53.
- [192] WIRTH H., WANIELISTA K., KUDEŁKO J., *Metoda określania kryteriów przemysłowości zasobów złóż kopalni z warunków ekonomicznych*, Przegląd Geologiczny 60, 6, 2012, 341–346.
- [193] YASHAR P., HOOMAN A.-N., DWAYNE D. T., *A multi-step approach for block-cave production scheduling optimization*, International Journal of Mining Science and Technology 23, 5, 2013, 739–750.
- [194] YULONG Q., QINGYONG M., XU T., *Research on Navigation Path Planning for An Underground Load Haul Dump*, Journal of Engineering Science and Technology Review 8, 5, 2015, 102–109.
- [195] ZABAWA J., *Podejscie hybrydowe w analizie ekonomicznej przedsiębiorstwa*, praca doktorska, Politechnika Wroclawska 2005.
- [196] Zespół wewnętrzny KGHM Polska Miedź S.A., *Aktywa górnicze KGHM Polska Miedź S.A. w rejonie Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego*, KGHM Polska Miedź S.A. 2012.
- [197] ZHAO Q.-H., WANG S.-Y., XIA G.-P., *Model and algorithm of an inventory problem with the consideration of transportation cost*, Computers & Industrial Engineering 46, 2, 2004, 389–397.
- [198] ZIĘTKOWSKI L., MŁYNARCZYK J., STEFANIAK P., *Badania i analiza porównawcza dwóch systemów sterowania i obsługi stanowiska przeladawczego rudy miedzi, „Cuprum”*: Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud 3, 2011, 39–49.
- [199] ZIĘTKOWSKI L., MŁYNARCZYK J., *Mechaniczne urabianie skał zwięzłych kombajnami w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, Inżynieria Maszyn 19, 2014.
- [200] ZIMROZ R., STEFANIAK P., HARDYGÓRA M., *Wybrane zagadnienia diagnostyki procesów roboczych i stanu technicznego elementów maszyn górniczych*, Inżynieria Maszyn 2, 19, 2014, 7–16.
- [201] *Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi*, Projekt krajowy NR09-0011-10/2011, badania stosowane (PBR), finansowany przez NCBiR, Politechnika Wroclawska 2011.
- [202] *Caterpillar, różnorodne maszyny i rozwiązania na potrzeby górnictwa podziemnego*, http://www.cat.com/pl_PL/products/new/equipment/underground-hard-rock.html.
- [203] *CB4-PCK. Samojezdny Wóz Odstawczy, KGHM Zanam S.A.*, <http://www.kghmzanam.com/produkty/maszyny-gornicze/masz-02-wozy-odstawcze/cb4pck>.
- [204] *GHH-Fahrzeuge, Diesel LHDs*, <http://www.ghh-fahrzeuge.de/en/products/lhd/diesel-lhds/> [dostęp 27.03.2018].

- [205] *ITP Mining, Energy and Environmental Profile of the U.S. Mining Industry*. U.S. Department of Energy, Washington 2002.
- [206] *Kryteria ekonomiczne w projektowaniu eksploatacji złóż kopalin stałych*, Projekt badawczy KBN, Wydawnictwo Centrum PPGSMiE PAN, Kraków 1995.
- [207] *Ładowarki. Maszyny górnicze*. KGHM Zanam S.A., <http://www.kghmzanam.com/index.php/produkty/maszyny-gornicze/ladowarki>.
- [208] *LKP-0805C. Ładowarka Kołowa-Przegubowa*, KGHM Zanam S.A., <http://www.kghmzanam.com/produkty/maszyny-gornicze/ladowarki/lkp0805c>.
- [209] Obwieszczenie Ministra Środowiska z dnia 21 września 2015 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych, Dz.U. 2015 poz. 1702 z późniejszymi zmianami.
- [210] Raport społecznej odpowiedzialności biznesu 2010–2011, KGHM Polska Miedź S.A., Lubin 2012.
- [211] Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 grudnia 2001 r. w sprawie kryteriów bilansowości złóż kopalin, 2001.
- [212] Sandvik Mining and Construction Sp. z o.o., <http://www.miningandconstruction.sandvik.com/sandvik/0120/Internet/Poland/S004949.nsf>.
- [213] *Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego rud miedzi i surowców towarzyszących w Polsce. PEKF7 System eksploatacji komorowo-filarowy z ugięciem stropu*, KGHM CUPRUM Sp. z o.o. CBR, <http://foresight.cuprum.wroc.pl/technologyDetails.php?id=9>.
- [214] *SWK-IHS. Samojezdny Wóz Kotwiący*, KGHM Zanam S.A., <http://www.kghmzanam.com/produkty/maszyny-gornicze/masz-03-kotwiace/swk1hs>.
- [215] *SWW-IHS RT1. Samojezdny Wóz Wierzący*, KGHM Zanam S.A., <http://www.kghmzanam.com/produkty/maszyny-gornicze/masz-03-kotwiace/sww1hsrt1>.
- [216] *Technical Specification, Sandvik LH204 Underground Loader*, <http://unitedminingrentals.com/pdf/trucks/LH204.pdf>.
- [217] *The R Project for Statistical Computing*, <https://www.r-project.org/>.
- [218] *URB/NPR-4. Urządzenie do rozbijania brył*, KGHM Zanam S.A., <http://www.kghmzanam.com/produkty/systemy-odstawy/urządzenia-do-rozbijania-bryl/urb-npr-4>.
- [219] *Wytyczne prowadzenia eksploatacji z ugięciem stropu w kopalniach rud miedzi*, Instrukcja KGHM Polska Miedź S.A., Lubin 1994.
- [220] Zasada 7W – Portal logistyczny LogistykawPolsce.pl, http://www.logistykawpolsce.pl/artykuly/zasada_7w,44.html#

Załączniki

Załącznik 1

Schemat linii frontu wydobycia dla systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu, ukazana całość pola eksploatacji



Załącznik 2

Całkowita odległość pokonywana przez środki transportu podczas eksploatacji pola wydobywania, strategia „punkt wysypowy na środku okna”, l parzyste w oknie obliczeniowym

W przypadku l jest parzyste w oknie obliczeniowym, punkt wysypowy umieszczany jest na lewej lub prawej przecince, możliwie blisko osi symetrii okna (rys. Z.1), nie ma „środkowej” przecinki, w której można by było umieścić punkt wysypowy PW dla analizowanego okna obliczeniowego. Umieszczenie punktu wysypowego w lewej lub prawej przecince najbliższej osi symetrii okna obliczeniowego, nie ma wpływu na długość pokonywanej podczas odstawy urobku drogi.

Analogicznie do strategii „punkt wysypowy na środku okna”, przypadek l nieparzyste, całkowita odległość pokonywana przy eksploatacji pola przez środki transportu odstawy urobku $D'(m, l)$ dla przypadku nowej strategii, jest sumą odległości dla etapów rozczinki i likwidacji:

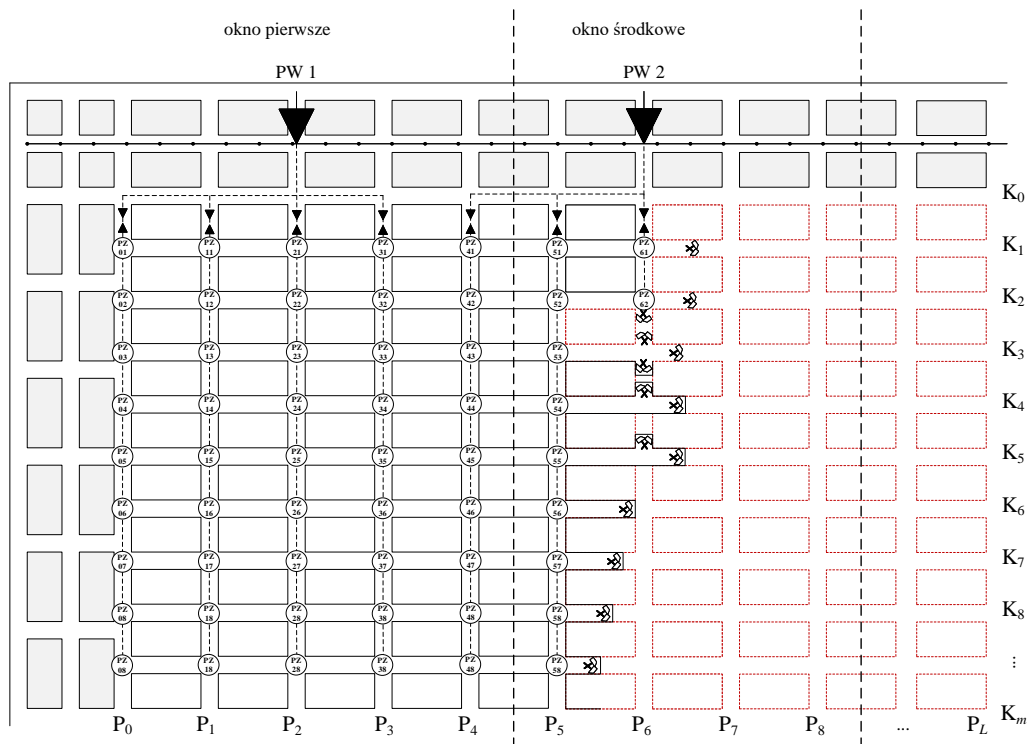
$$D'_p(m, l) = D'_{p_{roz}}(m, l) + D'_{p_{likw}}(m, l) \quad (Z.1)$$

W przypadku **parzystej** liczby przecinek w oknie wyrażenie na całkowitą odległość pokonywaną przez środki transportu urobku $D'_{p_{roz}}(m, l)$ na etapie rozczinki nie ulegnie zmianie, można go zapisać analogicznie do wyrażenia (4.32). Parzysta liczba przecinek wymusza umieszczenie punktu wysypowego w lewej lub prawej przecince znajdującej się możliwie blisko osi symetrii okna:

$$D'_{p_{roz}}(m, l) = o(d'_p(m, l) + r'_{pg}(m, l) + r'_{pd}(m, l)) + r'_{pl}(m, l) + r'_{pp}(m, l) \quad (Z.2)$$

W tym przypadku przez $d'_p(m, l)$ oznaczono drogę do komory „krzyż”, a drogę do przestrzeni „dół” i „górze”, „lewa” i „prawa” odpowiednio: $r'_{pg}(m, l)$, $r'_{pd}(m, l)$, $r'_{pl}(m, l)$ oraz $r'_{pp}(m, l)$. Dla komory „krzyż” wzór na odległość pokonywaną przez wozy odstawy urobku przybiera postać:

$$d'_p(m, l) = d'(m, l-1) + 2n \sum_{i=1}^m \left(k_i + \frac{p_l}{2} \right) = d'(m, l-1) + 2n \left[\left[(S_f + S_{ch}) \frac{1+m}{2} m + mq \right] + m \frac{1}{2} (D_f + S_{ch}) \right] \quad (Z.3)$$



Rys. Z.1. Schemat transportu do punktu wysypowego \$PW_1\$ umieszczonego przed linią frontu wydobywania dla etapu rozczinki (\$l\$ parzyste)

Sumy odległości pokonywane przez środki transportu w przypadku przestrzeni „dół”, „górze”, „lewa” i „prawa” w tym przypadku można wyrazić odpowiednio wzorami:

$$r'_{pd}(m, l) = r'_d(m, l-1) + 2n_d \left(k_m + p_l \frac{1}{2} \right) = r'_d(m, l-1) + 2n_d \left(m(S_f + S_{ch}) + q + \frac{1}{2}(D_f + S_{ch}) \right) \quad (Z.4)$$

$$r'_{pg}(m, l) = r'_g(m, l-1) + 2n_g \left(k_1 + p_l \frac{1}{2} \right) = r'_g(m, l-1) + 2n_g \left(S_f + S_{ch} + q + \frac{l}{2}(D_f + S_{ch}) \right) \quad (Z.5)$$

$$r'_{pl}(m, l) = r'_l(m, l-1) \quad (Z.6)$$

$$r'_{pp}(m, l) = r'_p(m, l+1) \quad (\text{Z.7})$$

W ten sposób wszystkie składniki wzoru (4.34) na całkowitą odległość pokonywaną przez środki transportu urobku $D'_{roz}(m, l)$ są już opisane dla przypadku **parzystej** liczby przecinek w oknie. Ponownie można korzystać bezpośrednio ze wzorów (4.15), (4.16) i (4.17) na liczbę przejazdów n środków transportu, ponieważ wyrażenia na objętość brył „krzyż”, „góra” i „dół” oraz „prawa” i „lewa” nie ulegają zmianie, niezależnie od stosowanej strategii rozmieszczania punktów wysypowych.

Na podstawie rysunku 4.6 z podrozdziału 4.4 można dojść do wniosku, że dla **parzystej** liczby przecinek m w oknie wyrażenie na odległość $d'_{p_{ij}}^{\text{likw}}$ między punktem wysypowym a punktem załadunku dla urobku pozyskiwanego z kolejnych filarów technologicznych będzie wyglądało bardzo podobnie:

$$d'_{p_{ij}}^{\text{likw}} = i(S_f + S_{ch}) + q + \left| j - \frac{l-1}{2} \right| (D_f + S_{ch}) + 2R(D_f + S_{ch}) \quad (\text{Z.8})$$

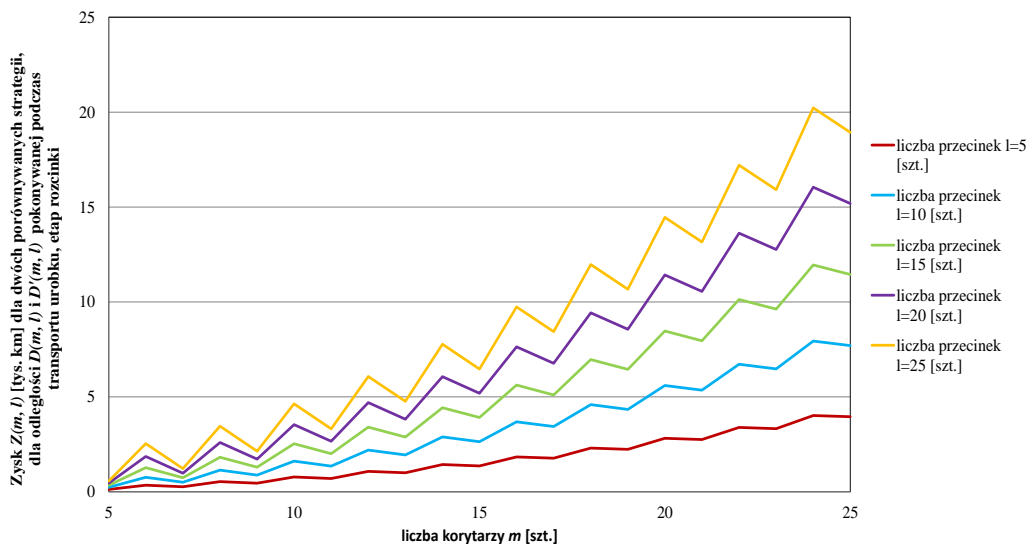
gdzie przez $d'_{p_{ij}}^{\text{likw}}$ oznaczono odległość pomiędzy punktem wysypowym a punktem załadunku urobku z kolejnych filarów technologicznych dla przypadku nieparzystej liczby przecinek w oknie.

Ponownie opierając się na wyrażeniu (4.26), można zapisać wzór na całkowitą drogę podczas rozcinki dla nieparzystej liczby przecinek m w oknie:

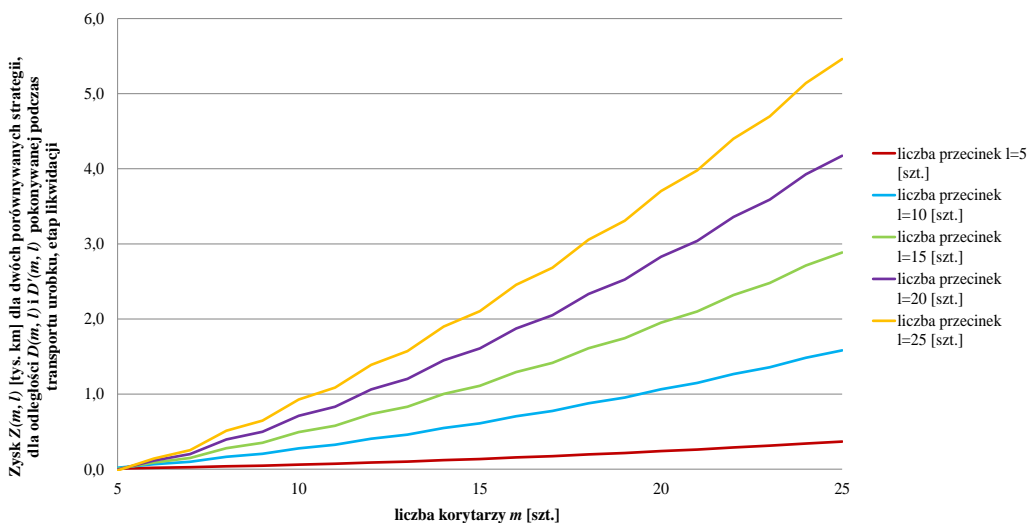
$$D_{\text{likw}}(m, l) = 2n \left(\sum_{i=3}^{m-2} \sum_{j=3}^{l-1} d'_{p_{ij}}^{\text{likw}} + \sum_{j=3}^{l-1} d'_{P \left[\frac{m+1}{2} \right], j}^{\text{likw}} \right). \quad (\text{Z.9})$$

Załącznik 3

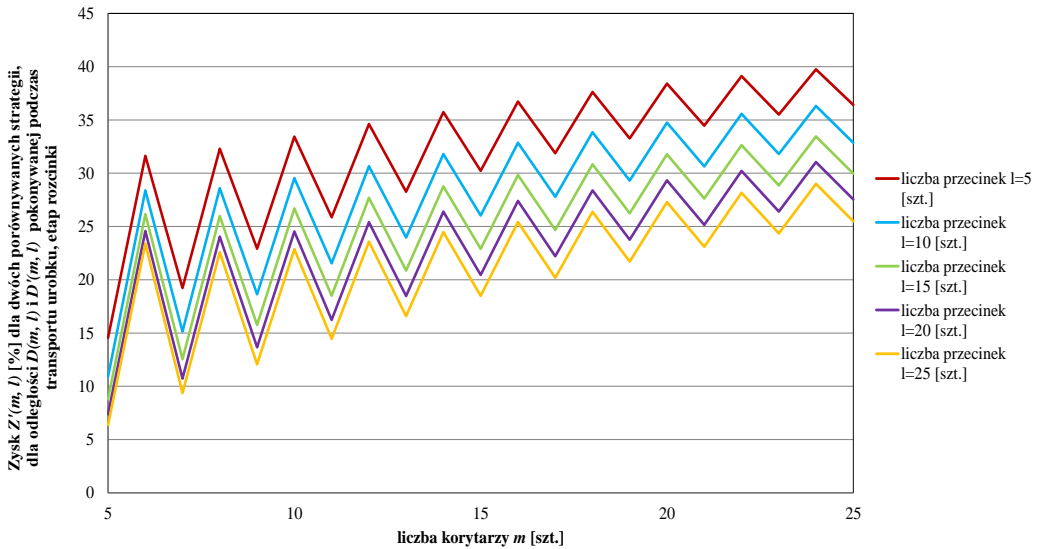
Zysk $Z(m, l)$ i $Z'(m, l)$ w podziale na etapy rozczinki i likwidacji



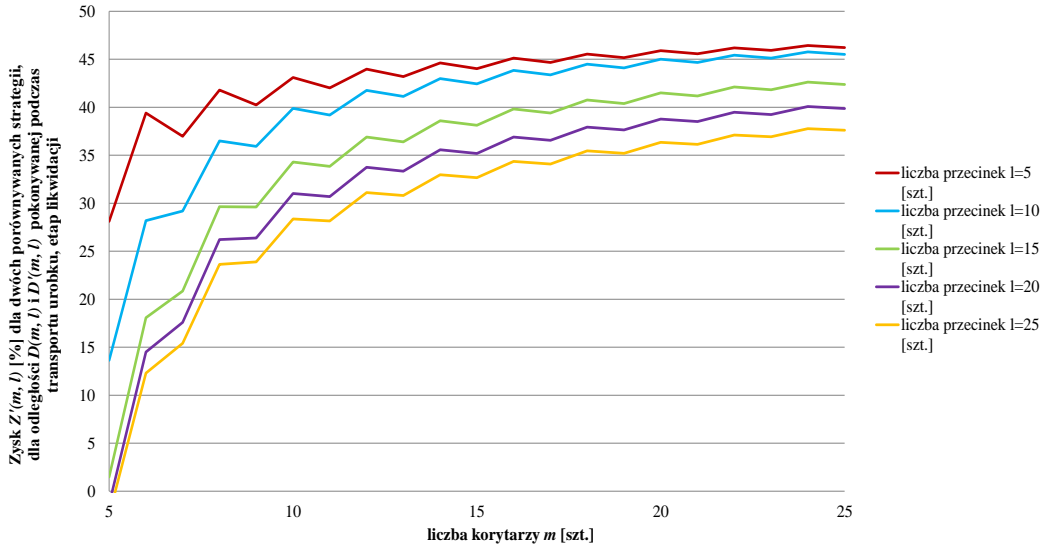
Rys. Z.2. Porównanie zysku $Z(m, l)$ [tys. km] dla odległości pokonywanej podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap rozczinki



Rys. Z.3. Porównanie zysku $Z(m, l)$ [tys. km] dla odległości pokonywanej podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap likwidacji



Rys. Z.4. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ [%] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap rozczinki

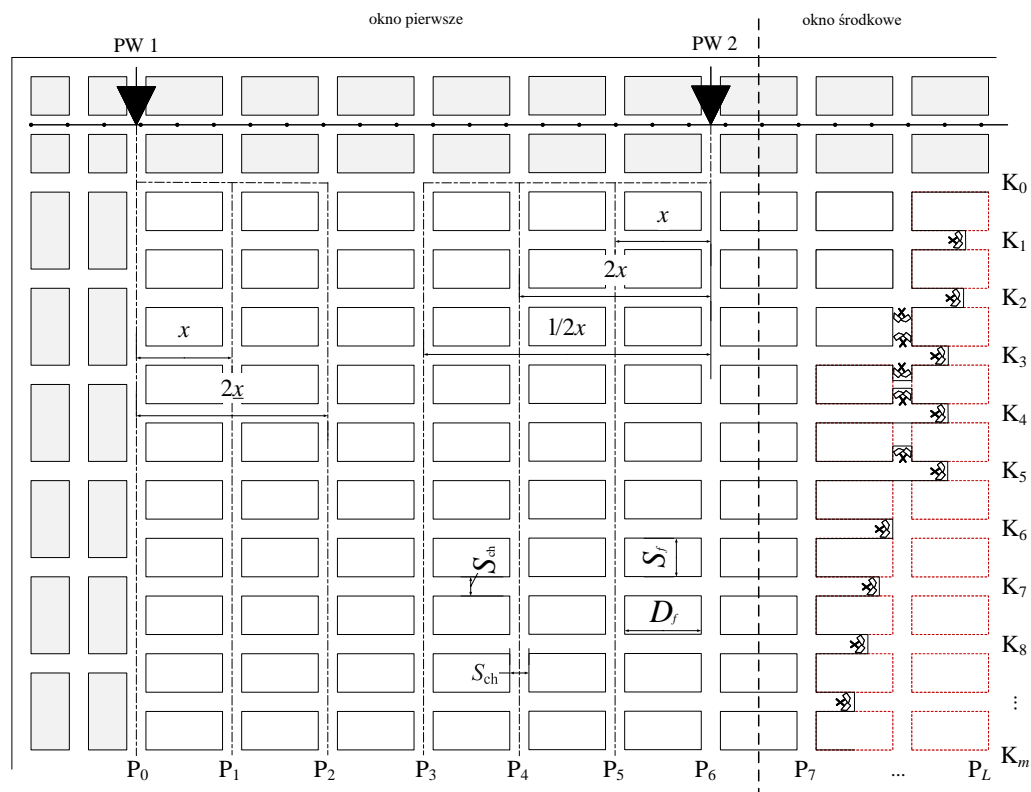


Rys. Z.5. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ [%] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap likwidacji

Załącznik 4

Strategia „punkt wyspowy na równi z linią frontu rozcinki” przy dwóch punktach wyspowych czynnych jednocześnie a nowa strategia „punkt wyspowy na środku okna”, l parzyste w oknie obliczeniowym

Składowa pionowa k_i jest taka sama w obu porównywanych strategiach również dla l parzystego w oknie obliczeniowym. Składowa pozioma p_j drogi d_{ij} w przypadku tych strategii została przedstawiona na rysunku Z.6 i Z.7.



Rys. Z.6. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wyspowy na środku okna” (parzysta liczba l w oknie)

Dodatkowo, odległość w poziomie p_j , jaką musimy pokonać podczas transportu urobku, nie zależy od korytarza, z którego ten transport się odbywa. Chcąc dowieść, że odległość d_{ij} do pokonania jest w obu przypadkach taka sama, wystarczy wykazać, że droga w poziomie p_j dla dowolnego korytarza jest taka sama.

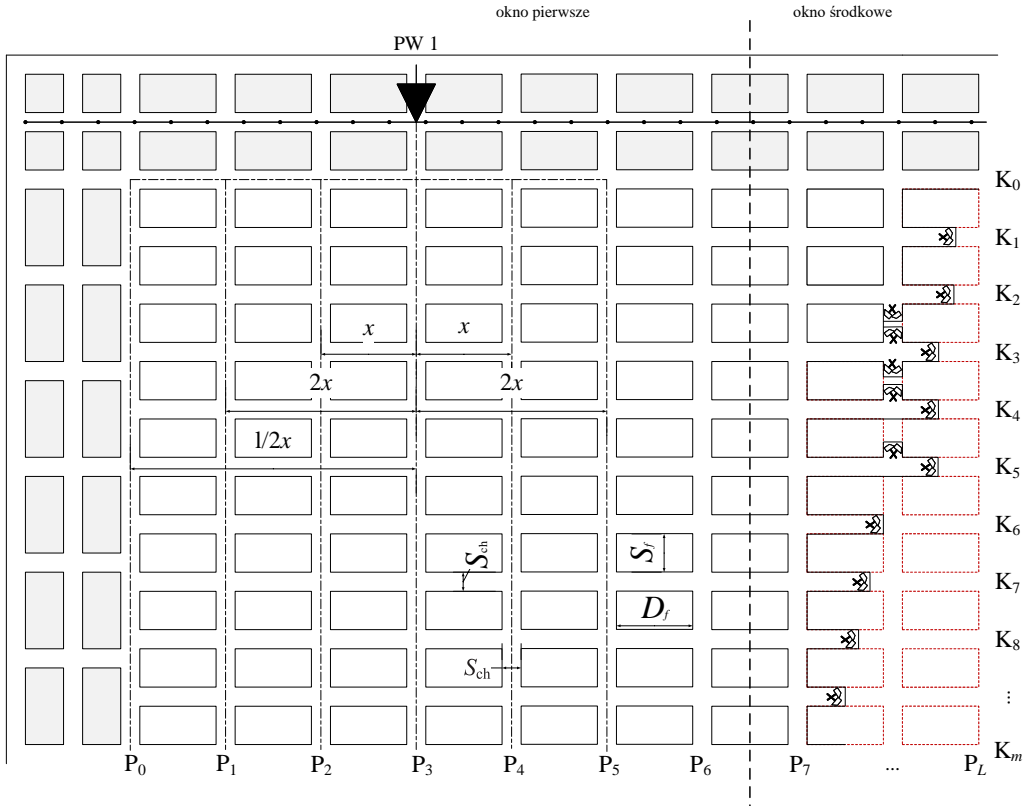
Zgodnie z rysunkiem Z.6, dla strategii „punkt wyspowy na środku okna”, wyrażenie na składową poziomą k_j można zapisać:

$$kp'_j = \frac{l}{2}x + \left(\frac{l}{2}-1\right)x + \dots + 2x + x + 0 + x + 2x + \dots + \left(\frac{l}{2}-1\right)x = x \sum_i^{\frac{l}{2}-1} i + \frac{l}{2}x \quad (Z.10)$$

gdzie przez kp'_j oznaczono składową poziomą drogi d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna”.

Na podstawie rysunku Z.7 dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” rozciągki dla dwóch punktów wysypowych czynnych jednocześnie, wzór na składową poziomą p_j można zapisać jako:

$$kp''_j = 0 + x + 2x + \dots + \left(\frac{l}{2}x-1\right) + \frac{l}{2}x + \left(\frac{l}{2}x-1\right) + \dots + 2x + x = x \sum_i^{\frac{l}{2}-1} i + \frac{l}{2}x \quad (Z.11)$$



Rys. Z.7. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie (parzysta liczba l w oknie)

gdzie przez kp_j'' oznaczono składową poziomą drogi d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” rozcinki przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie. Można zatem zapisać, że odległość pozioma p_j jest taka sama w obydwu strategiach dla parzystej liczby przecinek l w oknie obliczeniowym:

$$kp_j' = kp_j'' \quad (Z.12)$$

Załącznik 5

Kolejność prowadzenia prac górniczych w poszczególnych obszarach

Założono prowadzenie prac górniczych dla 3 obszarów jednocześnie, aby jak najlepiej oddać ich przebieg. Sposób numeracji ukazano w tabeli Z.1 i Z.2. Na przykładzie fragmentu pola eksploatacji uwidoczniło 20 korytarzy *m* oraz 20 przecinek *L*. Zerem oznaczono filary nieprzeznaczone do likwidacji.

Tabela Z.1. Kolejność prowadzenia prac górniczych w poszczególnych obszarach dla rozciągłości

	P ₀	P ₁	P ₂	P ₃	P ₄	P ₅	P ₆	P ₇	P ₈	P ₉	P ₁₀	P ₁₁	P ₁₂	P ₁₃	P ₁₄	P ₁₅	P ₁₆	P ₁₇	P ₁₈	P ₁₉
K ₀	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
K ₁	1	5	12	19	26	33	40	47	54	61	68	75	82	89	96	103	110	117	124	131
K ₂	1	5	12	19	26	33	40	47	54	61	68	75	82	89	96	103	110	117	124	131
K ₃	1	5	12	19	26	33	40	47	54	61	68	75	82	89	96	103	110	117	124	131
K ₄	3	9	16	23	30	37	44	51	58	65	72	79	86	93	100	107	114	121	128	135
K ₅	3	9	16	23	30	37	44	51	58	65	72	79	86	93	100	107	114	121	128	135
K ₆	3	9	16	23	30	37	44	51	58	65	72	79	86	93	100	107	114	121	128	135
K ₇	7	14	21	28	35	42	49	56	63	70	77	84	91	98	105	112	119	126	133	140
K ₈	7	14	21	28	35	42	49	56	63	70	77	84	91	98	105	112	119	126	133	140
K ₉	7	14	21	28	35	42	49	56	63	70	77	84	91	98	105	112	119	126	133	140
K ₁₀	11	18	25	32	39	46	53	60	67	74	81	88	95	102	109	116	123	130	137	144
K ₁₁	11	18	25	32	39	46	53	60	67	74	81	88	95	102	109	116	123	130	137	144
K ₁₂	8	15	22	29	36	43	50	57	64	71	78	85	92	99	106	113	120	127	134	141
K ₁₃	8	15	22	29	36	43	50	57	64	71	78	85	92	99	106	113	120	127	134	141
K ₁₄	8	15	22	29	36	43	50	57	64	71	78	85	92	99	106	113	120	127	134	141
K ₁₅	4	10	17	24	31	38	45	52	59	66	73	80	87	94	101	108	115	122	129	136
K ₁₆	4	10	17	24	31	38	45	52	59	66	73	80	87	94	101	108	115	122	129	136
K ₁₇	4	10	17	24	31	38	45	52	59	66	73	80	87	94	101	108	115	122	129	136
K ₁₈	2	6	13	20	27	34	41	48	55	62	69	76	83	90	97	104	111	118	125	132
K ₁₉	2	6	13	20	27	34	41	48	55	62	69	76	83	90	97	104	111	118	125	132
K ₂₀	2	6	13	20	27	34	41	48	55	62	69	76	83	90	97	104	111	118	125	132

Załącznik 6

Kod R dla modeli obliczeniowych

symulacje.R

```

library(ggplot2)
library(scales)
library(reshape2)
library(RColorBrewer)
library(lubridate)
options(scipen=999)
source("rozcinka.R")
source("harmonogram.R")
source("likwidacja.R")
source("calosc.R")
source("rysunki.R")
Sch <- 7 # szerokosc chodnika [m]
Sf <- 7.5 # szerokosc filara [m]
Df <- 15 # dlugosc filara [m]
Vlk <- 13.92 # ladownosc LK4 [t]
h <- 3.02 # wysokosc korytarza [m]
alfa <- 10 # kat [st]
q <- 36 # odleglosc do kraty
g <- 2.185 # gestosc materialu [t/m^3]
trapez <- h*(Sch-h*tan(alfa*pi/180))
t_efektywny <- 210 # [min]
t_zaladunek <- c(0.5, 0.5, 1, 1.5, 0, 0, 0)
# (przy 2WO i wiecej nie trzeba czekac na zaladunek)
t_rozladunek <- rep(1.5, 7)
ladownosc <- c(4.64, 8.12, 10.67, 13.92, 27.84, 41.76, 55.68) # [t]
v_urobek <- c(5, 6, 7, 8, 8, 8, 8)*1000/60
v <- c(7, 8, 9, 10, 10, 10, 10)*1000/60
koszt_zestawu <- c(1.0, 1.3, 1.6, 2.0, 3.0, 4.0, 5.0)*3000
param <- rbind(t_zaladunek,t_rozladunek,ladownosc,v,v_urobek)
rownames(param) <-
c("t_zaladunek","t_rozladunek","ladownosc","v","v_urobek")
colnames(param) <- c("LKP-0403C","LKP-0805C","LKP-0903",
"1*LKP-0403C + 1*CB4-20TB","1*LKP-0403C + 2*CB4-20TB",
"1*LKP-0403C + 3*CB4-20TB","1*LKP-0403C + 4*CB4-20TB")
wydobycie <- 590 # [t], tyle chcemy wydobyć na 1 zmianie (rozcinka)
wydobycie.likw <- 190
PWM <- 300
KMC <- 1000
# likwidacja
r <- 12 # ile m^2 zostawiamy na gorze
trapez.likw <- 0.5*(2*Df - 6*h*tan(alfa*pi/180) - 4*r/Sf)*h
# tasma
wylom <- 725000
wysyp <- 850000
#zakup <- 1000000
przeniesienie <- 35000
budowalm <- 7000

```

```

koszt.dzienny <- 207/21.7 # zl (srednia liczba dni roboczych w miesiacu)
# koszt dzienny tylko od 2. kraty?
koszt1krata <- wylom + wysyp + przeniesienie
koszt2krata <- function(dlugosc){
  wylom + wysyp + przeniesienie + budowalm*dlugosc
}
#####
# Podsumowanie rozcinki
(M <- masa_calkowita(m=20, L=60)) # masa do wywiezienia
(dni <- M/wydobycie/4) # tyle dni roboczych to zajmie
(czas <- round(dni*7/5)) # tyle wszystkich dni
suma_odl("stara", m=20, l=15, o=4)/1e6 # tys km
suma_odl("nowa", m=20, l=15, o=4)/1e6 # tys km
#####
# Zysk w dlugosci pokonanej drogi przy nowym rozstawieniu, rozcinka
o <- 1
m <- 1:30 # liczba wierszy (korytarzy)
l <- 5:30 # liczba kolumn (przecinek); wpisujemy wartosc dla 1 okna
Z <- macierz_zyskow(m,l,o,zestaw=1:7,etap="rozcinka")/1e6 # [tys km]
Z2 <- macierz_zyskow(m,l,o,procent=T,zestaw=1:7,etap="rozcinka") # [%]
rysuj_zyski_km(Z[, ,3], l, korytarze=c(10,15,20,25,30), ylab="zysk [tys km]",
               title="Zysk bezwzglezny, rozcinka")
rysuj_zyski_km(Z2[, ,3], l, korytarze=c(10,15,20,25,30), ylab="zysk [%]",
               title="Zysk wzgledny, rozcinka")
rysuj_zyski_km_zestawy(Z, l, korytarze=20, zestaw=1:7, ylab="zysk [tys km]",
                       title="Zysk bezwzglezny, rozcinka")
X <- Z2[, , 3]
rownames(X) <- m
colnames(X) <- l
#write.csv2(X, "zyski/zysk_wzledny_rozcinka_zestaw5.csv")
# konkretny zysk
zysk(m=20, l=15, o=4, etap="rozcinka") # [m]
zysk(m=30, l=30, o=1, procent=T, etap="rozcinka") # [%]
# mozna wpisac: rozcinka, likwidacja, calosc
####
# Zysk w dlugosci pokonanej drogi przy nowym rozstawieniu, likwidacja
Z.likw <- macierz_zyskow(m,l,o,zestaw=1:7,etap="likw",fd=2)/1e6
Z2.likw <- macierz_zyskow(m,l,o,procent=T,zestaw=1:7,etap="likw",fd=2)
rysuj_zyski_km(Z.likw[, ,4], l, korytarze=c(10,15,20,25,30),
               ylab="zysk [tys km]", title="Zysk bezwzglezny, likwidacja")
rysuj_zyski_km(Z2.likw[, ,4], l, korytarze=c(10,15,20,25,30),
               ylab="zysk [%]",
               title="Zysk wzgledny, likwidacja")
rysuj_zyski_km_zestawy(Z.likw, l, korytarze=20, zestaw=1:7,

```

```

        ylab="zysk [tys km]", title="Zysk bezwzględny, likwidacja")
# konkretny zysk
zysk(m=40, l=30, o=3, etap="likwidacja")/1e6 # [m]
zysk(m=30, l=30, o=1, procent=T, etap="likwidacja") # [%]
X <- Z2.likw[, , 3]
rownames(X) <- m
colnames(X) <- l
#write.csv2(X, "zyski/zysk_wzledny_likwidacja_zestaw3.csv")
###
# Zysk w dlugosci pokonanej drogi przy nowym rozstawieniu, calosc
Z.calosc <- macierz_zyskow(m,l,o, zestaw=1:7,etap="calosc",fd=2)/1e6
Z2.calosc <- macierz_zyskow(m,l,o,procent=T,zestaw=1:7,etap="calosc",fd=2)
rysuj_zyski_km(Z.calosc[, ,4], l, korytarze=c(10,15,20,25,30),
              ylab="zysk [tys km]", title="Zysk bezwzględny, calosc")
rysuj_zyski_km(Z2.calosc[, ,3], l, korytarze=c(10,15,20,25,30),
              ylab="zysk [%]",
              title="Zysk względny, calosc")
rysuj_zyski_km_zestawy(Z.calosc, l, korytarze=20, zestaw=1:7,
                      ylab="zysk [tys km]", title="Zysk bezwzględny, calosc")
# konkretny zysk
zysk(m=20, l=15, o=4, procent=T, etap="calosc", fd=2)
X <- Z2.calosc[, , 3]
rownames(X) <- m
colnames(X) <- l
#write.csv2(X, "zyski/zysk_wzledny_calosc_zestaw3.csv")
#####
# Koszty -- rozcinka
m <- 20; L <- 60; o <- 4
### wyznacz najlepszy zestaw i minimalny koszt
wyn <- najlepszy_zestaw(m, L, o, wersja="stara") # brak ograniczen
#wyn <- najlepszy_zestaw(m, L, o, wersja="stara",
# ograniczenie=c(0, 1, 2, 2, 2, 1, 2)) # z ograniczen
min.zestaw.stare <- wyn$min.zestaw
min.koszt.stare <- wyn$min.koszt
rysuj_tablice_zestawow(min.zestaw.stare)
wyn <- najlepszy_zestaw(m, L, o, wersja="nowa")
min.zestaw.nowe <- wyn$min.zestaw
min.koszt.nowe <- wyn$min.koszt
rysuj_tablice_zestawow(min.zestaw.nowe)
### tabele
tabs <- tabela(wydob=seq(200,1000,by=100),
              odl=seq(100,1000,by=100)) # bez ograniczen liczby
tabs$tabela1
tabs$tabela2
tabs <- tabela(wydob=seq(200,1000,by=100),
              odl=seq(100,1000,by=100),
              ograniczenie=c(0, 2, 2, 2, 2, 1, 2))
tabs$tabela1
tabs$tabela2
wyn <- rysuj_koszt_zestawow(odl=1:1250, wydobywanie=wydobywanie)
#View(wyn$data)
wyn$plot

```

```

#write.csv2(wyn$data, "suma_zestaw.csv")
### koszt calkowity rozcinki (bez krat)
koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o) # bez ograniczen
koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o, ograniczenie=c(0, 2, 2, 2, 2, 1,
2)) # z ograniczeniami
# zmienamy zestawy co jakis czas
koszt_calkowity_rozcinka_data(m, L, o, okres=30, wersja="stara") #
co miesiac
koszt_calkowity_rozcinka_data(m, L, o, okres=1, wersja="stara") #
codziennie
koszt_calkowity_rozcinka_data(m, L, o, okres=0.5, wersja="nowa") #
co 2 zmiany
# koszt wraz z kratami
rysuj_koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
zestaw=c(0,1,3,7)) # 0 to optimum (tzn. zestaw zmieniamy co 30 dni)
rysuj_koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o, okres=30, wersja="nowa",
zestaw=c(0,1,3,7))
rysuj_koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
zestaw=c(0,1,3,7), transport=T) # tylko jezdzenie, bez krat
rysuj_koszt_calkowity_rozcinka(m, L, o, okres=30, wersja="nowa",
zestaw=c(0,1,6,7), transport=T, ograniczenie=c(8, 2, 2, 2, 2, 1, 2))
#gdz za malo srodkow transportu, koszty skacza do nieskonczoności -
pionowa linia na wykresie
#####
# Podsumowanie likwidacji
m <- 20; L <- 60
(M <- masa_calkowita_likw(m,L)) # masa do wywiezienia
(dni <- ceiling(M/wydobycie.likw/4)) # tyle dni roboczych to zajmie
(czas <- round(dni*7/5)) # tyle wszystkich dni
suma_odl_likw("stara", m=20, l=15, o=4, fd=2)/1e6 # tys km
suma_odl_likw("nowa", m=20, l=15, o=4, fd=2)/1e6 # tys km
#####
# Koszty -- likwidacja
### koszt calkowity rozcinki (bez krat)
m <- 20; L <- 40; o <- 1
koszt_calkowity_likw(m, L, o, fd=2)
# zmienamy zestawy co jaki czas
koszt_calkowity_likw_data(m, L, o, okres=30, wersja="stara", fd=2)
# co miesiac
koszt_calkowity_likw_data(m, L, o, okres=1, wersja="stara", fd=2) #
codziennie
rysuj_koszt_calkowity_likw(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
zestaw=c(0,1,3,7), fd=2)
#####
# Koszty -- rozcinka + likwidacja
m <- 20; L <- 60; o <- 4
rysuj_koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
zestaw=c(0,1,3,7), opoznienie=75, fd=2)
# opoznienie -- ile dni pozniej start likwidacji
# fd -- ile filarów ochronnych
X <- koszt_calkowity_oddzielnie(m, L, o, okres=30, wersja="nowa",
zestaw=3, opoznienie=60, fd=2)

```

```

#write.csv2(X,          "koszt_calkowity_oddzielnie20x15_nowa.csv",
row.names=FALSE)
# porownanie zestawow
rysuj_koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=30, wersja="nowa",
                           zestaw=1:7, opoznienie=60, fd=2)
X <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
                          zestaw=1:7, opoznienie=60, fd=2)
#write.csv2(X, "koszt_calkowity20x15_stara.csv", row.names=FALSE)
# porownanie okres=0.5 (co 2 zmiany) z najlepszym zestawem
rysuj_koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=0.5, wersja="nowa",
                           zestaw=c(0, 3), opoznienie=60, fd=2)
X <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=0.5, wersja="nowa",
                          zestaw=c(0, 3), opoznienie=60, fd=2)
#write.csv2(X,          "koszt_calkowity_zmiana_zestawow_20x15_nowa.csv",
row.names=FALSE)
# porownanie roznych okresow zmian
X05 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=0.5, wersja="stara",
                            zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X1 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=1, wersja="stara",
                           zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X7 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=7, wersja="stara",
                            zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X30 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
                             zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X90 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=90, wersja="stara",
                             zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X180 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=180, wersja="stara",
                              zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X360 <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres=360, wersja="stara",
                              zestaw=0, opoznienie=60, fd=2)
X <- rbind(X05, X1, X7, X30, X90, X180, X360)
nX <- nrow(X05)
X$okres <- factor(c(rep(0.5, nX), rep(1, nX), rep(7, nX), rep(30,
nX), rep(90, nX),
                  rep(180, nX), rep(360, nX)))
ggplot(X, aes(x=dni, y=koszt/1e6, col=okres)) + geom_line() +
  theme_bw() + ylab("koszt [mln zł]")
#write.csv2(X,          "koszt_calkowity_okresy_20x15_stara.csv",
row.names=FALSE)
### badanie zależności od czasu efektywnego
m <- 20; L <- 60; o <- 4
t_efekt <- seq(150, 230, by=1)
koszt_calk <- numeric(length(t_efektywny))
for (i in seq_along(t_efekt)) {
  t_efektywny <- t_efekt[i]
  dane <- koszt_calkowity_oddzielnie(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
                                     zestaw=3, opoznienie=60, fd=2)
  koszt_calk[i] <- dane[nrow(dane), 2]
}
with(dane[dane$etap=="suma", ], plot(dni, koszt/1e6, type="l"))
#write.csv2(data.frame(t_efekt=t_efekt, koszt_calk=round(koszt_calk)),

```

```

# "koszt_calkowity_czas_efektywny20x15_stara.csv",
row.names=FALSE)
qplot(t_efekt, koszt_calk/1e6) + theme_bw() +
  ylab("Koszt calkowity [mln zl]") + xlab("Czas efektywny [min]")
x <- t_efekt[-1]
y <- rev(abs(diff(koszt_calk)))/1e6
plot(x, y)
plot(x, log(y))
model <- lm(log(y) ~ x)
summary(model)
plot(x, log(y))
abline(coef(model), col="red")
qplot(x, log(y)) + geom_smooth()
#####
### Optymalne rozstawienie krat

podsumuj <- function(m,L,o){
  wyn <- koszt_calkowity_oddzielnie(m, L, o, okres=30, wersja="stara",
    zestaw=3, opoznienie=30, fd=2, tasma=T)
  rozcinka <- wyn[wyn$etap=="rozcinka",]
  likwidacja <- wyn[wyn$etap=="likwidacja",]
  tasma <- wyn[wyn$etap=="tasma",]
  suma <- wyn[wyn$etap=="suma",]
  koszty.roz <- rozcinka$koszt[nrow(rozcinka)]
  koszty.likw <- likwidacja$koszt[nrow(likwidacja)]
  koszty.tasma <- tasma$koszt[nrow(tasma)]
  koszty.suma <- suma$koszt[nrow(suma)]
  czas <- suma$dni[nrow(suma)]
  list(koszty.roz=koszty.roz, koszty.likw=koszty.likw,
    koszty.tasma=koszty.tasma, koszty.suma=koszty.suma, czas=czas)
}
m <- 20; L <- 60; o <- 1:20
czas <- rep(0,length(o))
koszty.rozc_likw <- czas; koszty.tasma <- czas; koszty.suma <- czas
for(i in o){
  podsumowanie <- podsumuj(m,L,i)
  koszty.rozc_likw[i] <- podsumowanie$koszty.roz+podsumowanie$
koszty.likw
  koszty.tasma[i] <- podsumowanie$koszty.tasma
  koszty.suma[i] <- podsumowanie$koszty.suma
  czas[i] <- podsumowanie$czas # powinien byc taki sam dla kazdego 'o'
}
podsumowanie <- c(koszty.rozc_likw, koszty.tasma, koszty.suma)/1e6
podsumowanie <- as.data.frame(podsumowanie)
podsumowanie <- cbind(rep(o,3),
  rep(c("rozcinka+likwidacja","tasma","suma"), rep(length(o), 3)),
  podsumowanie)
colnames(podsumowanie) <- c("okna","etap","koszt")
ggplot(podsumowanie, aes(x=okna, y=koszt, col=etap)) + geom_line() +
  geom_point() + theme_bw() + ylab("koszt [mln zl]")
#write.csv2(podsumowanie, "optymalne_rozst_krat60_zestaw3.csv",
row.names=FALSE)

```

```

# zalezność od liczby korytarzy
mm <- 5:20
minprzec <- numeric(length(mm))
pb <- txtProgressBar(min=0, max=length(mm), style=3)
for (p in seq_along(minprzec)) {
  m <- mm[p]
  L <- 60; o <- 1:20
  czas <- rep(0,length(o))
  koszty.rozc_likw <- czas; koszty.tasma <- czas; koszty.suma <- czas
  for(i in o){
    podsumowanie <- podsumuj(m,L,i)
    koszty.rozc_likw[i] <- podsumowanie$koszty.roz+podsumowanie$koszty.likw
    koszty.tasma[i] <- podsumowanie$koszty.tasma
    koszty.suma[i] <- podsumowanie$koszty.suma
    czas[i] <- podsumowanie$czas # powinien być taki sam dla każdego 'o'
  }
  podsumowanie <- c(koszty.rozc_likw, koszty.tasma, koszty.suma)/1e6
  podsumowanie <- as.data.frame(podsumowanie)
  podsumowanie <- cbind(rep(o,3),
    rep(c("rozcinka+likwidacja","tasma","suma"), rep(length(o), 3)),
    podsumowanie)
  colnames(podsumowanie) <- c("okna","etap","koszt")
  ggplot(podsumowanie, aes(x=okna, y=koszt, col=etap)) + geom_line() +
  geom_point() + theme_bw() + ylab("koszt [mln zł]")
  minprzec[p] <- which.min(podsumowanie$koszt[podsumowanie$etap=="suma"])
  setTxtProgressBar(pb,p)
}
close(pb)
qplot(mm, minprzec) + theme_bw()
#write.csv2(podsumowanie, "optymalne_rozst_krat60_zestaw3.csv", row.names
=FALSE)
#####
### Optymalne rozmiary pola
optymalne_okna <- function(m,L){
  koszty <- rep(0,L)
  for(o in 1:L){
    podsumowanie <- podsumuj(m,L,o)
    koszty[o] <- podsumowanie$koszty.suma
  }
  list(min.o=which.min(koszty), min.koszty=min(koszty))
}
dzielniki <- function(n){
  dz <- list(); j <- 1
  for(i in 1:n)
    if(n%i==0){
      dz[[j]] <- i
      j <- j+1
    }
  dz
}
pole <- 1200
mm <- unlist(dzielniki(pole))

```



```

LL <- pole/mm
ok <- mm>=4 & LL>=4
mm <- mm[ok]; LL <- LL[ok]
min.koszty <- rep(0,length(LL))
min.okna <- rep(0,length(LL))
pb <- txtProgressBar(min=0, max=length(LL), style=3)
for(i in seq_along(LL)){
  wyn <- optymalne_okna(mm[i],LL[i])
  min.koszty[i] <- wyn$min.koszty
  min.okna[i] <- wyn$min.o
  setTxtProgressBar(pb,i)
}
close(pb)
qplot(LL, min.koszty/1e6) + theme_bw()
min <- which.min(min.koszty)
cat("L =",LL[min],"\nm =",mm[min],"\no =",min.okna[min])
#write.csv2(cbind(mm, LL, min.okna, min.koszty), "optymalny_rozmiar
_pola_zestaw3.csv",
# row.names=FALSE)

```

Rozcinka.R

```

#####
# Rozcinka
masa <- function(i, j, m, L, k){
  # masa urobku w miejscu i,j
  # i--wiersz, j--kolumna (w oknie)
  # k -- numer kolumny dla calego pola
  masa <- trapez*(Df+Sch+Sf)*g # masa krzyza
  if(i==1) masa <- masa + trapez*Sf/2*g # reszta gorna
  if(i==m) masa <- masa + trapez*Sf/2*g # reszta dolna
  if(k==1) masa <- masa + trapez*Df/2*g # reszta lewa
  if(k==L) masa <- masa + trapez*Df/2*g # reszta prawa
  masa
}
masa_calkowita <- function(m, L){
  # masa urobku do wywiezienia na etapie rozcinki
  m1 <- m*L*trapez*(Df+Sch+Sf)*g # masa wszystkich krzyzy
  m2 <- 2*m*trapez*Df/2*g # lewe i prawe reszty
  m3 <- 2*L*trapez*Sf/2*g # gorne i dolne reszty
  m1+m2+m3
}
ile <- function(miejsce=c("c","d","g","l","p"), z){
  # ile kursow trzeba wykonac, zeby zebrac wszystko z danego miejsca
  # z -- zestaw
  # miejsce:
  # c -- centrum (krzyz), d -- reszta dolna, g -- gorna, l -- lewa,
  # p -- prawa
  m <- switch(miejsce,
    "c" = trapez*(Df+Sch+Sf)*g, # masa urobku
    "d" = trapez*Sf/2*g,
    "g" = trapez*Sf/2*g,
    "l" = trapez*Df/2*g,

```

```

      "p" = trapez*Df/2*g)
ceiling(m/ladownosc) # nawet jak zostanie malo, i tak trzeba po to jechac
# (chyba ze zostawiamy na "przy okazji", wtedy floor zamiast ceiling)
}
reszta <- function(wersja=c("stara","nowa"), miejsce= c("d","g","l","p"),
m, l){
  # dlugosc drogi do pokonania po reszty [w metrach] (uwzględnia nawroty)
  if(wersja=="stara"){
    switch(miejsce,
      "g" = 2*ile("g")*(1*(Sf+Sch+q) + (Df+Sch)*(l-1)/2*l) +
        ile("g")*(2*Sf+Sch) + ile("g")*(2*Sf+Sch),
      "d" = 2*ile("d")*(1*(m*(Sf+Sch)+q) + (Df+Sch)*(l-1)/2*l)
        + ile("d")*(2*Sf+Sch)+ile("d")*(2*Sf+Sch),
      "l" = 2*ile("l")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q) + ile("l")*(2*Sf+Sch)
        + ile("l")*(2*Sf+Sch),
      "p" = 2*ile("p")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q + m*(l-1)*(Df+Sch))
        + ile("p")*(2*Sf+Sch) + ile("p")*(2*Sf+Sch))
  } else{
    if(l<2) stop("Za malo przecinek")
    if(l%%2==0){
      switch(miejsce, "g" = 2*ile("g")*(1*(Sf+Sch+q) + (Df+Sch)*
        (l-1)*(l+1)/4) + ile("g")*(2*Sf+Sch),
        "d" = 2*ile("d")*(1*(m*(Sf+Sch)+q) + (Df+Sch)*(l-1)
          *(l+1)/4) + ile("d")*(2*Sf+Sch),
        "l" = 2*ile("l")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q + m*(l-1)/2
          *(Df+Sch)) + ile("l")*(2*Sf+Sch),
        "p" = 2*ile("p")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q + m*(l-1)/2
          *(Df+Sch)) + ile("p")*(2*Sf+Sch))
    } else{
      switch(miejsce,
        "g" = 2*ile("g")*(1*(Sf+Sch+q) + (Df+Sch)*(l-1)*(l+1)/4 -
          (m*(Sf+Sch)+q+l/2*(Df+Sch))) + ile("g")*(2*Sf+Sch),
        "d" = 2*ile("d")*(1*(m*(Sf+Sch)+q) + (Df+Sch)*(l-1)
          *(l+1)/4 - (Sf+Sch+q+l/2*(Df+Sch))) + ile("g")*(2*Sf+Sch),
        "l" = 2*ile("l")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q + m*(l-1)/2
          *(Df+Sch)) + ile("g")*(2*Sf+Sch),
        "p" = 2*ile("p")*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m+m*q + m*(l-2)/2
          *(Df+Sch)) + ile("g")*(2*Sf+Sch))
    }
  }
}
odl <- function(i, j, m, l, wersja){
  if(wersja=="stara"){
    odleglosc <- i*(Sf+Sch)+q + j*(Df+Sch) # odl od miejsca (i,j) do kraty
  } else{
    odleglosc <- ifelse((l-1)%2==0,
      i*(Sf+Sch)+q + abs(j-(l-1)/2)*(Df+Sch),
      i*(Sf+Sch)+q + abs(j-l/2)*(Df+Sch))
  }
  odleglosc
}
suma_odl <- function(wersja=c("stara","nowa"), m, l, o, fd=NULL){

```

```

# całkowita odleglosc dla rozcinki (uwzględnia nawroty)
# m -- liczba korytarzy (wierszy)
# l -- liczba przecinek (kolumn)
# o -- liczba okien
if(wersja=="stara"){
  centrum <- 2*ile("c")*(1*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m + m*q) +
    m*(Df+Sch)*(1-1)/2*1) + ile("c")*(2*Sf+Sch)
} else{
  if(l<2) stop("Za malo przecinek")
  if((l-1)%2==0){
    centrum <- 2*ile("c")*(1*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m + m*q) +
      m*(Df+Sch)*(1-1)*(1+1)/4) + ile("c")*(2*Sf+Sch)
  } else{
    centrum <- 2*ile("c")*((1*((Sf+Sch)*(1+m)/2*m + m*q) +
      m*(Df+Sch)*(1-1)*(1+1)/4) - m*1/2*(Df+Sch) - +
      ((Sch+Sf)*(1+m)*m/2 + m*q)) + ile("c")*(2*Sf+Sch)
  }
}
o*(centrum + reszta(wersja,"d",m,l) + reszta(wersja,"g",m,l)) +
  reszta(wersja,"l",m,l) + reszta(wersja,"p",m,l)
}

wyznacz_okna <- function(m, L, o){
  okna <- rep(floor(L/o), o)
  i <- 1
  while(sum(okna)<L){
    okna[i] <- okna[i]+1
    i <- i+1
  }
  kolumny <- NULL
  for(i in 1:length(okna))
    kolumny <- c(kolumny,0:(okna[i]-1))
  ll <- rep(okna,okna)
  oo <- rep(1:o, okna)
  list(kolumny=kolumny, ll=ll, oo=oo)
}
#####
# Koszty
czas_cyklu <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l){
  odleglosc <- odl(i,j,m,l,wersja)
  t_zaladunek + t_rozladunek + (odleglosc+2*Sf+Sch)/v + odleglosc/v_urobek
}
ladunek <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l, o){
  # ladunek przewieziony z miejsca (i,j) podczas 1 zmiany
  # co parzysta zmiane czas efektywny skraca sie o czas potrzebny do
  # przejechania drogi do punktu wymiany maszyn (300m), co nieparzysta
  # do komory maszyn ciezkich
  # o -- w ktorym jestesmy oknie
  t_efektywny2 <- t_efektywny - 0.5*(PWM + KMC + (o-1)*l *(Sch+Df))/v
  floor(t_efektywny2/czas_cyklu(i,j,wersja,m,l))*ladownosc
}

```

```

koszt <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l, o, ograniczenie
=NULL){
  # koszt przewiezienia zadeklarowanego wydobycia (na tone)
  # ograniczenie -- ile mamy sztuk kazdego zestawu
  # ile zestawow potrzebujemy, zeby wydobytc 'wydobycie':
  ile <- ceiling(wydobycie/ladunek(i,j,wersja,m,l,o))
  if (!is.null(ograniczenie))
    koszt_zestawu[ile > ograniczenie] <- Inf
  ile*koszt_zestawu/wydobycie
}
najlepszy_zestaw <- function(m, L, o, wersja, ograniczenie=NULL){
  # wyznaczanie najlepszego zestawu
  # (koszt na tone)
  wyn <- wyznacz_okna(m,L,o)
  kolumny <- wyn$kolumny; ll <- wyn$ll; oo <- wyn$oo
  min.zestaw <- matrix(0,m,L); min.koszt <- matrix(0,m,L)
  k <- 1
  for(j in kolumny){
    for(i in 1:m){
      koszty <- koszt(i,j,wersja,m,l=ll[k],o=oo[k],ograniczenie)
      # koszt dla kazdego zestawu
      min.koszt[i,k] <- min(koszty)
      min.zestaw[i,k] <- which.min(koszty)
    }
    k <- k+1
  }
  list(min.zestaw=min.zestaw, min.koszt=min.koszt)
}
# Ktory zestaw minimalizuje koszt dojechanie do kazdego miejsca
rysuj_tablice_zestawow <- function(min.zestaw){
  heat <- melt(min.zestaw)
  heat[,1] <- factor(heat[,1])
  heat[,2] <- factor(heat[,2])
  heat[,3] <- factor(heat[,3])
  heat[,1] <- factor(heat[,1], levels=rev(levels(heat[,1])))
  qplot(x=Var1, y=Var2, data=heat) +
    geom_tile(aes(fill=value), colour="white") +
    #scale_fill_gradient(low = "white",high = "steelblue") +
    scale_fill_brewer(palette="Reds") +
    coord_flip() +
    theme_bw() +
    scale_x_discrete("", expand=c(0, 0)) +
    scale_y_discrete("", expand=c(0, 0)) +
    guides(fill=guide_legend(title="zestaw")) +
    theme(axis.ticks = element_blank(),
          panel.grid.major = element_blank(),
          panel.grid.minor = element_blank(),
          panel.border = element_blank(),
          panel.background = element_blank())
}
koszt_odl <- function(wydobycie, odleglosc, ograniczenie=NULL){
  # koszt przy zadanej odleglosci

```

```

# ograniczenie -- ile mamy sztuk kazdego zestawu
czas.cyklu <- t_zaladunek + t_rozladunek + odleglosc/v + odleglosc/v_urobek
# jaki ladunek wywieziemy przez czas efekt:
ladunek <- floor(t_efektywny/czas.cyklu)*ladownosc
# iloma zestawami trzeba jezdzic jednocześnie, by wykonac plan (wydobycie):
ile <- ceiling(wydobycie/ladunek)
# ile razy bedzie trzeba uzyc zestawu, zeby wykonac plan
ile2 <- ceiling(wydobycie/ladownosc)
if (!is.null(ograniczenie))
  koszt_zestawu[ile > ograniczenie] <- Inf
  list(koszt=ile*koszt_zestawu, ile=ile, ile2=ile2)
}
tabela <- function(wydob, odl, ograniczenie=NULL){
  # w tabelal ile zestawow trzeba uzyc naraz, by wykonac plan (wydobycie)
  # w tabela2 ile razy w sumie trzeba jechac danym zestawem
  # ograniczenie -- ile mamy sztuk kazdego zestawu
  tabelal <- matrix(0,length(wydob),length(odl))
  colnames(tabelal) <- odl
  rownames(tabelal) <- wydob
  tabela2 <- tabelal
  for(i in seq_along(wydob))
    for(j in seq_along(odl)){
      zestaw <- koszt_odl(wydob[i],odl[j], ograniczenie)
      min <- which.min(zestaw$koszt)
      tabelal[i,j] <- paste(zestaw$ile[min], min, sep="x")
      tabela2[i,j] <- paste(zestaw$ile2[min], min, sep="x")
    }
  list(tabelal=tabelal, tabela2=tabela2)
}
rysuj_koszt_zestawow <- function(odl, wydobycie){
  # rysuje koszt uzycia zestawu na tone
  pom <- function(odl) koszt_odl(odl,wydobycie)$koszt/wydobycie
  data <- data.frame(odleglosc=rep(odl,7),
                    koszt=as.vector(t(sapply(odl,pom))),
                    zestaw=as.factor(rep(1:7,rep(length(odl),7))))
  list(plot=qplot(x=odleglosc, y=koszt, color=zestaw, data=data, geom="line") +
        theme_bw(), data=data)
}
koszt_calkowity_rozcinka <- function(m, L, o, ograniczenie=NULL){
  wyn <- wyznacz_okna(m,L,o)
  kolumny <- wyn$kolumny; ll <- wyn$ll; oo <- wyn$oo
  koszt.stare <- 0; koszt.nowe <- 0
  koszt.stare.opt <- 0; koszt.nowe.opt <- 0
  k <- 1; okno1 <- TRUE
  for(j in kolumny){
    for(i in 1:m){
      M <- masa(i,j,m,L,okno1)
      koszt.stare <- koszt.stare + koszt(i,j,"stara",m,ll[k],oo[k],
                                         ograniczenie)*M
      koszt.nowe <- koszt.nowe + koszt(i,j,"nowa",m,ll[k],oo[k], ograniczenie)
      *M
      koszt.stare.opt <- koszt.stare.opt + min(koszt(i,j,"stara",

```

```

                                m,ll[k],oo[k],ograniczenie))*M
    koszt.nowe.opt <- koszt.nowe.opt + min(koszt(i,j,"nowa",
                                m,ll[k],oo[k],ograniczenie))*M
  }
  k <- k+1
  okno1 <- FALSE
}
list(koszt.stare=koszt.stare, koszt.nowe=koszt.nowe,
     koszt.stare.opt=koszt.stare.opt,koszt.nowe.opt=koszt.nowe.opt)
}
koszt_calkowity_rozcinka_data <- function(m, L, o, okres, wersja,
zestaw=0, tasma=FALSE, ograniczenie=NULL){
  # zaleznosc kosztu od daty
  # zestaw>0 -- korzystaj tylko z tego zestawu
  wyn <- wyznacz_okna(m,L,o)
  kolumny <- wyn$kolumny; ll <- wyn$ll; oo <- wyn$oo
  if(!tasma){
    koszt1krata <- 0; koszt.dzienny <- 0
    koszt2krata <- function(dlugosc) 0
  }
  koszt.okres <- matrix(koszt1krata,1,7); koszt.calk <- NULL
  dni <- 0; dni.calk <- NULL
  z <- 1; k <- 1
  for(j in kolumny){
    for(i in 1:m){
      M <- masa(i,j,m,L,k)
      dni <- dni + M/wydobycie/4
      dni.calk <- c(dni.calk, M/wydobycie/4)
      koszt.okres <- rbind(koszt.okres, koszt.okres[z,] +
        koszt(i,j,wersja,m,ll[k],oo[k],ograniczenie)*M)
      if(dni*7/5>okres){ # wszystkie dni
        min.z <- which.min(koszt.okres[z+1,])
        if(zestaw) min.z <- zestaw
        koszt.calk <- c(koszt.calk, koszt.okres[-1,min.z])
        koszt.okres <- matrix(koszt.calk[length(koszt.calk)],1,7)
        dni <- 0
        z <- 0
      }
      z <- z+1
    }
  }
  k <- k+1
}
min.z <- which.min(koszt.okres[z,])
if(zestaw) min.z <- zestaw
koszt.calk <- c(koszt.calk,koszt.okres[-1,min.z])
dni.calk <- cumsum(dni.calk)
# dodatkowe koszty od 2. kraty
ml <- rep(tabulate(oo)*m)
ooo <- rep(1:o, ml)-1
lll <- rep(tabulate(oo), ml)
dni.calk.eks <- dni.calk; dni.calk.eks[1:ml[1]] <- 0
koszt.calk <- koszt.calk + koszt2krata(dlugosc=lll*(Df+Sch))*ooo +

```

```

      dni.calk.eks*koszt.dzienny
# eksploatacja tylko od 2. kraty?
data.frame(dni=c(0,dni.calk), koszt=c(0,koszt.calk),
           zestaw=factor(rep(zestaw,length(koszt.calk)+1)))
}
rysuj_koszt_calkowity_rozcinka <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0,
    transport=FALSE, ograniczenie=NULL){
  dane <- NULL
  for(z in zestaw)
    dane <- rbind(dane,
      koszt_calkowity_rozcinka_data(m,L,o,okres,wersja,z,transport,
        ograniczenie))
  ggplot(dane, aes(x=dni, y=koszt/1e6, col=zestaw)) + geom_line() +
    theme_bw() + ylab("koszt [mln zl]")
}

```

harmonogram.R

```

#####
# Harmonogram
# funkcja wypelniajaca kolejnosc i zapisujaca ja do pliku (4 pierw-
# sze kolumny musza byc wypelnione)
wypelnij_kolejnosc <- function(kolejnosc, plik){
  for(i in 5:ncol(kolejnosc)){
    if(i%2){
      kolejnosc[,i] <- kolejnosc[,i-1] + kolejnosc[,3]-kolejnosc[,2]
    } else{
      kolejnosc[,i] <- kolejnosc[,i-1] + kolejnosc[,4]-kolejnosc[,3]
    }
  }
  write.csv2(kolejnosc,plik,row.names=F)
}
ile.ij <- function(i,j,m,l,likwidacja=FALSE){
  # ile ton do wywiezienia z danego miejsca
  # miejsce: c -- centrum, d -- reszta dolna, g -- gorna, l -- lewa, p -- prawa
  if(likwidacja) {
    M <- trapez.likw*Sf*g
    #if(i==(m+1)%2) M <- 2*M # niepotrzebne w harmonogramie
  } else {
    M <- trapez*(Df+Sch+Sf)*g
    if(j==0) M <- M + trapez*Df/2*g # l
    if(i==1) M <- M + trapez*Sf/2*g # g
    if(j==1) M <- M + trapez*Df/2*g # p
    if(i==m) M <- M + trapez*Sf/2*g # d
  }
  M
}
# wyznacza daty poczatu i konca prac w danym miejscu poczawszy od danej daty
wyznacz_harmonogram <- function(start, kolejnosc, wydobycie, likwi-
dacja=FALSE){
  m <- nrow(kolejnosc)
  l <- ncol(kolejnosc)
  zmiany.start <- matrix(0,m,l)

```

```

zmiany.koniec <- matrix(0,m,1)
zmiany <- 1
reszta <- 0
for(i in 1:max(kolejnosc)){
  ij <- arrayInd(which(kolejnosc==i),dim(kolejnosc))-1
  zmiany.start[ij+1] <- zmiany
  k <- nrow(ij)
  if(k!=0){
    ile <- 0
    for(j in 1:nrow(ij)) ile <- ile + ile.ij(ij[j,1],ij[j,2],m,l-1,likwidacja)
    zmiany <- zmiany + floor((ile+reszta)/wydobycie)
    reszta <- ile+reszta - floor((ile+reszta) /wydobycie) *wydobycie
    # resztae przrzuc na pozniej, nie warto w tej zmianie po to jechac
    zmiany.koniec[ij+1] <- zmiany
  }
}
harmonogram.start <- ceiling(zmiany.start/4)
harmonogram.koniec <- ceiling(zmiany.koniec/4)
zamien_na_daty <- function(harmonogram, start){
  harmonogram.vec <- as.vector(harmonogram)-1
  harmonogram.vec.ord <- harmonogram.vec[order(harmonogram.vec)]
  mt <- match(harmonogram.vec, harmonogram.vec.ord)
  r <- sum(harmonogram.vec<0)
  daty <- rep(start, m*1)
  harmonogram.vec.ord <- round(7/5 * harmonogram.vec.ord)
  for(i in (r+2):(m*1)){
    #nw <- nweekends(daty[i-1], daty[i-1]+harmonogram.vec.ord[i]-
    harmonogram.vec.ord[i-1])
    #daty[i] <- daty[i-1] + nw + harmonogram.vec.ord[i]-
    harmonogram.vec.ord[i-1]+nw
    daty[i] <- daty[i-1] + harmonogram.vec.ord[i]-
    harmonogram.vec.ord[i-1]
    #if(weekdays(daty[i])=="sobota") daty[i] <- daty[i]+1
    #if(weekdays(daty[i])=="niedziela") daty[i] <- daty[i]+1
  }
  miesiace <- format(daty, "%m")
  if (r>0) miesiace[1:r] <- "x"
  daty <- as.character(daty)
  if (r>0) daty[1:r] <- "x"
  miesiace <- matrix(miesiace[mt], ncol=1)
  daty <- matrix(daty[mt], ncol=1)
  list(daty=daty, miesiace=miesiace)
}
wyniki.start <- zamien_na_daty(harmonogram.start, as.Date(start))
daty.start <- wyniki.start$daty
miesiace.start <- wyniki.start$miesiace
wyniki.koniec <- zamien_na_daty(harmonogram.koniec, as.Date(start)+1) # !
daty.koniec <- wyniki.koniec$daty
list(daty.start=daty.start, daty.koniec=daty.koniec, miesiace.start
=miesiace.start)
}

```



```

nweekends <- function(d1,d2)
  sum(weekdays(seq(d1, d2, "days")) %in% c("sobota", "niedziela"))

likwidacja.R
#####
# Likwidacja
masa_calkowita_likw <- function(m, L){
  # masa urobku do wywiezienia na etapie likwidacji
  liczba.filarow <- (L-4)*(m-4)
  liczba.filarow*trapez.likw*Sf*g
}
odleglosc_likw <- function(i, j, wersja, m, l, typ, fd){
  # odleglosc od miejsca (i,j) do kraty
  # typ = 1, 2, 3, 4 -- lewe okno, srodkowe, prawe lub tylko 1 okno
  if (typ==1 | typ==2){
    if(wersja=="stara"){
      # uwzglednia, ze na koncu okna jest otwarta nowa krata
      odl <- ifelse(j<l-1, i*(Sf+Sch)+q+j*(Df+Sch),
                    i*(Sf+Sch)+q+(l-j)*(Df+Sch))
      if(i>fd+1 & i<m-fd & j<l-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch) # omijamy C
      if(i>fd+3 & i<m-fd-2 & j<l-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
    } else if(wersja=="nowa"){
      odl <- ifelse((l-1)%2==0,
                    i*(Sf+Sch)+q + abs(j-(l-1)/2)*(Df+Sch),
                    i*(Sf+Sch)+q + abs(j-1/2)*(Df+Sch))
      # jesli jestes za polowa, omijaj C
      if(i>fd+1 & i<m-fd & j>l/2-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
      if(i>fd+3 & i<m-fd-2 & j>l/2-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
    }
  } else if(typ==3 || typ==4){ # w ostatnim oknie nie otworzy sie nowa krata
    if(wersja=="stara"){
      odl <- i*(Sf+Sch)+q+j*(Df+Sch)
      if(i>fd+1 & i<m-fd & j<l-1-fd) odl <- odl + 2*(Df+Sch) # omijamy C
      if(i>fd+3 & i<m-fd-2 & j<l-1-fd) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
      if(i>fd+1 & i<m-fd & j<l-fd) odl <- odl + 2*(Df+Sch) # male C
      # bo po prawej jest juz filar ochronny
    } else if(wersja=="nowa"){
      odl <- ifelse((l-1)%2==0,
                    i*(Sf+Sch)+q + abs(j-(l-1)/2)*(Df+Sch),
                    i*(Sf+Sch)+q + abs(j-1/2)*(Df+Sch))
      # jesli jestes za polowa, omijaj C
      if(i>fd+1 & i<m-fd & j>l/2-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
      if(i>fd+3 & i<m-fd-2 & j>l/2-1) odl <- odl + 2*(Df+Sch)
    }
  }
  ceiling(trapez.likw*Sf*g/ladownosc)*odl
}
suma_odl_likw <- function(wersja=c("stara","nowa"), m, l, o, fd){
  # Calkowita odleglosc dla likwidacji
  odl <- 0
  if(o==1){
    for(i in c((fd+1):(m-fd), (m+1)%2)) # srodkowe miejsce 2-krotnie

```

```

        for(j in (fd+1):(l-fd-1)) odl <- odl + odleglosc_likw(i,j,wersja,m,l,typ=4,fd)
    }
    if(o>1){
        for(i in c((fd+1):(m-fd), (m+1)%/2))
            for(j in (fd+1):(l+1)) odl <- odl + odleglosc_likw(i,j,wersja,m,l,typ=1,fd)
        for(i in c((fd+1):(m-fd), (m+1)%/2))
            for(j in 1:(l-fd-1)) odl <- odl + odleglosc_likw(i,j,wersja,m,l,typ=3,fd)
    }
    if(o>2){
        for(i in c((fd+1):(m-fd), (m+1)%/2))
            for(j in 1:l) odl <- odl + odleglosc_likw(i,j,wersja,m,l,typ=2,fd)
        odl <- odl*(o-2)
    }
    odl
}
wyznacz_okna_likw <- function(m, L, o){
    okna <- rep(floor(L/o), o)
    i <- 1
    while(sum(okna)<L){
        okna[i] <- okna[i]+1
        i <- i+1
    }
    kolumny <- NULL
    for(i in 1:length(okna))
        kolumny <- c(kolumny,0:(okna[i]-1))
    kolumny <- kolumny[-c(1:3,L)]
    ll <- rep(okna,okna); ll <- ll[-c(1:3,L)]
    oo <- rep(1:o, okna); oo <- oo[-c(1:3,L)]
    list(kolumny=kolumny, ll=ll, oo=oo)
}

czas_cykladunek_likw <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l){
    if(wersja=="stara"){
        # odleglosc od miejsca (i,j) do kraty (uwzglednia, ze na koncu okna
        # jest otwarta nowa krata)
        odleglosc <- ifelse(j<l-1, i*(Sf+Sch)+q+j*(Df+Sch),
                           i*(Sf+Sch)+q+(1-j)*(Df+Sch))
        if(i>3 & i<m-2 & j<l-1) odleglosc <- odleglosc + 2*(Df+Sch) # omijamy C
        if(i>5 & i<m-4 & j<l-1) odleglosc <- odleglosc + 2*(Df+Sch)
    } else{
        odleglosc <- ifelse((l-1)%2==0,
                           i*(Sf+Sch)+q + abs(j-(l-1)/2)*(Df+Sch),
                           i*(Sf+Sch)+q + abs(j-1/2)*(Df+Sch))
    }
    t_zaladunek + t_rozladunek + odleglosc/v + odleglosc/v_urobek
}
ladunek_likw <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l, o){
    # ladunek przewieziony z miejsca (i,j) podczas l zmiany
    t_efektywny2 <- t_efektywny - 0.5*(PWM + KMC + (o-1)*l*(Sch+Df))/v
}

```

```

    floor(t_efektywny2/czas_cykladlikw(i,j,wersja,m,l))*ladownosc
  }
  koszt_likw <- function(i, j, wersja=c("stara","nowa"), m, l, o){
    # koszt wywiezienia wydobywanie.likw za tone
    ile <- ceiling(wydobywanie.likw/ladunek_likw(i,j,wersja,m,l,o))
    ile*koszt_zestawu/wydobywanie.likw
  }
  koszt_calkowity_likw <- function(m, L, o, fd){
    koszt.stare <- 0; koszt.nowe <- 0
    koszt.stare.opt <- 0; koszt.nowe.opt <- 0
    wyn <- wyznaczkokna_likw(m,L,o)
    kolumny <- wyn$okolumny; ll <- wyn$ll; oo <- wyn$oo
    k <- 1
    for(j in kolumny){
      for(i in c((fd+1):(m-fd),(m+1)%/2)){ # srodkowe miejsce trzeba
        uwzgladnic 2x
        M <- trapez.likw*Sf*g
        koszt.stare <- koszt.stare + koszt_likw(i,j,"stara",m,ll[k],oo[k])*M
        koszt.nowe <- koszt.nowe + koszt_likw(i,j,"nowa",m,ll[k],oo[k])*M
        koszt.stare.opt <- koszt.stare.opt +
          min(koszt_likw(i,j,"stara",m,ll[k],oo[k]))*M
        koszt.nowe.opt <- koszt.nowe.opt +
          min(koszt_likw(i,j,"nowa",m,ll[k],oo[k]))*M
      }
      k <- k+1
    }
    list(koszt.stare=koszt.stare, koszt.nowe=koszt.nowe,
         koszt.stare.opt=koszt.stare.opt, koszt.nowe.opt=koszt.nowe.opt)
  }
  koszt_calkowity_likw_data <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0, fd){
    # zalezność kosztu od daty
    # zestaw>0 -- korzystaj tylko z tego zestawu
    wyn <- wyznaczkokna_likw(m,L,o)
    kolumny <- wyn$okolumny; ll <- wyn$ll; oo <- wyn$oo
    koszt.okres <- matrix(0,1,7); koszt.calk <- NULL
    dni <- 0; dni.calk <- NULL
    z <- 1; k <- 1
    for(j in kolumny){
      for(i in c((fd+1):(m-fd-1),(m+1)%/2)){
        M <- trapez.likw*Sf*g
        dni <- dni + M/wydobywanie.likw/4
        dni.calk <- c(dni.calk, M/wydobywanie.likw/4)
        koszt.okres <- rbind(koszt.okres,
                             koszt.okres[z,] + koszt_likw(i,j,wersja,m,ll[k],oo[k])*M)
        if(dni*7/5>okres){ # wszystkie dni
          min.z <- which.min(koszt.okres[z+1,])
          if(zestaw) min.z <- zestaw
          koszt.calk <- c(koszt.calk, koszt.okres[-1,min.z])
          koszt.okres <- matrix(koszt.calk[length(koszt.calk)],1,7)
          dni <- 0
          z <- 0
        }
      }
    }
  }

```

```

        z <- z+1
      }
      k <- k+1
    }
    min.z <- which.min(koszt.okres[z,])
    if(zestaw) min.z <- zestaw
    koszt.calk <- c(koszt.calk, koszt.okres[-1, min.z])
    data.frame(dni=cumsum(c(0, dni.calk)), koszt=c(0, koszt.calk),
              zestaw=factor(rep(zestaw, length(koszt.calk)+1)))
  }
  rysuj_koszt_calkowity_likw <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0, fd){
    dane <- NULL
    for(z in zestaw)
      dane <- rbind(dane,
                    koszt_calkowity_likw_data(m, L, o, okres, wersja, z, fd))
    ggplot(dane, aes(x=dni, y=koszt/1e6, col=zestaw)) + geom_line() +
      theme_bw() + ylab("koszt [mln zl]")
  }

```

calosc.R

```

zysk <- function(m, l, o, procent=FALSE, etap, fd){
  # zysk odleglosci w metrach (lub jako stosunek) przy nowym rozstawieniu krat
  # etap = c("rozcinka", "likwidacja", "calosc")
  if(etap=="likw") suma_odl <- suma_odl_likw
  if(etap!="calosc"){
    if(procent){
      100*(suma_odl("stara", m, l, o, fd) - suma_odl("nowa", m, l, o, fd)) /
      suma_odl("stara", m, l, o, fd)
    } else{
      suma_odl("stara", m, l, o, fd) - suma_odl("nowa", m, l, o, fd)
    }
  } else if(etap=="calosc"){
    if(procent){
      100*(suma_odl("stara", m, l, o, fd) + suma_odl_likw("stara", m, l, o, fd) -
          suma_odl("nowa", m, l, o, fd) - suma_odl_likw("nowa", m, l, o, fd)) /
      (suma_odl("stara", m, l, o, fd) + suma_odl_likw("stara", m, l, o, fd) -
          suma_odl("nowa", m, l, o, fd) + suma_odl_likw("nowa", m, l, o, fd))
    } else{
      suma_odl("stara", m, l, o, fd) + suma_odl_likw("stara", m, l, o, fd) -
      (suma_odl("nowa", m, l, o, fd) + suma_odl_likw("nowa", m, l, o, fd))
    }
  }
}
# Zyski wzgledne i bezwzledne w przejechanych km
macierz_zyskow <- function(m, l, o, procent=FALSE, zestaw, etap, fd){
  ll <- length(l); lm <- length(m); lz <- length(zestaw)
  Z <- array(0, c(lm, ll, lz)); Z2 <- Z
  for(i in seq_along(m))
    for(j in seq_along(l))
      Z[i, j, ] <- zysk(m[i, l[j], o, procent, etap, fd][zestaw]

```

```

Z
}
rysuj_zyski_km <- function(Z, l, korytarze, ylab="zysk", title="zysk"){
  lk <- length(korytarze); ll <- length(l)
  data <- data.frame(l=rep(l,lk), zysk=as.vector(t(Z[korytarze,])),
                    m=factor(rep(korytarze,rep(ll,lk))))
  qplot(l, zysk, color=m, data=data, geom="line") +
    geom_line(size=1.5) +
    ggtitle(title) +
    guides(color=guide_legend(title="liczba\nkorytarzy")) +
    xlab("liczba przecinek") +
    ylab(ylab) +
    scale_y_continuous(breaks=pretty_breaks(n=5)) +
    theme_bw()
  #write.csv2(data[,c(3,1,2)],"zysk_droga_bezwzgl.csv")
}
rysuj_zyski_km_zestawy <- function(Z, l, korytarze, zestaw, ylab="zysk",
                                  title="zysk"){
  lz <- length(zestaw); ll <- length(l)
  data <- data.frame(l=rep(l,lz), zysk=as.vector(Z[korytarze,,zestaw]),
                    m=factor(rep(zestaw,rep(ll,lz))))
  qplot(l, zysk, color=m, data=data, geom="line") +
    geom_line(size=1.5) +
    ggtitle(title) +
    guides(color=guide_legend(title="zestaw")) +
    xlab("liczba przecinek") +
    ylab(ylab) +
    scale_y_continuous(breaks=pretty_breaks(n=5)) +
    theme_bw()
  #write.csv2(data[,c(3,1,2)],"zysk_droga_bezwzgl.csv")
}
#####
# Koszt całkowity
koszt_calkowity_suma <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0,
                                opoznienie, fd){
  dane <- NULL
  for(z in zestaw){
    dane.rozc <- koszt_calkowity_rozcinka_data(m,L,o,okres,wersja,z)
    dane.likw <- koszt_calkowity_likw_data(m,L,o,okres,wersja,z,fd)
    dane.rozc$koszt <- c(0,diff(dane.rozc$koszt))
    dane.likw$koszt <- c(0,diff(dane.likw$koszt))
    dane.likw$dni <- dane.likw$dni + opoznienie
    dane.z <- rbind(dane.rozc, dane.likw)
    dane.z <- dane.z[order(dane.z$dni),]
    dane.z$koszt <- cumsum(dane.z$koszt)
    dane <- rbind(dane, dane.z)
  }
  dane
}
rysuj_koszt_calkowity_suma <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0,
                                      opoznienie, fd){
  dane <- koszt_calkowity_suma(m, L, o, okres, wersja, zestaw, opoznienie, fd)

```

```

ggplot(dane, aes(x=dni, y=koszt/1e6, col=zestaw)) + geom_line() +
  theme_bw() + ylab("koszt [mln zł]")
}
koszt_calkowity_oddzielnie <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0,
                                     opoznienie, fd, tasma=F){
  dane <- NULL
  dane.rozc <- koszt_calkowity_rozcinka_data(m,L,o,okres,wersja,zestaw)
  if (tasma) {
    dane.tasma <- koszt_calkowity_rozcinka_data(m,L,o,okres,wersja,
                                                zestaw,tasma=T)
    dane.tasma$koszt <- dane.tasma$koszt - dane.rozc$koszt
    nt <- nrow(dane.tasma)
  } else {
    dane.tasma <- NULL
    nt <- 0
  }
  dane.likw <- koszt_calkowity_likw_data(m,L,o,okres,wersja,zestaw,fd)
  dane.likw$dni <- dane.likw$dni + opoznienie
  dane <- rbind(dane.rozc, dane.tasma, dane.likw)
  dane.rozc$koszt <- c(0,diff(dane.rozc$koszt))
  dane.likw$koszt <- c(0,diff(dane.likw$koszt))
  nt <- 0
  if (!is.null(dane.tasma)){
    dane.tasma$koszt <- c(0,diff(dane.tasma$koszt))
    nt <- nrow(dane.tasma)
  }
  dane.z <- rbind(dane.rozc, dane.tasma, dane.likw)
  dane.z <- dane.z[order(dane.z$dni),]
  dane.z$koszt <- cumsum(dane.z$koszt)
  dane <- rbind(dane, dane.z)
  dane$etap <- c(rep("rozcinka",nrow(dane.rozc)),
                rep("tasma",nt),
                rep("likwidacja",nrow(dane.likw)),
                rep("suma",nrow(dane.rozc)+nt+nrow(dane.likw)))
  dane
}
rysuj_koszt_calkowity_oddzielnie <- function(m, L, o, okres, wersja, zestaw=0,
                                             opoznienie, fd){
  dane <- koszt_calkowity_oddzielnie(m, L, o, okres, wersja, zestaw=zestaw,
                                     opoznienie, fd)
  ggplot(dane, aes(x=dni, y=koszt/1e6, col=etap)) + geom_line() +
    theme_bw() + ylab("koszt [mln zł]")
}
### raczej do wyrzucenia
okres <- function(daty, okres){
  daty2 <- daty
  for(i in 1:nrow(daty))
    for(j in 1:ncol(daty))
      daty2[i,j] <- ifelse(daty[i,j]=="x", "x",
                          paste(year(daty[i,j]), okres(daty[i,j])))
  daty2
}

```

```

koszt.calk.okres <- function(okresy, likwidacja=FALSE){
  d <- dim(okresy)
  okresy.vec <- as.vector(okresy)
  okr <- unique(okresy.vec)
  okr <- okr[okr!="x"]
  ij <- arrayInd(1:length(okresy.vec),d)
  min.zestawy <- numeric(length(okr))
  min.koszty <- 0
  k <- 0
  for(j in seq_along(okr)){
    koszty <- 0
    ind <- which(okresy.vec==okr[j])
    for(i in ind){
      if(!likwidacja){
        koszty <- koszty + koszt2(ij[i,1],ij[i,2],"stara")
      } else {
        koszty <- koszty + koszt2.likw(ij[i,1],ij[i,2],"stara",m,l)
        if(ij[i,1]==(m+1)%/%2)
          koszty <- koszty + koszt2.likw(ij[i,1],ij[i,2],"stara",m,l)
      }
    }
    min.zestawy[j] <- which.min(koszty)
    min.koszty <- min.koszty + koszty[min.zestawy[j]]
  }
  list(min.zestawy=min.zestawy,min.koszty=min.koszty)
}
# zaleznosc kosztu od daty
koszt.data <- function(daty.start, likwidacja=FALSE, okna=1, krata=0){
  wszystkie.daty <- sort(unique(as.vector(daty.start[daty.start!="x"])))
  f <- function(data) which(daty.start==data, arr.ind=T)
  ktore.miejsca <- lapply(wszystkie.daty, f)
  suma.koszt <- matrix(0, length(wszystkie.daty)+1, length(koszt_zestawu)+1)
  L <- ncol(daty.start)-1
  l <- L/okna
  o <- 0
  nowa.krata <- FALSE
  for(i in seq_along(ktore.miejsca)) {
    k <- ktore.miejsca[[i]]
    suma <- rep(0,ncol(suma.koszt))
    for(j in 1:nrow(k)){
      if(k[j,2]>(o+1)*l){
        nowa.krata <- TRUE
        o <- o+1
      }
      if(likwidacja){
        koszty <- c(koszt2.likw(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*l,"stara",m,l),
                    min(koszt2.likw(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*l,"stara",m,l)))
        if((k[j,1]-1) == (m+1)%/%2) koszty <- koszty +
          c(koszt2.likw(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*l,"stara",m,l),
            min(koszt2.likw(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*l,"stara",m,l)))
      } else{
        koszty <- c(koszt(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*l,"stara"),

```

```

        min(koszt(k[j,1]-1,k[j,2]-1-o*1,"stara")))
    }
    suma <- suma + koszty + ifelse(nowa.krata, krata, 0)
    nowa.krata <- FALSE
  }
  suma.koszt[i+1,] <- suma.koszt[i,] + suma
}
suma.koszt
}

```

rysunki.R

```

# Harmonogram miesieczny
rysuj_harmonogram_miesieczny <- function(height=1, width=1){
  miesiace <- melt(miesiace.start)
  miesiace[,1] <- factor(miesiace[,1])
  miesiace[,2] <- factor(miesiace[,2])
  miesiace[,3] <- factor(miesiace[,3])
  miesiace[,1] <- factor(miesiace[,1], levels=rev(levels(miesiace[,1])))
  p <- qplot(x=Var1, y=Var2, data=miesiace) +
    geom_tile(aes(fill=value), colour="white", height=height, width=width) +
    scale_fill_brewer(breaks=c(paste0("0",1:9), 10:12), palette="Set3") +
    coord_flip() +
    #scale_x_discrete(name="", labels=paste0("P", seq(20,0,-2)),
    #                   breaks=seq(21,1,-2), expand=c(0, 0)) +
    scale_x_discrete(name="", labels=c(expression("K"[20]), expression(
      "K"[18]),
      expression("K"[16]), expression("K"[14]), expression("K"[12]),
      expression("K"[10]), expression("K"[8]), expression("K"[6]),
      expression("K"[4]), expression("K"[2]), expression("K"[0])),
      breaks=seq(21,1,-2), expand=c(0, 0)) +
    scale_y_discrete(name="", labels=c(expression("P"[0]),
      expression("P"[4]), expression("P"[8]), expression("P"[12]),
      expression("P"[16]), expression("P"[20]), expression("P"[24]),
      expression("P"[28]), expression("P"[32]), expression("P"[36]),
      expression("P"[40]), expression("P"[44]), expression("P"[48]),
      expression("P"[52]), expression("P"[56])),
      breaks=seq(1,60,4), expand=c(0, 0)) +
    guides(fill=guide_legend(title="Miesiac")) +
    theme(axis.ticks = element_blank(),
          panel.grid.major = element_blank(),
          panel.grid.minor = element_blank(),
          panel.border = element_blank(),
          panel.background = element_blank())
  #ggdraw( switch_axis_position(p + theme_bw(), axis='x'))
  p
}
# Koszt od daty
rysuj_koszt_od_daty <- function(suma.koszt, daty.start){
  wszystkie.daty <- sort(unique(as.vector(daty.start[daty.start!="x"])))
  szereg.czasowy <- data.frame(suma.koszt[-1,]/1e6)
  colnames(szereg.czasowy) <- c(paste0("zestaw",1:7), "optimum")
  szereg.czasowy <- melt(szereg.czasowy)

```



```

dane <- cbind(data=as.Date(wszystkie.daty), szereg.czasowy)
colnames(dane)[-1] <- c("zestaw","koszt")
ggplot(dane, aes(x=data, y=koszt, col=zestaw)) + geom_line() + theme_bw() +
  ylab("koszt [mln zł]")
}
rysuj_koszt_laczony_od_daty <- function(suma.koszt, suma.koszt.likw,
  daty.start, daty.start.likw, wersja=1, zestaw=1:8){
  suma<- ata.frame(Data=sort(unique(as.vector(daty.start[daty.start!="x"]))),
    suma.koszt[-1,])
  suma.likw <-
data.frame(Data=sort(unique(as.vector(daty.start.likw[daty.start.likw!="x"])))
  suma.koszt.likw[-1,])
  suma.calkowita <- merge(suma, suma.likw, by=1, all=T)
  suma.calkowita[is.na(suma.calkowita)] <- 0
  suma.calkowita[,1] <- as.Date(suma.calkowita[,1])
  suma.calkowita <- suma.calkowita[order(suma.calkowita[,1]),]
  s <- min(which(suma.calkowita[,10]!=0))
  for(i in s:nrow(suma.calkowita)){
    if(suma.calkowita[i,10]==0)
      suma.calkowita[i,10:17] <- suma.calkowita[i-1,10:17]
    if(suma.calkowita[i,2]==0)
      suma.calkowita[i,2:9] <- suma.calkowita[i-1,2:9]
  }
  suma.calkowita <- cbind(suma.calkowita, suma.calkowita[,2:9]+suma.
calkowita[,10:17])
  suma.calkowita <- suma.calkowita[order(suma.calkowita[,1]),]
  suma.calkowita[,-1] <- suma.calkowita[,-1]/1e6
  colnames(suma.calkowita) <- c("data", paste0("rozcinka_zestaw",1:7),
"rozcinka_optimum",
  paste0("likwidacja_zestaw",1:7), "likwidacja_optimum",
  paste0("suma_zestaw",1:7), "suma_optimum")
  if(wersja==1){
    szereg.czasowy <- melt(suma.calkowita[,zestaw+1])
  } else if(wersja==2){
    szereg.czasowy <- melt(suma.calkowita[,zestaw+9])
  } else if(wersja==3){
    szereg.czasowy <- melt(suma.calkowita[,zestaw+17])
  } else if(wersja==4){
    szereg.czasowy <- melt(suma.calkowita[,c(zestaw+1,zestaw+9,zestaw+17)])
  }
  dane <- cbind(data=suma.calkowita[,1], szereg.czasowy)
  colnames(dane)[-1] <- c("zestaw","koszt")
  ggplot(dane, aes(x=data, y=koszt, col=zestaw)) + geom_line() + theme_bw() +
    ylab("koszt [mln zł]")
}

```


Skorowidz terminów*

- Calizna – skała nienaruszona robotami górniczymi, znajdująca się w swym pierwonym miejscu.
- Czas wyczekiwania po robotach strzałowych – czas wstrzymania wszystkich prac oraz przebywania ludzi w wyrobisku, w którym wykonano roboty strzałowe.
- Dokumentacja geologiczna złoża kopaliny – dokumentacja sporządzana w celu określenia granic zasobów złoża oraz rozpoznania jego budowy geologicznej dla projektowania zakładu górniczego; określa się rodzaj, ilość i jakość rozpoznanych kopaliny.
- Dokumentacja hydrogeologiczna – dokumentacja sporządzana w celu ustalania zasobów wód podziemnych lub określenia warunków hydrogeologicznych.
- Dokumentacja techniczno-ruchowa – dokumentacja charakteryzująca parametry techniczne maszyny i zawierająca podstawowe rysunki techniczne oraz instrukcje w zakresie konserwacji, smarowania, obsługi i użytkowania maszyny.
- Działanie korygujące – działanie w celu wyeliminowania przyczyny wykrytej niezgodności lub innej niepożądanego sytuacji.
- Działanie zapobiegawcze – działanie w celu wyeliminowania przyczyny potencjalnej niezgodności lub innej potencjalnej sytuacji niepożądanego.
- Eksploatacja górnicza – ciąg procesów technologicznych mający na celu wydobycie kopaliny użytecznej z miejsca jej występowania.
- Furta eksploatacyjna – parametr wyrobisk eksploatacyjnych określający jego wysokość oraz położenie płaszczyzny stropu oraz spągu.
- Filar ochronny – obszar, w granicach którego, ze względu na ochronę oznaczonych dóbr, wydobywanie kopaliny nie może być prowadzone, albo może być dozwolone tylko w sposób zapewniający ochronę tych dóbr.
- Geodezja górnicza – nauka zajmująca się zagadnieniami związanymi z projektowaniem, obsługą: górnictwa podziemnego, otworowego, odkrywkowego, a także z budownictwem podziemnym. W zakresie działań geodezji górniczej dla kopalń podziemnych mieszczą się następujące zagadnienia: orientacja sytuacyjna i wysokościowa kopalni, pomiary realizacyjne, inwentaryzacje urządzeń szybowych oraz innych obiektów i urządzeń związanych z bezpieczeństwem ruchu zakładu górniczego, pomiary deformacji terenu górniczego, aktualizacja dokumentacji mierniczo-geologicznej.
- Geolog górniczy – osoba z wyższym wykształceniem w zakresie geologii górniczej, zatwierdzona przez urząd górniczy do prowadzenia prac geologicznych w przedsiębiorstwie górniczym oraz do sporządzania i stałego uzupełniania dokumentacji geologiczno-mierniczej, wspólnie ze służbą mierniczą zakładu górniczego.

* Skorowidz opracowano z wykorzystaniem niepublikowanych materiałów z projektu „Adaptacja i implementacja metodologii Lean w kopalniach miedzi”, finansowanego przez NCBiR (NR09-0011-10/2011); uczestnicy projektu: Politechnika Wroclawska, KGHM Polska Miedz S.A. oraz KGHM CUPRUM Sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe.

- Gospodarka złożem – określona przepisami działalność zmierzająca do racjonalnego wykorzystania złóż kopalin z uwzględnieniem ochrony środowiska, która nie prowadzi do niepotrzebnych, nieuzasadnionych strat zasobów; podstawą dla prowadzenia właściwej gospodarki złożem jest dokumentacja geologiczna, a następnie projekt zagospodarowania złoża.
- Górnik – kwalifikowany robotnik pracujący w kopalni podczas urabiania kopaliny w przodku.
- Górnik przodowy – wykwalifikowany robotnik odpowiedzialny za pracę i bezpieczeństwo górników należących do jego drużyny (brygady).
- Górnik strzałowy – górnik uprawniony do wykonywania w kopalni roboty strzałowej.
- Granice złoża (naturalne) – granicami naturalnymi są granice między dwoma, różnymi litologicznie osadami (np. iltami a piaskami, żwirami a gliną zwałową itp.). Mogą wynikać z sedimentacji, erozji lub tektoniki.
- Granice złoża (sztuczne) – granice sztuczne zawarte są na ogół pomiędzy skrajnymi pozytywnymi wyrobiskami, wykonanymi w celu rozpoznania złoża.
- Instalacja podsadzkowa – układ przygotowania i przesyłu siecią rurociągów mieszaniny podsadzkowej wykorzystywanej do wypełniania pustek poeksploatacyjnych w kopalni.
- Kierownik Działu Robót Górniczych – Inżynier górniczy zatwierdzony przez Okręgowy Urząd Górniczy, do jego zadań należy kierowanie całokształtem dołowych robót górniczych kopalni, tj. organizowanie i kontrolowanie wykonania planów wydobywania, wydajności pracy, kosztów, czuwania nad prawidłowym wykorzystaniem wyposażenia technicznego, racjonalną gospodarką materiałową, prawidłowością gospodarki złożem oraz nad stanem bezpieczeństwa i higieny pracy.
- Kierownik Ruchu Zakładu Górniczego – osoba spośród kierownictwa ruchu zakładu górniczego, zatwierdzona na to stanowisko przez urząd górniczy; przeważnie KRZG jest dyrektorem naczelnym i/lub technicznym kopalni, a jeśli nie mają na to kwalifikacji, wówczas funkcję KRZG pełni naczelnym inżynierem.
- Klimatyzacja centralna – jeden z systemów klimatyzacji wyrobisk górniczych. Klimatyzacja centralna związana jest z lokalizacją urządzeń odbierających ciepło skraplania na powierzchni i lokalizacją agregatów chłodniczych na powierzchni, pod ziemią lub na powierzchni i pod ziemią.
- Komora maszyn ciężkich (KMC) – zespół wyrobisk górniczych z zainstalowanym wyposażeniem technicznym przystosowanym do przeglądów, konserwacji i remontów maszyn górniczych.
- Kompleksowy projekt eksploatacji – projekt tworzony dla złoża lub jego części zaliczonych do odpowiedniego stopnia zagrożenia tapaniami zawierającymi w szczególności charakterystykę złoża, zakres i kolejność projektu oraz inne elementy wymienione w par. 328 pkt 3 RMG z dnia 28 czerwca 2002 r w sprawie w podziemnych zakładach górniczych.
- Kontrola dobową – kontrola pozostałych maszyn górniczych wykonywana przez dozór mechaniczny raz na dobę, przed rozpoczęciem pracy.
- Kopalnia – zakład górniczy stanowiący wyodrębniony technicznie i organizacyjnie zespół środków służących do wydobywania kopaliny ze złoża; kopalnie odkrywkowe, w których kopaliny eksploatuje się z powierzchni ziemi (wydobycie np.: rud metali, węgla brunatnego); kopalnie podziemne (głębinowe), w których roboty górnicze są prowadzone w głębi ziemi (m.in.: rudy metali, węgiel kamienny, surowce skalne); kopalnie otworowe, w których eksploatację kopaliny prowadzi się w głębi ziemi, ale za pomocą otworów wiertniczych (ropa naftowa, gaz ziemny, siarka, sól kamienna); kopalnie podwodne, w których wydobywa się kopaliny zalegające na dnie rzek, jezior lub mórz (eksploatacja np. piasków, żwirów).
- Książka codziennych przeglądów wyciągu – książka do codziennego ewidencjonowania stanu naczyń wyciągowych, zawieszin, lin nośnych, maszyny wyciągowej i urządzeń sygnalizacyjnych.
- Książka kontroli obudowy kotwowej – książka do ewidencjonowania prawidłowości zakładania kotwi w wyrobiskach oraz kontrola pracy kotwi i zachowania się wyrobiska zabezpieczonego obudową kotwową.
- Książka pracy maszyny – książka do ewidencjonowania eksploatacji, remontów i konserwacji oraz dokonywania wpisów z przeprowadzanych kontroli maszyn górniczych.

- Metryka strzałowa – dokument ustalający sposób prowadzenia robót strzelniczych w danych przodkach górniczych; m.s. uwzględnia liczbę i głębokość otworów strzałowych, rozmieszczenie (obwiert), konstrukcję i wielkości ładunków określonego materiału wybuchowego w poszczególnych otworach, kolejność ich odpalania zapalnikami danego typu, sposób przybijania, łączenia zapalników, odpalania i inne potrzebne dane.
- Miąższość – grubość warstwy (np. skalnej), kompleksu warstw lub innych struktur geologicznych, mierzona pomiędzy stropem a spągiem.
- Nadgórnik – potocznie osoba niższego dozoru górniczego.
- Nadsztygar Działu Tępań – pracownik Działu Tępań nadzorujący działania profilaktyki tępaniowej i zapobiegające zagrożeniu zawałowemu w określonym rejonie górniczym.
- Nadsztygar górniczy – inżynier lub technik górniczy, zatwierdzony na to stanowisko przez Okręgowy Urząd Górniczy, zmianowy zastępca kierownika Działu Robót Górniczych.
- Obszar górniczy – przestrzeń, w granicach której przedsiębiorca jest uprawniony do wydobywania kopaliny oraz prowadzenia robót górniczych związanych z wykonywaniem koncesji.
- Obudowa kotwiowa – rodzaj obudowy górniczej. Wykonywana z wykorzystaniem kotwi mocowanych w otworach kotwowych.
- Oddział wydobywczy – oddział kopalni mający za zadanie prowadzenie bezpiecznej eksploatacji z zachowaniem zasad racjonalnej gospodarki złożem.
- Odstawa główna – system transportu urobku oparty na wykorzystaniu ciągów odstawy taśmowej (przenośnikami) lub szynowej (koleją) łączący oddziały i rejonu kopalni.
- Odstawa oddziałowa – system transportu urobku z przodków do punktów wysypowych, obejmujący odstawę ładownikami, wozami odstawczymi i przenośnikami taśmowymi oddziałowymi.
- Parcela elementarna – wycinek powierzchni pola eksploatacyjnego w sąsiedztwie linii likwidacji obejmujący jeden filar technologiczny oraz przyległe do niego odcinki pasów i komór.
- Parcela likwidacyjna – wycinek powierzchni pola eksploatacyjnego obejmujący jedną lub więcej sąsiadujących ze sobą parcel elementarnych przeznaczonych do likwidacji w sposób ciągły.
- Plan Ruchu Zakładu Górniczego – podstawowy dokument sporządzany dla każdego zakładu górniczego, na podstawie którego, zgodnie z zasadami techniki górniczej, odbywa się ruch zakładu górniczego. Plan ruchu zakładu górniczego określa szczegółowe przedsięwzięcia niezbędne w celu zapewnienia: bezpieczeństwa powszechnego, bezpieczeństwa pożarowego, bezpieczeństwa i higieny pracy pracowników zakładu górniczego, prawidłowej i racjonalnej gospodarki złożem, ochrony środowiska wraz z obiektami budowlanymi, zapobiegania szkodom i ich naprawiania.
- Pochylnia – nachylone do 45° wyrobisko korytarzowe usytuowane w złożu, łączące dwa wykonane na różnych poziomach chodniki, drążone od dołu do góry, z transportem realizowanym z poziomu górnego na dolny.
- Podsadzka – materiał nietoksyczny i niepalny, dostarczony z powierzchni lub z wyrobisk, wypełniający pustki poeksploatacyjne. Materiałem podsadzkowym może być piasek lub odpady przemysłowe.
- Pole eksploatacyjne – jest to część złoża przeznaczona do wybierania określonym systemem eksploatacji, zgodnie z obowiązującym planem ruchu.
- Projekt zagospodarowania złoża – dokument sporządzany przez ubiegającego się o koncesję na wydobywanie kopaliny ze złoża, na podstawie dokumentacji geologicznej z uwzględnieniem uwarunkowań techniczno-ekonomicznych Projekt ten powinien określać zamierzenia w zakresie: ochrony złóż kopaliny, w tym kopaliny towarzyszących i użytecznych pierwiastków śladowych występujących w złożu, zwłaszcza przez ich kompleksowe i racjonalne wykorzystanie oraz określać zamierzenia w zakresie technologii eksploatacji, zapewniającej ograniczenie ujemnych jej wpływów na środowisko.
- Przegląd okresowy techniczny – zespół czynności związanych z kontrolą i regulacją działania podzespołów maszyn górniczych oraz wymianą części, olejów i smarowaniem.

- Przenośnik taśmowy – urządzenie transportowe o ruchu ciągłym i zasięgu ograniczonym, w którym urobek jest przemieszczany na taśmie nośnej tworzącej ciągnię zamknięte.
- Przodek – miejsce w kopalni, gdzie robotą górniczą urabia się skałę, tj. oddziela się jej części od górotworu.
- Przybierka – urabianie stropu, spągu bądź ociosów wyrobiska w celu powiększenia jego wymiarów bądź wyrównania wyrobiska.
- Punkt przeładowczy – miejsce w kopalni, gdzie jest przeładowywany urobek z jednego środka transportu na inne.
- Punkt wysypowy (krata) – punkt przeładunku rudy z transportu oponowego na środki transportu taśmowego lub szynowego ograniczający jednocześnie wielkość brył urobku przez ich rozbijanie.
- Regulamin ruchu maszyn górniczych – regulamin regulujący sprawy związane z poruszaniem się maszyn górniczych oraz ich użytkowaniem w kopalni.
- Rejon – jednostka organizacyjna kopalni, której istnienie wynika z uwarunkowań technologicznych, podlegająca kierownikowi działu robót górniczych.
- Roboty eksploatacyjne – roboty górnicze związane z technologią wybierania złoża według określonego systemu eksploatacji lub specjalnych technologii, ustalonych dla konkretnych warunków geologiczno-górnich w obrębie wydzielonego pola eksploatacyjnego.
- Roboty przygotowawcze – roboty górnicze, górniczo-montażowe, górniczo-budowlane oraz wiertnicze, związane z przygotowaniem pola eksploatacyjnego do wybierania złoża.
- Roboty strzałowe – czynności związane z drażeniem wyrobisk i urabianiem skał za pomocą materiałów wybuchowych.
- Roboty udostępniające – roboty górnicze, górniczo-montażowe, górniczo-budowlane oraz wiertnicze związane z udostępnieniem nowej partii złóż.
- Ruch kopalni – wszystkie przedsięwzięcia i czynności związane z prowadzeniem i utrzymaniem kopalni w pełnej działalności produkcyjnej.
- Ruda łupkowa – skała zbudowana głównie z minerałów ilastych, wapieni oraz substancji organicznej i kwarcu, zawiera minerały rudy Cu.
- Ruda piaskowcowa – skała wykształcona w postaci piaskowców jasnoszarych drobnoziarnistych o spoiwie węglanowym i ilastym, zawiera ziarna kwarcu i niewielkie ilości skaleni, zawiera minerały rudy Cu.
- Ruda węglanowa – skała reprezentowana przez drobnoziarniste dolomity wapniste i wapienie dolomityczne, zawierająca minerały takie, jak: dolomit, kalcyt, gips, anhydryt z domieszką minerałów ilastych, minerały rudy Cu.
- Rzapie – zbiornik wód kopalnianych, z którego są one zasysane przez pompy odwadniające kopalnię.
- Samojezdna maszyna górnicza – maszyna przemieszczająca się na podwoziu oponowym lub gąsienicowym z własnym niezależnym napędem.
- Skała – zespół różnych minerałów lub wielu osobników jednego minerału powstały w wyniku procesu neutralnego geologicznego. zespół minerałów lub wiele ziaren tego samego minerału, powstałe w warunkach naturalnych. Ze względu na genezę wyróżniamy skały magmowe, skały osadowe i skały metamorficzne (przeobrażone).
- Skała płonna – skała towarzysząca kopalinie, wydobywana wraz z nią, ale nieużyteczna gospodarczo, przynajmniej pod względem celu, któremu służy kopalina główna.
- Spąg – dolna powierzchnia warstwy skalnej (spąg warstwy), pokładu (spąg pokładu) lub wyrobiska (spąg wyrobiska). Na podstawie stropu lub spągu określa się bieg i upad warstwy.
- Straty – straty powstające na poszczególnych etapach produkcji i wykorzystania surowców mineralnych; określane w odniesieniu do zasobów geologicznych lub zasobów przemysłowych złóż.
- Straty eksploatacyjne – straty w zasobach przemysłowych powstałe w wyniku stosowania określonego systemu eksploatacji kopalni ze złoża lub jego części, objęte eksploatacją górniczą.

- Straty ogólne – różnica między geologicznymi zasobami bilansowymi kopaliny a ich ilością faktycznie wydobytą ze złoża lub jego części.
- Straty pozaeksploatacyjne – niewybrane fragmenty kopaliny, planowo pozostawione w wyniku przyjęcia określonego systemu eksploatacji i istniejących niekorzystnych warunków geologiczno-górnictwowych.
- Strop – górna granica warstwy geologicznej, a także pokładu lub wyrobiska. Na podstawie stropu lub spągu określa się bieg i upad warstwy.
- System komorowo-filarowy – sposób wybierania złoża polegający na jego rozcinaniu komorami i pasami z wydzieleniem filarów technologicznych. Filary te wybiera się częściowo do bezpiecznych wymiarów, pozostawiając kostki podporowe (filary resztkowe). W sprzyjających warunkach, w niektórych odmiannach tego systemu, dopuszcza się możliwość całkowitego wybrania filarów technologicznych bez pozostawiania filarów resztkowych.
- Szyb – wyrobisko korytarzowe pionowe o znacznym przekroju, głębiej z powierzchni w głąb ziemi.
- Transport poziomy – system transportu urobku z przodków eksploatacyjnych na podszycie szybów wydobywczych, obejmujący odstawę oddziałową i główną, opierający się na transporcie maszynami górnictwowymi oraz transporcie taśmowym lub szynowym.
- Transport pionowy – system transportu zabudowany w szybach.
- Transport szynowy – przemieszczanie urobku, ludzi i materiałów z wykorzystaniem wozów kopalnianych kolei szynowej.
- Transport taśmowy – przemieszczanie urobku z wykorzystaniem przenośników taśmowych.
- Urabianie – sposób pozyskania materiału skalnego ze złoża. Urabianie skał może odbywać się w sposób mechaniczny (np. z użyciem kombajnów), bądź z wykorzystaniem materiałów wybuchowych.
- Urobek – materiał skalny wybrany ze złoża. Obejmuje zarówno kopalinę użyteczną, jak i skałę płonną.
- Urządzenie do rozbijania brył (URB) – urządzenie z młotem hydraulicznym służące do rozbijania brył nadgabarytowych.
- Wóz do obrywki – maszyna przeznaczona do obrywki stropu i ociosów w przodkach eksploatacyjnych i wyrobiskach korytarzowych oraz do rozbijania brył nadgabarytowych (po wyposażeniu w młot hydrauliczny).
- Wóz kotwiący SWK – maszyna przeznaczona do wykonywania otworów kotwicznych i zabudowy kotwi w stropie i ociosach wyrobisk górnictwowych.
- Wóz odstawczy WO – maszyna przeznaczona do odstawy urobku oraz transportu innych materiałów.
- Wóz paliwowo-smarowniczy – maszyna do przewozu paliwa i środków smarnych oraz tankowania samojedznych maszyn górnictwowych.
- Wóz strzelniczy SWS – maszyna przeznaczona do przewozu materiałów wybuchowych, sprzętu strzelniczego i górników strzałowych.
- Wóz transportowy SWT – pojazd do przewozu ludzi i materiałów.
- Wóz wiertniczy SWW – maszyna przeznaczona do wykonywania otworów strzałowych w górotworze.
- Wyrobisko eksploatacyjne – wyrobisko górnicze, wykonywane w celu wybierania złoża.
- Zabierka – wyrobisko eksploatacyjne o wąskim przodku, rzędu 3–8 m. Wysokość zabierki nie przekracza 8 m, najczęściej są to wyrobiska o wysokości 5 m. Podczas wykonywania wyrobisk zabierkowych kierunek drążenia przodka jest prostopadły do kierunku postępu frontu eksploatacyjnego.
- Zagrożenie naturalne – nazwa ogólna obejmująca zagrożenia: tąpniętami, metanowego, wyrzutami gazów i skał, wybuchem pyłu węglowego, wodnego, erupcyjnego, siarkowodorowego, radiacyjnego naturalnymi substancjami promieniotwórczymi, a także działaniem pyłów szkodliwych dla zdrowia.
- Zasoby przemysłowe – część zasobów bilansowych, przewidywanych do eksploatacji i określonych na podstawie technicznie i ekonomicznie optymalnej koncepcji wykorzystania określonego złoża.
- Zawał – niezamierzone, grawitacyjne przemieszczenie się do wyrobiska mas skalnych na skutek opadu skał stropowych na wysokość równą lub większą od długości kotwi obudowy podstawowej, powodujące całkowitą lub częściową utratę funkcjonalności lub bezpieczeństwa użytkowania.

Zawartość ekwiwalentna Cu – zawartość miedzi uwzględniająca zawartość srebra, znaczenie zawartości ekwiwalentnej wprowadza się w celu określenia granic pionowych złoża bilansowego, jak również ze względu na analizę minimalnej zasobności złoża.

Zawodowca kopalni – naczelny inżynier kopalni, uprawniony do prowadzenia ruchu zakładu górniczego.

Zbiornik retencyjny (oddziałowy i rejonowy) – zbiornik wykonany w górotworze na ciągach transportu poziomego służący do magazynowania urobionej rudy i polepszenia płynności odstawy urobku.

Złoże – naturalne nagromadzenie kopalin w obrębie skorupy ziemskiej, powstałe w wyniku różnorodnych procesów geologicznych. Istotny jest fakt, iż złoża występuje w takiej ilości i w takich warunkach ekonomicznych i geologicznych, że jego eksploatacja jest opłacalna.

Zroby – przestrzeń w górotworze powstała po całkowitym, możliwym technologicznie wybraniu złoża.

Zroby podsadzkowe – zroby po wybranej kopalinie wypełnione podsadzką suchą lub hydrauliczną podczas eksploatacji z podsadzką.

Zroby zawałowe – zroby po wybranej kopalinie, wypełnione skałą zawałową w eksploatacji z zawałem lub ugięciem stropu.

Wykaz rysunków

Rys. 1. Kierunki wykorzystania narzędzi informatycznych do zarządzania transportem [57]	10
Rys. 2. Cyfrowa transformacja górnictwa podziemnego [128]	11
Rys. 1.1. Przykładowe schematy rozcięcia pól eksploatacyjnych oraz organizacji odstawy urobku [147], [148]	16
Rys. 1.2. Sekwencja ciągłego urabiania calizny w przodkach dla systemu komorowo-filarowego [77], [65]	17
Rys. 1.3. Położenie udokumentowanych złóż rud miedzi na obszarze LGOM [196]	19
Rys. 1.4. Historia ewolucji systemów eksploatacji w kopalniach rud miedzi LGOM, rozpoczynając od systemu ścianowego [34], [36], [147]	20
Rys. 1.5. Ewolucja systemów eksploatacji złoża rud miedzi w KGHM Polska Miedź S.A. [36]	24
Rys. 1.6. Cykl robót górniczych w przodkach [210]	31
Rys. 1.7. Schematy przeładunku urobku z zastosowaniem ładowarek na podwoziu oponowym i wozami odstawy [106]	34
Rys. 1.8. Schemat układu drażenia chodników przygotowawczych [147]	36
Rys. 1.9. Schemat przygotowania pola do eksploatacji [147]	37
Rys. 1.10. Dostosowywanie kształtu wyrobisk górniczych do budowy litologicznej ociosów [147].....	38
Rys. 1.11. Algorytm działania zestawu zmechanizowanego I w układzie trójkomorowym z wozami odstawczymi [147]	39
Rys. 1.12. Algorytm działania zestawu zmechanizowanego II w układzie trójkomorowym z ładowarką jako maszyną ładująco-odstawczą [147].....	40
Rys. 1.13. Szkic pola wydobywczego w rejonie pola G-1/7 z projektem przejścia wiązek wyrobisk w ZG Rudna [125]	46
Rys. 2.1. Schemat strukturalny techniki zintegrowanych przepływów materiałowych (na tle jej miejsca w logistyce) [102]	51
Rys. 2.2. Ogólna klasyfikacja środków transportowych [5]	57
Rys. 2.3. Ogólna klasyfikacja przenośników ze względu na rodzaj czynnika roboczego niosącego materiał transportowany [5]	58
Rys. 2.4. Przykładowa wiertnica przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [214]	59
Rys. 2.5. Przykładowa kotwiarka przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [215]	59
Rys. 2.6. Przykładowa ładowarka łyżkowa przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [208]	64
Rys. 2.7. Wóz odstawczy przegubowy z rozładunkiem teleskopowym przedsiębiorstwa KGHM Zanam S.A. [203]	65
Rys. 2.8. Wydajność zmianowa w funkcji długości drogi transportu dla zestawu ładowarka plus dwa lub trzy wozy odstawcze [5]	68
Rys. 2.9. Produktywność ładowarki Sandvik LH204 w zależności od stopnia nachylenia podłoża [216]	69
Rys. 2.10. Wydajność środków transportu i ich zestawów w zależności od drogi odstawy [147]	70

Rys. 2.11. Koszt odstawy środków transportu i ich zestawów w zależności od drogi [147]	70
Rys. 2.12. Ogólny schemat przenośnika taśmowego [138]	72
Rys. 2.13. Schemat oddziałowego punktu przeładowczego [147]	74
Rys. 2.14. Urządzenie do rozbijania brył URB wykorzystywane w punkcie przeładowczym [218]	75
Rys. 2.15. Schemat transportu urobku pomiędzy kopalnią a zakładem przeróbki rudy [210]	76
Rys. 2.16. System transportu szynowego i przenośników taśmowych w kopalni ZG Lubin, uaktualnione przedstawienie schematyczne [13]	77
Rys. 2.17. Różny stopień kontroli podstawowych parametrów [148]	80
Rys. 3.1. Kierunki rozwoju zaawansowanej analizy danych w kontekście prac rozwojowych prowadzonych w przedsiębiorstwach z branży górniczej [17]	89
Rys. 3.2. Relacje pomiędzy zadaniami cząstkowymi w zadaniu badawczym oraz ich cele	96
Rys. 4.1. Schemat położenia punktów załadunku urobku PZ na etapie rozcinki	101
Rys. 4.2. Sposób podziału pola eksploatacji przez okna obliczeniowe, ukazane komory „krzyż” oraz pozostała przestrzeń reszt „dół” i „góra”, „lewa” i „prawa”	102
Rys. 4.3. Figury geometryczne opisujące objętość wyrobiska dla całego pola eksploatacji podczas etapu rozcinki wraz z przekrojem	105
Rys. 4.4. Wymiary filara technologicznego z zaznaczonym miejscem wcinki, pozostaną dwa filary reszkowe o powierzchni przekroju $r = 12 \text{ [m}^2\text{]}$ pod stropem	106
Rys. 4.5. Schemat przebiegu dróg transportowych dla etapu likwidacji tuż przed uruchomieniem punktu wysypowego PW2	108
Rys. 4.6. Schemat transportu do punktu wysypowego PW1 umieszczonego przed linią frontu wydobywania dla etapu rozcinki (l nieparzyste)	112
Rys. 4.7. Porównanie różnicy $Z(m, l)$ w pokonywanych odległości transportowych $D(m, l)$ i $D'(m, l)$ dla różnych metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych	117
Rys. 4.8. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ w pokonywanych odległości transportowych $D(m, l)$ i $D'(m, l)$ dla różnych metod synchronizacji uruchamiania punktów wysypowych	118
Rys. 4.9. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” przy nieparzystej liczbie l	120
Rys. 4.10. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie przy nieparzystej liczbie l	121
Rys. 4.11. Schemat modelu matematycznego do wyznaczania sumarycznej odległości $D(m, l)$	122
Rys. 5.1. Koszty transportu urobku K_{ij} dla 300 Mg urobku na zmianę w przeliczeniu na zł/Mg	131
Rys. 5.2. Koszty transportu urobku K_{ij} dla 600 Mg urobku na zmianę w przeliczeniu na zł/Mg	132
Rys. 5.3. Zestawienie różnicy w kosztach transportu K_{ij}	133
Rys. 5.4. Zakresy optymalnego kosztowo wykorzystania różnych środków transportowych w zależności od odległości do pokonania i ilości urobku przeznaczonego do transportu	134
Rys. 5.5. Schemat metody doboru środków transportu odstawy kołowej	137
Rys. 6.1. Harmonogram prowadzenia prac górniczych dla etapu rozcinki, pole eksploatacji ma $m = 20$ korytarzy i $L = 60$ przecinek	143
Rys. 6.2. Harmonogram prowadzenia prac górniczych dla etapu likwidacji, pole eksploatacji ma $m = 20$ korytarzy i $L = 60$ przecinek	143
Rys. 6.3. Kształtowanie się kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ w czasie trwania eksploatacji pola wydobywczego	144
Rys. 6.4. Zestawienie kosztów odstawy kołowej na etapie rozcinki $K_{R \text{ odst koł}}$ i likwidacji $K_{L \text{ odst koł}}$ dla różnych strategii synchronizacji linii frontu wydobywania z punktami wysypowymi	145
Rys. 6.5. Sumaryczny koszt odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ wyznaczony dla różnych środków transportu (przypadek modelowanego pola wydobywczego)	146
Rys. 6.6. Porównanie kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ prowadzonej różnymi środkami transportu	147

Rys. 6.7. Porównanie kosztów odstawy $K_{\text{odst koł}}$ dla różnych środków transportu przy dwóch prezentowanych strategiach synchronizacji linii frontu	148
Rys. 6.8. Porównanie kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ pomiędzy najlepiej dopasowanym do pola wydobywania środkiem transportu a ciągłym doбором optymalnego środka odstawy	149
Rys. 6.9. Redukcja kosztów odstawy urobku odstawa kołową $K_{\text{odst koł}}$ przez połączenie ciągłego doboru optymalnego środka odstawy ze strategią „punkt wysypowy na środku”	150
Rys. 6.10. Zmiany kosztów transportu urobku odstawa kołową $K_{\text{odst koł}}$ w zależności od częstotliwości doboru optymalnego środka transportu	151
Rys. 6.11. Dobór środków transportu dla etapu rozczinki, strategia „punkt wysypowy na równi z linią wydobywania”	152
Rys. 6.12. Dobór środków transportu dla etapu rozczinki, strategia „punkt wysypowy na środku okna”	152
Rys. 6.13. Dobór środków transportu dla etapu likwidacji, strategia „punkt wysypowy na równi z linią wydobywania”	152
Rys. 6.14. Dobór środków transportu dla etapu likwidacji, strategia „punkt wysypowy na środku okna”	153
Rys. 6.15. Zmiany kosztów transportu urobku dla analizowanego pola wydobywczego odstawa kołową $K_{\text{odst koł}}$ w zależności od dostępnego czasu efektywnego t_{ef}	154
Rys. 6.16. Wartości kosztów odstawy kołowej $K_{\text{odst koł}}$ i odstawy taśmowej $K_{\text{odst taś}}$ w zależności od liczby punktów wysypowych	158
Rys. 6.17. Optymalna liczba punktów wysypowych PW w zależności od liczby korytarzy m dla $L = 60$	160
Rys. 6.18. Wartości całkowitego kosztu odstawy urobku $K_{\text{odst ur}}$ w zależności od relacji boków pola wydobywczego $m : L$	162
Rys. 6.19. Schemat metodyki planowania efektywności wydobywania urobku	163
Rys. 6.20. Schemat badań symulacyjnych procesów transportowych podczas eksploatacji pola wydobywczego	166
Załącznik 1. Schemat linii frontu wydobywania, dla systemu komorowo-filarowego z ugięciem stropu, ukazana całość pola eksploatacji	189
Rys. Z.1. Schemat transportu do punktu wysypowego PW1 umieszczonego przed linią frontu wydobywania dla etapu rozczinki (l parzyste)	191
Rys. Z.2. Porównanie zysku $Z(m, l)$ [tys. km] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap rozczinki	193
Rys. Z.3. Porównanie zysku $Z(m, l)$ [tys. km] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap likwidacji	193
Rys. Z.4. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ [%] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap rozczinki	194
Rys. Z.5. Porównanie zysku $Z'(m, l)$ [%] dla odległości pokonywanych podczas transportu urobku – proponowana strategia „punkt wysypowy na środku okna”, etap likwidacji	194
Rys. Z.6. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na środku okna” (parzysta liczba l w oknie)	195
Rys. Z.7. Składowa „pozioma” drogi transportowej d_{ij} dla strategii „punkt wysypowy na równi z linią frontu” przy dwóch punktach wysypowych czynnych jednocześnie (parzysta liczba l w oknie)	196

Wykaz tabel

Tabela 1.1. Klasyfikacja systemów eksploatacji złóż w kopalniach podziemnych [143], [144]	14
Tabela 1.2. Sposoby wybierania złoża i kierowania stropem oraz kontroli przestrzeni roboczej i zrobów [148]	18
Tabela 1.3. Charakterystyka odmian systemu komorowo-filarowego [36]	25
Tabela 1.4. Dobór odmiany komorowo-filarowego systemu eksploatacji wg kryteriów technicznych [35]	29
Tabela 1.5. Kryteria bilansowości złóż rud miedzi [211]	46
Tabela 2.1. Klasyfikacja czynności i kosztów logistycznych [134]	53
Tabela 2.2. Zestawienie danych charakteryzujących ładowarki wytwarzane przez różnych producentów na podstawie katalogów producentów maszyn górniczych [202, 204, 207, 212]	63
Tabela 2.3. Główne rodzaje samojezdnych maszyn górniczych w KGHM Polska Miedź S.A. [13]	66
Tabela 2.4. Zestawienie systemów SCADA stosowanych w KGHM Polska Miedź S.A. [69]	85
Tabela 2.5. Wykaz wybranych publikacji z obszaru systemów eksploatacji w górnictwie pozawęglowym oraz stosowanych w nim maszyn i urządzeń	87
Tabela 3.1. Podsumowanie dla modeli matematycznych i symulacyjnych wykorzystywanych w obszarze transportu, ze szczególnym uwzględnieniem obszaru górnictwa	93
Tabela 5.1. Zestawienie parametrów różnych typów ładowarek i zestawów ładowarka plus wóz odstawczy	130
Tabela 5.2. Wyniki zbiorcze liczby koniecznych środków transportu n_{ij} dla zadanych warunków	135
Tabela 5.3. Wyniki zbiorcze kosztów $K_{20,15}$ dla różnych środków transportu w przeliczeniu na 1 Mg	136
Tabela 6.1. Założone wartości liczbowe składników kosztów dla odstawy taśmowej	157
Tabela 6.2. Zestawienie kosztów odstawy urobku $K_{odst\ ur}$ w zależności od liczby punktów wysypowych PW dla analizowanego pola wydobywczego	157
Tabela 6.3. Optymalna liczba punktów wysypowych PW z zależności od proporcji boków pola	159
Tabela Z.1. Kolejność prowadzenia prac górniczych w poszczególnych obszarach dla rozcinki	197
Tabela Z.2. Kolejność prowadzenia prac górniczych w poszczególnych obszarach dla likwidacji	198

Methodology for planning the extraction of mining product in room and pillar mining systems

The extraction of copper ore in room and pillar systems is a difficult and complicated undertaking, even for experienced engineering staff, well versed in mining craft. The properly selected operating system translates into reduction of these phenomena, ensuring the full control of the rock mass. One of the key features of room and pillar systems is the protection of the working space with technological pillars.

Underground mining transportation is one of the key mining operations, covering primarily the loading and hauling of the extracted material, as well as the transport of gangue, necessary materials, the staff and indispensable machinery and equipment. Efficient transport of mining product is a necessary, albeit insufficient, condition for the success of the entire mining processes at the Mining Plant, determining to a large extent the level of enterprise profits.

The purpose of the research presented in this monograph was to search for methods:

- that would enable shortening transport routes, used by the means of transport during the exploitation of the deposit, through the distribution strategy, appropriate from the perspective of the entirety of the logistics processes, and the number of discharge points,
- to select the means of transport, adequate to the conducted transportation tasks.

The purpose of the work formulated in this way assumed the development of mathematical models and computer simulation models based on them, intended in the long term for the quantitative method of transport management in deep mines.

The results of multidisciplinary research, presented in the monograph, on the tire transport of mined material and the distribution of dumping points over the conveyor belt running along the mining field, allow for a look at the entirety of logistic processes assigned to the mining field as well as the key cost-creating spots.

The proposed methodology is intended to design the distribution of dumping points, the choice of means of transport and the dimensions of the mining fields to enable conscious shaping of the costs of wheeled and belt-based transportation in the entire logistics chain already at this stage. The considerations presented in the work are addressed primarily to the management of Mining Plants, because these people direct the whole of underground mining works, i.a. through the development of comprehensive mining projects of deposits' extraction.

The proposed methodology, supplemented with dedicated software, would be an important element in the digitization of the underground mine, supporting so desirable process management in the PDCA (Plan-Do-Check-Act) cycle at the stage of operation planning. At the stage of checking, it would also be possible to verify the implementation of mining processes, in cooperation with remote machine diagnostics, thus opening further possibilities for subsequent improvements of mining processes.

[...] monografia ta stanowi swoiste kompendium wiedzy z zakresu unormowań prawnych i aktualnych rozwiązań technicznych składających się na infrastrukturę górniczą [...]. Zaproponowana w niej metodyka planowania efektywności wydobywania urobku dla komorowo-filarowych systemów eksploatacji łączy elementy wielokryterialnej oceny środków transportu z metodami optymalizacji kosztowej łańcucha logistycznego.

Z recenzji prof. dr. hab. inż. Zbigniewa Banaszaka

Monografia ta jest potrzebna ze względu na brak dotychczasowych publikacji w tak szczegółowy sposób ujmujących zagadnienie planowania efektywności wydobywania urobku [...]. Oprócz aspektu nowości pod względem naukowym istotna jest także wartość użyteczna opracowanej metodyki. Przyjęte metody badań i zaproponowana metodyka są moim zdaniem [...] wystarczająco szczegółowe, a jednocześnie na tyle ogólne, by znalazły zastosowanie w środowisku kopalni.

Z recenzji prof. dr. hab. inż. Tadeusza Smolnickiego



**Wydawnictwa Politechniki Wrocławskiej są do nabycia w księgarni
ul. C.K. Norwida 9, 50-374 Wrocław, tel. 71 328 08 95**

Prowadzimy sprzedaż wysyłkową: zamawianie.ksiazek@pwr.edu.pl

ISBN 978-83-7493-072-7