ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ

MAŁGORZATA KOZDRÓJ-WEIGEL

# INŻYNIERIA SYSTEMOWA W GÓRNICTWIE

# GÓRNICTWO

Z. 152
GLIWICE
1988

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1016

MAŁGORZATA KOZDRÓJ-WEIGEL

# INŻYNIERIA SYSTEMOWA W GÓRNICTWIE

GLIWICE 1988

OPINIODAWCY

Prof. dr hab. inż. Włodzimierz Sitko

Doc. dr hab. Stanisława Pankiewicz

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY — Prof. dr hab. inż. Wiesław Gabzdyl
REDAKTOR DZIAŁU — Prof. dr hab. inż. Mirosław Chudek
SEKRETARZ REDAKCJI — Mgr Elżbieta Stinzing
CZŁONKOWIE KOLEGIUM — Prof. dr hab. inż. Adolf Maciejny
— Prof. dr inż. Stanisław Malzacher
— Prof. dr hab. inż. Bronisław Skinderowicz

OPRACOWANIE REDAKCYJNE

Mgr Kazimiera Rymarz

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372—9508

**Dział Wydawnictw Politechniki Śląskiej**
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

**Nakł. 170+55 Ark. wyd. 9,4 Ark. druk. 8,625 Papier offset. kl III 70x100, 70 g**
**Oddano do druku 26.05.87 Podpis. do druku 1.07.88 Druk ukończ. w listopadzie 1988**
**Zam. 483/87 L-23 Cena zł 189,—**

Skład, fotokopie, druk i oprawę
wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

SPIS TREŚCI


| | Str. |
|---|---|
| WPROWADZENIE | 9 |
| 1. SYSTEMOWE PODEJMOWANIE DECYZJI W ZAKRESIE OPŁACALNOŚCI ROBÓT KORYTARZOWYCH | 11 |
| 2. SYSTEMOWE PROGNOZOWANIE WYBIERANIA WĘGLA | 23 |
| 2.1. Wprowadzenie | 23 |
| 2.2. Prognozowanie kierunków postępu techniczno-organizacyjnego wybierania pokładów metodą morfologiczną | 24 |
| 2.3. Studium analityczne | 28 |
| 2.4. Synteza | 29 |
| 2.5. Sformułowanie kryterium oceny rozwiązań | 35 |
| 2.6. Wybór rozwiązania | 35 |
| 3. SYSTEMOWE BADANIE WYKORZYSTANIA CZASU PRACY W PRZODKACH PRODUKCYJNYCH | 44 |
| 3.1. Wprowadzenie | 44 |
| 3.2. Rodzaje czasu występującego w produkcji górniczej | 46 |
| 3.2.1. Czas pracownika | 46 |
| 3.2.2. Czas środków pracy (maszyn i urządzeń) | 48 |
| 3.2.3. Czas związany z przedmiotami pracy | 50 |
| 3.2.4. Współdziałanie w czasie człowieka, środków pracy i przedmiotów | 52 |
| 3.3. Badanie pracy | 52 |
| 3.3.1. Wprowadzenie | 52 |
| 3.3.2. Sposoby badania czasu pracy | 53 |
| 3.3.3. Chronometraż | 54 |
| 3.3.4. Fotografia dnia roboczego | 54 |
| 3.3.5. Obserwacje migawkowe | 55 |
| 3.3.6. Metoda techniki filmowo-telewizyjnej | 55 |
| 3.3.7. Obserwacje pracy maszyn i urządzeń | 56 |
| 3.3.8. Opracowanie wyników | 56 |
| 3.3.9. Ustalenie liczby obserwacji | 56 |

Str.

3.4. Ekonomiczne skutki czasu traconego w przodkach górniczych 57

3.4.1. Zależność między przerwami w pracy, czasem przebywania w przodku a efektywnym czasem roboczym ..... 57

3.4.2. Zależność pomiędzy przerwami, efektywnym czasem roboczym i czasem pracy maszyn ..... 60

3.4.3. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym (nakładem pracy żywej) czasem pracy maszyn (nakładem pracy maszyn) i produkcją (wydobyciem lub postępem) ..... 62

3.4.4. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym, czasem pracy maszyn, wydobyciem a zyskiem kopalni ..... 64

3.4.5. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym, czasem pracy maszyn, postępem a kosztami drążenia wyrobisk korytarzowych ..... 66

3.4.6. Zastosowanie aproksymacji stochastycznej do badania omówionych współzależności ekonomicznych ..... 68

3.4.7. Metody rozwiązywania aproksymacji ..... 69

3.5. Wyznaczenie wybiegu ścian na podstawie pracochłonności .... 70

4. BADANIA SYSTEMOWE POZIOMEGO TRANSPORTU GŁÓWNEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO ..... 91

4.1. Wprowadzenie ..... 91

4.2. Zagadnienie teorii masowej obsługi w literaturze światowej 92

4.3. Zastosowanie modeli matematycznych do badania zagadnień transportu poziomego ..... 92

4.4. Określenie jednostkowego kosztu transportu poziomego dla niezbędnej liczby funkcjonujących składów wozów przy minimalnejsumie strat ..... 99

4.5. Matematyczny model optymalnego dysponowania pociągami na poziomie kopalni ..... 105

4.6. Zakończenie ..... 128

LITERATURA ..... 130

STRESZCZENIA ..... 132

СОДЕРЖАНИЕ


Стр.

ВВЕДЕНИЕ ..... 9

1. СИСТЕМНОЕ УПРАВЛЕНИЕ РЕШЕНИЕМ В РАМКАХ РЕНТОБЕЛЬНОСТИ ШТРЕКОВЫХ РАБОТ ..... 11

2. СИСТЕМНОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ ..... 23

2.1. Введение ..... 23

2.2. Прогнозирование направлений организационно-технологического прогресса добычи пластов морфологическим методом ..... 24

2.3. Аналитическое исследование ..... 28

2.4. Синтез ..... 29

2.5. Формирование критерия оценки решений ..... 35

2.6. Выбор решения ..... 35

3. СИСТЕМНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВРЕМЕНИ РАБОТЫ В ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ЗАБОЯХ ..... 44

3.1. Введение ..... 44

3.2. Вид времени, имеющего место в горном производстве ..... 46

3.2.1. Время рабочего ..... 46

3.2.2. Время средств работы (машин и устройств), ..... 48

3.2.3. Время связанное с предметом работы ..... 50

3.2.4. Содействие во времени человека, средств и предметов работы ..... 52

3.3. Исследование работы ..... 52

3.3.1. Введение ..... 52

3.3.2. Методы исследования времени работы ..... 53

3.3.3. Хронометраж ..... 54

3.3.4. Фотография рабочего дня ..... 54

3.3.5. Кратковременные наблюдения ..... 55

3.3.6. Метод кино-телевизионной техники ..... 55

3.3.7. Наблюдения работы машин и устройств ..... 56

3.3.8. Обработка результатов ..... 56

3.3.9. Определение числа наблюдений ..... 56

Стр.

3.4. Экономические последствия траченного времени в горных забоях ..... 57

3.4.1. Зависимость между перерывами в работе, временем проведённом в забое и эффективным рабочим временем .... 57

3.4.2. Зависимость между перерывами, эффективным рабочим временем и рабочим временем машин ..... 60

3.4.3. Зависимость между перерывами, временем проведёином в забое, эффективным рабочем временем (вклад рабочей силы) временем рабочим машин (рабочий вклад машин) и производством (добычей или продвигание выработки).. 62

3.4.4. Зависимость между перерывами, временем проведённом в забое эффективным рабочим временем, рабочим временем машин, добычей и прибылью шахты ..... 64

3.4.5. Зависимость между перерывами, временем проведёином в забое, эффективным рабочим временем, рабочим временем машин, продвиганием выработки и стоимостью проходки штреков ..... 66

3.4.6. Применение стохастической аппроксимации для исследования оговариваемых зависимостей ..... 68

3.4.7. Методы решения аппроксимации ..... 69

3.5. Определение перебега стен на основе трудоёмкости ..... 70

4. СИСТЕМНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО ГЛАВНОГО ТРАНСПОРТА В ШАХТАХ КАМЕННОГО УГЛЯ ..... 91

4.1. Введение ..... 91

4.2. Вопросы теории массового обслуживания в мировой литературе .. 92

4.3. Применение математической моделей для исследования вопросов горизонтального транспорта ..... 92

4.4. Определение удельной стоимости горизонтальиого транспорта для необходимого количества функционирующих составов вагонеток при минимальных суммарных затратах ..... 99

4.5. Математическая модель оптимальиого располагания поездами на уровне шахты ..... 105

4.6. Окончание ..... 128

ЛИТЕРАТУРА ..... 130

СОДЕРЖАНИЯ ..... 132

CONTENTS


| | Page |
|---|---|
| PREFACE | 9 |
| 1. SYSTEM DECISION MAKING IN THE FIELD OF PROFITABILITY OF CORRIDOR WORK | 11 |
| 2. SYSTEM PREDICTION OF COAL EXPLOITION | 23 |
| 2.1. Introduction | 23 |
| 2.2. Prediction of technological progress directions in the exploition using morphologic technique | 24 |
| 2.3. Analytical study | 28 |
| 2.4. Synthesis | 29 |
| 2.5. Formulation of evaluation criteria for solutions | 35 |
| 2.6. Choice of solutions | 35 |
| 3. SYSTEM INVESTIGATION OF TIME USING IN PRODUCTION FACES | 44 |
| 3.1. Introduction | 44 |
| 3.2. Kinds of time existing in the mining production | 46 |
| 3.2.1. Worker's time | 46 |
| 3.2.2. Time of means of production | 48 |
| 3.2.3. Time of subjects of production | 50 |
| 3.2.4. Cooperation in the time - man, means and subjects of production | 52 |
| 3.3. Work investigation | 52 |
| 3.3.1. Introduction | 52 |
| 3.3.2. Ways of working time investigation | 53 |
| 3.3.3. Timing | 54 |
| 3.3.4. Phote of working day | 54 |
| 3.3.5. Shutter observations | 55 |
| 3.3.6. Telefilm technique method | 55 |
| 3.3.7. Observation of machines and equipment work | 56 |
| 3.3.8. Elaboration of results | 56 |
| 3.3.9. Fixing of observations number | 56 |

Page

3.4. Economical results of the waisted time in mining faces .. 57

3.4.1. Relation between interrupts in work, time of stay in the face and an effective working time ..... 57

3.4.2. Relation between interrupts, effective working time and working time of machines ..... 60

3.4.3. Relation between interrupts, time of stay in the face, effective working time, working time of machines and production ..... 62

3.4.4. Relation between interrupts, time of stay in the face, effective working time, working time of machines and profit of the mine ..... 64

3.4.5. Relation, between interrupts, time of stay the face, effective working time, working time of machines, progress and costs of dog heading drift ..... 66

3.4.6. The use of the stochastic approximation to investigate the relations mentioned above ..... 68

3.4.7. Methods of approximation solutions ..... 69

3.5. Assignment of walls coasting based on the labour consumption 70

4. SYSTEM INVESTIGATIONS OF THE MAIN HORIZONTAL TRANSPORT IN THE COAL MINES ..... 91

4.1. Introduction ..... 91

4.2. A problem of the queues theory in the world litarature ... 92

4.3. The use of mathematical models in the investigation of the horizontal transport ..... 92

4.4. A definition of the unit cost of the horizostan transport for necessary a number of drafts of ncars with a minimal sum of looses ..... 99

4.5. Mathematical model of an optimal dispose of trains in the level of the mine ..... 105

4.6. Ending ..... 128

REFERENCES ..... 130

SUMMARIES ..... 132

# WPROWADZENIE

Inżynieria systemowa (jak podaje "Encyklopedia organizacji i zarządzania") zajmuje się projektowaniem struktur i reguł działania organizacji oraz wdrażaniem tych projektów do praktyki. Określenie "systemowa" ma tu sygnalizować, że organizacja traktowana jest jako system.

System oznacza zaś złożony zespół powiązanych wzajemnie i różnych jakościowo zmiennych, których związki mają charakter częściowo deterministyczny a częściowo probabilistyczny. Z uwagi na atrakcyjność tej metody i możliwość jej szybkiego zastosowania wykorzystuje się ją np. w badaniach systemowych procesów wydobywczych i czynników kształtujących ten proces. W pracy szczególną uwagę zwrócono na efektywne wykorzystanie czasu pracy, maszyn, urządzeń, środków transportu i wysiłku poszczególnych członków załogi, jak również na prawidłową gospodarkę materiałową.
Jest to więc próba odpowiedzi na pytanie czy i w jakim zakresie badania systemowe mogą wpłynąć na właściwe funkcjonowanie kopalń i na produkcję górniczą.

Niniejsza monografia przeznaczona jest dla studentów Wydziału Górniczego wszystkich specjalności.

## 1. SYSTEMOWE PODEJMOWANIE DECYZJI W ZAKRESIE OPŁACALNOŚCI MECHANIZACJI ROBÓT KORYTARZOWYCH

Rachunek ekonomiczny w przemyśle węglowym jest stosunkowo dobrze rozwinięty, niemniej występuje w nim jeszcze szereg aspektów zasługujących na dokładniejsze sprecyzowanie.

Jako jeden z nich można wymienić zagadnienie opłacalności mechanizacji robót chodnikowych. Mianowicie, przy wprowadzeniu mechanizacji do robót chodnikowych może zachodzić taka okoliczność że samo zainstalowanie urządzeń w przodku, niezależnie od kosztu zakupu urządzenia, jest bardzo pracochłonne i kosztowne (montaż, demontaż i transport), a wtedy składnik kosztów może w sposób istotny zaważyć na wyniku kalkulacji efektywności, szczególnie, gdy wybieg projektowanego chodnika nie jest dostatecznie wielki. W takim przypadku należy obliczyć minimalny wybieg, od którego począwszy przedsięwzięcie zaczyna się opłacać. Osoby dozoru ruchu, których szczególnym zadaniem jest wdrażanie nowych maszyn i urządzeń (np. inżynier mechanizacji), muszą znać sposób wyznaczania wskaźników opłacalności mechanizacji chodników w różnych warunkach. Inżynier mechanizacji musi umieć odpowiedzieć na pytanie czy przy danym wybiegu i możliwym do osiągnięcia postępie chodnika zastosowanie danej maszyny i urządzeń w przodku przyniesie korzyści ekonomiczne.

Bardzo często analiza opłacalności mechanizacji opiera się na bardzo upraszczającym założeniu, że wprowadzenie danych maszyn i urządzeń do przodku pociąga za sobą przyspieszenie przygotowania pewnej partii pokładu do eksploatacji i umożliwia wcześniejsze rozpoczęcie robót eksploatacyjnych. Założenie takie może być słuszne tylko w szczególnych przypadkach. Biorąc bowiem pod uwagę fakt, że jednym z podstawowych czynników obniżenia kosztów robót przygotowawczych jest obniżenie czasu ich drążenia (przez mechanizację), nasuwa się wniosek, iż wspomniane upraszczające założenie jest tylko wówczas słuszne, gdy brak jest możliwości wcześniejszego rozpoczęcia chodnika o czas $\Delta t$, będący różnicą między czasem drążenia chodnika niezmechanizowanego a chodnika zmechanizowanego. Przypadek taki odnosi się więc jedynie do tzw. robót chodnikowych nitkowych drążonych podczas budowy nowej kopalni. Ogólnie jednak w polach eksploatacyjnych kopalń czynnych istnieje możliwość wcześniejszego rozpoczęcia drążenia chodników. Czas rozpoczęcia drążenia wyrobisk przygotowawczych zależy bowiem od postępu wyrobisk wybierkowych (ścian, zabierek), który jest zwykle powolniejszy od postępu robót przygotowawczych, nawet niezmechanizowanych [2].

W rozdziale niniejszym wyprowadzono wzór, który pozwala na obliczenie minimalnego opłacalnego wybiegu chodnika, od którego to wybiegu począwszy, zmechanizowanie chodnika przy danym urządzeniu i możliwym do osiągnięcia postępie zaczyna się opłacać. Ponadto wyprowadzono wzór pozwalający na obliczenie minimalnego postępu chodnika zmechanizowanego, od którego począwszy zmechanizowanie przy danym wybiegu zaczyna się opłacać. Okazuje się, że wspomniane wskaźniki zależą od bardzo wielu czynników, takich jak: przekroju i obudowy chodnika, rodzaju urządzeń do urabiania, ładowania i odstawy węgla, typu węgla, postępu chodnika niezmechanizowanego w rozpatrywanych warunkach itp. W tej sytuacji podanie jakiejś liczby, która odnosiłaby się do wszystkich warunków, jest niemożliwe. Wyznaczenie tych wskaźników wymaga w różnych warunkach oddzielnego przeliczenie. Dla ułatwienia posługiwania się wspomnianymi wzorami i dokładnego zapoznania się z problemem przedstawiono sposób ich wyprowadzenia.

Przystępując do wyprowadzenia wspomnianych wzorów oparto się na założeniu, że głównymi celami mechanizacji robót chodnikowych są:

- poprawa wyników działalności gospodarczych,
- zmniejszenie fizycznego wysiłku górnika.

Ponieważ drugi z wymienionych celów trudno na ogół ściśle ująć liczbowo w rachunku ekonomicznym i traktuje się go zazwyczaj jako dodatkowy argument przemawiający za mechanizacją ciężkich i pracochłonnych robót. Rozważania dalsze dotyczyć będą w zasadzie pierwszego z wymienionych celów, tzn. poprawy warunków gospodarczych. Poprawa tych wyników może nastąpić przez:

a) poprawę akumulacji,
b) obniżenie okresu zamrożenia nakładów na drążenie chodnika,
c) przyspieszenie terminu rozpoczęcia eksploatacji węgla.

Czynnik podany w punkcie c) bierze się pod uwagę jedynie w przypadkach wyżej omówionych.

Warunkiem poprawy akumulacji jest spełnienie nierówności

$$a_z > a_n , \tag{1.1}$$

gdzie:

$a_z$ - akumulacja osiągana przy drążeniu 1m chodnika zmechanizowanego, zł/m,

$a_n$ - akumulacja osiągana przy drążeniu 1m chodnika niezmechanizowanego, zł/m.

Zasadniczym i najważniejszym warunkiem poprawy wyników gospodarczych z tytułu drążenia wyrobisk korytarzowych sposobem zmechanizowanym jest spełnienie nierówności (1.1).

Uwzględniając, że akumulacja jest różnicą między utargiem a kosztem własnym, można zapisać:

$$a = u - k \,, \tag{1.2}$$

gdzie:

u - utarg z 1m drążonego chodnika,
k - koszt drążenia 1 m chodnika.

Dodając wyrazom (1.2) indeksy z dla chodnika zmechanizowanego oraz n dla chodnika niezmechanizowanego i podstawiając wielkość a do wzoru (1.1) otrzyma się:

$$u_z - k_z > u_n - k_n \,,$$

czyli

$$u_z - u_n > k_z - k_n \tag{1.3}$$

lub

$$(u_z - u_n) - (k_z - k_n) > 0$$

Dla przeprowadzenia dyskusji tego wzoru oznaczmy różnice utargu przez $\Delta_u$, czyli:

$$u_z - u_n = \Delta_u \tag{1.4}$$

Jeżeli mechanizacja poprawia utarg ($\Delta_u$ dodatnie), to warunek (1.3) można napisać:

$$\Delta_u - (k_z - k_n) > 0 \,,$$

czyli

$$k_z < k_n + \Delta_u \tag{1.5}$$

Znaczy to, że zamierzenie byłoby opłacalne nawet przy pewnym wzroście kosztu eksploatacyjnego, byleby tylko ten wzrost kosztu został skompensowany z nadwyżką przez poprawę utargu. Jeżeli mechanizacja nie wpływa na wielkość utargu, czyli $\Delta_u = 0$, to warunek (1.3) przyjmuje postać:

$$-k_z - k_n > 0 \,,$$

czyli

$$k_z < k_n \,, \tag{1.6}$$

co oznacza, że koszt eksploatacyjny chodnika zmechanizowanego powinien być mniejszy niż przy chodniku niezmechanizowanym, aby mechanizacja dała efektywne korzyści.

Wreszcie, w przypadku gdy mechanizacja w następstwie większego skruszenia urobku powoduje zmniejszenie utargu, kryterium opłacalności wyrazi się również wzorem (1.5), który wtedy (zważywszy, że $\Delta_u$ przyjmuje wartość ujemną) oznacza, iż dla zapewnienia opłacalności obniżenie kosztu roboty zmechanizowanej musi być tak wydatne, żeby z nadwyżką skompensowało ubytek na utargu.

Rachunek będziemy odnosić nie do jednej tony węgla uzyskiwanego z chodnika, lecz do jednego metra wydrążonego chodnika jako jednostki bardziej istotnej dla robót przygotowawczych.

Wracając do wzoru (1.3) rozpatrzmy najpierw zagadnienie utargu, a następnie sprawę nakładu kosztów.

Wielkość utargu uzyskanego ze sprzedaży węgla pochodzącego z jednego metra chodnika można wyrazić wzorem:

$$u = P \cdot c_w , \tag{1.7}$$

gdzie:

$P$ - ilość węgla uzyskanego z 1 m chodnika,

$c_w$ - średnia cena zbytu węgla.

Różnica na utargu $\Delta_u$ wyniesie zatem:

$$\Delta_u = u_z - u_n = P_z \cdot c_{wz} - P_n \cdot c_{wn} \tag{1.8}$$

W pierwszym przypadku można założyć, że ilość węgla uzyskiwanego z jednego metra chodnika zmechanizowanego i niezmechanizowanego są równe, czyli że:

$$P_z = P_n = P \tag{1.9}$$

Wtedy wyrażenie (1.8) przyjmuje postać:

$$\Delta_u = P \cdot (c_{wz} - c_{wn}) \tag{1.10}$$

Biorąc pod uwagę to wyrażenie, można od razu stwierdzić, że w przypadku robót prowadzonych w kamieniu $P = 0$, gdyż nie uzyskuje się w ogóle węgla, a zatem i $\Delta_u = 0$. Toteż dalszy rachunek efektywności może być prowadzony według wzoru (1.6), uwzględniającego tylko nakłady kosztowe.

W przypadku robót węglowych prowadzonych w pokładach z węglem koksującym stopień rozdrobnienia węgla nie wpływa na jego wartość, wobec czego ze wzoru(1.10):

$$(c_{wz} - c_{wn}) = 0$$

i wtedy również $\Delta_u = 0$, czyli nie wystąpi różnica w utargu.

W robotach węglowych prowadzonych w pokładach węgli energetycznych stopień rozdrobnienia węgla może wpłynąć na jego wartość i wtedy na ogół $\Delta_u$ będzie różne od zera.

Należy tu jednak zauważyć, że w chodniku niezmechanizowanym, z urabianiem robotą strzelniczą, stosunkowo mała powierzchnia odsłoniętej calizny wymaga stosowania większych ilości materiałów wybuchowych, co powoduje znaczniejsze rozdrobnienie węgla niż w wyrobiskach wybierkowych. Dlatego też wprowadzanie mechanizacji do robót chodnikowych na ogół nie pogarsza wychodu sortymentu, a przeciwnie, np. w przypadku zastosowania wrębu może nawet przyczynić się do uzyskania większej ilości sortymentów grubych. Fakt ten można jednak stwierdzić tylko na podstawie analiz sitowych urobku z przodków: zmechanizowanego i niezmechanizowanego. W fazie projektowania i uzasadniania efektywności zamierzenia mechanizacyjnego brak jeszcze dowodu na powyższe twierdzenie, nie można tego zatem dyskontować w rachunku na korzyść mechanizacji, zatem również i w tym przypadku dla ostrożności przyjmuje się $\Delta u = 0$. Jedynie wtedy, gdy rozporządza się wynikami innych doświadczeń przeprowadzonych w analogicznych warunkach, poprawę utargu można włączyć do kalkulacji efektywności.

W większości przypadków mechanizacji robót chodnikowych różnice w utargu albo nie występują w ogóle, albo(są małe istotne, albo wreszcie brak należytego udokumentowania dla wprowadzenia ich do rachunku efektywności. W warunkach, w których różnice te są uchwytne, podano sposób ich uwzględnienia w rachunku efektywności.

Inaczej rzecz przedstawia się z nakładami kosztów. Nakłady na drążenie chodnika obejmują trzy zasadnicze grupy:

1. Nakłady bezpośrednie - po przeliczeniu na 1m chodnika; nie zależą one od jego długości L (tzn. od wybiegu chodnika) oraz zawierają pewne elementy niezależne również od szybkości postępu $p_c$ chodnika.

2. Nakłady pozaprzodkowe - związane z drążeniem danego chodnika - po przeliczeniuuna 1m chodnika; rosną one ze wzrostem jego długości, a maleją ze wzrostem szybkości jego postępu (szybkości drążenia).

3. Nakłady niezależne od szybkości postępu chodnika, związane ze wzrostem długości chodnika; maleją one w przeliczeniu na 1m jego długości.

Grupa 1. Nakłady tej grupy w odniesieniu do pewnego okresu czasu, np. 1 miesiąca, można przedstawić następująco:

$$A_1 = K_{mo} + K_{mw} + K_{mm} + \sum_{i=1}^{n} C_{ia} + \sum_{i=1}^{n} (M_i \cdot t_i)C_1 + C_2 + \frac{C_3}{T_1} + R \text{ zł/mies.}, \tag{1.11}$$

gdzie:

$A_1$ - całkowity miesięczny nakład składników kosztu grupy 1, zł/mies.,

$K_{mo}$ - koszt zużycia materiałów do obudowy w okresie 1 miesiąca,
Jeśli oznaczymy symbolem $p_c$ miesięczny postęp chodnika, to nakład $K_{mo}$ w przeliczeniu na 1 m chodnika wyniesie:

$$k_{mo} = \frac{K_{mo}}{p_c} \text{ zł/m} \tag{1.11a}$$

Koszt jednostkowy zużycia materiałów do obudowy nie zależy od postępu chodnika.

$K_{mw}$ - koszt zużycia materiałów wybuchowych w okresie 1 miesiąca, zł/mies.
Koszt jednostkowy tego zużycia wynosi:

$$k_{mw} = \frac{K_{mw}}{p_c} \text{ zł/m} \tag{1.11b}$$

$K_{mm}$ - koszty zużycia materiałów przy konserwacji i naprawach maszyn oraz urządzeń przodkowych, zł/mies.
W przeliczeniu na 1m chodnika

$$k_{mm} = \frac{K_{mm}}{p_c} \text{ zł/m} \tag{1.11c}$$

$\sum_{i=1}^{n} (M_i \cdot t_i)C_1$ - koszty zużycia energii przez maszyny i urządzenia, których koszt amortyzacji wynosi:

$$\sum_{i=1}^{n} C_{ia}$$

przy czym:

$M_i$ - moc danej maszyny, kW,

$t_i$ - czas jej pracy, godz../mies.,

$C_1$ - cena 1 kWh, zł,

$C_2$ - miesięczny zarobek pracowników zatrudnionych w przodku przy konserwacji i obsłudze maszyn oraz urządzeń przodkowych, nie objętych normą, przy przesuwaniu przenośników taśmowych i torów poza przodkiem, zł/mies.,

$C_3$ - miesięczny zarobek pracowników zatrudnionych przy transporcie materiałów i urządzeń do przodku, zł/mies.
Zakładamy przy tym, że transport materiałów odbywa się mechanicznie i że praktycznie jest niezależny od wybiegu chodnika (w przeciwnym razie pozycję tę należy przenieść do grupy 2 nakładów),

$i_1$ - liczba chodników obsługiwanych przez wymienioną wyżej grupę pracowników,

R - robocizna akordowa przodkowa wraz ze świadczeniami, zł/mies.

Obciążenie 1m wyrobiska korytarzowego nakładami ujętymi w grupie 1 wynosi:

$$k_1 = \frac{A_1}{p_c} = k_{mo} + k_{mw} + k_{mm} + \frac{1}{p_c}\left[\sum_{i=1}^{n} C_{ia} + \sum_{i=1}^{n}(M_i \cdot t_i)C_1 + C_2 + \frac{C_3}{i_1} + R\right] \text{zł/m} \qquad (1.12)$$

Grupa 2. Obejmuje ona nakłady na odstawę urobku i nakłady na wentylację lutniami oraz na utrzymanie chodnika.

Z uwagi na kilkuletnią używalność urządzeń odstawy, tj. przenośnika (najczęściej są to obiekty majątku trwałego), należy w kalkulacji ująć tylko ich amortyzację.

Czas drążenia chodnika wynosi $L/p_c$ miesięcy. Wobec tego element zabudowany na początku drążenia będzie obsługiwał tę robotę przez $L/p_c$ miesięcy, a ostatni element - teoretycznie zero miesięcy. Średni zatem czas amortyzacji urządzeń odstawy wynosi:

$$\left(\frac{L}{p_c} + 0\right) : 2 = \frac{L}{2p_c} \text{ mies.}$$

Mnożąc ten czas przez koszt amortyzacji miesięcznej 1m urządzeń odstawy $K_a$, otrzyma się średnie obciążenie 1m chodnika z tego tytułu równe wyrażeniu:

$$k_a = \frac{K_a \cdot L}{2 p_c} \qquad (1.13)$$

$$K_a = p_r \frac{C_4}{12 \cdot T_t} + \frac{C_5}{12 \cdot l_t \cdot T_n}, \qquad (1.14)$$

gdzie:

$C_4$ - cena 1m ciągu przenośnika, zł/m,

$T_t$ - trwałość ciągu, lata,

$C_5$ - cena napędu z silnikiem, wyłącznikiem i zwrotnią, zł,

$l_t$ - długość jednego ciągu przenośnika, m,

$T_n$ - trwałość napędu, lata,

$p_r$ - współczynnik zależny od procentu wartości urządzeniazs tytułu remontów; dla kosztu remontów wynoszących 10% wartości obiektu $p_r = 1,1$.

W analogiczny sposób można obliczyć koszty obsługi i zużycia energii przez napęd przenośnika $k_{oe}$, wentylacji lutniami $k_w$ i utrzymania chodnika $k_r$, wyrażając te wielkości odpowiednio następującymi wzorami:

$$k_{oe} = \frac{K_{oe} \cdot L}{2p_o} \text{ zł/m} \qquad (1.14a)$$

$$k_w = \frac{K_w \cdot L}{2p_o} \text{ zł/m} \qquad (1.14b)$$

$$k_r = \frac{K_r \cdot L}{2p_o} \text{ zł/m}, \qquad (1.14c)$$

gdzie:

$$K_{oe} = \frac{1}{l_t} (M_n \cdot t_n \cdot C_1 + I_d \cdot S_{zo}) \text{ zł/m mies.}, \qquad (1.14d)$$

przy czym:

$M_n$ - moc napędu, kW,

$t_n$ - praca napędu, godz./mies.,

$I_d$ - liczba dniówek przepracowanych przy obsłudze jednego napędu, dn./mies.,

$S_{zo}$ - średni zarobek pracownika obsługi wraz ze świadczeniami, zł/rdn.

$$K_w = \frac{C_6}{12 l_1 \cdot T_1} + \frac{C_7}{12 \cdot l_{1w} \cdot T_{1w}} + \frac{M_w \cdot t_w \cdot C_1}{l_{1w}} \text{ zł/m mies.}, \qquad (1.14e)$$

przy czym:

$C_6$ - cena jednej lutni, zł,

$l_1$ - długość lutni, m,

$T_1$ - trwałość lutni, lata,

$C_7$ - koszt wentylatora, zł,

$l_{1w}$ - odstęp między wentylatorami lutniowymi, m,

$T_{1w}$ - trwałość wentylatora lutniowego, lata,

$N_w$ - moc wentylatora lutniowego, kW,

$t_w$ - czas pracy wentylatora, godz./mies.,

$K_r$ - utrzymanie 1m chodnika, zł/m i mies.

Suma elementów kosztów rosnących z długością chodnika wyniesi:

$$k_2 = \sum k = k_a + k_{ee} + k_w + k_r = \frac{L}{2p_o}(K_a + K_{ee} + K_w + K_r) \text{ zł/m}$$

Oznaczając sumę wyrażeń w nawiasach przez $A_2$ otrzymamy:

$$k_2 = \frac{A_2 \cdot L}{2p_o} \text{ zł/m} \qquad (1.15)$$

Grupa 3. Obejmuje ona robociznę związką na transportowanie i montaż maszyn oraz urządzeń przy zmechanizowanym drążeniu chodnika oraz ich demontaż i odtransportowanie po ukończeniu robót. Oprócz tego obejmuje straty z tytułu zamrożenia nakładów inwestycyjnych w okresie transportowania maszyn i urządzeń. Oznaczając te nakłady przez $A_3$, obciążenie nimi 1m chodnika wyniesie:

$$k_3 = \frac{A_3}{L} \text{ zł/m} \qquad (1.16)$$

Sumując nakłady grup 1, 2 i 3, otrzymujemy całkowity koszt drążenia 1m chodnika, czyli

$$k = k_1 + k_2 + k_3 = \frac{A_1}{p_o} + \frac{A_2 \cdot L}{2p_o} + \frac{A_3}{L} \text{ zł/m} \qquad (1.17)$$

Jeżeli każdą wielkość prócz wielkości wybiegu L, występującą we wzorze (1.17) zaopatrzy się dodatkowym indeksem z bądź n, to wyrażenie będzie przedstawiać koszt drążenia 1m chodnika zmechanizowanego bądź niezmechanizowanego, a mianowicie:

$$k_z = \frac{A_{1z}}{p_{cz}} + \frac{A_{2z} \cdot L}{2p_{cz}} + \frac{A_{3z}}{L} \text{ zł/m} \tag{1.18}$$

$$k_n = \frac{A_{1n}}{p_{cn}} + \frac{A_{2n} \cdot L}{2p_{cn}} + \frac{A_{3n}}{L} \text{ zł/m} \tag{1.19}$$

Obecnie można przystąpić do wyprowadzenia zasadniczych wzorów, stanowiących kryterium opłacalności mechanizacji robót przygotowawczych. W tym celu oprzemy się na wzorze (1.5), w którym wielkości $k_z$ i $k_n$ zastąpi się wyrażeniami podanymi we wzorach (1.18) i (1.19). Otrzymamy wtedy:

$$\frac{A_{1z}}{p_{cz}} + \frac{A_{2z} \cdot L}{2p_{cz}} + \frac{A_{3z}}{L} < \frac{A_{1n}}{p_{cn}} + \frac{A_{2n} \cdot L}{2p_{cn}} + \frac{A_{3n}}{L} + \Delta_u \tag{1.20}$$

Nierówność ta określa warunki, jakie spełniać powinna wielkość wybiegu chodnika L, aby mechanizacja jego drążenia przy danym postępie $p_{cz}$ była opłacalna. Mnożąc przez L lewą i prawą stronę wyrażenia (1.20) otrzyma się nierówność drugiego stopnia względem L, mającą dwa rozwiązania, z których zawsze tylko jedno ma wartość dodatnią i ta właśnie ma praktyczne znaczenie jako rozwiązanie rozważanego problemu opłacalności.

Pomijając proste, chociaż żmudne rachunki pośrednie, gotowe rozwiązanie tej nierówności, określającej przy danym postępie $p_{cz}$ minimalny wybieg $L_{min}$, od którego począwszy mechanizacja w robotach chodnikowych zaczyna być opłacalna, przedstawia się następująco:

$$L_{min} > \frac{\Delta_1 + \sqrt{\Delta_1^2 - 2\Delta_2 \cdot \Delta_3}}{-\Delta_2}, \tag{1.21}$$

gdzie:

$$\Delta_1 = \frac{A_{1z}}{p_{cz}} - \frac{A_{1n}}{p_{cn}} - \Delta_u, \tag{1.21a}$$

$$\Delta_2 = \frac{A_{2z}}{p_{cz}} - \frac{A_{2n}}{p_{cn}}, \tag{1.21b}$$

$$\Delta_3 = A_{3z} - A_{3n}. \tag{1.21c}$$

Według wzoru (1.4) $\Delta_u = u_z - u_n$.

Należy jeszcze zaznaczyć, że w rozwinięciu wielkości $A_{1n}$ dla chodników niezmechanizowanych można przyjąć:

$$\sum_{i=1}^{n} C_{ian} = 0 \tag{1.22}$$

$$\sum_{i=1}^{n} (M_{in} \cdot t_{in}) \cdot C_1 = 0 \tag{1.23}$$

$$k_{mmn} = 0 \tag{1.24}$$

Ponadto, jeżeli w danych warunkach obudowa analizowanego chodnika zmechanizowanego ma być taka sama jak niezmechanizowanego, to można przyjąć również, że:

$$k_{mon} = k_{moz} \tag{1.25}$$

Warunek wyrażony nierównością (1.20) pozwala na wyprowadzenie jeszcze innego rodzaju kryterium. Mianowicie, jeżeli jest znany całkowity wybieg L chodnika, którego drążenie zamierza się zmechanizować, można ustalić minimalny miesięczny postęp $p_{cz}$, który zapewniłby opłacalność mechanizacji chodnika. W tym celu trzeba wyrażenie określone nierównością (1.20) rozwiązać względem $p_{cz}$. Należy jednak zauważyć, że występujący we wzorze wyraz $A_{1z}/p_{cz}$ w rozwinięciu na składniki według wzoru (1.12) składa się z dwu członów, z których jeden jest niezależny od $p_{cz}$, drugi zaś jest od niego zależny. Można to przedstawić jako:

$$\frac{A_1}{p_{cz}} = B_{1z} + \frac{B_{2z}}{p_{cz}}, \tag{1.26}$$

gdzie:

$$B_{1z} = k_{moz} + k_{mwz} + k_{mmz} \tag{1.26a}$$

$$B_{2z} = \sum_{i=1}^{n} C_{iaz} + \sum_{i=1}^{n} (M_{iz} \cdot t_{iz})C_1 + C_{2z} + \frac{C_{3z}}{I_{1z}} + R_z \tag{1.26b}$$

Wtedy warunek (1.20) przyjmie postać:

$$B_{1z} + \frac{B_{2z}}{p_{cz}} + \frac{A_{2z} \cdot L}{2p_{cz}} + \frac{A_{3z}}{L} < \frac{A_{1n}}{p_{cn}} + \frac{A_{2n} \cdot L}{2p_{cn}} + \frac{A_{3n}}{L} + \Delta_u \qquad (1.27)$$

Rozwiązując to wyrażenie względem $p_{cz}$ otrzymuje się drugi zasadniczy wzór dla badanego zagadnienia, a mianowicie:

$$p_{cz} > \frac{B_{2z} + \frac{A_{2z} \cdot L}{2}}{\frac{A_{1n}}{p_{cn}} + \frac{A_{2n} \cdot L}{2p_{cn}} + \frac{A_{3n} - A_{3z}}{L} + \Delta_u - B_{1z}} \qquad (1.28)$$

Z nierówności (1.21) wynika wniosek, że wybieg chodnika zmechanizowanego powinien być tym większy, im większy jest koszt amortyzacji urządzeń i maszyn (za pomocą których zmechanizowane roboty przodkowe), im większy jest przekrój chodnika zmechanizowanego, im większy jest koszt robocizny przy obsłudze, konserwacji i transporcie maszyn i materiałów oraz im większy może być postęp chodnika niezmechanizowanego w analogicznych warunkach.

Podobny wniosek co do minimalnej szybkości drążenia chodnika zmechanizowanego wypływa z nierówności (1.28).

## 2. SYSTEMOWE PROGNOZOWANIE WYBIERANIA WĘGLA

### 2.1. WPROWADZENIE

Istotą problemu badawczego jest znalezienie skutecznych i niezawodnych ubierkowych sposobów wybierania pokładów węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem maksymalnej koncentracji produkcji.

Przyjmuje się następującą procedurę heurystyczną rozwiązania problemu.

1. Wydzielenie istotnych podstawowych procesów badanego systemu (procesu produkcyjnego) i wyróżnienie ich z otoczenia.
2. Podział procesów na fazy składowe.
3. Zdefiniowanie każdej fazy poprzez środki techniczne oraz strukturę statyczną i dynamiczną.
4. Grupą pytań - czym?, z czego? - dochodzi się do różnych rozwiązań w zakresie środków technicznych.
5. Grupa pytań - jak?, ile? - określa strukturę statyczną; grupa zaś pytań - jak?, kiedy? - określa strukturę dynamiczną.
6. Parametry i stany parametryczne (wartości), opisujące poszczególne fazy, ujęte w postaci macierzy, tworzą przestrzeń rozwiązań.
7. Zbiór rozwiązań zadowalających, spełniających cel pracy, uzyskuje się stosując metodę morfologiczną.

Jako podstawowe procesy wyróżnia się:

ODSPAJANIE WĘGLA

oraz

TRANSPORT UROBKU,

które to procesy dzieli się na fazy składowe obejmujące:

PRZYGOTOWANIE REALIZACJI,

REALIZACJĘ

oraz

ZABEZPIECZENIE REALIZACJI.

Wyróżnione dla potrzeb niniejszej pracy procesy i fazy składowe zestawiono w tablicy 1.

Tablica 1

Wyróżnione procesy i ich fazy składowe

| Faza | Wyróżniony proces | |
|---|---|---|
| | Odspajanie węgla | Transport urobku |
| Przygotowanie | rozcinka pokładu | ładowanie urobku |
| Realizacja | urabianie węgla | transport w przodku |
| Zabezpieczenie | obudowa przodka | transport poza przodkiem (odstawa) |

Szczególną uwagę zwrócono na zagadnienie tworzenia zbioru rozwiązań technologicznych z zakresu wybierania pokładów węgla.

## 2.2. PROGNOZOWANIE KIERUNKÓW POSTĘPU TECHNICZNO-ORGANIZACYJNEGO WYBIERANIA POKŁADÓW METODĄ MORFOLOGICZNĄ

Określenie problemu badawczego

Stosując przyjętą przez G. Fabiana 7 procedurę rozwiązań techniczno-organizacyjnych w pierwszym kroku dokonano próby określenia możliwych środków technicznych, które znajdują względnie mogą znaleźć zastosowanie w procesach odspajania i transportu urobku. Analogicznie określono ich strukturę statyczną i dynamiczną.

Przykładowe zestawienie ww. elementów podano w tablicy 3.

Z zaprezentowanego stosunkowo obszernego zbioru, dla realizacji celu pracy wytyczono obszar poszukiwań, z uwzględnieniem istniejących i znanych środków technicznych stosowanych powszechnie w polskim górnictwie węglowym.

Środki te przedstawiono w tablicy 2.

Tablica 2

Środki techniczne wyznaczające granicę problemu

| Proces wyróżniany | Faza | Środek techniczny |
|---|---|---|
| Odspajanie | rozcinka | chodnik |
| | urabianie | kombajn bębnowy |
| | rodzaj obudowy | obudowa zmechanizowana |
| Transport | ładowanie | kombajn bębnowy |
| | transport w przodku | przenośnik zgrzebłowy |
| | transport poza przodkiem | przenośnik zgrzebłowy + taśmociąg |

Tablica 3

Wybieranie węgla w ubierkach
Zestawienie środków technicznych i ich struktur
(przykład ilustrujący problem)

| Proces wyróżniony | Fazy składowe procesu | Środki techniczne - czym?, z czym? | Struktura środków technicznych | |
|---|---|---|---|---|
| | | | statystyczna - jak?, ile? | dynamiczna - jak?, kiedy? |
| odspajanie | przygotowanie (rozcinka) | chodnik w zrobach<br>chodnik w pokładzie<br><br>chodnik częściowo w skałach otaczających<br>chodnik w skałach otaczających<br>otwór<br>wykop | liczba chodników<br><br>usytuowanie względem rozciągłości<br>usytuowanie względem spągu i stropu<br>usytuowanie chodników względem siebie<br>przekrój poprzeczny/ obudowa | wyprzedzenie - wykonanie w czasie<br>wyprzedzenie liniowe względem frontu wybierkowego<br><br>czasokres likwidacji chodnika |
| | realizacja (urabianie) | kombajn frezujący<br>kombajn wycinający<br>strug<br>taran<br>piła węglowa<br>wiertnica<br>hydromonitor<br>materiał wybuchowy<br>odczynniki rozpuszczające<br>inne urządzenia, np. do gazyfikacji<br>kombinacje urządzeń | liczba urządzeń<br>liczba narzędzi urabiających<br>położenie względem calizny | kierunek urabiania<br>sposób współdziałania |
| | zabezpieczenie realizacji (obudowa) | bez obudowy<br>klej do scalania górotworu<br>powłoka<br>obudowa kotwiowa<br>stojaki indywidualne<br>zespoły stojaków<br>kombinacje urządzeń | rozmieszczenie obudowy w przodku:<br>sposób działania | czasokres podparcia stropu oraz ewentualnie ociosów |
| transport | przygotowanie (ładowanie) | ładowanie organem urabiającym<br>ładowarka zgarniakowa<br>kliny ładujące<br>ładowarka łapowa<br>ładowanie hydrauliczne<br>ładowanie pneumatyczne<br>ładowanie grawitacyjne | liczba ładowarek | zależność w czasie oraz przestrzeni urabiania i ładowania |
| | realizacja (transport w przodku) | przenośnik zgrzebłowy<br>przenośnik taśmowy<br>wóz samojezdny<br>wóz<br>rynny stałe<br>przewód hydrauliczny<br>przewód pneumatyczny<br>transport grawitacyjny | liczba przenośników<br>usytuowanie przenośnika względem przodku<br>usytuowanie przenośnika względem siebie | współpraca przenośników<br>kierunek odstawy |
| | zabezpieczenie realizacji (transport poza przodkiem) | przenośnik zgrzebłowy + taśmociąg<br>wóz samojezdny<br>wóz<br>przewód hydrauliczny<br>przewód pneumatyczny<br>transport grawitacyjny | lokalizacja przenośników<br>liczba przenośników | współpraca przenośników powiązanie z przenośnikiem przodkowym |

Tablica 4

Parametry i stany parametryczne
opisujące procesy odspajania urobku i jego transportu w przodku ścianowym

| Proces | Faza | Środek techn. | | Parametr | Stan parametryczny | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| Odspajanie | Przygotowanie (rozcinka) | Chodnik | Struktura statyczna | Liczba chodników przyścianowych | jeden | dwa | trzy | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie chodników względem spągu | wszystkie po spągu, | odstawcze po spągu | odstawcze z przybierką spągu | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie chodników względem rozciągłości | równoległe | prostopadłe | skośne | - | - | - | - |
| | | | | Przekrój poprzeczny chodników | prostokątny | łukowy | - | - | - | - | - |
| | | | | Chodniki wykonane przed rozpoczęciem wybierania | podścianowy (odstawczy) | nadścianowy (transportowy) | środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | nadścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | Struktura dynamiczna | Chodniki drążone z wyprzedzeniem | podścianowy (odstawczy) | nadścianowy (transportowy) | środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | | Chodniki drążone wraz ze ścianą | podścianowy (odstawczy) | nadścianowy (transportowy) | środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | | Chodniki utrzymywane | podścianowy (odstawczy) | nadścianowy (transportowy) | środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | Realizacja (urabianie) | Kombajn bębnowy | Struktura statyczna | Liczba kombajnów na przenośniku | jeden | dwa | trzy | cztery | - | - | - |
| | | | | Liczba organów urabiających w kombajnie | jeden | dwa | trzy | cztery | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Kierunek urabiania | dwukierunkowa | od napędu wysypu do zwrotni | od zwrotni do napędu | - | - | - | - |
| | | | | Sposób urabiania | całe wysokość przodku | | | - | - | - | - |
| | | | | Współpraca kombajnów | szeregowe prace (jeden za drugim) | równoległa (na poszczególnych odcinkach) | | - | - | - | - |
| | Zabezpieczenie realizacji (obudowa) | Obudowa zmechanizowana | Struktura dynamiczna | Rodzaj obudowy | osłonowa | osłonowo-podporowa | kasztowa | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Moment podparcia stropu | natychmiast po odsłonięciu stropu | w określonej odległości | po odsłonięciu stropu na całej długości przodku | | | | |

cd. tablicy 4

| Proces | Faza | Środek techn. | | Parametr | Stan parametryczny | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| Transport | Przygotowanie (ładowanie) | Kosbajn bębnowy | Struktura statyczna | Liczba ładowarek | równa liczbie organów urabiających | większa od liczby organów urabiających | mniejsza od liczby organów urabiających | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Zależność w czasie urabiania i ładowania | ładowanie równoczesne z urabianiem | ładowanie po ukończeniu urabiania na całej długości | ładowanie po ukończeniu urabiania na odcinku przodku | - | | | |
| | Realizacja (transport w przodku) | Przenośnik zgrzebłowy | Struktura statyczna | Liczba przenośników | jeden | dwa | trzy | cztery | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie przenośnika względem przodku | równoległe | prostopadłe | skośne | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie przenośników względem siebie | szeregowe | równoległe | - | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Współpraca przenośników | praca niezależna | praca zależna | - | - | - | - | - |
| | | | | Kierunek odstawy | jeden kierunek | dwa kierunki | - | - | - | - | - |
| | Zabezpieczenie realizacji (transport poza przodkiem) | Przenośnik zgrzebłowy + taśmociąg | Struktura statyczna | Lokalizacja przenośników | chodnik podścianowy (odstawczy) | chodnik nadścianowy (transport) | chodnik środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | Struktura dynamiczna | Współpraca przenośników | praca równoczesna z odstawą przodkową | praca niezależna od odstawy z przodku | - | - | - | - | - |

Strukturę statyczną i dynamiczną środków odpowiednio określonych parametrami i stanami parametrycznymi podano w tablicy 4.

## 2.3. STUDIUM ANALITYCZNE

Na studium analityczne składają się dwa kroki:

- pierwszy - analiza parametrów Pi oraz
- drugi -- analiza stanów parametrycznych PS.

Wstępna analiza parametrów i stanów parametrycznych (wartości), ujętych w tablicy 4, wskazuje na bardzo dużą liczebność zbioru rozwiązań, trudną do oceny i weryfikacji. Tylko dla procesu "transport" - którego morfologia zawiera mniej sprzecznych rozwiązań - liczebność ta wynosi:

$$3 \times 3 \times 4 \times 3 \times 2 \times 2 \times 2 \times 2 \times 7 \times 2 = 12096$$

W tej sytuacji ogranicza się obszar poszukiwań poprzez zmniejszenie liczby stanów parametrycznych.

Dalszej analizie poddaje się następujący zbiór:

| | |
|---|---|
| Liczba chodników przyścianowych | a - jeden, dwa, trzy. |
| Usytuowanie chodników względem spągu | b - drążone po spągu. |
| Usytuowanie chodników względem rozciągłości | c - równoległe; front przodku przesuwa się wzdłuż rozciągłości. |
| Chodniki wykonano przed rozpoczęciem wybierki | d - podścianowy, nadścianowy, środkowy w różnych kombinacjach. |
| Chodniki drążone z wyprzedzeniem | e - jak wyżej. |
| Chodniki drążone wraz ze ścianą | f - podścianowy i nadścianowy. |
| Chodniki utrzymywane w zrobach | g - podścianowy i nadścianowy. |
| Liczba kombajnów na przenośniku | h - jeden, dwa, trzy. |
| Liczba organów urabiających | i - dwa. |
| Kierunek urabiania | j - dwukierunkowy. |
| Sposób urabiania | k - równocześnie na całej wysokości przodku. |
| Współpraca kombajnów na przenośniku | l - praca szeregowa, praca równoległa. |
| Rodzaj obudowy | m - obudowa zespołowa zmechanizowana. |
| Podparcie stropu | n - po odsłonięciu stropu. |
| Liczba ładowarek | o - ładowanie organami urabiającymi. |

| | |
|---|---|
| Zależność urabiania i ładowania | p - ładowanie równocześnie z urabianiem. |
| Liczba przenośników | r - jeden, dwa, trzy, cztery. |
| Usytuowanie przenośnika względem przodku | s - równoległe. |
| Usytuowanie przenośników względem siebie | t - szeregowe |
| Współpraca przenośników | u - praca niezależna. |
| Kierunek odstawy z przodku | w - jeden kierunek, dwa kierunki, |
| Lokalizacja przenośników odstawy poza przodkowej | x - w chodniku podścianowym, nadścianowym i środkowym w różnych układach. |
| Współpraca z odstawą przodkową | y - praca równoczesna z odstawą przodkową. |

Zbiór parametrów i stanów parametrycznych przedstawiono w tablicy 5.

Przyjmuje się, że zbiór ten prezentuje w granicach postawionego problemu całość środków potrzebnych do osiągnięcia niezbędnych charakterystyk rozwiązania.

2 ). SYNTEZA

Studium syntezy zachodzi w następujących krokach:

1. Strukturalizacja problemu: budowa tablicy morfologicznej.
2. Sformułowanie kryteriów oceny rozwiązań.
3. Redukcja tablicy morfologicznej.
4. Wybór rozwiązania

Modelem problemu jest macierz:

$a^1$ $a^2$ $a^3$

$b^2$

$c^1$

$d^1$ $d^2$ $d^3$ $d^4$ $d^5$ $d^6$ $d^7$

$e^1$ $e^2$ $e^3$ $e^4$

$f^1$ $f^2$ $f^3$

$g^1$ $g^2$ $g^3$

$h^1$ $h^2$ $h^3$

$i^1$

$j^1$

Tablica morfologiczna zredukowana

| Proces | Faza | Środek techn. | Parametr | | Oznaczenie | Stan parametryczny 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Obsługiwanie | Przygotowanie | Chodnik | Struktura statyczna | Liczba chodników przyścian. | a | jeden | dwa | trzy | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie względem spągu | b | po spągu | - | - | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie względem rozciągł. | c | równolegle | - | - | - | - | - | - |
| | | | | Chodniki wykonane przed rozpoczęciem wybierki | d | podścianowy | nadścianowy | środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | Struktura dynamiczna | Chodniki drążone z wyprzedzeniem | e | podścianowy | nadścianowy | środkowy | podścianowy nadścianowy | - | - | - |
| | | | | Chodniki drążone wraz ze ścianą | f | podścianowy | nadścianowy | podścianowy nadścianowy | - | - | - | - |
| | | | | Chodniki utrzymywane | g | podścianowy | nadścianowy | podścianowy nadścianowy | - | - | - | - |
| | Realizacja | Kombajn ścianowy | Struktura statyczna | Liczba kombajnów na jednym przenośniku | h | jeden | dwa | trzy | - | - | - | - |
| | | | | Liczba organów urabiających kombajnu | i | dwa | - | - | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Kierunek urabiania | j | urabianie dwukierunkowe | - | - | - | - | - | - |
| | | | | Sposób urabiania | k | cała wysokość przodku | - | - | - | - | - | - |
| | | | | Współpraca kombajnów na przenośniku | l | praca szeregowa | praca równoległa | - | - | - | - | - |
| | Zabezpieczenie realizacji | Obudowa zmechanizowana | Struktura statyczna | Rodzaj obudowy | m | zmechanizowana | - | - | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Podparcie stropu | n | w pewnej odległości za organami | - | - | - | - | - | - |
| Transport | Przygotowanie | Kombajn ścianowy | Struktura statyczna | Liczba żeber | o | równa liczbie organów urabiających | - | - | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Zelowność w czasie urabiania i żebrowania | p | żebrowanie równoczesne z urabianiem | - | - | - | - | - | - |
| | Realizacja | Przenośnik zgrzebłowy | Struktura statyczna | Liczba przenośników | r | jeden | dwa | trzy | cztery | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie przenośników względem przodku | s | równolegle | - | - | - | - | - | - |
| | | | | Usytuowanie przenośników względem siebie | t | szeregowe | - | - | - | - | - | - |
| | | | Struktura dynamiczna | Współpraca przenośników | u | praca niezależna | | | - | - | - | - |
| | | | | Kierunek odstawy | w | jeden kierunek | dwa kierunki | | | | | |
| | Zabezpieczenie realizacji | Przenośnik zgrzebłowy + taśmowy | Struktura statyczna | Lokalizacja przenośników | x | chodnik podścianowy | chodnik nadścianowy | chodnik środkowy | podścianowy nadścianowy | podścianowy nadścianowy środkowy | podścianowy środkowy | nadścianowy środkowy |
| | | | Struktura dynamiczna | Współpraca z odstawą przodkową | y | praca równoczesna z odstawą z przodku | - | - | - | - | - | - |

$k^1$

$l^1$ $l^2$

$m^1$

$n^1$

$o^1$

$p^1$

$r^1$ $r^2$ $r^3$ $r^4$

$s^1$

$t^1$

$u^1$

$w^1$ $w^2$

$x^1$ $x^2$ $x^3$ $x^4$ $x^5$ $x^6$ $x^7$

$y^1$

Poszczególne warianty rozwiązań otrzymuje się przez kombinowanie dowolnego stanu PS z każdego wiersza.

Liczbę rozwiązań uzyskuje się mnożąc liczebność poszczególnych stanów PS i odejmując liczby permutacji sprzecznych. Wyznaczona w ten sposób liczba rozwiązań zawarta w tablicy morfologicznej wynosi 254016.

Wśród rozwiązań występuje duża liczba kombinacji sprzecznych, np.:

- jeden chodnik wykonany, dwa utrzymywane;
- chodniki wykonane przed rozpoczęciem wybierki i te same chodniki drążone wraz ze ścianą;
- chodniki drążone z wyprzedzeniem i równocześnie wykonywane wraz ze ścianą.

Odjęcie kombinacji sprzecznych redukuje liczbę rozwiązań, jednak w dalszym ciągu jest to liczebność utrudniająca znalezienie nowatorskich rozwiązań.

W związku z powyższym, dla ograniczenia liczby stanów parametrycznych, a także w celu uzyskania wyraźnego pogrupowania rozwiązań, tworzy się trzy zredukowane tablice morfologiczne, odrębne dla przodków ścianowych (ubierkowych) z jednym, dwoma i trzema chodnikami przyścianowymi - tablice 6, 7 i 8.

W tablicach 4 i 5 podano parametry i stany parametryczne w postaci opisów, przy czym uogólniono pojęcie chodników przyścianowych, określając je jako krańcowe i pośrednie, a także wyeliminowano rozwiązania powtarzające się w szczegółach nie będących przedmiotem niniejszego opracowania; dotyczy to w szczególności kombinacji wykonania chodników przyścianowych.

Tablica morfologiczna
sposobów wybierania pokładów węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym)
z jednym chodnikiem przyścianowym

Wyposażenie przodku: obudowa zespołowa zmechanizowana
kombajn ramionowy dwubębnowy

| Parametr | Symbol | Stan parametryczny | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Chodnik przyścianowy | e | wykonany przed wybierką jako krańcowy i utrzymywany | wykonany przed wybierką jako krańcowy i likwidowany | wykonany z określonym wyprzedzeniem jako krańcowy i utrzymywany | wykonany wraz z przodkiem jako krańcowy i utrzymywany | wykonany przed wybierką jako środkowy i likwidowany |
| Liczba kombajnów na przenośniku | h | jeden | dwa | | | |
| Liczba przenośników przodkowych | r | jeden | dwa | | | |

Rozwiązania:

1. $e^1$ $h^1$ $r^1$
2. $e^1$ $h^2$ $r^1$
3. $e^2$ $h^1$ $r^1$
4. $e^2$ $h^2$ $r^1$
5. $e^3$ $h^1$ $r^1$
6. $e^3$ $h^2$ $r^1$
7. $e^4$ $h^1$ $r^1$
8. $e^4$ $h^2$ $r^1$
9. $e^5$ $h^1$ $r^2$
10. $e^5$ $h^2$ $r^2$

**Tablica morfologiczna**
sposobów wybierania pokładu węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym)
z dwoma chodnikami przyścianowymi

Przeznaczenie przodku: obudowa zespołowa zmechanizowana
kombajn rezonowy

| Parametr | Symbol | Stan parametryczny | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| Chodniki przyścianowe | s | krańcowe, wykonane przed wybierką | krańcowe, z których jeden wykonany jest przed wybierką a drugi drążony z wyprzedzeniem | krańcowe, drążone z wyprzedzeniem i utrzymywane | krańcowe, z których jeden wykonany jest przed wybierką a drugi drążony jest wraz ze ścianą | końcowe, drążone wraz ze ścianą i utrzymywane | wykonane przed wybierką, jeden jako krańcowy, drugi jako pośredni |
| Liczba kombajnów na przenośniku | h | jeden | dwa | trzy | | | |
| Liczba przenośników | r | jeden | dwa | trzy | | | |
| Kierunek odstawy | w | jeden | dwa | | | | |
| Lokalizacje przenośników odstawy poza przodkowej | x | w jednym z chodników krańcowych | w dwóch chodnikach krańcowych | w chodniku pośrednim | w chodnikach: pośrednim i krańcowym | | |

Rozwiązania:

1. $s^1 h^1 r^1 w^1 x^1$
2. $s^1 h^2 r^1 w^1 x^1$
3. $s^1 h^3 r^1 w^1 x^1$
4. $s^1 h^1 r^2 w^2 x^2$
5. $s^1 h^2 r^2 w^2 x^2$
6. $s^1 h^3 r^2 w^2 x^2$
7. $s^1 h^1 r^1 w^2 x^2$
8. $s^1 h^2 r^1 w^2 x^2$
9. $s^1 h^3 r^1 w^2 x^2$
10. $s^2 h^1 r^1 w^1 x^1$
11. $s^2 h^2 r^1 w^1 x^1$
12. $s^2 h^3 r^1 w^1 x^1$
13. $s^2 h^1 r^2 w^2 x^2$
14. $s^2 h^2 r^2 w^2 x^2$
15. $s^2 h^3 r^2 w^2 x^2$
16. $s^2 h^1 r^1 w^2 x^2$
17. $s^2 h^2 r^1 w^2 x^2$
18. $s^2 h^3 r^1 w^2 x^2$
19. $s^3 h^1 r^1 w^1 x^1$
20. $s^3 h^2 r^1 w^1 x^1$
21. $s^3 h^3 r^1 w^1 x^1$
22. $s^3 h^1 r^2 w^2 x^2$
23. $s^3 h^2 r^2 w^2 x^2$
24. $s^3 h^3 r^2 w^2 x^2$
25. $s^3 h^1 r^1 w^2 x^2$
26. $s^3 h^2 r^1 w^2 x^2$
27. $s^3 h^3 r^1 w^2 x^2$
28. $s^4 h^1 r^1 w^1 x^1$
29. $s^4 h^2 r^1 w^1 x^1$
30. $s^4 h^3 r^1 w^1 x^1$
31. $s^4 h^1 r^2 w^2 x^2$
32. $s^4 h^2 r^2 w^2 x^2$
33. $s^4 h^3 r^2 w^2 x^2$
34. $s^4 h^1 r^1 w^2 x^2$
35. $s^4 h^2 r^1 w^2 x^2$
36. $s^4 h^3 r^1 w^2 x^2$
37. $s^5 h^1 r^1 w^1 x^1$
38. $s^5 h^2 r^1 w^1 x^1$
39. $s^5 h^3 r^1 w^1 x^1$
40. $s^5 h^1 r^2 w^2 x^2$
41. $s^5 h^2 r^2 w^2 x^2$
42. $s^5 h^3 r^2 w^2 x^2$
43. $s^5 h^1 r^1 w^2 x^2$
44. $s^5 h^2 r^1 w^2 x^2$
45. $s^5 h^3 r^1 w^2 x^2$
46. $s^6 h^1 r^2 w^2 x^3$
47. $s^6 h^2 r^2 w^2 x^3$
48. $s^6 h^3 r^2 w^2 x^3$
49. $s^6 h^1 r^3 w^2 x^4$
50. $s^6 h^2 r^3 w^2 x^4$
51. $s^6 h^3 r^3 w^2 x^4$
52. $s^6 h^1 r^2 w^1 x^4$
53. $s^6 h^2 r^2 w^1 x^4$
54. $s^6 h^3 r^2 w^1 x^4$
55. $s^6 h^1 r^2 w^2 x^4$
56. $s^6 h^2 r^2 w^2 x^4$
57. $s^6 h^3 r^2 w^2 x^4$

## Tablica morfologiczna

sposobów wybierania pokładu węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym) z trasą chodnikami przyścianowymi

Wyposażenie przodku: obudowa zespołowa zmechanizowana, kombajn ramionowy dwubębnowy

| Parametr | Symbol | Stan parametryczny | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Chodniki przyścianowe | s | krańcowe i pośredni wykonane przed wybierką | krańcowe wykonane przed wybierką, pośredni z wyprzedzeniem w stosunku do linii frontu | | |
| Liczba kombajnów na przenośniku | h | jeden | dwa | trzy | |
| Liczba przenośników | r | dwa | cztery | | |
| Kierunek odstawy | w | jeden | dwa | | |
| Lokalizacja przenośników, odstawy poza przodkowej | x | w chodnikach krańcowych | w chodniku krańcowym i w chodniku pośrednim | w chodniku pośrednim | w chodnikach krańcowych i w chodniku pośrednim |

Rozwiązania:

1. $s^1 h^1 r^1 w^1 x^2$
2. $s^1 h^2 r^1 w^1 x^2$
3. $s^1 h^3 r^1 w^1 x^2$
4. $s^1 h^1 r^1 w^2 x^1$
5. $s^1 h^2 r^1 w^2 x^1$
6. $s^1 h^2 r^1 w^2 x^1$
7. $s^1 h^1 r^1 w^2 x^3$
8. $s^1 h^2 r^1 w^2 x^3$
9. $s^1 h^3 r^1 w^2 x^3$
10. $s^1 h^1 r^1 w^2 x^4$
11. $s^1 h^2 r^1 w^2 x^4$
12. $s^1 h^3 r^1 w^2 x^4$
13. $s^1 h^1 r^2 w^2 x^4$
14. $s^1 h^2 r^2 w^2 x^4$
15. $s^1 h^3 r^2 w^2 x^4$
16. $s^2 h^1 r^1 w^2 x^1$
17. $s^2 h^2 r^1 w^2 x^1$
18. $s^2 h^3 r^1 w^2 x^1$

W tej sytuacji otrzymano odpowiednio mniejszą liczbę rozwiązań niesprzecznych, a mianowicie:

- 10 sposobów wybierania z jednym chodnikiem przyścianowym,
- 57 sposobów z dwoma chodnikami
  oraz
- 18 sposobów z trzema chodnikami.

## 2.5. SFORMUŁOWANIE KRYTERIUM OCENY ROZWIĄZAŃ

Kryterium oceny rozwiązań musi uwzględniać przyjęty cel opracowania, a więc powinno:

1) wskazać zbiór prognostycznych rozwiązań ciągłego wybierania ścian oraz

2) umożliwić oszacowanie parametrów techniczno-organizacyjno-ekonomicznych.

Jako zasadę wyboru przyjmuje się zatem podwójną selekcję rozwiązań:

- pierwszą - według niezawodności układu technologicznego,
- drugą - według kryterium relatywnej wielkości produkcji.

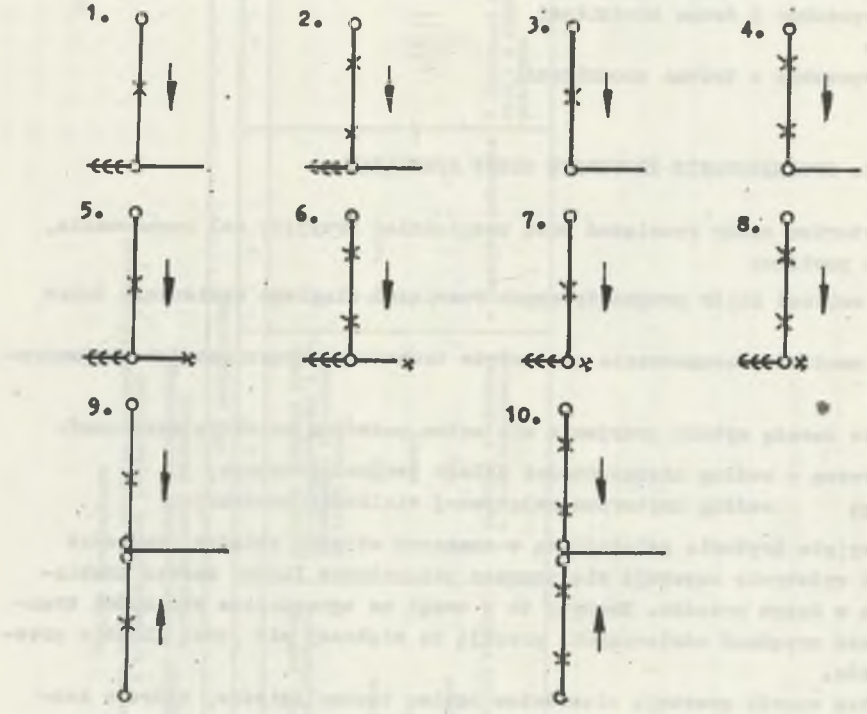
Przyjęte kryteria selekcji są w znacznym stopniu zbieżne, ponieważ wzrost wydobycia uzyskuje się poprzez zwiększenie liczby maszyn urabiających w danym przodku. Maszyny te z uwagi na ograniczone zdolności transportowe urządzeń odstawczych, pracują na większej niż jeden liczbie przenośników.

W ten sposób powstają niezależne ogniwa technologiczne, które w konsekwencji tworzą układy produkcyjne o większym stopniu niezawodności.

## 2.6. WYBÓR ROZWIĄZANIA

Za zadowalające przyjmuje się rozwiązania obejmujące: przodek ograniczony chodnikami krańcowymi, w którym urabianie prowadzone jest przez kombajny pracujące na co najmniej dwóch niezależnych przenośnikach przodkowych.

Ze zbioru rozwiązań z dwoma chodnikami krańcowymi, wybiera się te, w których chodniki są wykonywane przed wybierką.




OZNACZENIA

przenośnik

przenośnik rewersyjny

kombajn

chodnik wykonany przed wybierką

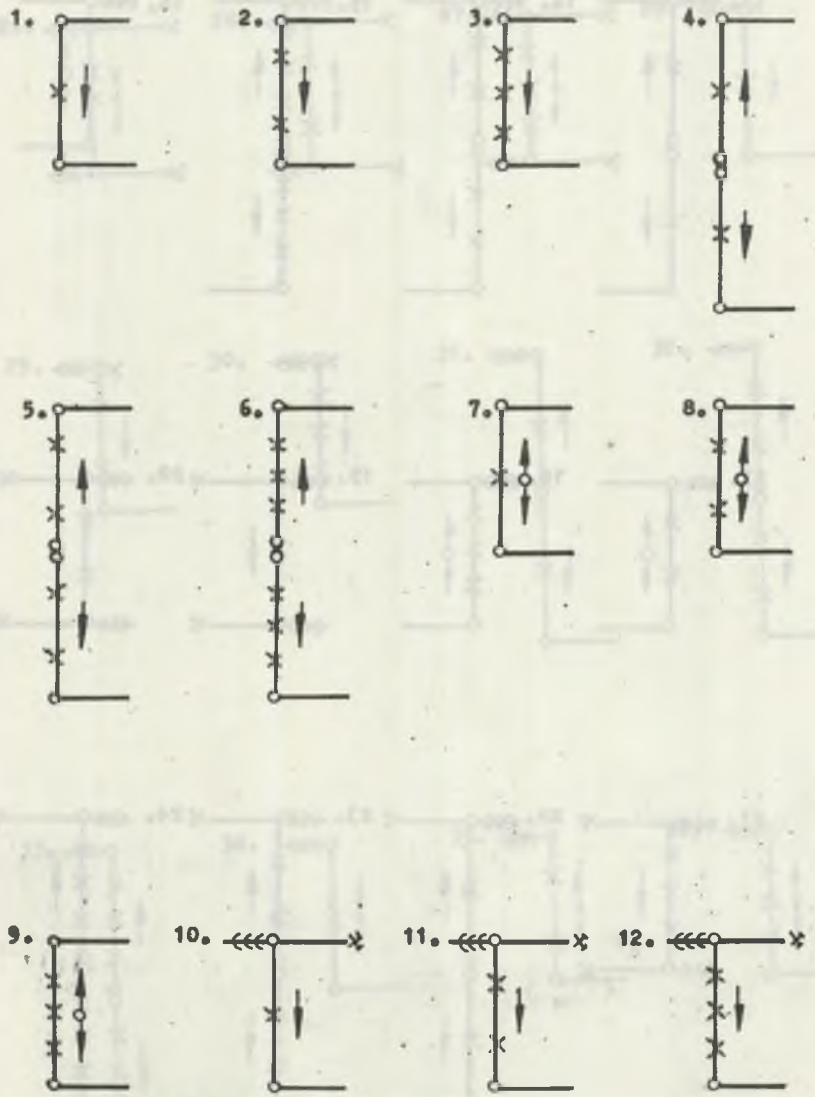
chodnik wykonany z wyprzedzeniem frontu ściany

chodnik utrzymany za frontem ściany

chodnik wykonywany wraz ze ścianą

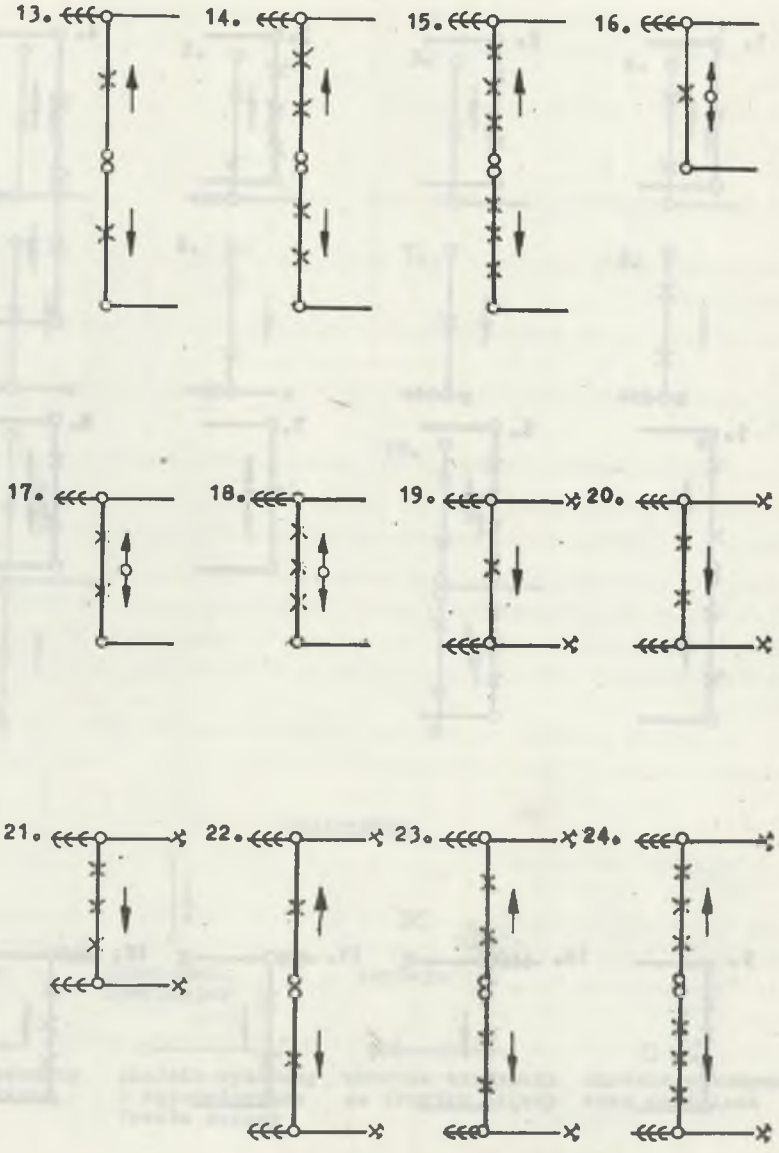
Rys. 2.1. Sposoby wybierania pokładów węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym) z jednym chodnikiem przyścianowym

Fig. 2.1. Ways of coal bed winning on a longwall (open-end) with one longwall heading

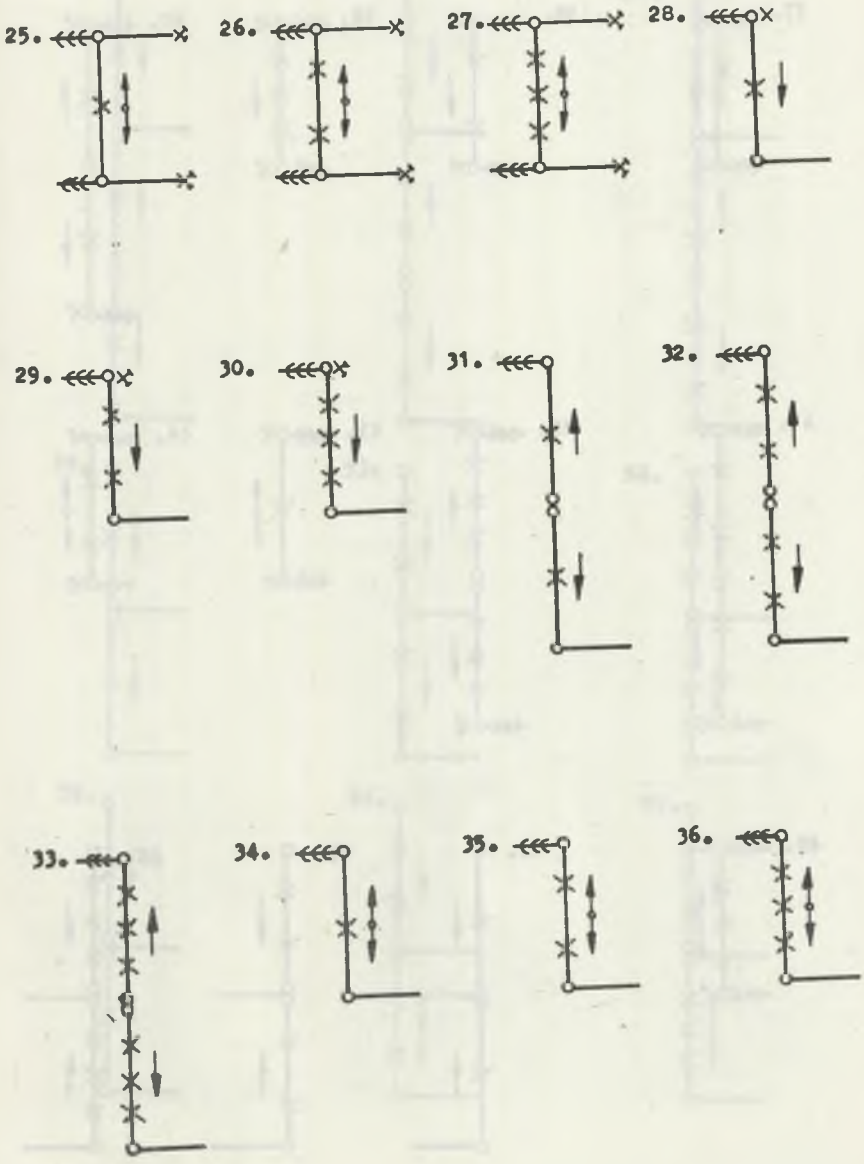



Rys. 2.2. Sposoby wybierania pokładów węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym) z dwoma chodnikami przyścianowymi

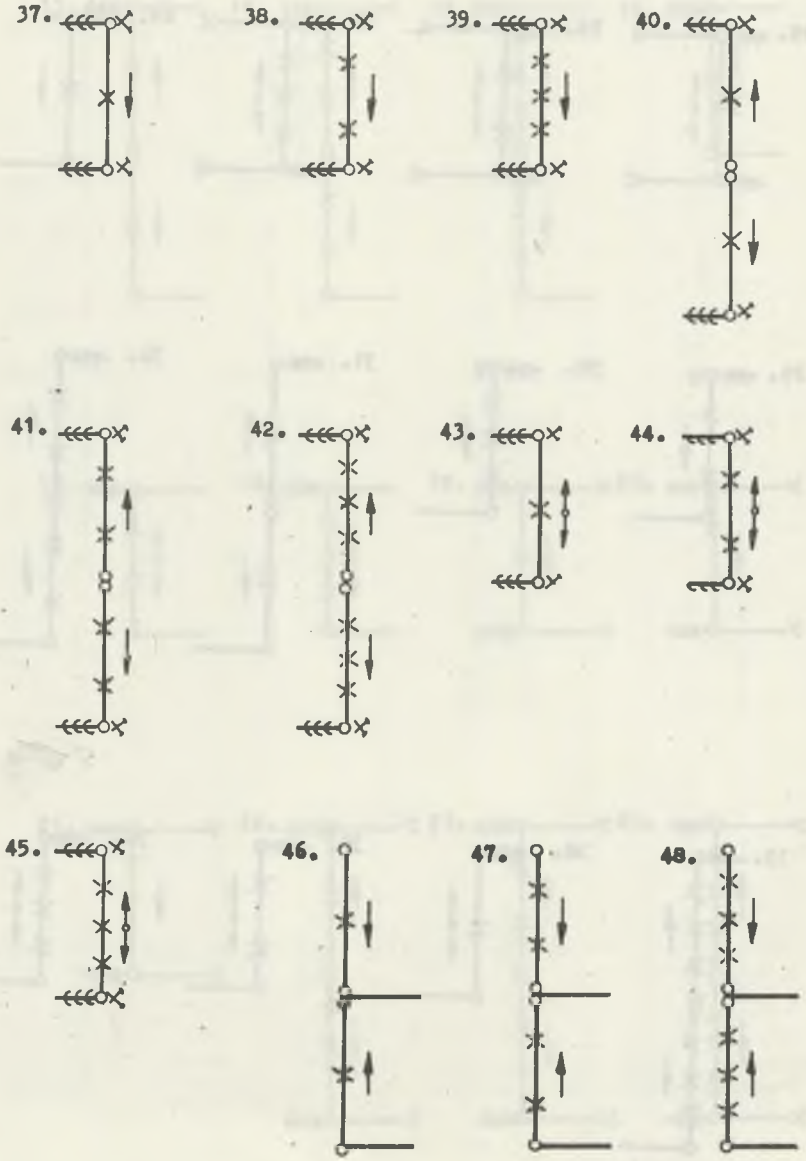
Fig. 2.2. Ways of coal bed winning on a longwall (open-end) with two longwall headings



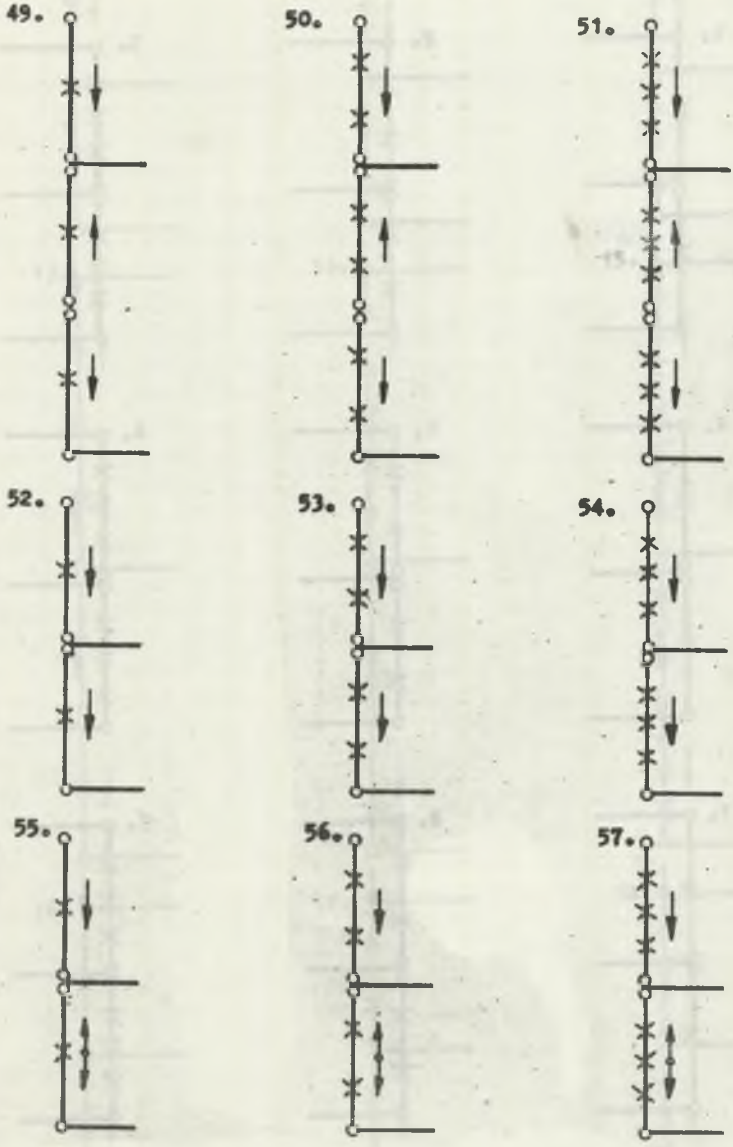

Rys. 2.2. ciąg dalszy



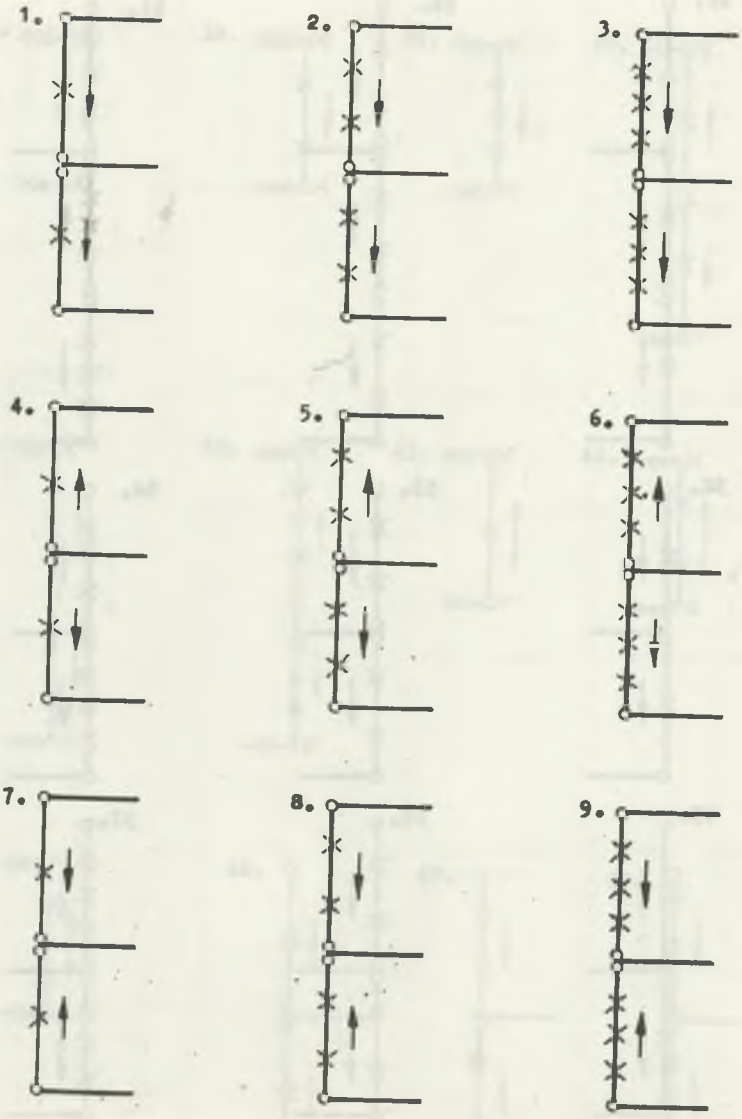

Rys. 2.2. ciąg dalszy




Rys. 2.2. ciąg dalszy
Fig. 2.2.

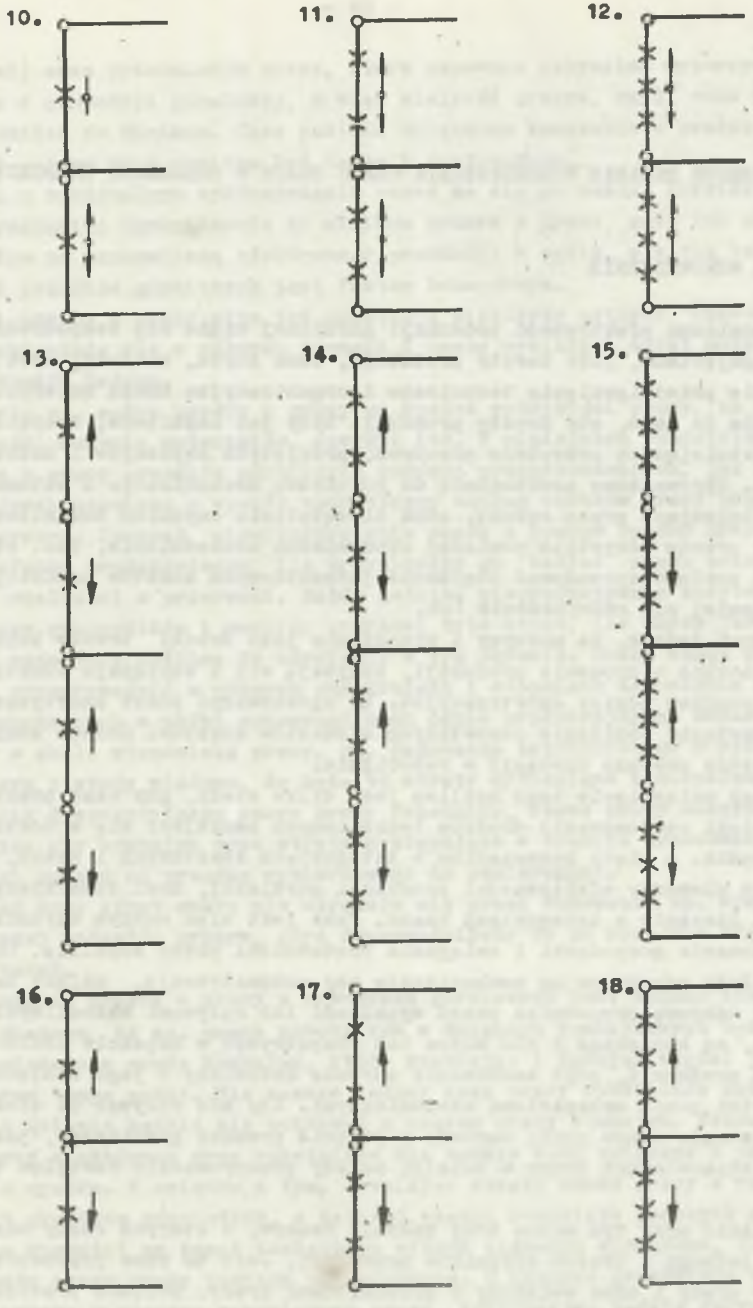



Rys. 2.2. ciąg dalszy
Fig. 2.2.




Rys. 2.3. Sposoby wybierania pokładów węgla przodkiem ścianowym (ubierkowym) z trzema chodnikami przyścianowymi

Fig. 2.3. Ways of coal bed winning on a longwall (open-end) with three longwall headings




Rys. 2.3. ciąg dalszy
Fig. 2.3.

## 3. SYSTEMOWE BADANIE WYKORZYSTANIA CZASU PRACY W PRZODKACH PRODUKCYJNYCH

### 3.1. WPROWADZENIE

Ekonomiczna efektywność produkcji górniczej wiąże się bezpośrednio z takimi pojęciami, jak: koszty produkcji, cena zbytu, nakłady, zysk itp. Wszystkie przedsięwzięcia techniczne i organizacyjne muszą zmierzać przede wszystkim do tego, aby koszty produkcji były jak najniższe, oczywiście w duchu istniejących przepisów prawnych, przyjętych zwyczajów i nakazów moralnych. Wprowadzone powszechnie do górnictwa mechanizacja i automatyzacja, eliminujące pracę ręczną, obok niewątpliwie czynnika humanitarnego powinny przede wszystkim posiadać ekonomiczne uzasadnienie, tzn. stosowanie ich powinno spowodować obniżenie jednostkowych kosztów produkcji, a przynajmniej nie podwyższenie ich.

Wiadomo jednak, że maszyny i urządzenia jako środki trwałe kopalni, uczestniczące w procesie produkcji, zużywają się i obciążają koszty produkcji poprzez odpisy amortyzacyjne. By zrównoważyć koszt amortyzacji, powinno nastąpić obniżenie pozostałych elementów kosztów. Główne zmniejszenie kosztów powinno nastąpić w robociźnie.

Jednak osiągnięcie tego możliwe jest tylko wtedy, gdy czas pracy ludzkiej dzięki zastosowaniu środków technicznych zmniejszy się w dostatecznym stopniu. A więc: rozważaniom w kategoriach kosztowych i zysku, stanowiącym elementy efektywności produkcji górniczej, musi towarzyszyć myślenie i liczenie w kategoriach czasu. Czas jest więc ważnym czynnikiem kształtowania gospodarki i osiągania rentowności przez kopalnię. Oczywiście nakłady ponoszone na mechanizację czy automatyzację, mające na celu jedynie ochronę pracownika przed wypadkami lub wpływami szkodliwymi dla zdrowia, są konieczne i nie można ich rozpatrywać w aspekcie obniżenia kosztów produkcji, gdyż zachowanie zdrowia człowieka i jego zdolności do pracy stoi ponad wskazaniami ekonomicznymi. Aby móc wpływać na efektywne wykorzystanie czasu pracy zarówno w obrębie przodka górniczego, jak i na innych stanowiskach pracy w kopalni należy przeprowadzić rzetelne badanie pracy.

Wyróżnić przy tym można trzy rodzaje czasów, z których każdy odnosi się do jednego z trzech czynników produkcji. Jest to czas pracownika, czas środków pracy i czas związany z przedmiotami pracy. Dopiero prawidłowe i oszczędne wykorzystanie tych trzech kategorii czasu dysponowanego zapewni maksymalną efektywność produkcji górniczej. Przy tym chodzi przede wszystkim o zapewnienie takiego współdziałania pracownika, środków pracy (maszyn

i urządzeń) oraz przedmiotów pracy, które zapewnia optymalne wykorzystanie czasu w produkcji górniczej, a więc wielkość przerw, czyli czas stracony ogranicza do minimum. Czas posiada wyjątkowe znaczenie w produkcji górniczej - jego rola powinna być znana i dostrzegana.

Mówiąc o racjonalnym wykorzystaniu czasu ma się na uwadze likwidację albo przynajmniej ograniczenie do minimum przerw w pracy, gdyż ich negatywny wpływ na ekonomiczną efektywność produkcji w ogóle, a w tym też i produkcji przodków górniczych jest faktem bezspornym.

Skutki przerw w pracy albo jak określają niektórzy autorzy "czasu traconego" objawiają się w różnych formach i ocena wynikłych strat może być w różny sposób badana.

Bada się np. wpływ przerw w pracy na spadek wydajności pracy, na pracochłonność, zużycie materiałów, energii itd. W niniejszym rozdziale skutki przerw w pracy przodków górniczych zarówno przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych oceniono w sposób teoretyczny według skutków pracy prowadzonej bez przerw. Inaczej, niewykorzystaniu czasu z powodu przerw przypisano tyle efektu produkcyjnego, ile przyniósłby go nakład czasu pracy równy co do wielkości z przerwami. Każda godzina nieproduktywnie zużytego czasu przez pracowników i maszyny przynosi tyle strat, ile warta jest wielkość wydobycia możliwa do uzyskania w tym okresie. Ocenę strat czasu można by przeprowadzić w różnych przekrojach i stopniach zespolenia elementów wchodzących w skład poszczególnych ogniw produkcyjnych. Można więc je badać w skali stanowiska pracy, np. ładowacza zatrudnionego w wyrobisku wybierkowym i wtedy wiadomo, że będą to straty wynikające z niepełnego wykorzystania dyspozycyjnego czasu pracy robotnika, czasu pracy maszyn, np. przenośnika czy kombajnu oraz straty występujące w trakcie przesuwania się strugi urobku od przodka wybierkowego do powierzchni.

Ogólnej sumy strat czasu nie uzyskuje się przez sumowanie np. wymienionych powyżej rodzajów przerw, gdyż doprowadziłoby to do zupełnie błędnych wyników badań.

Zagadnienie przerw w pracy w przodkach górniczych jest bardzo skomplikowane. Wiadomo, że np. praca robotników w ścianach kombajnowych będzie ściśle związana z pracą kombajnu, który urabiając i ładując węgiel jest regulatorem tempa pracy. Nie zawsze jednak czas pracy robotników zatrudnionych w ścianie będzie się pokrywać z czasem pracy kombajnu. Jednocześnie przerwy niektórych grup robotników nie zawsze będą związane z przerwą w spływie urobku. W związku z tym, oceniając straty czasu pracy w różnych rodzajach przodków górniczych, w dalszej części rozdziału podanych zostanie kilka sugestii na temat dokładnego wyboru elementu wiodącego, dla którego straty czasu pracy powinny być mierzone. O wyborze przedmiotu badania czyli elementu wiodącego w pomiarach czasu, każdorazowo będzie decydował rodzaj przodku górniczego, sposób organizacji pracy oraz stopień mechanizacji. Decydujące znaczenie będzie jednak miała ocena strat czasu pracy żywej i pracy maszyn. Przy tym przerwy w pracy maszyn będą miały jedynie istotne znaczenie w przodkach wysoko zmechanizowanych.

Ujawnienie rozmiaru strat czasu pracy w produkcji górniczej, czyli czasu, w którym nie otrzymuje się w trakcie wydobywania żadnych efektów, zmusza kierownictwo do zastanowienia się nad przyczynami występowania przerw i szukania środków zaradczych. Przeprowadzone na różnych odcinkach pracy w kopalniach pomiary czasu przerw nieprodukcyjnych wykazują znaczną wielkość strat czasu, który sumarycznie osiąga w niektórych przypadkach kilkadziesiąt procent. Efektywne wykorzystanie czasu pracy jest więc wysoce niezadowalające. Wydaje się więc celowe podanie sposobu umożliwiającego ocenę wielkości strat z powodu przerw w pracy w postaci nieosiągniętego zysku.

W ten sposób zostanie podniesiona rola efektywnego wykorzystania czasu pracy, a tym samym skrócenia czasu straconego. Czas ten bowiem jest przyczyną ogromnych strat nawet wówczas, gdy metody pracy mają charakter nowoczesny i odpowiadają warunkom górniczo-geologicznym i organizacyjno-technicznym danej kopalni. Ujawnienie rozmiarów i rodzaju czasu traconego jest możliwe przy wnikliwie przeprowadzonym badaniu, które obejmuje technikę badania metod i mierzenie pracy, stosowane dla zapewnienia - przy wykonywaniu określonej czynności - możliwie najlepszego wykorzystania posiadanej siły roboczej i materiałów.

## 3.2. RODZAJE CZASU WYSTĘPUJĄCEGO W PRODUKCJI GÓRNICZEJ

### 3.2.1. Czas pracownika

Przez czas pracownika rozumie się czas, który oddaje kopalni pracownik na podstawie umowy o pracę w celu wykonania powierzonych mu zadań lub zleceń. Czas pracownika oddawany kopalni dzieli się na dwa następujące elementy:

- czas pracy,
- czas przerw.

Na wielkość czasu pracy można wpływać za pomocą środków technicznych poprzez zaopatrzenie zarówno przodków wybierkowych, jak i przygotowawczych w odpowiedni rodzaj i ilość maszyn i sprzętu optymalnie dopasowanego do warunków górniczo-geologicznych danego przodku. W sposób organizacyjny na czas pracy wpływa się poprzez odpowiednio ustaloną organizację produkcji, a więc racjonalną w warunkach danego przodku organizację robót, organizację pracy oraz odpowiedni system pracy. Oczywiście rozpatrywanie czasu pracy pojedynczego pracownika jest tu niecelowe, gdyż na ogół występuje wzajemne powiązanie i współzależność pomiędzy pracą wykonywaną przez wszystkich pracowników obsady przodkowej. Czas przerw to czas, w którym pracownik nie jest zajęty wykonywaniem powierzonych mu prac.

Wszystkie przerwy w trakcie pracy na stanowiskach roboczych, które obniżają efektywność danego procesu - poza przerwami na potrzeby fizjolo-

giczne - należy uważać za czas tracony (nieużyteczny). Ogólnie czas tracony można podzielić na przerwy wynikające z przyczyn organizacyjno-technicznych, czyli zaistniały z winy kierownictwa i przerwy z winy pracownika.

W przyczynach organizacyjno-technicznych przerw w pracy wyróżnić można:

- brak energii,
- brak środków transportu (wozów),
- brak narzędzi i wyposażenia technicznego,
- brak materiału,
- awarie,
- nieplanowany remont,
- złe warunki pracy.

Straty czasu z winy robotnika obejmują:

- spóźnienia do pracy lub wcześniejsze opuszczanie stanowiska pracy,
- przedłużenie przerwy śniadaniowej,
- wałęsanie się nieproduktywne w obrębie przodku,
- rozmowy towarzyskie.

Oprócz wymienionych mogą wystąpić jeszcze inne straty czasu pracy, takie jak:

- przepustka do lekarza,
- przepustka w celu załatwienia spraw osobistych,
- wypadek przy pracy itp.

W pracy niniejszej na wstępie zakłada się pewne dość daleko idące uproszczenia w definiowaniu przerw w pracy uznawanych za czas tracony.

Uproszczenia te są jednak pożądane w celu łatwiejszego zrozumienia toku postępowania zmierzającego do oceny strat czasu w postaci nieosiągniętego zysku.

Ponieważ podczas zmian produkcyjnych w przodku górniczym występują przerwy w pracy np. górników, cieśli czy ładowaczy w różnych okresach, a nawet w różnych rozpiętościach czasu, przyjmuje się, że wielkość przerw będzie podana jako średnia dla całej brygady przodkowej.

Uproszczenie polega na tym, że wielkość wpływu przerw w pracy robotników z różnymi kwalifikacjami na efektywność produkcji będzie inna, a równocześnie różny okres występowania przerw - np. na początku, w środku czy na koniec zmiany - będzie miał inny "ciężar gatunkowy".

Aby znaleźć średnią wielkość przerwy w pracy w okresie zmiany dla całej brygady, wprowadza się odpowiednie współczynniki korygujące, ustalające "ciężar gatunkowy" dla przerw w pracy różnych grup robotników zatrudnionych w przodkach.

Z dużym przybliżeniem wartość przerw w pracy różnych grup można np. ustalić na podstawie stawki zarobkowej.

W toku prowadzenia badań mogą się nasunąć inne sugestie na temat dopasowania odpowiedniej wartości dla różnych rodzajów czasu traconego.

Odpowiednie współczynniki mogą być ustalone np. drogą analityczno-dedukcyjną dla poszczególnych grup pracowników zatrudnionych w przodku.

Naczelna zasada tego typu rozumowania wyklucza założenie jakoby pracownicy poza obsługą np. kombajnu, zatrudnieni przy takich czynnościach, jak rabowanie czy obudowa, swą pracą jednakowo współprzyczyniali się do osiągania odpowiednich efektów produkcyjnych przodku. Stwierdzenie, że liczą się tylko przerwy w pracy np. kombajnu, a więc też i jego obsługi, a drobne przerwy innych drużyn roboczych są nieistotne, kłóciłoby się z logiką organizacyjną i oznaczałoby w takim razie, że czas tracony przez te drużyny i czas efektywnie przepracowany mają jednakową wartość produkcyjną. W związku z powyższym celem niniejszej pracy jest wykazanie ekonomicznych skutków spowodowanych przerwami w pracy wszystkich robotników wchodzących w skład brygady przodkowej bez względu na rodzaj wykonywanych czynności i posiadane kwalifikacje. Szczegółowe badanie pracy wykazało, że pracownik wykonując pewną pracę czyni to w sposób rytmiczny w ustalonym tempie. Jeśli następują przerwy w pracy pewnych pracowników zatrudnionych w przodku, to nie można zakładać, że czas stracony na skutek przerwy zostanie nadrobiony późniejszym szybszym tempem pracy. Zwiększenie wysiłku jest możliwe tylko chwilowo - nie na dłuższy okres. Przy tym należy jeszcze pamiętać, że nadmierne zwiększenie wysiłku może w konsekwencji prowadzić do wypadku. Poza tym, jeśli pracownik zaczyna pracować szybciej niż normalnie (zwiększa tempo), szybciej się męczy i z punktu widzenia efektywności produkcji jest to zjawisko niekorzystne. Wracając do problemu znaczenia przerw ze względu na stopień ich wpływu na efektywność produkcji, zauważa się, że współczynniki korygujące można też np. ustalić na podstawie korelacji poszczególnych rodzajów przerw z wydobyciem, kosztami lub zyskiem kopalni. Można więc obliczyć korelację przerw w pracy budowaczy, ładowaczy czy kombajnistów z efektywnością produkcji i wtedy w zależności od wielkości współczynnika korelacji ustaliłoby się odpowiednie współczynniki korygujące.

3.2.2. Czas środków pracy (maszyn i urządzeń)

Przez środki pracy rozumie się, zgodnie z definicją podaną przez "Mały słownik ekonomiczny", przede wszystkim narzędzia produkcji, a następnie budynki produkcyjne, magazyny, drogi, kanały, środki łączności itd.

Narzędzia pracy są podstawowym i decydującym składnikiem środków pracy. Ich formy i charakter są bardzo różnorodne: od prymitywnych narzędzi kamiennych używanych przez ludzi pierwotnych do skomplikowanych maszyn współczesnych; zawsze jednak pełnią one tę samą funkcję w procesie pracy - pośredniczą pomiędzy robotnikiem a przedmiotem pracy. Wszelkie zmiany w produkcji i jej rozwój rozpoczynał się zawsze od zmian w narzędziach produkcji.

W kopalni do środków pracy zalicza się więc, począwszy od najprostszych narzędzi pracy takich, jak: łopaty, kilofy, poprzez młotki pneumatyczne, wrębiarki do urządzeń o wysokiej mechanizacji, a więc kombajny, obudowę zmechanizowaną itp. W związku z tym, że efektywność technicznych środków pracy zależy w dużym stopniu od rzeczywistego ich wykorzystania, konieczne jest planowe i optymalne ich obciążenie. A więc dokładna analiza czasu środków pracy jest ważnym metodycznym środkiem pomocniczym ekonomicznej organizacji zarówno w odniesieniu do przodku górniczego, jak i całej kopalni. Za czas środków pracy uważany jest czas, w którym kopalnia może nimi dysponować zgodnie z ich przeznaczeniem.

Czas środków pracy dzieli się na czas użyteczny i czas postoju. Czas użyteczny jest to czas, w którym środki pracy pracują lub są przygotowywane do pracy.

Czas użyteczny dzieli się z kolei na czas użyteczny główny i czas użyteczny pomocniczy.

Czas użyteczny główny jest czasem, w ciągu którego maszyna efektywnie uczestniczy w procesie wydobywania węgla, np. kombajn skrawa calizną węglową i ładuje na przenośnik urobiony węgiel; przenośnik pracuje przy pełnym obciążeniu urobku itp. Podczas pomocniczego czasu użytecznego maszynę przygotowuje się do pracy lub wykonuje prace zakończeniowe, np. przygotowanie do urabiania kombajnu, zjazd kombajnu przy jednokierunkowym urabianiu lub wrębówki itp.

Czas postoju jest czasem, w ciągu którego środek pracy nie jest wykorzystywany - jest nieczynny.

Rodzaje postojów mogą być następujące:

- Postój technologiczny, którego przyczyną jest nieskoordynowane w czasie współdziałanie człowieka, środka pracy i przedmiotu pracy. Przykładem tego rodzaju postoju jest przerwa w pracy kombajnu i oczekiwanie w momencie, gdy przenośnik nie może odebrać całego urobku urabianego przez kombajn.
- Bezruch. Może on wynikać z tego, że cała kopalnia jest nieczynna lub gdy dana maszyna czy urządzenie jest w przodku zbędne. Przyczyną bezruchu może być również konserwacja, remont lub przebudowa.
- Postój spowodowany złą organizacją pracy lub awarią; może mieć kilka przyczyn:

a) zbyt późne dostarczenie materiału lub urządzeń na stanowiska robocze, np. noży do wymiany w kombajnie czy wrębówce,
b) przerwa w ruchu maszyn lub urządzeń, spowodowaną ich awarią, brakiem energii lub brakiem dostawy materiałów pomocniczych, np. brak stojaka na stójkę rozpierającą, na którą nawijana jest lina wrębówki,
c) przerwa z powodu złej organizacji, np. przerwa w pracy kombajnu na skutek niewykonania na czas obudowy lub rabunku w odpowiednim bloku (organizacja z podziałem na bloki), przy źle dobranej obsadzie w blokach.

- Postój zależny od pracownika. Przyczyną może być postój na czas przerwy śniadaniowej, przerwa na dodatkowy odpoczynek lub zaspokojenie potrzeb fizjologicznych, nieusprawiedliwione opuszczenie przodku lub innego stanowiska pracy. W pewnych przypadkach mogą to być też przerwy spowodowane nieobecnością pracownika w pracy wywołanej chorobą lub innymi względami.

Inny rodzaj przerw zaistniałych z winy pracownika to np. niewyłączenie na czas urządzenia transportowego i zasypanie przesypu urobkiem. Dla wykazania stopnia wykorzystania środków w aspekcie ich czasu pracy stosuje się wskaźnik ekstensywnego wykorzystania czasu pracy, który jest stosunkiem czasu efektywnie przepracowanego przez maszynę w ciągu doby do czasu pracy możliwego do przepracowania

$$W_e = \frac{t_e}{t_m},$$

gdzie:

$W_e$ - wskaźnik ekstensywny,

$t_e$ - czas efektywnie przepracowany w ciągu doby,

$t_m$ - czas możliwy do przepracowania w ciągu doby.

Oczywiście, zadaniem organizatora produkcji jest takie zorganizowanie pracy, by wskaźnik ekstensywny dla maszyn zainstalowanych zarówno w przodku, jak i na pozostałych stanowiskach kopalni jak najbardziej zbliżał się do jedności.

W celu wykazania wielkości strat ponoszonych przez kopalnię na skutek niezadowalającego wykorzystania pracy maszyn pod względem ekstensywnym przeprowadzanie badań będzie najbardziej celowe w przodkach wybierkowych zmechanizowanych z potokową organizacją robót. Sposób wykazania wielkości strat ponoszonych przez kopalnię na skutek postojów i przerw w pracy maszyn, a więc niezadowalającego wykorzystania ich czasu pracy w przodkach górniczych zostanie podany w dalszej części rozdziału.

### 3.2.3. Czas związany z przedmiotami pracy

Według "Małego słownika ekonomicznego" przedmiotem pracy jest wszelka materia, którą człowiek pracą swą przekształca bezpośrednio lub na którą oddziałuje tak, aby służyła potrzebom człowieka. Człowiek może wydobywać lub zbierać materię w formie już ukształtowanej przez przyrodę lub oddziaływać na przyrodę uruchamiając procesy przyrodnicze, które wytworzą materię w formie potrzebnej człowiekowi. Uzyskane w ten sposób formy materii mogą być konsumowane lub stać się z kolei przedmiotami pracy podlegającymi dalszej przeróbce. Pewne rodzaje przedmiotów pracy ulegają w procesie przeróbki całkowitemu zużyciu. Są to takie przedmioty pracy, które są niezbędne do przerobu innych przedmiotów pracy mających decydujące

znaczenie z punktu widzenia ostatecznych celów produkcji. Mówi się w takich przypadkach o materiałach pomocniczych. W górnictwie węglowym węgiel stanowi podstawową materię, o której mówi definicja przedmiotów pracy. Kopalnia zużywa w procesie produkcji cały szereg materiałów pomocniczych umożliwiających lub ułatwiających wydobycie węgla, takich jak: środki strzelnicze, drewno na obudowę, piasek podsadzkowy.

Czas związany z przedmiotami pracy dzieli się na czas przekształcenia i czas przerw w przekształcaniu. Czas przekształcenia obejmuje czas trwania czynności zmieniających w sensie zamierzonego zadania stan, kształt lub położenie przedmiotu pracy. Czas przekształcania w odniesieniu do węgla lub jakiejkolwiek innej kopaliny użytecznej będącej przedmiotem eksploatacji dzieli się na czas oddziaływania i czas transportu. Czas oddziaływania jest to czas, w którym dzięki oddziaływaniu ludzkiej pracy za pomocą środków pracy na przedmiot pracy zmienia się stan lub kształt przedmiotu pracy.

Jest to więc czas, w którym następuje oderwanie węgla od calizny (urabianie) oraz załadunek na urządzenia transportowe. Czas transportu obejmuje transport urobku do powierzchni. Transport wpływa pośrednio na przekształcenie przedmiotu pracy (kruszenie się urobku w czasie transportu), co zmusza do stosowania odpowiednich dla danych warunków urządzeń transportowych. Graficznym wyrazem transportu są krzywe spływu urobku sporządzane na podstawie obserwacji wykonywanych w odpowiednim punkcie załadowczym. Obrazują one tempo transportu urobku. Sposób sporządzania krzywych spływu urobku podany jest w książce M. Kozdrója pt. "Organizacja produkcji górniczej" - Cz. II.

Za czas przerw w przekształcaniu uważa się okres, w którym przedmiot podlega przekształceniu. Przerwy te mogą występować zarówno w fazie oddziaływania, a więc w czasie urabiania i ładowania urobku w przodku, jak i w fazie transportu. Przerwy mogą występować z przyczyn technologicznych na skutek złej organizacji pracy, awarii i opóźnionych dostaw do przodku, np. obudowy oraz z przyczyn zależnych od pracownika. Podane przyczyny przerw mają podobny charakter jak przyczyny przerw omówione poprzednio przy środkach pracy.

Wydatne zmniejszenie przerw w pracy urabiania i ładowania węgla w przodku oraz w fazie transportu jest możliwe dzięki racjonalnie opracowanej organizacji robót, organizacji pracy i systemu pracy dzięki bieżącemu przeglądowi maszyn i urządzeń, prowadzeniu gospodarki remontowej i w sposób planowany pozwalający uniknąć remontów nieplanowych dezorganizujących produkcję (system planowo-zapobiegawczych remontów) oraz kontroli przebiegu produkcji.

3.2.4. Współdziałanie w czasie człowieka, środków pracy i przedmiotów pracy

Zadaniem prawidłowo opracowanej organizacji produkcji jest takie zsynchronizowanie w czasie i przestrzeni omówionych poprzednio trzech czynników, a więc człowieka, środków pracy i przedmiotów pracy, by osiągnięte zostało optymalne współdziałanie.

Ideałem takiej organizacji jest:

- praca wykonywana przez pracowników bez przerw, a więc bez czasu traconego,
- postoje maszyn i urządzeń wyeliminowane zupełnie,
- węgiel nieprzerwanie urabiany, ładowany i transportowany do odbiorcy bez jakichkolwiek przestojów.

Jeśli nawet ten ideał nigdy nie jest całkowicie osiągalny, to jednak należy zawsze ku niemu zmierzać. Osiągnięcie optymalnego współdziałania w czasie człowieka, maszyn i urządzeń oraz przedmiotów pracy w danych warunkach górniczo-geologicznych jest możliwe wówczas, gdy w danym przodku, oddziale górniczym, czy kopalni przeprowadzi się możliwie wnikliwe badanie pracy. Za optymalne wykorzystanie środków pracy, przedmiotów pracy i człowieka jako pracy żywej, tak by przyniosły maksimum efektywności, odpowiedzialność ponosi przede wszystkim kierownictwo kopalni oraz dozór na wszystkich szczeblach zarządzania.

3.3. BADANIE PRACY

3.3.1. Wprowadzenie

Termin "badanie pracy" obejmuje technikę badania metod i mierzenia pracy, stosowaną w celu zapewnienia - przy wykonywaniu określonej czynności - możliwie najlepszego wykorzystania posiadanej siły roboczej i materiałów. W wielu krajach Europy przyjęty jest w tym przypadku termin "badanie ruchów i czasu".

Badanie pracy jest zasadniczo jednym ze środków działania kierownictwa dla podniesienia wydajności.

Z założeń badania pracy wynika, że podniesienie wydajności pracy jest uzyskiwane bez żadnych dodatkowych nakładów inwestycyjnych, a jedynie drogą pewnych posunięć organizacyjnych umożliwiających efektywniejsze wykorzystywanie istniejących środków produkcji oraz pracy żywej. W przemyśłach, w których produkcja zależy w głównej mierze od maszyn i urządzeń a dopiero na drugim miejscu od pracy ludzkiej, opracowanie nowego, postępowego, procesu i zainstalowanie nowoczesnej aparatury, maszyn i urządzeń jest najskuteczniejszym sposobem podniesienia wydajności.

W górnictwie jednak udział pracy żywej w produkcji jest bardzo wysoki, w związku z tym przy badaniu pracy należy szczególny nacisk położyć na czynnik ludzki.

Istota badania pracy polega na tym, że jest wykonywane systematycznie i w związku z tym jest jednym ze sposobów działania kierownictwa. Oczywiście dokładne systematyczne badanie pracy może być prowadzone, gdy zagadnieniem tym zajmuje się odpowiednia kadra specjalistów, zatrudnionych w dziale badania pracy. Jedynie nieprzerwane badania prowadzone na stanowisku roboczym lub w miejscu, gdzie dana czynność przebiega, mogą dostarczyć faktów.

Badanie metod i mierzenie pracy są ściśle ze sobą powiązane. Badanie metod zajmuje się obniżeniem pracochłonności danej operacji, podczas gdy mierzenie pracy zajmuje się badaniem i eliminowaniem czasu traconego.

Zarówno badanie metod, jak i mierzenie pracy przeprowadza się za pomocą szeregu różnorodnych środków działania i chociaż badanie metod powinno poprzedzić mierzenie pracy, to jednak często konieczne jest zastosowanie jednej z metod mierzenie pracy, np. analizy wykorzystywania czasu pracy lub obserwacji dnia roboczego w celu określenia, gdzie pojawią się czas tracony i w jakich rozmiarach.

### 3.3.2. Sposoby badania czasu pracy

Badanie pracy, jak już wspomniano, obejmuje dwa uzupełniające się działy: badanie metod i mierzenie pracy. Mierzenie pracy jest to zastosowanie niektórych sposobów działania kierownictwa zmierzających do ustalenia pracochłonności określonego zadania przez obliczanie czasu, jakiego potrzebuje na jego wykonanie wykwalifikowany robotnik w normalnym tempie. Jest to definicja mierzenia pracy, którą podaje praca pt. "Badanie pracy".

Mierzenie pracy daje więc kierownictwu możność mierzenia czasu zużywanego na wykonanie jednej lub kilku operacji ale przede wszystkim umożliwia ono wykrycie czasu nieużytecznego oraz oddzielenie go od czasu pracy właściwej.

Mierzenie pracy może być stosowane dla różnych celów, np. przy ustalaniu konkretnych norm czasu dla konkretnych operacji; w tym miejscu jednak mierzenie pracy rozpatrywane jest w aspekcie wykrywania czasu nieużytecznego, czyli czasu, w ciągu którego nie wykonuje się z jakichkolwiek powodów żadnej efektywnej pracy. Czas tracony w przodkach górniczych będzie tu rozpatrywany jako przyczyna strat ponoszonych przez kopalnię. Metody badania czasu pracy mogą mieć charakter pomiaru ciągłego lub też mogą być oparte na wyrywkowych pomiarach czasu pracy. Ostatnio stosuje się też w przemyśle coraz częściej technikę filmowo-telewizyjną oraz metody oparte na pomiarach licznikowych.

3.3.3. Chronometraż

Chronometraż zależy od metod opartych na ciągłym pomiarze czasu dnia roboczego. Polega więc na mierzeniu czasu czynności powtarzalnych, które występują w okresie np. zmiany produkcyjnej. Do rejestracji wyników służy karta obserwacyjna chronometrażu, której część opisową wypełnia się przed przystąpieniem do badań. Ostatecznie otrzymuje się zestaw wyników pomiarów chronometrażowych, który składa się z szeregu wielkości przedstawiających czas trwania poszczególnych operacji, zabiegów i czynności wchodzących w skład cyklu badanej zmiany produkcyjnej. Przy tym należy zaznaczyć, że w zależności od celu, jakiemu wyniki mają służyć, na nieco inne sytuacje chronometrażysta będzie zwracał szczególną uwagę. W przypadku gdy zamierzeniem jest ocena skutków czasu traconego, szczególną uwagę zwróci się na wszelkiego rodzaju przerwy w produkcji i oceni ich gezenę oraz dokładny czas trwania.

Wadę chronometrażu stanowi bezpośrednie oddziaływanie obserwatora na psychikę pracowników, co powoduje, że zachowują się w okresie badanym nieco inaczej niż wówczas, gdy nie są obserwowane.

3.3.4. Fotografia dnia roboczego

Fotografia dnia roboczego należy również do metod opartych na ciągłym pomiarze czasu roboczego. Ogólnie można powiedzieć, że fotografia dnia roboczego jest bardziej przydatna w pomiarach mających na celu ocenę czasu traconego niż chronometraż.

Fotografia dnia roboczego ma szereg odmian, których stosowanie uzależnione jest od potrzeb badań.

Może to więc być:

- indywidualna fotografia dnia roboczego służąca do obserwacji i pomiaru czasu jednego robotnika obsługującego jedną maszynę lub urządzenie, np. kombajnistę lub robotnika obsługującego przenośnik na wysypie,
- zespołowa fotografia dnia roboczego, służąca do obserwacji i pomiaru czasu pracy całej brygady pracowników zatrudnionych w obrębie przodku,
- fotografia dnia roboczego stosowana przy obserwacji i pomiarach czasu pracy przenośników lub innych urządzeń oraz cały szereg jeszcze innych rodzajów fotografii dnia roboczego stosowanych w zależności od aktualnych potrzeb.

Dla oceny rozchodu czasu pracy żywej zaleca się stosowanie zespołowej fotografii dnia roboczego. Dla oceny zaś przerw w pracy maszyn - fotografię czasu pracy przenośników lub innych maszyn.

Notowanie obserwacji wykonuje się w specjalnej dokumentacji obejmującej część opisową i pomiarowo-statystyczną. Technika pomiarów polega na obserwacji przebiegu czynności, które są wykonywane w czasie przeznaczonym na badanie.

Ogólnie różnica pomiędzy fotografią dnia roboczego a chronometrażem polega na tym, że:

- metoda fotografii dnia roboczego (fotografia czasu pracy) obejmuje cały proces produkcyjny w określonym czasie, a metodą chronometrażu obejmuje się na ogół wycinek procesu produkcyjnego (czynności, zespół czynności, operacje, zespół operacji),
- zadaniem fotografii czasu pracy jest zbadanie całego nakładu pracy ludzkiej oraz pracy maszyn w określonym okresie za pomocą chronometrażu, natomiast rejestruje się tylko czas związany z daną czynnością, robotnikiem lub maszyną,
- pomiary wykonywane za pomocą chronometrażu są bardziej dokładne niż wykonywane za pomocą fotografii dnia roboczego.

3.3.5. Obserwacje migawkowe

Metoda obserwacji migawkowych opiera się w założeniach na zasadach metody reprezentatywnej i teorii estymacji.

Istota tej metody polega na zastąpieniu badań ciągłych, wyczerpujących badaniami częściowymi. Zamiast ciągłej obserwacji stanowiska roboczego prowadzi się obserwacje w ściśle określonych (w sposób losowy) momentach czasowych zgodnie z przyjętymi założeniami i wymogami prawdopodobieństwa. Przebieg obserwacji jest bardzo krótki - trwa nie dłużej niż 1-2 sekund i polega na kojarzeniu zjawisk zaobserwowanych przy danym stanowisku roboczym. Dzięki krótkiemu czasowi obserwacji robotnik swym zachowaniem nie zdąży zmylić obserwatora. O przydatności tej metody decyduje wysoki stopień dokładności uzyskiwany w porównaniu do innych metod. Trzeba jednak zaznaczyć, że metoda ta w Polsce nie jest jeszcze zbyt mocno rozpowszechniona. Zastosowanie jej musiałoby więc poprzedzić dokładniejsze przemyślenie i rozpracowanie teoretyczne.

3.3.6. Metoda techniki filmowo-telewizyjnej

Technika telewizyjna pozwala na bezpośrednie obserwowanie np. danego przenośnika odstawczego bez konieczności umieszczenia tam obserwatora.

Filmowanie zaś pozwala zastąpić dokumentację chronometrażową lub fotografię dnia roboczego filmem.

Technika filmowo-telewizyjna daje znacznie większe możliwości pogłębienia metod badania czasu pracy niż tradycyjne metody stosowane dotychczas. Filmowanie umożliwia uchwycenie nie tylko przebiegu samej operacji ale także jej fragmentów.

Przy ustalaniu czasu trwania poszczególnych operacji i zabiegów, a więc też i przerw, pomocny jest chronometr, którego tarcza zegarowa, filmowana razem z operacją, pozwala na odczytanie początku i końca danego ruchu elementarnego. Tak ustalone dane nanoszone są na specjalny arkusz synchronizacji ruchów, który stanowi materiał do dalszych teoretycznych opracowań.

Największą przeszkodą w upowszechnieniu techniki filmowo-telewizyjnej jest wysoki koszt badania, konieczność posiadania wykwalifikowanego pracownika oraz kosztownego sprzętu.

3.3.7. Obserwacje pracy maszyn i urządzeń

W celu ustalenia stopnia wykorzystania czasu pracy maszyn i urządzeń stosuje się specjalną aparaturę pomiarową. Są to różnego rodzaju liczniki samorejestrujące.

W nowoczesnych kopalniach szerokie zastosowanie znajduje telemetria, która polega na samoczynnej rejestracji pracy maszyn i urządzeń za pomocą specjalnej aparatury przekaźnikowej.

3.3.8. Opracowanie wyników

Wyniki otrzymane z pomiarów czasu pracy opracowuje się różnie w zależności od potrzeb jakim mają służyć. Dla oceny strat ponoszonych przez kopalnię na skutek przerw w pracy w przodkach górniczych badanie czasu pracy przeprowadzić można w układzie dwufrakcyjnym. Oznacza to, że wykorzystanie czasu pracy podzielone jest na dwie frakcje: pracy i niepracy.

Do czasu pracy zalicza się zarówno roboty o charakterze ręczno-maszynowym i maszynowym zależne w mniejszym lub większym stopniu od czasu pracy maszyn i urządzeń w różnych przodkach, jak i roboty ręczne (np. podwieszenie stropnic) - niezależne od pracy maszyn.

Stopień intensywności wysiłku fizycznego czy psychicznego pracownika przy wykonywaniu różnych prac nie będzie tu analizowany. W trakcie obserwacji notowana jest tylko frakcja pracy lub niepracy. W tym układzie czas niepracy obejmuje czas potrzeb fizjologicznych, czy przerw wynikłych z przyczyn techniczno-organizacyjnych i technologicznych oraz przerw spowodowanych innymi przyczynami. Odróżnienie przerw i przestojów od czasu pracy nie napotyka na większe trudności, z wyjątkiem pewnych prac zmechanizowanych i zautomatyzowanych, gdy w trakcie automatycznego biegu, np. kombajnu, kombajnista jest w pewnym okresie bezczynny i nie wykonuje żadnej pracy. Wszystkie tego rodzaju skojarzenia, zgodnie z przyjętymi zasadami normowania technicznego, zalicza się do frakcji pracy.

3.3.9. Ustalenie liczby obserwacji

Niezależnie od tego, którą z metod szacowany jest rozmiar przerw występujących w produkcji przodków górniczych, będzie to badanie próbkowe i stopień zgodności otrzymanych wyników z rzeczywistym czasem poszczególnych elementów oraz całej operacji, a więc też z rzeczywistym czasem przerw zależy w pewnej mierze od badanych wielkości. Przez wielkość badanych elementów rozumie się liczbę cykli (ewentualnie zmian produkcyjnych), które należy obserwować, aby otrzymać odpowiednie wyniki. Ilość obserwacji powinna być wykonana w zależności od stopnia żądanej dokładności.

Pożądana dokładność zależy z kolei od typu produkcji i liczby robotników wykonujących daną operację oraz od celu, jakiemu pomiary będą służyły.

Liczba obserwacji powinna być tak duża, aby istniała gwarancja, że wszystkie elementy przypadkowe, rzadko powtarzające się, nie zniekształcą prawdziwej wartości pomiarów.

Pomiary powinny objąć taką liczbę obserwacji, aby obserwator mógł zaobserwować wszystko to, co zdarza się na stanowisku roboczym. Tam, gdzie istnieją duże wahania w czasach poszczególnych pomiarów niezupełnie zależne od robotnika, konieczne może być przeprowadzenie większej liczby pomiarów.

W przeprowadzonych badaniach, których wyniki estymują statystycznie praktykę, ustala się z góry żądany stopień dokładności estymacji.

Jeżeli z góry założymy stopień dokładności estymacji, wówczas na tej podstawie wyznacza się wielkość próby. Zakłada się, że zamierzeniem jest oszacowanie wartości przeciętnej. Wiadomo, że nie da się wyznaczyć tej wartości dokładnie, lecz można jedynie dla określonego z góry prawdopodobieństwa podać granicę przedziału ufności, np. 0.95.

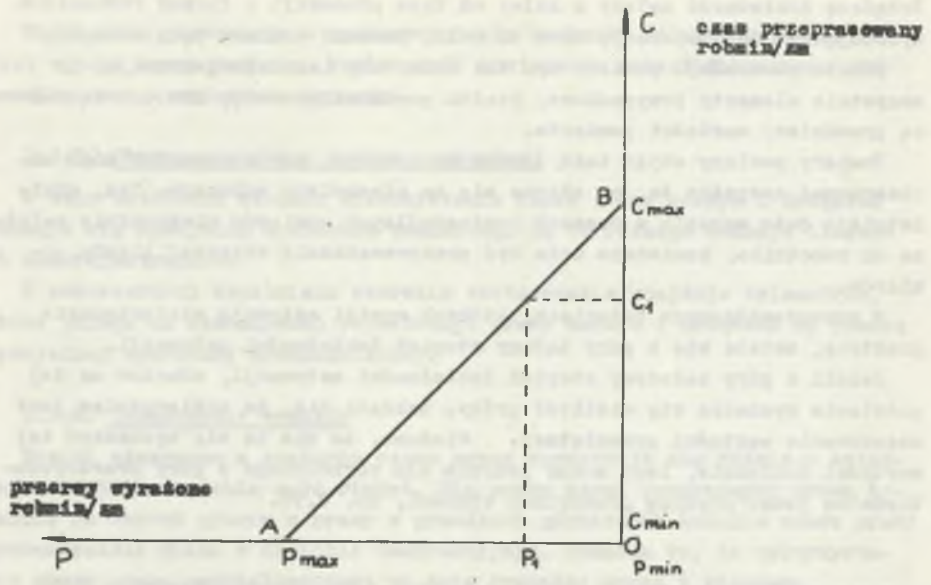
## 3.4. EKONOMICZNE SKUTKI CZASU TRACONEGO W PRZODKACH GÓRNICZYCH

### 3.4.1. Zależność między przerwami w pracy, czasem przebywania w przodku a efektywnym czasem roboczym

Występowanie przerw w pracy załogi przodków górniczych w swej pierwotnej bezpośredniej formie powoduje zmniejszenie czasu pracy zmiany o czas przerw. Wiadomo, że dla każdego przodku górniczego jest ustalona pewna wielkość czasu przeznaczonego na pracę, wyrażona w roboczominutach na zmianę.

Jeżeli w układzie prostokątnym na dwóch osiach odetnie się punkty jednakowo oddalone od środka, przy czym na jednej osi odkładać się będzie czas efektywnie przepracowany, a na drugiej przerwy, a więc czas tracony, to prosta łącząca oba punkty A i B (rys. 3.1) oznacza, że suma czasu przepracowanego i powstałych przerw jest wielkością stałą i równą wielkości czasu przebywania w przodku. Przez czas przebywania w przodku w tym wypadku wielkość czasu ustawowego pomniejszonego o czas dojścia i odejścia z przodku.

Z założenia wynika, że gdy przerwy osiągają maksimum $P_{max}$, to czas przepracowany równa się zero i odwrotnie, przy maksymalnie wykorzystanym czasie pracy przerwy są równe zero. Pozostałe wielkości przerw będą wyznaczały pośrednie wielkości czasu przepracowanego. Przykładowo: przerwy wyniosą $OP_1$, wówczas faktycznie czas przepracowany będzie $OC_1$, a więc będzie to znamionowy fundusz czasu pracy pomniejszony dokładnie o okres przerw $OP_1$.



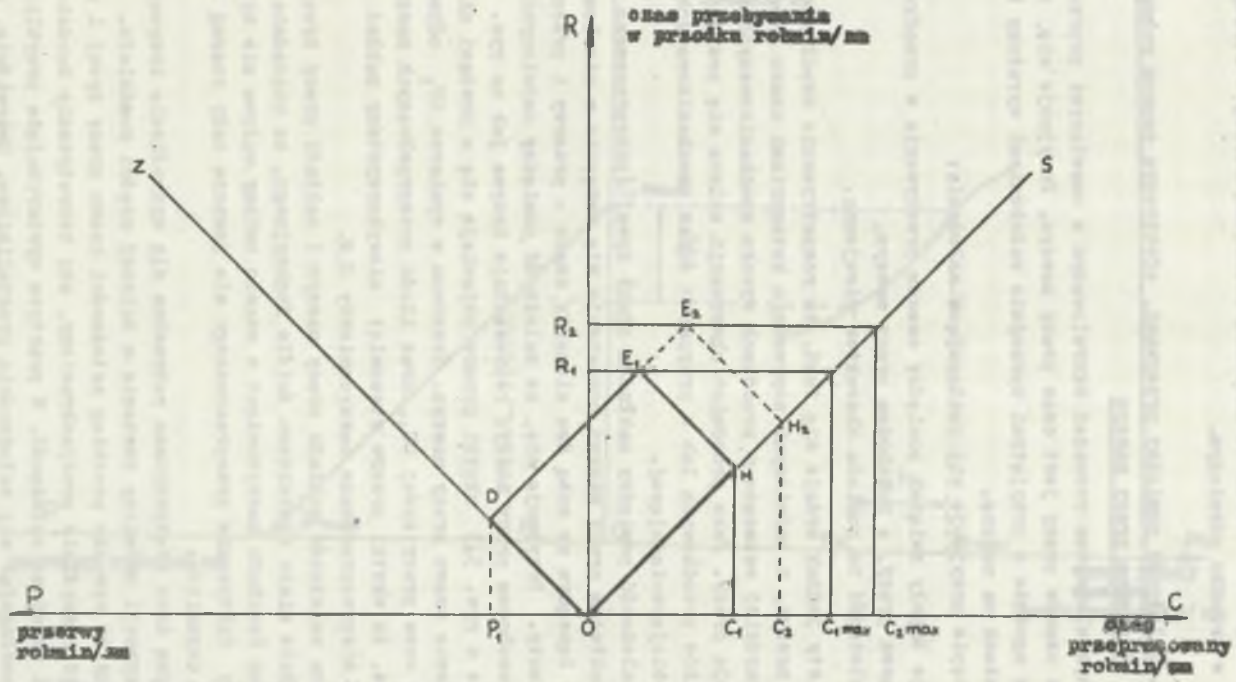

Rys. 3.1. Zależność pomiędzy przerwami a czasem efektywnie przepracowanym
Fig. 3.1. Relation between the breaks and effective worktime

Na wykresie tym bezpośrednio odczytuje się więc skutek przerw, który stanowi różnica między czasem maksymalnie możliwym do przepracowania a czasem efektywnie przepracowanym. Oczywiście prosta AB będzie równolegle przesuwana wraz ze zmianą zmianowego funduszu czasu pracy.

Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku a czasem faktycznie przepracowanym dokładniej zilustrowano na rys. 3.2.

Proste OZ i OS są dwusiecznymi kąta pomiędzy osiami układu współrzędnych, a więc wykreślone pod kątem $45^{o}$. W ten sposób są ze sobą powiązane trzy omówione wielkości, a więc przerwy, czas efektywnie przepracowany oraz czas przebywania w przodku. Taki układ pozwala odczytać skutki przerw przy różnych wielkościach czasu przebywania w przodku. Oczywiście dla danego przodku czas przebywania w przodku jest wielkością stałą, ale dla różnych przodków jest inny. Czas przebywania w przodku może się minimalnie zmienić dla tego samego przodku w miarę posuwania się frontu roboczego (oddalanie lub przybliżanie się do szybu).

Omówionym modelem na rys. 3.2 posługujemy się następująco: na osi P odkładamy przerwy wyrażone w rob.min/zm. $P_1$, następnie odrzutowuje się punkt $P_1$ na prostą OZ (punkt D), a następnie równolegle do prostej OS prostą wyznaczającą wielkość czasu przebywania w przodku - punkt E, dalej na prostą OS i ostatecznie na osi C odczytać można wielkość czasu faktycznie przepracowanego oraz wielkość czasu straconego jako konsekwencję przerw.




3.2. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku a czasem efektywnie przepracowanym
Fig. 3.2. Relation between the breaks, time of staying in the face and effective worktime

Różnica pomiędzy czasem możliwym do przepracowania a czasem faktycznie przepracowanym $\Delta C$ stanowi pierwszą ewidentną stratę - stratę czasu pracy żywej w przodku górniczym.

### 3.4.2. Zależność pomiędzy przerwami, efektywnym czasem roboczym i czasem pracy maszyn

Kolejnym elementem rozważań skorelowanym z omawianymi poprzednio trzema rodzajami czasów pracy jest czas pracy maszyn. Przyjmuje się, że czas pracy maszyn zgodnie z przyjętymi uprzednio założeniami wyrażony będzie w roboczominutach na zmianę.

Na wstępie przyjmuje się następujące założenia:

- istnieje ścisły związek pomiędzy czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem pracy, a rozchodem pracy maszyn,
- współzależność ta posiada charakter nieujemny.

Oczywisty jednak wydaje się fakt, że rozpatrywanie współzależności czasu pracy maszyn, z omówionymi poprzednio kategoriami czasu pracy maszyn jest najbardziej wskazane w przodkach wysoko zmechanizowanych z potokową organizacją pracy. Jako przedmiot obserwacji zaleca się przyjąć pracę przenośników przodkowych lub w przypadku ścian zmechanizowanych pracę maszyny urabiająco-ładującej.

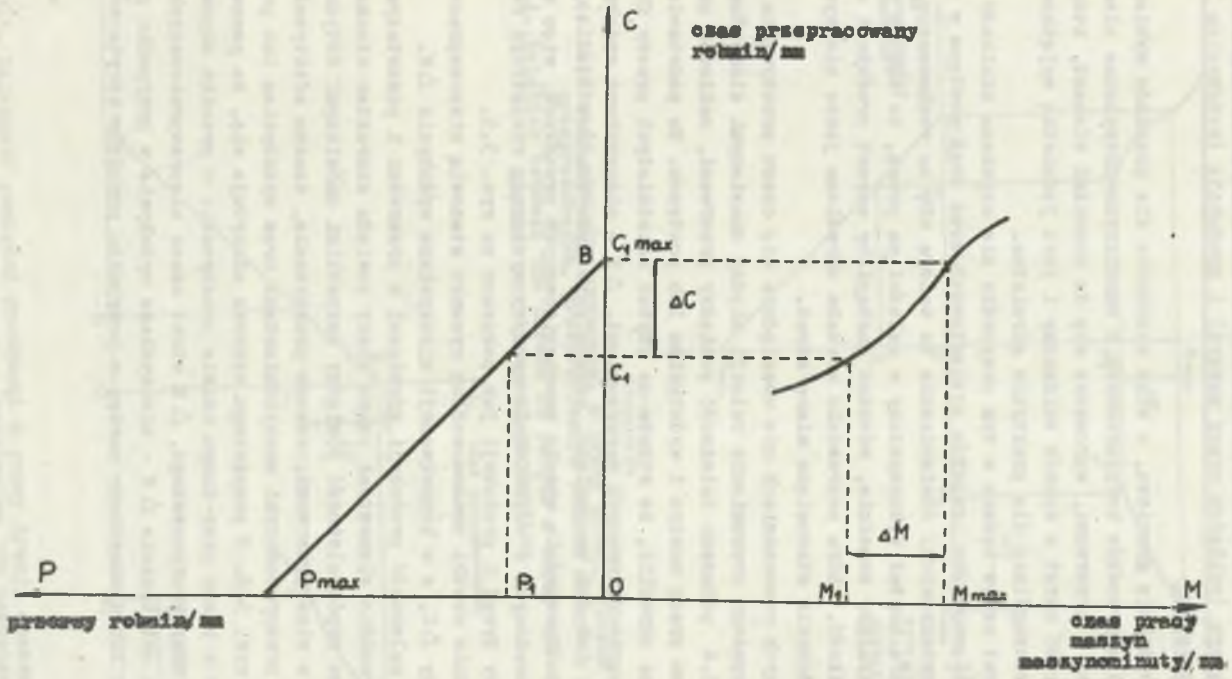
Współzależność pomiędzy nakładem pracy żywej (przepracowane roboczominuty) a nakładem pracy maszyn rozpatruje się wstępnie w nieskomplikowanym nakładzie łączącym ze sobą dwa elementy czasu - przerwy i przepracowane roboczominuty. Przyjmuje się, że zależność pomiędzy omówionymi elementami czasu a rozchodem pracy maszyn reprezentuje krzywa jak na rys. 3.3.

Zgodnie z rys. 3.3 skutki przerw objawiają się w postaci niepełnego wykorzystania czasu pracy maszyn. Przerwom w wymiarze $OP_1$ odpowiada przepracowany czas pracy żywej $OC_1$, oraz ilość przepracowanych maszynominut OM, co oznacza, że skutki przerw stanowią: niewykorzystany nakład pracy żywej $\Delta C$ oraz nieprzepracowane maszynominuty $\Delta M$.

Omówiona zależność nakładu pracy maszyn i nakładu pracy żywej w praktyce nie będzie miała charakteru ściśle funkcyjnego, co uzasadnia fakt, że na przebieg rozchodu maszynominut w czasie zmiany wpływa nie tylko wielkość czasu faktycznie przepracowanego ale jeszcze cały szereg innych ubocznych czynników.

Niezbędne dane statystyczne potrzebne dla wykreślenia krzywej oraz sposób aproksymacji omówiony zostanie w dalszej części rozdziału.

Pokazany na rysunku przebieg zależności czasu pracy żywej i czasu pracy maszyn jest rozmyślnie przejaskrawiony, aby teoretycznie bardziej plastycznie ukazać omawianą zależność. W praktyce wystarczające przybliżenie uzyskuje się posługując się zależnością prostoliniową. Oczywiście, decyzja dotycząca doboru rodzaju krzywej uzależniona jest od rozrzutu aproksymowanych punktów.




Rys. 3.3. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej a przepracowanym czasem przez maszynę
Fig. 3.3. Relation between the breaks in people s work and machine worktime

### 3.4.3. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym (nakładem pracy żywej), czasem pracy maszyn (nakładem pracy maszyn) i produkcją (wydobyciem lub postępem)

Wiążąc produkcję górniczą, a więc wydobycie dla przodków wybierkowych lub postęp dla przodków korytarzowych z omawianymi dotychczas elementami skorelowanymi z przerwami, wprowadza się do rozważań element, który odzierza wielkość strat w sposób ewidentny i jest jednostką wyjątkowo komunikatywną, szczególnie dla praktyków górnictwa.

Miarą strat czasu będzie w tym przypadku nie uzyskana wielkość wydobycia w t/zm w przypadku przodków wybierkowych oraz brak postępu w m/zm z przodków korytarzowych. Stwierdzenie to opiera się na rozumowaniu, że gdyby czas przerw został wykorzystany w całości na pracę, to znaczy przerwy te nie wystąpiłyby zupełnie, wówczas nastąpiłby wzrost produkcji o tę właśnie wielkość, która poprzednio została określona jako: nieuzyskana wielkość wydobycia stanowiąca miarę strat.

We wstępnych rozważaniach nie uwzględnia się czasu przebywania w przodku w celu lepszego zrozumienia relacji między omawianymi elementami.

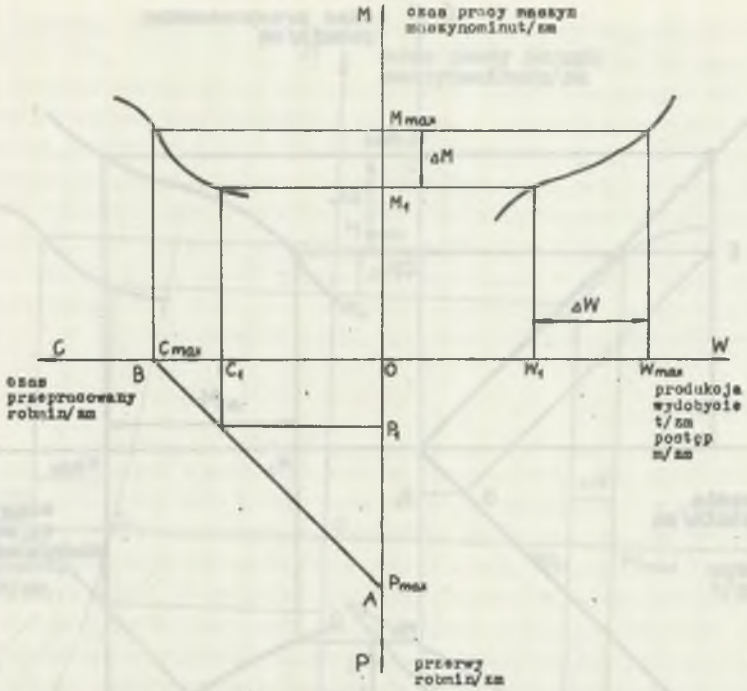
Na rys. 3.4 pokazano zależność pomiędzy przerwami, nakładem pracy żywej, nakładem pracy maszyn i wydobyciem lub postępem. Na podstawie tego rysunku można określić, że strata na skutek zaistniałych przerw $OP_1$, wyniosi $\Delta M$ nieprzepracowanych maszynominut, $\Delta W$ - nieuzyskane wydobycie.

Ponieważ, jak już wspomniano, zagadnienie maszynominut będzie jedynie słuszne przy odpowiednio wysoko zmechanizowanych przodkach, więc dla przodków nie wyposażonych w odpowiednie maszyny wystarczy rozpatrzyć relację nakładu pracy żywej i produkcji jak pokazano na rys. 3.5.

Bezpośrednie skutki przerw według rysunku stanowią nieprzepracowane roboczominuty $\Delta C$, a w konsekwencji nieuzyskane wydobycie $\Delta W$.

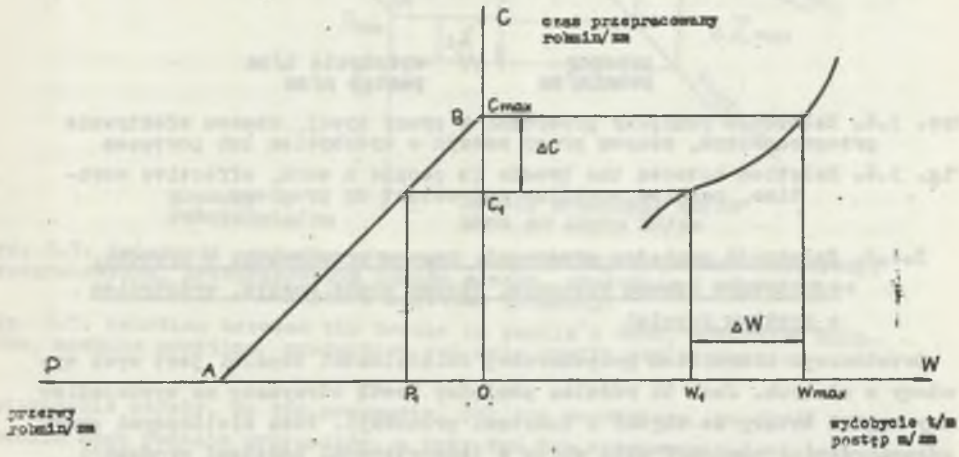
Omówiona zależność produkcji górniczej z przerwami i pozostałymi omówionymi poprzednio elementami czasu pracy posiada charakter stochastyczny.

Ostateczna współzależność pomiędzy wszystkimi omówionymi dotychczas elementami, a więc przerwami, czasem przebywania, czasem efektywnie przepracowanym, przepracowanymi maszynominutami oraz wydobyciem lub postępem pokazano na rys. 3.6. Z powyższego wykresu odczytuje się, że pewnej wielkości przerw w pracy przy danym czasie przebywania w przodku odpowiada $\Delta C$ strat czasu nieprzepracowanego, $\Delta M$ strat czasu nieprzepracowanych maszynominut oraz ostatecznie $\Delta W$ - nieuzyskane wydobycie w przypadku przodków wybierkowych lub nieuzyskany postęp w przypadku przodków korytarzowych.



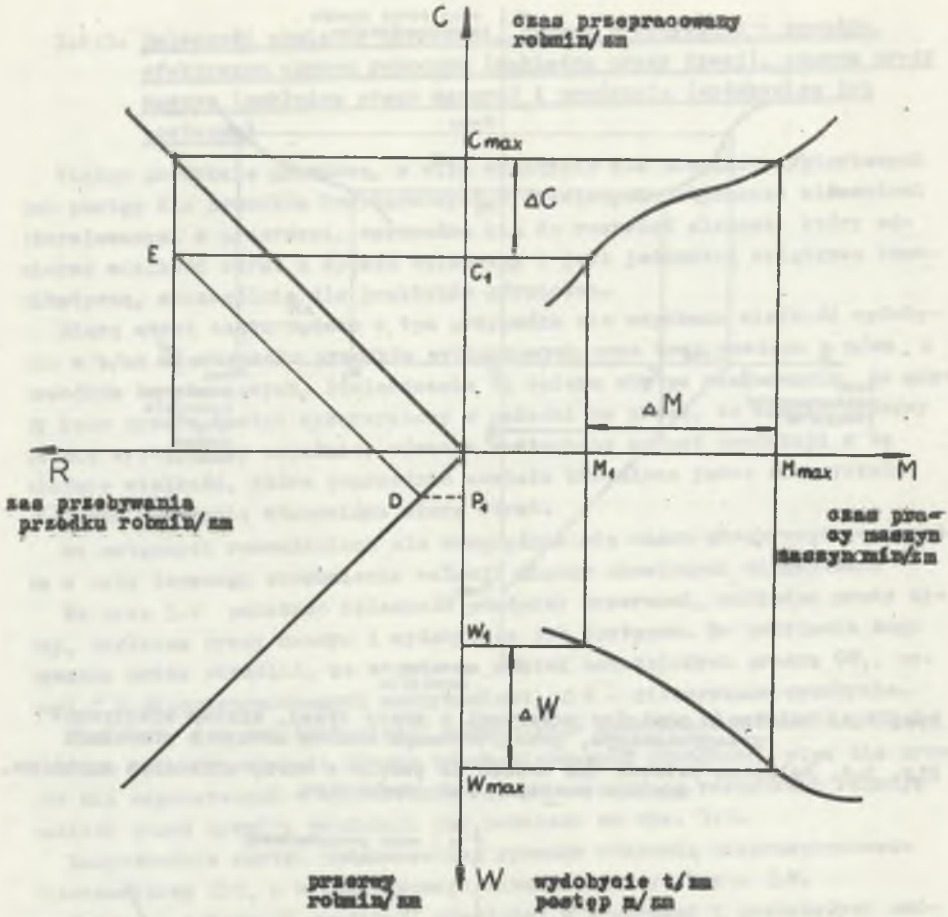

Rys. 3.4. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej, czasem efektywnie przepracowanym, przepracowanym czasem maszyn a produkcją

Fig. 3.4. Relation between the breaks in people's work, effective worktime, machine worktime and production




Rys. 3.5. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej, czasem efektywnie przepracowanym a wydobyciem lub postępem

Fig. 3.5. Relation between the breaks in people's work, effective worktime, and output or progress

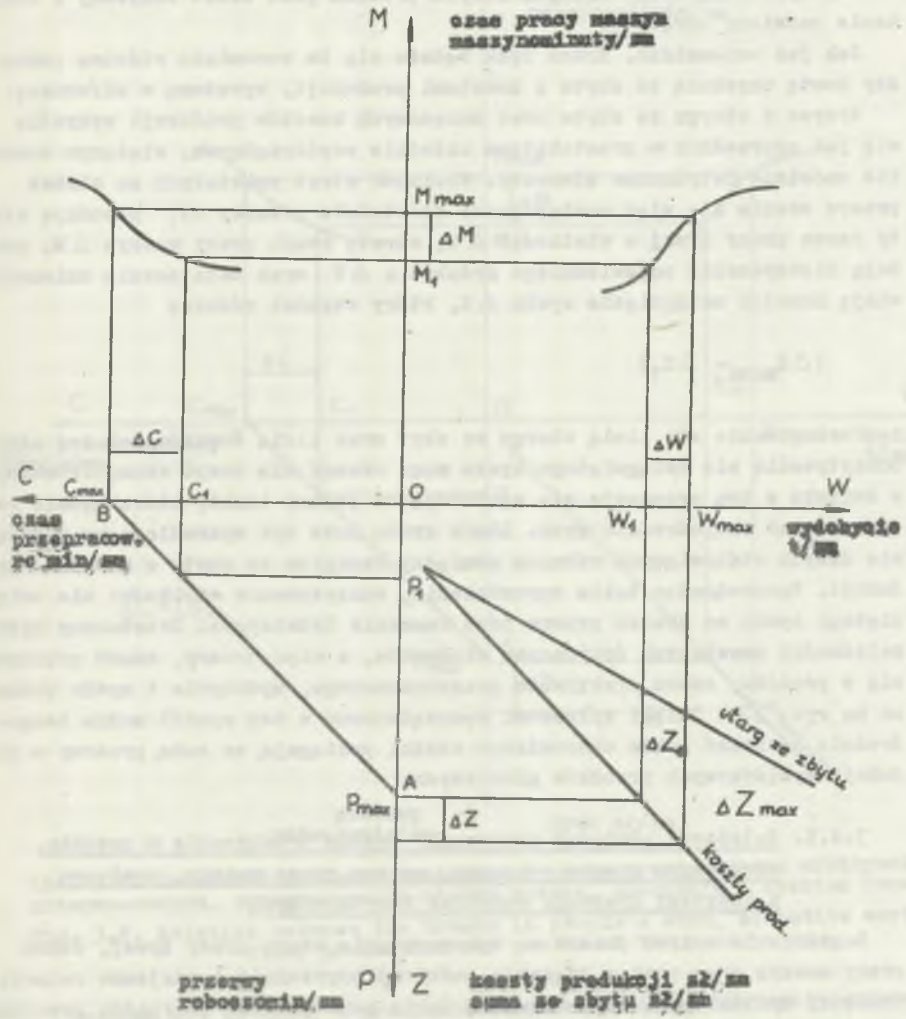



Rys. 3.6. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej, czasem efektywnie przepracowanym, czasem pracy maszyn a wydobyciem lub postępem

Fig. 3.6. Relation between the breaks in people s work, effective work-time, machine worktime and output or progress

3.4.4. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym, czasem pracy maszyn, wydobyciem a zyskiem kopalni

Ostatecznym miernikiem gospodarczej działalności kopalni jest zysk wyrażony w złotych. Jest to różnica pomiędzy kwotą otrzymaną za wyekspedio- wany węgiel (utarg ze zbytu) a kosztami produkcji. Poza nielicznymi przy- adkami różnica pomiędzy ceną zbytu a jednostkowymi kosztami produkcji opalni ma znak dodatni, a więc więź przyczynowa przerw i zysku ma charak- er ujemny, co oznacza, że ze wzrostem przerw maleje wielkość zysku. Nie ędą tu rozpatrywane przypadki, w których wzrost przerw powoduje jedynie




Rys. 3.7. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej, czasem efektywnie przepracowanym, przepracowanym czasem maszyn, produkcją i utargiem ze zbytu a kosztami produkcji

Fig. 3.7. Relation between the breaks in people's work, effective worktime, machine worktime, production and sale profit and production costs

zwiększenie straty. Za tym przemawia, jak już wspomniano, rzadkość występowania tego rodzaju przypadków, a przy tym tok rozumowania jest taki sam w przypadku omawianym w niniejszym rozdziale.

Nawiązując do dotychczasowego toku rozumowania, na rys. 3.7 do omówionych poprzednio elementów ekonomiki przodku górniczego wprowadza się dodatkowy element - zysk, przy czym odnosi się to jedynie do przodków wybierkowych.

W przypadku przodków korytarzowych problem jest nieco odmienny i zostanie omówiony odrębnie.

Jak już wspomniano, przez zysk będzie się tu rozumiało różnicę pomiędzy kwotą uzyskaną ze zbytu a kosztami produkcji, wyrażoną w zł/zmianę.

Krzywe z utargu ze zbytu oraz zmianowych kosztów produkcji wykreśla się jak poprzednio w prostokątnym układzie współrzędnych, wiążącym wszystkie omówione dotychczas elementy. Wielkość strat powstałych na skutek przerw ocenia się więc następująco: zaistniałe przerwy $OP_1$ powodują straty czasu pracy żywej w wielkości $\Delta C$, stratę czasu pracy maszyn $\Delta M$, powodują nieuzyskanie odpowiedniego wydobycia $\Delta W$ oraz ostatecznie uniemożliwiają kopalni osiągnięcie zysku $\Delta Z$, który stanowi różnicę

$$(\Delta z_{max} - \Delta z_1)$$

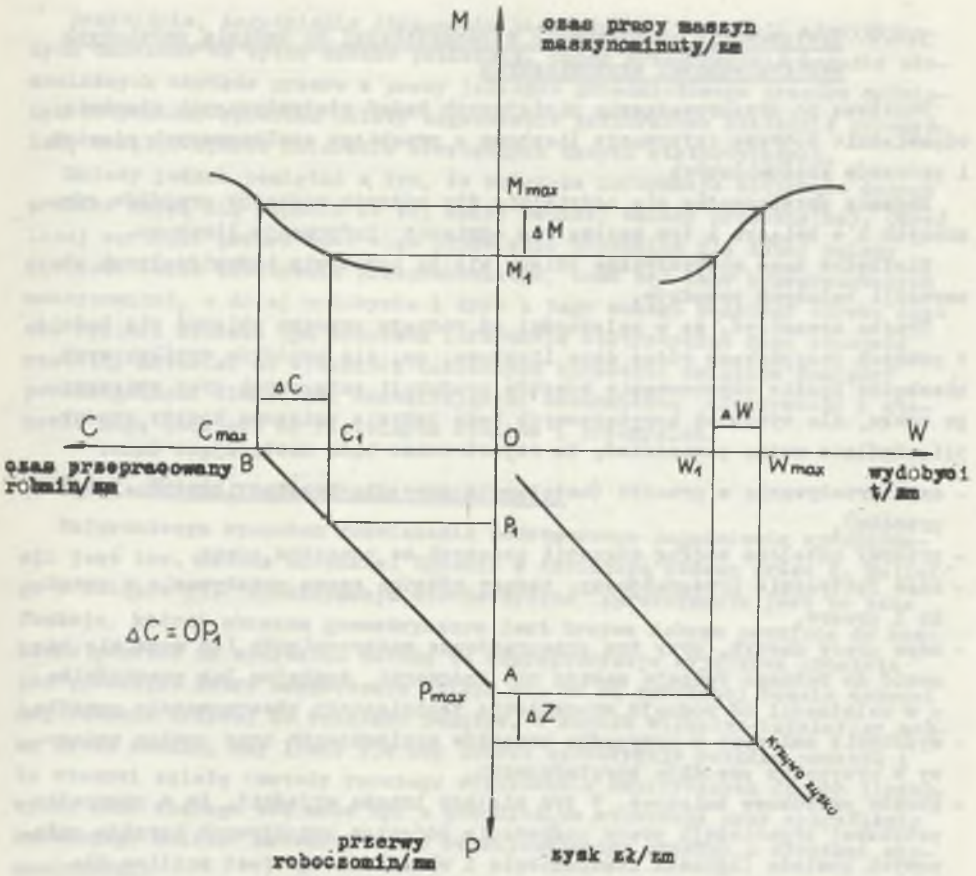
Posługiwanie się linią utargu za zbyt oraz linią kosztów jak też i odczytywanie nie osiągniętego zysku mogą okazać się dosyć skomplikowane, w związku z tym proponuje się wprowadzenie jednej linii, która będzie reprezentować bezpośrednio zysk. Linia zysku może być wykreślona na podstawie danych stanowiących różnicę pomiędzy utargiem ze zbytu a kosztami produkcji. Wprowadzając takie uproszczenie, odczytywanie wielkości nie osiągniętego zysku na skutek przerw jest znacznie łatwiejsze. Ostateczny wykres zależności omawianych dotychczas elementów, a więc przerw, czasu przebywania w przodku, czasu efektywnie przepracowanego, wydobycia i zysku pokazano na rys. 3.8. Dzięki wykresowi sporządzonemu w ten sposób można bezpośrednio odczytać jakie ekonomiczne skutki pociągają za sobą przerwy w produkcji wybierkowych przodków górniczych.

### 3.4.5. Zależność pomiędzy przerwami, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym, czasem pracy maszyn, postępem a kosztami drążenia wyrobisk korytarzowych

Zagadnienie wpływu przerw na wykorzystanie czasu pracy żywej, czasu pracy maszyn oraz postęp drążenia omówiono poprzednio i wzajemne relacje pomiędzy wymienionymi czynnikami są takie same jak i w przypadku przodków wybierkowych. Różnice występują dopiero wtedy, kiedy omówione poprzednio zależności wiąże się z zyskiem.

Pojęciem zysku w dosłownej formie omawianej poprzednio w przypadku przodków wybierkowych można się posłużyć jedynie dla przodków korytarzowych wykonywanych przez obce jednostki dla danych kopalń (np. PRG wykonuje swe prace jako usługi dla kopalni zlecających pewne prace).

Rozpatrując jednak ogólnie relacje: przerwy - efektywność drążenia wyrobisk korytarzowych zakłada się, że przerwy powodują wzrost kosztów produkcji przy wykonywaniu wyrobisk korytarzowych.




Rys. 3.8. Zależność pomiędzy przerwami w pracy żywej, czasem efektywnie przepracowanym, przepracowanym czasem maszyn, produkcją a zyskiem kopalni
Fig. 3.8. Relation between the breaks in people's work, effective work-time, production and profit of the mine

Oznacza to, że gdyby w przodkach korytarzowych nie wystąpiły przerwy w procesie produkcyjnym, to ten sam postęp byłby osiągany przy znacznie mniejszych kosztach drążenia. Przy tych samych kosztach drążenia w przypadku likwidacji przerw istnieje możliwość osiągnięcia większych postępów. Nie uwzględnia się tu wydobycia uzyskiwanego z przodków korytarzowych węglowych w sposób omówiony przy przodkach wybierkowych.

Bez względu na to czy likwidacja przerw w procesie drążenia wyrobisk korytarzowych rozpatrywana będzie w aspekcie obniżki kosztów przy stałym postępie,.czy też brany będzie pod uwagę wzrost postępu przy stałym koszcie, zagadnienie czasu traconego jest bardzo istotne, gdyż jego likwidacja daje widoczne efekty bez dodatkowych nakładów.

### 3.4.6. Zastosowanie aproksymacji stochastycznej do badania omówionych współzależności ekonomicznych

Podstawą do przeprowadzenia niniejszych badań statystycznych stanowią odpowiednio dobrane informacje liczbowe o przebiegu analizowanych zjawisk i procesów ekonomicznych.

Badania przeprowadza się oddzielnie dla różnych rodzajów przodków górniczych i w związku z tym uzyska się odmienne informacje liczbowe.

Niezbędne dane statystyczne zbiera się na podstawie indywidualnych obserwacji badanych przodków.

Trzeba zaznaczyć, że w zależności od rodzaju przodku zbierać się będzie w pewnych przypadkach różne dane liczbowe, np. dla przodków wybierkowych niezbędne będzie obserwowanie kosztów produkcji zmianowych oraz zmianowego zysku, dla wyrobisk korytarzowych będą jedynie zmianowe koszty produkcji. Ogólnie można powiedzieć, że rejestrowane będą następujące dane:

- czas przebywania w przodku (ustalony z góry dla każdego indywidualnego przodku),
- przerwy ustalone według sugestii podanych na początku pracy,
- czas faktycznie przepracowany, będący różnicą czasu przebywania w przodku i przerw,
- czas pracy maszyn, przy tym przepracowane maszynominuty (zm mogą się odnosić do różnego rodzaju maszyn np. ładowarki, kombajnu lub przenośnika - w zależności od rodzaju wyposażenia technicznego obserwowanego przodku,
- wydobycie zmianowe w przypadku przodków wybierkowych oraz postęp zmianowy w przypadku przodków korytarzowych,
- koszty przodkowe zmianowe. W tym miejscu trzeba wyjaśnić, że w przypadku potokowej organizacji pracy operowanie pojęciem przodkowych kosztów zmianowych posiada logiczne uzasadnienie i wyliczenie go jest możliwe dla każdej zmiany.

W przypadku zaś innego rodzaju organizacji, kiedy cykl zamyka się np. w okresie całej doby, zmianowemu wydobyciu należy przypisać całkowity koszt związany z jednym cyklem. Ponieważ jednak koszty przodkowe stanowią tylko część ogólnych kosztów kopalnianych, pozostałe koszty można przyjąć z dużym przybliżeniem jako stałe.

Przy ustalaniu jednak rezerw ekonomicznych tkwiących w przerwach nakładowych w sposób bardziej dokładny i obejmujący swym zasięgiem nie tylko przodki górnicze ale całą kopalnię, wyliczyć ogólne koszty produkcji w sposób bardziej precyzyjny, bez stosowania tak daleko idących przybliżeń jak powyżej.

Wartość utargu, a więc sumę otrzymaną ze zbytu można wyliczyć na podstawie wypadu sortymentów i ceny zbytu.

W tym przypadku można operować przybliżonym wypadem sortymentów bez konieczności przeprowadzania badań na każdej obserwowanej zmianie. Można też zagadnienie jeszcze bardziej uprościć, stosując stałą cenę zbytu dla danego przodku.

Oczywiście, zagadnienie otrzymania niezbędnych informacji statystycznych omówiono tu tylko bardzo pobieżnie. Chcąc przeprowadzić badania ekonomicznych skutków przerw w pracy jakiegoś przedmiotowego przodku omówionym dotychczas sposobem należy zagadnienie każdorazowo dokładnie przemyśleć, ustalić sposób zbierania niezbędnych danych statystycznych.

Należy jednak pamiętać o tym, że zbierane informacje dotyczące danego przodku muszą się odnosić do tej samej badanej zmiany produkcyjnej. Określonej wartości przerw musi więc odpowiadać prawdziwa dla danej zmiany wielkość czasu efektywnie przepracowanego, temu zaś czas przepracowanych maszynominut, a dalej wydobycie i zysk z tego samego badanego okresu czasu. Dopiero zebrane tym sposobem informacje statystyczne mogą stanowić rzetelny materiał do wykazania założonych uprzednio związków pomiędzy poszczególnymi elementami kształtującymi ekonomiczną efektywność i stanowić mogą podstawę do rzetelnych studiów i przemyśleń.

### 3.4.7. Metody rozwiązywania aproksymacji

Najprostszym sposobem rozwiązania podstawowego zagadnienia aproksymacji jest tzw. metoda odręczna. Zgodnie z definicją podaną przez Z. Hellwiga w książce pt. "Aproksymacja stochastyczna" aproksymanta jest to taka funkcja, której obrazem geometrycznym jest krzywa dobrze pasująca do rozkładu punktów na wykresie. Metodę tą charakteryzuje wyjątkowa prostota postępowania. Dobre dopasowanie opiera się tu na wzrokowej ocenie dobroci dopasowania krzywej do rozkładu punktów. W sposób wizualno-intuicyjny można łatwo ocenić, czy linia źle czy dobrze aproksymuje rozkład punktów i to stanowi zaletę metody ręcznego wygładzania empirycznych danych liczbowych. Mimo szeregu wad może być z powodzeniem stosowana przy wykreśleniu omówionego modelu matematycznego relacjonującego przerwy z efektami ekonomicznymi.

Metody analityczne, choć pozwalają uniknąć szeregu błędów związanych z metodą odręczną, również nie są pozbawione wpływu czynnika subiektywnego. Jedną z podstawowych i najczęściej stosowanych jest metoda najmniejszych kwadratów. Dokładny przegląd metod aproksymacji stochastycznej znaleźć można we wspomnianej poprzednio pracy Z. Hellwiga - "Aproksymacja stochastyczna" oraz tegoż autora - "Regresja liniowa i jej zastosowanie w ekonomii".

Zagadnienie aproksymacji stochastycznej omawia się tu z rozmysłem i z konieczności, gdyż wyprowadzone w podanym modelu matematycznym związki ekonomiczne mają charakter stochastyczny. Nie zagłębiając się szczegółowo w omawianie techniki rachunkowej, co znaleźć można w cytowanej powyżej literaturze, wiadomo, że z uzyskanych informacji liczbowych jako wyraz wzajemnych współzależności otrzyma się linię regresji. Wypada jednak powiedzieć, że dla celów praktycznych korzystniej jest posługiwać się regresją liniową niż krzywoliniową.

Choć przy teoretycznych rozważaniach przebiegu wzajemnych więzi ekonomicznych posłużono się nie prostymi lecz krzywymi, tak jak już wspomniano, poprzednio postąpiono tak z rozmysłem, by w sposób bardziej zrozumiały, choć przejaskrawiający pewne związki, wyjaśnić przebieg całego rozumowania.

Dla celów praktycznych wystarczającą dokładność mogą posiadać linie proste, jeśli oczywiście proste regresji będą prawidłowo dobrane.

Wystarczająca dokładność dla celów praktycznych oraz znaczna trudność w obliczeniu parametrów linii wyższych stopni przemawiają w sposób wystarczający za zastosowaniem linii prostej.

Oceniając ekonomiczne skutki przerw w pracy na przyjętym teoretycznie modelu graficznym i posługując się w badaniu zależności ekonomicznych aproksymacją stochastyczną nadmienia się, że otrzymane związki mogą być w niektórych przypadkach obarczone znacznymi błędami wynikającymi z faktu, że obok wpływu badanego czynnika w obserwowanym zjawisku bierze często udział szereg innych czynników przeciwdziałających, a więc zniekształcających wzajemnie badane więzi.

## 3.5. WYZNACZENIE WYBIEGU ŚCIAN NA PODSTAWIE PRACOCHŁONNOŚCI

Każde wybranie pola ścianowego pociąga za sobą konieczność uruchomienia nowej ściany i wymaga dodatkowego nakładu dniówek nie tylko na drążenie chodników ścianowych, lecz również na demontaż i wytransportowanie urządzeń starej ściany oraz zatransportowanie ich i montaż w ścianie nowo uruchamianej.

Istnieje pewien związek pomiędzy liczbą dniówek na rozruch i likwidację ściany a stopniem jej mechanizacji. Im większy jest stopień mechanizacji, tym większa jest liczba dniówek potrzebnych na transport, montaż i demontaż maszyn i urządzeń.

Wzrost stopnia mechanizacji ma na celu podniesienie wydajności przodkowej. Gdy długość pól ścianowych jest odpowiednio duża, wówczas wysoka wydajność z pola ścianowego może się zrekompensować wysoką pracochłonnością spowodowaną rozruchem i likwidacją ścian.

W miarę jednak wzrostu długości pola ścianowego (chodników przyścianowych) wzrasta również pracochłonność przy odstawie urobku, transporcie materiałów i utrzymaniu chodników. Dlatego aktualną sprawą jest wyznaczenie takiej długości pola (wybiegu ściany), przy której liczba dniówek pozaprzodkowych zwiększająca się z wybiegiem (pracochłonność odstawy, transport materiałów oraz utrzymanie chodników przyścianowych) i malejących z wybiegiem (rozruchu i likwidacji ścian) równoważyłaby się.

Badania w tym zakresie pozwoliły na:

- wyznaczenie minimalnego wybiegu pól ścianowych, począwszy od którego zamierzony sposób zmechanizowania ścian jest opłacalny,
- wyznaczenie optymalnego wybiegu pól ścianowych, przy którym suma najważniejszych nakładów będzie w danych warunkach naturalnych oraz dostosowanych do nich rozwiązań technicznych i organizacyjnych najmniejsza.

Elementy pracochłonności wpływające na minimum opłacalnego wybiegu ścian. Jak już wspomniano, im większy jest stopień mechanizacji ścian, tym większa jest liczba dniówek przepracowanych przy rozruchu i likwidacji ściany, przypadających na 1000 t wydobycia z pola ścianowego, w którym znajduje się dana ściana,
Oznaczając przez:

l - długość ściany, m,

L - wybieg ściany, m,

h - grubość pokładu bez przerostów, m,

$S_p$ - współczynnik strat węgla,

($S_p = \frac{c}{100}$ ; c - straty wyrażone w procentach)

wyliczyć można wielkość zasobów Z, jaką uzyskać można z danego pola ścianowego

$$Z = 1{,}3 \cdot h \cdot l \cdot L(1 - S_p)t \qquad (3.1)$$

Na minimum opłacalnego wybiegu ściany zmechanizowanej wpływają:

- pracochłonność malejąca z wybiegiem ścian,
- pracochłonność zwiększająca się z wybiegiem ścian,
- pracochłonność przodkowa zależna od długości ścian.

Pracochłonność malejąca z wybiegiem ścian. Każda ściana zawałowa przechodzi przez trzy zasadnicze fazy:

- rozruchu,
- normalnego biegu,
- likwidacji.

Wydatki związane z rozruchem ściany i likwidacją obejmują dodatkowe robotnikodniówki na drążenie obcinki ścianowej, na wydobycie węgla w okresie rozruchu ściany oraz na transport i montaż w ścianie maszyn i urządzeń służących do urabiania, ładowania i odstawy węgla, jak również elementów obudowy ściany oraz na demontaż maszyn i urządzeń w ścianie ukończonej i na przetransportowanie tych urządzeń do innych ścian.

Pracochłonność rozruchu i likwidacji ściany wyznaczyć można na podstawie wzoru:

$$P_1 = 1000 \cdot \frac{D_1}{Z} \text{ rdn/1000 t} \qquad (3.2)$$

Podstawiając do wzoru (3.2) wartość Z według wzoru (3.1) otrzymuje się:

$$P_1 = 1000 \cdot \frac{D_1}{1,3.h.l.L.(1-S_p)} \text{ rdn/1000 t} \qquad (3.3)$$

Liczbę dniówek poszczególnych grup wchodzących w skład elementu $D_1$ można wyznaczyć następująco:

$d_1$ - liczba robotnikodniówek przepracowanych przy montażu przenośnika zgrzebłowego w ścianie i pod ścianą oraz przy przygotowaniu kombajnu do ruchu (skompletowanie ładowarki, kombajnu, sań kablowych, podłączenie elektryczne itp.),

$d_2$ - liczba robotnikodniówek przepracowanych przy zabudowaniu obudowy zmechanizowanej w ścianie, stacji pompowych zasilających w chodnikach przyścianowych oraz podłączeniu elektrycznym tych stacji,

$d_3$ - liczba dniówek przepracowanych przy transportowaniu przenośnika zgrzebłowego w ścianie i pod ścianą, kombajnu i obudowy zmechanizowanej (lub innej), stacji zasilających i oleju,

$d_4$ - liczba robotnikodniówek potrzebnych na zdemontowanie przenośnika, kombajnu oraz demontaż obudowy zmechanizowanej w ścianie likwidowanej,

$d_5$ - liczba robotnikodniówek przepracowanych przy wytransportowaniu wspomnianych urządzeń ze ściany zlikwidowanej,

$d_6$ - dodatkowa liczba robotnikodniówek potrzebna na drążenie chodnika ścianowego (obcinki ścianowej),

$d_7$ - dodatkowa liczba robotnikodniówek przepracowanych w związku z rozruchem ściany.

Zatem

$$D_1 = \sum_{i=1}^{n} d_i \text{ rdn}$$

Wielkości $d_6$ i $d_7$ nie obejmują całkowitej liczby robotnikodniówek, lecz robotnikodniówki dodatkowe przepracowane przy drążeniu obcinki ścianowej oraz rozruchu ściany, podczas których wydajność jest mniejsza niż przy normalnym biegu ściany.

Należy mieć na uwadze, że wybieg ściany L traktuje się jako zmienny. Jeżeli przesunie się miejsce rozpoczęcia drążenia obcinki ścianowej o dowolną wielkość $\Delta L$, to węgiel w pierwotnym miejscu obcinki zostanie wydobyty ścianą. Dlatego też wielkości $d_6$ oraz $d_7$ mogą obejmować jedynie różnicę dniówek przepracowanych przy wydobyciu węgla z obcinki ścianowej, a przepracowanych przy wydobyciu tej samej ilości węgla ścianą podczas normalnego jej biegu.

Liczba robotnikodniówek przepracowanych przy wydobyciu węgla z obcinki ścianowej wynosi:

$$d_o = \frac{Z_o}{W_o} \text{ rdn} , \tag{3.4}$$

gdzie:

$Z_o$ - ilość węgla uzyskanego z drążenia obcinki ścianowej t,

$W_o$ - wydajność przy drążeniu obcinki ścianowej, t/rdn.

W identyczny sposób wyznaczyć można liczbę robotnikodniówek przepracowanych przy rozruchu ściany

$$d_r = \frac{Z_r}{W_r} \text{ rdn}, \tag{3.5}$$

gdzie:

$Z_r$ - ilość węgla uzyskanego ze ściany od chwili rozpoczęcia urabiania pierwszego zabioru do jej pełnego rozruchu, po którym osiąga się normalną wydajność, t,

$W_r$ - średnia wydajność przodkowa w ścianie w okresie jej rozruchu, t/rdn.

W przypadku gdyby węgiel w miejscu wykonania obcinki ścianowej wydobyty został ścianą, wówczas liczby robotnikodniówek potrzebnych do wydobycia tego węgla wynosiłaby:

$$d_{on} = \frac{Z_o}{W_n} \text{ rdn}, \tag{3.6}$$

gdzie $W_n$ oznacza średnią wydajność przodkową w ścianie w okresie jej normalnego biegu, t/rdn.

Natomiast gdyby w miejscu rozruchu ściana znajdowała się w normalnym biegu (z uwagi na założoną zmienną wielkość wybiegu), wtedy liczba robotnikodniówek wynosiłaby:

$$d_{rn} = \frac{Z_r}{W_n} \text{ rdn}$$

Zatem liczba dodatkowych robotnikodniówek z powodu konieczności wykonania obcinki ścianowej wynosi:

$$d_6 = \frac{Z_o}{W_o} - \frac{Z_o}{W_n} \text{ rdn} , \tag{3.8}$$

zaś liczba dodatkowych robotnikodniówek przypadających na okres rozruchu

$$d_7 = \frac{Z_r}{W_r} - \frac{Z_r}{W_n} \text{ rdn} \tag{3.9}$$

Z uwagi na to, że

$$W_n > W_o \qquad \text{oraz} \qquad W_n > W_r$$

wyrażenia (3.8) i (3.9) zawsze są dodatnie.

Wobec tego

$$d_6 = \frac{Z_o}{W_o} - \frac{Z_o}{W_n} = Z_o \cdot (\frac{1}{W_o} - \frac{1}{W_n})\text{rdn}$$

$$d_7 = \frac{Z_r}{W_r} - \frac{Z_r}{W_n} = Z_r \cdot (\frac{1}{W_r} - \frac{1}{W_n})\text{rdn}$$

Wartości $W_o$, $W_r$ i $W_n$ mogą być wyznaczone dla rozpatrywanych warunków statystycznie lub też na podstawie norm i przewidywanego stopnia wykonania normy. Wartość $Z_o$ można wyznaczyć z przekroju i długości obcinki ścianowej. Wartość $Z_r$ natomiast należy wziąć z praktyki, biorąc pod uwagę obserwacje w ścianach zawałowych w miarę możliwości w tych samych warunkach.

Podstawiając do wzoru (3.3) zamiast $D_1$ wielkość $\sum_{i=1}^{n} d_i$, otrzymuje się:

$$P_1 = \frac{1000 \sum_{i=1}^{n} d_i}{1,3.h.l.L(1-S_p)} \text{ rdn/1000 t} \tag{3.10}$$

Jeżeli za wyrażenie

$$\frac{1000 \sum_{i=1}^{n} d_i}{1,3(1-S_p)}$$

podstawi się symbol $\alpha$ , to

$$P_1 = \frac{\alpha}{h \cdot l \cdot L} \text{ rdn/1000 t} \qquad (3.11)$$

W wyrażeniu $D_1$ występują elementy niezależne od długości i wysokości ściany (liczba robotnikodniówek przy transporcie i montażu napędu przenośnika) oraz elementy zależne od długości i wysokości ściany (liczba robotnikodniówek przy drążeniu obcinki ścianowej, przy transporcie i montażu trasy przenośnika oraz elementów obudowy ścianowej).

Na tej podstawie można stwierdzić, że ze zmianą parametrów h i l wielkość $D_1$ zmienia się nieproporcjonalnie. Natomiast na podstawie powyższych rozważań można traktować wielkość $D_1$ jako niezależną od wybiegu L.

Wobec tego można przyjąć, że

$$\frac{\alpha}{h \cdot l} = \alpha_1 \qquad (3.12)$$

Wtedy wzór (3.11) przyjmie postać:

$$P_1 = \frac{\alpha_1}{L} \text{ rdn/1000 t} \qquad (3.13)$$

Ze wzoru (3.13) wynika, że pracochłonność $P_1$ maleje ze wzrostem długości wybiegu ściany L według hiperboli.

Im długość wybiegu ściany L jest większa, tym pracochłonność rozruchu i likwidacji ściany jest mniejsza (rys. 3.9).

Pracochłonność zwiększająca się z wybiegiem ściany. Liczba robotnikodniówek przepracowanych przy rozruchu i likwidacji ściany jest stała w czasie. Natomiast liczba robotnikodniówek przepracowanych przy obsłudze i konserwacji ciągów taśmowych w chodnikach przyścianowych, przy otrzymaniu chodników przyścianowych i w pewnych przypadkach przy transporcie materiałów do ścian rośnie z długością wybiegu ściany.

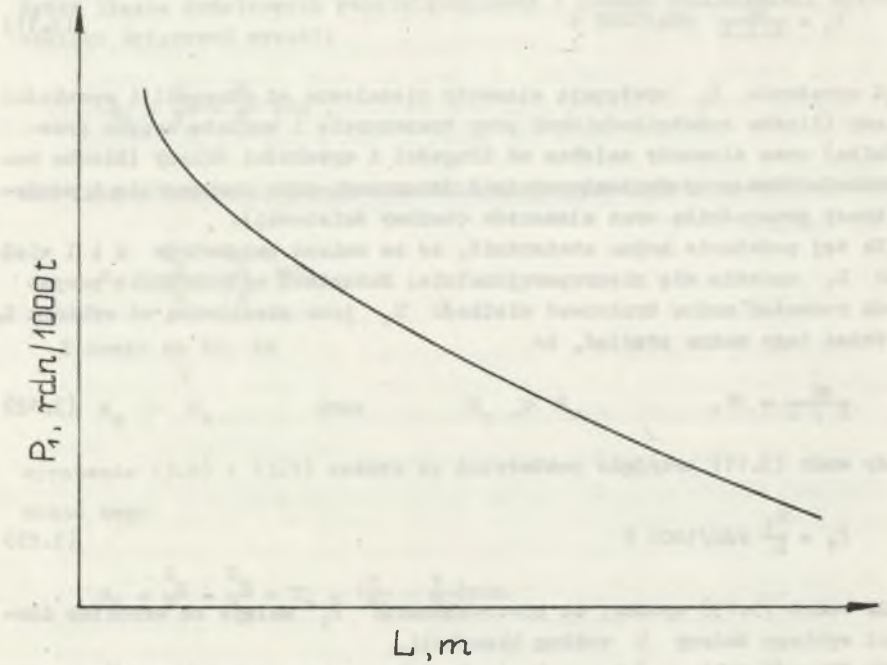
Gdy ścianę prowadzi się w kierunku do pola, wówczas początkowa długość chodnika wynosi zero metrów, zaś końcowa, będzie równa całkowitemu wybiegowi ściany L.

Wobec powyższego, przeciętna dla całego okresu biegu ściany będzie średnią arytmetyczną długości początkowej i końcowej, czyli:

$$L_{śr} = \frac{0 + L}{2} = \frac{L}{2} \text{ m}$$

Jeżeli długość jednego ciągu taśmowego wynosi $l_{ct}$ metrów, to w końcowej fazie prowadzenia ściany liczba ciągów taśmowych i wyniesie:

$$i = \frac{L}{l_{ct}} \text{ ciągów taśmowych}$$




Rys. 3.9. Przebieg pracochłonności rozruchu i likwidacji ściany
Fig. 3.9. Function of labour consumption of longwall starting and ending

W początkowym okresie biegu ściany urobek ze ściany w chodniku podścianowym odstawiany jest za pomocą przenośnika zgrzebłowego Grot, więc liczba ciągów taśmowych wynosi zero. Wobec powyższego przeciętna liczba ciągów taśmowych $i_{śr}$ dla całego okresu biegu ściany będzie wynosiła:

$$i_{śr} = \frac{0 + \frac{L}{l_{ct}}}{2} = \frac{L}{2l_{ct}}$$

Czas biegu ściany $t_b$ o wybiegu L wynosi:

$$t_b = \frac{L}{v_{ść}} \text{ dni},$$

gdzie $v_{ść}$ oznacza postęp ściany, m/d.

Przyjmując, że na każdy ciąg taśmowy przypada $D_2$ robotnikodniówek w ciągu doby (na obsadę i konserwację), to na średnią liczbę ciągów taśmowych $\frac{L}{2 l_{ct}}$ przypadnie w ciągu doby $D_o$

$$D_o = D_2 \cdot \frac{L}{2 \cdot l_{ct}} \text{ rdn},$$

natomiast w okresie biegu ściany $t_b$ wypadnie

$$D_{2d} = D_2 \cdot \frac{L}{2 \cdot l_{ct}} \cdot \frac{L}{p_{ść}} = D_2 \cdot \frac{L^2}{2 \cdot l_{ct} \cdot p_{ść}} \text{ rdn}, \qquad (3.14)$$

gdzie:

$D_{2d}$ - całkowita liczba dniówek przepracowanych w okresie wybierania jednej ściany o wybiegu $L$ metrów i postępie dobowym $p_{ść}$ m/d,

$D_2$ - Liczba dniówek przepracowanych w ciągu doby przy jednym ciągu taśmowym o długości $l_{ct}$ metrów.

Następną grupę robotnikodniówek, których liczba zwiększa się wraz ze zwiększaniem się wybiegu ściany, są robotnikodniówki przepracowane przy otrzymaniu chodników przyścianowych.

W różnych warunkach na określoną długość chodników przyścianowych przypada różna liczba robotnikodniówek. Szczególnie duże są różnice pomiędzy pracochłonnością utrzymania chodników przyległych do ścian prowadzonych do pola a ścian prowadzonych od pola.

Dla ściśle określonych warunków liczbę robotnikodniówek potrzebnych do utrzymania odcinka o pewnej długości można przyjąć jako wielkość stałą.

Średnia liczba robotnikodniówek przypadająca na jeden metr chodnika wynosi:

$$d_{śr} = \frac{D_3}{l_{ut}} \text{ rdn/m i d}$$

Średnia długość chodnika w okresie wybierania ściany wynosi:

$$L_{śr} = \frac{L}{2} \text{ m}$$

Wobec tego liczba dniówek potrzebnych do utrzymania chodnika w ciągu doby wynosi:

$$D_u = \frac{D_3}{l_{ut}} \cdot \frac{L}{2} \text{ rdn/d}$$

Czas utrzymania chodnika w okresie biegu danej ściany wynosi:

$$t_u = \frac{L \cdot \varphi}{p_{ść}} \text{ d},$$

gdzie $\varphi$ oznacza stosunek ogólnej liczby dób do liczby dób roboczych w ciągu miesiąca.

Przyjmuje się, że

$$\varphi = \frac{30}{25} = 1,2$$

Ze względu na to, że po ukończeniu ściany chodnik zostaje utrzymywany do ściany następnej, całkowity czas utrzymania chodnika wynosi:

$$t_{uc} = 2 \cdot \frac{L \cdot \varphi}{p_{ść}} = \frac{2 \cdot 1,2 \cdot L}{p_{ść}} \text{ d}$$

Wobec powyższego liczba robotnikodniówek przepracowanych przy utrzymaniu chodników przyścianowych wyniesie:

$$D_{3d} = \frac{D_3}{l_{ut}} \cdot \frac{L}{2} \cdot \frac{2 \cdot 1,2 \cdot L}{p_{ść}} = \frac{1,2 \cdot L^2 \cdot D^3}{l_{ut} \cdot p_{ść}} \text{ rdn} \qquad (3.15)$$

Oznaczając przez:

$D_4$ - liczbę robotnikodniówek przepracowanych przy transporcie materiałów chodnikiem przyścianowym do ściany, przypadających w ciągu doby na odcinek trasy o długości $l_{tt}$,

$l_{tt}$ - długość odcinka trasy transportu materiałów w chodniku przyścianowym, na który przypada liczba dniówek w ciągu doby, m

można w sposób analogiczny jak $D_{2d}$ obliczyć całkowitą liczbę robotnikodniówek przepracowanych przy transporcie materiałów w okresie prowadzenia ściany $D_{4d}$

$$D_{4d} = \frac{D_4 \cdot L^2}{2 \cdot l_{tt} \cdot p_{ść}} \text{ rdn} \qquad (3.16)$$

Całkowita liczba robotnikodniówek przepracowanych przy odstawie, utrzymaniu chodników przyścianowych i transporcie materiałów będzie równa:

$$D_s = D_{2d} + D_{3d} + D_{4d} = \frac{D_2 \cdot L^2}{2 \cdot l_{ot} \cdot p_{ść}} + \frac{1,2 \cdot D_3 \cdot L^2}{l_{ut} \cdot p_{ść}} + \frac{D_4 \cdot L^2}{2 \cdot l_{tt} \cdot p_{ść}} \text{ rdn} \qquad (3.17)$$

Pracochłonność wynikająca z przepracowanych robotnikodniówek $D_s$, których liczba rośnie z wybiegiem ściany L, wyniesie

$$P_2 = 1000 \frac{D_s}{Z} \text{ rdn/1000 t} \tag{3.18}$$

Podstawiając do wzoru (3.18) zamiast $D_s$ prawą stronę równania (3.19), zaś za Z prawą stronę równania (3.1), otrzymuje się:

$$P_2 = 1000 \cdot \frac{\frac{L^2}{2 \cdot p_{śc}} \left( \frac{D_2}{I_{ot}} + \frac{2,4 \cdot D_3}{I_{ut}} + \frac{D_4}{I_{tt}} \right)}{1,3 \cdot h \cdot l \cdot L (1 - S_p)} = \tag{3.19}$$

$$= \frac{1000 \cdot L \left( \frac{D_2}{I_{ot}} + \frac{2,4 \cdot D_3}{I_{ut}} + \frac{D_4}{I_{tt}} \right)}{2,1,3 \cdot h \cdot l \cdot p_{śc} (1 - S_p)}$$

Podstawiając następnie

$$\frac{1000 \left( \frac{D_2}{I_{ot}} + \frac{2,4 \cdot D_3}{I_{ut}} + \frac{D_4}{I_{tt}} \right)}{2,1,3 \cdot (1 - S_p)} = \beta , \tag{3.20}$$

otrzymuje się:

$$P_2 = \frac{\beta \cdot L}{h \cdot l \cdot p_{śc}} \text{ rdn/1000 t} \tag{3.21}$$

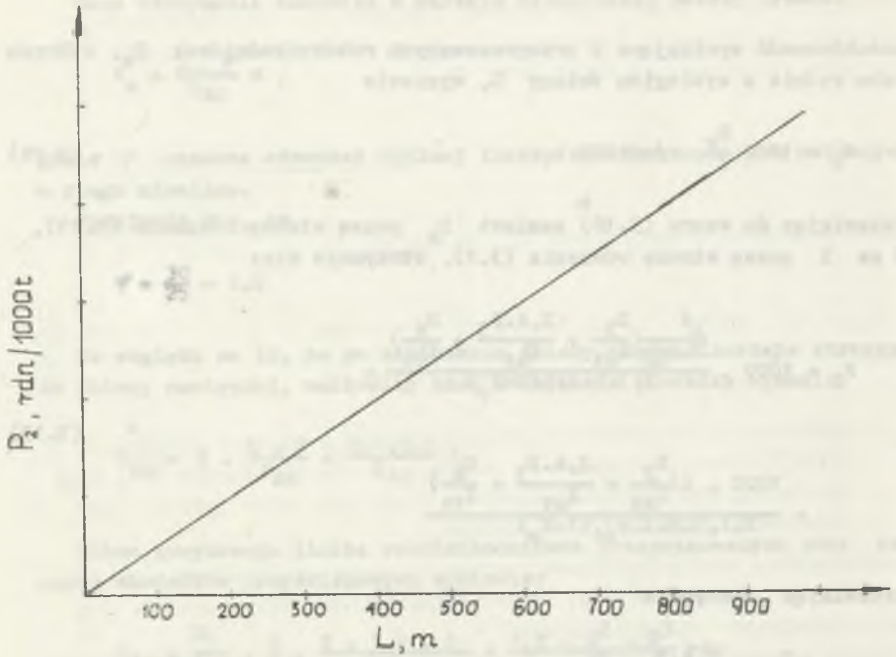
Gdy wielkości h i l oraz $p_{śr}$ są z góry określone, wówczas można jeszcze bardziej uprościć wzór (3.21), a mianowicie:

$$P_2 = \beta_1 \cdot L \text{ rdn/1000 t} , \tag{3.22}$$

gdzie

$$\beta_1 = \frac{\beta}{h \cdot l \cdot p_{śc}} \tag{3.23}$$

Ze wzoru (3.22) wynika, że pracochłonność robót pozaprzodkowych w chodnikach przyścianowych wzrasta z wybiegiem ścian. Wzrost pracochłonności w zależności od wybiegu przebiega według linii prostej (rys. 3.10), której współczynnik kierunkowy będzie tym większy, im większa będzie liczba robotnikodniówek przypadających na utrzymanie odcinka chodnika przyścia-




Rys. 3.10. Przebieg pracochłonności rosnącej, z długością wybiegu
Fig. 3.10. Function of labour consumption rising together with longwall length

nowego w ciągu doby, czyli im trudniejsze będą warunki utrzymania chodników, jak również im mniejsza będzie długość ciągów taśmowych $l_{ot}$.

Pracochłonność przodkowa zależna od długości ścian. Jest ona odwrotnością wydajności przodkowej

$$P_3 = \frac{1000}{W_n} \text{ rdn/1000 t} , \tag{3.24}$$

gdzie:

$P_3$ - pracochłonność przodkowa, rdn/1000 t,

$W_n$ - średnia wydajność przodkowa w okresie normalnego biegu ściany, t/rdn.

Wydajność przodkowa jest funkcją wysokości oraz długości ściany, a nie jest zależna od wybiegu ściany.

Zakładając, że

$$\frac{1000}{W_n} = \gamma , \tag{3.25}$$

wzór (3.24) przyjmie postać:

$$P_3 = \gamma \text{ rdn/1000 t} \tag{3.26}$$

Wyznaczenie na podstawie pracochłonności minimum opłacalnego wybiegu ścian zmechanizowanych. Całkowita pracochłonność na wybranie pola ścianowego jest sumą poszczególnych grup pracochłonności

$$P = P_1 + P_2 + P_3 \tag{3.27}$$

Podstawiając do wzoru (3.27) zamiast $P_1$, $P_2$, $P_3$ prawą stronę równań (3.13), (3.22), (3.26), otrzymuje się:

$$P = \frac{\alpha_1}{L} + \beta_1 \cdot L + \gamma \text{ rdn/1000 t} \tag{3.28}$$

Wzór ten może być użyty do wyznaczenia minimum opłacalnego wybiegu ścian przy wybieraniu zarówno cienkiego, jak i grubego pokładu ścianami zawałowymi oraz o różnym stopniu wyposażenia ściany. Gdy chce się wyznaczyć na podstawie pracochłonności minimalny opłacalny wybieg dla dwóch ścian o różnym stopniu zmechanizowania, wówczas ściany te należy zaliczyć odpowiednio na podstawie różnicy ich zmechanizowania do dwóch następujących grup:

I - ściany niezmechanizowane lub słabo zmechanizowane,
II - ściany silniej zmechanizowane.

Na przykład, jeżeli chodzi o wyznaczenie minimum wybiegu ściany kombajnowej z obudową stalowo-członową i ściany z zastosowaniem wrębiarki lub bez wrębiarki również z obudową stalowo-członową, to pierwszą z tych ścian należy zaliczyć do grupy II, a drugą do grupy I. Jeżeli natomiast ma się zbadać w danych warunkach minimum opłacalnego wybiegu ściany kombajnowej z obudową zmechanizowaną, to ścianę tę zaliczy się do grupy II, zaś do grupy I zalicza się ścianę kombajnową z obudową stalowo-członową. Jeżeli wielkościom (z wyjątkiem L) występującym we wzorze (3.28) nada się indeks a dla ścian grupy I, zaś b dla ścian grupy II, otrzymuje się wzór na obliczenie pracochłonności ścian niezmechanizowanych lub słabiej zmechanizowanych oraz ścian silniej zmechanizowanych

$$P_a = \frac{\alpha_{1a}}{L} + \beta_{1a} \cdot L + \gamma_a \text{ rdn/1000 t} \tag{3.29}$$

$$P_b = \frac{\alpha_{1b}}{L} + \beta_{1b} \cdot L + \gamma_b \text{ rdn/1000 t} \tag{3.30}$$

Aby przy danym wybiegu L zamierzony sposób mechanizacji stał się ze względu na wydajność (pracochłonność) opłacalny, musi być spełniona nierówność:

$$P_b \leqslant P_a \qquad \text{lub} \qquad P_a - P_b > 0 \tag{3.31}$$

Wstawiając do nierówności (3.31) za $P_a$ i $P_b$ prawe strony równań (3.29) i (3.30), otrzymuje się:

$$\frac{\alpha_{1a}}{L} + \beta_{1a} \cdot L + \gamma_{1a} - \frac{\alpha_{1b}}{L} - \beta_{1b} \cdot L - \gamma_b > 0$$

$$\frac{\alpha_{1a} - \alpha_{1b}}{L} + L(\beta_{1a} - \beta_{1b}) + \gamma_a - \gamma_b > 0$$

Mnożąc tę nierówność przez L, otrzyma się nierówność drugiego stopnia

$$(\beta_{1a} - \beta_{1b})L^2 + (\gamma_a - \gamma_b) \cdot L + \gamma_{1a} - \gamma_{1b} > 0 \tag{3.32}$$

Nierówność (3.32) ma dwa rozwiązania:

$$L_{1\,\min} > \frac{-(\gamma_a - \gamma_b) + \sqrt{(\gamma_a - \gamma_b)^2 - 4 \cdot (\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b})}}{2 \cdot (\beta_{1a} - \beta_{1b})} \tag{3.33}$$

$$L_{2\,\min} > \frac{-(\gamma_a - \gamma_b) - \sqrt{(\gamma_a - \gamma_b)^2 - 4 \cdot (\beta_{1a} - \beta_{1b})(\alpha_{1a} - \alpha_{1b})}}{2 \cdot (\beta_{1a} - \beta_{1b})} \tag{3.34}$$

Warunkiem spełnienia nierówności (3.33) i (3.34) jest spełnienie następującego warunku:

$$(\gamma_a - \gamma_b)^2 - 4 \cdot (\beta_{1a} - \beta_{1b})(\alpha_{1a} - \alpha_{1b}) > 0 ,$$

czyli

$$\gamma_a - \gamma_b > 2 \cdot \sqrt{(\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b})} ,$$

więc

$$\gamma_a > \gamma_b + 2\sqrt{(\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b})} \tag{3.35}$$

lub

$$\gamma_b < \gamma_a - 2 \cdot \sqrt{(\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b})} \qquad (3.36)$$

Z nierówności (3.36) wynika, że warunkiem spełnienia nierówności (3.33) i (3.34) jest, aby pracochłonność przodkowa ściany bardziej zmechanizowanej była mniejsza niż pracochłonność ściany mniej zmechanizowanej pomniejszona o wyrażenie:

$$2\sqrt{(\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b})} \cdot$$

Wartość wyrażenia będzie dodatnia pod warunkiem, że

$$(\beta_{1a} - \beta_{1b}) \cdot (\alpha_{1a} - \alpha_{1b}) > 0 \qquad (3.37)$$

czyli:

$$\left.\begin{aligned} \beta_{1a} - \beta_{1b} &> 0 \\ \alpha_{1a} - \alpha_{1b} &> 0 \end{aligned}\right\}$$

lub:

$$\left.\begin{aligned} \beta_{1a} - \beta_{1b} &< 0 \\ \alpha_{1a} - \alpha_{1b} &< 0 \end{aligned}\right\}.$$

Po rozwiązaniu nierówności (3.37) otrzymuje się:

$$\left.\begin{aligned} \beta_{1a} &> \beta_{1b} \\ \alpha_{1a} &> \alpha_{1b} \end{aligned}\right\} \qquad (3.38)$$

lub:

$$\left.\begin{aligned} \beta_{1a} &< \beta_{1b} \\ \alpha_{1a} &< \alpha_{1b} \end{aligned}\right\} \qquad (3.39)$$

Gdy zostaną spełnione warunki (3.35), (3.36), (3.37), wówczas spełnione zostają nierówności (3.38) i (3.39).

Znaczenie praktyczne ma jedynie dodatnia wartość $L_{min}$.

Warunkiem koniecznym, aby nierówność (3.33) miała wartość dodatnią, jest, aby (przy założeniu dodatniej wartości licznika) mianownik był również dodatni, a więc

$$\beta_{1a} - \beta_{1b} > 0 , \tag{3.40}$$

czyli

$$\beta_{1a} > \beta_{1b}$$

W tych samych warunkach, przy tej samej grubości pokładu, długości ściany, tych samych stratach węgla, długości ciągów taśmowych i liczbie dniówek potrzebnych do utrzymania określonego odcinka chodnika, otrzyma się nierówność:

$$P_{śća} < P_{śćb}$$

Oznacza to, że postęp ściany bardziej zmechanizowanej musi być większy niż postęp ściany niezmechanizowanej.

Podstawowym wzorem do wyznaczenia minimum opłacalnego wybiegu ściany silnie zmechanizowanej jest nierówność (3.33).

Wzór ten można napisać w postaci uproszczonej:

$$L_{min} = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} , \tag{3.41}$$

gdzie:

$L_{min}$ - minimalny opłacalny wybieg ściany silnie zmechanizowanej, powyżej którego zamierzenie w zakresie mechanizacji zaczyna być opłacalne ze względu na wydajność lub pracochłonność związaną z wybieraniem pola ścianowego,

$$a = \beta_{1a} - \beta_{1b} \tag{3.42}$$

$$b = \gamma_a - \gamma_b \tag{3.43}$$

$$c = \alpha_{1a} - \alpha_{1b} \tag{3.44}$$

Wyznaczenie optymalnego wybiegu ściany na podstawie minimum pracochłonności. Optymalny wybieg ściany można wyznaczyć dwoma sposobami:

- wykreślnie (sposób przybliżony),
- algebraicznie.

W celu wyznaczenia optymalnego wybiegu ścian zarówno sposobem wykreślnym, jak i algebraicznym wychodzi się ze wzoru (3.28).

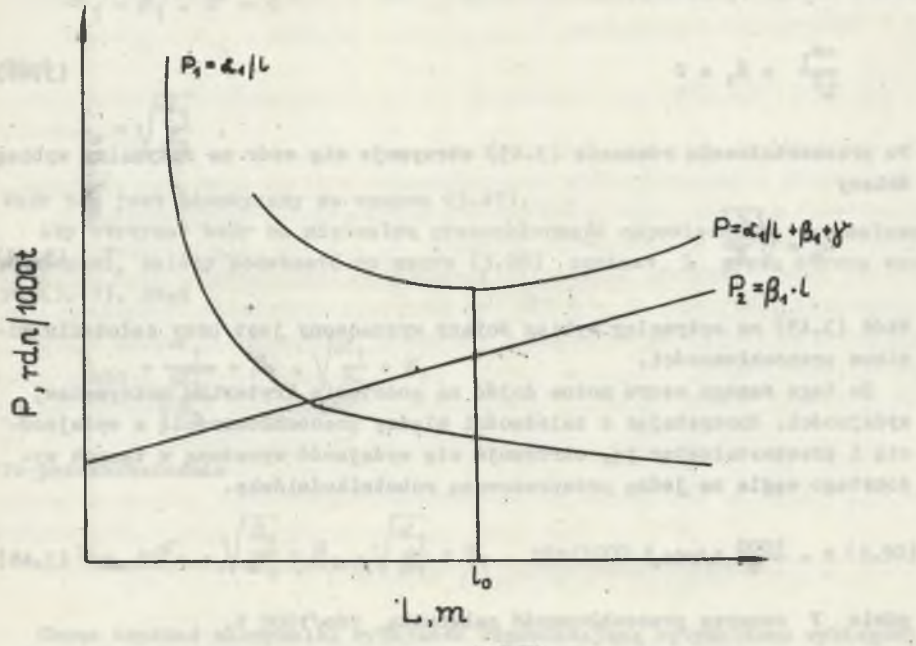
$$P = \frac{\alpha_1}{L} + \beta_1 \cdot L + \gamma$$

Po wyznaczeniu współczynnika $\alpha_1$ wyznacza się dla kolejnych wielkości L wartość wyrażenia $P_1 = \frac{\alpha_1}{L}$. Wyniki nanosi się na wykres osi współrzędnych P i L, uzyskując hiperbolę $P_1$ (rys. 3.11). Następnie oblicza się współczynnik $\beta_1$ i wstawiając do wzoru (3.22) wylicza się dla kolejnych wartości L wartość pracochłonności rosnącej z długością wybiegu L.

Ze względu na to, że pracochłonność przodkowa nie jest zależna od długości wybiegu ścian, ten element pracochłonności jest stały dla dowolnego wybiegu ściany.

Dodając do siebie rzędne poszczególnych krzywych, otrzymuje się krzywą P obrazującą całkowitą pracochłonność przy danym wybiegu L (rys. 3.11).

Punkt leżący na krzywej całkowitej pracochłonności, wykazujący najniższą pracochłonność, odpowiada optymalnej długości wybiegu ścian.




Rys. 3.11. Wykreślny sposób wyznaczania $\sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}}$ optymalnego wybiegu ściany

Fig. 3.11. Graphical way of determination of $\sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}}$ of optimum longwall length

Sposobem bardziej dokładnym wyznaczenia optymalnej długości ściany jest sposób analityczny, który opiera się na warunku osiągnięcia minimum przez funkcję przedstawiającą zależność pracochłonności od wybiegu ścian dla określonej długości ściany, grubości pokładu oraz odpowiedniej mechanizacji urabiania.

Warunki osiągnięcia minimum przez tę funkcję są następujące:

$$\frac{d\,P}{d\,L} = 0 \qquad \frac{d^2\,P}{d\,L^2} > 0$$

Różniczkując we wzorze (3.28) P względem L, otrzymuje się:

$$\frac{d\,P}{d\,L} = \frac{-\alpha_1}{L^2} + \beta_1 \tag{3.45}$$

Wartość $\gamma$ ze wzoru (28) nie występuje we wzorze (3.45) ze względu na to, że pochodna wartości stałej jest równa zero.

Na podstawie warunku osiągnięcia minimum przez funkcję przyrównuje się równanie (3.45) do zera

$$\frac{-\alpha_1}{L^2} + \beta_1 = 0 \tag{3.46}$$

Po przekształceniu równania (3.45) otrzymuje się wzór na optymalny wybieg ściany

$$L_o = \sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}} \tag{3.47}$$

Wzór (3.45) na optymalny wybieg ściany wyznaczony jest przy założeniu minimum pracochłonności.

Do tego samego wzoru można dojść na podstawie kryterium maksymalnej wydajności. Korzystając z zależności między pracochłonnością a wydajnością i przekształcając ją, otrzymuje się wydajność wyrażoną w tonach wydobytego węgla na jedną przepracowaną robotnikodniówkę.

$$W = \frac{1000}{P}\ \text{t/rdn}, \tag{3.48}$$

gdzie P oznacza pracochłonność całkowitą, rdn/1000 t.

Podstawiając zamiast P prawą stronę równania (3.28), otrzymuje się:

$$W = \frac{1000\ L}{\alpha_1 + \beta_1 \cdot L^2 + \gamma \cdot L}\ \text{t/rdn} \tag{3.49}$$

Warunkiem osiągnięcia maksymalnej wydajności jest

$$\frac{dW}{dL} = 0 \qquad \frac{d^2W}{dL^2} < 0$$

Różniczkując równanie (3.49) otrzymuje się:

$$\frac{dW}{dL} = \frac{1000.\alpha_1+\beta_1.L^2+\gamma_1.L - 2.1000.L.\beta_1.L - 1000\gamma_1.L}{(\alpha_1+\beta_1.L^2+\gamma_1.L)^2}$$

Aby pochodna $\frac{dW}{dL}$ była równa 0, musi zachodzić równość:

$$1000\alpha_1 + \beta_1 \cdot L^2 + \gamma_1 \cdot L - 2 \cdot 1000\beta_1 \cdot L^2 - 1000\gamma_1 \cdot L = 0,$$

czyli

$$\alpha_1 - \beta_1 \cdot L^2 = 0$$

Stąd

$$L_c = \sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}}$$

Wzór ten jest identyczny ze wzorem (3.47).

Aby otrzymać wzór na minimalną pracochłonność odpowiadającą optymalnemu wybiegowi, należy podstawić do wzoru (3.28) zamiast L prawą stronę wzoru (3.47). Stąd

$$P_{min} = \frac{\alpha_1}{\sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}}} + \beta_1 \cdot \sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}} + \gamma_1$$

Po przekształceniu

$$P_{min} = \alpha_1 \cdot \sqrt{\frac{\beta_1}{\alpha_1}} + \beta_1 \cdot \sqrt{\frac{\alpha_1}{\beta_1}} + \gamma_1 \quad \text{rdn/1000 t} \qquad (3.50)$$

Chcąc uzyskać maksymalną wydajność odpowiadającą optymalnemu wybiegowi można posłużyć się wzorem:

$$W_{max} = \frac{1000}{P_{min}} \quad \text{t/rdn} \qquad (3.51)$$

P r z y k ł a d

Jaki musi być minimalny wybieg ściany L, żeby zastosowanie obudowy zmechanizowanej zapewniło lepszą wydajność w porównaniu ze ścianą z obudową stalowo-członową.

Dane:

- grubość pokładu m = 1,3 m,
- długość ściany l = 150 m,
- wydajność w czasie normalnego biegu ściany z obudową zmechanizowaną $W_{nb}$ = 14,452 t/rdn,
- wydajność w czasie normalnego biegu ściany z obudową stalowo-członową $W_{na}$ = 7,824 t/rdn,
- postęp ściany z obudową zmechanizowaną $p_{ścb}$ = 2,9 m/d,
- postęp ściany z obudową stalowo-członową $p_{ścа}$ = 1,8 m/d,
- liczba robotnikodniówek przepracowanych przy rozruchu i likwidacji ściany z obudową zmechanizowaną

$$\sum_{i=1}^{n} d_i = 5197 \text{ rdn},$$

- liczba robotnikodniówek przepracowanych przy rozruchu i likwidacji ściany z obudową stalowo-członową

$$\sum_{i=1}^{n} d_i = 1085 \text{ rdn}.$$

W analizowanych ścianach długość ciągów taśmowych wynosi 150 m. Średnia liczba robotnikodniówek przepracowanych w ciągu doby przy obsłudze i konserwacji jednego ciągu taśmowego $D_2$ = 2,2 rdn. Na każdy odcinek o długości $l_{ut}$ = 400 m przypadają dziennie $D_3$ = 4 rdn dla utrzymania chodników przyścianowych. Ponadto na każde 400 m przyrostu wybiegu ściany przypadają dodatkowo $D_4$ = 2 rdn na transport materiałów chodnikami przyścianowymi z uwagi na wydłużenie się trasy transportu. Wysokość strat węgla przyjęto 0,05.

Na podstawie wzorów (3.12), (3.23), (3.25) wylicza się współczynniki:

$\alpha_{1b}$, $\beta_{1b}$, $\gamma_{1b}$ - dla ściany z obudową zmechanizowaną,

$\alpha_{1a}$, $\beta_{1a}$, $\gamma_{1a}$ - dla ściany z obudową stalowo-członową

$$\alpha_{1a} = \frac{1000 \cdot 1085}{1{,}3 \cdot (1-0{,}05) \cdot 1{,}3 \cdot 150} = 4505{,}39$$

$$\alpha_{1b} = \frac{1000 \cdot 5197}{1{,}3 \cdot (1-0{,}05) \cdot 1{,}3 \cdot 150} = 21\,579{,}98$$

$$\beta_{1a} = \frac{1000\,\frac{2,2}{150} + \frac{2,4 \cdot 4}{400} + \frac{2}{400}}{2 \cdot 1,3 \cdot (1-0,05) \cdot 1,3 \cdot 150 \cdot 1,8} = 0,050$$

$$\beta_{1b} = \frac{1000\,\frac{2,2}{150} + \frac{2,2 \cdot 4}{400} + \frac{2}{400}}{2 \cdot 1,3 \cdot (1-0,05) \cdot 1,3 \cdot 150 \cdot 2,9} = 0,031$$

$$\gamma_a = \frac{1000}{7,824} = 127,8$$

$$\gamma_b = \frac{1000}{14,452} = 69,1$$

Mając wyliczone współczynniki $\alpha_{1a}$, $\beta_{1a}$, $\gamma_a$ oraz $\alpha_{1b}$, $\beta_{1b}$, $\gamma_b$ wylicza się na podstawie wzorów (3.42) do (3.44) parametry a, b i c.

$$a = \beta_{1a} - \beta_{1b} = 0,050 - 0,031 = 0,019$$

$$b = \gamma_a - \gamma_b = 127,8 - 691 = 58,7$$

$$c = \alpha_{1a} - \alpha_{1b} = 4505,39 - 21\,579,98 = -17\,074,59$$

Wyliczone współczynniki a, b, c podstawia się do wzoru (3.41) i wylicza $L_{min}$

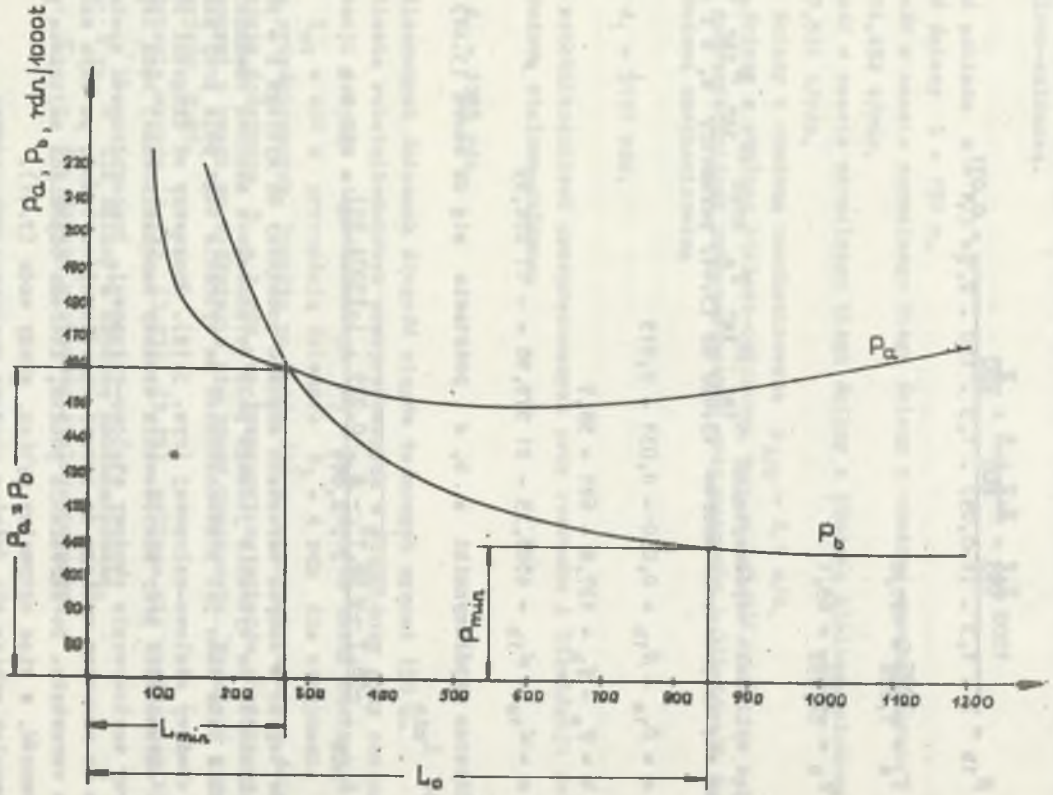
$$L_{min} = \frac{-58,7 + \sqrt{58,7^2 - 4 \cdot 0,019 \cdot (-17074,59)}}{2 \cdot 0,019} = 265,8 \text{ m}$$

Oznacza to, że w danych warunkach dopiero począwszy od wybiegu L = 265,8 m pracochłonność na wybranie jednego pola ścianowego z obudową zmechanizowaną będzie taka sama jak pracochłonność na wybranie tego pola przy zastosowaniu obudowy stalowo-członowej (rys. 3.12). Począwszy od długości 265,8 m wyniki ekonomiczna przy zastosowaniu obudowy zmechanizowanej będą lepsze niż przy zastosowaniu obudowy stalowo-członowej. Pracochłonność spadać będzie ze wzrostem wybiegu do pewnej określonej wartości, po czym znów będzie wzrastała. Do określenia punktu, któremu odpowiada najniższa pracochłonność, a więc optymalny wybieg, służy wzór (3.41).

Optymalny wybieg dla ścian z obudową przesuwną wynosi więc

$$L_o = \sqrt{\frac{21\,579,98}{0,031}} = 831,5 \text{ m}$$

Tak więc przy wybiegu ściany 831,5 m pracochłonność ściany z obudową przesuwną osiągnie najmniejszą wartość.




Rys. 3.12. Przebieg pracochłonności w zależności od wybiegu i typu ściany
Fig. 3.12. Function of labour consumption according to type of a longwall

# 4. BADANIA SYSTEMOWE POZIOMEGO TRANSPORTU GŁÓWNEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

## 4.1. WPROWADZENIE

Podstawową cechą determinującą specyfikę kopalni głębinowej jest szeregowe połączenie poszczególnych procesów produkcyjnych, tworzących proces wydobywczo-przeróbczy i praktyczna niemożliwość zmiany w tym zakresie.

Transport poziomy spełnia szczególne miejsce w procesie wytwórczym kopalni węgla, bowiem zazwyczaj jest ogniwem najbardziej "elastycznym", ujętym w ścisłe ramy podporządkowania procesów mu sąsiednich, to jest urabiania i ciągnienia. Elastyczność ta, która winna być czynnikiem najbardziej pomocnym organizatorowi produkcji w zwiększeniu niezawodności procesu wytwórczego, zazwyczaj przynosi mu szczególnie dużo troski.

W dotychczasowej praktyce organizatorskiej w kopalni projektowanie organizacji transportu poziomego sprowadzono do prostych i bardzo przybliżonych analitycznych obliczeń, które z racji swej niedoskonałości i nieścisłości były przyczyną dużej "niedoskonałości koncepcji" na etapie przygotowania (projektowania tego procesu).

Nie trzeba tłumaczyć faktu, że źle dobrane parametry transportu poziomego w stosunku do potrzeb całego procesu wytwórczego przez cały okres funkcjonowania określają jego zawodność i nie zmienią tego nawet najlepsze, doraźne decyzje kierownicze.

Spośród parametrów i cech, które określają transport poziomy w głębinowych kopalniach, należy wyróżnić: jego strukturę przestrzenną, zdolność produkcyjną (liczbę czynnych składów pociągów o określonej pojemności i parametry jego węzłów końcowych, to jest połączenia z procesami odstawy i ciągnienia). O ile zagadnienie połączenia transportu poziomego z ciągnieniem urobku jest dość dobrze rozpracowane w literaturze polskiej i zagranicznej (wystarczy wymienić pracę J. Wolskiego [25] J. Węgierskiego [24 i 25], B. Firganka [1 i 8] i inne), to zagadnienie racjonalnego oszacowania parametrów samego transportu poziomego i zagadnienie węzła (transport główny - odstawca) czeka na pełne, praktycznie przydatne rozwiązanie.

## 4.2. ZAGADNIENIE TEORII MASOWEJ OBSŁUGI W LITERATURZE ŚWIATOWEJ

Zagadnienie teorii kolejek wobec dużych możliwości stosowania jej w różnych dziedzinach nauki i gospodarki, a przede wszystkim wobec dużych walorów badawczych tkwiących w tej dziedzinie badań operacyjnych, jest tematem dość licznej grupy publikacji, a w szczególności w literaturze anglosaskiej i rosyjskiej. W 1963 r. ukazało się opracowanie monograficzne V. Benesa [4], w którym zadania obsługi masowej bada się przy bardzo ogólnych założeniach. Opracowanie to, jakkolwiek teorię kolejek traktuje w sposób ogólny, ze ścisłym określeniem pojęć i twierdzeń charakterystycznych dla tej gałęzi badań operacyjnych, ustępuje, jeśli chodzi o dogłębny opis wszystkich podstawowych aspektów teorii masowej obsługi, pracy B.W. Gniedenki i J.N. Kowalenki [9].

W pracy tej zawarty jest pełny wykład z teorii kolejek z uwzględnieniem wszystkich najnowszych osiągnięć w tym zakresie.

Dalej wymienić należy pracę zbiorową pod redakcją R.T. Edolisona, K. Pennycuicka, B.H.P. Rivetta [16], w której w rozdziale poświęconym teorii kolejek i zatorów podano rozważania teoretyczne z tego zakresu, opracowano w formie "dodatku" zestawienia gotowych zależności, mogących znaleźć zastosowanie w praktyce.

Ponadto w pracy Cobena J.H. [6] można znaleźć wyczerpujący przegląd systemów i środków pozwalających w skuteczny sposób badać te systemy.

Zagadnienie teorii masowej obsługi z racji swych zalet znalazło już kilka zastosowań w warunkach praktyki górniczej. I tak, w pracy [15] podano rozwiązanie analizy współzależności procesów produkcyjnych: urabiania i odstawy, transportu poziomego i ciągnienia, wykorzystując w tym celu teorię kolejek.

Problem projektowania transportu poziomego w kilku pracach z tego zakresu rozwiązuje się, wykorzystując metody symulacji i teorii masowej obsługi łącznie. Traktują o tym prace [11], [18], [5], [2].

## 4.3. ZASTOSOWANIE MODELI MATEMATYCZNYCH DO BADANIA ZAGADNIEŃ TRANSPORTU POZIOMEGO

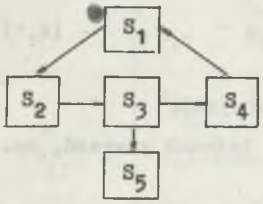
Do matematycznego zapisu wielu sytuacji decyzyjnych, rozwijających się w formie stochastycznego procesu, może być z powodzeniem zastosowany matematyczny układ, opracowany w teorii prawdopodobieństwa, mianowicie tzw. stochastyczny proces Markowa.

Jeżeli istnieje pewien fizyczny system S i jego stan się zmienia z upływem czasu, to mówimy, że w systemie S zachodzi proces losowy albo stochastyczny.

Teoria procesów stochastycznych stanowi obecnie obszerny rozdział teorii prawdopodobieństwa z szeroką gamą różnych zastosowań - od opisu zjawisk fizycznych typu dyfuzji po proces ukształtowania kolejek.

Stochastyczne procesy bez następstw dzielą się na klasy w zależności od tego jak i w jakim momencie czasu system S może zmienić swój stan. I tak, istnieją procesy ze stanami skokowymi (tzn. jeżeli możliwe stany systemu S : $S_1$, $S_2$, $S_3$..., można uszeregować jeden za drugim, a sam system S przechodzi co pewien czas z określonego stanu do następnego) i ciągłymi (charakteryzują się one stopniowym, płynnym przejściem z jednego stanu w drugi).

Przy analizie procesów stochastycznych ze stanami skokowymi wygodniej jest posługiwać się schematem geometrycznym, tzw. grafem stanów (rys. 4.1)




Rys. 4.1

Strzałkami oznacza się tylko bezpośrednie przejścia z jednego stanu do innego. Jeżeli system może przejść ze stanu $S_1$ do $S_3$ tylko przez $S_2$, to strzałkami oznacza się przejścia z $S_1 \longrightarrow S_2$ i $S_2 \longrightarrow S_3$, a nie $S_1 \longrightarrow S_3$.

Rozpatrzmy teraz proces stochastyczny bez następstw ze stanami skokowymi i skokowym czasem. Załóżmy, że system S może osiągać stany:

$$S_1, S_2 \ldots, S_n,$$

a przejście z jednego stanu w drugi możliwe jest tylko w momentach:

$$t_1, t_2, \ldots, t_r, t_r$$

które będziemy nazywać "krokami" albo "etapami" procesu.

System S podlegający stochastycznemu procesowi osiąga określone stany, kierując się na przykład w następujący sposób:

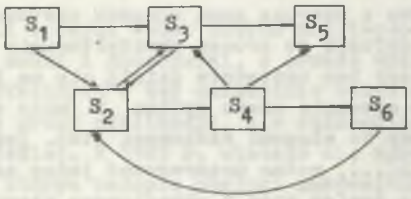
$$S_1 \longrightarrow S_3 \longrightarrow S_5 \longrightarrow S_4 \longrightarrow S_2 \longrightarrow S_1 \ldots,$$

albo

$$S_1 \longrightarrow S_2 \longrightarrow S_1 \longrightarrow S_2 \longrightarrow S_3 \longrightarrow S_4 \longrightarrow S_1 \ldots.$$

W momentach $t_1, t_2, \ldots$ system może nie tylko zmieniać stan, ale również pozostawać w poprzednim, np.:

$$S_1 \longrightarrow S_1 \longrightarrow S_2 \longrightarrow S_3 \longrightarrow S_3 \longrightarrow S_4 \longrightarrow S_1 \ldots$$




Rys. 4.2.

$S_i^{(r)}$ - oznacza zdarzenie polegające na tym, że po "r" krokach system znajduje się w stanie $S_i$.
Dla dowolnego "r" zdarzenia

$$S_1^{(r)}, \quad S_2^{(r)}, \ldots, S_i^{(r)}, \ldots, S_n^{(r)} \tag{4.1}$$

nie pokrywają się, gdzie $S_i^{(r)}$ określone jest jak powyżej.
Proces zachodzący w systemie można przedstawić jako łańcuch zdarzeń, np.:

$$S_1^{(o)}, \quad S_2^{(1)}, \quad S_1^{(2)}, \quad S_2^{(3)}, \quad S_3^{(4)}, \ldots$$

Taka losowa kolejność zdarzeń nazywa się łańcuchem Markowa, jeżeli dla każdego "etapu" prawdopodobieństwo przejścia z dowolnego stanu $S_i$ w dowolny stan $S_j$ nie zależy od tego, kiedy i jak system znalazł się w stanie $S_i$.
Oznaczmy prawdopodobieństwo zdarzeń (4.1) następująco:

$$p_1(1) = P(S_1^{(1)}), \quad p_2(1) = P(S_2^{(1)}), \ldots p_n(1) = P(S_n^{(1)}) \tag{4.2}$$

- prawdopodobieństwa po pierwszym kroku,

$$p_1(2) = P(S_1^{(2)}), \quad p_2(2) = P(S_2^{(2)}), \ldots p_n(2) = P(S_n^{(2)}). \tag{4.3}$$

- prawdopodobieństwa po drugim kroku,

$$p_1(r) = P(S_1^{(r)}), \quad p_2(r) = P\, S_2^{(r)}, \ldots p_n(r) = P(S_n^{(r)}) \tag{4.4}$$

- prawdopodobieństwa po r-tym kroku.

Nietrudno spostrzec, że dla każdego numeru kroku r

$$p_1(r) + p_2(r) + \ldots + p_n(r) = 1 \tag{4.5}$$

Rozpatrzmy teraz jednorodny łańcuch Markowa. Załóżmy, że system S ma n możliwych stanów

$$S_1, S_2, \ldots, S_n$$

i dla każdego stanu znamy prawdopodobieństwa przejścia w dowolny inny stan po jednym kroku. Zapisujemy przejściowe prawdopodobieństwo w formie macierzy:

$$\left[P_{ij}\right] = \begin{bmatrix} p_{11} & p_{12} \ldots p_{1j} \ldots p_{1n} \\ p_{21} & p_{22} \ldots p_{2j} \ldots p_{2n} \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ p_{i1} & p_{i2} \ldots p_{ij} \ldots p_{in} \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ p_{n1} & p_{n2} \ldots p_{nj} \ldots p_{nn} \end{bmatrix} \tag{4.6}$$

gdzie:

$p_{ij}$ - prawdopodobieństwo przejścia jednym krokiem ze stanu $S_i$ do stanu $S_j$.

$p_{ii}$ - prawdopodobieństwo zatrzymania się systemów w stanie $S_i$.

Jeśli $p_{ij} = 0$, oznacza to, że przejście systemu ze stanu i do stanu j jednym krokiem jest niemożliwe.

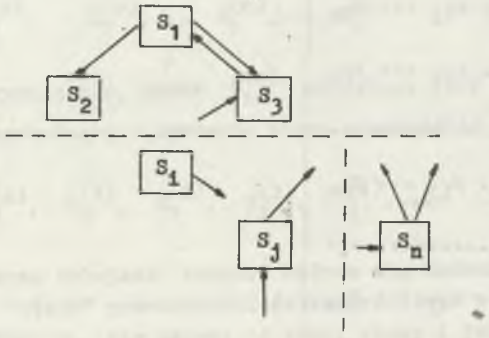
Rozpatrzmy teraz przypadek ogólny, tzn. niejednorodny łańcuch Markowa. Dla łańcucha Markowa, którego prawdopodobieństwa przejścia $P_{ij}$ zmieniają się wraz z każdym krokiem przejścia $P_{ij}(r)$, oznacza prawdopodobieństwo przejścia systemu ze stanu $S_i$ do stanu $S_j$ po r-tym kroku, tzn. warunkowe prawdopodobieństwo

$$P_{ij}(r) = P(S_j^{(r)} / S_j^{(r-1)}) \tag{4.7}$$

Wówczas prawdopodobieństwo tego, że system S po r-tych krokach będzie znajdował się w stanie $S_i$, wyraża się wzorem:

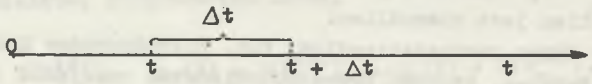
$$p_i(r) = \sum_{j=1}^{m} P_j(r-1)P_{ji}(r), \qquad i = 1,2,\ldots,n \tag{4.8}$$

W praktyce znacznie częściej powstają sytuacje, kiedy przejście systemu z jednego stanu w drugi następuje nie w określonych lecz losowych momentach czasu, niemożliwych do określenia wcześniej. W wielu przypadkach do opisania takich procesów może być zastosowany z powodzeniem schemat stochastycznego procesu Markowa ze stanami skokowymi i ciągłym czasem, który w skrócie nazywamy łańcuchem Markowa (rys. 4.3).




Rys. 4.3

Określimy dla dowolnego momentu t prawdopodobieństwa stanów: $P_1(t)$, $P_2(t),\ldots,P_n(t)$.




Rys. 4.4

Nazwijmy gęstością prawdopodobieństwa przejścia $\lambda_{ij}$ następującą granicę

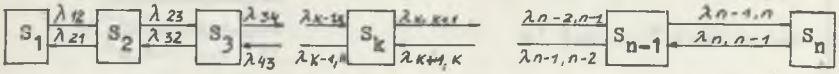
$$\lambda_{ij} = \lim_{\Delta t \to 0} \frac{P_{ij}(\Delta t)}{\Delta t} \tag{4.9}$$

gdzie $P_{ij}(\Delta t)$ - prawdopodobieństwo tego, że system znajduje się w momencie $t$ w stanie $S_i$, w czasie $\Delta t$ przejdzie w stan $S_j$ (przy założeniu, że $i \neq j$).

W szczególności z (4.9) wynika (dla bardzo małych $t$):

$$P_{ij}(\Delta t) \approx \lambda_{ij} \Delta t \tag{4.10}$$

Rozpatrzmy losowy proces zanikania i powstawania (czyli ciągły łańcuch Markowa) wyrażony grafem stanów przedstawionych poniżej:




Rys. 4.5

Równanie algebraiczne dla prawdopodobieństw stanów:

$$\lambda_{12} P_1 = \lambda_{21} P_2, \qquad \text{dla stanu } S_1 \tag{4.11}$$

Dla drugiego stanu $S_2$ sumy członów, odpowiadających wchodzącym i wychodzącym strzałkom, są:

$$\lambda_{23} P_2 + \lambda_{21} P_2 = \lambda_{12} P_1 + \lambda_{32} P_3 \tag{4.12}$$

Możemy skrócić z prawej i lewej strony równe człony

$$\lambda_{12} P_1 \quad \text{i} \quad \lambda_{21} P_2$$

i otrzymamy:

$$\lambda_{23} P_2 = \lambda_{32} P_3 \tag{4.13}$$

$$\lambda_{34} P_3 = \lambda_{43} P_4$$

Tak więc dla "schematu powstawania i zanikania" człony odpowiadające strzałkom będącym jedna nad drugą są sobie równe.

$$\lambda_{k-1,k} \; P_{k-1} = \lambda_{k,k-1} P_k, \quad k = 1,2,\ldots,n \tag{4.14}$$

Tak więc graniczne prawdopodobieństwa stanów $P_1, P_2, \ldots, P_n$ w dowolnym schemacie zanikania i powstawania odpowiadają równaniom:

$$\begin{cases} \lambda_{12} P_1 = \lambda_{21} P_2 \\ 23\ P_2 = 32\ P_3 \\ 32\ P_3 = 43\ P_4 \\ \cdots\cdots\cdots\cdots \\ k-1,k\ P_{k-1} = k,k-1\ P_k \\ n-1,n\ P_{n-1} = n,n-1\ P_n \end{cases} \tag{4.15}$$

i podstawowemu warunkowi:

$$P_1 + P_2 + \ldots + P_n = 1.$$

Rozwiązujemy ten układ w następujący sposób:

$$\begin{aligned} P_2 &= \frac{\lambda_{12}}{\lambda_{21}} P_1 \\ P_3 &= \frac{\lambda_{23}}{\lambda_{32}} P_2 = \frac{\lambda_{23}.\lambda_{12}}{\lambda_{32}.\lambda_{21}} P_1 \\ P_4 &= \frac{\lambda_{34}.\lambda_{23}.\lambda_{12}}{\lambda_{43}.\lambda_{32}.\lambda_{21}} P_1 \\ P_k &= \frac{\lambda_{k-1,k}.\lambda_{k-1,k-1} \ldots \lambda_{12}}{\lambda_{k,k-1}.\lambda_{k-1,k-2} \ldots \lambda_{21}} P_1, \quad k = 2,\ldots,n \end{aligned} \tag{4.16}$$

Tak więc wszystkie prawdopodobieństwa wyrażone są przez $P_1$. Wstawiając odpowiednie znaczenie do warunku podstawowego otrzymamy:

$$1 = P_1 = \frac{\lambda_{12}}{\lambda_{21}} P_1 + \frac{\lambda_{23} \cdot \lambda_{12}}{\lambda_{32} \cdot \lambda_{21}} P_1 + \ldots \tag{4.17}$$

$$\ldots + \frac{\lambda_{k-1,k} \cdot \lambda_{k-2,k-1} \cdot \ldots \cdot \lambda_{12}}{\lambda_{n,n-1} \cdot \lambda_{n-1,n-2} \cdot \ldots \cdot \lambda_{21}} P_1,$$

Skąd:

$$P_1 = \frac{1}{1 + \frac{\lambda_{12}}{\lambda_{21}} + \frac{\lambda_{23} \cdot \lambda_{12}}{\lambda_{32} \cdot \lambda_{21}} + \dots + \frac{\lambda_{k-1,k} \cdot \lambda_{k-2,k-1} \cdot \dots \cdot \lambda_{12}}{\lambda_{k,k-1} \cdot \lambda_{k-1,k-2} \cdot \dots \cdot \lambda_{21}} + \dots + \frac{\lambda_{n-1,n} \dots \lambda_{12}}{\lambda_{n,n-1} \dots \lambda_{21}}} \qquad (4.18)$$

Pozostałe prawdopodobieństwa wyrażone są przez $P_1$

$$\begin{cases} P_2 = \frac{\lambda_{12}}{21} P_1 \\ P_3 = \frac{\lambda_{23} \lambda_{12}}{\lambda_{32} \lambda_{21}} P_1 \\ \dots\dots\dots\dots\dots \\ P_k = \frac{\lambda_{k-1,k} \dots \lambda_{12}}{\lambda_{k,k-1} \dots \lambda_{21}} P_1 \\ \dots\dots\dots\dots\dots\dots \\ P_n = \frac{\lambda_{n-1,n} \dots \lambda_{12}}{\lambda_{n,n-1} \dots \lambda_{21}} P_1 \end{cases} \qquad (4.19)$$

Tak więc "schemat zanikania i powstawania" został rozwiązany a wraz z nim znajdujemy interesujące nas parametry systemu.

## 4.4. OKREŚLENIE JEDNOSTKOWEGO KOSZTU TRANSPORTU POZIOMEGO DLA NIEZBĘDNEJ LICZBY FUNKCJONUJĄCYCH SKŁADÓW WOZÓW PRZY MINIMALNEJ SUMIE STRAT

W celu rozwiązania założonego zagadnienia wykorzystano wielokanałowy system masowej obsługi z odmową.

Założono, że pod każdą stacją załadowczą (oddziałowym punktem załadowczym) jest jeden skład próżnych wozów. Składy te nie będą brane pod uwagę w trakcie rozważań, aż do momentu obliczenia kosztów transportu.

Przyjęto stałą liczbę wozów w składzie, każdy o tej samej ładowności, np. składy trzydziestowozowe, każdy wóz o ładowności 5 t.

Zapotrzebowaniem na obsługę jest w tym przypadku zapotrzebowanie na skład próżnych wozów przez wielkość wydobycia, odpowiadającą pojemności jednego składu. Wydobycie załadowane do składów wozów próżnych zostaje przewiezione pod szyb, a więc obsłużony element do kolejki nie wraca.

System z odmową zbadano w dostatecznie długim czasie, szeregu następujących po sobie zmian wydobywczych, przy wykładniczym rozkładzie dla okresów czasu przybyć elementów obsługiwanych i wykładniczym rozkładzie dla okresów czasu obsługi.

Mówiąc inaczej w opracowanym modelu założono:

1) wykładniczy rozkład okresów czasu zapotrzebowania na składy wozów próżnych,

2) Poissonowski rozkład obsługi zgłoszeń.

Drugie założenie udowodniono w wielu pracach [16, 9] , natomiast charakter rozkładu zgłoszeń jest zgodny z rozkładem Poissona, co zostało wykazane przez zweryfikowanie rozkładu zgłoszeń testem zgodności $\chi^2$.

W ogólnym przypadku system zawiera n kanałów obsługi funkcjonujących składów wozów próżnych i m jednostek wydobycia równych pojemności jednego składu wozów próżnych, przy czym w dostatecznie długim czasie liczba potencjalnych elementów obsługiwanych dąży do nieskończoności. Oczywisty jest fakt korzystniejszej sytuacji, gdy kilka kanałów obsługuje całą pulę elementów obsługiwanych, niż gdyby pula ta miała być podzielona na części obsługiwane niezależnie od siebie (każda stacja załadowcza przez oddzielne składy wozów próżnych).

W bardziej szczegółowych badaniach należałoby rozwiązać system składający się z k jednostek (oddziałowych punktów załadowczych) o $\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3 \ldots \lambda_k$ stopniach zgłoszeń i z n kanałów obsługi o $\mu_1, \mu_2, \mu_3 \ldots \mu_k$ stopniach obsługi. Wyprowadzone z powyższych warunków wzory przyjmują jednak bardzo skomplikowaną postać.

Jakkolwiek teoretycznie badania takie przeprowadzono, to wobec przyjęcia założenia o możliwym uproszczeniu obliczeń ograniczono się do systemu z sumaryczną wielkością $\lambda$ i uśrednioną wartością $\mu$ dla jednego funkcjonującego składu wozów próżnych.

Na powyższe założenia zdecydowano się po bezpośrednich obserwacjach praktycznych.

Wyznaczenie średniej stopy zgłoszeń

W celu wyznaczenia $\lambda$ (średniej stopy zgłoszeń zapotrzebowania na próżne wozy) należy dokonać pomiaru chronometrażowego okresów czasu, jakie upływają między kolejnymi zgłoszeniami na składy wozów próżnych, dla wszystkich oddziałowych punktów załadowczych. Pomiar winien obejmować dostateczną liczbę kolejnych dni, aby próba była reprezentatywna.

Sumarycznie uśrednione podejście do zagadnienia zróżnicowanych wielkości $\lambda$ i $\mu$ przybliża to zagadnienie do spotykanych w praktyce. Niemniej jednak celem bardzo szczegółowych obliczeń należy rozpatrywać system o zróżnicowanych stopniach zgłoszeń (podobnie i obsługi), co będzie przedmiotem dalszych prac z tego zakresu lub wykorzystać do rozwiązania problemu metody symulacji. Przy czym, jak już wcześniej powiedziano, badania teoretyczne ze zróżnicowanym $\lambda$ i $\mu$ przeprowadzono. Wyniki pomiarów chronometrażowych zestawia się w tabeli.

Na podstawie danych zawartych w tabeli określamy średni czas, jaki upłynie między kolejnymi zgłoszeniami na obsługę:

$$\bar{t} = \frac{\sum_{i=1}^{\infty} t_i \, n_i}{\sum_{i=1} n_i} , \qquad (4.20)$$

gdzie:

$t_i$ - środek i-tego przedziału czasowego,

$n_i$ - liczba zaobserwowanych zdarzeń w i-tym przedziale czasu.

Mając wyznaczoną wartość $\bar{t}$ można wyliczyć średnią stopę zgłoszeń na obsługę w myśl zależności.

$$\lambda = \frac{1}{\bar{t}} \qquad (4.21)$$

Weryfikacja rozkładu zgłoszeń

Z literatury dotyczącej teorii wyczekiwania wynika, iż rozkład czasów między kolejnymi zgłoszeniami ma charakter rozkładu wykładniczego o średniej $\bar{t}$ rozkładu. Oznacza to, że prawdopodobieństwo zaistnienia $\lambda$ zgłoszeń w jednostce czasu wynosi:

$$f_{(t)} = \lambda . e^{-\lambda t} \qquad (4.22)$$

Wartość teoretyczną rozkładu wykładniczego odczytujemy z tablic dla wszystkich $t$, a następnie sumujemy otrzymane prawdopodobieństwa w poszczególnych przedziałach czasowych. Wyniki otrzymane z chronometrażu oraz wartości rozkładu teoretycznego ujmujemy w tabelę.

Dla przekonania się o słuszności traktowania rozkładu częstości zgodnie z rozkładem wykładniczym należy zweryfikować tę hipotezę za pomocą testu zgodności $\chi^2$ Pearsona.

Z tablic rozkładu $\chi^2$ dla poziomów istotności $\alpha$ oraz stopni swobody odczytać należy wartości graniczne $\chi^2_R$ i $\chi^2_S$.

Ilość stopni swobody wyznaczamy w zależności:

$$\vartheta = m - r + 1 , \tag{4.23}$$

gdzie:

m - ilość przedziałów czasowych,

r - ilość szacowanych parametrów rozkładu teoretycznego.

Stawiamy hipotezę zerową:

$$H_0 : F_0(x) = F(x)$$

przy hipotezie alternatywnej:

$$H_1 : F_0(x) \neq F(x)$$

Jeżeli $\chi^2 < \chi^2_2$ lub $\chi^2 > \chi^2_S$, wówczas odrzucamy hipotezę zerową $H_0$ o zgodności rozkładu rzeczywistego z rozkładem Poissona na rzecz hipotezy alternatywnej $H_1$ o niezgodności tych rozkładów.

Jeżeli $\chi^2_R \leq \chi^2 \leq \chi^2_S$, nie ma podstaw do odrzucenia hipotezy $H_0$ o zgodności rozkładów.

Wyznaczenie średniej stopy obsługi $\mu$

W celu wyznaczenia średniej stopy obsługi $\mu$ jednego kanału (ile razy w jednostce czasu może być napełniony skład wozów próżnych) należy wyznaczyć średni ważony okres czasu $\bar{t}$, jaki upływa np. od czasu wyjazdu składów próżnych wozów z podszybia do czasu przybycia na punkt załadowczy, plus czas, jaki upływa od momentu zabrania naładowanego składu z punktu załadowczego do momentu, w którym skład wozów po rozładowaniu jest próżny i gotowy do odjazdu z podszybia. Zakładamy w tym miejscu, że czas $t$ nie zależy od ilości dysponowanych, funkcjonujących składów wozów.

Średni czas, jaki upływa pomiędzy kolejnymi obsługami, wyliczyć można z zależności:

$$\bar{t} = \frac{\sum_{i=1}^{m} n_i t_i}{\sum_{i=1}^{m} n_i} , \tag{4.24}$$

gdzie:

$t_i$ - wyznaczony czas trwania cyklu jazdy do i-tej stacji załadowczej,

$n_i$ - liczba cykli nieodzowna do obsłużenia i-tego punktu załadowczego,

m - liczba oddziałowych punktów załadowczych.

Średnia stopa obsługi przez jeden skład wozów próżnych wynosi:

$$\mu = \frac{1}{t} \qquad (4.25)$$

Rozwiązanie modelu

W oddziałowych punktach załadowczych kopalni co jakiś czas brakuje składów próżnych wozów, co powoduje odmowę obsługi, a tym samym straty wydobycia. Zdarza się również, że funkcjonujące składy wozów czekają na zgłoszenie się elementów obsługiwanych, obniżając swoją zdolność obsługi.

Punktem wyjścia do analizy systemu jest znalezienie prawdopodobieństwa odmowy zgłoszenia na obsługę:

$$P_{odm} = P_n = \frac{\left(\frac{\lambda}{\mu}\right)^n}{n!} P_o ,$$

gdzie:

- $n$ - liczba funkcjonujących kanałów obsługi,
- $\lambda$ - średnia stopa zgłoszeń zapotrzebowania na obsługę przez oddziałowe punkty załadowcze,
- $\mu$ - średnia stopa obsługi przez jeden funkcjonujący skład wozów próżnych

oraz średniej liczby funkcjonujących składów wozów próżnych czekających na zgłoszenia elementów obsługiwanych:

$$\bar{W} = n - \frac{A}{\mu} ,$$

gdzie A - absolutna przepustowość systemu.

Funkcja kryterium

Zagadnieniom odmowy i oczekiwania towarzyszy aspekt ekonomiczny. Brak wozów oznacza stratę wydobycia, a więc poniesienie strat ekonomicznych. Z drugiej jednak strony przy zbyt dużej liczbie składów wozów próżnych będą one czekały pod oddziałowymi punktami załadowczymi na załadunek, co również przynosi kopalni określone straty.

Zjawisko to można opisać za pomocą funkcji kryterium, którą należy minimalizować.

Ogólnie, jeżeli $n$ oznacza liczbę funkcjonujących składów wozów, to funkcja kryterium przyjmie postać:

$$S = \left\{S_m + S_n\right\} = \min \text{ zł/zmianę}, \qquad (4.26)$$

gdzie:

$S_m$ - strata wartości produkcji na skutek odmowy obsługi przez funkcjonujące składy wozów,

$S_n$ - strata spowodowana wyczekiwaniem funkcjonujących wozów na zgłoszenie elementów obsługiwanych.

$$S_m = Q \cdot C_z \cdot P_{odm} \quad zł/zmianę, \tag{4.27}$$

gdzie:

Q - wydobycie w jednostce czasu z danego poziomu kopalni. W obliczeniach za jednostkę czasu przyjęto zmianę wydobywczą. Można również przyjąć godzinę lub dobę,

$C_z$ - cena zbytu jednej tony węgla,

$P_{odm}$ - prawdopodobieństwo zdarzenia, że zgłoszenie zapotrzebowania na funkcjonujący skład wozów nie będzie obsłużone

$$S_n = \bar{W}(K_1 + K_2) \quad zł/zmianę, \tag{4.28}$$

gdzie:

$\bar{W}$ - średnia liczba funkcjonujących składów wozów czekających na zgłoszenia zapotrzebowania na obsługę,

$K_1$ - zmianowy koszt eksploatacji elektrowozu,

$K_2$ - zmianowy koszt eksploatacji jednego składu wozów.

W zmianowym koszcie eksploatacji elektrowozu $K_1$ zawarte są następujące rodzaje kosztów:

a) zmianowa stawka amortyzacyjna,
b) zmianowy koszt energii,
c) płaca dniówkowa kierowcy elektrowozu,
d) zmianowy koszt remontów, napraw i konserwacji.

W zmianowym koszcie eksploatacji jednego składu $K_2$ uwzględniono:

a) zmianową stawkę amortyzacyjną,
b) zmianowy koszt konserwacji, remontów i napraw,
c) zmianowy koszt czyszczenia składów wozów.

Mając wyliczone $S_m$ i $S_n$ dla kolejnych wartości n, wyliczamy sumę strat dla poszczególnych n, przy czym zakładamy, że wyliczenia te należy rozpocząć od:

$$n \geqslant \frac{\lambda}{\mu}$$

Oczywiste jest, że przy $n < \frac{\lambda}{\mu}$ nawet przy całkowitym wykorzystaniu funkcjonujących składów wozów będą znaczne straty wydobycia, co w zasadniczy sposób rzutuje na ogólną sumę strat S.

Otrzymana minimalna suma strat $S_{min}$ określa niezbędną liczbę funkcjonujących wozów $n_n$ na poziomie wydobywczym kopalni.

Określenie jednostkowego kosztu transportu poziomego dla niezbędnej liczby funkcjonujących składów wozów przy minimalnej sumie strat

Dla określonych w temacie warunków wzór na wyliczenie kosztu jednostkowego przyjmuje postać:

$$K_t = \frac{n(K_1 + K_2) + m \cdot K_2}{Q \cdot q} \quad \text{zł/tonę}, \tag{4.29}$$

gdzie:

- n - liczba funkcjonujących składów wozów na poziomie wydobywczym kopalni,
- $K_1$ - zmianowy koszt eksploatacji elektrowozu,
- $K_2$ - zmianowy koszt eksploatacji jednego składu wozów,
- m - liczba składów wozów znajdujących się w oddziałowych punktach załadowczych.

## 4.5. MATEMATYCZNY MODEL OPTYMALNEGO DYSPONOWANIA POCIĄGAMI NA POZIOMIE KOPALNI

Jako kryterium optymalizacji przyjęto minimalizację strat wydobycia, wynikłych wskutek spóźnionego podstawiania wozów próżnych pod oddziałowe punkty załadowcze.

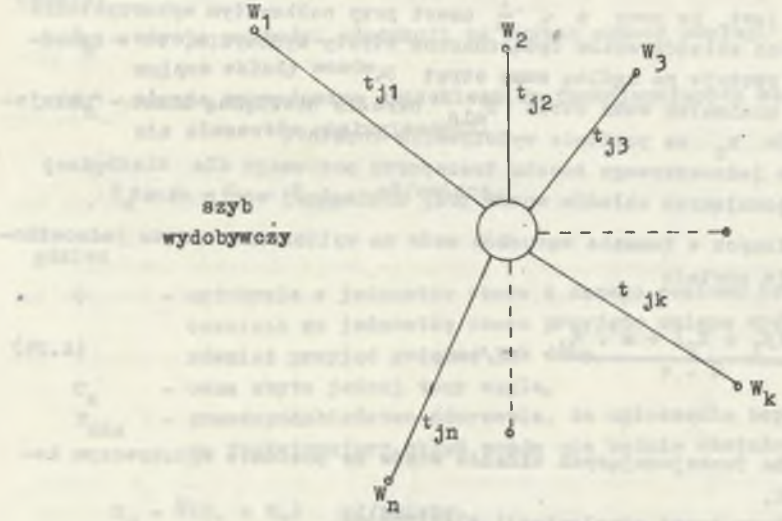
Ogólny schemat sieci transportowej podano na rysunku 4.6.

Jako wskaźnik jakości dysponowania pociągami przyjęto sumę strat wydobycia wszystkich oddziałów na poziomie wydobywczym, obsługiwanych przez przewóz w pewnym ustalonym okresie czasu:

$$F\left[i(t)\right] = \sum_{k=i}^{n} S_k \,, \tag{4.30}$$

gdzie:

- $S_k$ - straty wydobycia przodków obsługiwanych przez oddziałowe punkty załadowcze,
- n - liczba oddziałowych punktów załadowczych na danym poziomie wydobywczym.




Rys. 4.6. Ogólny model analizowanej sieci transportowej
Fig. 4.6. Analysis of transportation net - general model

Zagadnienie optymalnego dysponowania pociągami można przedstawić matematycznie w postaci wzoru:

$$F\left[i(t)\right] = \min F\left[i(t)\right] , \tag{4.31}$$

gdzie:

$\left[i(t)\right]$ - zbiór wyróżników oddziałowych punktów załadowczych, do których mogą być wysłane pociągi w przedziale czasu $\left[t_o, t_i\right]$,

$\left[\bar{i}(t)\right]$ - zbiór wyróżników oddziałowych punktów załadowczych, wybranych ze zbioru i(t) w taki sposób, aby zminimalizować sumę strat wydobycia w przedziale czasu $\left[t_o, t_i\right]$.

Rozwiązanie problemu optymalnego dysponowania pociągami polega na znalezieniu ciągu $\left\{i_m\right\}$, minimalizującego sumę strat S:

$$F\left[\bar{i}_m\right] = \min F\left[i_m\right] \tag{4.32}$$

Wtedy

$$S = \sum_{m=1}^{M} P_{km} , \tag{4.33}$$

gdzie:

$$P_{mk} = \max\left[0,\ W(t_{mk}) - (i_k + 1)Q\right] \tag{4.34}$$

$W(t_{mk})$ - wielkość wydobycia przetransportowanego z przodków do k-tego oddziałowego punktu załadowczego od pewnej chwili początkowej do chwili $t_{mk}$,

$t_{mk}$ - chwila przejazdu m-tego pociągu do oddziałowego punktu załadowczego,

$i_k$ - liczba pociągów odwiezionych z oddziałowego punktu załadowczego od umownej chwili początkowej do chwili $t_{mk}$,

$Q$ - ładowność pociągu (stała).

Wielkość $W(t_{mk})$ można obliczyć ze wzoru:

$$W(t_{mk}) = W(t_a) + \Omega(t_{mk} - t_a)\ , \tag{4.35}$$

gdzie:

$W(t_a)$ - znana wielkość wydobycia liczonego od chwili początkowej do chwili $t_a$,

$\Omega(t)$ - prognozowany przyrost wydobycia w przedziale czasu $\left[t_a,\ t_{mk}\right]$.

Należy tu wymienić następujące modele dopływu urobku przyjmowane w badaniach transportu głównego:

a) model deterministyczny średniego przebiegu dopływu urobku w ciągu zmiany, stosowany przez Brandta i Vidala [5]. Również Wolski przyjmuje model wynikający z trapezowatego wykresu zmienności natężenia dopływu [26];
b) model deterministyczny skrajnych przebiegów dopływu urobku w ciągu zmiany [5];
c) model probabilistyczny współczynników nierównomierności dopływu urobku o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa [8].

Najbardziej "adekwatnie" proces spływu urobku oddaje model probabilistyczny, gdyż obserwacje prowadzone w kopalniach od początku zmiany do określonego momentu czasu jest realizacją pewnej zmiennej losowej o wartości przeciętnej zbliżonej do wydobycia planowanego. Wynika stąd wniosek, że narastanie wydobycia w ciągu zmiany ma charakter procesu stochastycznego.

Firganek, rozpatrując proces spływu urobku [8] jako stochastyczny, podaje wzór wyrażający funkcję wartości oczekiwanej wydajności m/t w czasie jednej zmiany wydobywczej, który zapisuje:

$$m(t) = \begin{cases} 0 & \text{dla} \quad 0 \leq t \leq t_o \\ \frac{m_s}{\tau_o}(t - t_o) & \text{dla} \quad \bar{t} < t \leq \bar{t}_o + \tau_o \\ m_s & \text{dla} \quad \bar{t}_o + \tau_o < t \leq \bar{t}_z - \tau_z \\ \frac{m_s}{\tau_z}(t_z - t) & \text{dla} \quad \bar{t}_z - \tau_z < t \leq \bar{t}_z \\ 0 & \text{dla} \quad \bar{t}_z < t < \tau_z \end{cases} \tag{4.36}$$

gdzie:

$m_s$ - wartość ustalona funkcji $m(t)$,

$t_o$ - średni czas rozpoczęcia załadunku wozów,

$\bar{t}_z$ - średni czas zakończenia załadunku wozów,

$\tau_o$ - okres narastania wydajności średniej.

Funkcja $m(t)$ jest związana z funkcją narastania wydobycia $w(t)$ zależnością:

$$w(t) = \int_0^t m(z)dz \tag{4.37}$$

Po scałkowaniu otrzymuje się dla jednej zmiany wydobywczej:

$$w(t) = \begin{cases} 0 & \text{dla} \quad 0 \leq t \leq \bar{t}_o \\ \frac{m_s}{2\tau_o}(t - \bar{t}_o)^2 & \text{dla} \quad \bar{t}_o < t \leq \bar{t}_o + \tau_o \\ m_s(t - \bar{t}_o - \frac{1}{2}\tau_o) & \text{dla} \quad \bar{t}_o + \tau_o < t \leq \bar{t}_z - \tau_z \\ \bar{W}_z - \frac{m_s}{2\tau}(\bar{t}_z - t)^2 & \text{dla} \quad \bar{t}_z - \tau_z < t \leq \bar{t}_z \\ \bar{W}_z & \text{dla} \quad \bar{t}_z < t \leq \tau_z \end{cases} \tag{4.38}$$

gdzie:

$\bar{W}_z$ - średnie wydobycie zmianowe.

Pomiędzy $\bar{W}_z$ a $m_s$ zachodzi następująca zależność:

$$m_s = \frac{\bar{W}_z}{\bar{T}_w}, \tag{4.39}$$

gdzie:

$\bar{T}_w$ - średni czas pracy w przodku

$$\bar{T}_w = \bar{t}_z - \bar{t}_o - \frac{1}{2}(\tau_o + \tau_z), \tag{4.40}$$

$T_u$ - czas spływu urobku z przodków

$$T_u = \bar{T}_w + \frac{1}{2}(\tau_o + \tau_z). \tag{4.41}$$

Poza tym Firganek określa wariancję procesu narastania wydobycia i funkcję korelacyjną ujmującą zależność między wielkością wydobycia $W(t)$ w chwili $t$ a przyrostem wydobycia

$\Omega(t,\tau)$ w czasie $\tau = (t + \tau) - t$

Analizę procesu spływu urobku z przodków przeprowadza również M. Kozdrój [14] na podstawie przebiegu krzywych ładowania, traktując ten przebieg jako proces Markowa.

Opracowany model matematyczny optymalnego dysponowania pociągami postanowiono sprawdzić na konkretnym przykładzie liczbowym i dla tego przykładu opracować rozkład jazdy przy normalnej pracy przewozu oraz opracować strategię postępowania dla przykładu awarii.

Założenia wstępne i dane wejściowe do analizy

W omawianym przykładzie przyjęto:

a) jeden poziom wydobywczy obsługiwany przez jeden szyb,
b) pociągi o stałych składach,
c) pięć stacji załadowczych,
d) w chwili rozpoczęcia zmiany wydobywczej na każdej stacji załadowczej znajduje się pociąg wozów próżnych.

W celu uproszczenia obliczeń przyjęto deterministyczny model średniego dopływu urobku do stacji załadowczych wg Brandta.

Wykreślono charakterystyki spływu urobku dla pięciu stacji załadowczych, przyjmując czas pracy wszystkich punktów załadowczych od $6^{45}$ do godz. $13^{15}$. Czas narastania wydajności średniej

$\bar{\tau}_o$ = 45 min i czas zanikania średniej wydajności,

$\bar{\tau}_z$ = 45 min.

W przykładzie operuje się numerami lokomotyw, które dowożą do oddziałowych punktów załadowczych składy wozów próżnych i odwożą do podszybia składy pełne. Pozostałe dane podane są w tabeli 1.

Tabela 1

| Lp. | Wyszczególnienie | Oznaczenia literowe | Jednostka miary | Wartość liczbowa |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Wydobycie | | | |
| 1.1 | Średnie wydobycie zmianowe poziomu | | t | 3300 |
| 1.2 | Liczba punktów załadowczych | m | | 5 |
| 1.3 | Czas trwania zmiany | $T_z$ | godz. | 7,5 |
| 1.4 | Czas pracy punktu załadowczego | $T_w$ | godz. | 6,5 |
| 1.5 | Średnie wydobycie zmianowe odwożone z punktu załadowczego | | | |
| | nr 1 | $W_{z1}$ | t | 900 |
| | nr 2 | $W_{z2}$ | t | 750 |
| | nr 3 | $W_{z3}$ | t | 600 |
| | nr 4 | $W_{z4}$ | t | 600 |
| | nr 5 | $W_{z5}$ | t | 450 |
| 2 | Przewóz urobku | | | |
| 2.1 | Liczba wozów w składzie | | szt. | 30 |
| 2.2 | Ładowność wozu | q | t | 2,5 |
| 2.3 | Ładowność składu netto | Q | t | 75 |
| 2.4 | Srednie czasy jazdy i manewrowanie pociągów próżnych na trasie: | | | |
| | podszybie - punkt załad. nr 1 | $t_{j1}$ | min | 40 |
| | podszybie - punkt załad. nr 1 | $t_{j2}$ | min | 35 |
| | podszybie - punkt załad. nr 3 | $t_{j3}$ | min | 50 |
| | podszybie - punkt załad. nr 4 | $t_{j4}$ | min | 25 |
| | podszybie - punkt załad. nr 5 | $t_{j5}$ | min | 20 |
| 2.5 | Średnie czasy jazdy i manewrowania pociągów pełnych na trasie: | | | |
| | punkt załad. nr 1 - podszybie | $t_{jp1}$ | min | 45 |
| | punkt załad. nr 2 - podszybie | $t_{jp2}$ | min | 40 |
| | punkt załad. nr 3 - podszybie | $t_{jp3}$ | min | 55 |
| | punkt załad. nr 4 - podszybie | $t_{jp4}$ | min | 28 |
| | punkt załad. nr 5 - podszybie | $t_{jp5}$ | min | 24 |
| 3 | Podszybie i szyb | | | |
| 3.1 | Średni czas opróżniania pociągu pełnego na podszybiu | | min | 10 |
| 3.2 | Przepustowość szybu | | t/godz. | 800 |

Tabela 2

Rozkład jazdy pociągów

| Numer jazdy | Numer elektrowozu | Numer punktu załadowczego | Godziny | | | | | Oczekiwanie elektrowozu na punkcie załadowczym minut | Straty spowodowane późniejszym do punktu załadowczego |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | odjazdu od szybu | przyjazdu do punktu załad. | odjazdu z punktu załad. | przyjazdu do szybu | gotowości do wyjazdu spod szybu | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 1 | 1 | 1 | $7^{00}$ | $7^{40}$ | $7^{42}$ | $8^{27}$ | $8^{37}$ | 2 | 0 |
| 2 | 2 | 3 | $7^{05}$ | $7^{55}$ | $7^{55}$ | $8^{50}$ | $9^{00}$ | 0 | 0 |
| 3 | 3 | 2 | $7^{10}$ | $7^{45}$ | $7^{48}$ | $8^{28}$ | $8^{38}$ | 3 | 0 |
| 4 | 4 | 4 | $7^{25}$ | $7^{50}$ | $7^{55}$ | $8^{23}$ | $8^{33}$ | 5 | 0 |
| 5 | 5 | 1 | $7^{30}$ | $8^{10}$ | $8^{11}$ | $8^{56}$ | $9^{06}$ | 1 | 0 |
| 6 | 6 | 3 | $7^{40}$ | $8^{30}$ | $8^{38}$ | $9^{33}$ | $9^{43}$ | 8 | 0 |
| 7 | 7 | 2 | $7^{45}$ | $8^{20}$ | $8^{22}$ | $9^{02}$ | $9^{12}$ | 2 | 0 |
| 8 | 8 | 5 | $7^{50}$ | $8^{10}$ | $8^{10}$ | $8^{34}$ | $8^{44}$ | 0 | 0 |
| 9 | 9 | 1 | $7^{55}$ | $8^{35}$ | $8^{39}$ | $9^{24}$ | $9^{34}$ | 4 | 0 |
| 10 | 10 | 4 | $8^{10}$ | $8^{35}$ | $8^{38}$ | $9^{06}$ | $9^{16}$ | 3 | 0 |
| 11 | 11 | 2 | $8^{15}$ | $8^{50}$ | $8^{54}$ | $9^{34}$ | $9^{44}$ | 4 | 0 |
| 12 | 12 | 1 | $8^{20}$ | $9^{00}$ | $9^{06}$ | $9^{51}$ | $10^{01}$ | 6 | 0 |
| 13 | 4 | 3 | $8^{33}$ | $9^{23}$ | $(9^{19})9^{23}$ | $10^{18}$ | $10^{28}$ | 4 | 7 |
| 14 | 1 | 5 | $8^{37}$ | $8^{57}$ | $9^{05}$ | $9^{29}$ | $9^{39}$ | 8 | 0 |
| 15 | 3 | 2 | $8^{38}$ | $9^{13}$ | $9^{28}$ | $10^{08}$ | $10^{18}$ | 15 | 0 |
| 16 | 8 | 1 | $8^{44}$ | $9^{24}$ | $9^{34}$ | $10^{19}$ | $10^{29}$ | 10 | 0 |

cd. tabeli 2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 17 | 2 | 4 | $9^{00}$ | $9^{25}$ | $(9^{19})9^{25}$ | $9^{53}$ | $10^{03}$ | -6 | 9 |
| 18 | 5 | 3 | $9^{06}$ | $9^{56}$ | $(9^{59})10^{03}$ | $10^{58}$ | $11^{08}$ | 7 | 0 |
| 19 | 7 | 1 | $9^{12}$ | $9^{52}$ | $10^{00}$ | $10^{45}$ | $10^{55}$ | 8 | 0 |
| 20 | 10 | 2 | $9^{16}$ | $9^{51}$ | $10^{00}$ | $10^{40}$ | $10^{50}$ | 9 | 0 |
| 21 | 9 | 4 | $9^{34}$ | $9^{59}$ | $(9^{59})10^{05}$ | $10^{33}$ | $10^{43}$ | 6 | 0 |
| 22 | 1 | 5 | $9^{39}$ | $9^{59}$ | $9^{59}$ | $10^{23}$ | $10^{33}$ | 0 | 0 |
| 23 | 6 | 1 | $9^{43}$ | $10^{23}$ | $10^{28}$ | $11^{13}$ | $11^{23}$ | 5 | 0 |
| 24 | 11 | 3 | $9^{44}$ | $10^{34}$ | $(10^{40})10^{44}$ | $11^{39}$ | $11^{49}$ | 10 | 0 |
| 25 | 12 | 2 | $10^{01}$ | $10^{36}$ | $10^{36}$ | $11^{16}$ | $11^{26}$ | 0 | 0 |
| 26 | 2 | 1 | $10^{03}$ | $10^{43}$ | $10^{55}$ | $11^{40}$ | $11^{50}$ | 12 | 0 |
| 27 | 3 | 4 | $10^{18}$ | $10^{43}$ | $(10^{40})10^{46}$ | $11^{14}$ | $11^{24}$ | 3 | 0 |
| 28 | 4 | 5 | $10^{28}$ | $10^{48}$ | $10^{56}$ | $11^{20}$ | $11^{30}$ | 8 | 0 |
| 29 | 8 | 2 | $10^{29}$ | $11^{04}$ | $11^{08}$ | $11^{48}$ | $11^{58}$ | 4 | 0 |
| 30 | 1 | 3 | $10^{33}$ | $11^{23}$ | $(11^{23})11^{27}$ | $12^{22}$ | $12^{32}$ | 4 | 0 |
| 31 | 9 | 1 | $10^{43}$ | $11^{23}$ | $11^{24}$ | $12^{09}$ | $12^{19}$ | 1 | 0 |
| 32 | 10 | 4 | $10^{50}$ | $11^{15}$ | $(11^{23})11^{29}$ | $11^{57}$ | $12^{07}$ | 14 | 0 |
| 33 | 7 | 2 | $10^{55}$ | $11^{30}$ | $11^{39}$ | $12^{19}$ | $12^{29}$ | 9 | 0 |
| 34 | 5 | 1 | $11^{08}$ | $11^{48}$ | $11^{51}$ | $12^{36}$ | $12^{46}$ | 4 | 0 |
| 35 | 6 | 3 | $11^{23}$ | $12^{13}$ | $(12^{03})12^{13}$ | $13^{08}$ | $13^{18}$ | -6 | 9 |
| 36 | 3 | 5 | $11^{24}$ | $11^{44}$ | $11^{50}$ | $12^{14}$ | $12^{24}$ | 6 | 0 |

cd. tablicy 2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 37 | 12 | 2 | $11^{26}$ | $12^{01}$ | $12^{13}$ | $12^{53}$ | $13^{03}$ | 12 | 0 |
| 38 | 4 | 1 | $11^{30}$ | $12^{10}$ | $12^{18}$ | $13^{03}$ | $13^{13}$ | 8 | 0 |
| 39 | 11 | 4 | $11^{49}$ | $12^{14}$ | $(12^{03})12^{14}$ | $12^{42}$ | $12^{52}$ | -5 | 8 |
| 40 | 2 | 3 | $11^{50}$ | $12^{40}$ | $13^{15}$ | $14^{10}$ | $14^{20}$ | 35 | 0 |
| 41 | 8 | 1 | $11^{58}$ | $12^{38}$ | $13^{15}$ | $14^{00}$ | $14^{10}$ | 37 | 0 |
| 42 | 10 | 2 | $12^{07}$ | $12^{42}$ | $13^{15}$ | $13^{55}$ | $14^{05}$ | 32 | 0 |
| 43 | 9 | 4 | $12^{19}$ | $12^{44}$ | $13^{15}$ | $13^{43}$ | $13^{53}$ | 31 | 0 |
| 44 | 3 | 5 | $12^{24}$ | $12^{44}$ | $13^{15}$ | $13^{39}$ | $13^{49}$ | 31 | 0 |

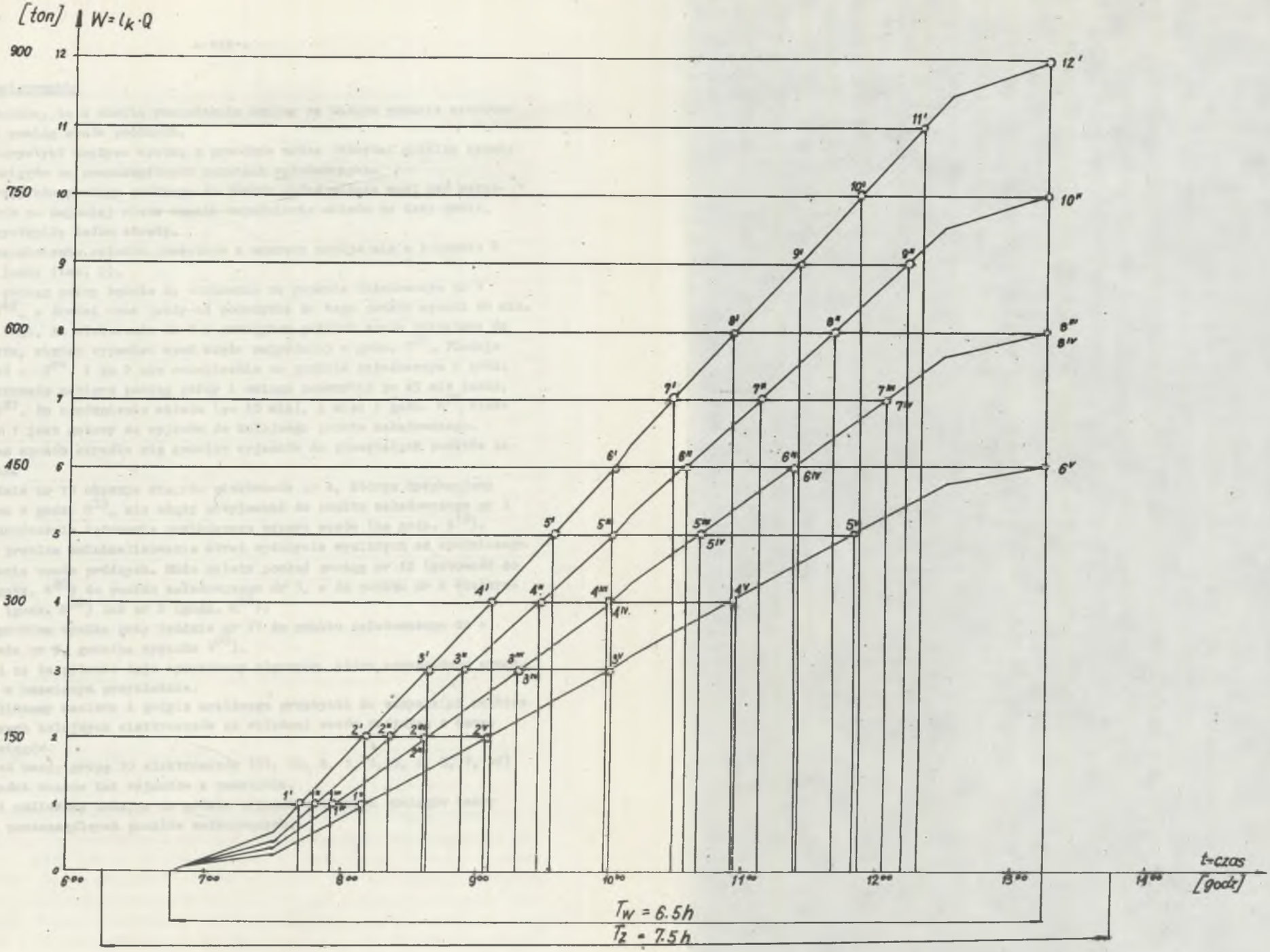
Uwaga: W nawiasach (w kolumnie 6) podane są godziny napełnienie kolejnych składów pociągów, gdyby straty na tych punktach nie wystąpiły.

Tabela 3

Rozkład jazdy dla przypadku awarii

| Numer jazdy | Numer elektro-wozu | Numer punktu załadow-czego | Godziny | | | | | Oczekiwanie elektrowozu na punkcie załadowczym minut | Straty spo-wodowane późn. przyj. do punktu zeł. t |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | odjazdu od szybu | przyjazdu do punktu zeład. | odjazdu z punktu zeład. | przyjazdu do szybu | gotowości do wy-jazdu od szybu | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 28 | 8 | 2 | $10^{29}$ | $11^{04}$ | $11^{08}$ | $11^{48}$ | $11^{58}$ | 4 | 0 |
| 29 | 1 | 3 | $10^{33}$ | $11^{23}$ | $11^{27}$ | $12^{22}$ | $12^{32}$ | 4 | 0 |
| 30 | 9 | 5 | $10^{43}$ | $11^{03}$ | $(10^{56})11^{03}$ | $11^{27}$ | $11^{37}$ | -7 | 11 |
| 31 | 10 | 1 | $10^{50}$ | $11^{30}$ | $(11^{24})11^{30}$ | $12^{15}$ | $12^{25}$ | -6 | 17 |
| 32 | 7 | 4 | $10^{55}$ | $11^{20}$ | $11^{29}$ | $11^{57}$ | $12^{07}$ | 9 | 0 |
| 33 | 5 | 2 | $11^{08}$ | $11^{43}$ | $(11^{39})11^{43}$ | $12^{23}$ | $12^{33}$ | -4 | 7 |
| 34 | 4 | 1 | $11^{14}$ | $11^{54}$ | $11^{57}$ | $12^{42}$ | $12^{52}$ | 3 | 0 |
| 35 | 6 | 3 | $11^{23}$ | $12^{13}$ | $(12^{07})12^{13}$ | $13^{03}$ | $13^{13}$ | -6 | 9 |
| 36 | 3 | 5 | $11^{24}$ | $11^{44}$ | $11^{50}$ | $12^{14}$ | $12^{24}$ | 6 | 0 |
| 37 | 12 | 2 | $11^{26}$ | $12^{01}$ | $12^{17}$ | $12^{57}$ | $13^{07}$ | 16 | 0 |
| 38 | 4 | 1 | $11^{30}$ | $12^{10}$ | $12^{24}$ | $13^{09}$ | $13^{19}$ | 14 | 0 |
| 39 | 9 | 4 | $11^{37}$ | $12^{02}$ | $12^{09}$ | $12^{37}$ | $12^{47}$ | 7 | 0 |
| 40 | 11 | 3 | $11^{49}$ | $12^{39}$ | $13^{15}$ | $14^{10}$ | $14^{20}$ | 36 | 0 |
| 41 | 2 | 2 | $11^{50}$ | $12^{25}$ | $13^{15}$ | $13^{55}$ | $14^{05}$ | 50 | 0 |
| 42 | 8 | 1 | $11^{58}$ | $12^{38}$ | $13^{15}$ | $14^{00}$ | $14^{10}$ | 37 | 0 |
| 43 | 7 | 4 | $12^{07}$ | $12^{32}$ | $13^{15}$ | $13^{43}$ | $13^{53}$ | 43 | 0 |
| 44 | 10 | 5 | $12^{25}$ | $12^{45}$ | $13^{15}$ | $13^{39}$ | $13^{49}$ | 30 | 0 |

Uwaga: W kolumnie 6 (w nawiasach) podano godziny napełnienia kolejnych składów dla pracy przewozu bez awarii




Rys. 4.7. Charakterystyki dopływu urobku z przodków

Fig. 4.7. Characteristics of winning supply from the faces

Tok postępowania

1. Założono, że z chwilą rozpoczęcia zmiany na każdym punkcie załadowczym jest pociąg wozów próżnych.
Z charakterystyki dopływu urobku z przodków można odczytać godziny napełnienia pociągów na poszczególnych punktach załadowczych.
Chwila przyjazdu pociągu próżnego do punktu załadowczego musi być wcześniejsza lub co najmniej równa chwili napełnienia składu na dany punkt, aby nie wystąpiły żadne straty.
Godziny napełnienia składów odczytane z wykresu notuje się w kolumnie 6 rozkładu jazdy (tab. 2).
Pierwszy pociąg pełny będzie do odebrania na punkcie załadowczym nr 1 o godz. $7^{42}$, a średni czas jazdy od podszybia do tego punktu wynosi 40 min. Wynika z tego, że elektrowóz nr 1 z pociągiem pustych wozów zdążający do tego punktu, winien wyjechać spod szybu najpóźniej o godz. $7^{02}$. Planuje się wyjazd o $7^{00}$ i po 2 min oczekiwania na punkcie załadowczym o godz. $7^{42}$ elektrowóz zabiera pociąg pełny i osiąga podszybie po 45 min jazdy, czyli o $8^{27}$. Po opróżnieniu składu (po 10 min), a więc o godz. $8^{37}$ elektrowóz nr 1 jest gotowy do wyjazdu do kolejnego punktu załadowczego.
W taki sam sposób określa się godziny wyjazdów do pozostałych punktów załadowczych.
Przy jeździe nr 13 okazuje się, że elektrowóz nr 4, którym dysponujemy pod szybem o godz. $8^{33}$, nie zdąży przyjechać do punktu załadowczego nr 3 na czas ukończenia ładowania posiadanego zapasu wozów (na godz. $9^{19}$).
Powstaje problem zminimalizowania strat wydobycia wynikłych ze spóźnionego podstawienia wozów próżnych. Może należy posłać pociąg nr 12 (gotowość do wyjazdu godz. $8^{20}$) do punktu załadowczego nr 3, a do punktu nr 4 elektrowóz nr 3 (godz. $8^{38}$) lub nr 8 (godz. $8^{44}$).
Podobny problem wynika przy jeździe nr 17 do punktu załadowczego nr 4 (elektrowóz nr 2, godzina wyjazdu $9^{00}$).
Odpowiedź na te pytanie daje opracowany algorytm, który szczegółowo przedstawiono w omawianym przykładzie.

2. Obliczamy macierz A godzin możliwego przybycia do wszystkich punktów załadowczych kolejnych elektrowozów ze składami wozów próżnych z danej grupy pociągów.
Wzięto pod uwagę grupę 10 elektrowozów (11, 12, 4, 1, 3, 8, 2, 5, 7, 10) w kolejności czasów ich wyjazdów z podszybia.
Macierz A obliczamy dodając do godzin wyjazdu kolejnych pociągów czasy jazdy do poszczególnych punktów załadowczych.

| Nr elektrowozu | Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 11 | $(8^{15})$ | $8^{55}$ | $8^{50}$ | $9^{05}$ | $8^{40}$ | $8^{35}$ |
| 12 | $(8^{20})$ | $9^{00}$ | $8^{55}$ | $9^{10}$ | $8^{45}$ | $8^{40}$ |
| 4 | $(8^{33})$ | $9^{13}$ | $9^{08}$ | $9^{23}$ | $8^{58}$ | $8^{53}$ |
| 1 | $(8^{37})$ | $9^{17}$ | $9^{12}$ | $9^{27}$ | $9^{02}$ | $8^{57}$ |
| 3 | $(8^{38})$ | $9^{18}$ | $9^{13}$ | $9^{28}$ | $9^{03}$ | $8^{58}$ |
| 8 | $(8^{44})$ | $9^{24}$ | $9^{19}$ | $9^{34}$ | $9^{09}$ | $9^{04}$ |
| 2 | $(9^{00})$ | $9^{40}$ | $9^{35}$ | $9^{50}$ | $9^{25}$ | $9^{20}$ |
| 5 | $(9^{06})$ | $9^{46}$ | $9^{41}$ | $9^{56}$ | $9^{31}$ | $9^{26}$ |
| 7 | $(9^{12})$ | $9^{52}$ | $9^{47}$ | $10^{02}$ | $9^{37}$ | $9^{32}$ |
| 10 | $(9^{16})$ | $9^{56}$ | $9^{51}$ | $10^{06}$ | $9^{41}$ | $9^{36}$ |

Uwaga: W nawiasach podano godziny wyjazdu pociągów spod szybu.

3. Określamy macierz $B_1$ wielkości wydobycia przetransportowanego do
nktów załadowczych do chwili możliwego przybycia pociągu wozów próżnych
te punkty. Jako chwilę początkową przyjęto w przykładzie początek zmia-
wydobywczej. Wielkość wydobycia określono z wykresu:

$B_1$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 11 | 275 | 215 | 200 | 152 | 105 |
| 12 | 289 | 227 | 209 | 161 | 112 |
| 4 | 314 | 257 | 232 | 184 | 131 |
| 1 | 326 | 267 | 240 | 192 | 137 |
| 3 | 329 | 259 | 242 | 194 | 138 |
| 8 | 347 | 284 | 253 | 205 | 146 |
| 2 | 391 | 321 | 281 | 234 | 168 |
| 5 | 408 | 335 | 292 | 244 | 176 |
| 7 | 425 | 349 | 303 | 255 | 184 |
| 10 | 436 | 359 | 310 | 262 | 189 |

4. Obliczamy macierz "zapasu" $C_1$ z relacji:

$$P_{mk} = W(t_{mk}) - (l_k + 1)Q,$$

gdzie $l_k$ - ilość składów o ładowności $Q$, odwiezionych z k-tego punktu załadowczego do chwili $t_{mk}$.

Chwile $t_{mk}$ określane są w macierzy $A_1$, a wielkości $W(t_{mk})$ w macierzy $B_1$. W nawiasach podano wielkość strat, jakie wystąpiłyby na tym punkcie załadowczym, gdyby przybył do niego dopiero kolejny pociąg. Pozwala to na bezpośrednie porównanie strat z innymi punktami. Przy występujących stratach należy przeprowadzać korekcję wydobycia podczas obliczania dalszego ciągu macierzy C, tzn. od wydobycia przewidywanego odjąć wartość strat na poszczególnych punktach załadowczych. Pociągi posyła się do punktów mających najmniejszy "zapas".

$C_1$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 11 | -25 | [-10] | -25 | -73 | -45 |
| 12 | [-11] | -73 | -16 | -64 | -38 |
| 4 | -61<br>+14 | -43 | [+7] | -41 | -19 |
| 1 | -49 | -33 | -67 | -33 | [-13] |
| 3 | -46 | [-31] | -65 | -31 | -88 |
| 8 | [-28] | -81<br>- 6 | -54 | -20 | -79 |
| 2 | -59<br>+16 | -54<br>+21 | -26 | [+9] | -57 |
| 5 | -32 | -40 | [-15] | -65 | -49 |
| 7 | [-25] | -26 | -79 | -54 | -41 |
| 10 | -89 | [-16] | -72 | -47 | -36 |

5. Analizujemy macierz $C_1$. Z macierzy widać, że gdyby pociąg nr 12 posłano do punktu załadowczego nr 2 (zamiast do punktu nr 1), nie byłoby wprawdzie strat 7 ton na tym punkcie, ale gdyby do punktu nr 1 wysłano dopiero pociąg następny, tzn. nr 4, straty na nim wyniosłyby aż 14 ton. Optymalną więc decyzją będzie wysłanie pociągu nr 12 do punktu załadowczego nr 1, a pociągu 4 do punktu nr 3. Podobnie ma się sprawa z punktem załadowczym nr 4 i gdyby do niego posłać pociąg nr 3 (zamiast posłać go do punktu nr 2), nie byłoby na nim strat, ale za to straty na punkcie nr 2, wynikłe ze spóźnionego podstawienia pociągu nr 2, wyniosłyby aż 21 ton. Również, gdyby do punktu nr 4 posłać pociąg nr 8, a na punkt nr 1 pociąg nr 2, straty na punkcie nr 1 wyniosłyby 16 ton, czyli więcej niż przy wysłaniu pociągów w kolejności odwrotnej, tzn. pociągu nr 8 do punktu nr 1, a pociągu nr 2 do punktu nr 4. Wtedy straty wydobycia na punkcie nr 4 wyniosą 9 ton i taką dyspozycję należy podjąć.

6. Realizację dyspozycji można zapisać w postaci macierzy $D_1$ za pomocą zer i jedynek (gdzie 1 oznacza zrealizowany kurs), która miałaby następującą postać

$D_1$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 11 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 12 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 1 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 3 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 8 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 2 | 0 | 0 | 0 | 1 | 0 |
| 5 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 7 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |

7. Dalej rozkład jazdy budowano jak na początku, gdyż pociągi próżne zdążały na czas do punktów załadowczych. Dopiero przy jeździe nr 35 i 39 znowu trzeba było skorzystać z opracowanej metody.
Rozpatrzono grupę 7 elektrowozów (5, 6, 3, 12, 4, 11, 2) wyjeżdżających z podszybia od godz. $11^{08}$ do godz. $11^{50}$. Obliczono macierz $A_2$ w analogiczny sposób jak macierz $A_1$ (pkt 2).

$A_2$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 5 | $11^{08}$ | $11^{48}$ | $11^{43}$ | $11^{58}$ | $11^{33}$ | $11^{28}$ |
| 6 | $11^{23}$ | $12^{03}$ | $11^{58}$ | $12^{13}$ | $11^{48}$ | $11^{43}$ |
| 3 | $11^{24}$ | $12^{04}$ | $11^{59}$ | $12^{14}$ | $11^{49}$ | $11^{44}$ |
| 12 | $11^{26}$ | $12^{06}$ | $12^{01}$ | $12^{16}$ | $12^{51}$ | $11^{46}$ |
| 4 | $11^{30}$ | $12^{10}$ | $12^{05}$ | $12^{20}$ | $11^{55}$ | $11^{50}$ |
| 11 | $11^{49}$ | $12^{29}$ | $12^{24}$ | $12^{39}$ | $12^{14}$ | $12^{09}$ |
| 2 | $11^{50}$ | $12^{30}$ | $12^{25}$ | $12^{40}$ | $12^{15}$ | $12^{10}$ |

Następnie określono z wykresu wielkości macierzy $B_i$, uwzględniając straty wydobycia na punkcie załadowczym nr 3 i nr 4.

$B_2$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 5 | 742 | 607 | 508 | 460 | 344 |
| 6 | 782 | 641 | 534 | 486 | 364 |
| 3 | 785 | 643 | 536 | 488 | 365 |
| 12 | 791 | 648 | 540 | 492 | 368 |
| 4 | 802 | 658 | 547 | 499 | 373 |
| 11 | 852 | 702 | 569 | 533 | 399 |
| 2 | 855 | 704 | 670 | 535 | 400 |

Następnie (jak w pkt. 4) obliczono macierz $C_2$

$C_2$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 5 | [- 8] | - 68 | - 17 | - 65 | - 31 |
| 6 | - 43 (+ 32) | - 34 | [+ 9] | - 39 | - 11 |
| 3 | - 40 | - 32 | - 73 | - 37 | [- 10] |
| 12 | - 34 | [- 27] | - 69 | - 33 | - 84 (- 9) |
| 4 | [- 23] | - 92 (- 17) | - 62 | - 26 | - 77 (- 2) |
| 11 | - 48 (+ 27) | - 48 (+ 27) | - 40 | [+ 8] | - 51 (+ 24) |
| 2 | - 45 | - 46 | [- 39] | - 73 | - 50 |

Z macierzy $C_2$ wynika, że gdyby wysłano do punktu załadowczego nr 3 pociąg wozów próżnych nr 5 (zamiast wysłania go do punktu nr 1), straty na tym punkcie nie byłoby, ale za to na punkcie załadowczym nr 1 - w wyniku wysłania do niego spóźnionego pociągu nr 6 - wyniosłyby 32 tony. Należy więc wysłać pociąg nr 5 do punktu załadowczego nr 1, a pociąg nr 6 do punktu nr 3, gdyż straty wydobycia na tym punkcie wyniosą tylko 9 ton.

Analizując w ten sam sposób punkt załadowczy nr 4 należy przystać na wysłanie do niego pociągu nr 11 i wtedy straty, jakie mogłyby wyniknąć, gdyby pociągi wysłano w innej kolejności niż to przyjęto.
Macierz realizacji $D_2$ będzie więc wyglądać następująco:

$D_2 =$

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 5 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 6 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 3 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 12 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 11 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 2 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |

Dalsze jazdy pociągów do końca zmiany ustalono jak w pkt. 1, ponieważ pociągi próżne zdążają do punktu załadowczego na chwile załadowania składów i straty nie występują.
Końcowy rozkład jazdy jest podany w tabeli 2.
Suma strat wydobycia dla podanego przykładu wynosi

$$S = \sum_{n=1}^{n=5} S_k = (S'_3 + S''_3) + (S'_4 + S''_4) = (7 + 9) + (9 + 8) = 33 \text{ t}$$

Strategia postępowania w przypadku wystąpienia awarii

Zakłada się awarię elektrowozu nr 4, która nastąpiła na podszybiu, wobec czego kurs pociągu próżnego ciągnionego przez ten elektrowóz, planowany o godz. $10^{28}$, wypada z rozkładu. Awarię elektrowozu usunięto po 46 minutach i pociąg nr 4 mógł wyjechać z podszybia o godzinie $11^{14}$.
W wyniku zaistniałej sytuacji liczymy macierz $A_a$.

$A_a =$

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 8 | $(10^{29})$ | $11^{09}$ | $11^{04}$ | $11^{19}$ | $10^{54}$ | $10^{49}$ |
| 1 | $(10^{33})$ | $11^{13}$ | $11^{08}$ | $11^{23}$ | $10^{58}$ | $10^{53}$ |
| 9 | $(10^{43})$ | $11^{23}$ | $11^{18}$ | $11^{33}$ | $11^{08}$ | $11^{03}$ |
| 10 | $(10^{50})$ | $11^{30}$ | $11^{25}$ | $11^{40}$ | $11^{15}$ | $11^{10}$ |
| 7 | $(10^{55})$ | $11^{35}$ | $11^{30}$ | $11^{45}$ | $11^{20}$ | $11^{15}$ |
| 5 | $(11^{08})$ | $11^{48}$ | $11^{43}$ | $11^{58}$ | $11^{33}$ | $11^{28}$ |
| 4 | $(11^{14})$ | $11^{54}$ | $11^{49}$ | $12^{04}$ | $11^{39}$ | $11^{34}$ |
| 6 | $(11^{23})$ | $12^{03}$ | $11^{58}$ | $12^{13}$ | $11^{48}$ | $11^{43}$ |
| 3 | $(11^{24})$ | $12^{04}$ | $11^{59}$ | $12^{14}$ | $11^{49}$ | $11^{44}$ |
| 12 | $(11^{26})$ | $12^{06}$ | $12^{01}$ | $12^{16}$ | $11^{51}$ | $11^{46}$ |
| 4 | $(11^{30})$ | $12^{10}$ | $12^{05}$ | $12^{20}$ | $11^{55}$ | $11^{50}$ |
| 11 | $(11^{49})$, | $12^{29}$ | $12^{24}$ | $12^{39}$ | $12^{14}$ | $12^{09}$ |
| 2 | $(11^{50})$ | $12^{30}$ | $12^{25}$ | $12^{40}$ | $12^{15}$ | $12^{10}$ |

Następnie określamy macierz $B_a$.

$B_a$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu zażąd. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 8 | 635 | 518 | 439 | 391 | 292 |
| 1 | 646 | 527 | 446 | 398 | 297 |
| 9 | 673 | 550 | 464 | 416 | 311 |
| 10 | 692 | 566 | 476 | 428 | 320 |
| 7 | 705 | 577 | 485 | 437 | 326 |
| 5 | 740 | 607 | 508 | 460 | 344 |
| 4 | 756 | 620 | 518 | 470 | 352 |
| 6 | 780 | 641 | 534 | 486 | 364 |
| 3 | 783 | 643 | 536 | 488 | 365 |
| 12 | 789 | 648 | 540 | 492 | 368 |
| 4 | 800 | 658 | 547 | 499 | 373 |
| 11 | 851 | 702 | 569 | 533 | 399 |
| 2 | 854 | 704 | 570 | 535 | 400 |

Teraz oblicza się macierz $C_a$

$C_a$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 8 | - 40 | **- 7** | - 11 | - 59 | - 8 |
| 1 | - 29 | - 73 (+ 2) | **- 4** | - 52 | - 3 |
| 9 | - 2 | - 50 (+ 25) | - 61 (+ 14) | - 34 | **+ 11** |
| 10 | **+ 17** | - 34 | - 49 | - 22 | - 66 (+ 20) |
| 7 | - 52 | - 23 | - 40 | **- 13** | - 60 |
| 5 | - 27 | **+ 7** | - 17 | - 65 (+ 10) | - 42 |
| 4 | **- 11** | - 62 | - 7 | - 55 | - 34 |
| 6 | - 62 (+ 13) | - 41 | **+ 9** | - 39 | - 22 |
| 3 | - 59 | - 39 | - 73 | - 37 | **- 21** |
| 12 | - 53 | **- 34** | - 69 | - 33 | - 93 (- 18) |
| 4 | **- 42** | - 99 | - 62 | - 26 | - 88 (- 13) |
| 11 | - 66 (+ 9) | - 55 | - 40 | **+ 8** | - 62 (+ 13) |
| 2 | - 63 | - 53 | **- 39** | - 73 | - 61 |

Należy dysponować pociągami próżnymi w taki sposób, ażeby straty wynikłe z powodu awarii były jak najniższe. Kurs poprzedzający awarię odbył się o godz. $10^{18}$ - pociąg nr 3 odjechał do punktu załadowczego nr 4 (tabela 3).
Elektrowóz nr 4 miał zawieźć pociąg wozów próżnych do punktu załadowczego nr 5, gdyż tam miano najwcześniej zakończyć ładowanie składu (o godz. $10^{56}$). Gdyby brać pod uwagę tylko czas ukończenia ładowania, do punktu załadowczego nr 5 należałoby posłać następny w rozkładzie pociąg nr 8. Metoda optymalnego dysponowania uwzględnia jednak jeszcze prędkość narastania wydobycia na poszczególnych punktach, od czego również zależy suma strat. Z macierzy $C_a$ widać wyraźnie, że gdyby posłać pociąg nr 8 do punktu nr 5, a dopiero pociąg nr 9 do punktu nr 2, straty na tej ostatniej wyniosłyby 25 ton.
Również gdyby pociąg nr 1 posłać do punktu nr 5, zamiast do punktu nr 3, straty na nim wyniosłyby 14 ton.
Najniższe straty (11 ton) występują, gdy do punktu nr 5 pośle się pociąg nr 9.
Analizując dalej macierz $C_a$ w analogiczny sposób, otrzymamy macierz realizacji $D_a$.

$D_a$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 8 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 9 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 10 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 7 | 0 | 0 | 0 | 1 | 0 |
| 5 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 6 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 3 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 12 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 11 | 0 | 0 | 0 | 1 | 0 |
| 2 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |

Przy sporządzaniu rozkładu jazdy dla przypadku awarii okazało się, że pociąg nr 9, który wysłano do punktu załadowczego nr 5 (o godz. $10^{43}$), wrócił pod szyb i jest gotowy do wyjazdu o godz. $11^{37}$. Zgodnie z założeniem opracowanej metody, że kieruje się do punktu załadowczego pociągi w kolejności zgłoszenia gotowości do wyjazdu od szybu, pociąg ten wyjedzie przed pociągiem nr 11 (wyjazd o godz. $11^{49}$) i przed pociągiem nr 2 (godz. wyjazdu $11^{50}$).

Należy więc jeszcze raz przeliczyć macierze biorąc pod uwagę pociągi nr 9, 11, 2.

$A_e$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 9 | $11^{37}$ | $12^{17}$ | $12^{12}$ | $12^{27}$ | $12^{02}$ | $11^{57}$ |
| 11 | $11^{49}$ | $12^{29}$ | $12^{24}$ | $12^{39}$ | $12^{14}$ | $12^{09}$ |
| 2 | $11^{50}$ | $12^{30}$ | $12^{25}$ | $12^{40}$ | $12^{15}$ | $12^{10}$ |

$B_e$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 9 | 819 | 674 | 559 | 511 | 382 |
| 11 | 851 | 702 | 569 | 533 | 399 |
| 2 | 854 | 704 | 570 | 535 | 400 |

$C_e$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 9 | - 98 | - 83 | - 50 | - 14 | - 53 |
| 11 | - 66 | - 55 | - 40 | - 67 | - 62 |
| 2 | - 63 | - 53 | - 114 | - 73 | - 61 |

Po uwzględnieniu poprawki macierz realizacji przybiera ostateczną postać.

$D_a$ =

| Nr elektrowozu \ Nr punktu załad. | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|---|---|---|---|---|
| 8 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 9 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 10 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 7 | 0 | 0 | 0 | 1 | 0 |
| 5 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 6 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 3 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 |
| 12 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |
| 4 | 1 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 11 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| 2 | 0 | 1 | 0 | 0 | 0 |

Dalszy ciąg rozkładu opracowano jak w przypadku pracy normalnej.

Rozkład jazdy dla przypadku awarii od jazdy nr 28 (pierwsze 27 jazd do chwili awarii pozostaje bez zmian) podano w tabeli 3.

Jak widać z tabeli 3, od chwili awarii do końca zmiany straty wydobycia wyniosły 44 tony. Gdyby awaria nie wystąpiła, straty planowane wynosiłyby 17 ton; tak więc trwająca 46 minut awaria elektrowozu nr 4 spowodowała straty wydobycia równe 27 ton urobku. Opracowana metoda pozwoliła zmniejszyć te straty do minimum.

## 4.6. ZAKOŃCZENIE

Jak wykazały doświadczenia przeprowadzone zarówno w kraju jak i za granicą, badanie układów transportu kopalnianego przy zastosowaniu symulacji na maszynie cyfrowej daje bardzo dobre wyniki. Fakt ten zadecydował, że wykonano program na EMC Odra-1204- "System symulacji transportu kołowego", w dalszym ciągu nazywanego skrótem SYMKO-1.

Zestaw programów SYMKO-1 składa się z 5 programów modelujących transport kopalniany. Założono przy tym następujący układ transportowy kopalni:

- w obrębie oddziałów wydobywczych odstawa przenośnikowa,
- na głównych drogach transportowych poziomu przewóz szynowy,
- w szybie wydobywczym ciągnienie za pomocą skipu,
- na powierzchni transport przenośnikowy.

We wszystkich programach założono, że:

- liczba wozów w składzie pociągu jest stała i nie ulega zmianie,
- zbiorniki wyrównawcze znajdują się tylko na podszybiu i w oddziałach,
- na każdej stacji załadowczej może znajdować się skład wymienny wozów lub pociąg może być ładowany wprost ze zbiornika.

Przewidziano modelowanie następujących wielkości przypadkowych:

- natężenie dopływu urobku z przodków do stacji załadowczych,
- czas jazdy pociągów na trasie podszybie - stacje załadowcze i z powrotem,
- awarie urządzeń podszybia i zespołu szyb - zakład przeróbczy.

W celu przeprowadzenia badań układu transportowego na modelu symulacyjnym konieczna jest znajomość podstawowych założeń, takich jak: rozcinka poziomu, wielkości wydobycia, zdolność wyciągowa szybu, typ wozów i lokomotyw oraz wielkość składu, czas przejazdu poszczególnych odcinków trasy.

Dane do symulacji obejmują również:

- przebiegi funkcji wartości oczekiwanej procesu narastania wydobycia przodków oraz parametry charakteryzujące nierównomierność dopływu urobku z przodków do stacji załadowczych,
- parametry określające niezawodność pracy urządzeń podszybia i zespołu szyb - zakład przeróbczy,
- parametry rozkładu prawdopodobieństwa czasów jazdy i manewrowania pociągów.

Przy analizie istniejących układów transportowych kopalń powyższe dane powinny być uzyskane na podstawie bezpośrednich obserwacji ruchowych. Przy projektowaniu nowych układów należy przyjmować wartości średnie uzyskane z innych kopalń.

Dla wyboru wariantu optymalnego metodą symulacji należy zmieniać następujące parametry: liczbę wozów i lokomotyw w ruchu, liczbę wozów w składzie, szybkość jazdy, parametry podszybia, wydajność i czas pracy szybu.

W wyniku obliczeń symulacyjnych uzyskuje się dane statystyczne, które stanowią podstawę do ustalenia:

- wielkości zbiorników oddziałowych,
- wielkości zbiorników przyszybowych,
- liczby składów przetokowych w podszybiu,
- pojemności dworca wozów próżnych podszybia.

Wyniki uzyskane na podstawie symulacji łącznie z parametrami transportu, które wchodzą do danych wejściowych, stanowią zespół danych charakteryzujących w pełni analizowany układ transportowy.

W celu wybrania optymalnego rozwiązania, wyniki poszczególnych wariantów obliczeniowych powinny być poddane analizie ekonomicznej. Dokładność i wiarygodność uzyskania wyników zależy od poprawności danych wejściowych.

Zaproponowany model zagadnienia - obliczenia optymalnej liczby składów wozów i elektrowozów na czynnym poziomie kopalni głębinowej - charakteryzuje się kompleksowym i systemowym charakterem rozważań, ponieważ uwzględnia jednocześnie i wprowadza do obliczeń:

- optymalną liczbę funkcjonujących na poziomie kopalni składów wozów wraz z elektrowozami (mniejszą od niezbędnej liczby) oraz
- odpowiadającą tej liczbie niezbędną liczbę dodatkowych składów wozów, pełniących funkcję ruchomych zbiorników wyrównawczych na poziomie kopalni.

LITERATURA


[1] Badura S., Firganek B., Janusz J.: Magazyny międzyoperacyjne w dołowym procesie kopalnianym. Prace GIG, Komunikat nr 350, Katowice 1964.

[2] Barski H.: Die Anwendung von Simulationsverfahren im Bergbau mit einem Beispiel aus der Strecken - forderung unter Tage. Gluckauf - Forschungshefte - 1967.

[3] Bednarczyk J.: Sterowanie i automatyzacja w kopalniach odkrywkowych. Wyd. Śląsk, Katowice 1977.

[4] Benes V.E.: General Stochastic processes in traffic systems with one server, Bell System Techn. J., XXXIX-1, 1960.

[5] Brandt K.: Wirtschaftliche Zugforderung unter Tage. Gluckauf - Forschungshefte 1966.

[6] Cohen J.W.: A Survey of Queueing Problems occurring in Telephone and Telegraph Traffic Theory, English Universities Press, London 1957.

[7] Fabian G.: Metoda określania parametrów techniczno-organizacyjnych wielokombajnowych sposobów wybierania. Praca doktorska, Gliwice 1979.

[8] Firganek B.: Wyznaczanie i optymalizacja parametrów technicznych podszybia, szybu skipowego kopalni węgla przy zastosowaniu metody symulacji komputerowej.

[9] Gniadenko B.W., Kowalenko I.N.: Wwiedienije w tieoriju massowogo obsłużiwanija. Nauka, Moskwa 1966.

[10] Horak G.: Obliczanie nakładów prowadzenia robót przygotowawczych. Przegląd Górniczy nr 1, 1962.

[11] Kaufman A., Cruon R.: Les phenomenes d'attente - theorie et applications. Paris 1961.

[12] Kozłowski Z.: Technika prowadzenia robót w kopalniach odkrywkowych. Wyd. Śląsk, Katowice 1974.

[13] Kuchliński M.: Zastosowanie programowania dynamicznego do organizacji transportu dołowego. Prace Instytutu Organizacji i Ekonomiki Górnictwa. Gliwice 1972.

[14] Kozdrój M.: Elementy organizacji górnictwa. Katowice ZGPW, Katowice 1968.

[15] Naumienko K.D.: Matematiczeskije mietody w planirowanii i uprawlenii proizwodstawom na gornych priedprijatiach. "Niedra", Moskwa 1970.

[16] Praca zbiorowa pod redakcją Eddisona R.T., Pennyciucka K, Rivetta B.H.P.: Badania operacyjne w zarządzaniu. PWE, Warszawa 1964.

[17] Praca zbiorowa pt. "Bełchatów - wykorzystana szansa". Tom I Poltegor, Wrocław 1985.

[18] Rakowski F.: Projektowanie organizacji transportu poziomego w czynnych kopalniach głębinowych węgla kamiennego w świetle badań operacyjnych. Praca doktorska. Gliwice 1972.

[19] Reuthex N., Mirani A.: Zur Berechnung des *gunstigsten Spercherver-gogens von Fullorten. Glückauf Forschungshefte 1966/1.

[20] Rabsztyn J., Kozdrój M.: Mechanizacja urabiania i ładowania węgla. Wyd. Śląsk, Katowice 1967.

[21] Trembecki A.: Matematyczne metody w górnictwie. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.

[22] Trembecki A.: Podstawowe decyzje eksploatacji selektywnej. Górnictwo odkrywkowe 1970, nr 4.

[23] Trembecki A.: Zasady projektowania selektywnej eksploatacji złóż surowców mineralnych. Wyd. Śląsk, Katowice 1966.

[24] Węgierski J.: Ogólny model głównego szynowego transportu dołowego. Projekty - Problemy 1968/6.

[25] Węgierski J.: Probabilistyczne metody określenia potrzebnej liczby torów przejazdowych na przemysłowych stacjach kolejowych. Problemy - Projekty 1967 nr 3.

[26] Wolski J.: Praktyczny sposób wyznaczania pojemności dołowych zbiorników wyrównawczych. Projekty - Problemy 1966 nr 9.

INŻYNIERIA SYSTEMOWA W GÓRNICTWIE


S t r e s z c z e n i e

Praca dotyczy projektowania struktur i organizacji w górnictwie. Szereg różnych jakościowo wielkości i zmiennych powiązanych wzajemnie tworzy system funkcjonowania kopalni. Praca ma na celu dać odpowiedź na pytanie czy i w jakim zakresie badania systemowe mogą wpłynąć na właściwe funkcjonowanie kopalń i na produkcję górniczą.

W rozdziale 1 wyprowadzono dwa zasadnicze wzory (1.21), (1.28), stanowiące kryterium opłacalności mechanizacji robót przygotowawczych. Nierówność (1.21) określa warunki, jakie spełniać powinna wielkość wybiegu chodnika L, aby mechanizacja jego drążenia przy danym postępie $P_{cz}$ była opłacalna. Natomiast nierówność (1.28) określa minimalny miesięczny postęp $P_{cz}$, który by zapewnił opłacalność mechanizacji chodnika.

W rozdziale 2 przedstawiono w postaci tablic i wykresów szereg sposobów wybierania pokładów węgla przodkiem ścianowym. Jako zadowalające przyjmuje się rozwiązania obejmujące przodek ograniczony chodnikami krańcowymi, w których urabianie prowadzone jest przez kombajny pracujące na co najmniej dwóch niezależnych przenośnikach przodkowych. Ze zbioru rozwiązań z dwoma chodnikami krańcowymi wybiera się te, w których chodniki są wykonywane przed wybierką.

Rozdział 3 dotyczy wykorzystania czasu pracy w przodkach produkcyjnych. W dalszej części rozdziału 3 przedstawiono różne sposoby badania i obserwacji czasu pracy. Zalicza się do nich: chronometraż, fotografia dnia roboczego, obserwacje migawkowe, technika filmowo-telewizyjna oraz wykorzystanie specjalnej aparatury samorejestrującej.

W punkcie 3.4 zanalizowano i przedstawiono na rysunkach zależności między następującymi wielkościami: przerwami w pracy, czasem przebywania w przodku, efektywnym czasem roboczym, czasem pracy maszyn, produkcją, zyskiem kopalni, kosztami drążenia wyrobisk korytarzowych.

W punkcie 3.5 przedstawiono analizę pracochłonności wybrania pola ścianowego. Wyprowadzono wzory na: pracochłonność rozruchu i likwidacji ściany, pracochłonność robót pozaprzodkowych w chodnikach przyścianowych, pracochłonność przodkową.

Rozdział 4 poświęcony jest transportowi poziomemu w kopalniach węgla kamiennego. Na początku przedstawiono modele matematyczne w ujęciu stochastycznym systemu transportu kopalni. Wykorzystano przy tym teorię łańcuchów Markowa. Następnie przedstawiono rozważania dotyczące jednostkowego

kosztu transportu poziomego dla niezbędnej liczby funkcjonujących składów wozów przy minimalnej sumie strat.
W dalszej części poddano analizie matematyczny model optymalnego dysponowania pociągami na poziomie kopalni. Analizę tę przeprowadzono na konkretnym przykładzie na podstawie dokładnego rozkładu jazdy pociągów. W celu podejmowania właściwych decyzji o wysłaniu pociągów do punktów załadowczych opracowano specjalny algorytm zbudowany z czterech macierzy A, B, C, D. Decyzje te mają minimalizować straty wyrażone w tonach węgla wynikłe ze spóźnionego podstawienia pociągu.

СИСТЕМНОЕ ИНЖЕНЕРНОЕ ДЕЛО В ГОРНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ


Р е з ю м е

Работа посвящена проектированию структуры и организации горной промышленности. Систем функционирования шахты составляет систечественно различных и взаимосвязанных переменных. Целью работы является дать ответ на вопрос – в какой степени системные исследования могут повлиять на правильное функционирование шахты и на продукцию горной промышленности.

В разделе 1 введены две основные формулы (1.21) и (1.28), как критерий рентабельности механизации подготовительных работ. Неравенство (1.21) определяет условия, которые должна выполнять величина выбега штрека $P_{cz}$, для того чтобы механизация его проходки при данной прогресии $P_{cz}$ была рентабельная. Неравенство (1.28) определяет минимальную прогрессию $P_{cz}$ которая бы гарантировала рентабельность механизации штрека.

В разделе 2 представлен в виде таблиц и графиков ряд способов выборки угольных пластов сплошным забоем. Удовлетворительными считаются решения, охватывающие забой, ограниченный концевыми штреками, в которых выборка ведётся комбайнами, работающими в крайнем случае на двух независимых забойных конвейерах. Из решений с двумя концевыми штреками выбираются те, в которых штреки выполняются перед выборкой.

В разделе 3 рассматривается использование рабочего времени в производственных забоях. Представлены различные способы исследования и наблюдения рабочего времени. К ним относятся: хронометраж, фотография рабочего дня, кратковременные наблюдения, использование телевизионной техники и специальной саморегистрирующей аппаратуры.

В п. 3.4 проанализированы и представлены на рисунках зависимости между следующими величинами: перерывами в работе, временем пребывания в забое, эффективным рабочим временем, временем работы машин, продукцией, прибылью шахты, расходами по проходке узких выработок.

В п. 3.5. представлен анализ трудоёмкости выборки поля лавы. Введены формулы для: трудоёмкости пуска и ликвидирования лавы, трудоёмкости работ вне забоя в прилавовых штреках, трудоёмкости забоя.

Раздел 4 посвящён горизонтальному транспорту в угольных шахтах. Вначале представлены математические модели в стохастическом понятии транспортной системы шахты. Использована при этом теория цепей Маркова. Затем представлены рассуждения относительно удельной стоимости горизонтального транспорта для необходимого числа функционирующих составов при минимальных потерях.

В дальнейшей части проанализирован математический метод оптимального распоряжения поездами на уровне шахты. Анализ проводился на конкретном примере опираясь на точных график движения поездов. Для принятия правильного решения о отправлении поездов на погрузочные пункты, разработан алгоритм из четырёх матриц.

Эти решения должны минимизировать потери, выраженные в тоннах угля, в результате не подставления поезда на погрузку по графику.

SYSTEM ENGINEERING IN MINING


S u m m a r y

The paper concerns designing of structures and organization in mining. Many quantities different in quality and variables connected with one another form the system of mine functioning. The purpose of the paper is to answer the question wheather and to what degree the system studies may influence proper functioning of mines and mining production.

In chapter 1 two basic formulae (1.21), (1.28) which are criterion of worthwhileness of first working mechanization have been derivated. Inequality (1.21) determines the conditions which should be fulfilled by size of coal heading L in order that mechanization of its drifting at a given progress $P_{cz}$ will be profitable. Inequality (1.28) determines the minimum monthly progress $P_{cz}$, which would ensure worthwileness of heading mechanization.

In chapter 2 many ways of coal bed winning on a longwall have been presented in the form tables and diagrams. The solution comprising the longwall limited by fringe drifts where winning is carried out by mechanical miness working on at least two independent conveyors is assumed to be satisfactory. From the set of solutions with two fringe drifts, the solutions in which the drifts are made before winning are usually chosen.

Chapter 3 concerns making use of worktime on working faces. Subsequently, in chapter 3 different ways of studying and observation of worktime have been presented. They include: timekeeping, photograph of workday, shutter observations, filn-television technique and making use of special self-registering apparatus.

In point 3.4 dependences between the following quantities: work breaks, time of studying in the face, real worktime of the machines, production, mine profit, costs of dog heading drifting have been analyzed and presented in figures.

In point 3.5 the analisis of labous consumption of longwall field winning has been presented. The following formulae have been derivated: labour consumption of longwall starting and ending, labour consumption of work outside the face in longwall headings, face labour consumption.

Chapter 4 deals with underground transport. At first mathematical models in stochastic expression of mine transport system have been presented. Markov chain theory has been applied here. Next, considerations concerning unit cost of transport for necessary number of functioning draft of cars at minimum sum of losses have been presented.

Later, mathematical model of optimum string of cars disposing in a mine has been analyzed. This analisis has been carried out on the example based on the exact time-table.

To make proper decisions concerning sending the strings of cars to loading points the special algorythm made of four matrixes A, B, C, D has been worked out. These decisions are to minimalize the losses expressed in tons of coal because of late string of cars.

**WYDAWNICTWA NAUKOWE I DYDAKTYCZNE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ MOŻNA NABYĆ W NASTĘPUJĄCYCH PLACÓWKACH:**

44-100 Gliwice — Księgarnia nr 096, ul. Konstytucji 14 b
44-100 Gliwice — Spółdzielnia Studencka, ul. Wrocławska 4 a
40-950 Katowice — Księgarnia nr 015, ul. Żwirki i Wigury 33
40-096 Katowice — Księgarnia nr 005, ul. 3 Maja 12
41-900 Bytom — Księgarnia nr 048, Pl. Kościuszki 10
41-500 Chorzów — Księgarnia nr 063, ul. Wolności 22
41-300 Dąbrowa Górnicza — Księgarnia nr 081, ul. ZBoWiD-u 2
47-400 Racibórz — Księgarnia nr 148, ul. Odrzańska 1
44-200 Rybnik — Księgarnia nr 162, Rynek 1
41-200 Sosnowiec — Księgarnia nr 181, ul. Zwycięstwa 7
41-800 Zabrze — Księgarnia nr 230, ul. Wolności 288
00-901 Warszawa — Ośrodek Rozpowszechniania Wydawnictw Naukowych PAN — Pałac Kultury i Nauki

Wszystkie wydawnictwa naukowe i dydaktyczne zamawiać można poprzez Składnicę Księgarską w Warszawie, ul. Mazowiecka 9.