ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ

P. 3351/06

Jacek M. CZAPLICKI

MODELOWANIE PROCESU EKSPLOATACJI SYSTEMU KOPARKI - WYWROTKI

WYDAWNICTWO POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

Gliwice 2006

POLITECHNIKA ŚLĄSKA
ZESZYTY NAUKOWE
NR 1740

P. 3351/06

Jacek M. CZAPLICKI

MODELOWANIE PROCESU EKSPLOATACJI SYSTEMU KOPARKI – WYWROTKI

GLIWICE 2006

Opiniodawcy
Prof. dr hab. inż. Antoni KALUKIEWICZ
Dr hab. inż. Dorota KUCHTA

Kolegium redakcyjne
REDAKTOR NACZELNY – Prof. dr hab. inż. Andrzej BUCHACZ
REDAKTOR DZIAŁU – Dr hab. inż. Piotr STRZAŁKOWSKI
Prof. nzw. w Politechnice Śląskiej
SEKRETARZ REDAKCJI – Mgr Elżbieta LEŚKO

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

© Copyright by
Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
Gliwice 2006

P 240/06

Spis treści

Wykaz ważniejszych oznaczeń 5
1. Wprowadzenie 7
1.1. Kopalnie stożkowe 9
1.2. Systemy maszynowe 11
1.3. Opis procesu eksploatacji systemu maszynowego 22
1.4. Model Marjanowicza i model *G/G/k/r* przy dużym obciążeniu obsługowym 24
2. Przegląd literatury dotyczącej analizowanego systemu maszynowego 31
3. Cel, metoda i zakres pracy 37
4. Właściwości probabilistyczne składowych procesu eksploatacji systemu maszynowego 40
4.1. Podstawowe pojęcia procesu eksploatacji 40
4.2. Składowe procesu eksploatacji i ich właściwości 41
4.2.1. Czasy napraw koparek 41
4.2.2. Czasy pracy koparek 42
4.2.3. Czasy napraw wywrotek 43
4.2.4. Czasy pracy wywrotek 44
4.2.5. Czasy faz cyklu pracy 45
5. Procedura modelowania procesu eksploatacji systemu: koparki – wywrotki.. 50
5.1. System maszyn ładujących 50
5.2. System: wywrotki – warsztat naprawczy 53
5.3. Rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy 68
5.4. Weryfikacja doboru trójki parametrów < *m, r, k* > 70
5.5. Przyjęty system odstawy a krążność wywrotek 78
5.6. Zawodność stanowisk naprawczych 81
5.7. System: koparki – wywrotki 88
6. Przykład modelowania 105
7. Uwagi końcowe 120
Literatura 122
Spis rysunków 131
Spis fotografii 134
Streszczenie 136

Contents

List of major notations 5

1. Introduction 7
   - 1.1. Open pit mines 9
   - 1.2. Machinery systems 11
   - 1.3. Exploitation process machinery system description 22
   - 1.4. Marjanovitch model and the *G/G/k/r* queuing model under heavy traffic situation 24
2. Machinery system literature review 31
3. Purpose, method applied and field of consideration 37
4. Probabilistic properties of components of machinery system exploitation process 40
   - 4.1. Basic terms of exploitation process 40
   - 4.2. Probabilistic properties of exploitation process components 41
     - 4.2.1. Shovel repair time 41
     - 4.2.2. Shovel work time 42
     - 4.2.3. Truck repair time 43
     - 4.2.4. Truck work time 44
     - 4.2.5. Work cycle phases times 45
5. Modelling of exploitation process of shovel – truck system 50
   - 5.1. System of loading machines 50
   - 5.2. Truck – workshop system 53
   - 5.3. Probability distribution of the number of trucks in work state 68
   - 5.4. Verification of < *m, r, k* > triple parameters selection 70
   - 5.5. Selected hauling system versus truck circulation 78
   - 5.6. Reliability of repair stands 81
   - 5.7. Shovel – truck system 88
6. Modelling – a case of study 105
7. Final remarks 120

References 122

List of figures 131

List of photographs 134

Summary 141

Wykaz ważniejszych oznaczeń

A – współczynnik gotowości,
A_k – współczynnik gotowości koparki,
A_n – współczynnik gotowości stacji naprawczej,
A_w – współczynnik gotowości wywrotki,
A'_w – skorygowany współczynnik gotowości wywrotki,
$b \in \mathfrak{N}$ – wskaźnik bieżący oznaczający liczbę wywrotek w systemie koparki-wywrotki,
B_k – współczynnik dostępności koparki,
c – stała normalizacyjna,
C_M – kwadrat współczynnika zmienności czasów pracy,
C_R – kwadrat współczynnika zmienności czasów napraw,
C_S – kwadrat współczynnika zmienności czasów przebywania maszyny w rezerwie do momentu jej uszkodzenia,
C_1 – kwadrat współczynnika zmienności czasów jazdy wywrotek,
C_2 – kwadrat współczynnika zmienności czasów załadunku wywrotek,
$d \in \mathfrak{N}$ – wskaźnik bieżący oznaczający liczbę koparek,
$\boldsymbol{D}$ – zmienna losowa, liczba maszyn w stanie pracy,
E – wartość oczekiwana,
E_p – wartość oczekiwana liczby maszyn w stanie pracy,
E_u – wartość oczekiwana liczby uszkodzonych maszyn,
$f(x,b)$ – funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy ładujących koparkach,
$g(x)$ – funkcja składowa funkcji gęstości rozkładu prawdopodobieństwa $f(x,b)$,
G – rozkład dowolny,
G_k – współczynnik zdatności koparki,
h – wymagana liczba wywrotek w systemie,
$h(x)$ – funkcja składowa funkcji gęstości rozkładu prawdopodobieństwa,
$i \in \mathfrak{N}$ – wskaźnik bieżący oznaczający liczbę stanowisk naprawczych,
$j \in \mathfrak{N}$ – wskaźnik bieżący oznaczający liczbę uszkodzonych wywrotek,
k – liczba stanowisk obsługi,
K – stała, składowa funkcji gęstości rozkładu prawdopodobieństwa $f(x,b)$; funkcja w modelach zrandomizowanych,
m – liczba wywrotek przeznaczonych do ruchu,
n – liczba maszyn ładujących,
M – rozkład wykładniczy,
O – średni czas odstawy wywrotką,
P, p – prawdopodobieństwo,
p_q – prawdopodobieństwo powstania kolejki,
P_j – prawdopodobieństwo uszkodzenia j maszyn,
Q – ładowność wywrotki,
R – średni czas powrotu pustej wywrotki pod koparkę,
r – liczba maszyn w rezerwie,
t – czas,
T_c – średni czas cyklu pracy wywrotki,
T_j – średni czas jazdy (odstawa+wysyp+powrót) wywrotki,
T_n, T_p – średni czas: naprawy, pracy,
T_{ow}, T_{ns} – średni czas: oczekiwania na naprawę, niesprawności wywrotki,
u_t – zdolność transportowa wywrotki,

V – potrzebna liczba wywrotek,
W – średni czas wyładunku wywrotki,
W_{efk} – wydajność efektywna systemu koparek,
W_{efw} – wydajność efektywna systemu wywrotek,
W_{pk} – wydajność potencjalna systemu koparek,
W_{pw} – wydajność systemu wywrotek,
W_{tk} – wydajność teoretyczna systemu koparek,
W_{wk} – wydajność własna systemu koparek,
$\boldsymbol{X}$ – zmienna losowa, liczba uszkodzonych wywrotek,
z_t – zadania transportowe w jednostce czasu,
Z, Z' – średni, skorygowany średni czas załadunku,

α – intensywność uszkodzeń maszyn w rezerwie,
β – wykładnik potęgi,
γ – intensywność usuwania uszkodzeń wywrotki,
δ – intensywność powstawania uszkodzeń wywrotki,
Δ – miernik straty czasu wywrotki,
ε – intensywność powstawania uszkodzeń koparki,
ϖ – wskaźnik względnej intensywności załadunku wywrotki,
η – intensywność usuwania uszkodzeń koparki,
θ – wskaźnik awaryjności maszyn w rezerwie,
κ – wskaźnik awaryjności koparek,
Λ – intensywność zgłoszeń do systemu napraw,
ξ – wskaźnik awaryjności wywrotek w stanie pracy,
ρ – wskaźnik intensywności przepływu zgłoszeń w systemie obsługi,
σ – odchylenie standardowe,
σ_n – odchylenie standardowe czasów napraw,
σ_p – odchylenie standardowe czasów pracy,
Ψ – współczynnik uwzględniający ciągłość funkcji gęstości $f(x,b)$,

$\mathfrak{H}$ – zbiór maszyn ładujących,
$\mathfrak{K}_{np}$ – stan naprawy koparki,
$\mathfrak{K}_{nd}$ – stan niedostępności koparki,
$\mathfrak{K}_{nz}$ – stan niezdatności (do ładowania),
$\mathfrak{K}_{p}$ – stan pracy koparki,
$\mathfrak{K}_{zd}$ – stan zdatności (do ładowania),
$\mathfrak{N}$ – zbiór liczb naturalnych,
$\mathfrak{S}$ – system,
$\mathfrak{T}$ – typ wywrotki,
$\mathfrak{W}$ – zbiór wywrotek,
$\mathfrak{Z}$ – zasada utrzymania stałej proporcji liczby wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego do liczby koparek w stanie zdatności do ładowania.

Tłustym drukiem oznaczono zmienne losowe; uwaga nie dotyczy liter gotyckich.

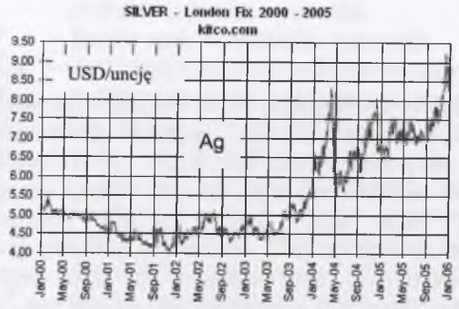
1. Wprowadzenie

Górnictwo światowe roku 2006 jest w szczególnej fazie swojego rozwoju, o czym świadczą np. analizy British Geological Survey, Natural Environment Reasearch Council [134]. Od kilku lat ceny większości surowców mineralnych, a zwłaszcza rud metalicznych, na giełdach światowych biją rekordy (GUS, Rocznik Statystyczny Rzeczpospolitej Polskiej 2005 [66], GUS, Rocznik Statystyki Międzynarodowej [67], Kowalska-Iszkowska, Stasiak [88], Weber [143], White [145], strony internetowe [162, 165]). Notowania popytu, cen i podaży, np. złota, srebra, niklu, platyny, miedzi, cyny, cynku, wykazują wyraźną tendencję wzrostową (rys. 1.1. do 1.8.). Wszystko to sprawia, że wydobycie kopalin na świecie jest coraz bardziej opłacalne, a zainteresowanie kapitału międzynarodowego tą dziedziną działalności gospodarczej wzrasta. Wskazuje się, że istnieje ścisła, dodatnia korelacja pomiędzy jakością życia a konsumpcją surowców mineralnych w danym kraju (Puchkov [114]), a prognozy na najbliższą przyszłość wskazują na utrzymanie się istniejących tendencji rozwojowych w górnictwie światowym (Shekarchi [121], Weber [143]). Wzrasta także znaczenie samego górnictwa i to nie tylko z powodów tu wymienionych, lecz także z tej racji, że ludzie stają się coraz bardziej świadomi tego, iż ta właśnie gałąź gospodarki światowej spełnia wysokie wymagania przede wszystkim bezpieczeństwa, realizacji wydobycia w bardzo trudnych warunkach i głębokiej, profesjonalnej wiedzy, jaka jest niezbędna, by realizować proces produkcji górniczej. Rosnące ceny i rosnący popyt na surowce mineralne powodują, że właściciele kopalń dysponują obecnie znacznymi funduszami, które mogą przeznaczyć, i w większości przeznaczają, na wzrost wydobycia i poprawienie efektywności oraz bezpieczeństwa eksploatacji w swoich zakładach wydobywczych. Firmy konsultingowe na świecie, jak i wydziały kopalń zajmujące się planowaniem eksploatacji oraz rozwiązywaniem problemów mechanizacji i automatyzacji u siebie, otrzymały szereg zleceń, by zwiększyć wydobycie, poprawić jakość procesu produkcyjnego, zwiększyć jego niezawodność i bezpieczeństwo. Zaczęto bardziej uważnie niż dotychczas przyglądać się oferowanym – czy to przez instytuty badawcze, czy wiodące firmy oferujące sprzęt dla górnictwa – nowatorskim rozwiązaniom technicznym, które mogłyby zastąpić funkcjonujące od lat rozwiązania.

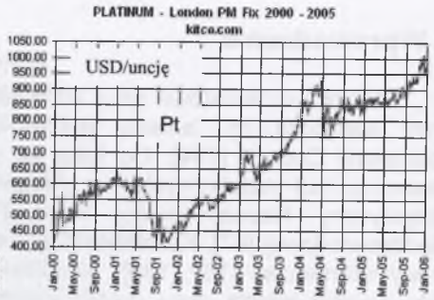
Od lat wiadomo, że w kopalniach powierzchniowych wydobywa się na świecie przeszło *90%* ton urobionej masy[1)]. Znakomita większość masy rud metalicznych jest także wydobywana w kopalniach powierzchniowych. To spowodowało, że producenci maszyn i innych urządzeń zanotowali rekordowe zamówienia co do ilości sprzętu i wielkości zamawianych maszyn, a wielkość zainwestowanego kapitału przekracza kolejne bariery (rys.1.9 [163]). Producenci wielkich maszyn ładujących i dużych wozów odstawczych, takich jak Bucyrus, Caterpillar, Hitachi, Komatsu, Liebherr, P&H, Terex/O&K czy Le Tourneau, notują bieżący rok jako kolejny okres z pełnym portfelem zamówień. Rok 2006 staje się czasem rekordowych dochodów. Bazując na danych z dziewięciu pierwszych miesięcy roku 2005, szacuje się (patrz np. strony internetowe [156, 163, 167]), że w roku tym zamówienia obejmowały około *2000* jednostek o wartości blisko *3,2* miliarda USD.

Dla porównania, w roku 2004 zamówiono około *1400* dużych jednostek na kwotę *2,2* miliarda USD o łącznym tonażu użytecznym około *200* milionów ton (Gilewicz, Woof [59]). Liczby te charakteryzują także, jednoznacznie, skalę

[1)] Informacja ta podana została w trakcie dyskusji panelowej na sympozjum w 1989 r. w Kanadzie.

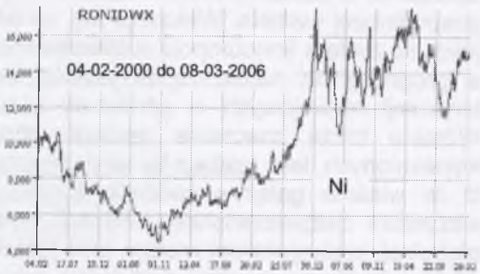


Rys. 1.1. Ceny srebra [162, 165]
Fig. 1.1. Silver prices [162, 165]



Rys. 1.2. Ceny srebra [162,165]
Fig. 1.2. Platinum prices [162, 165]

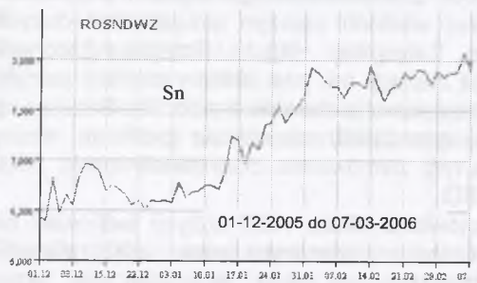
Rys. 1.3. Ceny rodu [162, 165]
Fig. 1.3. Rhodium prices [162, 165]



Rys. 1.4. Ceny niklu [162,165]
Fig. 1.4. Nickel prices [162, 165]

Rys. 1.5. Ceny miedzi [162, 165]
Fig. 1.5. Copper prices [162, 165]

Rys. 1.6. Ceny złota [162,165]
Fig. 1.6. Gold prices [162, 165]



Rys. 1.7. Ceny cyny [162, 165]
Fig. 1.7. Tin prices [162, 165]

Rys. 1.8. Ceny cynku [162,165]
Fig. 1.8. Zinc prices [162, 165]

zagadnienia związanego z eksploatacją systemów maszynowych górnictwa powierzchniowego.

1.1. Kopalnie stożkowe

Jak wiadomo (patrz np. Church [24], Hartman [71], Mining Engineering Handbook [124]), w górnictwie powierzchniowym są cztery rodzaje kopalń w zależności od stosowanej metody eksploatacji złoża i typu złoża, a mianowicie:

- duża odkrywka (*opencast mining*),
- kopalnia stożkowa (*open pit mining*),
- kamieniołom,
- kopalnia aluwialna.

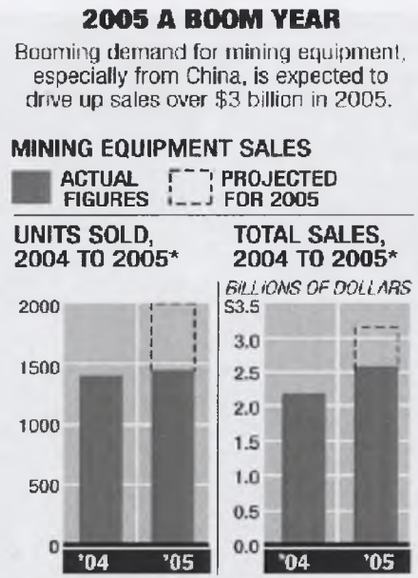
Duże odkrywki są stosowane do eksploatacji przede wszystkim złóż pokładowych, zwanych także płytowymi, niekiedy do złóż masywnych, czasem do eksploatacji złóż soczewkowych, jeżeli pewna liczba soczewek zalega niedaleko od siebie. Wyrobisko, w którym prowadzi się eksploatację, ma na ogół relatywnie duży przekrój poprzeczny, wynoszący niekiedy kilkanaście kilometrów kwadratowych. Głębokość kopalni zaliczyć można do średnich. Szybkość przemieszczania się przodków eksploatacyjnych jest dość znaczna.

Kopalnie stożkowe mają zastosowanie głównie w eksploatacji złóż żyłowych. Ten rodzaj kopalni, ściślej, ten rodzaj wyrobiska można niekiedy spotkać w eksploatacji złóż soczewkowych, czasami – masywnych. Bywają także stosowane w określonych warunkach górniczo-geologicznych, do eksploatacji złóż pokładowych.

Są dwie kardynalne cechy przynależne kopalniom stożkowym, które odróżniają je, w sensie wizualnym, od innych rodzajów kopalń. Są to:

- sposób lokowania nadkładu i skala tego problemu,
- kształt przestrzenny wyrobiska.

Cechą charakterystyczną procesu eksploatacji górniczej w tych kopalniach jest to, że nadkład przez prawie cały okres życia kopalni jest składowany zawsze na zewnątrz kopalni. Głębokość wyrobiska rośnie z czasem eksploatacji, powiększa się zatem jego przekrój poprzeczny, a kształt kopalni jest zbliżony do kształtu odwróconego, podstawą do góry, nieregularnego stożka.



Rys. 1.9. Liczba sprzedanych urządzeń dla górnictwa i ich cena w miliardach w USD [163]
Fig. 1.9. Number of equipment units sold for mining in billions of dollars [163]

Fot. 1.1. Kopalnia Bingham Canyon, USA
Photo. 1.1. Bingham Canyon, USA

Fot. 1.2. Chuquicamata, Chile [101]
Photo. 1.2. Chuquicamata, Chile [101]

Fot. 1.3. Rössing Uranium, Namibia [100]
Photo. 1.3. Rössing Uranium, Namibia [100]

Uwaga: Wszystkie fotografie zamieszczone w pracy, dla których nie jest podane źródło, pochodzą z folderów lub stron internetowych producentów sprzętu górniczego albo ze stron internetowych kopalń.

Czasami kształt tego stożka bywa zaskakująco regularny (fot. 1.1, 1.22, 1.23). Z uwagi na brak tego typu eksploatacji górniczej w Polsce, brak jest polskiego odpowiednika nazwy takiej kopalni. Na początku lat dziewięćdziesiątych zaproponowałem w publikacjach [35, 36] termin *kopalnia stożkowa* w odniesieniu do wyrobiska właściwego metodzie eksploatacji określanej w języku angielskim jako *open pit mining*. W dalszych moich publikacjach (np. [38, 45]) używałem konsekwentnie tego określenia.

Obie podstawowe operacje górnicze w kopalni tego typu, tj. zdejmowanie nadkładu i urabianie minerału, realizowane jest na szeregu poziomach i półkach roboczych w ten sam sposób – wiercenie i strzelanie (wyjątkiem może być w pewnych przypadkach początkowy okres powstawania kopalni). Eksploatacja musi być prowadzona w sposób starannie zaplanowany, tak by zdjęty nadkład pozwalał na realizację procesu urabiania kopaliny użytecznej. Jest to tym bardziej istotne, ponieważ skala przedsięwzięcia – przede wszystkim finansowa – powoduje, iż kopalnie *spieszą się,* by w miarę szybko zacząć odzyskiwać włożony kapitał. Wysokość skarp określona jest maksymalnym zasięgiem maszyn ładujących, natomiast kąt nachylenia zbocza podyktowany jest względami bezpieczeństwa. Pochyłe ściany wyrobiska muszą posiadać taki kąt nachylenia, by nie pojawiło się zjawisko oberwania się części zbocza i wsunięcia w głąb. Szerokość półek i poziomów roboczych oraz dróg transportowych zdeterminowana jest przede wszystkim wymiarami zastosowanego sprzętu. Musi być także uwzględnione przemieszczanie się (jazda i manewrowanie) wzajemne maszyn. Trzeba również uwzględnić fakt, iż w wyniku urabiania materiałem wybuchowym odstrzelony materiał wyrzucony jest na pewną odległość i nie może zasypywać istniejących już dróg transportowych. Głębokość kopalni określona jest osiągnięciem tzw. punktu odcięcia, poniżej którego dalsza eksploatacja nie ma sensu ekonomicznego. Położenie tego punktu zależy od szeregu czynników, takich jak cena minerału wydobywanego w kopalni, warunków górniczo-geologicznych, zastosowanego systemu urabiająco-ładująco-odstawczego itp.

Na początku 2006 roku głębokość kopalni Chuquicamata w Chile, w Andach wynosiła prawie *900* m (fot. 1.2) i była głębsza od kopalni Bingham Canyon w stanie Utah o kilkadziesiąt m. Eksploatacja w tych kopalniach trwa nadal i wyrobiska pogłębiają się.

Fot. 1.3 pokazuje z kolei kopalnię Rössing Uranium w Namibii z lotu ptaka.

W 1987 roku szacowano (Hartman [71], Mining Engineering Handbook [124]), że około *60%* wydobycia metodami powierzchniowymi pochodziło z kopalń stożkowych. Obecnie, na początku XXI wieku udział ten na pewno jest wyższy. Według kanadyjskiej firmy The Parker Bay Company, zajmującej się między innymi oceną kształtowania się relacji popytu i sprzedaży wielkich maszyn górniczych, obecnie na świecie (2006 r.) jest ponad *1000* dużych wyrobisk stożkowych, gdzie realizowana jest eksploatacja z wykorzystaniem dużego sprzętu maszynowego, systemów koparki-wywrotki.

1.2. Systemy maszynowe

Cechą charakterystyczną eksploatacji w kopalniach stożkowych jest także zastosowany system maszyn i urządzeń realizujących proces urabiania, ładowania i

odstawy z wyrobiska kopalni. Urabiane i transportowane kopaliny, w przypadku eksploatacji złóż żyłowych, to stare utwory geologiczne poddane przez miliony lat działaniu temperatury, ciśnieniu górotworu, ruchów tektonicznych i innych procesów, które przez ten długi czas zachodziły. Skały są masywne, twarde, o sporym ciężarze własnym. Stąd jedynym sposobem, ekonomicznie opłacalnym, jest kruszenie tych skał poprzez zastosowanie materiałów wybuchowych. Urobione, rozłupane bryły mają ostre krawędzie, nierzadko o abrazyjnych właściwościach. Część odstrzelonego urobku to spore bryły, które niekiedy trudno jest załadować, nawet przez wielkie łyżki ładujących koparek. Czasami konieczne jest dodatkowe strzelanie, tzw. *secondary blasting.*

Sekwencja robót jest następująca.

Najpierw wyznaczone zostają obszary w wyrobisku, które podlegać będą urabianiu metodą strzelniczą. Dotyczy to zarówno obszarów zalegających nad, jak i obok złoża – a zatem zdefiniowany zostaje zakres i wielkość zdejmowania nadkładu. Równocześnie określony zostaje zakres robót strzelniczych odnoszący się do urabiania minerału. Do realizacji tych zadań służą wozy wiertnicze, których odpowiednia liczba jest w kopalni. W okresie odpalania ładunków wybuchowych (fot. 1.4) część robót w wyrobisku zostaje wstrzymana.

Fot. 1.4. Chuquicamata - urabianie materiałami wybuchowymi
Photo. 1.4. Blasting in Chuquicamata

Urabianie materiałami wybuchowymi może niekiedy być na bardzo dużą skalę, np. w październiku 1996 roku w kopalni Escondida, Chile, zużyto *4756* t materiałów wybuchowych, wykonując średnio *10* strzelań dziennie, dla wydobycia *24,6* miliona t kopalin, wiercąc przeszło *9000* otworów (World Mining Equipment [148]). Załadunek realizowany jest przez koparki (fot.1.5, 5,17, 7.1), a niekiedy, pomocniczo, przez ładowarki łyżkowe. Koparki łyżkowe są jedynymi maszynami, które są w stanie szybko i efektywnie załadować urobiony materiał o tak niekorzystnych właściwościach. Pojemność łyżek może dochodzić do *160 - 170* m^3, jednakże maszyny przeznaczone do współpracy z wozami odstawczymi mają – jak na razie –

Fot. 1.5. Załadunek urobionego materiału przez koparkę [149]
Photo. 1.5. Loading of excavated material by shovel [149]

nieco mniejsze łyżki, o ładowności do *100 - 120* t (fot. 1.6). Cena takich koparek z pełnym wyposażeniem wynosi około *50 – 60* milionów USD. Przewidywany czas życia maszyny to okres *20 – 30* lat. Są to kilkusettonowe jednostki, o mocy zainstalowanej liczonej w tysiącach kW. Przewidywana liczba godzin pracy to kilka tysięcy na rok, a wartość współczynnika gotowości waha się na ogół pomiędzy *0,80 – 0,90*. Czas *1* cyklu przy załadunku (czas od opróżnienia łyżki do następnego opróżnienia) waha się na ogół od *¼* do *1* minuty. Biorąc pod uwagę, że do załadowania skrzyni wozu odstawczego potrzeba od *3* do *6* łyżek, czas załadunku wywrotki waha się od *1* do *3* minut, średnio rzecz biorąc; rzadko przekracza *4* minuty. Ponieważ kapitał zaangażowany w zakup koparek i pozostałego sprzętu jest znaczny – a w dużym wyrobisku musi pracować ich co najmniej kilka (rzadko powyżej dziesięciu) – są one przeznaczone do pracy *24* godziny/dobę *7* dni w tygodniu. W dużych kopalniach maja zastosowanie

Fot. 1.6. Łyżka o ładowności 100 t , Haddock [68]
Photo. 1.6. Dipper of 100 t payload, Haddock [68]

przede wszystkim koparki mechaniczne (linowe), które charakteryzują się największą ładownością łyżek. Warto jednakże zauważyć, że zakres zastosowania koparek hydraulicznych stale rośnie wraz z rozwojem parametrów tych maszyn, a wykazują one szereg zalet w porównaniu do koparek linowych. Ładowność organów ładujących koparek hydraulicznych dochodzi obecnie do *80 – 90* t masy.

Załadunek odbywa się do skrzyń oponowych wozów odstawczych, wywrotek (fot. 1.7, 1.11, 5.15, 6.1).

Fot. 1.7. Wóz odstawczy o ładowności 360 t [164]
Photo. 1.7. Truck of 360 t of payload [164]

Fot. 1.8 - 1.9. Historyczna odstawa szynowa w kopalni Bingham Canyon [78]
Photo. 1.8 - 1.9. Historical rail haulage in Bingham Canyon [78]

Zasadniczo, ładunek z łyżki koparki może odebrać tylko taki środek transportowy, który ma skrzynię ładunkową o odpowiedniej wielkości, będzie na tyle silnej konstrukcji, żeby wytrzymać tak wielkie uderzenia i to wielokrotnie i posiadać taką powłokę ochronną swej skrzyni, by ładowany materiał (o tak bardzo niekorzystnych właściwościach) nie zniszczył w szybkim czasie jej warstwy wierzchniej. Można także rozpatrzyć współpracę koparki z wagonem szynowym.

Kilkadziesiąt lat temu pewna część kopalń stożkowych na świecie, gdzie warunki górniczo-geologiczne na to pozwalały, stosowała odstawę szynową (fot. 1.8 i 1.9). Jednakże rozwój techniki wozów odstawczych oponowych, a także podstawowe ograniczenie odstawy szynowej – trasa tylko pozioma lub o bardzo małym

nachyleniu – spowodowały, że od dłuższego czasu w górnictwie światowym takie systemy są rzadkością.

Zastosowanie wozów oponowych, ściślej, wywrotek do współpracy z koparkami, jest obecnie powszechne, mimo iż posiadają one – oprócz ważkich zalet, szereg bardzo niekorzystnych właściwości. Przeciętna wywrotka zużywa około *60%* swojej energii na przemieszczanie samej siebie, a tylko *40%* na przemieszczanie ładunku. Ponadto, *50%* trasy wywrotka przejeżdża pusta. Zużycie paliwa jest ogromne, gdy załadowany wóz (całkowita masa może dochodzić obecnie do *600* t) wyjeżdża z wyrobiska z prędkością około *10* km/godz. Stąd powoli rosnące zastosowanie drutów jezdnych na głównych pochylniach wyjazdowych z kopalni, do zasilania wywrotek energią elektryczną (fot. 1.10, 4.1, 5.5, 5.6, 5.7, 5.12). W takim rozwiązaniu technicznym wóz wyposażony jest w zdwojony pantograf.

Fot. 1.10. Wóz odstawczy w kopalni Grootegeluk [74]
Photo. 1.10. Grootegeluk haulage truck [74]

Warto zauważyć, że wywrotki mają jedną bardzo korzystną cechę eksploatacyjną: bez trudu mogą obsługiwać różne przodki produkcyjne stale zmieniające swe położenie. Ponadto, w przypadku awarii jakiegoś wozu wycofuje się tylko jednostkę uszkodzoną, natomiast operator przesiada się do jednostki zapasowej.

Postępujący rozwój wywrotek, najbardziej chyba spektakularny ze wszystkich maszyn górniczych, trwa już kilka dziesiątków lat i nadal ma dobre widoki na przyszłość. Głównym punktem motorycznym tego prosperity jest fakt, iż cena odstawy *1* tony urobku maleje wraz ze wzrostem ładowności wozu. Miarą tego rozwoju jest fakt, że na początku lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku pojawiły się wywrotki o udźwigu *214* t; obecnie można zamówić maszyny *360 – 380* t. Pisze się o *420*-tonowych [74]. Już dwadzieścia lat temu prognozowano na zasadzie projekcji (Walker [141]), że w dalekiej perspektywie (na koniec XXI wieku) mogą się pojawić jednostki *900*-tonowe. Patrząc na dzisiejszy stan techniki w tym obszarze, przewidywany okres można już skrócić o połowę. Niemniej jednak zaczynają się pojawiać artykuły sugerujące przyhamowanie rozwoju stale rosnących wymiarów i parametrów technicznych używanych maszyn w górnictwie kopalń stożkowych (Bozorgebrahimi, Hall i Blackwell [13], Bozorgebrahimi, Hall i Morin [14]). Decydować o tym mogą narzucane przez zastosowanie tak wielkich maszyn wymogi eksploatacyjne, stale zwiększające się wymiary tras transportowych, półek roboczych, wielkości warsztatów naprawczych itd.

Przewidywany czas życia wywrotek to *8 – 12* lat dla wozów o ładowności od *80* t wzwyż lub przeliczając to na przebieg: *200 – 300* tysięcy km (Church [24]). Masa

własna jednostki kształtuje się nieco poniżej masy użytkowej; dla dobrych rozwiązań konstrukcyjnych stosunek ten wynosi około *0,75*. Ceny wywrotek *214 – 240* t kształtują się w przedziale *2,3 – 2,4* miliona USD, wywrotki *320 – 360* t około *3* miliony USD. W dużych kopalniach tego typu maszyn przeznaczonych do ruchu jest kilkadziesiąt, a dalszych około *15%* (Hartman [71]) znajduje się w rezerwie. Liczba jednostek w dużym systemie może przekraczać *100.* Firma Coldelco Norte, która prowadzi eksploatację w kopalni Chuquicamata, posiadała kilka lat temu system *100* wywrotek Komatsu 930E o udźwigu *290* t tylko do obsługi tej kopalni. Największy, przypuszczalnie, system tego typu zastosowany został w kopalni El Cerrejón (fot. 1.11) w północno-wschodniej Kolumbii, gdzie pracowało na początku lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku *17* koparek i ponad *150* wywrotek o ładowności *170* t (Golosinski [61]).

Fot. 1.11. Załadunek węgla w kopalni El Cerrejón, Kolumbia [158]
Photo. 1.11. Coal loading in El Cerrejón, Columbia [158]

Przewiduje się [158], że za kilka lat będzie tam w eksploatacji *28* koparek hydraulicznych i linowych oraz *215* wywrotek (tabela 1.1). Przewiduje się, iż system może ulec powiększeniu.

Tabela 1.1

Docelowy system maszynowy kopalni El Cerrejón

Wyszczególnienie	Liczba	Dodatkowa liczba przy wydobyciu 32 mln ton
Koparki	28	3
Ładowarki łyżkowe	9	1
Wywrotki	215	14
Spycharki	80	4
Równiarki	26	2
Lokomotywy	12	2

Źródło: [158]

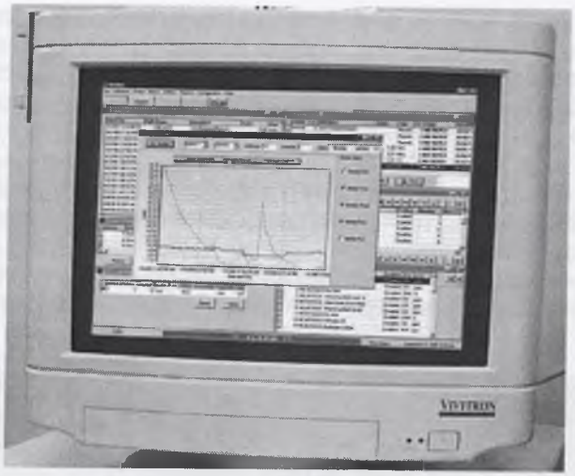
Biorąc to pod uwagę, a także i to, że budowa odpowiedniego zaplecza remontowego kosztuje dalszych kilka milionów USD, natomiast sekcja zbiorników musi zapewniać paliwo na minimum *1* zmianę produkcyjną, co może wynosić *0,5* miliona litrów paliwa lub więcej, to łatwo dochodzimy do wniosku, że jest to kosztowny system maszynowy. Dla wywrotek koszt materiałów pędnych wynosi około *30%* wszystkich jej kosztów, koszt napraw to dalszych *30%*, natomiast około *20%* to koszty ogumienia. Cena *1* opony dla wielkiego wozu dochodzi obecnie do *60* tysięcy USD. Operator wozu to dalszych *20%* kosztów (Church [24]). Trwałość opon waha się znacznie. Zależy ona silnie od stanu i właściwości nawierzchni dróg transportowych i wynosi od kilkunastu tygodni do kilkunastu miesięcy (patrz np. Al Tattersall [133]). Utylizacja zużytego ogumienia stwarza ogromne problemy.

Opisany system maszynowy koparki-wywrotki, będący podstawowym systemem eksploatacyjnym kopalń stożkowych, musi mieć odpowiednie zaplecze, nie tylko remontowe i materiałów eksploatacyjnych: pędnych i części zamiennych. Musi posiadać odpowiedni system pomocniczych urządzeń dla prawidłowego i efektywnego funkcjonowania. Kopalnia musi posiadać:

- polewaczki (w porze suchej kilkanaście minut pracy systemu bez zraszania nawierzchni powoduje powstanie takiego pyłu, że praca systemu zamiera),
- jednostki utrzymania dróg transportowych (spycharki, zgarniarki, walce drogowe, remontery, maszyny do kopania rowów odwadniających),
- spycharki w rejonie załadunku wywrotek, by po wykonaniu kilku załadowań przez koparkę wyrównać teren (tzw. *clean-up duties*),
- ładowarki łyżkowe służące jako tymczasowe maszyny ładujące w przypadku takiego uszkodzenia koparki, że nie realizuje ona załadunku; są one wykorzystywane także do prac utrzymania w odpowiednim stanie miejsca załadunku,
- jednostki transportowe do ewentualnego odtransportowania zepsutych wywrotek, które same nie są w stanie się poruszać (fot. 5.6),
- różnego rodzaju dźwignice i manipulatory dla wykonywania obsług (napraw, przeglądów bieżących itp.) posiadanego sprzętu (fot. 5.5, 5.7, 5.8),
- cysterny dla realizacji stałej dostawy materiałów pędnych,
- spycharki, ładowarki łyżkowe w rejonie składowania nadkładu, dla utrzymania wysypisk.

Obecnie, każdy większy system tego typu jest sterowany przez centrum dyspozytorskie (fot. 1.12 do 1.15). Dawniej, centrum dyspozytorskie, lokalizowane na powierzchni, na krawędzi wyrobiska lub nieco poniżej, musiało przede wszystkim posiadać dobry widok na to, co dzieje się w wyrobisku. Polecenia, przesyłane drogą radiową do operatorów poszczególnych maszyn, były wydawane na podstawie wizualnej oceny sytuacji w wyrobisku i ewentualnej rozmowy z operatorem. Zabierało to niekiedy dużo czasu i nie było korzystne z punktu widzenia ekonomicznego.

Obecne systemy tego typu charakteryzują się czujnikami rozmieszczonymi wzdłuż całej trasy transportowej, które są także na wyposażeniu pracującego sprzętu, zarówno koparek, jak i wywrotek. Podawane informacje bez udziału ludzi to informacje o przejechaniu danego punktu przez wywrotkę z równoczesną identyfikacją numeru jednostki, a także informacje o tzw. statusie – czy dana

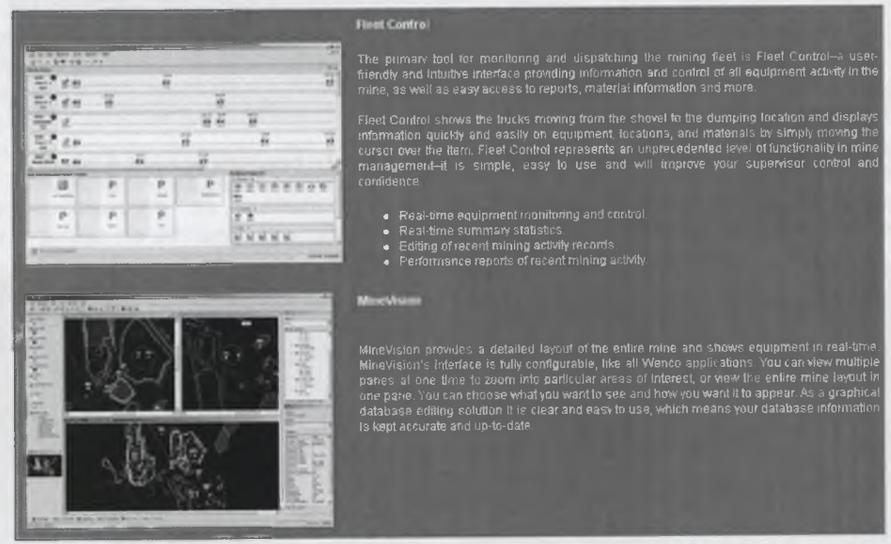


Fot. 1.12. Monitor z wyświetlonymi informacjami o elementach systemu
Photo. 1.12. Information on machinery system elements displayed on a screen

Fot. 1.13. Centrum szkolenia dyspozytorów [146]
Photo. 1.13. Truck dispatching training centre [146]

jednostka jest sprawna czy nie. Informacje te, kierowane do centralnego komputera, mogą być wyświetlone na ekranie dowolnego monitora w centrum (fot. 1.12). Ponadto dyspozytor (w przypadku dużego systemu maszynowego jest to kilka osób) jest w stałym kontakcie z operatorami maszyn. Wjeżdżająca właśnie do wyrobiska jednostka dostaje informacje, do której koparki ma się udać, a wyjeżdżająca – do którego punktu wysypu. Niektóre maszyny wyposażone są w mierniki stopnia załadowania swej łyżki bądź skrzyni ładunkowej. Reasumując, dyspozytor posiada pełną informację o rozmieszczeniu maszyn w każdej chwili w wyrobisku i poza nim, do jakich punktów wywrotki zmierzają, jaki status mają poszczególne maszyny (fot. 1.12 i 1.15). Przyjęta metoda bieżącej alokacji wozów ma kolosalne znaczenie dla wyników finansowych kopalni. Ponieważ *1* godzina eksploatacji dużego systemu maszynowego może kosztować nawet kilkadziesiąt tysięcy USD,

Fot. 1.14. Centrum sterowania systemem koparki – wywrotki kopalni stożkowej
Photo. 1.14. Dispatching centre of an open pit mine



Fot. 1.15. Karta pozycji wywrotek na trasach i rozmieszczenie maszyn w kopalni [169]
Photo. 1.15. Dispatching control chart and equipment location in pit [169]

dlatego optymalne sterowanie systemem jest ogromnie istotne. Wywrotki z nadkładem, po wyjeździe z wyrobiska, są kierowane do punktów lokowania nadkładu, wozy z urobkiem – do pierwszych urządzeń zakładu przeróbczego (fot. 6.1). Odnotujmy na koniec opisu systemu koparki – wywrotki, że systemy takie bywają stosowane w eksploatacji złóż mineralnych w górach i wtedy kształt kopalni nie musi przybrać charakterystycznej formy odwróconego stożka, z racji ukształtowania terenu, na którym realizuje się produkcję górniczą. Przykłady takich kopalń ilustrują fot. 1.16 – 1.19.

Bywają dwa odstępstwa od tego, co opisano powyżej, jeżeli chodzi o zastosowany system maszynowy.

Fot. 1.16. Początek eksploatacji w kopalni Antamina, Peru [150 s. 39]
Photo. 1.16. Antamina, Peru, commence of operation [150 p.39]

Fot. 1.17. Eksploatacja węgla w górach
Photo. 1.17. Coal exploitation in mountains

Fot. 1.18 - 1.19. Kopalnia złota Golden Bear w Kanadzie
Photo. 1.18 - 1.19. Golden Bear mine, Canada

Kilkadziesiąt lat temu cieszył się pewną popularnością system koparki – wywrotki z wykorzystaniem wyciągu pochyłego. Liczba wywrotek niezbędnych do realizacji zadania transportowego jest w takim systemie zredukowana, gdyż wywrotki zapewniają transport urobionej kopaliny od punktów nadania do zsypni, która kieruje urobek do kieszeni odmiarowej urządzenia wyciągowego. W niedużych kopalniach odstawa urobku wozami oponowymi na zewnątrz kopalni, przy istnieniu wyciągu, jest niewielka. W większych kopalniach udział transportu oponowego bezpośrednio z wyrobiska rośnie. Sam wyciąg jest zlokalizowany na tej części zbocza kopalni, która nie będzie już urabiana (fot. 5.3). Kopalina transportowana przez wyciąg jest po opróżnieniu skipu skierowana do zbiorników (jednego lub dwóch), skąd zabierają ją wywrotki. Rozwój techniki wozów odstawczych i w tym przypadku spowodował drastyczną redukcję zainteresowania kopalń zastosowaniem wyciągów pochyłych. Sytuacja ta może się zmienić, gdyż na rynku pojawiła się oferta znanego producenta sprzętu górniczego wytransportowywania wielkich wozów odstawczych w całości na powierzchnię wielkimi platformami wyciągowymi.

Drugim odstępstwem jest zastosowanie systemu z wykorzystaniem transportu taśmowego. Ponieważ odbierany przez wywrotki urobek ma bardzo niekorzystne właściwości dla taśm, podany ładunek musi być poddany kruszeniu. Lokalizuje się wtedy dużą kruszarkę w wyrobisku (fot. 1.20) i znów, jak w poprzednim systemie, liczba wywrotek ulega znacznej redukcji. Pokruszony do odpowiednich rozmiarów urobek transportowany jest na zewnątrz kopalni przenośnikiem taśmowym przystosowanym do pracy pod zwiększonym kątem nachylenia i dalej systemem przenośnikowym do zakładu przeróbczego. Modyfikację systemu odstawy z szynowego na odstawę wywrotkami do kruszarki w wyrobisku przeszedł np. system maszynowy kopalni Bingham Canyon w połowie lat osiemdziesiątych.

Fot. 1.20. Kruszenie urobku w wyrobisku [168]
Photo. 1.20. Crushing in pit [168]

1.3. Opis procesu eksploatacji systemu maszynowego

Jak na razie nie zostanie dokonana żadna głębsza analiza czy formalizacja procesu eksploatacji systemu koparki – wywrotki; proces ten przedstawiony zostanie w formie opisowej po to, aby wskazać, że w zestawieniu z modelami, jakie są stosowane do analizy takich systemów w literaturze przedmiotowej (rozdz. 2), widać wyraźny rozdźwięk między rozważaniami teoretycznymi a realiami eksploatacyjnymi.

Prowadzona jest eksploatacja złoża mineralnego. Dla realizacji tego celu zdejmowany jest nadkład, a także urabiana jest – w koniecznym wymiarze – skała otaczająca. Masa tego urobku składa się na tzw. skałę płonną. Jest ona wywożona z wyrobiska i składowana w wybranych miejscach, czekając końca eksploatacji. Po zakończeniu wydobycia będzie służyła do zasypania wyeksploatowanej kopalni. Urabiana jest oczywiście kopalina użyteczna i transportowana do urządzeń peryferyjnych pobliskiego zakładu przeróbczego. Proces urabiania realizowany jest z reguły materiałami wybuchowymi w wybranych miejscach wyrobiska i w ten sposób przygotowywane są nowe przodki eksploatacyjne – obszary urobionej kopaliny do załadowania i wywiezienia.

Maszyny ładujące to wielkie koparki łyżkowe, przemieszczające się od wyeksploatowanego przodka (tam, gdzie cały materiał do załadowania został wytransportowany) do nowego, przygotowanego przodka, dla realizacji załadunku. Czas cyklu pracy koparki (opuszczenie łyżki – nagarnięcie urobku – podniesienie łyżki – obrót maszyny tak, by łyżka znalazła się nad skrzynią ładunkową wozu odstawczego – otwarcie klapy łyżki i wysyp ładunku – powrót łyżki przez odpowiedni obrót maszyny i przemieszczenie wysięgnika z łyżką do miejsca zaczerpnięcia urobku z równoczesnym zamknięciem klapy) jest zmienną losową o rozkładzie symetrycznym bądź niecałkiem symetrycznym z niedużą asymetrią dodatnią. Skrzynia wywrotki ładowana jest kilkoma łyżkami. Czas załadunku jest zmienną losową również o podobnym charakterze. W czasie pracy maszyny zdarzają się dodatkowe operacje, które w efekcie skracają sam czas poświęcony na załadunek. Operacje te zwykło się dzielić (patrz np. Church [24], Czaplicki [45]) na operacje długotrwałe (np. przejazd koparki od przodka do przodka czy przemieszczenie/odsunięcie maszyny dla realizacji niedalekiego urabiania materiałami wybuchowymi) i operacje krótkotrwałe (np. koparka ładuje duży głaz, sprawdzane jest podłoże, na którym ma pracować).

Cykl pracy wywrotki jest czteroetapowy (czterofazowy): załadunek – odstawa – wysyp – powrót do miejsca załadunku. Czasy ostatnich trzech etapów są zmiennymi losowymi o rozkładach symetrycznych. Wywrotki pracują również w skróconym czasie, gdyż pod koniec zmiany produkcyjnej wóz musi zjechać dla zatankowania paliwa, ma miejsce przerwa dla kierowców itp.

Zaangażowany kapitał, jak i bieżące koszty operacyjne systemu są znaczne. Każdy większy system tego typu koparki – wywrotki jest sterowany na bieżąco przez dyspozytora (często jest to zespół ludzi), a operatorzy maszyn mają możliwość komunikacji z nim. Dodatkowo, gdy skala systemu wzrasta, drogi transportowe są oczujnikowane, wykorzystuje się obecnie system GPS bądź systemy hybrydowe (patrz np. Russell [116]), maszyny są wyposażone w sensory przekazujące potrzebne informacje do centralnego komputera w dyspozytorni. Dyspozytor, a w najbardziej zaawansowanych systemach komputer, zgodnie z wprowadzonym programem wydaje dyspozycję o alokacji maszyn transportowych. Operator wywrotki wjeżdżającej do wyrobiska otrzymuje informację, do jakiej koparki ma ona podjechać.

Podobnie, opuszczająca właśnie kopalnię wywrotka (fot. 1.21) otrzymuje informację, do jakiego punktu wysypu ma się udać dla opróżnienia swej skrzyni ładunkowej. Operator koparki, gdy zbliża się moment załadowania ostatnich ton odstrzelonej kopaliny w danym miejscu załadunku, otrzymuje informację, gdzie znajduje się kolejne miejsce z urobionym materiałem, do którego ma się ze swoją maszyną przemieścić.

Całość sterowania systemem maszynowym ma na celu – ogólnie rzecz formułując – maksymalizację efektu ekonomicznego procesu eksploatacji kopalni poprzez maksymalne wykorzystanie maszyn i minimalizację ich czasów przestoju. Od szeregu lat wiodące ośrodki naukowe na świecie prowadzą badania i proponują coraz to nowsze metody sterowania systemami maszynowymi tego typu (patrz np. Bonates [10, 11], Hagenbuch [69], Lizotte, Bonates [94], Oraee i Asi [108], Soumis, Ethier, McInnis i Elbrond [128], Wright [155]). Szacuje się (Bozorgebrahimi, Hall i Blackwell [13], Woodrow [147]), że koszty załadunku i odstawy w kopalni stożkowej wynoszą około *60 – 65%* całych kosztów operacyjnych kopalni, a koszty samej odstawy około *40 – 50%* (Wang, Zhao [142], Woodrow [147]), według niektórych badań (Fabian [52]) aż *60%*.

Fot. 1.21. Wywrotka Unit Rig w kopalni Palabora, RPA [74]
Photo. 1.21. Unit Rig truck in Palabora, South Africa [74]

1.4. Model Marjanowicza oraz model G/G/k/r przy dużym obciążeniu obsługowym

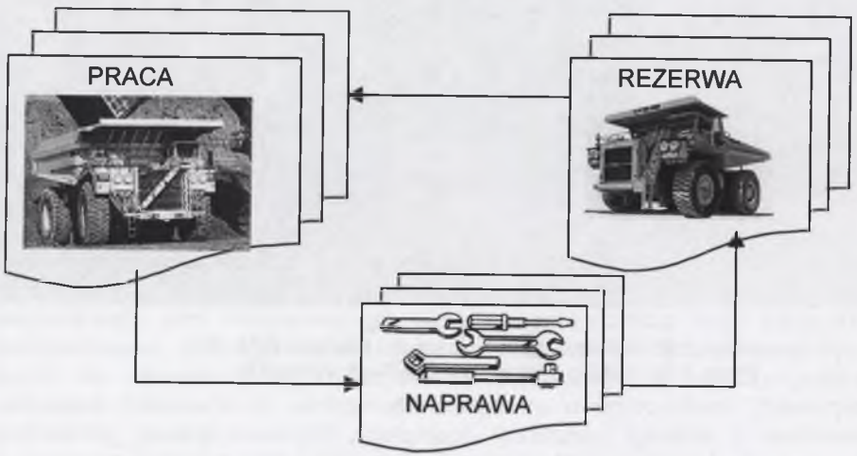
W procesie modelowania systemów maszynowych koparki – wywrotki posługiwać się będę modelem Marjanowicza [98] i modelem Sivazliana i Wanga [127] dla przypadku dużego obciążenia obsługowego, przy czym drugi z wymienionych modeli, będący znacznym uogólnieniem modelu Marjanowicza, stanowi zasadniczy instrument badawczy moich analiz. Pozwala on bowiem na wyznaczenie interesujących wskaźników i charakterystyk systemów. Aby jednak dobrze opisać realia eksploatacyjne, konieczna wydaje mi się odpowiednia rozbudowa tego modelu i jego modyfikacja, którą przedstawię, a wreszcie i konstrukcja takiej procedury postępowania, która pozwoli uzyskać interesujące wskaźniki i charakterystyki.

Model Marjanowicza

Dany jest system składający się z m jednorodnych maszyn przeznaczonych do pracy i r maszyn rezerwowych, które znajdują się w rezerwie zimnej (nie obciążonej) o intensywności uszkodzeń pomijalnie małej. Przyjmuje się, że pracujące maszyny ulegają uszkodzeniom ze stałą intensywnością ε. W systemie znajduje się warsztat naprawczy, który jest w stanie przyjąć jednocześnie wszystkie uszkodzone maszyny, czyli że nie występuje kolejka maszyn oczekujących na naprawę. Zakłada się, że czasy napraw maszyn są niezależnymi zmiennymi losowymi o pewnym rozkładzie $G(x)$ i znana jest nam wartość oczekiwana w tym rozkładzie, którą oznaczymy przez T_n. Dodatkowo czyni się trzy klasyczne założenia właściwe dla systemów kolejkowych, a mianowicie:

- maszyny są obsługiwane w systemie *FIFO* (*first-in-first-out*),
- przeprowadzona naprawa przywraca w pełni zdolność maszyny do pracy,
- zmienne losowe modelu (czasy pracy i napraw) są niezależne od siebie.

Schemat przepływu maszyn w systemie ilustruje rys. 1.10.



Rys. 1.10. Schemat działania systemu Marjanowicza
Fig. 1.10. Operating scheme of the Marjanovitch system

Gdy weźmie się pod uwagę opis systemu, jego notacja kendalowska jest następująca:

$$M / G / m+r / r.$$

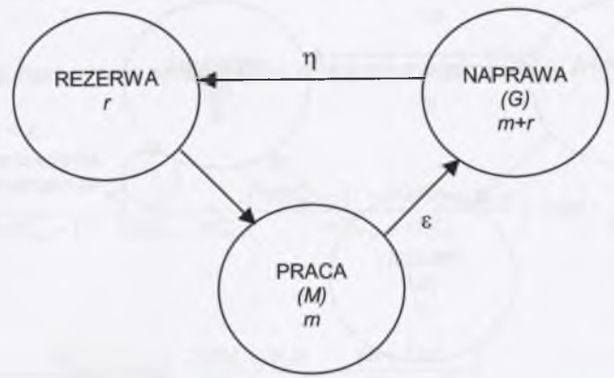
Dowodzi się (patrz np. Marjanowicz [98], Kopociński [87]), że dla tego systemu graniczny rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn w naprawie dany jest za pomocą wzoru:

$$P_k^{(n)} = \begin{cases} P_0^{(n)}(\kappa^k/k!)m^k & dla \quad k = 1, 2, ..., r, \\ P_0^{(n)}(\kappa^k/k!)m^r m(m-1)...(m-k+r+1) & dla \quad k = r+1, ..., m+r, \end{cases} \tag{1.1}$$

gdzie: $\kappa = \varepsilon T_n$ jest wskaźnikiem awaryjności maszyny i

$$\sum_{k=0}^{m+r} P_k^{(n)} = 1.$$

Schemat przepływu maszyn w systemie przedstawia rys. 1.11, przy czym przyjęto $\eta = T_n^{-1}$.



Rys. 1.11. Schemat przepływu maszyn w systemie Marjanowicza
Fig. 1.11. Machinery flow in the Marjanovitch system

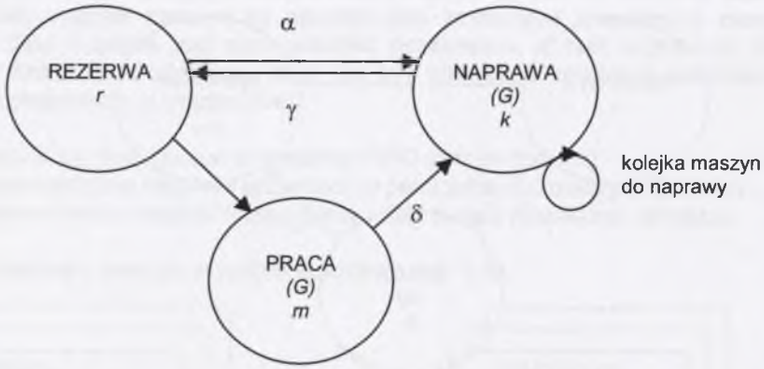
Model Sivazliana i Wanga

Model Sivazliana i Wanga [127] posiada walor uniwersalności, gdyż jest bardziej ogólny od klasycznego zagadnienia konserwatora (patrz np. Kopociński [87]). Jedynym ograniczeniem w tym modelu jest konieczność spełnienia warunku dużego obciążenia obsługowego (tzw. *heavy traffic situation*), którego realizacja pozwala na opis systemu metodą aproksymacji dyfuzyjnej. Istotą aproksymacji dyfuzyjnej jest zastąpienie dyskretnego procesu kolejkowego procesem ciągłym w taki sposób, by charakterystyki oryginalnego procesu nie uległy zgubieniu (Gross, Harris [65]). Znajduje się interesujące charakterystyki systemu w przestrzeni ciągłej, a następnie powraca się do przestrzeni dyskretnej.

Autorem pierwszego zastosowania aproksymacji dyfuzyjnej do modelu *G/G/1* był Heyman [73]. Halachmi i Franta [70] rozwinęli to podejście i zaproponowali procedurę przejścia powrotnego z rezultatów uzyskanych w przestrzeni ciągłej do oryginalnego modelu dyskretnego. W cytowanej pracy [70] przedstawiono również kryterium pozwalające ocenić, czy dany system można uznać za istotnie obciążony czy nie. Pierwsze rozważania dotyczące możliwości aplikacji takiego podejścia do problemu *G/G/R* naprawy maszyn można znaleźć w pracy Igleharta [77]. W pracach [72] Haryono i Sivazliana oraz Sivazliana i Wanga [126, 127] problem ten został obszernie przeanalizowany, ze szczególnym uwzględnieniem pewnych aspektów ekonomicznych problemu.

Rozpatrzmy najpierw oryginalny model Sivazliana i Wanga [127], a następnie dokonajmy korekty uzyskanych rozwiązań, uwzględniając realia eksploatacyjne.

Dany jest proces eksploatacji systemu $m + r$ jednorodnych maszyn, przy czym, jak dotychczas, m maszyn jest przeznaczonych do pracy, a r maszyn do rezerwy. Pracujące maszyny mogą ulec uszkodzeniu z intensywnością δ. Maszyny w rezerwie mogą także ulec uszkodzeniu z intensywnością α, przy czym: $0 \leq \alpha \leq \delta$. A zatem istniejąca w systemie rezerwa jest częściowo obciążona. Naprawa maszyn odbywa się z intensywnością γ, przy czym liczba stanowisk naprawczych wynosi k. Przepływ maszyn w systemie przedstawiony jest na rys. 1.12.



Rys. 1.12. Schemat przepływu maszyn w systemie *G/G/k/r*
Fig. 1.12. Machinery flow in *G/G/k/r* system

Gdy weźmie się pod uwagę opis systemu, jego notacja kendalowska jest następująca:

$$G / G / k / r.$$

Rozważając aproksymację dyfuzyjną, Sivazlian, Wang [127] stwierdzili, że dla wyznaczenia funkcji parametrów dyfuzyjnych niezbędna jest znajomość wariancji bądź odchyleń standardowych rozpatrywanych zmiennych losowych. Załóżmy zatem, że:

- σ_p jest odchyleniem standardowym czasu pracy,
- σ_S jest odchyleniem standardowym czasu przebywania maszyny w rezerwie do momentu jej uszkodzenia,
- σ_n jest odchyleniem standardowym czasu napraw.

Przyjmuje się, że prawdziwe są wymienione wcześniej klasyczne założenia systemów kolejkowych.

Po transformacji z przestrzeni dyskretnej do przestrzeni ciągłej funkcją, której postaci analitycznej się poszukuje, jest funkcja gęstości $h(x)$ liczby uszkodzonych maszyn.

Przyjmując, że:

$$C_M = (\delta\sigma_p)^2, \qquad C_S = (\alpha\sigma_S)^2, \qquad C_R = (\gamma\sigma_n)^2 \tag{1.2}$$

oraz

$$\xi = \delta/\gamma, \qquad \theta = \alpha/\gamma \tag{1.3}$$

(są to wskaźniki awaryjności maszyn w stanie pracy i rezerwie),

autorzy publikacji [127] uzyskali następujący przepis określający tę funkcję:

- dla rezerwy nie mniejszej od liczby stanowisk obsługi, $k \leq r$

dla $0 \leq x < k$

$$h_1(x) = \frac{K_1}{m\xi C_M + (r-x)\theta C_S + xC_R}\left(\frac{m\xi C_M + (r-x)\theta C_S + xC_R}{m\xi C_M + r\theta C_S}\right)^{\beta_1} exp\left(\frac{-2(\theta+1)x}{C_R - \theta C_S}\right)$$

dla $C_R - \theta C_S \neq 0$,

$$h_1(x) = \frac{K_1}{m\xi C_M + r\theta C_S} exp\left(\frac{2(m\xi + r\theta)x}{m\xi C_M + r\theta C_S} - \frac{(\theta+1)x^2}{m\xi C_R + r\theta C_S}\right) \qquad \text{dla } C_R - \theta C_S = 0, \tag{1.4a}$$

dla $k \leq x \leq r$

$$h_2(x) = \frac{K_2}{m\xi C_M + (r-x)\theta C_S + kC_R}\left(\frac{m\xi C_M + (r-x)\theta C_S + kC_R}{m\xi C_M + (r-k)\theta C_S + kC_R}\right)^{\beta_2} exp\left(\frac{2(x-k)}{C_S}\right) \qquad \text{dla } C_S > 0,$$

$$h_2(x) = \frac{K_2}{m\xi C_M + kC_R} exp\left(\frac{2(m\xi - k)(x-k)}{m\xi C_M + kC_R}\right) \qquad \text{dla } C_S = 0, \tag{1.4b}$$

dla $r \le x \le m+r$

$$h_3(x) = \frac{K_3}{(m+r-x)\xi C_M + kC_R}\left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + kC_R}{m\xi C_M + kC_R}\right)^{\beta_3} exp(2(x-r)/C_M) \qquad \text{dla } C_M > 0,$$

$$h_3(x) = \frac{K_3}{kC_R} exp\left(\frac{2(m\xi + r\xi - k)(x-r)}{kC_R} - \frac{\xi(x^2-r^2)}{kC_R}\right) \qquad \text{dla } C_M = 0, \qquad (1.4c)$$

gdzie:

$$\beta_1 = \frac{2m\xi[C_R - \theta C_S + (\theta+1)C_M] + 2r\theta[C_R - \theta C_S + (\theta+1)C_S]}{(C_R - \theta C_S)^2},$$

$$\beta_2 = \frac{2m\xi[1-(C_M/C_S)] - 2k[1+(C_R/C_S)]}{\theta C_S}, \qquad \beta_3 = \frac{2k[1+(C_R/C_M)]}{\xi C_M}. \qquad (1.4d)$$

- dla rezerwy większej od liczby stanowisk obsługi, $r < k$

dla $0 \le x < r$ $\qquad h_4(x) = h_1(x)$ $\qquad (1.5a)$

dla $r \le x \le k$

$$h_5(x) = \frac{K_5}{(m+r-x)\xi C_M + xC_R}\left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + xC_R}{m\xi C_M + rC_R}\right)^{\beta_5} exp\left(\frac{2(\xi+1)(x-r)}{\xi C_M - C_R}\right) \qquad \text{dla } \kappa C_M - C_R \neq 0,$$

$$h_5(x) = \frac{K_5}{(m+r)\xi C_M} exp\left(\frac{2(x-r)}{C_M} - \frac{(\xi+1)(x^2-r^2)}{(m+r)\xi C_M}\right) \qquad \text{dla } \kappa C_M - C_R = 0, \qquad (1.5b)$$

dla $k \le x \le m+r$

$$h_6(x) = \frac{K_6}{(m+r-x)\xi C_M + kC_R}\left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + kC_R}{(m+r-k)\xi C_M + kC_R}\right)^{\beta_3} exp(2(x-k)/C_M), \qquad \text{dla } C_M > 0$$

$$h_6(x) = \frac{K_6}{kC_R} exp\left(\frac{2(m\xi + r\xi - k)(x-k)}{kC_R} - \frac{\xi(x^2-k^2)}{kC_R}\right) \qquad \text{dla } C_M = 0 \qquad (1.5c)$$

gdzie:

$$\beta_5 = \frac{2(m+r)\xi(C_R + C_M)}{(C_R - \kappa C_M)^2}. \qquad (1.5d)$$

Rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn w pierwszym przypadku (dla $k \le r$) jest określony wzorem:

$$h(x) = h_1(x) + h_2(x) + h_3(x) = K_1 g_1(x) + K_2 g_2(x) + K_3 g_3(x),$$

natomiast dla $k > r$

$$h(x) = h_4(x) + h_5(x) + h_6(x) = K_4 g_4(x) + K_5 g_5(x) + K_6 g_6(x). \qquad (1.6)$$

W powyższych funkcjach występują nieznane stałe K_i, po trzy dla każdego z przypadków (ściślej, $K_1 = K_4$). Należy zatem zbudować (2×3) równań, które pozwolą na wyznaczenie tych stałych. Funkcja $h(x)$ musi spełniać dwa warunki.

Pierwszy – to normalizacja masy prawdopodobieństwa do jedności. A zatem:

$$\int_0^{m+r} h(x)dx = K_1 \int_0^k g_1(x)dx + K_2 \int_k^r g_2(x)dx + K_3 \int_r^{m+r} g_3(x)dx = 1$$

oraz

$$\int_0^{m+r} h(x)dx = K_4 \int_0^r g_4(x)dx + K_5 \int_r^k g_5(x)dx + K_6 \int_k^{m+r} g_6(x)dx = 1. \qquad (1.7)$$

Drugi warunek – to warunek ciągłości funkcji. Oznacza on, że:

$$K_1 g_1(k) = K_2 g_2(k) \quad \text{i} \quad K_2 g_2(r) = K_3 g_3(r)$$
oraz (1.8)
$$K_4 g_4(r) = K_5 g_5(r) \quad \text{i} \quad K_5 g_5(k) = K_6 g_6(k).$$

Zanim przystąpimy do procedury dyskretyzacyjnej, zwróćmy uwagę na dwa zagadnienia. Pierwszy to przypadek, gdy $C_M = 0$. Pojawił się on jako produkt rozważań czysto matematycznych. Jego sens inżynierski jest następujący: odchylenie standardowe czasów pracy maszyn jest równe 0, co oczywiście nie odpowiada praktyce. Stąd wzory uwzględniające ten przypadek zostaną pominięte w dalszych rozważaniach. Drugą kwestią jest założenie, że maszyny będące w rezerwie mogą ulec uszkodzeniu z pewną intensywnością, istotnie różną od zera. W praktyce zdarzenie to nie zachodzi. Można rozważyć jedynie, że gdyby dany wóz długo stał i był nie użytkowany, to zachodzące procesy mogłyby spowodować pojawienie się uszkodzenia w krótkim czasie po ponownym rozpoczęciu użytkowania. W praktyce wywrotki długo nie stoją, bo zastępują jednostki, które niestety często wymagają obsługi – bez względu na to, co przez to pojęcie będziemy rozumieli. A zatem przyjmiemy, że $\alpha = 0$.

Transformacja uzyskanego rozwiązania do przestrzeni dyskretnej została zaproponowana w pracy Halachmi i Franty [70]. Według nich prawdopodobieństwo P_j zdarzenia, że uszkodzonych jest j maszyn, określone jest funkcją:

$$P_j = \int_{j-0.5}^{j+0.5} h(x)dx, \quad \text{dla} \quad j = 1, 2, ..., m + r - 1,$$

$$P_0 = \int_{0}^{0.5} h(x)dx \quad \text{oraz} \quad P_{m+r} = \int_{m+r-0.5}^{m+r} h(x)dx, \tag{1.9}$$

przy czym przy całkowaniu należy zwrócić uwagę na granice określoności poszczególnych funkcji składowych $g(x)$.

Pozostaje kwestia zdefiniowania kryterium, jakie powinno być spełnione, aby uznać, że dany system spełnia wymóg dużego obciążenia obsługowego. Według badań Halachmi i Franty [70], sprawdzianem powinno być spełnienie następującego warunku:

$$\rho = \frac{\Lambda}{k\gamma} \geq 0{,}75, \tag{1.10}$$

gdzie Λ jest intensywnością pojawiania się zgłoszeń do systemu napraw, a ρ jest wskaźnikiem intensywności przepływu w systemie obsługi (Gross i Harris [65]). Warto odnotować, że powyższe zalecenie nie ma charakteru ścisłego, oznaczającego, że jeżeli $\rho < 0{,}75$, to otrzymywane wartości prawdopodobieństw będą istotnie odbiegające od rzeczywistych. Według badań Autorów cytowanej pracy [70], *dobroć* oszacowań prawdopodobieństw będzie się wyraźnie pogarszała. Gwoli formalności dodajmy, że wartość wskaźnika intensywności przepływu w systemie obsługi powinna spełniać nierówność:

$$\rho < 1, \tag{1.11}$$

gdyż warunkuje to sensowność zastosowania tego systemu – intensywność zgłoszeń do systemu powinna być mniejsza aniżeli intensywność wykonywanych obsług.

Fot. 1.22. Kopalnia diamentów Koffiefontein, RPA [159]
Photo. 1.22. Koffiefontein diamond mine, South Africa [159]

Fot. 1.23. Kopalnia Palabora, RPA [160]
Photo. 1.23. Palabora Open Pit, South Africa [160]

2. Przegląd literatury dotyczącej analizowanego systemu maszynowego

Przez ostatnie blisko pół wieku obserwować można było intensywny rozwój piśmiennictwa traktującego o metodach badania nieeksploatacyjnego rozważanego systemu. Dotyczą one metod symulacyjnych i metod analitycznych, choć obie nie mogą istnieć bez rzetelnych danych zaczerpniętych z badań eksploatacyjnych.

W drugiej połowie lat sześćdziesiątych ubiegłego stulecia nastąpił gwałtowny rozwój technik symulacyjnych stosowanych do zagadnień górniczych (patrz np. Aurignac, Engel, Ferry [3], Biszele, Gojzman, Saratowski [9], Bucklen et al. [15], Eichler [47], Firganek, Wianecki [54]). Dotyczył on aplikacji przede wszystkim w systemach o ciągłych strukturach technologicznych, później objął systemy szynowe (kolej kopalnianą) i systemy transportu pionowego. W badaniu systemów przenośnikowych stosowano zarówno metodę cięć czasu, jak i następstwa zdarzeń. W analizie systemów szynowych i transportu pionowego stosowano tylko metodę cięć czasu. W tym czasie zaczęły się pojawiać także pierwsze opracowania teoretyczne, jako próba odpowiedzi na pytania formułowane przez eksploatatorów, dotyczące ostatniej grupy systemów maszynowych cyklicznych: maszyny ładujące – środki odstawy o dyskretnym charakterze pracy. Z racji właściwości procesu eksploatacji maszyn w tym systemie zaczęto stosować modele teorii obsługi masowej. Pierwsze opracowania, które były z tego zakresu bądź można uznać za wchodzące w ten zakres, to tzw. *Raporty techniczne* (Spaugh [129], Teicholz [135], Teicholz i Douglas [136], a także Gaarslev [57]). Rozważania dotyczyły tzw. *dwuogniwowych (dwuwęzłowych) systemów przewozu*. Jednym z ogniw były punkty za- i rozładunku jednostki, drugim zaś jednostki przemieszczające się pomiędzy pierwszym ogniwem a innym punktem przeznaczenia. Identyfikowane strumienie miały charakter strumieni poissonowskich, a rozkłady czasów pomiędzy sąsiednimi punktami strumienia przyjmowano jako wykładnicze. Opracowanie [135] brało pod uwagę możliwość aplikacji metody symulacji do rozwiązywania konkretnych przypadków. Na tych samych założeniach bazowała praca J. B. O'Shea et al. [107]. Morgan i Peterson [102] podjęli się oszacowania wydajności systemu koparka-wywrotki w oparciu o teorię kolejek, dokonując dekompozycji cyklu pracy wozu odstawczego na cztery etapy: załadunek – odstawa – wysyp – powrót. Przyjmowano czasy poszczególnych etapów jako wykładnicze. Zrezygnowano z zastosowania modelu Palma opublikowanego w pracy [109], jako zbyt uproszczonego w stosunku do rzeczywistości eksploatacyjnej; jest on bowiem postaci: *M/M/k/r* – a zatem tylko dwuetapowy. W Polsce I. Kopocińska w pracy [86] analizowała system złożony z jednej maszyny ładującej i pewnej liczby wywrotek, które odstawiały żwir do cementowni. Chodziło o znalezienie optymalnej liczby wozów, biorąc pod uwagę parametry eksploatacyjne analizowanego sprzętu, jak i uwzględniając pewne aspekty ekonomiczne zagadnienia. Do znalezienia tej liczby zastosowany został opublikowany wówczas model Takácsa [132], który pozwalał na częściowe odejście od założenia, że czasy jednej z faz cyklu pracy mają rozkład wykładniczy. Był to bowiem model postaci *M/G/1/m*. Czas cyklu pracy wywrotek przyjmowano jako dwuetapowy: załadunek i jazda. Problem niezawodności analizowanego sprzętu w prezentowanych modelach nie istniał.

W latach siedemdziesiątych dwudziestego wieku nastąpił dalszy rozwój aplikacji modeli kolejkowych. Pojawił się artykuł [76] Huka i Łukaszewicza, w którym zaprezentowali rozszerzenie problemu rozważanego przez Kopocińską,

wykorzystując symulację cyfrową. Rozważany system był nadal elementarny, tzn. z jednym punktem obsługowym. Opublikowany został także artykuł Kaplińskiego [81] o zastosowaniu modelu *M/M/1+m* z ograniczonym strumieniem wejścia do optymalizacji ciągu technologicznego w budownictwie; system, którego modyfikacje można znaleźć także w górnictwie. Z publikacji angielskojęzycznych w tej dekadzie odnotować można pracę Graffa [62], w której zakładano nieskończonej wielkości źródło w modelu kolejkowym. Rozpatrywane czasy miały rozkłady wykładnicze. W tym okresie ukazały się także prace Mahera i Cabrera [16, 96, 97]), Elbronda [50] i dysertacja Tsenga [139], w których rozpatrywano systemy z deterministycznym i wykładniczym porządkiem zdarzeń, uwzględniając modyfikacje wprowadzane dla analizy konkretnych systemów maszynowych. Pojawiła się też praca [6] Barnesa, Kinga i Johnsona, w której rozwinięto analizę systemu rozważanego przez Morgana i Petersona [102]. Uwzględniano rozmiar obsługi: etap załadunku i wyładunku przyjmowano jako pojedynczy punkt obsługowy, etapy odstawy i powrotu jako wielopunktowe obsługi z tej racji, że więcej niż jeden wóz może być na trasie. Jak stwierdzili Barbaro i Rosenshine [5], w pracy [102] podano niepoprawny wzór na rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek na trasie, będącego podstawą obliczenia średniej oczekiwanej liczby wywrotek. To według nich obniżyło wartość pracy [102]. Barnes, King i Johnson korzystali z monografii Grossa i Harrisa [65].

W Polsce Sajkiewicz, po sukcesach teorii systemów o ciągłych strukturach technologicznych, której był współautorem, opublikował skrypt [118], w którym część traktowała o obliczaniu systemów maszynowych z transportem oponowym. Sposób prowadzenia analizy był prostą kontynuacją wypracowanej analizy systemów ciągłych, co w przypadku systemów dyskretnych okazało się nietrafione. Ponadto obszarem rozważań były aplikacje w oparciu o procesy Markowa, które nie odpowiadają realiom praktyki kopalnianej w tym względzie.

Lata osiemdziesiąte charakteryzuje znaczny wzrost liczby opracowań traktujących o analizie rozważanego przeze mnie systemu maszynowego. Pojawiły się między innymi prace [5, 17, 28, 52, 63, 64, 75, 94, 105, 106, 119, 120, 130, 131, 155], które pod względem tematyki można umownie podzielić na trzy kategorie. Pierwsza to opracowania dotyczące modeli symulacyjnych. Bogaty wachlarz sprawdzonych i dopracowanych modeli z zakresu analizy systemów ciągłych i pierwsze próby podjęte w latach siedemdziesiątych dla symulacji systemów cyklicznych stanowiły punkt wyjściowy do opracowania pierwszych, dokładniejszych modeli eksperymentów statystycznych. W tym czasie zakres opisywanych zjawisk był skromny, przede wszystkim z racji niedużych możliwości obliczeniowych ówczesnych komputerów. W Kanadzie początek lat osiemdziesiątych to intensywne badania nad tzw. *interaktywnym modelowaniem komputerowym* dla zastosowań w górnictwie, przede wszystkim w systemach ciągłych ze zbiornikiem. Wyrazem tego były między innymi prace Chana [21-23], Nenonena [105] i Nenonena i innych [106] oraz Hufforda i innych [75], w których Autorzy rozważali problemy symulacji systemów z wykorzystaniem wywrotek. Pojawiają się identyfikacje rozkładów czasów etapów ich cykli pracy. Są to rozkłady normalne, natomiast Hufford wykazuje w referacie [75], iż korzystnym narzędziem będzie rozkład logarytmo-normalny do opisu czasów tych etapów cykli pracy. Podejście takie zaprezentowane zostało także w referacie Griffina [63] przy okazji aplikacji teorii perturbacji do modelu symulacyjnego systemu koparki – wywrotki. Griffin stwierdzał, że *stosowany powszechnie rozkład wykładniczy jest nierealistyczny* i *zastosowanie go przekreśla model, w którym on się pojawia*. Lizotte, Bonates w pracy [95] dokonali generalnego przeglądu stosowanych metod alokacji wozów, oceniając ich *dobroć* za pomocą symulacji cyfrowej.

Rozważali także problem alokacji jako zagadnienie z zakresu programowania liniowego. Wprowadzili do rozważań trójparametrowy rozkład Weibulla jako charakterystykę czasów za- i rozładunku; czasy jazdy (odstawa i powrót) opisano rozkładem normalnym.

Drugą kategorię stanowiły prace z zakresu aplikacji teorii kolejek. W Polsce opublikowana została praca Stryszewskiego [130], który rozważał parametry systemu: koparki – samochód – kruszarka przy dwóch założeniach: poissonowskim strumieniu zgłoszeń samochodów do koparek i wykładniczym czasie ich obsługi. W połowie lat osiemdziesiątych pojawiła się praca Barbaro i Rosenshine'a [5], w której dokonali oni poprawy błędnego wzoru Barnesa i innych [102], przeanalizowali system przez nich opisywany zarówno metodą kolejek cyklicznych, jak również z wykorzystaniem symulacji cyfrowej. Stosowane rozkłady były wykładnicze. Autorzy zdawali sobie sprawę, że aplikowane rozkłady odbiegają od realiów eksploatacyjnych, starali się więc wykazać, że uzyskane oszacowania parametrów eksploatacyjnych na tej podstawie nie są złe. O wielkości popełnianego przy tym błędu nic nie napisano. Pojawiło się też australijskie opracowanie monograficzne Carmichaela [17] na temat zastosowań teorii kolejek w budownictwie i górnictwie. Walorem tego opracowania książkowego jest podanie szeregu wartości parametrów i niektórych zależności dotyczących tych parametrów w odniesieniu do systemów maszynowych eksploatowanych w kopalniach czterech krajów. W opracowaniu tym oparto się głównie na danych pochodzących ze statystyk z eksploatacji systemów australijskich. Zagadnienia rozpatrywanie w tej pracy oparto przede wszystkim na aplikacji rozkładów wykładniczych. Pisano w niej także o zdarzeniach mających charakter deterministyczny. Pewne zagadnienia, polegające na podziale etapów cyklu pracy maszyny na pewną liczbę faz z wykładniczymi rozkładami, prezentowane również w pracy, są ujęciem erlangowskim. Co ciekawe, stosowane w pracy rozkłady Erlanga mają zmienne wartości parametru kształtu, przy czym wartość maksymalna tego parametru jest równa *50*. W jednym z rozdziałów tej pracy pojawia się zagadnienie zawodności maszyn, jednak jest to zagadnienie oddzielne, nie mające związku z rozpatrywanymi wcześniej modelami kolejkowymi. W tym zagadnieniu niezawodności posługiwano się również rozkładami wykładniczymi. Autor omówił także krótko problem wielkości rezerwy wywrotek, lecz prezentowane zależności wynikały z zastosowania rozkładów wykładniczych. Warto odnotować, że Autor wspomina o możliwości wystąpienia kolejki do naprawy. W referacie [170] Zhongzhou i Qining zaproponowali do opisu czasów cyklu pracy wywrotek rozkłady Erlanga. Prezentowany model był więc postaci *E/E/k/r*, przy czym cykl pracy przyjęto jako dwufazowy: załadunek i jazda (odstawa – wyładunek – powrót). Rozważano, tylko teoretycznie, rozkłady do rzędu szóstego włącznie, przyjmując, że prezentowany model będzie użyteczny w praktyce. Wiadomo jednakże (patrz np. Gercbach, Kordonski [58]), że przejście od rozkładu gamma do rozkładu normalnego będzie miało sens, gdy parametr kształtu będzie nie mniejszy niż *9*. Z punktu widzenia teorii nie była to żadna nowość, bo już 16 lat wcześniej w monografii [87] B. Kopociński opisywał możliwość aplikacji systemów erlangowskich do opisu i analizy zagadnień inżynierskich. Systemy te mają jednak wady i ograniczenia. Wskazałem na nie w podręczniku [45]. Z końcem lat osiemdziesiątych pojawiły się też publikacje: Fabiana [52], traktująca o pewnych zagadnieniach aplikacji teorii kolejek do zagadnień górniczych, uwzględniająca rozkłady wykładnicze badanych zmiennych, oraz mój referat [28], w którym proponowałem rozpatrzenie cyklu pracy wywrotki dwufazowo. Jako rozkład czasów pierwszej fazy – obsługi przyjąłem rozkład

wykładniczy, natomiast czas drugiej fazy (odstawa, wysyp, powrót) proponowałem opisać rozkładem sumy trzech zmiennych losowych o różnych rozkładach wykładniczych. W tym czasie opublikowane zostały także referaty Shramy [119] i Shramy i Ekki [120]. Prezentowały one inny sposób podejścia do analizy systemu koparki-wywrotki. Autorzy tych publikacji skupili się nie na symulacji ani na zastosowaniu wybranego modelu teorii kolejek, lecz na analizie danych pochodzących z obserwacji rzeczywistego systemu kopalnianego. Skupili się oni na estymacji wybranych mierników eksploatacyjnych, które uznano za istotne i przeprowadzili analizę zmiany *dobroci* systemu, głównie jego wydajności, w przypadku gdy zmieniać się będą wartości tych mierników. Dokonywano zmiany liczby zastosowanych maszyn, ściślej, liczby wywrotek. We wszystkich rozważanych modelach kolejkowych opisujących pracę maszyn nie występowało zagadnienie ich niezawodności – maszyny były niezawodne. W modelach symulacyjnych pojawiały się naprawy maszyn.

W latach dziewięćdziesiątych liczba publikacji na rozważany temat była niewielka w porównaniu do poprzedniej dekady. Pojawiły się prace Panagiotou [110 – 112], w których głównym narzędziem badawczym była metoda symulacji i praca Kozioła i Ubermana [89], w której nadal występował rozkład wykładniczy i poissonowski strumień przybyć oraz jego modyfikacje. Wyjątkiem od dotychczasowego sposobu podejścia do tych zagadnień były moje prace [32-34 i 38-40]. Skorzystałem w nich z opracowania Sivazliana i Wanga [127], którzy przeanalizowali model *G/G/R* traktujący o naprawianych maszynach. W artykule [32] zaprezentowałem adaptację tego modelu do zagadnienia systemu koparka-wywrotki, a głównym punktem mojego zainteresowania był rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn przy koparce. Ponieważ prezentowane wzory miały skomplikowaną budowę i obliczenia należało prowadzić wieloetapowo, zaproponowałem pewne wzory pomocnicze dla uproszczenia kalkulacji. W dwa lata później opublikowałem artykuł [33] traktujący o rozkładzie prawdopodobieństwa liczby pracujących wywrotek przypadającej na *1* pracującą koparkę. Opisałem w nim, jak mi się wydaje jako pierwszy, zagadnienie niezawodności eksploatowanych maszyn, wiążąc je z uzyskiwanymi rozkładami prawdopodobieństwa zmiennych losowych charakterystycznych dla rozważanego systemu maszynowego. Jedną bowiem z kardynalnych cech systemów maszynowych jest zmienna losowo liczba pracujących maszyn. Z uwagi na to, że w systemach kopalnianych istnieje rezerwa wozów, a odnośna literatura rekomenduje różnorakie zasady określające wielkość tej rezerwy, dając bardzo różne wyniki, przeanalizowałem w artykule [34] oraz w referacie [38] proces eksploatacji systemu wywrotek za pomocą modelu kolejkowego, uwzględniając niezawodność maszyn i wskazując na prawidłowości kierujące kształtowaniem się wielkości rezerwy. W kolejnym referacie [37] rozpatrywałem przypadek systemu maszynowego eksploatowanego w kamieniołomach: ładowarki łyżkowe – oponowe wozy odstawcze. Zastosowany model opisujący przepływ maszyn w systemie był modelem *M/G/m+r/r* Marjanowicza [98], który, jak uważam, dobrze nadaje się do opisu przede wszystkim niedużych systemów maszynowych. Przeanalizowałem także różne możliwości zwiększenia wydajności tego systemu. Uogólnienie zagadnienia ładowarki łyżkowe – oponowe wozy odstawcze przedstawiłem w referacie [41], rozważając przypadek, gdy charakterystyki niezawodności maszyn nie są znane, a kupujący nowy sprzęt musi opierać się na informacjach pochodzących od producenta bądź sprzedającego. Przyjąłem, iż parametry niezawodnościowe są w tym przypadku zmiennymi losowymi. Oszacowałem wpływ takiego potraktowania parametrów na charakterystyki systemu

maszynowego. W kolejnej publikacji [39] przeanalizowałem ocenę wydajności systemu rozważanego przez Morgana i Petersona, Barnesa i innych oraz Barbaro i Rosenshine'a stosując różne modele dla różnego zestawu założeń wejściowych. Rozważania przedstawione były, począwszy od modelu deterministycznego, poprzez modele stochastyczne Palma, Takácsa, Barnesa i innych aż do modelu *G/G/1*, który pozwalał na założenie dowolnych rozkładów prawdopodobieństwa etapów cyklu pracy wywrotki. Następnie wprowadziłem założenie o zawodności maszyn i skorygowałem wyniki uzyskane w wyniku aplikacji poszczególnych modeli. Na koniec sformułowałem zalecenie praktyczne dotyczące doboru pary liczb: liczba wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, liczba wywrotek w rezerwie. W 1999 roku opublikowałem artykuł [40], w którym zaproponowałem nową metodę obliczania systemu koparki-wywrotki. Uwzględniłem dostępność maszyn ładujących, niezawodność zarówno wywrotek, jak i koparek oraz podział systemu wozów na maszyny przeznaczone do realizacji zadania transportowego i rezerwę. Zaproponowałem, w oparciu o rozkład prawdopodobieństwa liczby pracujących wywrotek przypadającą na *1* pracującą koparkę, by rozkład ten był informacją wejściową dla modelu *G/G/1*, który miał być podstawą do obliczeń dalszych, istotnych parametrów systemu. Zwróciłem też uwagę na to, że długość kolejki w wyrobisku przy koparce nie może być nieograniczona. Dalsze moje badania wykazały później, że takie podejście zbyt uśrednia otrzymywane wyniki, tak że uzyskiwane charakterystyki są mocno zniekształcone w stosunku do rzeczywistych.

W 2002 roku opublikowałem artykuł [42], w którym zaprezentowałem metodę obliczania systemu koparki-wywrotki uwzględniającą niezawodność zaangażowanego sprzętu, istnienie rezerwy, decyzje dyspozytora sterującego procesem alokacji wozów, zakładając dowolne rozkłady czasów faz cyklu pracy wywrotek przy spełnieniu warunku dużego obciążenia obsługowego, co odpowiada realiom kopalnianym. Jest to jedyna znana mi praca uwzględniająca fakt, iż liczba pracujących maszyn w danej chwili jest zmienną losową zależną od szeregu czynników, między innymi od posiadanej rezerwy. Rozkład tej zmiennej jest informacją wejściową dla systemu kolejkowego. Tę pracę można uznać za ukoronowanie moich badań w tym zakresie prowadzonych z niewielkimi przerwami przez przeszło dziesięć lat. Dalsze moje prace: referat [43] i artykuł [44] są rozszerzeniem tej tematyki i zakresu badań nad systemami cyklicznymi kopalń stożkowych. Praca [43] to jedyna publikacja traktująca o metodzie analitycznego, całościowego obliczania systemu: koparki – wywrotki – kruszarka – przenośniki taśmowe, natomiast druga [44] to jedyne opracowanie, pokazujące możliwość obliczenia przyszłościowego systemu: koparki – wywrotki – wyciąg pochyły do transportu wielkich wozów odstawczych.

Na światowym Kongresie Górniczym w New Delhi w 2003 roku Kolonja, Stanic i Hamovic zaprezentowali w referacie [85] nową metodę symulacyjnego badania systemu koparki-wywrotki z uwzględnieniem istnienia kruszarki, natomiast referat Nandy [104] traktował o metodach obliczania wydajności systemu za pomocą metod właściwych badaniom operacyjnym. Stosowane rozkłady do opisu interesujących zmiennych losowych były wykładnicze. W roku 2004 opublikowane zostały w odnośnych materiałach konferencyjnych dwa referaty: o zastosowaniu modelu rozmytego do systemu alokacji wywrotek (Oraee, Asi [108]) i referat [144] autorów Weicheng i Youdi omawiający zastosowanie genetycznego algorytmu dla doboru wielkości systemu maszynowego koparki-wywrotki. Autorzy pierwszej pracy sami przyznają, że znalezione przez nich rozwiązania należy traktować z ostrożnością, jako materiał wyjściowy do dalszej analizy. Jeżeli chodzi o drugi referat, to autorzy tej

pracy sugerowali, by w trakcie aplikacji algorytmu genetycznego wykorzystywać dane z innego systemu, już istniejącego. Na marginesie warto odnotować, że coraz częściej pojawiają się prace traktujące o aplikacji algorytmu genetycznego do zastosowań inżynierskich i nie jest wykluczone, że w przyszłości metoda to będzie dawała interesujące wyniki.

W roku 2005 na Kongresie Górniczym w Teheranie zaprezentowano model symulacyjny ARENA [2] (Ataee-pour, Damiri, Sadri) wykorzystany do analizy i oceny systemu maszynowego kopalni żelaza Choghart w Iranie.

Na zakończenie dokonanego przeglądu literaturowego warto zauważyć, że o ile metody badań symulacyjnych są mocno rozwinięte, o tyle metody analityczne, może poza moimi pracami – odbiegają od realiów eksploatacyjnych rozważanych systemów maszynowych. Warto również odnotować, iż mimo znacznego zaawansowania technik badania eksperymentami statystycznymi, metoda symulacji w odniesieniu do odtwarzania eksploatacji procesu systemów koparki-wywrotki jest nadal trudna i często dość uproszczona. Pisali o tym Autorzy niedawno opublikowanego referatu [85]. O tym, jak wiele prawidłowości powinno być uwzględnionych, można się przekonać na podstawie informacji zawartych w niniejszej pracy. Poza tym sam proces symulacji ma swoje dobrze znane, niekorzystne właściwości.

Fot. 2.1. Kopalnia Escondida, Chile [150 s.41]
Photo. 2.1. Escondida Open Pit, Chile [150 p. 41]

3. Cel, metoda i zakres pracy

W teorii górniczych systemów maszynowych rozróżnia się cztery rodzaje systemów, przyjmując jako kryterium podziału metodę ich funkcjonowania, a mianowicie:

- systemy ciągłe (o ciągłych strukturach technologicznych),
- systemy gotowościowe,
- systemy cykliczne,
- systemy mieszane.

Teoria i opis analityczny systemów ciągłych wypracowane w latach sześćdziesiątych ubiegłego wieku, poparte dogodnymi instrumentami z zakresu symulacji cyfrowej, dobrze spełniają swe zadanie. Górnictwo światowe dysponuje w tym względzie bogatym wachlarzem sprawdzonych narzędzi matematycznych do opisu i analizy tego rodzaju systemów. Stale opracowywane są nowe, udoskonalone metody symulacyjne z tego zakresu.

Teoria i opis analityczny systemów gotowościowych – systemów, których zadaniem jest czekanie w gotowości, by wejść do akcji, gdy pojawi się taka potrzeba (np. systemy ratownictwa górniczego) – zawdzięcza bogatą literaturę przynależności do zagadnień wojskowych.

Problematykę górniczych systemów cyklicznych, charakteryzujących się okresową naturą ich eksploatacji, możemy podzielić na:

- eksploatację urządzeń wyciągowych,
- eksploatację kolei kopalnianej,
- eksploatację systemów maszyny ładujące – środki odstawy,
- urabianie materiałami wybuchowymi.

Używany do opisu i analizy tych zagadnień aparat matematyczny jest różny.

Opis analityczny i analiza procesu eksploatacji urządzeń wyciągowych nie stanowią problemu z wyjątkiem opisu współpracy transportu poziomego z wyciągiem. W przypadku gdy w rozważanym systemie pojawia się jeszcze zbiornik przyszybowy, komplikuje to znacznie opis analityczny. Poza metodami symulacji cyfrowej nie istnieją efektywne, analityczne metody analizy tego zagadnienia. Próbę takiej analizy przedstawiłem w [46], uwzględniając także naturę probabilistyczną zachodzących procesów.

Opis analityczny i analiza procesu eksploatacji kolei kopalnianej są dobrze znane i sprawdzone od lat, dając na ogół poprawne wyniki. Można, co najwyżej, pokusić się o korektę obliczania tych systemów w zakresie uwzględnienia stochastyki zachodzących zjawisk w ich procesie eksploatacji.

Przykładem systemu maszyny ładujące – środki odstawy jest system koparki – wywrotki. Jego opis analityczny i jego analiza nie znalazły, jak dotychczas, w miarę pełnego powiązania z realiami praktyki kopalnianej. Złożoność zachodzących w tym systemie zjawisk, w powiązaniu z niełatwymi do analizy jego właściwościami stochastycznymi powodowała, że wypracowywane przez lata modele matematyczne stanowiły słabe przybliżenie rzeczywistości, bądź uwzględniały, w miarę poprawnie, jedynie niewielki wycinek realiów górniczych. Dowodem prawdziwości tego stwierdzenia jest przedstawiony uprzednio przeze mnie przegląd literatury

przedmiotowej, który poprzedzony został opisem procesu eksploatacji rozważanego systemu maszynowego. A waga tego systemu dla praktyki górnictwa powierzchniowego, dominującego na świecie, jest bardzo duża, zwłaszcza w świetle faktów uprzednio opisanych. W budowę i eksploatację kopalń stożkowych, które są głównymi eksploatatorami systemów koparki – wywrotki, zaangażowany jest coraz większy kapitał. Coraz bardziej spektakularne bywają przedsięwzięcia związane z tym rodzajem eksploatacji. Fot. 3.1 pokazuje jedno z takich przedsięwzięć.

Fot. 3.1. Kopalnia diamentów Argyle w Australii [101]
Photo. 3.1. Argyle diamond mine, Australia [101]

Biorąc zatem pod uwagę aktualny etap rozwoju górnictwa światowego i tendencje rozwojowe w budowie wielkich maszyn górniczych, opisane we wprowadzeniu, a także znaczący rozdźwięk pomiędzy możliwościami opisu i analizy oferowanymi przez wypracowane dotychczas teorie w tym zakresie, podjąłem się budowy takiej procedury analitycznej, która umożliwia uwzględnienie większości istotnych właściwości rzeczywistego procesu eksploatacji systemu koparki-wywrotki i pozwala na wyznaczenie jego podstawowych parametrów oraz na przeprowadzenie analizy efektywności jego funkcjonowania.

Metodą stosowaną w niniejszej pracy jest modelowanie polegające na budowie kolejnych modeli analitycznych, które w określonej sekwencji tworzą całość. Bazują one na rzeczywistych właściwościach rozważanego procesu eksploatacji.

Modelowanie zatem będzie narzędziem opisu i analizy zarówno podsystemów składowych, jak i całego systemu.

Zakres pracy obejmuje więc następujące zagadnienia:

1. identyfikację właściwości probabilistycznych składowych procesu eksploatacji rozważanego systemu i jego elementów strukturalnych (rozdz. 4),
2. sformułowanie procedury postępowania i budowę modeli matematycznych, pozwalających na wyznaczenie charakterystyk i parametrów procesu eksploatacji systemu, a w tym:
   - konstrukcję modelu niezawodności i funkcjonowania systemu maszyn ładujących (rozdz. 5.1),
   - konstrukcję modelu funkcjonowania systemu: wywrotki – warsztat naprawczy z uwzględnieniem niezawodności wywrotek i możliwości obsługowych stanowisk naprawczych (rozdz. 5.2); informacją wyjściową na tym etapie, potrzebną do dalszej analizy, jest rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn transportowych w stanie pracy (rozdz. 5.3),
   - ocenę *dobroci* dopasowania zastosowanego systemu maszynowego do możliwości realizacji zadania wydobywczego – weryfikacja *dobroci* doboru trójki parametrów $< m, r, k >$, czyli liczby wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, liczby wywrotek w rezerwie i liczby stanowisk naprawczych (rozdz. 5.4),
   - rozważenie pewnego zagadnienia związanego z krążnością wozów odstawczych – możliwość poprawienia tej charakterystyki systemu przy wykorzystaniu modeli prezentowanych dotychczas w pracy (rozdz. 5.5),
   - konstrukcję modelu, który uwzględnia możliwość ograniczonego dostępu do stanowisk naprawczych oraz zawodność tych stanowisk (rozdz. 5.6),
   - sformułowanie zalecenia, jak dobierać elementy składowe rozważanego systemu, aby wynikowy rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy reprezentował system o praktycznie najkorzystniejszych właściwościach eksploatacyjnych,
   - budowę modelu funkcjonowania systemu koparki – wywrotki z uwzględnieniem niezawodności i dostępności tych maszyn, biorąc także pod uwagę decyzje dyspozytora zmieniającego organizację systemu w zależności od właściwości, jakimi charakteryzuje się system (rozdz. 5.7),
3. wskazanie – na różnych etapach prowadzonej analizy – na znaczenie praktyczne uzyskiwanych wyników, możliwości ich wykorzystania dla oceny *dobroci* stosowanych rozwiązań, a także słuszności podejmowanych decyzji przez dyspozytora,
4. zdefiniowanie podstawowych parametrów systemu i ich znaczenia dla praktyki (rozdz. 5.7),
5. zaprezentowanie przykładu analizy systemu z wykorzystaniem modeli tu prezentowanych (rozdz.6).

4. Właściwości probabilistyczne składowych procesu eksploatacji systemu maszynowego

4.1. Podstawowe pojęcia procesu eksploatacji

Podejmując rozważania dotyczące identyfikacji określonych właściwości składowych procesu eksploatacji, należy zdefiniować podstawowe pojęcia, które będą w pracy używane.

Badanie właściwości szeroko rozumianego procesu eksploatacji określonego systemu maszynowego, które jest przedmiotem niniejszej pracy, dotyczy niekiedy właściwości bezpośrednio identyfikowanych pod względem miary, poprzez obserwację tego procesu w rzeczywistych warunkach. Istnieje natomiast szereg właściwości, które możliwe są do wykrycia i przypisania im miary dopiero po odpowiedniej obróbce danych, modelowaniu interesującego nas wycinka rzeczywistości eksploatacyjnej i celowym działaniu na modelu, tak by uzyskać szukane oceny miar tych właściwości. Samo pojęcie procesu eksploatacji sformułowanego dla potrzeb realizacji niniejszej pracy jest nieco szersze od tego, z jakim stykamy się na ogół w teorii eksploatacji. Według klasycznej definicji proces eksploatacji obiektu technicznego to proces zmian jego właściwości od momentu rozpoczęcia jego użytkowania do momentu definitywnego zakończenia tego użytkowania. Według definicji Kaźmierczaka [82 str.156] – bliższej potrzebom niniejszej pracy – *proces eksploatacji to wszystko to, co dzieje się z obiektem od momentu zakończenia procesu wytwórczego... do momentu wycofania z użytkowania.*

Proces eksploatacji rozważanego systemu maszynowego koparki-wywrotki będzie tu rozumiany dwupłaszczyznowo: jako proces zmian właściwości niezawodnościowych elementów składowych systemu (maszyn) oraz jako proces zmian wykonywanych funkcji przez te elementy. Jest oczywiste, że przeplatające się wzajemnie oba te procesy nie są równoważne. Proces zmian właściwości niezawodnościowych wynika z procesu zmian wykonywanych funkcji, ale nie tylko. Na jego przebieg mają wpływ dwa dalsze czynniki – warunki eksploatacji obiektu i właściwości tego obiektu nadane mu w procesie projektowania, konstruowania i produkcji. Proces zmian właściwości niezawodnościowych jest nadrzędny względem procesu zmian wykonywanych funkcji.

Z procesem eksploatacji związane są dwa podstawowe pojęcia eksploatacyjne: stan obiektu i zdarzenie eksploatacyjne.

W procesie użytkowania i obsługiwania właściwości obiektu będą ulegały zmianom. Dla niektórych cech zmiany te będą ciągłe, czasem powolne, dla niektórych skokowe, czasem drastyczne. A zatem obiekt, który obserwujemy w danej chwili, nie jest tym samym obiektem, jakim był przed chwilą w sensie właściwości, jakimi się charakteryzuje. Ażeby opisać ten proces zmian przebiegający w czasie, zwykło się używać pojęcia *stanu*. Definiując zbiór cech obiektu $\mathfrak{C}$ będących przedmiotem naszego zainteresowania: $\mathfrak{C} = \{c_1, c_2, ..., c_m\}$, możemy powiedzieć, iż stan obiektu $\mathfrak{S}$ w chwili t określa funkcja:

$$\mathfrak{S}(t) = f(\mathfrak{C}(t)) = f(c_1(t), c_2(t), ..., c_m(t)).$$

Podobne określenie stanu zamieszczone jest w pracy Kaźmierczaka [82 str. 119]: „przez pojęcie stanu obiektu eksploatacji rozumieć będziemy, przypisaną do określonej chwili czasu, ... „fotografię" wartości cech tego obiektu".

W zastosowaniach praktycznych na ogół nie rozważa się powyższej funkcji jako funkcji ciągłej. Dokonuje się dyskretyzacji tej funkcji, a stanom przypisuje się określone nazwy związane z fizyczną stroną zagadnienia, np. stan naprawy, stan pracy, stan postoju itp. Zauważmy, że w konsekwencji pojawia się prosty wniosek, iż proces eksploatacji obiektu jest w istocie sekwencją stanów tego obiektu lub – używając określenia częściej stosowanego – procesem zmiany stanów.

Następstwem dokonanej dyskretyzacji procesu jest pojawienie się zdarzeń eksploatacyjnych w momentach zmiany stanu obiektu. Czasami takie zdarzenia są *widoczne* i niejako *wyczuwalne*, np. uszkodził się jakiś element obiektu i obiekt przestał pracować. Czasami takie zdarzenia są umowne – nic się fizycznie nie stało poza tym, iż określony parametr obiektu przekroczył założoną, dopuszczalną granicę, np. okładzina tarczy hamulcowej zużyła się nadmiernie. Przyjmuje się, że obiekt jest już w innym stanie, np. zagrażającym istnieniu obiektu.

Proces zmiany stanów niezawodnościowych rozważanych obiektów technicznych w niniejszej pracy to alternatywny proces praca-naprawa dla maszyn ładujących, natomiast dla maszyn transportowych dodatkowo pojawia się stan rezerwy a sekwencja jest następująca: praca – naprawa – rezerwa.

Proces zmian funkcjonowania maszyn jest bardziej złożony.

Dla koparek, realizujących zadanie załadowcze, istotne będzie, czy maszyna ma możliwość ładowania czy nie. Jest oczywiste, że w stanie naprawy nie ładuje. Ale są także takie okresy w procesie jej eksploatacji, gdy maszyna jest sprawna, może ładować, a nie jest do tego celu wykorzystywana, np. przemieszcza się do nowego miejsca załadunku. Używa się określenia, że jest ona niedostępna (do ładowania). Szczegółowe relacje pomiędzy tymi stanami są zaprezentowane w rozdziale 6.1. Z koparką związane jest także pojęcie cyklu pracy koparki. Jest to taki szereg czynności koparki, które są związane z załadunkiem, przypadających na pewien odcinek czasu i powtarzających się okresowo.

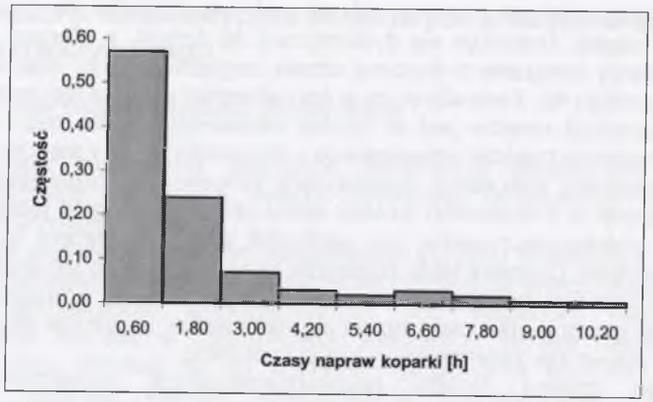
Rozpatrując proces zmian funkcjonowania wywrotek, będziemy również mówili o jej dostępności bądź niedostępności dla realizacji zadania transportowego. Będziemy także używali pojęcia cyklu pracy oraz fazy (etapy) cyklu pracy. W tym przypadku cykl pracy to powtarzające się periodycznie fazy załadunku skrzyni wozu (faza wspólna z ładującą koparką), odstawy załadowanego urobku, opróżnienia skrzyni przez wywrót i powrotu maszyny pod (jakąś) ładującą koparkę.

4.2. Składowe procesu eksploatacji i ich właściwości

4.2.1. Czasy napraw koparek

Wiele lat temu identyfikowane były czasy napraw koparek eksploatowanych w kopalniach stożkowych. Liczba publikacji dotycząca tego zagadnienia była i jest nadal uboga. Typowe histogramy czasów napraw sporządzone na podstawie danych statystycznych zebranych przez Temenga [137] i przeze mnie przedstawiono na rys. 4.1 – 4.2.

Choć przedstawione przykładowo histogramy wskazywały na skrajnie asymetryczną funkcję gęstości tych czasów, to jednak test zgodności do weryfikacji hipotezy głoszącej, że rozkłady tych czasów są wykładnicze, wskazał, w większości badanych przez nas przypadków, na odrzucenie tej hipotezy na poziomie istotności $\alpha = 0{,}05$.



Rys. 4.1. Histogram czasów napraw koparki – Temeng [137]
Fig. 4.1. Shovel repair time histogram – Temeng [137]

Rys. 4.2. Histogram czasów napraw koparki – Czaplicki [26]
Fig. 4.2. Shovel repair time histogram – Czaplicki [26]

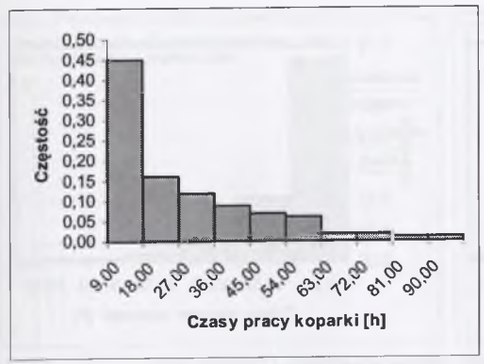
Według autorów prac: Czaplicki [26], Temeng [137], Czaplicki i Temeng [29], Kolonja, Stanic, Hamovic [85] rozkłady teoretyczne dobrze opisujące dane empiryczne rozkładów czasów napraw koparek to rozkłady gamma bądź Weibulla. Podobny wniosek można sformułować analizując dane zamieszczone w referacie Nandy [104].

Analizując w Calgary w 1988 r. materiały niepublikowane z eksploatacji systemów maszynowych kopalń kanadyjskich, zetknąłem się z danymi pokazującymi, iż zdarzają się histogramy wskazujące na rozkłady tych czasów z niedużą asymetrią dodatnią. Estymacja parametru kształtu w tych rozkładach dawała oceny nieco powyżej *1*.

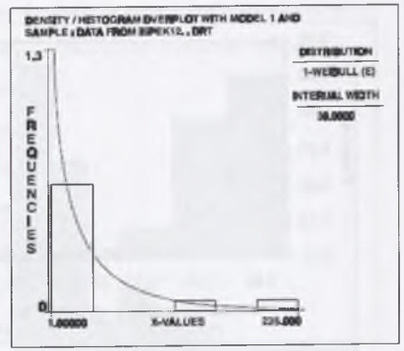
4.2.2. Czasy pracy koparek

Histogramy czasów pracy pomiędzy sąsiednimi naprawami, które zwykło się nazywać histogramami czasów pracy, przedstawiono na rys. 4.3 – 4.5.

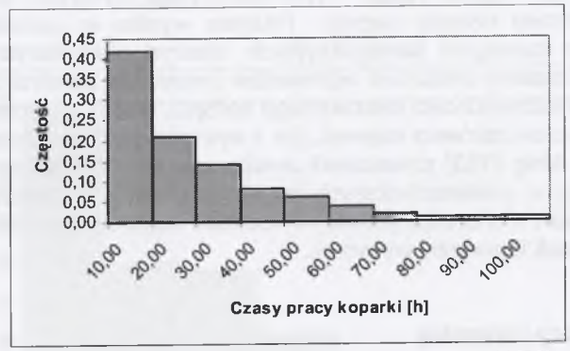
Wskazują one także na asymetryczną funkcję gęstości tych czasów pracy. Według badań Temenga [137], Kolonji i innych [85] oraz moich [26], rozkłady



Rys. 4.3. Histogram czasów pracy koparki - Temeng [137]
Fig. 4.3. Shovel work time histogram - Temeng [137]



Rys. 4.4. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów pracy koparki - Kolonja [85]
Fig. 4.4. Shovel work time density function - Kolonja [85]

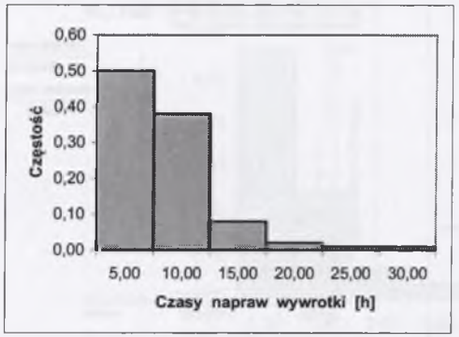


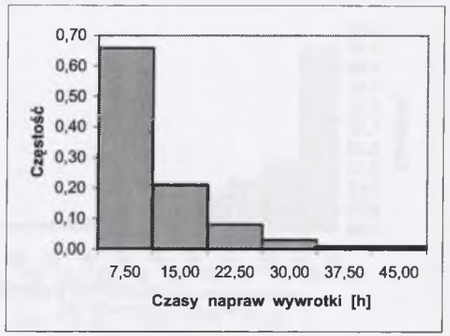
Rys. 4.5. Histogram czasów pracy koparki - Czaplicki [26]
Fig. 4.5. Shovel work time histogram - Czaplicki [26]

teoretyczne dobrze opisujące zebrane dane empiryczne to znów rozkłady gamma bądź Weibulla. W znakomitej większości przypadków parametr kształtu przyjmował wartość bardzo bliską jedności, a test zgodności nie dawał podstaw do odrzucenia hipotezy głoszącej, że czasy te można dobrze opisać rozkładem wykładniczym.

4.2.3. Czasy napraw wywrotek

Większość histogramów czasów napraw wywrotek wskazuje na asymetryczną funkcję gęstości (rys. 4.6 – 4.7). Po dokładniejszej analizie okazuje się, że są przypadki, gdy parametr kształtu w rozkładzie gamma lub Weibulla jest istotnie nieco mniejszy od jedności; są przypadki, gdy można go opisać krzywą wykładniczą, są też przypadki, gdy parametr kształtu jest większy od jedności. Jak wykazał Temeng [137], o charakterze histogramu decyduje udział procentowy różnych rodzajów wykonywanych napraw. We wspomnianej pracy naprawy dzielono na elementarne i złożone oraz na elektryczne i mechaniczne. Histogramy czasów napraw





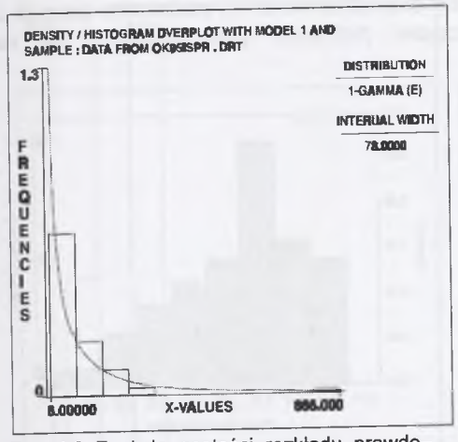
Rys. 4.6 - 4.7. Histogramy czasów napraw wywrotek - Czaplicki [26]
Fig. 4.6 - 4.7. Truck repair time histograms - Czaplicki [26]

elementarnych i elektrycznych były ewidentnie asymetryczne, sugerując krzywą wykładniczą. Histogramy dwóch pozostałych rodzajów napraw były często niesymetryczne z asymetrią dodatnią [137 str. 59-62]. W pracy [29] wykazaliśmy, że różne typy wywrotek mają różne funkcje rozkładu prawdopodobieństwa czasów napraw. Różnica wynika w pierwszej kolejności z istotnie różnych rozwiązań konstrukcyjnych maszyn oferowanych przez różnych producentów. Czasami producent wprowadza innowację konstrukcyjną, zmieniając charakterystyki niezawodności oferowanego sprzętu. Oceny parametrów zawodności wybranych zespołów zarówno koparek, jak i wywrotek zamieszczone są w referacie Nandy [104], a Mrig [103] przedstawił analizę zawodności sprzętu maszynowego eksploatowanego w powierzchniowych kopalniach węgla w południowo-wschodnim zagłębiu w Indiach. Scharakteryzował zawodność koparek zgarniakowych, wiertnic, spycharek, koparek linowych i wywrotek.

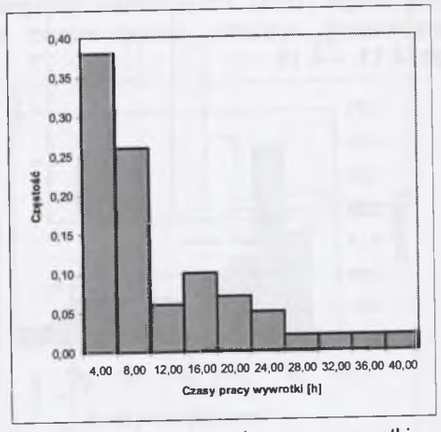
4.2.4. Czasy pracy wywrotek

Rozkłady czasów pracy wywrotek można w znakomitej większości przypadków opisać rozkładem wykładniczym (rys. 4.8 – 4.10). Według badań Temenga [137], wszystkie badane przez niego wywrotki (*44* wywrotki Haulpak *120* t, *14* wywrotek Lectra Haul *120* t, *26* wywrotek Lectra Haul *100* t) wykazywały tę samą cechę – rozkłady czasów pracy tych maszyn można było opisać rozkładem wykładniczym. Podobne rezultaty uzyskałem na nieco mniejszej próbie [26]. Wyniki badań opublikowane zostały w materiałach konferencyjnych [29]. Kolonja i inni [85] stosowali konsekwentnie rozkłady gamma i Weibulla do opisu czasów pracy wywrotek, mimo iż jak to wynikało z prezentacji, parametry kształtu tych funkcji były prawie zawsze bardzo bliskie jedności.

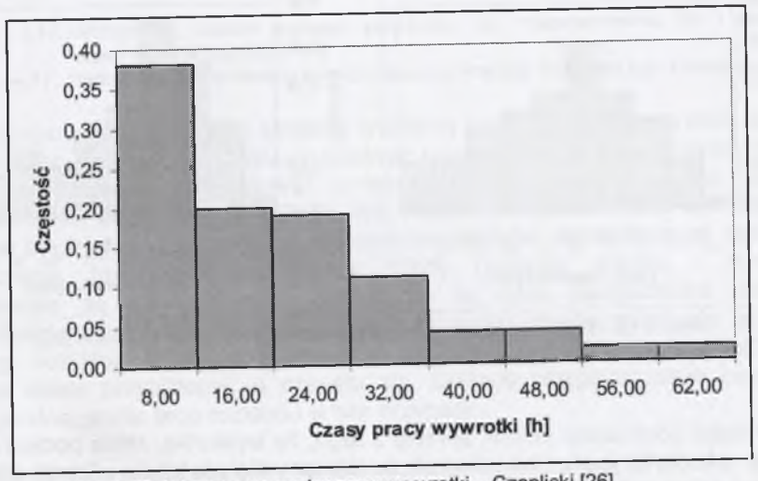
W monografii Carmichaela [17] zarówno czasy napraw, jak i czasy pracy wozów transportowych są wykładnicze.



Rys. 4.8. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów pracy wywrotki – Kolonja [85]
Fig. 4.8. Truck work time density function – Kolonja [85]



Rys. 4.9. Histogram czasów pracy wywrotki – Temeng [137]
Fig. 4.9. Truck work time histogram – Temeng [137]

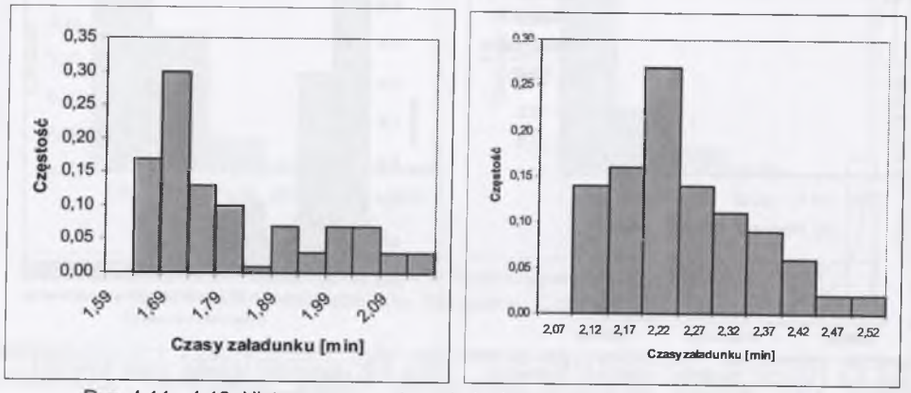


Rys. 4.10. Histogram czasów pracy wywrotki – Czaplicki [26]
Fig. 4.10. Truck work time histogram – Czaplicki [26]

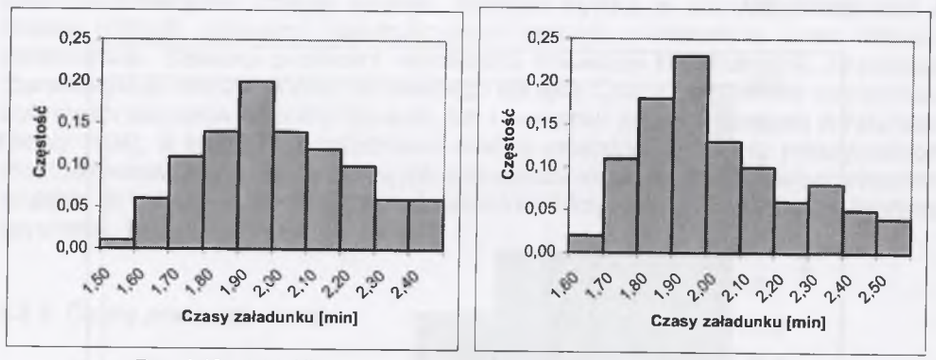
4.2.5. Czasy faz cyklu pracy

Zbiór funkcji stosowanych do opisu czasu załadunku wywrotki jest dość bogaty, począwszy od funkcji wykładniczej, nie pasującej do realiów eksploatacyjnych, a stosowanej jedynie dla dogodności obliczeń (wspomniane prace [5, 6, 102, 104, 110, 115]), poprzez funkcje Weibulla (Lizotte, Bonates i Leclerc [95]) także z parametrem przesunięcia (Lizotte, Bonates [94], Temeng [137]), logarytmo-normalne (Griffin [63], Hufford, Griffin, Sturgul [75]), funkcje Erlanga (Zhongzhou, Qining [170]) aż do funkcji rozkładu normalnego włącznie (Kolonja, Stanic, Hamovic

[85], Wright [155]). Przykładowe histogramy skonstruowane na podstawie danych z eksploatacji systemu maszynowego kopalni Nchanga przedstawione są na rys. 4.11. – 4.14.



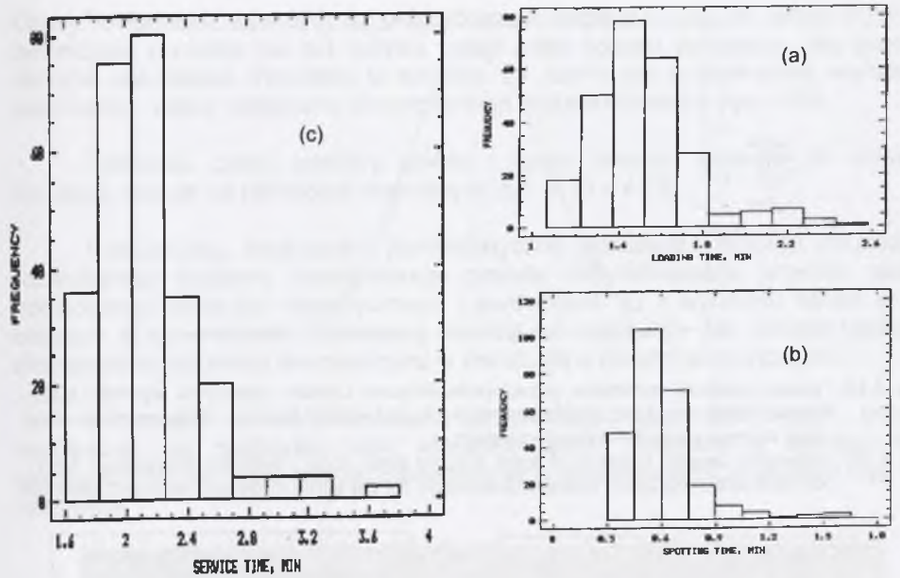
Rys. 4.11 - 4.12. Histogramy czasów załadunku wywrotek – Temeng [137]
Fig. 4.11 - 4.12. Truck loading time histogram – Temeng [137]



Rys. 4.13 - 4.14. Histogramy czasów załadunku wywrotek – Czaplicki [26]
Fig. 4.13 - 4.14. Truck loading time histogram – Czaplicki [26]

Trzeba zdać sobie jednak sprawę z tego, że wywrotka, która podjechała pod koparkę, a koparka jest wolna, manewruje tak, aby się właściwie ustawić względem maszyny ładującej. Pochłania to jakiś czas, na ogół nieduży. Ten czas manewrowania (tzw. *spotting time*, nazywany w języku polskim *czasem wymiany wozu*, Kozioł, Uberman [89]) bywa niekiedy uwzględniany w bardziej dokładnych analizach (patrz np. Church [24], Panagiotou [110], Kozioł, Uberman [89]). Część analizujących dokonuje zlepienia stanów samego załadunku z manewrowaniem (np. Panagiotou [110] rys. 4.15 – 4.17), a ja [26, 45] dokonałem zlepienia stanów manewrowania z fazą powrotu wozu pod koparkę. Manewrowanie dotyczy bowiem maszyny transportowej, a nie koparki.

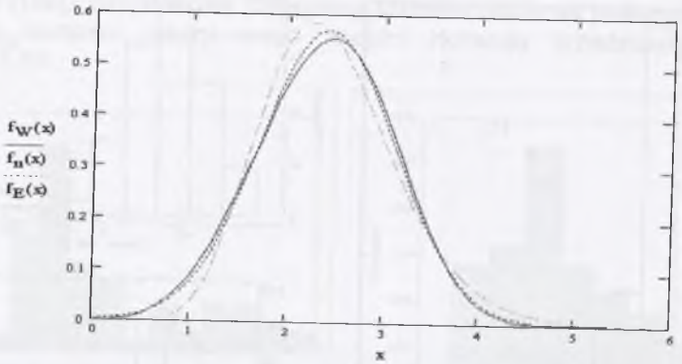
Na podstawie przeprowadzonych badań i studiów literaturowych uważam, że stosowanie rozkładu wykładniczego do opisu czasu załadunku wywrotek jest niecelowe przynajmniej z dwóch względów. Po pierwsze, dystrybucja masy



Rys. 4.15 - 4.17. Histogramy czasów samego załadunku (a), manewrowania (b) i łącznego czasu (c) - Panagiotou [110]
Fig. 4.15 - 4.17. Histograms: pure loading time (a), spotting time (b), total time (c) - Panagiotou [110]

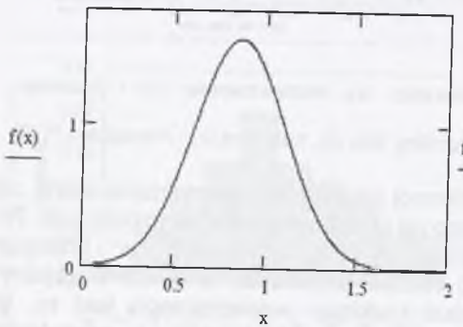
prawdopodobieństwa nad osią wartości zmiennej losowej jest diametralnie różna od rozmieszczenia masy histogramu uzyskanego na podstawie badań empirycznych. Po drugie, odchylenie standardowe zmiennej (czasu załadunku) w praktyce eksploatacyjnej waha się od *0,2* do *0,4*, rzadko przekracza ono *0,5* względem wartości średniej. Prawidłowością natomiast rozkładu wykładniczego jest to, iż współczynnik zmienności jest równy *100%* (wartość średnia i odchylenie standardowe są sobie równe). Zasadniczo te dwie niezgodności całkowicie przekreślają sens stosowania tego rozkładu do opisu czasów załadunku wywrotek. Aplikacja rozkładu logarytmo-normalnego do opisu rozkładu tych czasów daje niekiedy dobre przybliżenie, a czasem złe. Dlatego przypuszczalnie zaniechano dalszego stosowania tego rozkładu w tym przypadku.

Porównajmy opis rozkładu czasów załadunku funkcjami: Weibulla, Gaussa i Erlanga dla tych samych danych: średniego czasu załadunku $\bar{x}$ = *2,4* min z odchyleniem standardowym s = *0,7* min. Funkcje te przedstawione są na rys. 4.18. Jak widać, funkcja gęstości rozkładu normalnego i funkcja rozkładu Weibulla prawie się pokrywają. Funkcja rozkładu Erlanga odbiega nieco od pozostałych, przede wszystkim z tej racji, że parametr kształtu równy *11,76* został *zaokrąglony* do najbliższej mu liczby naturalnej *12*. W przypadku oceny równej *11,5* kształt krzywej opisujący rozkład masy prawdopodobieństwa będzie nieco gorszy. Sens zatem zastosowania tego rozkładu może być tylko wtedy, gdy właściwości probabilistyczne tego rozkładu będą użyteczne w dalszej analizie. Mowa tu o zastosowaniu systemów erlangowskich, choć, jak to już zostało powiedziane wcześniej, systemy te mają swoje niekorzystne właściwości [45].



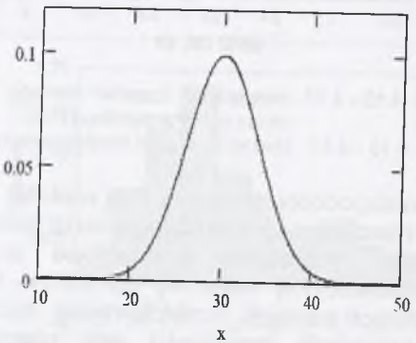
Rys. 4.18. Funkcje gęstości rozkładów prawdopodobieństwa czasów załadunku wywrotki: $f_W(x)$ - Rozkład Weibulla, $f_n(x)$ - rozkład normalny, $f_E(x)$ - rozkład Erlanga, dla tej samej średniej i tego samego odchylenia standardowego

Fig. 4.18. Probability density function of truck loading time: $f_W(x)$ - Weibull's distribution, $f_n(x)$ - normal distribution, $f_E(x)$ - Erlang's distribution, for the same mean and standard deviation



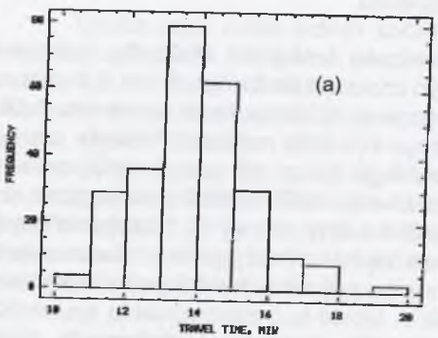
Rys. 4.19. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów wyładunku - Wright [155]

Fig. 4.19. Truck unloading time density function - Wright [155]



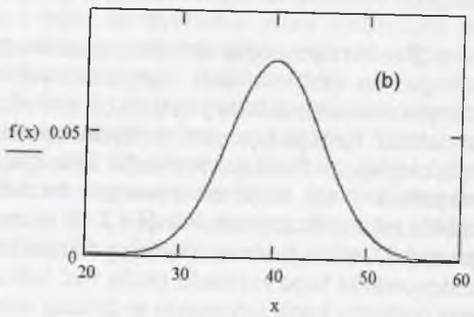
Rys. 4.20. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów powrotu wywrotki - Wright [155]

Fig. 4.20 Truck return time density function - Wright [155]



Rys. 4.21. Histogram czasów odstawy wywrotki - Panagiotou [110]

Fig. 4.21. Truck haulage time histogram - Panagiotou [110]



Rys. 4.22. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa czasów odstawy wywrotki - Wright [155]

Fig. 4.22. Truck haulage time density function - Wright [155]

Czasy rozładunku wywrotek są zdecydowanie krótsze – jest to jedna *czynność* techniczna. Na czas nie ma wpływu liczba łyżek koparki potrzebna, aby zapełnić skrzynię ładunkową. Wszystko to sprawia, że ocena jest w znakomitej większości taka sama – czasy rozładunku dobrze opisuje rozkład normalny (rys. 4.19).

Podobnie, czasy odstawy urobku i czasy powrotu wywrotki do maszyny ładującej opisuje się rozkładem normalnym (rys. 4.20 – 4.22).

Reasumując, właściwości probabilistyczne składowych procesu eksploatacji rozważanego systemu maszynowego zostały zidentyfikowane poprzez analizę posiadanego materiału statystycznego i porównanie go z wynikami badań innych badaczy w tym zakresie. Wskazano również na rozdźwięk, jaki istnieje pomiędzy stosowanymi modelami teoretycznymi w literaturze a danymi empirycznymi.

Informacje o właściwościach probabilistycznych składowych procesu eksploatacji są niezbędne, aby wiedzieć, jakimi modelami z zakresu teorii niezawodności czy teorii obsługi masowej należy się posługiwać w analizie tego typu systemów.

Fot. 4.1. Główna pochylnia transportowa kopalni Barrick Goldstrike, USA [74]

Photo. 4.1. Barrick Goldstrike main haulage ramp, USA [74]

5. Procedura modelowania procesu eksploatacji systemu: koparki - wywrotki

Stosowane modele analityczne służące analizie i ocenie systemów maszynowych kopalń stożkowych bazują na modelach z zakresu teorii obsługi masowej. Jest cechą charakterystyczną, że w publikacjach, np. Barbaro i Rosenshine'a [5], Barnesa, Kinga i Johnsona [6], Carmichaela [17], Fabiana [52], Huka i Łukaszewicza [76], w modelach opisujących procesy zmiany faz funkcjonowania maszyn przyjmuje się zwykle stałą, określoną liczbę maszyn w analizowanym systemie, co nie odpowiada praktyce eksploatacyjnej. W moich pracach (np. [42], [43], [44], [45]) przyjmowałem, że liczba maszyn w stanie pracy jest zmienną losową, na którą wpływ ma szereg różnych czynników. Dlatego znalezienie rozkładu tej zmiennej dla danego systemu warunkuje możliwość przeprowadzenia poprawnej analizy systemu z punktu widzenia niezawodności całego systemu czy efektywności jego eksploatacji. Rozkład tej zmiennej ma bowiem wpływ na większość mierników eksploatacji danego systemu maszynowego.

5.1. System maszyn ładujących

W wyrobisku kopalni proces ładowania odstrzelonej kopaliny jest realizowany przez pewną liczbę koparek. Zdarzają się przypadki, że użytkowane maszyny są różnej wielkości. Mowa tu przede wszystkim o pojemności ich łyżek, a ich wielkość pozostaje w relacji do pojemności skrzyń ładunkowych maszyn transportowych. Różnice w ładowności łyżek mają miejsce wówczas, gdy kopalnia decyduje się na zmianę wielkości wydobycia i nabywając nowe koparki, wprowadza je sukcesywnie do eksploatacji. W dużych systemach maszynowych tego typu korzystniej jest (i do tego dążą zarządzający kopalniami), by wszystkie koparki miały tę samą pojemność organu ładującego. W przypadku bowiem, gdy stosowane wozy transportowe mają skrzynie też o tej samej ładowności, można sterować dynamicznie takim systemem, zapewniając wysoką efektywność[1)] eksploatacji. Jest bowiem wtedy obojętnie, do jakiej maszyny ładującej jest skierowana dana wywrotka. Poza tym, gdy dobrze została dobrana relacja: pojemność łyżki do pojemności skrzyni ładunkowej, nie zachodzi obawa ani straty czasu na załadunek (więcej łyżek, by załadować wóz), ani strat trwałości eksploatowanych wywrotek czy większego rozsypywania kopaliny przy załadunku, gdy pojemność łyżki jest duża. Zakładać będziemy, że mamy do czynienia z ustabilizowanym systemem, w którym wszystkie maszyny ładujące mają tę samą pojemność łyżki, a eksploatowane wozy – skrzynię o tej samej ładowności.

Procedurę modelowania procesu eksploatacji systemu koparki – wywrotki rozpoczniemy od rozważenia niezawodności systemu koparek.

Oznaczając przez n liczbę koparek w wyrobisku, możemy powiedzieć, że system koparek to system n maszyn eksploatowanych niezależnie od siebie. Stosując elementarne zasady teorii niezawodności, możemy wyznaczyć rozkład

[1)] Pojęcie efektywności będzie się pojawiało w niniejszej pracy wielokrotnie. Przez to pojęcie będziemy rozumieli taką cechę systemu, która charakteryzuje stopień wykorzystania zdolności systemu w procesie realizacji określonych celów w określonych warunkach (patrz Sienkiewicz [122]).

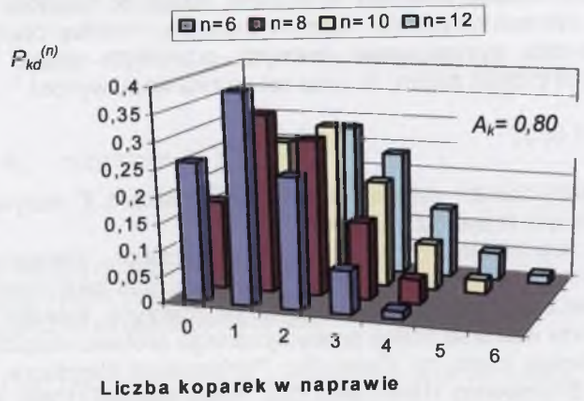
prawdopodobieństwa liczby maszyn, np. w stanie naprawy. Jest on określony wzorem:

$$P_{kd}^{(n)} = \binom{n}{d} \frac{1 - A_k}{A_k} P_{k0}^{(n)}, \qquad d = 1, 2, \ldots, n; \tag{5.1}$$

$$\text{przy czym} \quad \sum_{d=0}^{n} P_{kd}^{(n)} = 1,$$

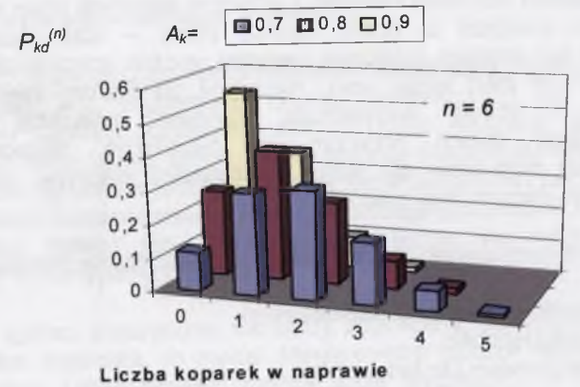
gdzie: $P_{kd}^{(n)}$ – prawdopodobieństwo, że d koparek znajduje się w stanie naprawy,
A_k – współczynnik gotowości koparki.

Rozkłady prawdopodobieństwa liczby koparek w naprawie dla różnej ich liczby i różnych współczynników gotowości przedstawiono na rys. 5.1, 5.2.



Rys. 5.1. Rozkłady prawdopodobieństwa $P_{kd}^{(n)}$ liczby koparek w naprawie dla różnej liczby maszyn w systemie n

Fig. 5.1. Probability distributions $P_{kd}^{(n)}$ of number of shovels in repair for variable number of machines n



Rys. 5.2. Rozkłady prawdopodobieństwa $P_{kd}^{(n)}$ liczby koparek w naprawie dla różnych wartości współczynnika gotowości A_k

Fig. 5.2. Probability distributions $P_{kd}^{(n)}$ of number of shovels in repair for variable of their availability

Wartość oczekiwana liczby koparek w stanie naprawy jest określona zależnością:

$$E_k^{(n)} = n\,(1 - A_k). \qquad (5.2)$$

Proces eksploatacji koparki to załadunek wykonywany wielokrotnie – załadowywanie kolejno podjeżdżających wywrotek aż do wyczerpania się w danym miejscu odstrzelonej kopaliny. Potem następuje przejazd maszyny do nowego miejsca, gdzie świeżo odstrzelony materiał czeka na załadowanie. Przyjmuje się (patrz np. Church [24], Czaplicki [39, 45], Dudczak [48]), że wszystkie dodatkowe operacje maszyny (poza załadunkiem) dzieli się na dłużej trwające (np. odjazd maszyny od przodka eksploatacyjnego dla odpalenia ładunków wybuchowych w pobliżu tego przodka, oprócz przejazdu maszyny pomiędzy kolejnymi miejscami ładowania) i na krótkotrwałe. Można umownie przyjąć (Church [24], Czaplicki [45]), że te drobne przestoje wydłużają czas poświęcony na załadunek. Nie wstrzymują one jednak procesu dojazdu wywrotek do koparki. Spada co najwyżej intensywność dojazdu środków transportowych do maszyny ładującej. Według oceny fachowców [24], strata z powodu występowania drobnych przestojów wynosi ok. 5%. Dla uproszczenia można przyjąć zatem, że czas załadunku wozu wynosi:

$$Z' = 1{,}05\,Z,$$

gdzie Z jest średnim czasem załadunku wywrotki. Wielkość Z' nazywać będziemy średnim skorygowanym czasem załadunku.

Operacje długotrwałe powodują, że dyspozytor kierujący procesem eksploatacji systemu decyduje, aby wyłączyć na pewien czas taką koparkę z procesu alokacji. Skraca się zatem czas dostępności do tej maszyny. Kwestia estymacji tej dostępności z punktu widzenia oceny przewidywanego procesu eksploatacji koparki bywa różnie ujmowana (patrz np. Caterpillar Performance Handbook [19], Church [24], SME Mining Engineering Handbook [124], Terex Manual [138]), natomiast dla maszyn będących już w eksploatacji można przyjąć [24], że dla *dobrej* organizacji pracy koparki współczynnik dostępności $B_k = 0{,}85$.

Zauważmy, że z punktu widzenia realizacji zadania ładująco-odstawczego nie jest istotne, czy koparka nie może ładować z przyczyn własnych (stan naprawy) czy nie własnych (np. przejazd w nowe miejsce pracy – stan niedostępności). Rozpatrując zatem ten problem (realizacji zadania), można dokonać zlepienia tych stanów i traktować je jako jeden stan. Nazwijmy go stanem *niezdatności do ładowania*, krótko – stanem *niezdatności*. Ponieważ zdarzenia powodujące pojawianie się tych dwóch przyczyn są niezależne, dlatego szacując prawdopodobieństwo pojawienia się stanu niezdatności maszyny, rozpatruje się prawdopodobieństwo iloczynu tych zdarzeń.

Wyszczególnionych zostało szereg stanów koparek. Mamy następujące stany:

$\mathfrak{K}_{np}$ – stan naprawy (usuwania uszkodzenia),
$\mathfrak{K}_{nd}$ – stan niedostępności,
$\mathfrak{K}_{nz}$ – stan niezdatności (do ładowania),
$\mathfrak{K}_{p}$ – stan pracy,
$\mathfrak{K}_{zd}$ – stan zdatności (do ładowania).

Relacje pomiędzy stanami są następujące:

$$\mathfrak{K}_{np} \cup \mathfrak{K}_{nd} = \mathfrak{K}_{nz}, \qquad \mathfrak{K}_{zd} \cup \mathfrak{K}_{nd} = \mathfrak{K}_{p},$$

$$\sim \mathfrak{K}_{np} = \mathfrak{K}_{p}, \qquad \sim \mathfrak{K}_{p} = \mathfrak{K}_{np},$$

$$\mathfrak{K}_{zd} = \sim(\mathfrak{K}_{np} \cup \mathfrak{K}_{nd}),$$

$$\mathfrak{K}_{np} \cup \mathfrak{K}_{n} = \mathfrak{K}_{nz} \cup \mathfrak{K}_{zd}.$$

Biorąc pod uwagę powyższe relacje, rozkład prawdopodobieństwa (5.1) i pamiętając o tym, że koparki eksploatowane są niezależnie od siebie, możemy skonstruować rozkład prawdopodobieństwa zdarzenia, że d koparek będzie w stanie zdatności. Jest on określony wzorem:

$$P_{kd}^{(zd)} = \binom{n}{d} G_k^d (1 - G_k)^{n-d}, \qquad d = 1, 2, \ldots, n,$$

$$G_k = A_k\,B_k, \quad \text{przy czym} \quad \sum_{d=0}^{n} P_{kd}^{(zd)} = 1, \qquad (5.3)$$

gdzie:
G_k – współczynnik zdatności koparki,
B_k – współczynnik dostępności koparki,
A_k – współczynnik gotowości koparki.

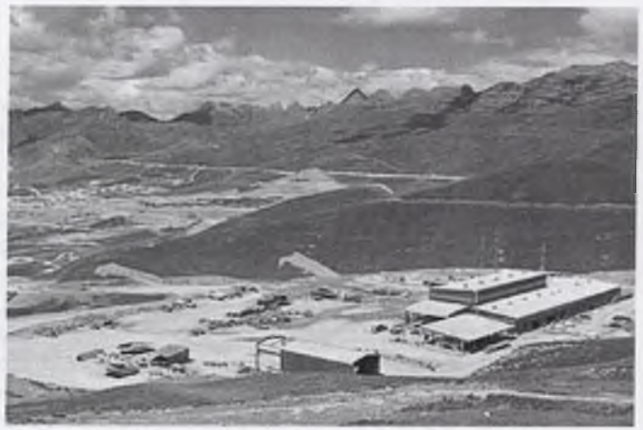
Rozkład ten będzie informacją wejściową w analizie funkcjonowania systemu koparki – wywrotki rozpatrywanej w rozdziale 5.7.

5.2. System: wywrotki – warsztat naprawczy

Drugim, największym podsystemem składowym omawianego systemu koparki-wywrotki jest podsystem wozów odstawczych. Ich niezawodność i zorganizowane zaplecze obsługowe (fot. 5.1) dla realizacji napraw, remontów, przeglądów itp. mają istotny wpływ na efektywność eksploatacji całego systemu oraz na to, ile wozów będzie w rzeczywistości krążyło w wyrobisku i poza nim.

Dokonamy oszacowania rozkładu prawdopodobieństwa liczby pracujących wywrotek jako funkcji ich niezawodności, liczby stanowisk naprawczych i intensywności wykonywanych napraw.

Jeżeli system maszynowy nie byłby zbyt liczny, powiedzmy, jedna ładująca koparka i kilka wywrotek, to model Marjanowicza dobrze nadaje się do analizy takiego systemu. Łatwo bowiem można sobie wyobrazić, że nawet gdy zajdzie przypadek, iż wszystkie jednostki transportujące ulegną uszkodzeniu, to warsztat naprawczy będzie w stanie przyjąć wszystkie maszyny do naprawy. Kolejki do naprawy nie będzie i model Marjanowicza będzie dawał dokładne oszacowania rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn w naprawie.



Fot. 5.1. Warsztat naprawczo-obsługowy kopalni Antamina, Peru [157]
Photo. 5.1. Maintenance bay of Antamina open Pit, Peru [157]

W eksploatowanych obecnie systemach maszynowych jest kilka bądź nawet kilkanaście maszyn ładujących i kilkadziesiąt, czasem ponad sto wywrotek przeznaczonych do pracy. Zorganizowane zaplecze naprawczo-obsługowe na pewno nie będzie dysponowało tyloma stanowiskami, by przyjąć zawsze wszystkie uszkodzone maszyny. Byłoby to ekonomicznie nieuzasadnione. Poza tym nierzadko kopalnia jest w górach i budowa zaplecza obsługi technicznej kosztuje ogromne pieniądze, gdyż trzeba dokonać wybrania części zbocza, a prawdopodobieństwo zdarzenia, że uszkodzeniu ulegnie tak duża liczba maszyn, jest bliskie zeru.

Rozpatrzmy system złożony z m wywrotek przeznaczonych do pracy i r wywrotek w rezerwie zimnej. Pracujące maszyny mogą ulec uszkodzeniu z intensywnością δ, a naprawa odbywa się z intensywnością γ. Liczba stanowisk naprawczych wynosi k. Znane są odchylenia standardowe występujących tu zmiennych losowych (praca, naprawa), co pozwala na oszacowanie stałych modelu:

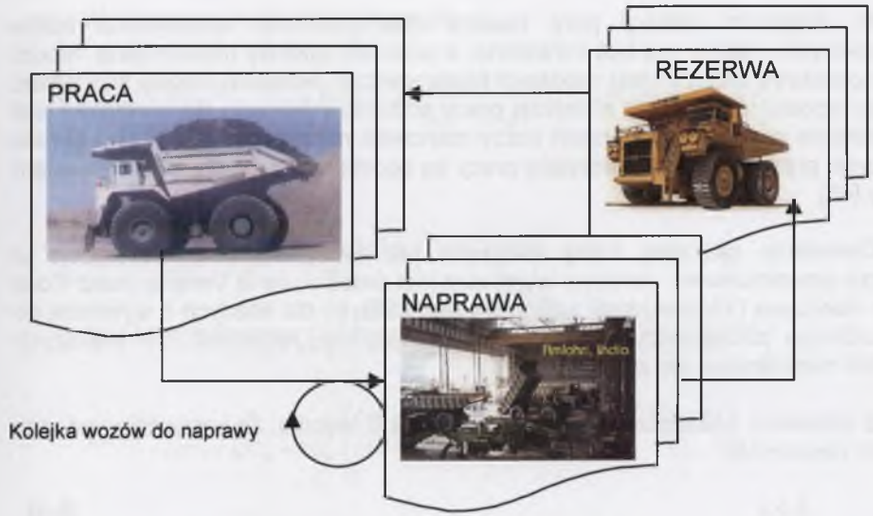
$$C_M = (\delta\sigma_p)^2, \quad C_R = (\gamma\sigma_n)^2, \quad \xi = \delta/\gamma.$$

Schemat rozpatrywanego systemu przedstawiony jest na rys. 5.3.

Jak już powiedziano, w systemie znajduje się rezerwa wywrotek.

W większości podręczników i poradników (patrz np. Caterpillar Performance Handbook [19], Czaplicki [45], Hartman [71], Poradnik Górnika [113], SME Mining Engineering Handbook [123], Terex Manual [138]) stwierdza się, iż wielkość rezerwy maszyn transportowych (fot.5.2) zależy przede wszystkim od liczby wozów, jaka jest potrzebna, by zrealizować zadanie transportowe. Jednakże samo zalecenie, jak oszacować wielkość rezerwy, bywa różne.

Hartman w [71] podaje następujące zalecenie ruchowe (str. 256): „Dla utrzymania w ruchu całego systemu wywrotek, nawet gdy pojawią się ich awarie, jednostki zapasowe są zwykle zakupywane. Na każdych *5* do *6* wywrotek w kopalni jedna zapasowa powinna być zapewniona".



Rys. 5.3. Schemat działania systemu wywrotki – warsztat naprawczy
Fig. 5.3. Operating scheme of truck – workshop system

W poradniku [138] producenta maszyn do robót ziemnych – firmy Terex – znajduje się zalecenie, aby uzupełnić system wywrotek taką liczbą maszyn, jaką „utraciło się" z powodu zawodności tych maszyn (str. 48).

Poradniki górnika: polski ([113] str. 296) i amerykański ([123] str. 18.21 – 18.23) są zgodne, iż wielkość systemu wywrotek określona jest ilorazem liczby wywrotek w ruchu przez współczynnik gotowości wywrotki.

Można łatwo wykazać (patrz moje prace [34, 38, 45]), że opierając się na powyższych wytycznych, otrzymamy zalecaną wielkość rezerwy różniącą się między sobą o więcej niż *100*%.

Dlatego w pracach [38, 45] określiłem wielkość rezerwy zupełnie inaczej, niż dotychczas proponowano w odnośnej literaturze. Wielkość rezerwy jest wynikową podziału

Fot. 5.2. Rezerwa wywrotek [74]
Photo. 5.2. Truck reserve [74]

wymaganej liczby maszyn potrzebnej do realizacji zadania transportowego na taką parę liczb < m, r >, by wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy była nie mniejsza aniżeli liczba wynikła z obliczeń spełnienia zadania transportowego przez te

wywrotki. Kryterium selekcji pary zawiera dwa postulaty: sumaryczna liczba zastosowanych maszyn ma być minimalna, a wielkość rezerwy maksymalna. Model będący podstawą obliczeń jest modelem Marjanowicza, jednakże można skorzystać z innego modelu (*G/G/k/r*). W niniejszej pracy zostanie wykazane, że konieczne jest uwzględnienie w tych rozważaniach liczby stanowisk naprawczych *k*. W tym sensie rozważania prezentowane w niniejszej pracy są ogólniejsze od tych, które zawarłem w pracy [45].

Określenie zalecanej liczby stanowisk naprawczych prawie nie istnieje w literaturze przedmiotowej. Jedynym wyjątkiem jest praca J. de la Vergne: Hard Rock Miner's Handbook [140], w której zaleca się (str. 256), by dla każdych *6* wywrotek do *135* t udźwigu zabezpieczyć *1* stanowisko obsługowe, natomiast dla większych jednostek rekomenduje się stosunek *4 : 1*.

Z rozważań, które przedstawiłem w pracy [45], wynika, że korzystnie jest, gdy zachodzi nierówność:

$$k > r. \tag{5.4}$$

Odnotujmy, mając na uwadze warunek formułowany w kategoriach teorii kolejek (1.11), że:

$$k > m\frac{\delta}{\gamma}, \tag{5.5}$$

natomiast warunek spełnienia sytuacji dużego obciążenia obsługowego wymaga, by:

$$\frac{m\delta}{k\gamma} \geq 0{,}75,$$

co po uwzględnieniu współczynnika gotowości wywrotki daje nierówność:

$$k \leq \frac{m}{0{,}75}\frac{1-A_w}{A_w}. \tag{5.6}$$

Przed przystąpieniem zatem do analizy systemu maszynowego należy sprawdzić, czy odpowiednie nierówności są spełnione. Zauważmy ponadto, że wielkości zawarte we wzorze (5.5) nie w pełni odpowiadają temu, co zawiera wzór (1.10). Intensywność przybyć do systemu obsługi (tu: napraw) nie będzie dokładnie równa $m\delta$, lecz nieco mniejsza. Wielkość *m* jest według mnie w rzeczywistości zmienną losową. Sytuację dużego obciążenia obsługowego wzmacnia z kolei zawodność stanowisk naprawczych. Problem ten będzie stanowił przedmiot moich dalszych rozważań.

Gdy weźmiemy pod uwagę nierówność (5.4), opis systemu z rys. 1.12 i wzory (1.2) do (1.9), procedura wyznaczania rozkładu prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn przedstawia się następująco.

1. Wyznaczamy wykładniki potęg β:

$$\beta_1 = 2m\xi\frac{C_M + C_R}{(C_R)^2}, \quad \beta_5 = 2(m+r)\xi\frac{C_M + C_R}{(C_R - \xi C_M)^2}, \quad \beta_3 = \frac{2k}{\xi C_M}\left(1 + \frac{C_R}{C_M}\right). \tag{5.7}$$

2. Ustalamy funkcje $g(x)$:

$$g_4(x) = \frac{1}{m\xi C_M + xC_R}\left(\frac{m\xi C_M + xC_R}{m\xi C_M}\right)^{\beta_1} exp\left(\frac{-2x}{C_R}\right),$$

$$g_5(x) = \frac{1}{(m+r)\xi C_M + xC_R}\left(\frac{(m+r)\xi C_M + xC_R}{m\xi C_M + rC_R}\right)^{\beta_5} exp\left(\frac{-2(\xi+1)(x-r)}{\xi C_M - C_R}\right),$$

$$g_6(x) = \frac{1}{(m+r)\xi C_M + kC_R}\left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + kC_R}{(m+r-k)\xi C_M + kC_R}\right)^{\beta_3} exp\left(\frac{2(x-k)}{C_M}\right). \tag{5.8}$$

3. Definiujemy stałe wynikające z warunku ciągłości funkcji $h(x)$

$$\alpha_1 = \frac{g_6(k)}{g_5(k)}, \qquad \alpha_2 = \frac{g_5(r)}{g_4(r)}. \tag{5.9}$$

4. Wyznaczamy stałe K:

$$K_6 = \left(\alpha_1\alpha_2\int_0^r g_4(x)dx + \alpha_1\int_r^k g_5(x)dx + \int_k^{m+r} g_6(x)dx\right)^{-1},$$

$$K_5 = \alpha_1 K_6, \qquad K_4 = \alpha_1\alpha_2 K_6. \tag{5.10}$$

5. Konstruujemy rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn P_j:

$$P_0 = \int_0^{0,5} K_4 g_4(x)dx,$$

$$P_j = \int_{j-0,5}^{j+0,5} K_4 g_4(x)dx, \qquad \text{dla } j = 1, 2, ..., r-1;$$

$$P_r = \int_{r-0,5}^{r} K_4 g_4(x)dx + \int_r^{r+0,5} K_5 g_5(x)dx,$$

$$P_j = \int_{j-0,5}^{j+0,5} K_5 g_5(x)dx \qquad \text{dla } j = r+1, ..., k-1;$$

$$P_k = \int_{k-0,5}^{k} K_5 g_5(x)dx + \int_k^{k+0,5} K_6 g_6(x)dx$$

$$P_j = \int_{j-0,5}^{j+0,5} K_6 g_6(x)dx \qquad \text{dla } j = k+1, \ldots, m+r-1;$$

$$P_{m+r} = \int_{m+r-0,5}^{m+r} K_6 g_6(x)dx . \qquad (5.11)$$

Otrzymany rozkład prawdopodobieństwa pozwala na wyznaczenie szeregu interesujących, istotnych parametrów eksploatacyjnych rozważanego systemu wywrotki – warsztat naprawczy, jak i na wykrycie prawidłowości kształtowania się tego rozkładu. Ponadto, co jest chyba najważniejsze, stanowi on podstawę do znalezienia funkcji rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy – niezbędnej informacji wejściowej dla dalszej analizy całego systemu maszynowego. Pozwala on również na weryfikację *dobroci* selekcji pary $< m, r >$ w stosunku do sformułowanego zadania transportowego.

Rozkład prawdopodobieństwa P_j jest funkcją siedmiu zmiennych:

$$P_j = f(m, r, k, \delta, \gamma, \sigma_M, \sigma_R); \qquad j = 0, 1, \ldots, m + r,$$

przy czym cztery ostatnie to parametry charakteryzujące właściwości niezawodnościowe wywrotek i w pewnym sensie właściwości stanowisk naprawczych; na trzy pierwsze zmienne ma wpływ podejmujący decyzje w zakresie wielkości parku maszynowego, jego organizacji i wielkości zaplecza obsługowego wozów.

Dla przeprowadzenia prawidłowych analiz kształtowania się rozkładu P_j należy mieć na uwadze warunki (1.10) i (1.11), które informują, że: z jednej strony system obsługi musi być tak zaprojektowany, aby jego intensywność obsług była większa aniżeli intensywność zgłoszeń do systemu, z drugiej strony intensywność obsług (ściślej, liczba stanowisk obsługowych) nie może być zbyt duża i to nie ze względu na koszt ich budowy i utrzymania, lecz z uwagi na konieczność spełnienia przesłanki *heavy traffic*, która warunkuje możliwość uzyskania wiarygodnych ocen parametrów systemu. Odwołując się do danych z praktyki eksploatacyjnej, a także mając na uwadze zalecenia sformułowane w cytowanym poradniku [140], można stwierdzić, że systemy maszynowe kopalń stożkowych spełniają warunki dużego obciążenia obsługowego przede wszystkim z powodu częstych, wielogodzinnych obsług i napraw maszyn odstawczych.

Rozważmy przykładowo dwa systemy: wywrotki – warsztat naprawczy, które różnić się będą niezawodnością maszyn:

$\mathfrak{S}_I$: $< m = 60, r = 12, k = 20; \delta = 0,03; \sigma_p = 33; \gamma = 0,125; \sigma_n = 6 >$

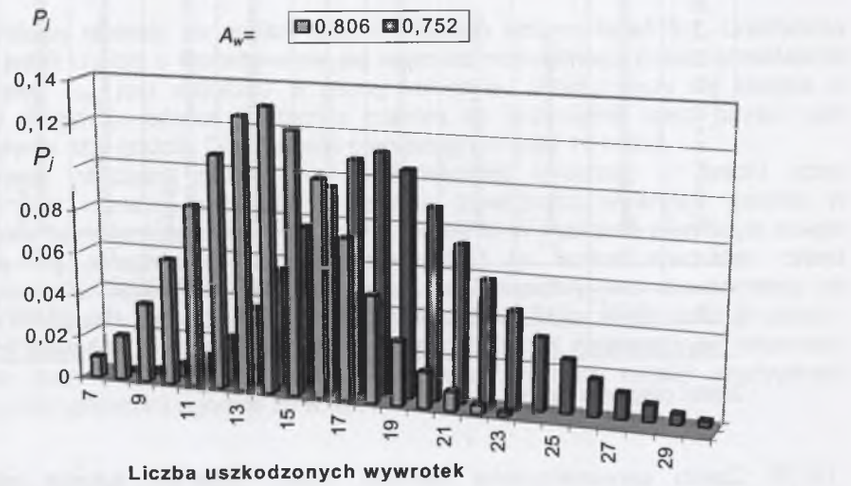
i

$\mathfrak{S}_{II}$: $< m = 60, r = 12, k = 20; \delta = 0,04; \sigma_p = 25; \gamma = 0,121; \sigma_n = 8,3 >$.

Współczynnik gotowości wywrotek w pierwszym systemie $A_w = 0,806$, natomiast dla drugiego systemu $A_w = 0,752$.

Rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn dla obu systemów przedstawiony jest na rys. 5.4. Wraz ze spadkiem niezawodności maszyn masa prawdopodobieństwa staje się bardziej symetryczna i rozkład ulega spłaszczeniu.

W tabeli 5.1 przedstawiono podstawowe parametry eksploatacyjne badanych systemów.



Rys. 5.4. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek przy stałej liczbie: wywrotek przeznaczonych do pracy $m = 60$, wywrotek w rezerwie $r = 12$, stanowisk naprawczych $k = 20$ i zmiennej wartości współczynnika gotowości wywrotek A_w

Fig. 5.4. Probability distributions of failed trucks for constant number: trucks assigned to work $m = 60$, trucks in reserve $k = 12$, repair stands $k = 20$ and variable truck availability A_w

Wartości wskaźnika intensywności przepływu ρ dochodzą do granic określonych nierównościami (1.10), (1.11). System pierwszy spełnia wymóg dużego obciążenia obsługowego z małym naddatkiem, system drugi ma bardzo wysoką intensywność obsługi, bliską granicznej, co świadczy – dla stałej trójki $< m, r, k >$ parametrów – o niezbyt wysokiej niezawodności maszyn.

Potwierdza to wartość współczynnika gotowości, którą dla systemu pierwszego możemy uznać za korzystną (wywrotki o wysokiej niezawodności), natomiast dla systemu drugiego – przeciętną.

Wartość oczekiwana liczby uszkodzonych maszyn w systemie drugim jest o *25%* wyższa aniżeli w systemie pierwszym i ponadto średnia liczba wywrotek w stanie pracy jest o ok. *8%* wyższa w systemie pierwszym. Suma tych wartości oczekiwanych dla systemu drugiego równa jest sumarycznej liczbie zastosowanych maszyn. Oznacza to, że albo wywrotka jest uszkodzona, albo pracuje. Dla systemu pierwszego suma wartości oczekiwanych jest nieco mniejsza i wynosi *71,5*. Oznacza to, że *0,5* wywrotki, przeciętnie rzecz biorąc, będzie w rezerwie. Jest to związane, oczywiście, z wyższą niezawodnością maszyn.

Tabela 5.1

Parametry eksploatacyjne przykładowych systemów

System < m = 60, r = 12, k = 20 >	Wskaźnik intensywności przepływu	Średni czas pracy wywrotki	Średni czas naprawy wywrotki	Współczynnik gotowości wywrotki	Średnia liczba uszkodzonych wywrotek	Średnia liczba wywrotek w stanie pracy	Średni czas oczekiwania na naprawę wywrotki	Średni czas niesprawności wywrotki	Skorygowany współczynnik gotowości wywrotki
	ρ	δ^{-1}	γ^{-1}	A_w	E_u	E_p	T_{ow}	T_{ns}	A'_w
		h	h		L.wywr.	L.wywr.	h	h	
$\mathfrak{S}_I$	0,752	33,3	8	0,806	13,9	57,6	0,3	8	0,806
$\mathfrak{S}_{II}$	0,992	25	8,3	0,752	18,9	53,1	8	11,8	0,679

Źródło: obliczenia własne

Zanim przeanalizujemy wartości trzech ostatnich kolumn tabeli 5.1, zdefiniujmy dwa dalsze, ważne mierniki eksploatacyjne systemów, a mianowicie przeciętny czas oczekiwania uszkodzonej wywrotki na naprawę oraz średni czas stanu niesprawności wywrotki.

Wiadomo, że prawie przed każdym systemem obsługowym pojawia się czasem kolejka. W rozważanych tu systemach – często, gdyż mamy do czynienia z przypadkiem dużego obciążenia obsługowego. Analizując wzory (1.5), możemy napisać, że przeciętny czas T_{ow} oczekiwania na naprawę wywrotki, w przypadku gdy musi ona czekać na obsługę, jest określony zależnością:

$$T_{ow} = \gamma^{-1} \sum_{j=k+1}^{m+r} (j-k) K_6 \int_{j-0,5}^{j+0,5} g_6(x)dx . \qquad (5.12)$$

(por. wzór (14.10) w mojej pracy [45 str. 89]).

Ten parametr musimy uwzględnić w dalszej procedurze analitycznej. Obok stanów: praca, naprawa, rezerwa pojawił się nowy stan: oczekiwania na naprawę. Z punktu widzenia realizacji zadania transportowego stan ten „pochłania na pewien czas" wywrotki, a średni czas tego pochłonięcia wynosi T_{ow}. Z punktu widzenia realizacji odstawy nie ma różnicy, czy maszyna jest w naprawie, czy oczekuje na naprawę. Maszyna jest wyłączona z ruchu. Idąc tym tokiem myślenia, możemy dokonać zlepienia tych dwóch stanów: oczekiwania na naprawę i naprawy w jeden stan, nazwijmy go *stanem niesprawności* wywrotki. Średni czas T_{ns} stanu niesprawności jest sumą dwóch czasów: średniego czasu naprawy i przeciętnego wydłużenia czasu z powodu oczekiwania na naprawę.

Analizując wzory (1.5) i wzór (5.12), możemy więc napisać:

$$T_{ns} = T_n (1 + \phi), \quad \text{gdzie:} \quad \phi = K_6 \int_{k+0,5}^{m+r} g_6(x)dx \sum_{j=k+1}^{m+r} (j-k) K_6 \int_{j-0,5}^{j+0,5} g_6(x)dx . \qquad (5.13)$$

(por. wzór (14.12) w mojej pracy [45 str. 90]).

Wróćmy obecnie do analizy trzech ostatnich kolumn tabeli 5.1. Drastyczna różnica, jeżeli chodzi o kształtowanie się wartości przeciętnego czasu oczekiwania na naprawę T_{ow}, jest widoczna w ósmej kolumnie. Jeżeli zdarzy się kolejka w systemie drugim (a zdarza się bardzo często), to, przeciętnie rzecz biorąc, wóz będzie czekał aż *8* godzin. Dla systemu pierwszego to tylko *18* minut.

Wynik obliczeń zawarty w przedostatniej kolumnie – średni czas niesprawności maszyny w systemie bardziej zawodnych wywrotek wzrasta w porównaniu do średniego czasu naprawy o ok. *30%*. W systemie pierwszym kolejki pojawiają się stosunkowo rzadko; tak rzadko, że wzrost średniego czasu niesprawności w porównaniu do średniego czasu naprawy jest obserwowany na dalszych miejscach po przecinku, co w zaokrągleniu daje nadal czas *8* godzin. Wyniki te powodują, że współczynnik gotowości bardziej niezawodnych wywrotek pozostaje bez zmian. Dla bardziej zawodnych maszyn należy skorygować współczynnik gotowości zgodnie ze wzorem:

$$A'_w = \frac{\delta^{-1}}{\delta^{-1} + T_{ns}}, \qquad (5.14)$$

co daje wynik *0,704*, czyli ok. *6%* spadek gotowości.

W świetle przeprowadzonych tu rozważań jedno wydaje się bezsporne: niezawodność maszyn ma bardzo duży wpływ na kształtowanie się wartości podstawowych parametrów eksploatacyjnych systemów. Nieduża – jak się wydaje – różnica w wartościach współczynnika gotowości spowodowała bardzo duże różnice w wartościach parametrów. W powiązaniu z ekonomiczną, finansową stroną zagadnienia może to skutkować znaczącym wzrostem bądź spadkiem efektywności eksploatacji systemu maszynowego. Podobne wnioski można sformułować, biorąc pod uwagę rozważania, które przedstawiłem między innymi w pracach [38, 45].

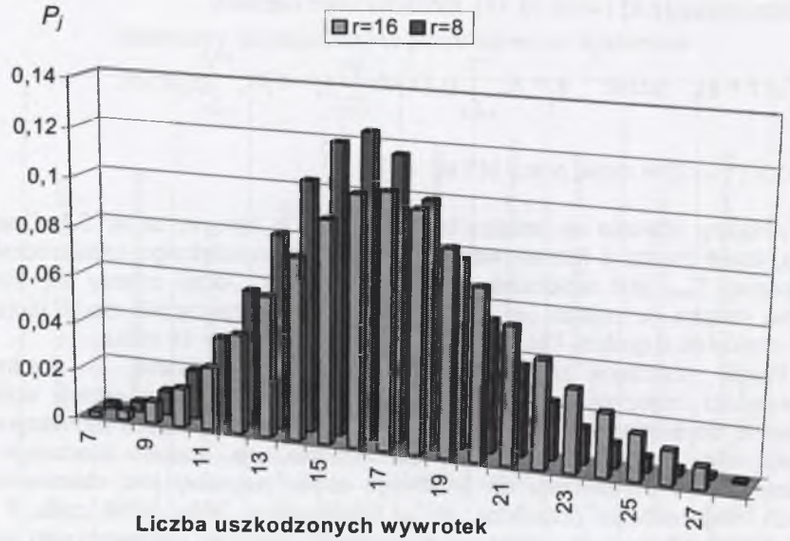
Kolejnym parametrem rozpatrywanego systemu maszynowego jest wielkość rezerwy *r*. Przeanalizujmy dwa systemy, w których liczba zapasowych maszyn będzie się istotnie różniła między sobą. Niech:

$\mathfrak{S}_{III}$: < $m = 60$, $r = 8$, $k = 20$; $A_w = 0,765$ >

i

$\mathfrak{S}_{IV}$: < $m = 60$, $r = 16$, $k = 20$; $A_w = 0,765$ >.

Rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn dla obu systemów przedstawiony jest na rys. 5.5.



Rys. 5.5. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek przy stałej liczbie: wywrotek przeznaczonych do pracy $m = 60$, stanowisk naprawczych $k = 20$ i stałej wartości współ-współczynnika gotowości wywrotek $A_w = 0,758$ dla różnej liczby wywrotek w rezerwie r

Fig. 5.5. Probability distributions of failed trucks for constant number: trucks assigned to work $m = 60$, repair stands $k = 20$, truck availability $A_w = 0,758$ and variable number of trucks in reserve

Mimo podwojenia liczby maszyn w rezerwie istotnych zmian w rozkładzie nie widać, poza tym, że funkcja rozkładu prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek uległa lekkiemu spłaszczeniu.

Liczba maszyn w rezerwie oddziałuje na kształtowanie się podstawowych parametrów eksploatacyjnych systemu maszynowego. Rozpatrzmy następujące dwa systemy:

$$\mathcal{S}_V : < m = 60, r, k = 20; A_w = 0,752, \sigma_p = 6; \rho = 0,992 >$$

i

$$\mathcal{S}_{VI} : < m = 60, r, k = 20; A_w = 0,800, \sigma_p = 6; \rho = 0,750 >$$

dla $r = 6, 8, 10, 12, 14, 16, 18$.

W tabeli 5.2 przedstawiono wyniki obliczeń takich parametrów eksploatacyjnych systemów, jak:

- wartości oczekiwanej liczby wywrotek w stanie pracy E_p,
- wartości oczekiwanej liczby uszkodzonych wywrotek E_u,
- skorygowanego współczynnika gotowości wywrotki A',
- wartości oczekiwanej czasu niesprawności wywrotki T_{ns} h.

Rysunki 5.6, 5.7, 5.8 i 5.9 pokazują przebiegi wymienionych parametrów w zależności od wielkości rezerwy r – liczby maszyn zapasowych.

Tabela 5.2

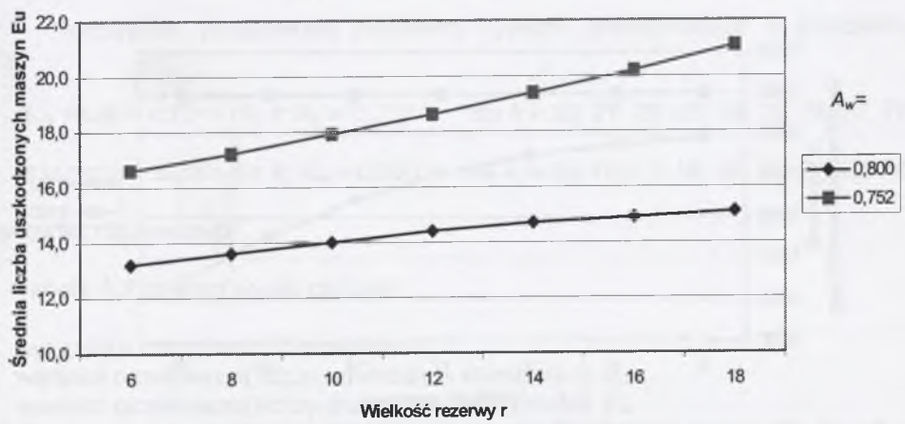
Parametry eksploatacyjne przykładowych systemów

System	Dane	r	6	8	10	12	14	16	18
$\mathcal{S}_V$	$m = 60$	E_p	49,4	50,8	52,1	53,4	54,5	55,5	56,3
	$k = 20$	E_u	16,6	17,2	17,9	18,6	19,4	20,2	21,1
	$A=0,752$	A'	0,745	0,738	0,725	0,704	0,671	0,627	0,574
	$\rho = 0,992$	T_{ns}	8,6	8,9	9,5	10,5	12,2	14,9	18,6
$\mathcal{S}_{VI}$	$m = 60$	E_p	52,8	54,3	55,8	57,1	58,2	58,9	59,4
	$k = 20$	E_u	13,2	13,6	14	14,4	14,7	14,9	15,1
	$A=0,800$	A'	0,800	0,800	0,800	0,799	0,798	0,798	0,796
	$\rho = 0,750$	T_{ns}	6,3	6,3	6,3	6,3	6,3	6,3	6,4

Źródło: obliczenia własne

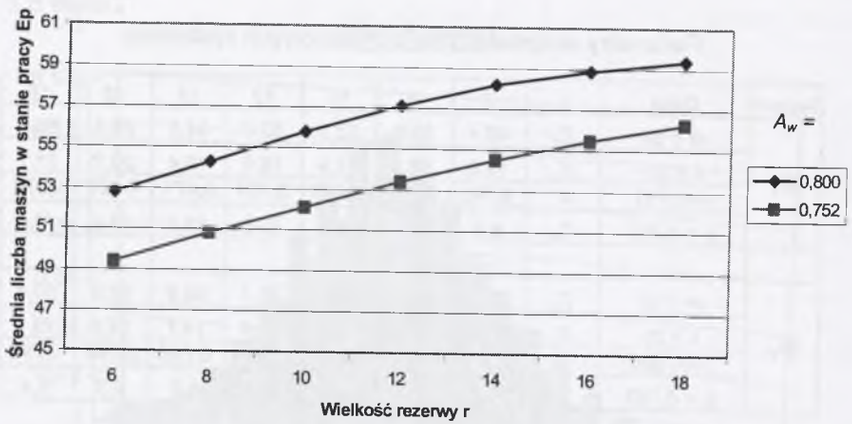
Rys. 5.6 informuje, że wprowadzając do eksploatacji maszyny o niezbyt wysokiej niezawodności, powodujemy wzrost przeciętnej liczby uszkodzonych wywrotek.

Z rys. 5.7 wynika, że ze wzrostem wielkości rezerwy wzrasta średnia liczba maszyn w stanie pracy, czego należało oczekiwać. W sensie matematycznym zakres zależności można rozszerzyć, zwiększając wielkość rezerwy, abstrahując od zasadności tego sposobu postępowania. Analizę zagadnień związanych z wielkością rezerwy zaprezentowałem w referacie [38] i w podręczniku [45]. Przedstawione tu rozważania nie uwzględniają jednej podstawowej prawidłowości występującej w rzeczywistych warunkach eksploatacji, a mianowicie, że wyrobisko, w którym krążą maszyny, jest o określonych wymiarach i po osiągnięciu pewnej *krytycznej* liczby krążność wozów maleje, co jest zjawiskiem niekorzystnym. Poza tym nie uwzględniają one także faktu, że wzrasta istotnie prawdopodobieństwo zdarzenia, że w jakiś miejscu wyrobiska powstanie kolejka maszyn blokująca drogę transportową, co nie powinno mieć miejsca. Tym samym obraz zależności przedstawiony na rys. 5.7 nie musi być słuszny w przypadku ogólnym.

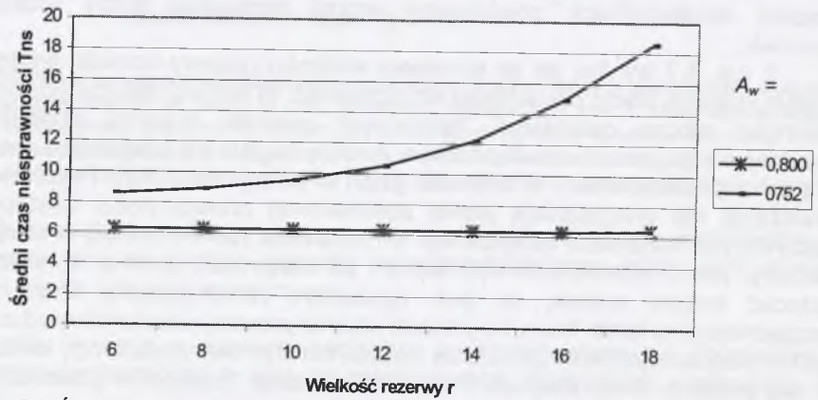


Rys. 5.6. Średnia liczba uszkodzonych maszyn E_u w funkcji liczby maszyn rezerwowych

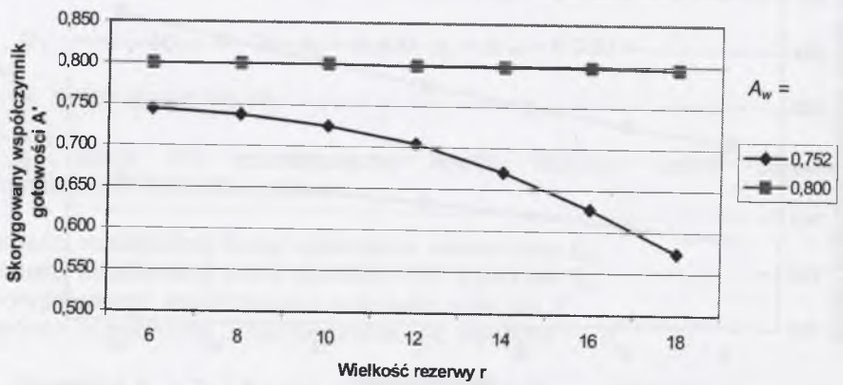
Fig. 5.6. Average number of failed machines E_u as a function of trucks in reserve



Rys. 5.7. Średnia liczba maszyn w stanie pracy E_p w funkcji liczby maszyn rezerwowych
Fig. 5.7. Average number of trucks in work state E_p as a function of trucks in reserve



Rys. 5.8. Średnia czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby maszyn rezerwowych
Fig. 5.8. Average truck down time T_{ns} as a function of trucks in reserve



Rys. 5.9. Skorygowany współczynnik gotowości wywrotki A' w funkcji liczby maszyn rezerwowych
Fig. 5.9. Revised truck availability A' as a function of trucks in reserve

Rys. 5.8 i 5.9 informują o tym samym – wprowadzając do eksploatacji maszyny o niezbyt wysokiej niezawodności, powodujemy, że istotnie wzrasta średni czas niesprawności maszyny z powodu dłuższego czasu oczekiwania na naprawę, przez co skorygowany współczynnik gotowości mocno spada. Mówiąc językiem potocznym, kupując maszyny o bardzo przeciętnej niezawodności, stwarzamy sobie mnóstwo roboty, by utrzymać te maszyny w ruchu. Jedynym tutaj rozwiązaniem, poprawiającym sytuację, byłaby rozbudowa zaplecza remontowego maszyn. A zatem, co zaoszczędzone zostało przy zakupie maszyn, stracimy, zwiększając liczbę stanowisk naprawczych. Więcej bowiem potrzeba sprzętu do obsługi maszyn, więcej będzie zużytych części zapasowych, liczniejsza powinna być załoga remontowa. Czasami może się pojawić problem dodatkowej powierzchni – miejsca, w którym wywrotki do naprawy będą czekały na obsługę.

Odnotujmy jeszcze jedną prawidłowość. Dla maszyn o bardzo przeciętnej niezawodności dopiero wprowadzenie *14* maszyn do rezerwy powoduje, że:

$$E_u + E_p < m + r,$$

co oznacza, że zaczyna się pojawiać jakaś maszyna w rezerwie, średnio rzecz biorąc. Dla systemu o wysokiej niezawodności maszyn prawidłowość ta zachodzi już dla $r = 8$.

Trzecim parametrem systemu, którego zmienność należy rozważyć, jest liczba k stanowisk naprawczych. Sprecyzujmy to zagadnienie, uwzględniając realia eksploatacyjne. Do zaplecza zabezpieczenia technicznego eksploatowanego sprzętu skieruje się strumień maszyn, którego charakter będzie niejednorodny. Maszyny będą kierowane albo w wyniku tego, że pojawiło się uszkodzenie (a zatem potrzebna jest naprawa), albo z powodu tego, iż dana maszyna powinna zostać obsłużona (np. należy wymienić określone materiały eksploatacyjne, dokonać korekty wybranych parametrów maszyny itp.). Obszarem zainteresowania w niniejszej pracy jest wyłącznie zagadnienie zachodzących zjawisk o charakterze stochastycznym. Nie będziemy więc rozważać zdeterminowanego harmonogramu przeglądów przynależnego danej maszynie.

Rozpatrzmy podstawowe parametry systemu maszynowego w przypadku, gdy:

$\mathfrak{S}_{VII} : < m = 60, r = 14, k; A_w = 0{,}752 >$ dla $k = 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27, 74$

i

$\mathfrak{S}_{VIII} : < m = 60, r = 14, k; A_w = 0{,}800 >$ dla $k = 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 74$

stanowisk naprawczych.

Tabela 5.3 zawiera wyniki obliczeń:

- wskaźnika intensywności przepływu ρ,
- wartości oczekiwanej liczby wywrotek w stanie pracy E_p,
- wartości oczekiwanej liczby uszkodzonych wywrotek E_u,
- skorygowanego współczynnika gotowości wywrotki A'_w,
- wartości oczekiwanej czasu niesprawności wywrotki T_{ns}, h.

Tabela 5.3

Parametry eksploatacyjne przykładowych systemów

System	Dane	k	20	21	22	23	24	25	26	27		74
		ρ	0,992	0,945	0,902	0,862	0,826	0,793	0,763	0,735		0,268
	$m = 60$	E_p	54,5	55	55,2	55,4	55,4	55,5	55,5	55,5		55,6
S_{VII}	$r = 14$	E_u	19,4	18,9	18,6	18,5	18,4	18,4	18,4	18,4		18,4
	A=0,752	A'	0,671	0,722	0,743	0,749	0,751	0,751	0,752	0,752		0,752
		T_{ns}	12,2	9,6	8,7	8,4	8,3	8,3	8,3	8,3		8,3
		k	15	16	17	18	19	20	21	22		74
		ρ	1	0,938	0,882	0,833	0,789	0,75	0,714	0,682		0,203
	$m = 60$	E_p	55,8	56,9	57,5	57,9	58,1	58,2	58,2	58,3		59,2
S_{VIII}	$r = 14$	E_u	16,5	16,2	15,5	15,1	14,8	14,7	14,6	14,6		14,6
	A=0,800	A'	0,560	0,682	0,752	0,783	0,795	0,798	0,8	0,8		0,8
		T_{ns}	19,6	11,7	8,2	6,9	6,5	6,3	6,3	6,3		6,3

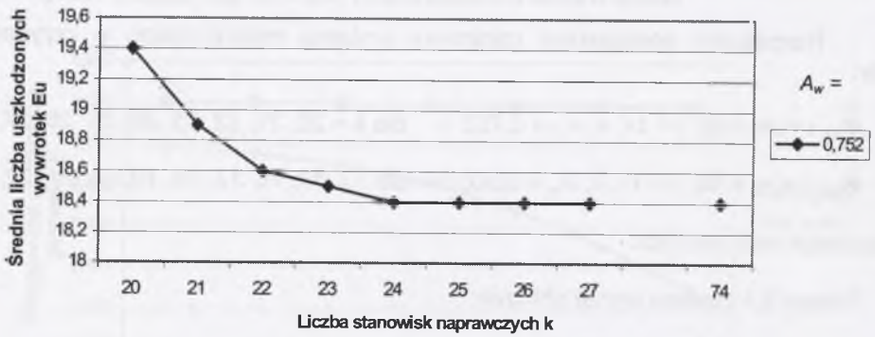
Źródło: obliczenia własne

Ostatnia kolumna tabeli 5.3 zawiera wyniki obliczeń w oparciu o model Marjanowicza, który stanowi graniczny przypadek modelu Sivazliana i Wanga, ponieważ w modelu Marjanowicza nie występuje kolejka maszyn oczekujących na wykonanie naprawy.

Patrząc na rezultaty kalkulacji, można sformułować następujące wnioski:

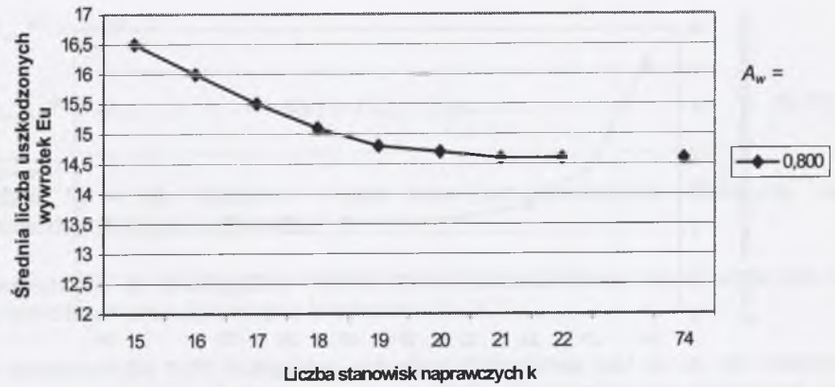
(a) zarówno wartości oczekiwane, skorygowany współczynnik gotowości jak i średni czas niesprawności maszyn dążą do swoich wartości granicznych, określonych przez model Marjanowicza,

(b) wartość oczekiwana liczby uszkodzonych wywrotek i średni czas niesprawności maszyny szybko spadają do swojej wartości granicznej, gdy liczba stanowisk naprawczych k wzrasta w zakresie niedużej liczby tych stanowisk (rys. 5.10, 5.11); dalszy wzrost liczby stanowisk naprawczych nie zmienia w zasadzie wartości tych parametrów.



Rys. 5.10. Wartość oczekiwana liczby uszkodzonych wywrotek E_u w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,752$

Fig. 5.10. Expected value of failed trucks E_u as a function of repair stands k for truck availability $A_w = 0,752$



Rys. 5.11. Wartość oczekiwana liczby uszkodzonych wywrotek E_u w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,800$

Fig. 5.11. Expected value of failed trucks E_u as a function of repair stands k for truck availability $A_w = 0,800$

Taki sam wniosek (b) można sformułować, analizując przebiegi funkcji średniego czasu niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby stanowisk naprawczych dla dwóch przyjętych poziomów niezawodności – rys. 5.12 i 5.13.

Prawidłowość opisana we wniosku (b) niesie ze sobą ważną informację:

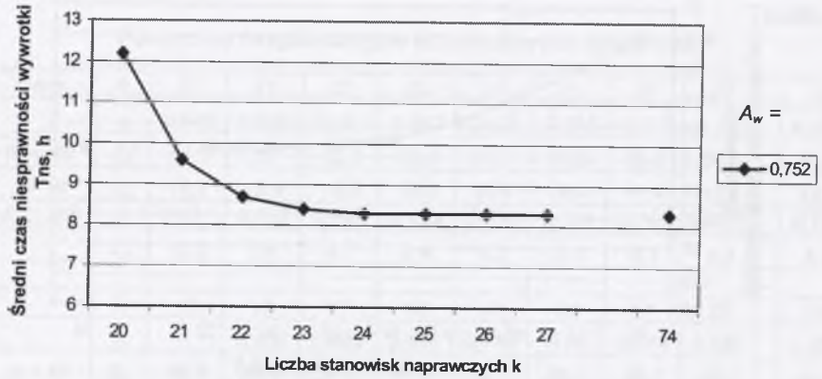
niepotrzebna jest budowa bardzo wielu stanowisk naprawczych, by uzyskać charakterystyki systemu maszynowego określonego modelem Marjanowicza.

Według moich badań związanych z realizacją niniejszej pracy, po analizie kilkunastu systemów maszynowych tego typu o bardzo różnych wartościach parametrów wejściowych, można przyjąć, że wartości parametrów eksploatacyjnych są już ustabilizowane dla:

$$k \cong (m+r)/3.$$

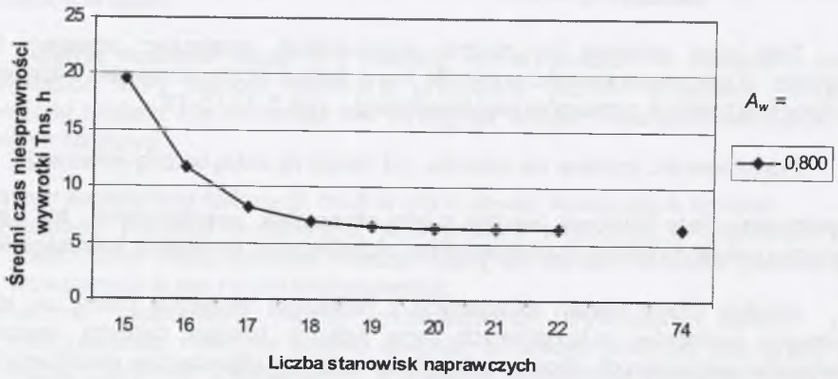
Jack de la Vergne [140], bazując w znacznej mierze na obserwacjach ruchowych, dostarczanych mu przez różnych badaczy, podał zalecenie, które rekomendowało dla każdych *4* wywrotek w systemie *1* stanowisko naprawcze. To zalecenie można zweryfikować, bazując na dotychczasowej analizie. Dla rozważanego przeze mnie systemu sumaryczna liczba maszyn wynosiła *74*, co dawało w przybliżeniu *25* stanowisk naprawczych. Rysunki 5.10 do 5.13 wykazują, że dla wywrotek o przeciętnej niezawodności zalecenie to jest słuszne, natomiast dla maszyn o wysokim współczynniku gotowości $A = 0,800$ korzystniejszym zaleceniem byłby stosunek *3,5 : 1*.

Z przeprowadzonych rozważań wynika, że dla danego systemu *G/G/k/r* jestem w stanie wyznaczyć rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn P_j, $j = 0, 1, ..., m+r$, w przypadku, gdy system obsługi spełnia warunek dużego obciążenia obsługowego, co ma miejsce – jak to już zostało powiedziane – w kopalniach stożkowych.



Rys. 5.12. Średni czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,752$

Fig. 5.12. Mean truck down time T_{ns} as a function of number of repair stands k for truck availability $A_w = 0,752$



Rys. 5.13. Średni czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,800$

Fig. 5.13. Mean truck down time T_{ns} as a function of number of repair stands k for truck availability $A_w = 0,800$

Rozkład ten pozwala na dokonanie analizy i wykrycie szeregu prawidłowości rządzących procesem eksploatacji tego typu systemów. Pozwala także – co jest istotne – na:

1. wyznaczenie rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy,
2. weryfikację słuszności doboru trójki parametrów $< m, r, k >$.

5.3. Rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy

Dysponując rozkładem prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn (5.11), jesteśmy w stanie skonstruować rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy. Oznaczmy przez $P_{wm}^{(p)}$ prawdopodobieństwo zdarzenia, że m wywrotek jest w stanie pracy. Wykorzystując tę notację, możemy napisać:

$$\begin{cases} P_{wm}^{(p)} = \sum_{j=0}^{r} P_j , \\ P_{w(m-j)}^{(p)} = P_{r+j} , \qquad \text{dla } j = 1, 2, \ldots, m, \end{cases} \tag{5.15}$$

gdzie P_j – jak wiadomo – jest prawdopodobieństwem zdarzenia, że uszkodzonych jest j wywrotek.

Zauważmy, że analogiczny rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy otrzymamy dla modelu Marjanowicza (1.1).

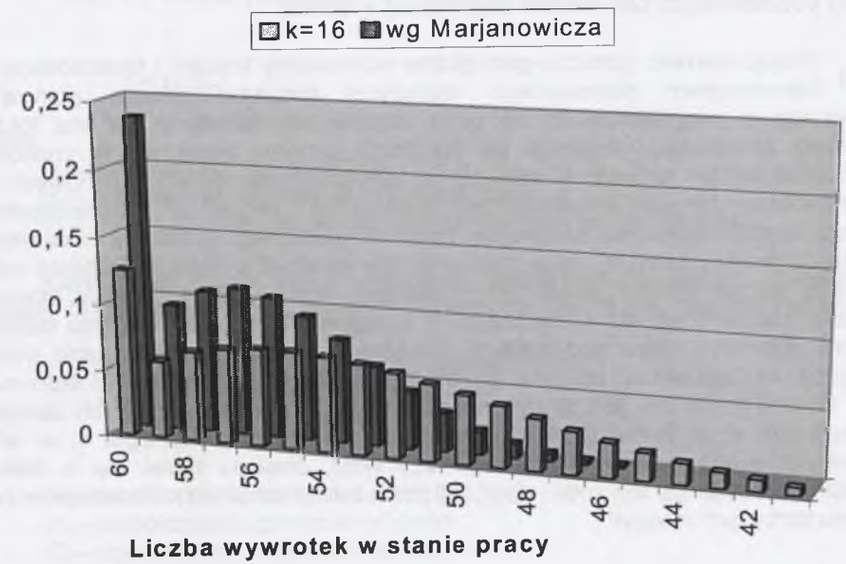
Prawidłowością tych rozkładów prawdopodobieństwa jest to, iż ma miejsce kumulacja masy prawdopodobieństwa w punkcie $P_{wm}^{(p)}$; reszta masy zmienia się na ogół łagodnie, choć, oczywiście, skokowo z racji dyskretnego charakteru zmiennej.

Na rys. 5.14 pokazano wykres tego rozkładu dla systemu:

$\mathfrak{S}_{IX} : < m = 60, r = 13, k = 16; A_w = 0,778 >$

i dla odpowiadającego mu systemu Marjanowicza:

$\mathfrak{S}_X : < m = 60, r = 13, k = m+r; A_w = 0,778 >$.



Rys. 5.14. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy dla systemów $\mathfrak{S}_{IX}$ i $\mathfrak{S}_X$

Fig. 5.14. Probability distributions of number of trucks in work state for systems $\mathfrak{S}_{IX}$ and $\mathfrak{S}_X$

Odnotujmy, że przesunięcie masy prawdopodobieństwa rozkładu spowodowane jest wyłącznie zmienną liczbą stanowisk naprawczych.

Rozkład prawdopodobieństwa (5.15) jest informacją wejściową dla dalszej analizy funkcjonowania systemu koparki – wywrotki. Zawiera on informacje o niezawodności wywrotek, sposobie organizacji ich systemu, o reperkusjach związanych z przyjętą liczbą stanowisk naprawczych, tzn. kolejkach wywrotek do naprawy. A zatem rozkład ten niesie ze sobą bogatą informację o systemie.

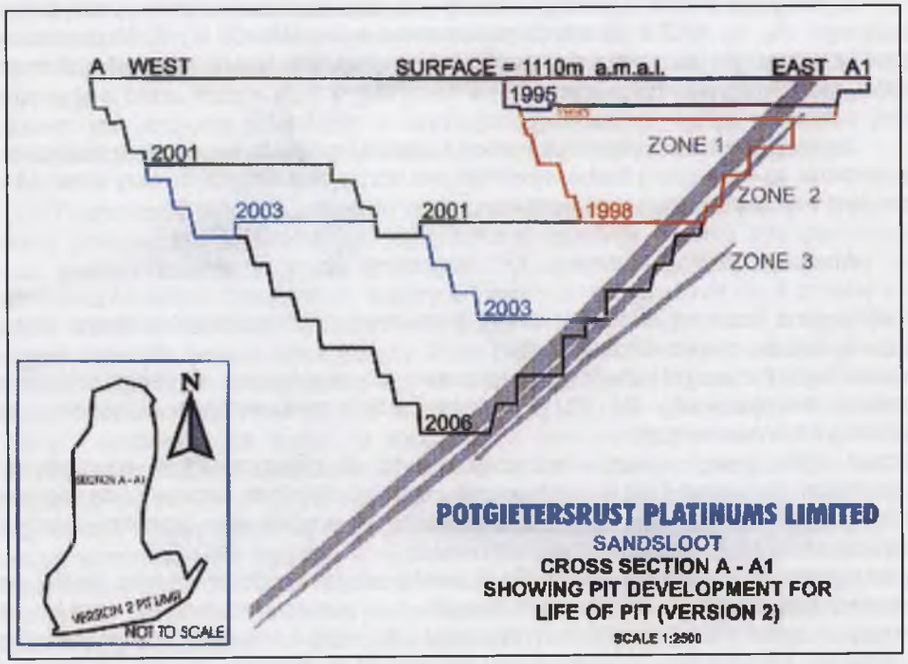
Zauważmy, że istnieje możliwość sprawdzenia doboru trzech istotnych parametrów systemu: liczby maszyn przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, liczby maszyn w rezerwie i liczby stanowisk naprawczych. Dokonując takiej weryfikacji, otrzymujemy informację o *dobroci* dokonanego doboru i – w przypadku, gdy ocena jest niekorzystna – możemy dokonać zmian w systemie wywrotek i ich zaplecza remontowego dla poprawienia sytuacji. Będzie to miało wpływ na rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy.

5.4. Weryfikacja doboru trójki parametrów < *m, r, k* >

Bardzo duże znaczenie praktyczne ma weryfikacja doboru trójki parametrów < *m, r, k* >. Abstrahując od samej zasady jej doboru na etapie projektowania nieistniejącego jeszcze systemu maszynowego, planujący eksploatację danej kopalni ma możliwość dokonania oceny słuszności swojego wyboru w krótkim czasie po rozpoczęciu procesu wydobycia, ściślej, gdy jest możliwość dokonania wiarygodnej oceny podstawowych parametrów eksploatacji systemu.

Znając warunki górniczo-geologiczne planowanej kopalni i dostosowując do nich harmonogram planowanego wydobycia (przykład takiego planowania wstępnego z uwzględnieniem lat życia kopalni przedstawiony jest na fot.5.3), planujący eksploatację decyduje się na dobór systemu urabiania. W znakomitej większości będzie to system urabiania za pomocą materiałów wybuchowych – a zatem dobrany zostanie system wiertnic. System ten z określonym harmonogramem wierceń będzie generował sekwencję punktów urobionego materiału o określonej objętości (masie), którą to masę trzeba będzie wywieźć z kopalni. Dobrany zatem zostanie system maszyn ładujących – koparek. Ich wydajność będzie stanowiła zadanie transportowe dla dobieranego, w następnej kolejności, systemu odstawy. Znając parametry dobranego systemu ładującego, planujący eksploatację dobiera wywrotki. Ich ładowność powinna pozostawać w określonej relacji do ładowności łyżki koparki (choć nie jest to zależność ścisła; do lat osiemdziesiątych ubiegłego wieku najmniejsza liczba łyżek stosowana do załadunku to na ogół *4*, w latach dziewięćdziesiątych zaczęto stosować trzy łyżki, obecnie mówi się o dwóch). Określony zostaje typ wywrotki i dalej, jej podstawowe parametry. Powstaje problem doboru liczby tych maszyn.

Liczbę wywrotek potrzebnych do realizacji zadania transportowego w jednostce czasu określa się (patrz np. Carmichael [17], Caterpillar Performance Handbook [19], Czaplicki [45], Terex Manual [138]) z relacji:



Fot. 5.3. Plany rozwoju wydobycia w złożu stożkowej kopalni platyny RPA [159]
Photo. 5.3. Planned pit development for platinium mine, South Africa [159]

$$h = z_t / u_t, \tag{5.16}$$

gdzie:

h – wymagana liczba wywrotek,
z_t – zadanie transportowe w jednostce czasu,
u_t – zdolność transportowa wybranej wywrotki w jednostce czasu.

Oznaczając przez W_{mxef} wydajność maksymalną efektywną pojedynczej koparki, Q ładowność skrzyni wywrotki i T_c czas jej cyklu pracy, możemy zapisać:

$$h = \frac{nW_{mxef}}{Q/T_c} = n\frac{Q}{Z'}B_k A_k \frac{T_c}{Q} = nG_k \frac{Z'+O+W+R}{Z'}, \tag{5.17}$$

gdzie:

B_k – współczynnik dostępności koparki,
A_k – współczynnik gotowości koparki,
G_k– współczynnik zdatności koparki,
n – liczba ładujących koparek,
Z' – średni skorygowany czas załadunku wywrotki,
O – średni czas odstawy wywrotką,
W – średni czas wyładunku,
R – średni czas powrotu wywrotki do koparki.

Wymagana liczba wywrotek zależy od czterech parametrów podsystemu ładującego: B_k, A_k, n, Z' i od trzech parametrów wywrotek: O, W, R. Można także uznać, iż czwartym parametrem wywrotek jest czas Z'. Jest to bowiem parametr wspólny obu podsystemom.

Jeżeli w systemie byłaby tylko jedna koparka i gdyby była ona stale dostępna i niezawodna, to wymaganą liczbą wywrotek jest liczba określająca, ile razy czas cyklu wozu jest większy od czasu załadunku.

Analizując dokładniej wzór (5.17), zauważmy, że:

- wymagana liczba wywrotek nie zależy bezpośrednio od ładowności skrzyni wozu, co wydaje się nieprawidłowe,
- właściwości maszyn ładujących w procesie ich eksploatacji są reprezentowane przez dwa parametry B_k i A_k, a brak jest takich parametrów w odniesieniu do maszyn transportujących,
- czas cyklu pracy wywrotki wskazuje na to, iż nie przewiduje się żadnych postojów, ponieważ brak jest informacji o czasie kolejek do naprawy i do maszyn ładujących; w obliczanym czasie cyklu nie pojawił się bowiem składnik uwzględniający tę niechcianą prawidłowość,
- dwa parametry składowe wzoru: O i R zależą od głębokości wyrobiska, ściślej, od przeciętnej długości dróg transportowych L z punktów rozładunku urobku do miejsc załadunku (koparki); wynika stąd, że liczba maszyn potrzebnych do realizacji zadania transportowego jest zależna od tej długości, zwykle – rosnącej z czasem.

We wzorze (5.17) wielkość Q uległa *uproszczeniu*. Jest ona jednak nadal w nim zawarta. Pierwotnie brana jest pod uwagę w zagadnieniu właściwego doboru relacji: pojemności łyżki koparki do pojemności skrzyni ładunkowej wywrotki. Dobór ten ma wpływ na wielkość Z', która jest składową analizowanego wzoru.

W 1997 r. w artykule [39] stwierdziłem, że wymagana liczba maszyn określona wzorem (5.16) oznacza *de facto* wartość oczekiwaną liczby maszyn w stanie pracy. Innymi słowy, liczba h określona tym wzorem to h idealnych (tu: niezawodnych) maszyn. Jeśli uwzględnimy zawodność wywrotek, możemy obliczyć potrzebną liczbę tych maszyn (por. np. [45]), korzystając ze wzoru:

$$V = \frac{h}{A_w} = \frac{E(\boldsymbol{D})}{A_w}, \tag{5.18}$$

gdzie: $E(\boldsymbol{D})$ oznacza wartość oczekiwaną liczby maszyn w stanie pracy.

Znamy dwa współczynniki gotowości wywrotek: A_w i skorygowany A'_w. Rozpatrzmy, jaką informację otrzymamy, aplikując dany współczynnik gotowości we wzorze (5.18). Odnotujmy, że do oszacowania liczby h określonej wzorem (5.17) nie potrzebujemy wiedzy o parametrach $< m, r >$.

Jeżeli zastosujemy nie skorygowany współczynnik gotowości wywrotki, to właśnie nie wprowadzamy informacji o wspomnianej parze liczb. Mało tego, potrzebna liczba maszyn V nie uwzględnia ewentualnych postojów wywrotek w

kolejce do naprawy. A powinniśmy zaprojektować system maszynowy w ten sposób, by postoje maszyn w oczekiwaniu na naprawę zdarzały się rzadko.

Jeżeli zastosujemy skorygowany współczynnik gotowości, to wprowadzamy informację o parze liczb $< m, r >$ (parametr ϕ jest bowiem ich funkcją, wzór (5.13)) – a zatem otrzymujemy informację o wymaganej/potrzebnej liczbie wywrotek jako funkcji zastosowanej już liczby wywrotek m, r. Jest to oczywiście błąd logiczny.

Rozpatrzmy teraz zagadnienie dostępności wywrotek. Wiadomo, że w czasie zmiany produkcyjnej wywrotka jest wyłączona z realizacji zadania transportowego przez pewien czas z różnych przyczyn. Przyczyny te to czas potrzebny na zatankowanie paliwa (zasadniczo, maszyna powinna tankować raz na *1* zmianę – *8* godzin, choć w niektórych przypadkach przyjmuje się *12*-godzinną zmianę [45]; niektóre wywrotki tankują kilka tysięcy litrów paliwa), przerwa na posiłek, wymianę kierowców itp. Szacuje się (patrz np. Church [24], Terex Manual [138], Kolonja, Stanic i Hamovic [85], Handbook of Earthmoving [18]), że – przyjmując *8*-godzinną zmianę – średnio rzecz biorąc, w sumie ok. *1* godziny [85] do ok. *1,33* godziny [18, 138] wywrotka jest wyłączana z realizacji zadania transportowego. Oznacza to, że pojawia się stan w procesie eksploatacji wywrotek, który pochłania te maszyny i stają się one niedostępne dla realizacji zadania transportowego. Stan nie pochłania maszyn w rezerwie ani maszyn w naprawie. Należy więc zwiększyć liczbę maszyn przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, by uzupełnić powstałą lukę, szacując, że liczba maszyn, która jest realnie dostępna do realizacji odstawy, wynosi ok. *83,3%* do *87,5%* tego, co pracuje w systemie; brakująca liczba maszyn to: (*0,125* ÷ *0,167*) liczby wywrotek. Nazwijmy te wywrotki *nadmiarowymi.* Odpowiednikiem tego faktu może być – we wzorze (5.17) – np. umowne powiększenie czasu cyklu wywrotki do:

$$T'_c = 1{,}15\, T_c. \tag{5.19}$$

Uwzględnienie dostępności wywrotek:

- *jak gdyby* wydłuża przeciętny czas cyklu pracy wywrotki,
- zwiększa liczbę potrzebnych wywrotek o jednostki nadmiarowe,
- zwiększa zapotrzebowanie na stanowiska naprawcze,
- powoduje, że wzrasta intensywność przepływu w systemie; lepsze spełnienie warunku dużego obciążenia obsługowego.

Jak wiemy, wywrotka może się znaleźć w kolejce wozów oczekujących na naprawę lub może się znaleźć w kolejce wozów oczekujących na załadunek. Z rozważań przeprowadzonych uprzednio wynika, że dla danej trójki liczb $< m, r, k >$, znanych intensywności δ, γ oraz znanych odchyleń standardowych σ_p, σ_n jesteśmy w stanie oszacować średni czas postoju wywrotki w kolejce do naprawy i zlepić stan naprawy ze stanem oczekiwania na naprawę. Wtedy pojawiająca się kolejka maszyn do naprawy zostanie uwzględniona w momencie zlepienia stanów. Informacja o niej będzie zawarta w skorygowanym współczynniku gotowości wywrotki, będzie zawarta w rozkładzie prawdopodobieństwa liczby wozów w stanie pracy. Jednakże na obecnym etapie rozważań będziemy szacować potrzebną liczbę maszyn nie zakładając kolejki do naprawy. O ile bowiem kolejka (byle mała) wozów oczekujących na załadunek jest wskazana (koparki powinny pracować bez przerw), o tyle kolejka

do naprawy jest niekorzystna. Pozostaje kwestia uwzględnienia kolejek do maszyn ładujących, a kolejki na pewno będą, gdyż – jak wiadomo – koparki są maszynami zaprojektowanymi do pracy *7* dni w tygodniu, *24* godziny na dobę. Najkorzystniejszym rozwiązaniem jest (teoretycznie), aby w momencie, gdy ładowana jest wywrotka, podjeżdżał nowy wóz do załadowania, tak jak to pokazuje fot. 5.4. A zatem kolejka jednoelementowa. Praktyka szacowania liczby *h* wykazuje

Fot. 5.4. Załadunek wywrotek w kopalni Antamina, Peru [157]
Photo. 5.4. Loading trucks in Antamina mine, Peru [157]

dwa podejścia. Albo przyjmuje się pewien czas, powiedzmy Δ, i dodaje się go do składników sumy czasów faz cyklu pracy wywrotki, albo przyjmuje się, że nie będzie kolejek, zaś obliczona liczba wywrotek to wartość minimalna i dodaje się kilka maszyn (w zależności od wielkości projektowanego systemu) do oszacowanej liczby wywrotek. Aby uniknąć długich, zawiłych uzasadnień, mających swe umocowanie w tzw. *wyczuciu* bądź *doświadczeniu inżynierskim*, przyjmijmy drugie rozwiązanie. Biorąc je pod uwagę i zalecenie ruchowe, które mówi, że koparki powinny pracować *24* h/dobę, *7* dni w tygodniu, a także fakt, iż – mimo takiego projektowania, by kolejka wywrotek do naprawy była pomijalnie mała – jednak w rzeczywistości czasem kolejka taka pojawi się, zasadne wydaje się sformułowanie zalecenia typowo inżynierskiego, by liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego powiększyć o *10%*. Słuszność powyższego stwierdzenia badałem, analizując kilkanaście systemów maszynowych o różnych parametrach. Badania te potwierdziły sensowność powyższego stwierdzenia oraz i to, że jeżeli nie powiększymy liczby wywrotek, to otrzymane rozwiązanie będzie tzw. rozwiązaniem *na styk*, co z kolei – biorąc pod uwagę naturę stochastyczną rozważanych zjawisk – może się okazać rozwiązaniem *zbyt oszczędnym*, dającym niekorzystne reperkusje ruchowe.

Prawdą jest, że liczba potrzebnych/wymaganych wywrotek jest zależna od długości dróg transportowych, które – wraz z pogłębianiem się wyrobiska – rosną w czasie. Projektujący kopalnię i systemy maszynowe doskonale zdają sobie z tego sprawę i z góry zakładają, że wywrotki będą dokupywane w miarę rozwoju wydobycia. Momenty powiększania parku maszynowego są określane w opracowanym harmonogramie zakupów. Zmiany wielkości systemu wywrotek są zatem skokowe, dyskretne. Możemy więc przyjąć, iż wielkości *O* oraz *R* są dla danych obliczeń stałe.

Przyjmijmy, że dobrany został system – a zatem znane są: liczba koparek *n*, liczba wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego *m*, liczba wywrotek w rezerwie *r* oraz liczba stanowisk naprawczych *k*. System rozpoczął eksploatację i na podstawie obserwacji znamy oszacowania średnich czasów faz cyklu pracy wywrotek – wartości przeciętne dla całego systemu wozów i koparek – *Z'*, *O*, *W*, *R* oraz oszacowania współczynników gotowości maszyn A_k, A_w, a także ich dostępności. Możemy więc wyznaczyć potrzebną liczbę wywrotek zgodnie ze wzorem:

$$\nabla(V) = \nabla\left(G_k n \frac{T_c}{Z'} \frac{1}{A_w}\right), \tag{5.20}$$

gdzie symbolem ∇ oznaczono konieczność zaokrąglenia otrzymanego oszacowania w górę do najbliższej liczby całkowitej. Liczba naturalna zdefiniowana wzorem (5.20) oznacza liczbę wywrotek o określonej niezawodności, jaką należałoby skierować do pracy, aby zrealizować zadanie transportowe określone możliwościami ładunkowymi koparek.

Znając potrzebną liczbę wywrotek, należy przystąpić do analizy wielkości rezerwy.

Analizując dostępną literaturę, można zauważyć dwa różne podejścia do tego zagadnienia. Hartman [71] i poradniki polski i amerykańskie [19, 113, 123, 138, 140] wychodzą z założenia, że – wiedząc o tym, iż wywrotki ulegać będą uszkodzeniom – należy mieć pewną liczbę maszyn rezerwowych, by zastępować nimi wywrotki wycofywane do naprawy. Rezerwa służy zatem do tego, by uzupełniać braki. Zasada wydaje się słuszna, choć niezbyt przemyślana. Można bowiem postawić pytanie: w jakim stopniu ma wypełniać te braki? Liczba uszkodzonych maszyn jest zmienną losową, czasem będzie *0* uszkodzonych maszyn, czasem wszystkie (choć prawdopodobieństwo tego zdarzenia maleje wraz ze wzrostem liczby zastosowanych wywrotek, a także ze wzrostem ich niezawodności). Dowodem braku głębszej analizy tego problemu jest sam sposób obliczania wielkości zapasu, który w poszczególnych, wymienionych pracach różni się istotnie. Brak jest także jakiejkolwiek relacji wiążącej stopień realizacji zadania transportowego – a właśnie po to są stosowane wywrotki – z wielkością systemu wywrotek, zarówno tych przeznaczonych do pracy, jak i tych w rezerwie. O ewentualnej zależności wielkości rezerwy od liczby stanowisk naprawczych dla systemu wywrotek nie ma – według mojej wiedzy - żadnej publikacji.

Inny sposób podejścia został przeze mnie zaprezentowany w kilku artykułach i referatach, a podsumowanie tego zagadnienia jest zamieszczone w mojej pracy [45]. Wyszedłem z założenia, że – po pierwsze – rezerwa wozów jest niezbędna; choćby z racji wymogów obsługowych. Zauważyłem ponadto, że wyznaczona liczba

potrzebnych wywrotek do realizacji zdefiniowanego zadania transportowego zgodnie ze wzorem (5.20) jest nadmiarowa, ponieważ oznacza ona liczbę wozów przeznaczonych do pracy bez zapasu. Wycofując pewną liczbę tych wywrotek do rezerwy, otrzymujemy nadal wartość oczekiwaną liczby wozów w stanie pracy nie mniejszą od potrzebnej. Należy więc zbadać, jaką największą liczbę maszyn można wycofać, by nadal zapewnić realizację zadania transportowego. Zagadnienie rezerwy jest zatem *de facto* poszukiwaniem odpowiedniej pary liczb $< m, r >$. Zauważyłem, że w przypadku ogólnym istnieje szereg takich par, które będą spełniały postulat realizacji zadania transportowego. Sformułowałem więc kryterium doboru pary $< m, r >$ dwuetapowo:

(a) sumaryczna liczba wywrotek potrzebna do realizacji zadania transportowego powinna być minimalna,
(b) spośród par spełniających warunek (a) poszukuje się takiej pary, która ma maksymalnie dużą rezerwę,

czyli, że

$$\mathfrak{T} : < \mathfrak{T}, A_w,\ m, r;\ (m+r)_{min},\ r_{max} \mid E(\boldsymbol{D}) \geq h >, \tag{5.21}$$

gdzie symbolem $\mathfrak{T}$ oznaczono typ wywrotki.

Próba bardziej ambitnego podejścia do tego zagadnienia, którą prezentowałem w pracy [38] – polegająca na sformułowaniu postulatu, by spośród par spełniających warunek (a) poszukiwać takiej pary, dla której profit uzyskany z eksploatacji systemu był największy – okazała się, niestety, zbyt wygórowana w świetle realnych możliwości oszacowania funkcji zysku kopalni.

Za przyjęciem postulatu (b) przemawiają co najmniej cztery ważne zależności:

- zwiększenie rezerwy wpływa korzystnie na żywotność maszyn, gdyż dłużej będą przebywały w rezerwie po wykonanej naprawie, a zatem mniejsza będzie ich intensywność zużycia, lepsze będzie planowanie diagnostyki i wykonywanie samych obsług,
- więcej będzie maszyn w rezerwie, mniej maszyn w warsztacie naprawczym, mniejsze będzie także prawdopodobieństwo powstania kolejki do naprawy,
- jednostkowe koszty wywrotki w ruchu będą zdecydowanie wyższe aniżeli koszty wywrotki w rezerwie,
- im więcej będzie wywrotek w wyrobisku, tym ich krążność będzie na ogół malała i wydłuży się przeciętny czas cyklu pracy maszyny.

Mając dobraną trójkę parametrów $< m, r, k >$ dla danego systemu maszynowego, można dokonać weryfikacji jej doboru.

Schemat postępowania weryfikacyjnego jest następujący.

1. Dla danej liczby maszyn ładujących n, znanych oszacowań parametrów tych maszyn: A_k, B_k i obliczonych średnich czasów faz cyklu pracy wywrotek: Z', O, W, R wyznaczamy wartość oczekiwaną liczby wywrotek w stanie pracy $E(\boldsymbol{D})$.

2. Uwzględniając niezawodność wywrotek (A_w), szacujemy potrzebną liczbę maszyn $\nabla(V)$.
3. Zakładamy, że w systemie nie będzie kolejki maszyn do naprawy (model Marjanowicza) i wycofując kolejne wywrotki do rezerwy, obliczamy wartości oczekiwane liczby maszyn w stanie pracy, wykorzystując rozkład prawdopodobieństwa (1.1) i (5.15) aż do momentu, w którym ta wartość przeciętna spadnie poniżej $E(\boldsymbol{D})$; przesuwając jedną wywrotkę z powrotem z rezerwy do pracy, otrzymujemy szukaną parę $< m, r >$.
4. Powiększamy liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego o *10%*.
5. Uwzględniamy dostępność wywrotek i powiększamy liczbę tych maszyn o dalsze *15%* (jednostki nadmiarowe); w sumie, w przybliżeniu otrzymujemy *1,265 m* maszyn.
6. Wykorzystując oszacowania: intensywności powstawania uszkodzeń i usuwania uszkodzeń dla wywrotek oraz odchyleń standardowych σ_p, σ_n, poszukujemy takiej liczby stanowisk naprawczych k, dla której kolejka wywrotek do naprawy będzie pomijalnie mała, co zachodzi, gdy: $A_w \approx A'_w$.
7. Porównujemy otrzymaną trójkę $< m, r, k >$ z tą, która charakteryzuje analizowany system.

Rozpatrzmy przykład takiej weryfikacji.

Niechaj dany będzie system maszynowy, w którym eksploatowanych jest $n = 5$ koparek charakteryzujących się współczynnikiem gotowości $A_k = 0,88$ i współczynnikiem dostępności $B_k = 0,85$. Oszacowania średnich czasów faz cyklu pracy wywrotek dały następujące rezultaty: $Z' = 2,1$ min, $O = 16,2$ min, $W = 0,9$ min, $R = 12,2$ min.

Wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy:

$$E(\boldsymbol{D}) = B_k A_k n \frac{(Z'+O+W+R)}{Z'} = B_k A_k n\left(1+\varpi^{-1}\right) = 55,92,$$

gdzie:

$$\varpi = \frac{Z'}{O+W+R} \tag{5.22}$$

jest wskaźnikiem względnej intensywności załadunku wywrotki.

Uwzględniając współczynnik gotowości wywrotek $A_w = 0,778$, otrzymujemy potrzebną liczbę maszyn:

$$\nabla(V) = \nabla\left(\frac{E(\boldsymbol{D})}{A_w}\right) = \nabla(71,9) \Rightarrow 72.$$

Stosujemy model Marjanowicza. Rozpoczynamy od systemu $< 72, 0 >$. Obliczamy wartość oczekiwaną liczby wywrotek w stanie pracy. Wycofujemy kolejno wywrotki do rezerwy aż do utworzenia pary $< 61, 11 >$, dla której wartość oczekiwana

liczby wywrotek w stanie pracy równa jest *55,93*. Dalsze zwiększanie rezerwy jest niewskazane, gdyż interesująca wartość oczekiwana spada poniżej *55,92*. [1)]

Powiększamy liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego o około *10%* ($m = 67$) i taką liczbę maszyn skierujemy do wyrobiska.

Następnie zwiększa się liczbę wywrotek o dalszych ok. *15%*, tj. o *10* maszyn (maszyny nadmiarowe), które wchodzą do ruchu w miejsce wywrotek niedostępnych. Ma to – oczywiście – wpływ na wymaganą liczbę stanowisk naprawczych.

Przyjmijmy, że oszacowania intensywności i odchyleń standardowych są następujące:

$$\delta = 0,04; \qquad \sigma_p = 25, \qquad \gamma = 0,14; \qquad \sigma_n = 6.$$

Stosując wzory (5.7) do (5.11) i klasyczny wzór na wartość oczekiwaną zmiennej losowej dyskretnej, poszukujemy takiej wartości k, dla której zachodzi: $A_w \approx A'_w$.

W naszym przypadku poszukiwana wartość, to $k = 27$.

5.5. Przyjęty system odstawy a krążność wywrotek

Rozważmy systemy maszynowe, w których ma miejsce zwiększone prawdopodobieństwo pojawienia się kolejki (zatłoczenia) wozów na trasie przejazdu. Dotyczy to przede wszystkim tych kopalń, w których zainstalowany jest system umożliwiający pobór energii elektrycznej z drutów jezdnych zainstalowanych na głównej pochylni transportowej wyrobiska.

Sama koncepcja takiego zasilania datuje się na koniec XIX wieku (por. Golosiński [60]). Pierwsza aplikacja tego typu rozwiązania do kopalni powierzchniowej została odnotowana w 1956 r., a w 1980 roku w kopalni Palabora, największej kopalni stożkowej kontynentu afrykańskiego, zastosowano zasilanie elektryczne do wspomagania systemu odstawy – dla podniesienia efektywności eksploatacji siedemdziesięciu siedmiu wywrotek o udźwigu *153* t wywożących rudę miedzi (ściślej, rudę polimetaliczną) (Lill [93]). Kilkuletnie doświadczenia w eksploatacji tego typu zasilania zaowocowały rozszerzeniem zastosowań na kopalnie Rössing Uranium (fot.5.5) i Grootegeluk w Namibii i w niektórych kopalniach USA, Australii, Zambii. Po blisko dziesięcioletnim etapie doskonalenia konstrukcji w samych wywrotkach, usprawnieniach w budowie dróg i ich konfiguracji oraz w sterowaniu takimi systemami maszynowymi stwierdza się (patrz np. Mining Engineering Handbook [124], Golosiński [60], Chadwick [20]), że zastosowanie tego typu zasilania daje istotną redukcję kosztów paliwa (około *10%*, a ostatnio mówi się

[1)] Gdybyśmy przeznaczyli do pracy system $m = 61$ maszyn bez rezerwy, to stwierdzilibyśmy, że system ten jest równoważny systemowi $m\ A_w = 47,5$ niezawodnych maszyn.
Gdybyśmy skierowali wszystkie $m + r = 72$ maszyny do pracy, to uwzględniając ich niezawodność, mamy równoważny system *56,0* niezawodnych wywrotek.
Wycofując aż *11* maszyn z *72* do rezerwy, zmieniamy organizację systemu tak, że odpowiada mu system *55,9* niezawodnych wywrotek.

Fot. 5.5. Wywrotka w kopalni Rössing Uranium, Namibia [74]
Photo. 5.5. Haulage truck in Rössing Uranium, Namibia [74]

nawet o *20%*) oraz pozwala zwiększyć wydobycie (większe szybkości wywrotek, krótszy czas cyklu pracy). Notuje się także zwiększoną trwałość zespołów maszyn oraz redukcję kosztów obsług wywrotek. Wszystko to sprawia, że kopalnie coraz częściej myślą o zastosowaniu tego typu zasilania, jeżeli tylko racje ekonomiczne nie stoją w opozycji do tego rozwiązania. Zależy to głównie od relacji, jakie zachodzą pomiędzy jednostkową ceną paliwa a jednostkową ceną energii elektrycznej w danym kraju. Jednym z minusów tego zasilania jest to, iż częstość pojawiania się kolejek wywrotek jest większa aniżeli w konwencjonalnych systemach odstawy. Górnicy mówią, że niekiedy wywrotki *jeżdżą stadami* (fot. 4.1, 5.6, 5.7).

W większości kopalń stożkowych takiego rozwiązania nie ma, jednakże zakres zastosowania tego typu zasilania stale, choć powoli, rośnie.

Kolejki na drogach transportowych w wyrobiskach o klasycznej odstawie zdarzają się nieczęsto i praktyką jest to, że strata czasu z tego powodu bywa wliczana w czas jazdy wywrotki. Kopalnie, które zdecydowały się na wprowadzenie zasilania wywrotek w energię elektryczną czerpaną poprzez pantografy z drutów

Fot. 5.6. Wywrotki w kopalni Barrick Goldstrike, USA [74]
Photo. 5.6. Hauling trucks in Barrick Goldstrike, USA [74]

Fot. 5.7. Wywrotki w kopalni Sishen, RPA [60]
Photo. 5.7. Hauling trukcs in Sishen, South Africa [60]

jezdnych na głównej pochylni wyjazdowej, notują wzrost częstości pojawiania się korków i kolejek, szczególnie w rejonie podpinania maszyn do drutów zasileniowych.

Analizowana przez nas procedura doboru parametrów systemu pozwala niejako *wyjść naprzeciw* problemowi powstawania kolejek maszyn odstawczych. Można bowiem rozważyć taki dobór liczby wywrotek $< m, r >$, by zredukować prawdopodobieństwo pojawienia się kolejki. Efekt redukcji zatłoczenia w wyrobisku można uzyskać poprzez zwiększenie liczby wywrotek w systemie, choć wydaje się to na pierwszy rzut oka niedorzecznością. Chodzi tu o wycofanie pewnej liczby wywrotek z ruchu i alokacji ich do rezerwy oraz – dodatkowo – o zwiększenie liczby jednostek zapasowych, tak by zadanie transportowe było wykonalne.

Możliwości zastosowania takiego rozwiązania są jednak ograniczone.

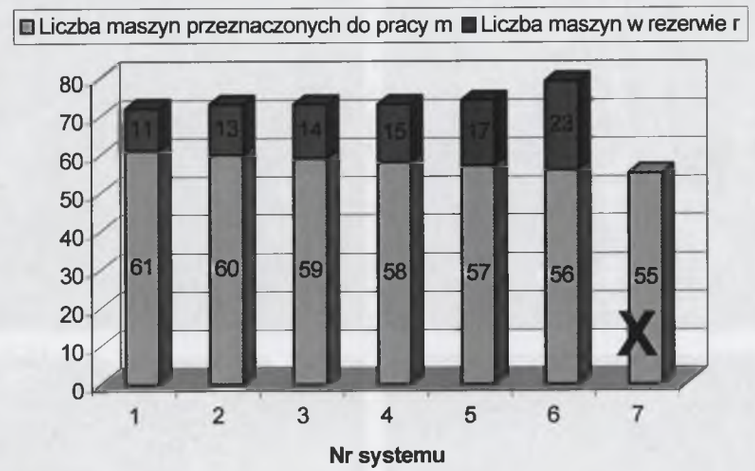
Odchodząc od pary $< m, r >$ określonej relacją (5.21), tzn. zmniejszając liczbę maszyn m przeznaczonych do realizacji zadania transportowego oraz zwiększając jednocześnie wielkość rezerwy, musimy pamiętać, by zachodził warunek:

$$m \geq \nabla(E(\boldsymbol{D})).$$

Jeżeli warunek ten nie jest spełniony, to nawet nieskończenie wielka rezerwa nie zapewni wykonania realizacji zadania transportowego.

Rys. 5.15 ilustruje możliwe rozwiązania w tym względzie dla przykładu rozważanego uprzednio. Dla $m = 55$ maszyn zadanie będzie nie do zrealizowania.

Zmniejszając liczbę maszyn przeznaczonych do pracy, redukujemy liczbę maszyn, którą trzeba dokupić z powodu straty związanej z niedostępnością wywrotek. Jest to oczywiście niewielka redukcja, gdyż dokupujemy ok. *15%* z liczby maszyn przeznaczonych do pracy.



Rys. 5.15. Możliwe systemy wywrotek $< m, r >$ dla realizacji założonego zadania transportowego
Fig. 5.15. Possible truck systems $< m, r >$ for achivement of stipulated transportation task

5.6. Zawodność stanowisk naprawczych

Jest to zagadnienie pomijane w rozważaniach dotyczących wyznaczania charakterystyk eksploatacyjnych omawianego systemu maszynowego w górnictwie, choć trzeba przyznać, że w teorii niezawodności lata osiemdziesiąte ubiegłego wieku charakteryzowały się dużą liczbą publikacji traktujących o zawodności aparatury diagnostycznej, dozorującej czy wykonującej naprawę.

Organizacja tzw. zaplecza zabezpieczenia technicznego dla systemu maszynowego, w przypadku klasy systemów tu rozważanych, to duże przedsięwzięcie techniczne (fot. 5.8 do 5.11) zarówno pod względem oprzyrządowania, jak i procedur postępowania w poszczególnych przypadkach, systemów diagnostycznych, gospodarki częściami zamiennymi, utylizacji zużytych części, w tym zużytych opon, budowy ogromnych zbiorników paliwa, organizacji placów postoju maszyn itd. Jest to też duże przedsięwzięcie finansowe.

Obszarem naszego zainteresowania są zdarzenia losowe występujące w procesie eksploatacji systemu maszynowego, jak również możliwości wykonywania napraw przywracających sprawność maszyn do dalszej realizacji zadania transportowego. Wiemy, w jaki sposób włączyć liczbę stanowisk naprawczych do analizy całego systemu, ale dotychczasowe rozważania pomijały kwestię, że stanowiska te mogą być czasami niedostępne. Stanowiska obsługowe, oprócz ludzi i przypisanych im procedur postępowania z maszyną w zależności od potrzeb, muszą posiadać odpowiednie oprzyrządowanie, manipulatory, by móc realizować naprawę uszkodzenia czy dokonać przeglądu technicznego maszyny. A urządzenia te mogą się zepsuć, co oznacza, że stanowisko będzie losowe niedostępne.

Uwzględniając tę zawodność, przyjmijmy, że stanowiska w warsztacie naprawczym będą charakteryzowały się współczynnikiem gotowości A_n.

Fot. 5.8 – 5.11. Elementy zaplecza technicznego systemu wywrotek [164, 151, 154]
Fig. 5.8 – 5.11. Elements of technical base for trucks [164, 151, 154]

Mamy więc system k stanowisk naprawczych, których niezawodność jest opisana współczynnikiem gotowości A_n. Ponieważ jest to system k-elementowy, równoległy (przypomnijmy, mówimy o stanowiskach naprawczych, a nie obsługowych; stanowiska obsługowe są dzielone z reguły na rodzaje) i elementy pracują niezależnie od siebie, więc łatwo zauważyć, iż rozkład prawdopodobieństwa, że i stanowisk jest w stanie pracy, jest dany wzorem:

$$P_{ni}^{(p)} = \binom{k}{i} A_n^i (1 - A_n)^{k-i}, \quad i = 0,1, 2, ..., k. \tag{5.23}$$

Wartość oczekiwana liczby stanowisk naprawczych w stanie pracy jest określona zależnością:

$$E_n = k\, A_n. \tag{5.24}$$

Niezawodność warsztatu naprawczego jest zatem problemem trywialnym, nietrywialne będzie uwzględnienie reperkusji wynikających z losowej dostępności stanowisk naprawczych dla analizy rozważanego systemu. Model Sivazlina i Wanga *G/G/k/r* modyfikuje się bowiem do modelu *G/G/i/r*, gdzie ***i*** jest teraz zmienną losową o znanym rozkładzie prawdopodobieństwa.

Korzystając z warunku *heavy traffic*, otrzymuje się rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn i w zależności od tego, czy liczba stanowisk naprawczych jest większa czy mniejsza od wielkości rezerwy, obowiązuje inny zestaw wzorów. Co więcej, jeżeli liczba k stanowisk naprawczych zorganizowanych dla systemu jest nie większa od liczby maszyn w rezerwie r ($k \le r$), to pozostajemy w obszarze zastosowań wzorów (1.4). Jeżeli natomiast liczba stanowisk naprawczych zorganizowanych dla systemu jest większa od liczby maszyn w rezerwie r ($k > r$), to należy wziąć pod uwagę oba zestawy wzorów ((1.4) i (1.5)). Pojawiać się bowiem będą zdarzenia, w których liczba dostępnych stanowisk naprawczych będzie mniejsza od r, równa r, jak i większa od r. Ten drugi przypadek jest ogólniejszy od pierwszego i – biorąc pod uwagę praktykę w tym względzie (patrz np. Hartman [71], poradnik Vergne'a [140]) – rozpatrzmy przypadek, dla którego $k > r$.

Oznaczmy przez i, $i = 0, 1, ..., r, ..., k$, liczbę dostępnych stanowisk naprawczych. Prawdopodobieństwa zdarzenia, że $i \le r$, określone jest sumą $\sum_{i=0}^{r} P_{ni}^{(p)}$.

Dla tego przypadku funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek opisana jest następującymi funkcjami:

dla $0 \le x < i$

$$K_{11}\, h_1(x) = \frac{K_{11}}{m\xi C_M + xC_R}\left(\frac{m\xi C_M + xC_R}{m\xi C_M}\right)^{\beta_1} exp\left(\frac{-2x}{C_R}\right), \tag{5.25a}$$

dla $i \le x < r$

$$K_{22}\, h_2(x,i) = \frac{K_{22}}{m\xi C_M + iC_R} exp\left(\frac{2(m\xi - i)(x - i)}{m\xi C_M + iC_R}\right), \tag{5.25b}$$

dla $r \le x \le m+r$

$$K_{33}\, h_3(x,i) = \frac{K_{33}}{(m+r-x)\xi C_M + iC_R}\left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + iC_R}{m\xi C_M + iC_R}\right)^{\beta'_3} exp(2(x-r)/C_M), \tag{5.25c}$$

gdzie β_1 określone jest wzorem (5.7), natomiast:

$$\beta'_3 = \frac{2[1 + (C_R / C_M)]}{\xi C_M}. \tag{5.25d}$$

Wprowadźmy warunki ciągłości funkcji, definiując tym razem parametry będące funkcjami zmiennej i:

$$\alpha_1(i) = \frac{h_3(r,i)}{h_2(r,i)}, \qquad \alpha_2(i) = \frac{h_2(i,i)}{h_1(i)}. \tag{5.26}$$

Nota bene, $\alpha_1(i) \equiv \alpha_{1i}$, jednakże dla czytelności notacji przyjmiemy zapis jak w (5.26) i dalej będzie on stosowany, także w odniesieniu do stałych normalizacyjnych *K*.

Zdefiniujmy stałe *K*, które są też funkcjami zmiennej *i* oraz prawdopodobieństw $P_{ni}^{(p)}$, a mianowicie:

$$K_{33}(i) = \frac{P_{ni}^{(p)}}{\alpha_1(i)\alpha_2(i)\int_0^i h_1(x)dx + \alpha_1(i)\int_i^r h_2(x,i)dx + \int_r^{m+r} h_3(x,i)dx},$$

$$K_{22}(i) = \alpha_1(i)K_{33}(i), \qquad K_{11}(i) = \alpha_1(i)\alpha_2(i)K_{33}(i). \tag{5.27}$$

Mamy zatem określone wszystkie składniki potrzebne do oszacowania prawdopodobieństwa P_j zdarzenia, że uszkodzonych będzie *j* wywrotek w systemie: zawodne wywrotki – zawodny warsztat naprawczy. Podane poniżej wzory (5.28) określają prawdopodobieństwa warunkowe, ponieważ biorą pod uwagę tylko te zdarzenia, dla których $i \le r$:

$$P_0^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{r} K_{11}(i) \int_0^{0,5} h_1(x)dx,$$

$$P_1^{(\le r)} = \int_{0,5}^{1} K_{11}(1)h_1(x)dx + \int_{1}^{1,5} K_{22}(1)h_2(x,1)dx + \sum_{i=2}^{r} K_{11}(i) \int_{0,5}^{1,5} h_1(x)dx,$$

$$P_2^{(\le r)} = \int_{1,5}^{2,5} K_{22}(1)h_2(x,1)dx + \int_{1,5}^{2} K_{11}(2)h_1(x)dx + \int_{2}^{2,5} K_{22}(2)h_2(x,2)dx + \sum_{i=3}^{r} K_{11}(i) \int_{1,5}^{2,5} h_1(x)dx, \tag{5.28}$$

itd.

Główną przeszkodą dla przedstawienia powyższego rozkładu prawdopodobieństwa w sposób elegancki jest *przemieszczający się* punkt zetknięcia się funkcji $h_1(x)$ i $h_2(x,i)$ oraz dalej $h_2(x,i)$ i $h_3(x,i)$ w zależności od rozpatrywanej liczby dostępnych stanowisk naprawczych.

Jeżeli rozpatrywać będziemy np. system $k = 12$ zawodnych stanowisk naprawczych dla $r = 10$ maszyn w rezerwie, wówczas dalsze równania określające prawdopodobieństwa P_j będą następujące:

$$P_3^{(\le r)} = \int_{2,5}^{3,5} K_{22}(1)h_2(x,1)dx + \int_{2,5}^{3,5} K_{22}(2)h_2(x,2)dx \int_{2,5}^{3} K_{11}(3)h_1(x)dx + \int_{3}^{3,5} K_{22}(3)h_2(x,3)dx + \sum_{i=4}^{r} K_{11}(i) \int_{2,5}^{3,5} h_1(x)dx$$

$$P_4^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{3} K_{22}(i) \int_{3,5}^{4,5} h_2(x,i)dx + \int_{3,5}^{4} K_{11}(4)h_1(x)dx + \int_{4}^{4,5} K_{22}(x,4)dx + \sum_{i=5}^{r} K_{11}(i) \int_{3,5}^{4,5} h_1(x)dx,$$

$$P_5^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{4} K_{22}(i) \int_{4,5}^{5,5} h_2(x,i)dx + \int_{4,5}^{5} K_{11}(5)h_1(x)dx + \int_{5}^{5,5} K_{22}(x,5)dx + \sum_{i=6}^{r} K_{11}(i) \int_{4,5}^{5,5} h_1(x)dx,$$

$$P_6^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{5} K_{22}(i) \int_{5,5}^{6,5} h_2(x,i)dx + \int_{5,5}^{6} K_{11}(6)h_1(x)dx + \int_{6}^{6,5} K_{22}(x,6)dx + \sum_{i=7}^{r} K_{11}(i) \int_{5,5}^{6,5} h_1(x)dx,$$

$$P_7^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{6} K_{22}(i) \int_{6,5}^{7,5} h_2(x,i)dx + \int_{6,5}^{7} K_{11}(7)h_1(x)dx + \int_{7}^{7,5} K_{22}(x,7)dx + \sum_{i=8}^{r} K_{11}(i) \int_{6,5}^{7,5} h_1(x)dx,$$

$$P_8^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{7} K_{22}(i) \int_{7,5}^{8,5} h_2(x,i)dx + \int_{7,5}^{8} K_{11}(8)h_1(x)dx + \int_{8}^{8,5} K_{22}(x,8)dx + \sum_{i=9}^{r} K_{11}(i) \int_{7,5}^{8,5} h_1(x)dx,$$

$$P_9^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{8} K_{22}(i) \int_{8,5}^{9,5} h_2(x,i)dx + \int_{8,5}^{9} K_{11}(9)h_1(x)dx + \int_{9}^{9,5} K_{22}(x,9)dx + K_{11}(10) \int_{8,5}^{9,5} h_1(x)dx,$$

$$P_{10}^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{9} \left(K_{22}(i) \int_{9,5}^{10} h_2(x,i)dx + K_{33}(i) \int_{10}^{10,5} h_3(x,i)dx \right) + K_{33}(10) \int_{10}^{10,5} h_3(x,10)dx,$$

$$P_j^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{r-1} K_{33}(i) \int_{j-0,5}^{j+0,5} h_3(x,i)dx, \qquad j = 11, \ldots, m+r-1,$$

$$P_{m+r}^{(\le r)} = \sum_{i=1}^{r} K_{33}(i) \int_{m+r-0,5}^{m+r} h_3(x,i)dx.$$

Cała masa prawdopodobieństwa określona wzorami (5.28) wynosi $\sum_{i=0}^{r} P_{ni}^{(p)}$; pozostała masa określona jest wzorami, które są odpowiednikami układu równań (5.7) do (5.11).

I tak:

dla $0 \le x < r$ $\qquad K_{44}h_4(x) = K_{11}h_1(x)$ (5.29a)

dla $r \le x \le i$

$$K_{55}\, h_5(x) = \frac{K_{55}}{(m+r-x)\xi C_M + xC_R} \left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + xC_R}{m\xi C_M + rC_R} \right)^{\beta_5} exp\left(\frac{2(\xi+1)(x-r)}{\xi C_M - C_R} \right), \tag{5.29b}$$

dla $i \le x \le m+r$

$$K_{66}h_6(x,i) = \frac{K_{66}}{(m+r-x)\xi C_M + iC_R} \left(\frac{(m+r-x)\xi C_M + iC_R}{(m+r-i)\xi C_M + iC_R} \right)^{i\beta''_3} exp(2(x-i)/C_M), \tag{5.29c}$$

przy czym $i = r+1, \ldots, k$.

Wprowadzając warunki ciągłości funkcji, otrzymujemy:

$$\alpha_3(i) = \frac{h_6(i,i)}{h_5(i)}, \qquad \alpha_4 = \frac{h_5(r)}{h_4(r)}. \tag{5.30}$$

Stałe K będą równe:

$$K_{66}(i) = \frac{P_{ni}^{(p)}}{\alpha_3(i)\alpha_4 \int_0^r h_1(x)dx + \alpha_3(i) \int_r^i h_5(x)dx + \int_i^{m+r} h_6(x,i)dx},$$

$$K_{55}(i) = \alpha_3(i) K_{66}(i), \qquad K_{44}(i) = \alpha_3(i)\alpha_4 K_{66}(i). \tag{5.31}$$

Dla $i > r$ otrzymujemy następujący zestaw wzorów:

$$P_0^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} K_{44}(i) \int_0^{0,5} h_1(x)dx,$$

$$P_j^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} K_{44}(i) \int_{j-0,5}^{j+0,5} h_1(x)dx, \qquad \text{dla } j = 1, ..., r-1,$$

$$P_r^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} \left(K_{44}(i) \int_{r-0,5}^{r} h_1(x)dx + K_{55}(i) \int_r^{r+0,5} h_{55}(x)dx \right),$$

$$P_{r+j}^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} K_{55}(i) \int_{r+j-0,5}^{r+j+0,5} h_{55}(x)dx, \qquad \text{dla } j = 1, ..., k-r-1,$$

$$P_k^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} \left(K_{55}(i) \int_{k-0,5}^{k} h_{55}(x)dx + K_{66}(i) \int_k^{k+0,5} h_{66}(x,i)dx \right),$$

$$P_{k+j}^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} K_{66}(i) \int_{k+j-0,5}^{k+j+0,5} h_{66}(x,i)dx, \qquad \text{dla } j = 1, ..., m+r-1,$$

$$P_{m+r}^{(>r)} = \sum_{i=r+1}^{k} K_{66}(i) \int_{m+r-0,5}^{m+r} h_{66}(x,i)dx. \tag{5.32}$$

Tym samym szukany rozkład prawdopodobieństwa P_j jest równy:

$$P_j = P_j^{(\le r)} + P_j^{(>r)}, \qquad \text{dla } j = 0, 1, ..., m + r. \tag{5.33}$$

Zreasumujmy nasze rozważania.

Wzięliśmy pod uwagę zawodność stanowisk warsztatu naprawczego. Przyjęliśmy, że niezawodność tych stanowisk scharakteryzowana jest współczynnikiem gotowości A_n i że jest to system k-elementowy, w którym elementy pracują i ulegają uszkodzeniom niezależnie od siebie. Do tego systemu skierowany jest strumień zgłoszeń złożony z uszkodzonych wywrotek, które wymagają naprawy.

Wyznaczony został rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek określony zależnością (5.33). Przejście z tego rozkładu do rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy zgodnie z relacją (5.15) nie stanowi problemu. Rozkład ten – jak to zostało uprzednio powiedziane – stanowi informację wyjściową do dalszej analizy systemu.

Zawodne stanowiska naprawcze wpływają na intensyfikację sytuacji dużego obciążenia obsługowego – ogólnie, zjawisko niekorzystne dla efektywności funkcjonowania całego systemu, korzystne jedynie dla spełnienia warunku *heavy traffic* dla uzyskania dobrych oszacowań rozkładów prawdopodobieństwa.

Kopalnie wyposażone w duże, drogie systemy maszynowe (np. system kopalni Grootegeluk, fot. 5.12) starają się w różnoraki sposób, aby stanowiska naprawcze były stale dostępne, gdyż jest bardzo duże zapotrzebowanie obsługowe. Stąd prawdopodobieństwo zdarzenia, że stanowisko jest niedostępne z powodu jego uszkodzenia, w takich systemach jest relatywnie małe; współczynnik gotowości A_n wyraźnie powyżej *0,90*. Jeżeli tak, to zagadnienie można uprościć, przyjmując pewną poprawkę, która będzie uwzględniała tę niekorzystną właściwość systemu. Albo należy zwiększyć nieco liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego (zabieg kosztowny, ale stosunkowo prosty), przyjmując, że kolejka maszyn oczekujących na naprawę pochłonie nam pewną liczbę jednostek. Jednakże wzrost liczby wywrotek zawsze skutkuje wzrostem średniej liczby uszkodzonych jednostek i większą jeszcze kolejką wozów do naprawy. Albo można zwiększyć liczbę stanowisk naprawczych. Zabieg czasem kosztowny, czasem trudny do realizacji. Wydaje się, że ta druga opcja jest bardziej właściwa.

W przypadku natomiast, gdy stanowiska naprawcze charakteryzuje duża awaryjność i nie zapada decyzja o zwiększeniu ich liczby, wówczas rozkładem wyjściowym do dalszej analizy powinien być rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy uzyskany z relacji (5.15) przy danych określonych wzorem (5.33).

Docelowym, wskazanym przez rozważania teoretyczne rozkładem prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy powinien być rozkład uzyskany z modelu Marjanowicza, tzn. zorganizowanie tylu stanowisk naprawczych, by zwłoka z powodu oczekiwania na naprawę wozu była pomijalnie mała. I taki właśnie rozkład przyjmiemy do dalszych rozważań.

Fot. 5.12. Główna pochylnia transportowa kopalni Grootegeluk, Namibia [74]
Photo. 5.12. Main haulage ramp of Grootegeluk mine, Namibia [74]

5.7. System: koparki - wywrotki

Informacje, którymi będziemy się posługiwać przy analizie funkcjonowania systemu koparki – wywrotki, to:

- liczba koparek n,
- niezawodność maszyn ładujących A_k i niezawodność wywrotek A_w,
- rozkład prawdopodobieństwa liczby koparek w stanie zdatności $P_{kd}^{(zd)}$,
- liczba wywrotek m przeznaczonych do pracy powiększona o *10%*, liczba wywrotek r przeznaczonych do rezerwy oraz liczba wywrotek nadmiarowych,
- liczba k stanowisk naprawczych,
- rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy $P_{wb}^{(p)}$,
- średnie czasy faz cyklu pracy wywrotek *Z', O, W, R* oszacowane dla całego systemu.

Podsystem koparek scharakteryzowany rozkładem prawdopodobieństwa $P_{kd}^{(zd)}$ generuje strumień masy, który odbiera podsystem wywrotek scharakteryzowany rozkładem prawdopodobieństwa $P_{wb}^{(p)}$. Maszyny transportujące krążą pomiędzy punktami załadunku masy (fot. 5.13) a punktami wysypu, zgodnie z przyjętą metodą alokacji wozów i zaleceniami dyspozytora, który stara się, by efektywność eksploatacji całego systemu była jak największa. Przyjmijmy wstępnie, że dyspozytor podejmuje decyzje o alokacji wywrotek w taki sposób, aby zminimalizować zdarzenia postojów koparek i by wywrotki nie tworzyły dłuższych kolejek w punktach obsługowych. Założymy ponadto, że punkty odbioru urobku

Fot. 5.13. Kopalnia rudy żelaza Welgevonden, RPA
Photo. 5.13. Iron ore Welgevonden project, South Africa

zostały tak zaaranżowane, że prawdopodobieństwo zdarzenia, iż pojawi się tu kolejka, jest pomijalnie małe. Przyjmijmy dalej – pozostając w zgodzie z danymi eksploatacyjnymi – że czasy faz cyklu pracy wywrotek są zmiennymi losowymi, które można opisać rozkładem normalnym. Chcemy znaleźć podstawowe parametry eksploatacyjne tego systemu, a w szczególności prawdopodobieństwa interesujących stanów systemu, wydajności systemu, relacje pomiędzy parametrami eksploatacyjnymi podsystemów składowych. Trzeba będzie także uwzględnić decyzje dyspozytora zmieniającego organizację systemu w zależności od aktualnej sytuacji w wyrobisku.

Biorąc pod uwagę, że czas cyklu pracy wywrotki jest czteroetapowy (rys. 5.16), można się pokusić o rozpatrzenie systemu kolejkowego czterofazowego i rozpatrywać każdą fazę jako pewien rodzaj obsługi. Strumieniem przybyć do danej fazy jest wtedy strumień wyjściowy z poprzedniej fazy. Biorąc pod uwagę, że rozpatrywane są rozkłady normalne, liczba *klientów* zmienna losowo, a każdej fazie przypisana jest różna liczba stanowisk obsługi, także zmienna losowo w pewnym zakresie, to budowa takiego modelu jest ogromnie trudna, a procedura analizy i obliczeń byłaby bardzo żmudna. Całość rozważań byłaby słabo czytelna i z całym szeregiem uproszczeń i przybliżeń, a użyteczność praktyczna mocno wątpliwa. Dlatego trzeba przeprowadzić analizę w taki sposób, by była zrozumiała i komunikatywna. Trzeba by było dokonać takich zabiegów, modyfikacji spojrzenia na system czy jego fragmenty, by analiza była w miarę przejrzysta, bez wielu uproszczeń i aproksymacji.

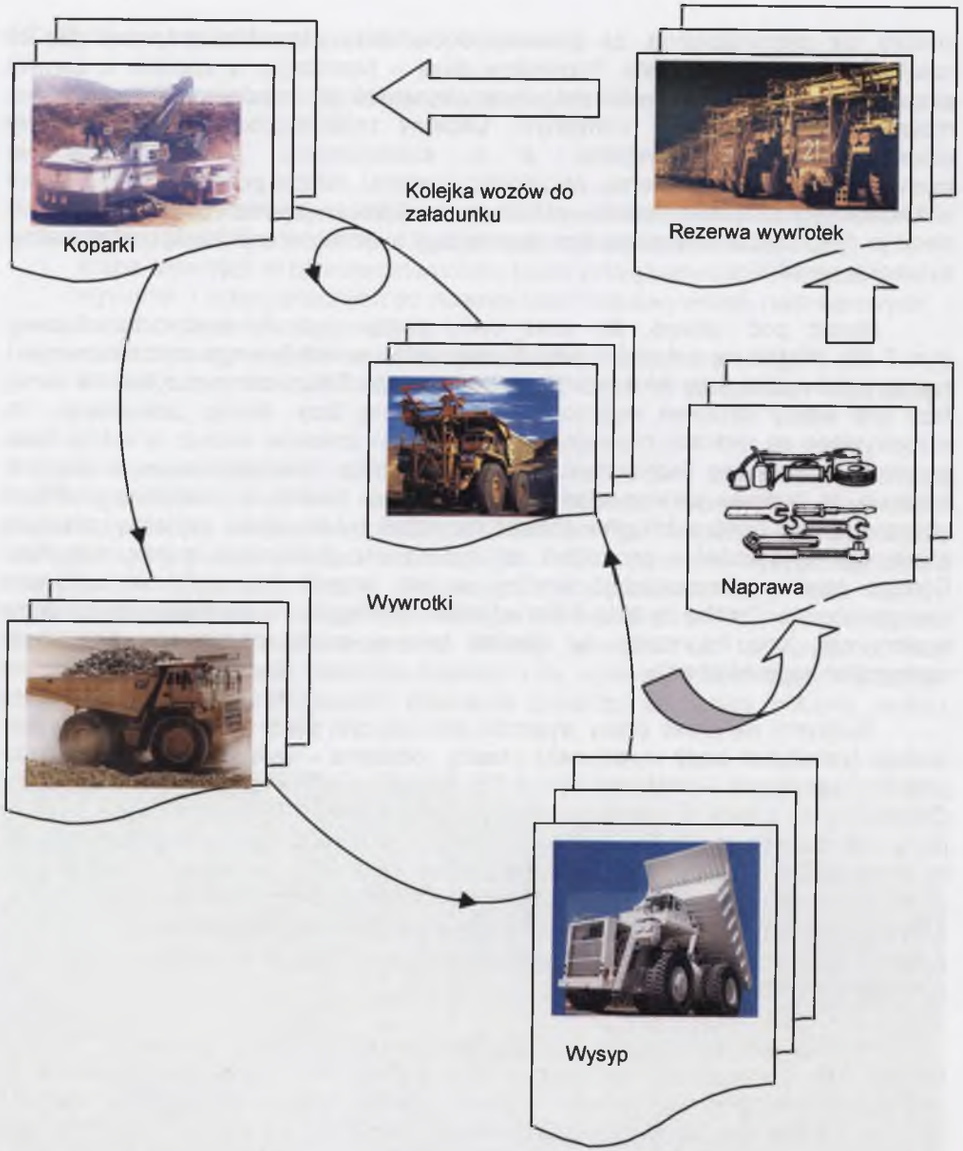
Spójrzmy na okres pracy wywrotki jako na cykl pracy złożony z dwóch faz: obsługi (załadunek bądź wyładunek) i reszty (odstawa – wyładunek – powrót bądź powrót – załadunek – odstawa) (rys. 5.17). Nazwijmy umownie *jazdą* tę drugą fazę. Odnotujmy, że z racji, iż rozkłady czasów poszczególnych faz są normalne, to czas jazdy ma również rozkład normalny o znanych właściwościach probabilistycznych. W teorii kolejek brak jest modeli opisujących systemy z normalnymi rozkładami prawdopodobieństwa. Dlatego posłużymy się modelem o początkowym zapisie *G/G*. Skoro przyjęliśmy założenie, że nie ma kolejek w punktach wysypu, więc obszarem naszego zainteresowania będzie dwufazowy model: obsługa ≡ załadunek i jazda ≡ odstawa + wyładunek + powrót[1)].

Wydaje się, że do takiej sytuacji zastosowanie modelu Sivazliana i Wanga *G/G/k/r* jest odpowiednie z racji jego uniwersalności, aczkolwiek należy dokonać w nim całego szeregu zmian i modyfikacji, by przystosować go w sposób odpowiedni do opisu realiów eksploatacyjnych rozważanego systemu.

Termin *naprawa* w rzeczonym modelu zastąpimy terminem *obsługa* (załadunek), a termin *praca* terminem *jazda*. Przy takich założeniach *kolejka maszyn oczekujących na naprawę* będzie *kolejką wywrotek oczekujących na załadunek*.

Stanowiska naprawcze pracujące niezależnie, *równolegle* będą oznaczały *koparki pracujące niezależnie i równolegle*, czyli, że w rzeczonym modelu $k \equiv n$.

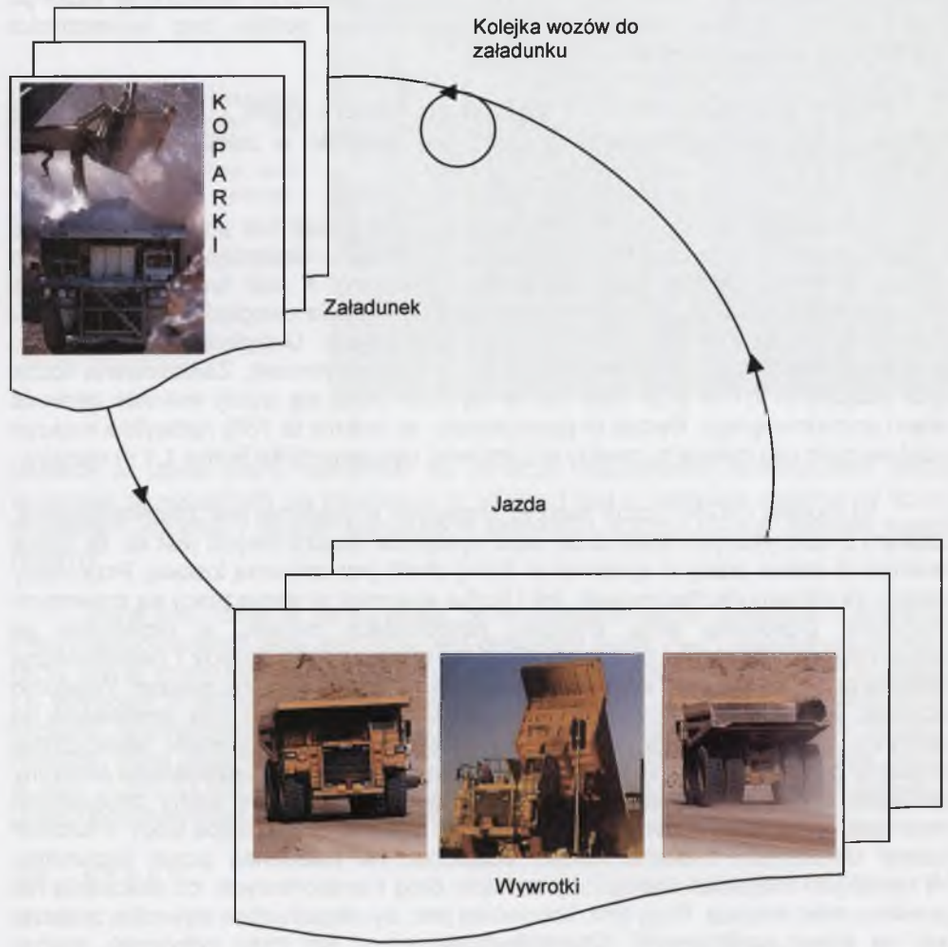
[1)] Na marginesie należy odnotować, że system, którego wąskim gardłem był punkt wyładunku był analizowany przez szereg Autorów kilka lat z rzędu (Barnes, King, Johnson [6], Barbaro, Rosenshine [5], Czaplicki [39]), lecz był to wyjątek od reguły.



Rys. 5.16. Schemat działania systemu: koparki – wywrotki (cztery fazy działania)
Fig. 5.16. Operating scheme of shovel-truck system (four phases of operation)

Dla wprowadzonych zmian nomenklaturowych, a co za tym idzie – i treści merytorycznej wprowadzonych pojęć, trzeba na nowo zdefiniować takie wielkości, jak:

$$C_1 = \left(\frac{\sigma_j}{T_j}\right)^2, \qquad C_2 = \left(\frac{\sigma_z}{Z'}\right)^2, \qquad T_j = O + W + R, \tag{5.34}$$



Rys. 5.17. Schemat działania systemu: koparki – wywrotki (dwie fazy działania)
Fig. 5.17. Operating scheme of shovel-truck system (two phases of operation)

gdzie:

σ_j – odchylenie standardowe czasu jazdy,
σ_z – odchylenie standardowe czasu załadunku Z'.

I tu powstaje problem, czy zdefiniowane właśnie parametry wejściowe modelu są poprawne. W naszych rozważaniach w rozdziale 5.4 doszliśmy do wniosku, iż z racji konieczności uwzględnienia dostępności wywrotek byliśmy zmuszeni do zwiększenia liczby tych maszyn o jednostki nadmiarowe, co było równoznaczne, w efekcie, jak gdyby wzrósł czasu cyklu pracy wozu. Czy zatem wielkość T_j we wzorze (5.34) jest poprawna, czy nie powinna być zastąpiona wielkością T'_j przez analogię do wzoru (5.19)? Bez chwili zastanowienia odpowiedź jest jedna: nie. Gdyby bowiem wydłużyć czas jazdy do T'_j – uwzględniając w ten sposób efekt niedostępności

wywrotek – to w wyniku tego otrzymalibyśmy stochastyczne wydłużenie każdego cyklu pracy, a wywrotka może pracować szereg godzin bez konieczności zatrzymania realizacji odstawy.

Odpowiednikiem wskaźnika awaryjności maszyn (wzór (1.3)) będzie teraz wskaźnik względnej intensywności załadunku wywrotki ϖ zdefiniowany wzorem (5.22).

Rozważamy model, w którym maszyny funkcjonują bez przerwy, wykonując swój dwufazowy cykl pracy. Nie ma w nim informacji o niedostępności wozów, lub inaczej mówiąc, o stanie, który pochłania te maszyny. A stan ten jest w procesie eksploatacji i trzeba go uwzględnić. Niepoprawne będzie uwzględnienie tego stanu poprzez wydłużenie czasu cyklu pracy czy czasu jazdy. Uwzględnienie tego stanu możemy jedynie uczynić poprzez modyfikację liczby wywrotek. Zastosowana liczba tych maszyn to *1,1 m* plus *15%*. Ale te wywrotki będą się *gubiły* wskutek istnienia stanu pochłaniającego. Będzie to powodowało, że zniknie ta *15%* nadwyżka maszyn odstawczych i do dalszej tu analizy przyjmować będziemy tylko liczbę *1,1 m* maszyn.

W modelu *G/G/k/r* liczba maszyn krążących w systemie jest zdeterminowana. Jednym z kardynalnych stwierdzeń teorii systemów maszynowych jest to, że liczba maszyn w stanie pracy w systemie w danej chwili jest zmienną losową. Przyjmijmy zatem, że zarówno liczba koparek, jak i liczba wywrotek w stanie pracy są zmiennymi losowymi. Dokonamy więc znacznej randomizacji modelu, a reperkusje tej randomizacji będą różne, ponieważ różne są obowiązujące zasady i podejmowane decyzje przez sterującego systemem, w związku z uszkodzeniami maszyn. Wiadomo bowiem, że z chwilą gdy wywrotka ulegnie uszkodzeniu, jest ona skierowana do naprawy, a na jej miejsce wchodzi wywrotka z rezerwy. Operator uszkodzonej maszyny przesiada się do rezerwowej. Z chwilą pojawienia się uszkodzenia maszyny ładującej dyspozytor podejmuje decyzję o wycofaniu pewnej liczby pracujących wywrotek do rezerwy. Gdyby bowiem tego nie uczynił, to pracujące wozy w krótkim czasie utworzyłyby znaczne kolejki, oczekując na załadunek przed koparkami. W niektórych miejscach nastąpiłoby zatkanie dróg transportowych, co absolutnie nie powinno mieć miejsca. Poza tym, korzystniej jest, by *niepotrzebna* wywrotka znalazła się na placu parkingowym. Operator może przez ten czas odpocząć, można zatankować paliwo bądź można dokonać szybkiego sprawdzenia jakiegoś zespołu maszyny – fot. 5.14. A zatem dla danej liczby pracujących koparek przypisana będzie inna para liczb $< m, r >$, która charakteryzować będzie podsystem wywrotek. Oznacza to, że musimy rozpatrzyć tyle par $< m, r >$, ile jest maszyn ładujących w systemie; $< m_d, r_d >$, $d = 1, \ldots, n$. Taka modyfikacja prowadzi do tego, że otrzymywane w wyniku analizy parametry eksploatacyjne systemu będą warunkowe – wtedy, gdy d koparek będzie w stanie pracy. Sytuacja będzie zatem analogiczna jak przy randomizacji z powodu awaryjności stanowisk naprawczych.

Drugą modyfikacją modelu tu rozpatrywanego będzie nieuwzględnianie rezerwy w systemie. Informacja bowiem o istnieniu rezerwy, jej wielkości i rodzaju oraz efekcie jej istnienia zawarta jest w rozkładzie prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy. Ewentualna rezerwa oznaczałaby nadmiar punktów załadunkowych (dodatkowe koparki), a to w praktyce nie zachodzi. Zatem rozpatrywany model będzie modelem $G/G/\mathbf{d}/m_d$, gdzie $\mathbf{d}$ jest zmienną losową, liczbą

Fot. 5.14. Warsztat obsługowy z miejscem odpoczynku dla kierowców, Bougenville
Photo. 5.14. Workshop with rest place for drivers, Bougenville

koparek w stanie pracy, natomiast m_d oznacza maksymalną (teoretycznie) liczbę wywrotek oczekujących na załadunek w kolejce i jest to zmienna zależna od liczby ładujących koparek i decyzji sterującego systemem. Liczba m_d nie oznacza zatem rezerwy.

Dana jest liczba d, co oznacza, że w systemie ładuje dokładnie d koparek. Prawdopodobieństwo tego zdarzenia jest określone przez $P_{kd}^{(zd)}$ zgodnie ze wzorem (5.3). Dla tej liczby maszyn ładujących mamy m_d wywrotek przeznaczonych do pracy i r_d wywrotek w rezerwie, zgodnie z decyzją dyspozytora. Interesuje nas konstrukcja rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy koparkach. Jest to bowiem *miejsce*, gdzie pojawia się kolejka. Ponieważ $r = 0$, weźmiemy pod uwagę wzory (1.5b), (1.5c), (1.5d) i (1.5d), (5.11) i (5.34) i określimy funkcję gęstości rozkładu prawdopodobieństwa interesującej nas zmiennej losowej.

Dla $0 \le x \le d$

$$K_{55}\, f_5(x;d) = K_{55}\frac{1}{(m_d - x)\varpi C_1 + xC_2}\left(\frac{(m_d - x)\varpi C_1 + xC_2}{m_d \varpi C_1}\right)^{m_d \beta'_5} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2}\right),$$

dla $d \le x \le m_d$

$$K_{66}\, f_6(x;d) = K_{66}\frac{1}{(m_d - x)\varpi C_1 + dC_2}\left(\frac{(m_d - x)\varpi C_1 + dC_2}{(m_d - d)\varpi C_1 + dC_2}\right)^{d\beta'_3} exp\left(\frac{2(x-d)}{C_1}\right),$$

gdzie:

$$\beta'_3 = \frac{2[1 + (C_2 / C_1)]}{\varpi C_M}, \tag{5.35a}$$

$$\beta'_5 = \frac{2\varpi(C_1 + C_2)}{(C_2 - \varpi C_1)^2}. \tag{5.35b}$$

Powyższe wzory są poprawne, pod warunkiem że liczba wywrotek w stanie pracy wynosi stale m_d. Ale tak nie jest. Dokonaliśmy bowiem tylko uwzględnienia zmiennej losowo liczby ładujących koparek. Uwzględnimy teraz fakt, iż liczba pracujących wywrotek jest też zmienną losową. Powinniśmy więc zastąpić wielkość m_d bieżącą liczbą wozów w stanie pracy, $b = 1, 2, ..., m_d$; $b \geq x$ i wtedy powyższe dwie funkcje będą następujące:

dla $0 \leq x \leq d$

$$K_{55} f_5(x;d,b) = K_{55} \frac{1}{(b-x)\varpi C_1 + xC_2} \left(\frac{(b-x)\varpi C_1 + xC_2}{b\varpi C_1} \right)^{b\beta'_3} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2} \right), \qquad (5.36a)$$

i dla $d \leq x \leq b$

$$K_{66} f_6(x;d,b) = K_{66} \frac{1}{(b-x)\varpi C_1 + dC_2} \left(\frac{(b-x)\varpi C_1 + dC_2}{(b-d)\varpi C_1 + dC_2} \right)^{d\beta''_3} exp\left(\frac{2(x-d)}{C_1} \right). \qquad (5.36b)$$

Współczynnik uwzględniający ciągłość funkcji to:

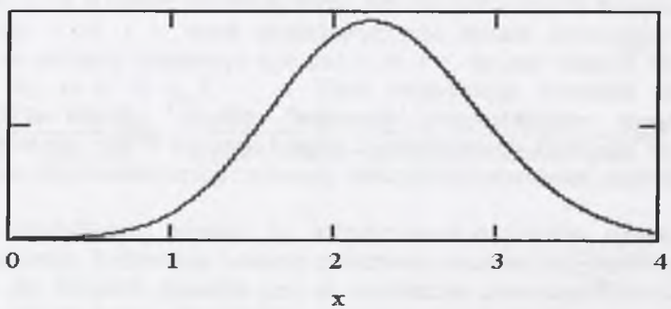
$$\Psi_d(b) = f_6(d;d,b) / f_5(d;d,b), \qquad (5.37)$$

a stałe normalizacyjne to:

$$K_{d66}(b) = \frac{P_{wb}^{(p)}}{\Psi_d(b) \int_0^d f_5(x;d,b)dx + \int_d^b f_6(x;d,b)dx}, \qquad K_{d55}(b) = K_{d66}(b)\, \Psi_d(b). \qquad (5.38)$$

Funkcja gęstości rozkładu liczby wywrotek x przy d pracujących koparkach, zapisana jako funkcja ciągła, jest postaci:

$$f(x;d) = K_{d55} f_5(x;d) + K_{d66} f_6(x;d). \qquad (5.39)$$



Rys. 5.18. Przykładowa funkcja gęstości, w zapisie ciągłym, rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy $d = 4$ koparkach w stanie pracy

Fig. 5.18. Example probability density function in continuous form of number of trucks for $d = 4$ shovels in work state

Rysunek 5.18 ilustruje przykładową funkcję gęstości rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy $d = 4$ koparkach w stanie pracy.

Zanim przystąpimy do wyznaczania parametrów eksploatacyjnych w oparciu o powyższe funkcje, należy sprawdzić warunek dużego obciążenia obsługowego. Należy zatem wyznaczyć wartość wskaźnika intensywności przepływu w systemie i sprawdzić, czy spełnia on warunek (1.10), co jest równoznaczne z nierównością:

$$\frac{1{,}1m}{n} \frac{Z'}{T_j} \geq 0{,}75. \qquad (5.40)$$

Warto odnotować, że z uwagi na to, iż stosunek liczby wywrotek do liczby maszyn ładujących jest z reguły dość wysoki, nierówność powyższa jest spełniona.

Możemy więc przystąpić do wyznaczenia ważnych, z punktu widzenia oceny efektywności eksploatacji rozważanego systemu maszynowego, parametrów stochastycznych.

Zaczniemy od warunkowego prawdopodobieństwa zdarzenia, że nie będzie wywrotek przy d zdatnych do ładowania koparkach. Jest ono określone wzorem:

$$p_{0d} = \sum_b^{m_d} P_{wb}^{(p)} K_{d55}(b) \int_0^{0,5} f_5(x;d,b)dx. \qquad (5.41)$$

Dalsze prawdopodobieństwa to:

$$p_{gd} = \sum_b^{m_d} P_{wb}^{(p)} K_{d55}(b) \int_{g-0,5}^{g+0,5} f_5(x;d,b)dx, \qquad \text{dla } g = 1, 2, ..., d-1,$$

$$p_{dd} = \sum_b^{m_d} P_{wb}^{(p)} \left(K_{d55}(b) \int_{d-0,5}^{d} f_5(x;d,b)dx + K_{d66}(b) \int_d^{d+0,5} f_6(x;d,b)dx \right),$$

$$p_{gd} = \sum_b^{m_d} P_{wb}^{(p)} K_{d66}(b) \int_{g-0,5}^{g+0,5} f_6(x;d,b)dx, \qquad \text{dla } g = d+1, ..., m_d. \qquad (5.42)$$

Zauważmy, że:

- prawdopodobieństwa p_{gd}, $g = 1, 2, ..., d-1$ są interesujące z uwagi na to, że informują o różnych stopniach niewykorzystania systemu maszyn ładujących,
- prawdopodobieństwo p_{dd} jest oceną zdarzenia najbardziej pożądanego – pełnego dopasowania podsystemów maszynowych,
- prawdopodobieństwa p_{gd}, $g = d+1, ..., m_d$ są same w sobie mało interesujące; bardziej interesująca jest suma tych prawdopodobieństw lub – wracając do przestrzeni ciągłej – wyrażenie:

$$\sum_{b}^{m_d} P_{wb}^{(p)} K_{d66}(b) \int_{g-0,5}^{\bar{m}_d} f_6(x;d,b)dx = p_q, \qquad (5.43)$$

które jest miarą istnienia kolejek wywrotek przed koparkami, ściślej – prawdopodobieństwem warunkowym zdarzenia, że pojawi się kolejka wywrotek oczekujących na załadunek.

W przypadku gdy początkowe wartości tych prawdopodobieństw (p_{gd}, $g = d+1, ...$) są istotnie większe od *0,* może się okazać celowe sprawdzenie, jakie jest prawdopodobieństwo zdarzenia, że pojawi się kolejka wywrotek przy jakiejś koparce większa aniżeli dopuszczalna.

Mamy więc w pełni wyspecyfikowany dyskretny, warunkowy rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy *d* ładujących koparkach. Odnotujmy kilka praktycznych uwag dotyczących liczby *g* wywrotek.

W istniejących systemach sumaryczna liczba wywrotek bywa niekiedy dość znaczna, jednak relatywnie – w stosunku do liczby ładujących koparek i długości dróg transportowych – nie jest ona tak duża. Dlatego kolejki wywrotek przy koparkach są małe, generalnie rzecz biorąc; na ogół jedna wywrotka (fot. 5.14) lub dwie stoją w kolejce. Dyspozytor sterujący alokacją wywrotek wie, jaka może być maksymalna liczba wozów przy danej koparce. I na pewno nie skieruje wywrotki do kolejki wozów już oczekujących na załadunek, wiedząc o tym, że może to spowodować zablokowanie drogi transportowej. Można zatem mówić o praktycznym ograniczeniu liczby *g* w zależności od aktualnej pozycji danej koparki. Poza tym wywrotka w stanie postoju – jak każdy środek transportu – przynosi straty. W centrum dyspozytorskim przyjmuje się, że nie może być więcej wozów przy dowolnej koparce aniżeli pewna liczba g_{max}; na ogół nie więcej aniżeli $3 \div 4$ maszyny.

Zdefiniujmy teraz ważny parametr eksploatacyjny systemu – wartość oczekiwaną liczby wywrotek przy *d* koparkach w stanie pracy. Wychodząc z klasycznej definicji nadziei matematycznej, mamy:

$$E_{wkd} = \sum_{b}^{m_q} P_{wb}^{(p)} K_{d66}(b) \left(\Psi_d(b) \int_{0}^{d} x f_5(x;d,b)dx + \int_{d}^{b} x f_6(x;d,b)dx \right). \qquad (5.44)$$

Interesującą warunkową miarą obciążenia obsługowego ładujących koparek jest stosunek powyższej wartości oczekiwanej do liczby zdatnych maszyn ładujących:

$$\frac{E_{wkd}}{d}. \qquad (5.45)$$

Pozwala on, w pewnym zakresie, na ocenę, czy dobrana para < m_d, r_d > jest właściwa. Rzecz należy traktować wnikliwie i w szerszym kontekście. Jeżeli byśmy założyli, że wskazane byłoby, aby iloraz ten był sporo powyżej jedności, to dla dużej liczby zdatnych koparek wskazana liczba wywrotek przeznaczonych do realizacji

Fot. 5.15. Współpraca pary: koparka – wywrotka, kopalnia Goonyella, Australia [152]
Photo. 5.15. Cooperation of shovel-truck in Goonyella mine, Australia [152]

zadania transportowego byłaby duża i krążność wozów w rzeczywistości mogłaby spaść.

Znając wartość parametru (5.44), można dokonać oceny średniej straty czasu w cyklu pracy wywrotki z powodu oczekiwania na załadunek. Zanim to uczynimy, zauważmy, że naszą analizę rozpoczynaliśmy, przyjmując, iż w systemie ładuje dokładnie *d* koparek, $d = 1, 2, ..., n$. Wiadomo, że otrzymane przy tym założeniu parametry są warunkowe. Dla uwolnienia się od tego ograniczenia należy pomnożyć wartość parametru przez prawdopodobieństwo jego pojawienia się i zsumować te iloczyny uwzględniając wszystkie przypadki. W powyższej procedurze pojawiło się pewne zagadnienie dotychczas nieuwzględnione. Chodzi o zdarzenie, gdy wszystkie koparki są w stanie niezdatności, który to przypadek nie wchodził w zakres naszych dotychczasowych rozważań. Gdy wszystkie maszyny ładujące są uszkodzone bądź część z nich uszkodzona, a część niedostępna, cały system staje. Stąd, aby uzyskać unormowanie prawdopodobieństwa do jedności, odpowiednie parametry systemu należy pomnożyć przez stałą normalizacyjną:

$$c = (1 - P_{kn}^{(nz)})^{-1}. \qquad (5.46)$$

Warto zwrócić uwagę na fakt, iż przypadek, gdy wszystkie koparki nie mogą ładować (obojętnie z jakich przyczyn), jest stanem szczególnym, osobliwym, procesu eksploatacji systemu maszynowego. Jeżeli czas do zakończenia najbliższej naprawy (najwcześniejszy punkt odnowy) bądź czas do zakończenia stanu niedostępności

koparki jest nie mniejszy od czasu cyklu pracy wywrotki, to proces regeneruje się. W tym czasie zamiera ruch krążących wywrotek, przed każdym miejscem pracy koparki tworzy się mała kolejka wozów oczekujących na załadunek, reszta wywrotek jest w rezerwie. Po ponownym podjęciu procesu ładowania (kolejne koparki przechodzą w stan sprawności) charakterystyki procesu są inne od tych, które cechują proces już ustabilizowany. Łatwo zauważyć, że im mniejsza liczba maszyn ładujących i im niższa ich niezawodność i dostępność, tym bardziej rośnie prawdopodobieństwo zdarzenia, że taki szczególny stan się pojawi. Opisałem istnienie takiego stanu w procesie eksploatacji rozważanego tu typu systemu maszynowego w pracy [45]. Od strony teoretycznej problem regeneracji procesów losowych został po raz pierwszy zauważony przez Fellera [53] i rozważany nieco później przez Smitha [125] na gruncie teorii odnowy, a Kendall [83] przedstawił to zagadnienie na gruncie teorii obsługi masowej. Stwierdzono, że dla wielu procesów losowych istnieje takie zdarzenie, od pojawienia się którego dalszy przebieg procesu nie zależy od historii tego procesu. Rozważania traktujące o tym zagadnieniu miały najpierw czysto teoretyczny charakter, później zaczęto dostrzegać jego związki z praktyką. Rozwinęła się teoria procesów regenerujących się, czego dowodem mogą być prace Jastriebienieckiego [79] o naprzemiennych procesach regenerujących się (mające zastosowanie w badaniu procesów awarii w systemach pracujących w różnych reżimach pracy), Borozdina i Jeżowa [12] o procesach silnie regenerujących się, w których okres regeneracji złożony jest z dwóch części, z których jedna ma rozkład wykładniczy, druga dowolny. Prace Rykowa i Jastriebienieckiego [117] oraz McDonalda [99] traktowały o procesach z wieloma typami punktów regeneracji, a praca Bermana [8] o procesach punktowych. Arndt i Franken [1] pisali o uogólnionych procesach regenerujących się.

Odnotujmy także, iż innym osobliwym stanem procesu eksploatacji systemu jest stan, w którym wszystkie wywrotki są uszkodzone. Prawdopodobieństwo pojawienia się takiego zdarzenia maleje wraz ze wzrostem liczby wywrotek w systemie, rośnie zaś wraz ze spadkiem niezawodności tych maszyn. I znowu, charakterystyki eksploatacyjne systemu, gdy wywrotki są kolejno przywracane do zdatności, są zdecydowanie inne aniżeli te dla systemu o ustabilizowanym procesie eksploatacji.

Zagadnieniem związanym ze stanami osobliwymi procesu jest długość okresu stabilizacji. W pracy [45] prezentowałem okresy stabilizacji procesu po rozpoczęciu eksploatacji w oparciu o symulację deterministyczną.

Znając stałą normalizacyjną c, możemy warunkową wartość oczekiwaną straty czasu w cyklu pracy wozu z powodu oczekiwania na załadunek określić wzorem:

$$\Delta_d = cZ' P_{kd}^{(p)} \left(1 - \sum_{g=0}^{d} p_{gd} \right). \qquad (5.47)$$

W naszych rozważaniach jeden istotny punkt analizy nie został przedyskutowany. Chodzi o decyzje dyspozytora w przypadku, gdy pewna liczba koparek jest niezdatna, a więc wyłączona z procesu ładowania. Zacznijmy od przypadku, gdy wszystkie maszyny ładujące były sprawne i jedna koparka przeszła w

stan niezdatności. Dyspozytor wie, że musi wycofać pewną liczbę wozów do rezerwy. I tu najczęściej zachodzą dwa przypadki:

(a) gdy system został prawidłowo dobrany, to dyspozytor stara się zachować stałą proporcję liczby wywrotek przeznaczonych do pracy do liczby sprawnych koparek,

(b) gdy w systemie pracuje nieco mniej wywrotek aniżeli powinno (nie dostarczono jeszcze nowych maszyn, drogi transportowe wydłużyły się istotnie itp.), wówczas dyspozytor wycofuje nieco mniej wywrotek, na ogół w sposób arbitralny.

W obu tych przypadkach istotny jest stosunek liczby wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego do liczby sprawnych maszyn ładujących. Przyjmijmy więc do naszych dalszych rozważań następującą zasadę:

$$\mathfrak{Z}: \frac{m_d}{d} = const, \qquad \text{dla } d = 1, 2, ..., n. \qquad (5.48)$$

Zwróćmy uwagę na to, że gdyby zmienić regułę postępowania i szukać za każdym razem par $< m_d, r_d >$ w oparciu o wzory (5.17), (5.18), to okazałoby się, że *zalecana* przez te wzory para będzie nieco mniejsza od pary uzyskiwanej, gdyby bazować na zasadzie $\mathfrak{Z}$.

Stosując zasadę $\mathfrak{Z}$, bądź wycofując nieco mniej wywrotek, aniżeli to wynika z tej zasady, zapewniamy, iż wskaźnik intensywności przepływu w systemie nie maleje; spełniony jest więc warunek dużego obciążenia obsługowego.

Analizując wyznaczone właśnie warunkowe parametry stochastyczne, można zweryfikować – co ma duże znaczenie praktyczne – słuszność podejmowanych decyzji dyspozytora i jest to podstawowy obszar oceny *dobroci* tych decyzji. Miernikami, które należy wziąć pod uwagę są: prawdopodobieństwo p_{0d}, miernik straty czasu cyklu Δ_d oraz wartość oczekiwana E_{wkd}. Niekiedy wskazana jest bardziej wnikliwa analiza oceny tej *dobroci*, co sugerowałem w pracy [45, str. 86]. Elementy takiej analizy przedstawiłem w następnym rozdziale pracy.

Aby móc realizować dalej naszą analizę, niezbędne jest rozważenie:

- kolejnych *par* $< m_d, r_d >$, gdy podstawą wyznaczenia rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy będzie rozkład uzyskany z modelu Marjanowicza,
- kolejnych *par* $< m_d, r_d >$ z uwzględnieniem liczby stanowisk naprawczych k, gdy wiemy, że rozkład liczby wywrotek w stanie pracy będzie istotnie różny od rozkładu z modelu Marjanowicza.

Zauważmy, że gdy kolejne koparki przechodzą w stan niezdatności i coraz to mniejsza liczba wozów będzie przeznaczona do ruchu, wówczas względna liczba nadmiarowych wywrotek będzie rosła; będzie ich więcej, aniżeli wynika to z niwelacji efektu niedostępności (powinno być *15%* z kolejnych $1{,}1m_d$). Rezultat będzie taki, że wzrośnie liczba wozów rezerwowych i:

$$m_d + r_d \neq const. \tag{5.49}$$

Jeżeli przyjmiemy, że obowiązującą regułą postępowania jest zasada **3** (6.57), to rezerwa będzie wzrastała za każdym razem o:

$$\frac{0{,}15x1{,}1m}{n} \quad \text{dla} \quad n > 1. \tag{5.50}$$

W rzeczywistości przyrost ten będzie niewielki, gdyż liczba nadmiarowych wywrotek wynosi na ogół kilka jednostek (rzadko przekracza *10*).

Z chwilą wycofywania wywrotek do rezerwy liczba maszyn realizujących zadania transportowe zmniejsza się i – co jest bardzo istotne dla systemów o słabej niezawodności – maleje zapotrzebowanie na naprawy wywrotek. Jeżeli rozpatruje się system, w którym w warsztacie są awaryjne stanowiska naprawcze, to każde uszkodzenie koparki jest korzystne dla warsztatu – maleje przeciętne oczekiwanie wywrotki na naprawę. W rzeczywistości stan taki nie trwa zbyt długo. Średni czas stanu naprawy koparki trwa kilka godzin. Poza tym, kopalnie są zabezpieczone na taką ewentualność i regułą jest, iż w wyrobisku jest kilka ładowarek łyżkowych (wykorzystywanych do różnych prac), które podejmują zadanie załadowcze w miejsce uszkodzonej koparki – fot. 5.16. Średni czas załadunku przez taką maszynę jest na ogół dwukrotnie dłuższy ze względu na konieczność jej manewrowania. Można to oczywiście uwzględnić w prezentowanej procedurze. Nie stanowi to większego problemu matematycznego. Należy jedynie pamiętać, że ładowanie *zastępcze* ma miejsce wtedy, gdy koparka jest w stanie naprawy.

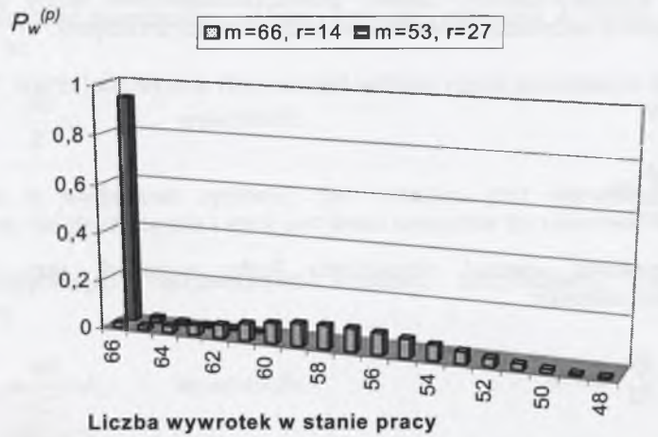
Fot. 5.16. Załadunek urobku ładowarką łyżkową [166]
Photo. 5.16. Front-end loader filling truck [166]

Generalnie, system zmienia się, gdy kolejne koparki przechodzą w stan niezdatności – maleje liczba wywrotek przeznaczonych do pracy, rośnie liczba tych maszyn w rezerwie, co oznacza, że rozkłady prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy stają się skrajnie asymetryczne, zwłaszcza gdy niezawodność maszyn jest wysoka. Czasem wystarczy, że *2* lub *3* koparki są niezdatne do ładowania, a rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy staje się praktycznie

punktowy z prawdopodobieństwem $P_{wm_d}^{(p)} \cong 1$. Duża rezerwa wywrotek czyni niejako system odstawy *niezawodnym*; inaczej mówiąc, na miejsce uszkodzonej wywrotki zawsze się znajdzie jakaś w rezerwie, aby ją zastąpić. Rys. 5.19 przedstawia dwa wykresy rozkładów prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy systemu maszynowego dla dwóch par: $< m = 66, r = 14 >$ i, po wycofaniu 13 maszyn do rezerwy, pary $< m = 53, r = 27 >$, przy czym przyjęto niezawodność wywrotek $A_w = 0{,}720$.

Gdyby policzyć dokładnie i uwzględnić, że w systemie jest *5* koparek (*66/13*) i liczba jednostek nadmiarowych wynosi *10* wywrotek (*0,15m*), to należałoby dodać *2* wywrotki do rezerwy *27*. Rozkład oznaczony ciemniejszym kolorem redukuje się praktycznie już do jednego słupka.

Przyjmijmy więc, że – znając decyzję dyspozytora i wiedząc, jaką procedurę mamy zastosować – wyznaczamy rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy $P_w^{(p)}$ dla każdej pary $< m_d, r_d >$. Jeżeli tak, to możemy wyznaczyć rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy koparkach dla każdej z tych par, korzystając ze wzorów (5.35) do (5.39), (5.41), (5.42). Daje to podstawy do wyznaczenia parametrów warunkowych (5.42) i (5.43) dla wszystkich przypadków. Można więc uwolnić się od podejścia warunkowego.



Rys. 5.19. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy dla dwóch różnych par $< m = 66, r = 14 >$ i $< m = 53, r = 27 >$ przy współczynniku gotowości $A_w = 0{,}720$
Fig. 5.19. Probability distributions of number of trucks in work state for different parameters $< m = 66, r = 14 >$ and $< m = 53, r = 27 >$ for truck availability $A_w = 0{,}720$

Prawdopodobieństwo zdarzenia, że nie będzie wywrotek przy koparkach – wszystkie koparki stoją bezczynnie – jest określone wzorem:

$$p_0 = c\sum_{d=1}^{n} p_{0d} P_{kd}^{(zd)} . \tag{5.51}$$

Prawdopodobieństwo zdarzenia, że będzie tylko *1* wywrotka ładowana:

$$p_1 = c\left((1-p_{01})P_{k1}^{(zd)} + \sum_{d=2}^{n} p_{1d}P_{kd}^{(zd)}\right). \qquad (5.52)$$

Prawdopodobieństwo zdarzenia, że będą *2* wywrotki ładowane:

$$p_2 = c\left((1-p_{02}-p_{12})P_{k2}^{(zd)} + \sum_{d=3}^{n} p_{2d}P_{kd}^{(zd)}\right). \qquad (5.53)$$

Dalsze prawdopodobieństwa wyznaczamy podobnie. Liczba jednocześnie ładowanych wywrotek może być co najwyżej równa liczbie ładujących koparek.

Powyższe prawdopodobieństwa należą do podstawowych parametrów analizy efektywności eksploatacji podsystemu koparek, choć oczywiście nie jedynych.

Zdefiniujemy teraz kilka ważnych parametrów eksploatacyjnych systemu wywrotek.

Mając wyspecyfikowany rozkład prawdopodobieństwa liczby ładowanych wywrotek, możemy wyznaczyć dwie interesujące wartości przeciętne:

- wartość oczekiwaną liczby wozów ładowanych w dowolnej chwili, zgodnie ze wzorem:

$$E_{wlk} = \sum_{d=1}^{n} dp_d \qquad (5.54)$$

- bezwarunkową wartość oczekiwaną liczby wywrotek przy koparkach, określoną wzorem:

$$E_{wk} = c\sum_{d=1}^{n} E_{wkd}P_{kd}^{(zd)}. \qquad (5.55)$$

Wydawać by się mogło, że wartości te informują o tym samym. Tak jednak nie jest. Zachodzi nierówność:

$$E_{wk} > E_{wlk},$$

gdyż na wartość oczekiwaną określoną wzorem (5.54) składają się zarówno wywrotki ładowane (E_{wlk}), jak i te, które nie są załadowywane i czekają właśnie na załadunek. Wniosek stąd, iż różnica:

$$E_{wk} - E_{wlk} \qquad (5.56)$$

jest jedną z miar kolejek wywrotek przy koparkach.

Możemy również wyznaczyć przeciętną liczbę wywrotek w stanie pracy w systemie zgodnie ze wzorem:

$$E_w = c\sum_{d=1}^{n} E_w(m_d, r_d)P_{kd}^{(zd)}. \qquad (5.57)$$

Bardzo ważnym parametrem całego systemu, a systemu wywrotek w szczególności, jest średni czas cyklu pracy wywrotki, który określony jest wzorem:

$$T_c = Z' + T_j + \Sigma\Delta_d. \qquad (5.58)$$

Interesującą także miarą jest procentowy przyrost średniego czasu cyklu pracy wywrotki z powodu oczekiwania maszyny na załadunek. Określamy ją jako:

$$\frac{\sum_d \Delta_d}{Z'+T_j}100. \qquad (5.59)$$

Wydajności rozważanego systemu maszynowego są następujące.

Wydajność teoretyczna systemu koparek, mierzona w liczbie załadowanych wywrotek, to:

$$W_{tk} = \frac{60}{Z'}n \qquad \text{wywrotek/h.} \qquad (5.60)$$

Jest to wydajność systemu tych maszyn, pod warunkiem że są one niezawodne, ciągle dostępne i stale jest jakaś wywrotka do załadowania.

Uwzględniając niezawodność koparek, otrzymujemy tzw. wydajność potencjalną:

$$W_{pk} = \frac{60}{Z'}nA_k \qquad \text{wywrotek/h.} \qquad (5.61)$$

Biorąc pod uwagę także dostępność koparek, mówimy o wydajności własnej tego systemu:

$$W_{wk} = \frac{60}{Z'}nA_kB_k \qquad \text{wywrotek/h.} \qquad (5.62)$$

Wydajność ta uwzględnia zawodność tych maszyn i ich ograniczoną dostępność, lecz nadal zakłada, iż stale jest jakaś wywrotka do załadowania.

Wydajność systemu maszyn ładujących, uwzględniającą – oprócz stanu niezdatności tych maszyn – także to, że będą okresy braku wywrotek do załadowania, nazywa się wydajnością efektywną i jest ona określona wzorem:

$$W_{efk} = \frac{60}{Z'} E_{wlk} \quad \text{wywrotek/h.} \tag{5.63}$$

Jest to wydajność tego systemu, jakiej mamy prawo oczekiwać w dłuższym horyzoncie czasu eksploatacji tego systemu.

Parametrem systemu jest także stosunek powyżej zdefiniowanych wydajności:

$$\frac{W_{efk}}{W_{wk}} = \frac{E_{wlk}}{nG_k} = \frac{\textit{wartość średnia liczby wywrotek ładowanych w dowolnej chwili}}{\textit{wartość średnia liczby zdatnych do ładowania koparek}} \tag{5.64}$$

W praktyce parametr ten przyjmuje wartości z przedziału *(0, 1)*, gdyż miernik w liczniku uwzględnia zarówno straty czasu z powodu oczekiwania koparek na wywrotki, jak i straty czasu wynikłe z oczekiwania wozów na załadunek.

Wydajność systemu wywrotek natomiast można zdefiniować jako:

$$W_{pw} = 60 \frac{E_w}{Z' + T_j} \quad \text{cykli wywrotek/h.} \tag{5.65}$$

Uwzględnia ona zawodność wywrotek i zawodność stanowisk naprawczych (jeżeli podstawą wyznaczenia rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn transportowych był zestaw wzorów (5.33) i (5.15)) oraz zmiany organizacji systemu, a także zdatność maszyn ładujących. Nie uwzględnia ona straty czasu w cyklu pracy wywrotki z powodu oczekiwania na załadunek.

Wydajność efektywna tego systemu:

$$W_{efw} = 60 \frac{E_w}{T_c} \quad \text{cykli wywrotek/h.} \tag{5.66}$$

Wydajność ta bierze pod uwagę zarówno zawodność wywrotek, stanowisk naprawczych, jak i to, że okresowo wywrotka będzie oczekiwała w kolejce przy koparce na załadunek.

Zasadniczo powinno zachodzić: $W_{efk} \cong W_{ef}$.

Ta wydajność jest wydajnością rozważanego systemu maszynowego.

6. Przykład modelowania

Przyjmijmy, że został dobrany i jest eksploatowany system maszyn ładujących. W wyrobisku pracuje *n* koparek i, jak na razie, nie przewiduje się zwiększenia ich liczby. Niezawodność tych maszyn opisana jest przez współczynnik gotowości A_k, a ich przeciętną dostępność oszacowano na B_k. Znany jest zatem współczynnik zdatności koparek G_k. Pojemność łyżki tych maszyn i właściwości eksploatowanych kopalin spowodowały, że zastosowano określony typ wywrotek 𝔗 i dobrano ich ładowność *Q*. Znany jest więc średni skorygowany czas załadunku wywrotki *Z'* i odpowiadające mu odchylenie standardowe σ_z. Informacja o niezawodności wywrotek obejmuje: średni czas pracy δ^{-1} i odpowiadające mu odchylenie standardowe σ_p oraz średni czas naprawy γ^{-1} i odpowiadające mu odchylenie standardowe σ_n. Planuje się system maszynowy, ściślej, liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego *m* i liczbę wywrotek w rezerwie *r*, dla określonej głębokości wyrobiska. Konfiguracja dróg transportowych jest taka, że średni czas *jazdy*, tzn. etap: odstawa, wyładunek, powrót pod koparkę, wyniesie T_j dla eksploatowanych wywrotek, dla wszystkich maszyn ładujących, uwzględniając położenia punktów wysypu. Odpowiadające mu odchylenie standardowe wyniesie σ_j.

Przyjmijmy dane:

𝔖 : < 𝔎: $n = 5$, $A_k = 0{,}88$, $B_k = 0{,}80$;

𝔚: $\delta = 0{,}044\ \text{h}^{-1} = (\sigma_p)^{-1}$, $\gamma = 0{,}17\ \text{h}^{-1}$, $\sigma_n = 2{,}5$ h;

$Z' = 2{,}5$ min; $\sigma_z = 0{,}5$ min, $T_j = 40$ min; $\sigma_j = 18$ min >,

gdzie:

𝔎 – podsystem maszyn ładujących,
𝔚 – podsystem wywrotek.

Naszym zadaniem jest:

1. dobranie wielkości podsystemu maszyn odstawczych, ściślej, znalezienie pary: < *m, r* >, uwzględnienie liczby wywrotek nadmiarowych,
2. weryfikacja, czy posiadane zaplecze remontowe będzie wystarczające; kryterium weryfikacji: średni czas oczekiwania wywrotki na naprawę pomijalnie mały,
3. wyznaczenie rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy,
4. wyznaczenie rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn ładujących w stanie zdatności,
5. wyznaczenie warunkowych parametrów stochastycznych elementów systemu: koparki – wywrotki, weryfikacja *dobroci* podejmowanych decyzji przez dyspozytora,
6. wyznaczenie bezwarunkowych parametrów stochastycznych podsystemu wywrotek,
7. ocena całego systemu – wyznaczenie podstawowych mierników efektywności eksploatacji systemu,
8. analiza wyników, wyciągnięcie wniosków, sformułowanie zaleceń.

Ad 1) Zacznijmy od znalezienia liczby wywrotek, które skierujemy do realizacji zadania transportowego i liczby wywrotek, które będziemy mieli w rezerwie.

Liczbę niezawodnych wywrotek potrzebnych do realizacji zadania transportowego wyznaczamy z zależności (wzór (5.17)

$$h = B_k A_k n \frac{Z' + O + W + R}{Z'} = 59,84.$$

Uwzględniając ich współczynnik gotowości, otrzymujemy liczbę potrzebnych wywrotek (wzór (5.18)):

$$V = \frac{h}{A_w} = 75,4.$$

System powinien się więc składać się z *76* maszyn, jeżeli nie uwzględnimy ich dostępności.

Dzielimy system wywrotek na przeznaczone do realizacji zadania transportowego i przeznaczone do rezerwy. Wycofujemy kolejne maszyny do rezerwy i – wykorzystując rozkład prawdopodobieństwa (1.1) – szukamy takiej pary $< m, r \mid r_{max} >$, by wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy była nie mniejsza od *h*. Znajdujemy, że parą tą jest para:

$< m = 63, r = 13 >$.

Powiększamy liczbę wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego o *10%*, otrzymując parę:

$< m = 70, r = 13 >$.

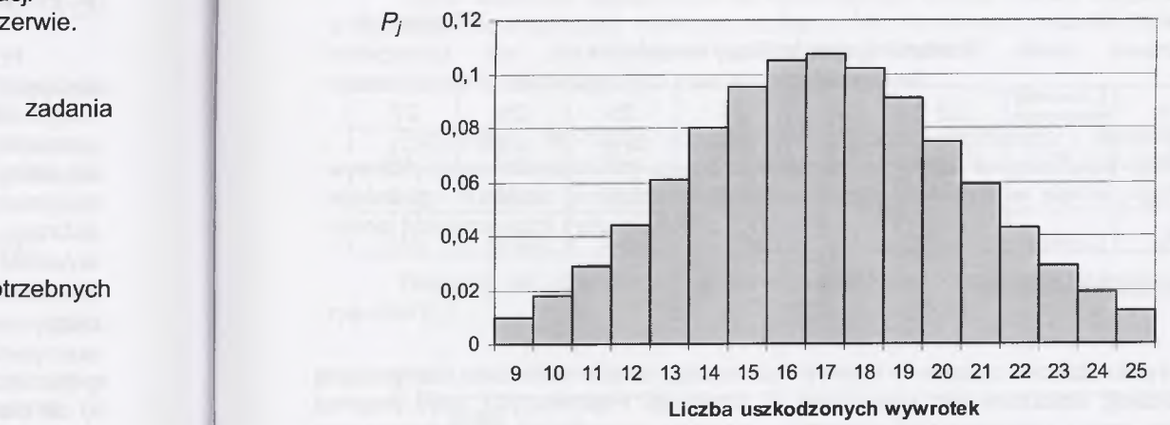
Rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek dla tej pary i dla współczynnika gotowości wywrotek $A_w = 0,794$ (wzór (1.1)) przedstawiony jest na rysunku 6.1.

Rozpatrzmy teraz, z ilu maszyn powinien się składać system wywrotek.

Uwzględniając dostępność wywrotek w procesie ich eksploatacji, stwierdzamy, że system w sumie powinien się składać z *93* wozów odstawczych, gdyż:

$1,15\ m \Rightarrow 80$ maszyn (*70* wywrotek + *10* nadmiarowych).

W dalszym etapie obliczeń dotyczącym liczby stanowisk naprawczych przyjmiemy, oczywiście, *80* wywrotek.



Rys. 6.1. Rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek dla podsystemu wywrotek $< m = 70, r = 13 >$ i współczynniku gotowości tych maszyn $A_w = 0,794$
Fig. 6.1. Probability distribution of number of failed trucks for system $< m = 70, r = 13 >$ and truck availability $A_w = 0,794$

Ad 2) Rozpatrujemy liczbę stanowisk naprawczych.

Wiedząc, że zalecane jest, by liczba stanowisk naprawczych była większa aniżeli liczba maszyn w rezerwie, rozpoczniemy rozpatrywanie zalecanej liczby stanowisk naprawczych w następującym zakresie:

$$\frac{\delta}{\gamma} m = 20,7 \le k$$

Przyjmijmy, że liczba stanowisk naprawczych

$k = 22, 23, 24, 25, 26, 27.$

Możemy wtedy wyznaczyć rozkłady prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn w systemie $< m = 80, r = 13, k >$, korzystając z modelu określonego wzorami (5.7) do (5.11).

Dla sprawdzenia, jak wpływa zmienna wielkość zaplecza remontowego na parametry systemu, rozpatrzymy trzy miary probabilistyczne opisujące wybrane właściwości systemu: wywrotki – warsztat naprawczy, a mianowicie:

- średni czas T_{on} oczekiwania wywrotki na naprawę wyrażony w godzinach,
- przyrost średniego czasu ΔT_{ns} niesprawności wywrotki z powodu oczekiwania na naprawę wyrażony w godzinach,
- średnią liczbę E_u uszkodzonych wywrotek.

Wyniki obliczeń zawarte są w tabeli 6.1.

Tabela 6.1

Parametry eksploatacyjne systemu

k	L. stanowisk naprawczych	22	23	24	25	26	27
T_{on}	h	15,3	8,9	5,1	2,8	1,5	0,8
ΔT_{ns}	h	6,7	2,7	1,0	0,3	0,1	0,0
E_u	L. wywrotek	22,3	21,6	21,2	21,0	20,8	20,7

Źródło: obliczenia własne

Wyniki obliczeń zawarte w tabeli 6.1 pozwalają na sformułowanie następującej rekomendacji: wskazane jest posiadanie *27* stanowisk naprawczych, gdyż przyrost średniego czasu niesprawności wywrotki z powodu oczekiwania na naprawę jest pomijalnie mały, a średnia liczba uszkodzonych wywrotek stabilna.

Sprawdzamy spełnienie warunku dużego obciążenia obsługowego. Szacujemy wskaźnik intensywności przepływu w systemie:

$$\frac{m\delta}{k\gamma} = 0{,}767 .$$

Stwierdzamy, że system: wywrotki – warsztat naprawczy spełnia warunek dużego obciążenia obsługowego.

Do następnego etapu modelowania przyjmujemy system:

$< m = 70, r = 13, k = 27 >$.

Ad 3) Wyznaczamy rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy i obliczamy liczbę wywrotek w systemie.

Dwie informacje są istotne dla ostatecznego kształtu rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy, który jest informacją wejściową do dalszej analizy rozpatrywanego systemu. Są to:

- liczba stanowisk naprawczych k w relacji do pary $< m, r >$ charakteryzującej podsystem wywrotek,
- zawodność tych stanowisk.

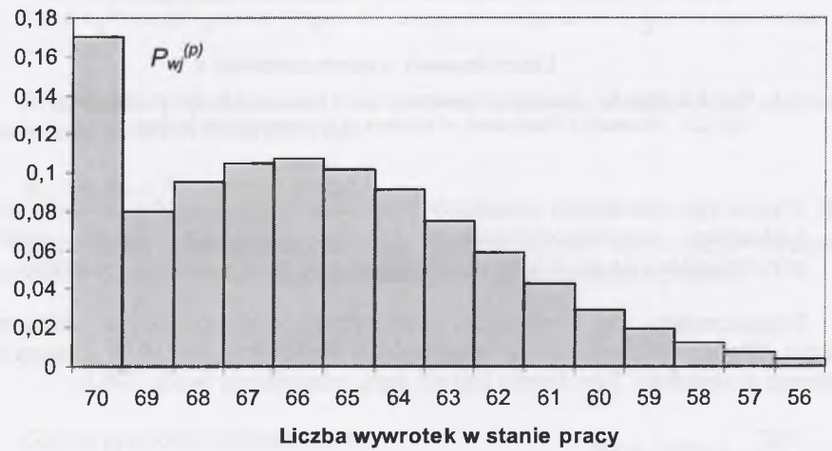
Liczba stanowisk naprawczych została tak dobrana, że przyrost czasu niesprawności z powodu oczekiwania wywrotki na naprawę jest pomijalnie mały.

Jeżeli wiemy – biorąc pod uwagę dotychczasową praktykę w analizowanej kopalni – że stanowiska naprawcze będą istotnie awaryjne, to należy wyznaczyć rozkład (5.15), ale w oparciu o dane ze wzoru (5.33) i odpowiednich wzorów poprzednich (rozdział 5.6).

Jeżeli zaplecze zabezpieczenia technicznego będzie dobrze zorganizowane i o wysokiej niezawodności, wówczas możemy rekomendować dodanie dodatkowego stanowiska dla zniwelowania w znacznej mierze efektu ewentualnych, sporadycznych niedostępności omawianych stanowisk.

Przyjmijmy, że mamy do czynienia z dobrą organizacją i stanowiskami o wysokiej niezawodności, co upoważnia nas do przyjęcia, że podstawą wyznaczenia szukanego rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy będzie model Marjanowicza i wzory (5.15).

Rozkład ten dla danych z rozważanego przykładu przedstawiony jest na rysunku 6.2.



Rys. 6.2. Rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy dla podsystemu wywrotek $< m = 70, r = 13 >$ o współczynniku ich gotowości $A_w = 0{,}794$

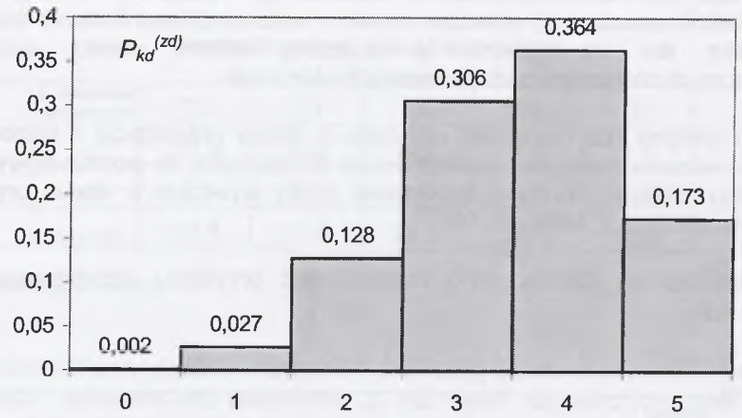
Fig. 6.2. Probability distribution of number of trucks in work state for system $< m = 70, r = 13 >$ and truck availability $A_w = 0{,}794$

Wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy dla tego systemu:

$E_w(70,13) = 65{,}72.$

Ad 4) System maszyn ładujących.

Jest to system $n = 5$ koparek pracujących niezależnie od siebie. Zawodność tego systemu określona jest przez rozkład prawdopodobieństwa (1.1). Uwzględniając dostępność tych maszyn, mamy określony współczynnik ich zdatności. Pozwala to na konstrukcję rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie zdatności, zgodnie ze wzorem (5.3). Rozkład ten przedstawiony jest na rysunku 6.3.



Rys. 6.3. Rozkład prawdopodobieństwa liczby koparek *d* w stanie zdatności
Fig. 6.3. Probability distribution of number of shovels *d* able to load

Ad 5) Dysponując rozkładem prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy i rozkładem prawdopodobieństwa liczby koparek w stanie zdatności, przystępujemy do analizy funkcjonowania systemu: koparki – wywrotki.

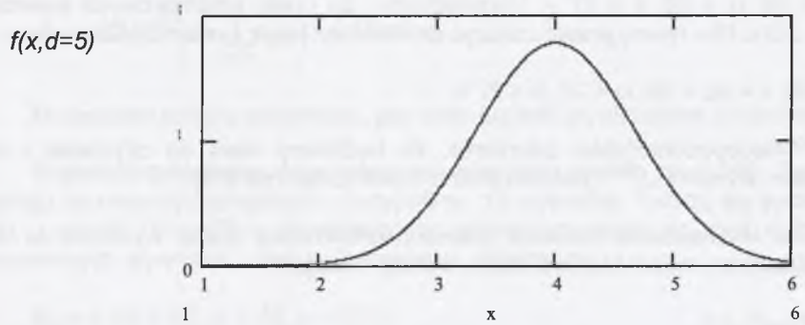
Rozpoczniemy od weryfikacji założenia dużego obciążenia obsługowego systemu. Biorąc pod uwagę dane wejściowe obliczamy wskaźnik intensywności przepływu w systemie. Tym razem jest on dany zależnością (wzór (5.40):

$$\frac{mZ'}{nT_j} = 0{,}875 \geq 0{,}75.$$

Rozpatrywany system spełnia wymagany warunek.

Korzystamy ze wzorów (5.35a), (5.35b), (5.36a), (5.36b), (5.37) i (5.38), by otrzymać rozkład prawdopodobieństwa liczby *x* wywrotek przy *d* sprawnych koparkach, zapisany w formie ciągłej.

Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa liczby *x* wywrotek przy *d* = *5* sprawnych koparkach przedstawiona jest na rysunku 6.4.



Rys. 6.4. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek *x* przy *d* = *5* przy sprawnych koparkach
Fig. 6.4. Probability density function of number of trucks *x* at *d* = *5* shovels able to load

Wyznaczamy podstawowe warunkowe mierniki efektywności eksploatacji rozważanego systemu maszynowego:

$\mathfrak{S}_5 = < m_5 = 70,\ r_5 = 13,\ k = 27 >$.

Warunkowe prawdopodobieństwo zdarzenia, że nie będzie wywrotek i wszystkich *5* koparek będzie czekało bezczynnie, jest określone przez:

$$p_{0d=5} = \sum_{b}^{70} P_{wb}^{(p)} K_{d55}(b) \int_{0}^{0,5} f_5(x;5,b)dx = 1x10^{-7}.$$

Dalsze prawdopodobieństwa to:

$p_{15} = 0{,}000 \quad p_{25} = 0{,}023 \quad p_{35} = 0{,}275 \quad p_{45} = 0{,}510 \quad p_{55} = 0{,}169.$

Warunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy *5* sprawnych koparkach:

$$E_{wk5} = \sum_{b}^{70} P_{wb}^{(p)} K_{566}(b) \left(\Psi_5(b) \int_{0}^{5} x f_5(x;5,b)dx + \int_{5}^{b} x f_6(x;5,b)dx \right) = 3{,}88.$$

Warunkowa wartość oczekiwana straty czasu w cyklu pracy wozu z powodu oczekiwania na załadunek:

$$\Delta_5 = cZ' P_{*5}^{(zd)} \left(1 - \sum_{g=0}^{5} p_{g5} \right) = 0{,}01 \text{ min}.$$

Przyjmijmy, że z chwilą przejścia jednej koparki w stan niezdatności do ładowania dyspozytor chce wycofać *14* wywrotek, zgodnie z zasadą $\mathfrak{Z}$, lecz mając na uwadze, iż korzystnie jest dodać ok. *10%* liczby maszyn, decyduje się skierować do ruchu *58* wywrotek. Oznacza to, że system zmienia się na:

$< m_4 = 58,\ r_4 = 25,\ k = 27 >$. Uwzględnijmy, że część nadmiarowych wywrotek – ściślej, *1/5* z *10* – mamy prawo zaliczyć do rezerwy. Nasz system będzie zatem:

$$\mathfrak{S}_4 = < m_4 = 58,\ r_4 = 27,\ k = 27 >.$$

Prawdopodobieństwo zdarzenia, że będziemy mieli do czynienia z takim systemem, wynosi $P_{k4}^{(zd)}$ i jest ono równe *0,364* (patrz rys. 6.3).

Dla wyznaczenia rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy stosujemy model Marjanowicza, według którego:

$$P_{w58}^{(p)} \cong 1$$

i wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy: $E_w(58,29) \cong 58$,

co oznacza, iż jest tak duża rezerwa, że – w przypadku uszkodzenia wywrotki realizującej zadanie transportowe – praktycznie prawie zawsze będzie jakaś wywrotka w zapasie, by ją zastąpić.

Dla tak zredukowanego rozkładu funkcje składowe gęstości $f_5(x;d,b)$ i $f_6(x;d,b)$ są następujące:

dla $0 \le x \le 4$

$$f_5(x;d=4,b=58) = \frac{1}{(58-x)\varpi C_1 + xC_2}\left(\frac{(58-x)\varpi C_1 + xC_2}{58\varpi C_1}\right)^{58\beta'_5} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2}\right),$$

dla $4 \le x \le 58$

$$f_6(x;d=4,b=58) = \frac{1}{(58-x)\varpi C_1 + 4C_2}\left(\frac{(58-x)\varpi C_1 + 4C_2}{(58-4)\varpi C_1 + 4C_2}\right)^{4\beta'_5} exp\left(\frac{2(x-4)}{C_1}\right).$$

Dla rozważanego systemu warunkowe prawdopodobieństwa są następujące:

$$p_{04} = 0,000 \quad p_{14} = 0,001 \quad p_{24} = 0,065 \quad p_{34} = 0,450 \quad p_{44} = 0,379,$$

natomiast warunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy *4* zdatnych koparkach:

$$E_{wk4} = K_{466}(58)\left(\Psi_5(58)\int_0^4 xf_5(x;4,58)dx + \int_4^{58} xf_6(x;4,58)dx\right) = 3,55.$$

Warunkowa wartość oczekiwana straty czasu w cyklu pracy wozu z powodu oczekiwania na załadunek:

$$\Delta_4 = cZ' P_{k4}^{(zd)}\left(1 - \sum_{g=0}^{4} p_{g4}\right) = 0,10 \text{ min.}$$

Rozważmy kolejny przypadek, gdy dwie koparki są niezdatne do ładowania.

Prawdopodobieństwo tego zdarzenia ocenione zostało na *0,306*. Dyspozytor wycofuje do rezerwy następnych – przyjmijmy, *13* wywrotek. Tworzy się system $< m_3 = 45,\ r_3 = 40,\ k = 27 >$. Powiększamy rezerwę z uwagi na zbyt duży zapas nadmiarowych wywrotek o dalsze 2 maszyny, otrzymując:

$$\mathfrak{S}_3 = < m_3 = 45,\ r_3 = 42,\ k = 27 >.$$

Dla tak dużej rezerwy jest oczywiste, że: $P_{w45}^{(p)} \cong 1$

i wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy: $E_w(45,42) \cong 45$.

Funkcje składowe gęstości $f_5(x;d,b)$ i $f_6(x;d,b)$ – dla rozważanego przypadku – są następujące:

dla $0 \le x \le 3$

$$f_5(x;3,45) = \frac{1}{(45-x)\varpi C_1 + xC_2}\left(\frac{(45-x)\varpi C_1 + xC_2}{45\varpi C_1}\right)^{45\beta'_5} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2}\right),$$

dla $3 \le x \le 45$

$$f_6(x;3,45) = \frac{1}{(45-x)\varpi C_1 + 3C_2}\left(\frac{(45-x)\varpi C_1 + 3C_2}{(45-3)\varpi C_1 + 3C_2}\right)^{3\beta'_3} exp\left(\frac{2(x-3)}{C_1}\right).$$

Warunkowe prawdopodobieństwa to:

$$p_{03} = 0,000 \quad p_{13} = 0,014 \quad p_{23} = 0,318 \quad p_{33} = 0,473.$$

Warunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy *3* zdatnych koparkach:

$$E_{wk3} = K_{366}(45)\left(\Psi_5(45)\int_0^3 xf_5(x;3,45)dx + \int_3^{45} xf_6(x;3,45)dx\right) = 2,90.$$

Warunkowa wartość oczekiwana straty czasu w cyklu pracy wozu z powodu oczekiwania na załadunek:

$$\Delta_3 = cZ' P_{k3}^{(zd)}\left(1 - \sum_{g=0}^{3} p_{g3}\right) = 0,15 \text{ min.}$$

W przypadku gdy trzy koparki są niezdatne do ładowania, to prawdopodobieństwo tego zdarzenia wynosi *0,128*. Dyspozytor wycofuje do rezerwy następnych *13* wywrotek. Tworzy się system z *32* wywrotkami przeznaczonymi do realizacji zadania transportowego. Możemy uwzględnić powiększenie rezerwy o nadmiarowe wywrotki, lecz nie ma to praktycznie znaczenia. Rezerwa jest tak duża, że:

$P_{w32}^{(p)} \cong 1,$

$E_w \cong 32.$

Funkcje składowe gęstości $f_5(x;d,b)$ i $f_6(x;d,b)$ – dla rozważanego przypadku – są następujące:

dla $0 \le x \le 2$

$$f_5(x;2,32) = \frac{1}{(32-x)\varpi C_1 + xC_2}\left(\frac{(32-x)\varpi C_1 + xC_2}{32\varpi C_1}\right)^{32\beta'_5} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2}\right),$$

dla $2 \le x \le 32$

$$f_6(x;2,32) = \frac{1}{(32-x)\varpi C_1 + 2C_2}\left(\frac{(32-x)\varpi C_1 + 2C_2}{(32-2)\varpi C_1 + 2C_2}\right)^{2\beta'_3} exp\left(\frac{2(x-2)}{C_1}\right).$$

Warunkowe prawdopodobieństwa to:

$p_{02} = 0,001 \quad p_{12} = 0,126 \quad p_{22} = 0,467.$

Warunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy 2 zdatnych koparkach:

$$E_{wk2} = K_{266}(32)\left(\Psi_5(32)\int_0^2 xf_5(x;2,32)dx + \int_2^{32} xf_6(x;2,32)dx\right) = 2,46.$$

Warunkowa wartość oczekiwana straty czasu w cyklu pracy wozu z powodu oczekiwania na załadunek:

$$\Delta_2 = cZ' P_{k2}^{(zd)}\left(1 - \sum_{g=0}^{2} p_{g2}\right) = 0,13 \text{ min}.$$

Ostatni przypadek to cztery koparki niezdatne do ładowania. Prawdopodobieństwo tego zdarzenia wynosi *0,027*. Patrząc na rezultat poprzedniego przypadku (kolejka wywrotek czekających na załadunek), dyspozytor decyduje się wycofać *15* wywrotek do rezerwy. Tworzy system z $m_1 = 17$ wywrotkami przeznaczonymi do pracy w wyrobisku.

Oczywiście: $P_{w17}^{(p)} \cong 1,$

wartość oczekiwana liczby wywrotek w stanie pracy: $E_w \cong 17.$

Funkcje składowe gęstości $f_5(x;d,b)$ i $f_6(x;d,b)$ – dla rozważanego przypadku – są następujące:

dla $0 \le x \le 1$

$$f_5(x;1,17) = \frac{1}{(17-x)\varpi C_1 + xC_2}\left(\frac{(17-x)\varpi C_1 + xC_2}{17\varpi C_1}\right)^{17\beta'_5} exp\left(\frac{2(\varpi+1)x}{\varpi C_1 - C_2}\right),$$

dla $1 \le x \le 17$

$$f_6(x;1,17) = \frac{1}{(17-x)\varpi C_1 + C_2}\left(\frac{(17-x)\varpi C_1 + C_2}{(17-1)\varpi C_1 + C_2}\right)^{\beta'_3} exp\left(\frac{2(x-1)}{C_1}\right).$$

Warunkowe prawdopodobieństwa to: $p_{01} = 0,025 \quad p_{11} = 0,393.$

Warunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy *1* zdatnej koparce:

$$E_{wk1} = K_{166}(17)\left(\Psi_5(17)\int_0^1 xf_5(x;1,17)dx + \int_1^{17} xf_6(x;1,17)dx\right) = 1,83.$$

Warunkowa wartość oczekiwana straty czasu w cyklu wozu z powodu oczekiwania na załadunek:

$$\Delta_1 = cZ' P_{k1}^{(zd)}\left(1 - \sum_{g=0}^{1} p_{g2}\right) = 0,04 \text{ min}.$$

Otrzymane wyniki przedstawione są w tabeli 6.2.

Tabela 6.2

Parametry eksploatacyjne systemu

System	p_0	p_1	p_2	p_3	p_4	p_5	p_g	E_{wkd} wywrotki	$E_{wkd/d}$	Δ min
$\mathcal{S}_5$	0,000	0,000	0,023	0,275	0,510	0,169	0,023	3,88	0,776	0,01
$\mathcal{S}_4$	0,000	0,001	0,065	0,450	0,379		0,105	3,55	0,887	0,10
$\mathcal{S}_3$	0,000	0,014	0,318	0,473			0,195	2,90	0,967	0,15
$\mathcal{S}_2$	0,001	0,126	0,467				0,406	2,46	1,23	0,13
$\mathcal{S}_1$	0,025	0,393					0,582	1,83	1,83	0,04

Źródło: obliczenia własne

Patrząc na powyższe rezultaty obliczeń mierników stochastycznych procesu eksploatacji rozpatrywanych systemów, możemy sformułować następujące wnioski:

- kształtowanie się wartości prawdopodobieństw bezczynnego postoju wszystkich zdatnych koparek p_0 wskazuje na to, że poziom tego prawdopodobieństwa jest prawidłowy; wzrost p_0 w ostatnim przypadku jest zrozumiały – tylko jedna koparka jest w stanie ładować, prawdopodobieństwo zaistnienia tego stanu bardzo małe *(0,027)*, a i tak wartość przeciętna liczby wywrotek w tym przypadku jest większa od *1*; generalnie: koparki będą wykorzystane blisko w *100* %,
- wzrost prawdopodobieństwa powstania kolejki p_q wraz ze spadkiem liczby zdatnych koparek nie budzi większych wątpliwości; zauważmy, że towarzyszy temu wzrost wartości przeciętnej w odniesieniu do liczby zdatnych koparek E_{wkd} / d,
- biorąc pod uwagę kształtowanie się warunkowej wartości oczekiwanej liczby wywrotek przy koparkach, szczególnie dla systemów $\mathcal{S}_5$ i $\mathcal{S}_4$, możemy sformułować przypuszczenie, że może korzystnie byłoby zwiększyć nieco liczbę wywrotek skierowanych do realizacji zadania transportowego,
- przedostatnia kolumna tabeli wskazuje na to, że względne obciążenie obsługowe zdatnych koparek rośnie wraz ze spadkiem liczby tych maszyn w stanie zdatności; prawidłowość ta notowana jest także w praktyce,
- wartości zawarte w ostatniej kolumnie podają informację, że średnia warunkowa strata w czasie cyklu pracy wywrotki z powodu oczekiwania na załadunek jest w miarę stabilna, co oznacza właściwy dobór par $< m_d, r_d >$ i jest mała, nie przekraczając *1*% średniego czasu cyklu pracy wywrotki; jest to sytuacja korzystna z punktu widzenia wykorzystania maszyn transportowych.

Obliczamy charakterystyki bezwarunkowe.

Całkowity postój koparek z powodu braku maszyn transportowych:

$$p_0 = c\sum_{d=1}^{n} p_{0d} P_{kd}^{(zd)} = 7{,}8x10^{-4}.$$

Prawdopodobieństwo zdarzenia, że system koparek będzie ładował tylko *1* wywrotkę, wynosi:

$$p_1 = c\left((1-p_{01}) P_{k1}^{(zd)} + \sum_{d=2}^{n} p_{1d} P_{kd}^{(zd)} \right) = 0{,}047 .$$

Prawdopodobieństwo załadunku tylko *2* wozów to:

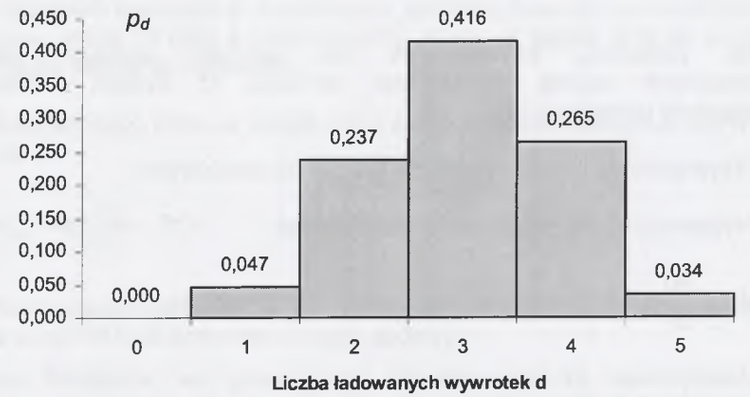
$$p_2 = c\left((1-p_{02}-p_{12}) P_{k2}^{(zd)} + \sum_{d=3}^{n} p_{2d} P_{kd}^{(zd)} \right) = 0{,}237 .$$

Najbardziej prawdopodobnym zdarzeniem w tym zakresie jest przypadek załadunku *3* wywrotek, które wynosi:

$p_3 = 0{,}416.$

Dalsze prawdopodobieństwa to: $p_4 = 0{,}265$, $p_5 = 0{,}034$.

Rozkład prawdopodobieństwa liczby ładowanych wywrotek przez system koparek przedstawiony jest na rys. 6.5.



Rys. 6.5. Rozkład prawdopodobieństwa liczby ładownych wywrotek przez system koparek
Fig. 6.5. Probability distribution of number of loaded trucks by shovel system

Wartość oczekiwana liczby wozów ładowanych w dowolnej chwili to:

$$E_{wlk} = \sum_{d=1}^{n} d p_d = 3{,}00 \qquad \text{wywrotki.}$$

Bezwarunkowa wartość oczekiwana liczby wywrotek przy koparkach:

$$E_{wk} = c\sum_{d=1}^{n} E_{wkd} P_{kd}^{(zd)} = 3{,}22 \qquad \text{wywrotki.}$$

Wynika stąd, że przeciętna długość kolejki wozów przy koparkach wynosi:

$E_{wk} - E_{wlk} = 0{,}22$ wywrotki.

Przeciętna liczba wywrotek w stanie pracy w systemie to:

$$E_w = c\sum_{d=1}^{n} E_w(m_d, r_d) P_{kd}^{(zd)} = 45{,}3 \quad \text{wywrotki.}$$

Czas cyklu pracy wozu wynosi:

$T_c = Z' + T_j + \Sigma\Delta_d = 42{,}9$ min.

Przyrost średniego czasu cyklu pracy wywrotki z powodu oczekiwania na załadunek wynosi:

$$\frac{\sum_d \Delta_d}{Z'+T_j} 100 = 1\%.$$

Na podstawie kształtowania się wartości szeregu parametrów eksploatacyjnych można sformułować wniosek, iż system został dobrze zaprojektowany (dobrany).

Przystąpmy do oceny wydajności systemów składowych.

Wydajność teoretyczna systemu koparek to:

$$W_{tk} = \frac{60}{Z'} n = 120 \qquad \text{załadowanych wywrotek/h.}$$

Uwzględniając ich niezawodność, otrzymujemy tzw. wydajność potencjalną, która w rozważanym przypadku wynosi:

$$W_{pk} = \frac{60}{Z'} nA_k = 105{,}6 \qquad \text{wywrotek/h.}$$

Biorąc pod uwagę także i dostępność koparek, mamy wydajność własną:

$$W_{wk} = \frac{60}{Z'} nA_k B_k \cong 90 \qquad \text{wywrotek/h.}$$

Wydajność efektywna systemu ładującego to:

$$W_{efk} = \frac{60}{Z'} E_{wlk} = 71{,}9 \qquad \text{wywrotek/h.}$$

Rozpatrzmy iloraz tych wydajności w ujęciu procentowym. Mamy:

$$\frac{W_{efk}}{W_{wk}} 100 = \frac{E_{wlk}}{nG_k} 100 \cong 80\%.$$

Stwierdzić można zatem, że – mimo poprawnego zaprojektowania systemu – natura stochastyczna procesu jego eksploatacji, powodująca, że czasem koparki będą bezczynne z powodu braku maszyn transportowych, czasem wywrotki będą traciły czas oczekując na załadunek, daje w wyniku tylko *80*-procentowe wykorzystanie zdolności do załadunku maszyn ładujących. Wydaje się, że jest to jednak korzystny wynik, gdy weźmie się pod uwagę osiągi takich systemów w realnych warunkach eksploatacji.

Wydajności systemu wywrotek

$$W_{pw} = 60 \frac{E_w}{Z'+T_j} \cong 72 \qquad \text{cykle wywrotek/h.}$$

Podsystem wywrotek w rozważanym systemie maszynowym wykona, średnio rzecz biorąc, około *72* cykli w ciągu godziny, jeżeli nie będzie strat tej wydajności z powodu oczekiwania na załadunek.

Uwzględniając straty w czasie cyklu pracy wywrotki, otrzymuje się wydajność efektywną:

$$W_{efw} = 60 \frac{E_w}{T_c} = 71{,}2 \qquad \text{cykli wywrotek/h.}$$

Można zatem ostrożnie przyjąć, że wydajność analizowanego systemu będzie wynosiła około *70* cykli wywrotek w ciągu godziny.

Fot. 6.1. Wyładunek urobku do kruszarki, Rössing Uranium, Namibia [100]
Photo. 6.1. Dumping to crusher, Rössing Uranium, Namibia [100]

7. Uwagi końcowe

W niniejszej pracy dokonano opisu i analizy procesu eksploatacji systemu koparki – wywrotki poprzez sekwencyjne modelowanie poszczególnych zagadnień, konstruując określoną procedurę postępowania. I tak:

- rozważono niezawodność i dostępność maszyn ładujących,

- rozpatrzono system: maszyny transportowe – stanowiska naprawcze, uwzględniono zawodność wywrotek, istnienie rezerwy tych maszyn, możliwości obsługowe stanowisk naprawczych, możliwość powstania kolejki maszyn oczekujących na naprawę; przeanalizowano, jak zmieniają się parametry i charakterystyki tego systemu w zależności od kształtowania się parametrów wejściowych, wykazano, że niepotrzebna jest budowa wielu stanowisk naprawczych, by otrzymać pomijalnie małą kolejkę wywrotek do naprawy,

- dokonano weryfikacji doboru trójki parametrów: liczba wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, liczba wywrotek w rezerwie, liczba stanowisk naprawczych, a w tym: uwzględniono dostępność maszyn transportowych, zaproponowano schemat wyznaczania wielkości ich rezerwy, wskazano na możliwość poprawy krążności tych maszyn,

- uwzględniono zagadnienie zawodności stanowisk naprawczych i reperkusje z tego wynikające, przede wszystkim na rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy,

- wykorzystując informacje wyjściowe z wcześniejszych etapów rozważań, przeanalizowano funkcjonowanie systemu koparki – wywrotki, otrzymując warunkowe rozkłady prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy maszynach ładujących, zdefiniowano szereg miar efektywności eksploatacji tego systemu, rozpatrzono decyzje dyspozytora zmieniającego organizację systemu wywrotek w zależności od liczby koparek w naprawie, wskazano na mierniki pozwalające na ocenę *dobroci* podejmowanych decyzji przez dyspozytora, skonstruowano bezwarunkowe mierniki efektywności eksploatacji systemu, zdefiniowano jego miary wydajności.

W pracy uwzględniono także szereg *mechanizmów działania* związanych z właściwościami rozpatrywanego sprzętu maszynowego, a w szczególności:

- zawodność i niedostępność maszyn ładujących, która skutkuje spadkiem ich wydajności i zmianą organizacji systemu wywrotek,

- zawodność maszyn transportowych, która skutkuje wzrostem zapotrzebowania na stanowiska naprawcze i zwiększeniem liczby wywrotek, które kopalnia musi posiadać dla realizacji zadania transportowego,

- niedostępność wywrotek, która skutkuje spadkiem wzrostem liczby maszyn potrzebnych do realizacji zadania transportowego i wzrostem zapotrzebowania na stanowiska naprawcze,

- zawodność stanowisk naprawczych, która skutkuje wzrostem prawdopodobieństwa pojawienia się kolejki maszyn do naprawy, spadkiem liczby wywrotek w stanie pracy i wzrostem zapotrzebowania na stanowiska naprawcze.

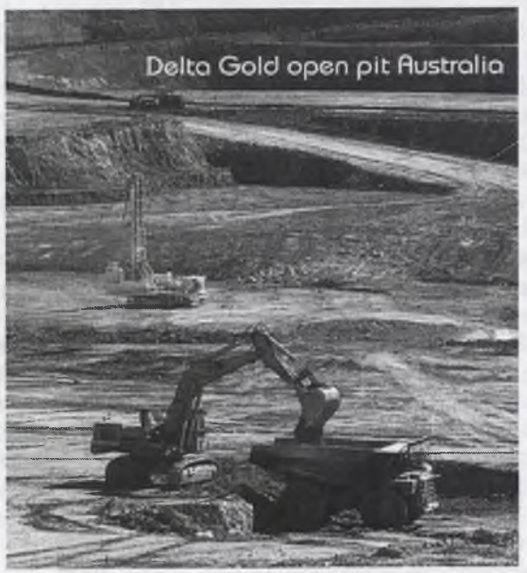
Cechą zrealizowanego w pracy modelowania procesu eksploatacji systemu maszynowego było ustawiczne przeplatanie się teorii z praktyką. Nieraz w trakcie rozważań teoretycznych pojawiały się konkluzje, moim zdaniem, istotne dla zastosowań praktycznych, jak np. zalecana liczba stanowisk naprawczych.

Istnieje możliwość wykorzystania opisanych tu prawidłowości (rozdz. 5.5) do projektowania systemów, o jakich mowa w pracy. Zasadnicza różnica, jaka musi mieć miejsce w przypadku projektowania w stosunku do tego, co zaprezentowałem w pracy, to zastąpienie występujących tu oszacowań parametrów zmiennymi predykcyjnymi.

Na koniec rozważań można sformułować generalny wniosek:

jest możliwość takiego opisu analitycznego procesu eksploatacji systemu koparki – wywrotki, który pozwala uwzględnić znakomitą większość prawidłowości, przede wszystkim natury stochastycznej, rządzących tym procesem; opis ten pozwala na wyznaczenie całego szeregu najważniejszych parametrów i charakterystyk eksploatacyjnych badanego systemu.

Mimo długiej i skomplikowanej miejscami procedury, obejmującej szereg różnych etapów rozważań, wynikowe rezultaty są łatwe do zweryfikowania pod względem poprawności. Są do wykorzystania *od zaraz* dla realizującego procedurę.



Fot. 7.1. Elementy systemu maszynowego kopalni Delta Gold, Australia
Photo. 7.1. Machinery system of Delta Gold mine, Australia

LITERATURA

1. Arndt U., Franken P.: Непрерывность обобщенных регенерующих процессов. Изв. АН СССР, Сер. Техн. Кибернетика 3, 1979. s. 94-97.
2. Ataee-pour M., Damiri A., and Sadri A.: Optimization of the haulage system in Choghart iron ore mine using ARENA. 20th World Mining Congress, Teheran, Iran, 7-11 November 2005. s. 225-230.
3. Aurignac R., Engel F., and Ferry D.: Etude du roulage general d'une exploitation miniere par simulation sur ordinateur. Revue de l'Industrie Minerale, Octobre 1968.
4. Awuah-Offei, Kwame, Temeng V. A., Al-Hassan S.: Predicting equipment requirements using SIMAN simulation – a case study. Mining Technology. Trans. Inst. Min. Metall. A., vol. 112, No 3, 2003. s. 180-184.
5. Barbaro R. W., Rosenshine M.: Evaluating the productivity of shovel-truck materials haulage system using a cyclic queueing model. SME Fall Meeting, St. Luis, Missouri, Sept. 7-10, 1986.
6. Barnes R. J., King M. S., & Johnson T. B.: Probability techniques for analysing open pit production systems. Proceedings of the 16th APCOM, O'Neil t., ed. University of Arizona, Tucson, 1979. s. 462-476.
7. Bascetin A.: An application of the analytic hierarchy process in equipment selection at Orhaneli open pit coal mine. Mining Technology. Trans. Inst. Min. Metall. A., vol. 113, No 3, 2004. s. 192-199.
8. Berman M.: Regenerative multivariate point processes. Adv. Appl. Prob. 10, 2, 1978. s. 411-430.
9. Biszele I. W., Gojzman E. I., Saratowski E. G.: Имитрущая матиматическая модель работы рудничного транспорта. ИГД Скочинского, Москва 1964.
10. Bonates E.: The Development of Assignment Procedures for Semi-Automated Truck/Shovel Systems. Ph. D. Thesis. Dept. of Mining & Metallurgical Eng., McGill University, Montreal, Canada, March 1992.
11. Bonates E.: The development of assignment procedures for truck dispatching. Proceedings of the 2nd International Symposium on Mine Mechanization and Automation. Luleå, Sweden, 7-10 June 1993. s. 543-553.
12. Borozdin O. P., Jeżow I. I.: Сильно регенерующие случайные процессы. Докл. АН УССР, сер. А, 9, 1976. s. 771-773.
13. Bozorgebrahimi E., Hall R. A. and Blackwell G. H.: Sizing equipment for open pit mining – a review of critical parameters. Mining Technology. Trans. Inst. Min. Metall. A, vol. 112, 2003. s. A171-A179.
14. Bozorgebrahimi A., Hall R. A., and Morin M. A.: Equipment size effects on open pit minining performance. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment. Vol. 19, No 1, 2005. s.41-56.
15. Bucklen E. P., Suboleski S. C., Preklaz L. J., and Lucas J. R.: Computer Applications in Underground Mining Systems. Vol. 4, BELTSIM Program, Research Development Report No 37, Virginia Politechnic Institute, 1968.
16. Cabrera J. G. and Maher M. J.: Optimizing Earthmoving Plant: Solution for the Excavator-Trucks System. Highway Research Record. No. 454. 1973. s. 7-15.
17. Carmichael D. G.: Engineering Queues in Construction and Mining. John Wiley & Sons, 1987.
18. Caterpillar Tractor Co. Handbook of Earthmoving. 1981.
19. Caterpillar Performance Handbook. Peoria, Illinois 1996.

20. Chadwick J.: Roessing Uranium, highly competitive in weak markets. International Mining, May, 1987. s. 12-15.
21. Chan A. W.: An Interactive Simulation Model of Conveyor Systems in Oil Sands Mining. NRC Report LTR-CS-227, February 1982.
22. Chan A. W.: An Interactive Simulation Model of Bin/Hopper Systems in Oil Sands Mining. NRC Report LTR-CS-231, August 1982.
23. Chan A. W.: An Interactive Simulation Model of Conveyor Systems. CIM Bulletin. Vol. 847. November 1982. s. 81-83.
24. Church H. K.: Excavation Handbook. McGraw-Hill Book Co., 1981.
25. Connell J. P.: Determination of the fleet availability using probability calculations. Preprint 69-AR-46, SME/AIME, New York, February 1969.
26. Czaplicki J. M.: Notatki z badania procesu eksploatacji systemu maszynowego Nchnaga Open Pit 1986 – 1988, Copperbelt. Mining Engineering Dept. of University of Zambia, Lusaka (materiały niepublikowane).
27. Czaplicki J. M.: On availability for equipment selection. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, November 3-4, 1988. s. 261-265.
28. Czaplicki J. M.: Towards a better description of shovel-truck systems. International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s.69-73.
29. Czaplicki J. M., Temeng V. A.: Reliability investigation of a shovel-truck system at the Nchanga open-pit. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines. Edmonton, 15-17 May 1989. s. 105-110.
30. Czaplicki J. M.: On availability of a piece of equipment. Intern. Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, 7-9 November 1990. s. 209-216.
31. Czaplicki J. M.: A simple method for the estimation of shovel-truck system efficiency. Mineral Resources Engineering, vol.3, 1, 1990. s. 21-29.
32. Czaplicki J. M.: The use of the *G/G/1* queuing model for simulation of heavy traffic flows for truck-shovel systems in open pit mines. Mineral Resources Engineering, vol. 3, 3, 1990. s. 211-219.
33. Czaplicki J. M.: Probability distribution of a working truck number per one working shovel in open pit mining. Journal of Mining Research, vol.1, No 3, 1992. s. 31-38.
34. Czaplicki J. M.: On a number of spare haulage units for the shovel-truck system in open pit mines. International Journal of Surface Mining and Reclamation, 6, 1992. s. 57-59.
35. Czaplicki J. M.: Problemy niezawodności w projektowaniu systemów koparki – wywrotki górnictwa powierzchniowego. XXI Szkoła Zimowa Niezawodności. Szczyrk 5-8.01.1993. s. 177-184.
36. Czaplicki J.M.: O doborze liczby wywrotek w systemie koparki – wywrotki górnictwa powierzchniowego. VII Krajowe Sympozjum Eksploatacji Urządzeń Technicznych. Radom-Kozubnik 1993. s. 93-101.
37. Czaplicki J.M.: Equipment selection for aggregate stone loading - a case of study. Proceedings of the International Conference on Designing, Production and Exploitation of Mining Equipment and Automation Devices, Gliwice 16-09-1993. s. 343-349.

38. Czaplicki J. M.: Pewne aspekty rezerwowania wozów odstawczych w systemie koparka-wywrotki kopalń stożkowych. XXII Zimowa Szkoła Niezawodności: "Wartościowanie niezawodnościowe w procesach realizacji zadań technologicznych w ujęciu logistycznym", SPE KBM PAN, Szczyrk 1994. s. 23-33.
39. Czaplicki J. M.: Productivity of the shovel-truck system based on an analysis of different models. Mineral Resources Engineering. Vol. 6, No. 3, 1997. s. 117-128.
40. Czaplicki J. M.: A new method of truck number calculation for shovel-truck system. Mineral Resources Engineering. Vol. 8, No.4, 1999. s. 391-404.
41. Czaplicki J. M.: Selection of the predicted FEL system to achieve the loading task. International Scientific Conference, Ostrava, 5-7.09.2000. (CD)
42. Czaplicki J. M.: Simple method of large shovel-truck system calculation. Górnictwo Odkrywkowe. 4, 2002. s. 24-29.
43. Czaplicki J. M.: Method of shovel-truck-crusher-conveyor system calculation. 5th International Symposium on Mining Science and Technology, Xuzhou, Jiangsu, P.R., China, 20-22 October 2004. s. 787-792.
44. Czaplicki J. M.: Method of „shovel-truck-inclined hoist" system calculation. Górnictwo Odkrywkowe, z. 7-8, 2004/2005. s. 71-75.
45. Czaplicki J. M.: Elementy teorii i praktyki systemów cyklicznych w zagadnieniach górniczych i robót ziemnych. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2004.
46. Czaplicki J. M.: O systemie: „strumień urobku – zbiornik przyszybowy – wyciąg" w relacji do projektowania klasycznego urządzenie wyciągowego. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna „Transport Szybowy 2005". Zakopane 21-23.09.2005. s. 17-31.
47. Douglas J.: Prediction of Shovel-Truck Production: A Reconciliation of Computer and Conventional Estimates. Technical Report No. 37. Department of Civil Engineering. Stanford University. 1964.
48. Dudczak A.: Koparki. Teoria i projektowanie. PWN, Warszawa 2000.
49. Eichler P.: Die Kostenberechnung der gleisgebundenen Hauptstrecken – forderung auf digitalen Rechenautomaten als Hilfmittel der Planung und Uberwachung. Schlagel und Eisen, 6, 1968.
50. Elbrond J.: Calculation of an Open Pit Operation Capacity. SME Fall Meeting and Exhibit, St. Louis, Missouri, 19-21 October 1977.
51. Erarslan K.: Modelling performance and retarded chart of off-highway trucks by cubic spines for cycle time estimation. Mining Technology. Trans. Inst. Min. Metall. A., vol. 114, No 3, 2005. s. 161-166.
52. Fabian J.: Cyclic mining systems in Czechoslovakian surface mines. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 205-209.
53. Feller W.: Fluctuation theory of recurrent events. Trans. Amer. Math. Soc. 67, 1949. s. 98-119.
54. Firganek B., Wianecki A.: Przykłady zastosowania metody symulacji do analizy układów transportowych kopalń. Projekty-Problemy, 9, 1970.
55. Frimpong S.: Productivity and Economic Analyses of the Apinto Mechanization Project. Postgraduate Diploma Thesis. UST School of Mines, Ghana, 1986.

56. Frimpong S., Whiting J. M., & Szymański J.: Rigorous functional model for mine production equipment maintenance. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Ostrava, Czech Republic, 3-6 September 1997. s. 39-46.
57. Gaarslev A.: Stochastic Models to Estimate the Production of Material Handling Systems in the Construction Industry. Technical Report No. 111. The Construction Institute. Stanford University. August 1969.
58. Grecbach I. B., Kordonski Ch. B.: Modele niezawodnościowe obiektów technicznych. WNT, Warszawa 1968.
59. Gilewicz P., Woof M.: Pushing tin – observations on the 2004 mining truck market. World Mining Equipment, March 2005, vol. 29, No 2, s. 12-14.
60. Golosinski T. S.: Trolley assisted off-highway haulage. Proceedings of theInternational Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines. Edmonton, 15-17 May 1989. s. 211-216.
61. Golosiński T. S.: Practical Aspects of Availability and Reliability Management in a Large Open Pit Mine. Reliability Production and Control in Coal Mines, Wollongong, 2-6 September 1991. s. 127-130.
62. Graff G.: Simple Queuing Theory Saves Unnecessary Equipment. Industrial Engineering, February 1971. s. 15-18.
63. Griffin W.: Perturbation theory applied to truck-shovel system simulation. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 83-87.
64. Griffin W. H., and Szymański J. K.: A Simulation Analysis Model for Continuous Surface Mine and Trucks Operation Using SLAM II. 2nd Continuous Surface Mining Symposium, Austin, Texas, 1988.
65. Gross D., Harris C. M.: Fundamentals of Queuing Theory. John Wiley, 1974. s. 214-217, 306-308.
66. GUS. Rocznik Statystyczny Rzeczypospolitej Polskiej 2005. Warszawa 2005.
67. GUS. Rocznik Statystyki Międzynarodowej. Warszawa 2003.
68. Haddock K.: Giant Earthmovers. An illustrated History. MBI Publishing Co., USA, 1998.
69. Hagenbuch L. G.: Mining Truck Dispatching: The basic factors involved and putting these factors into mathematical formulas (algorithms). International Journal of Surface Mining. 1, 1987. s. 105-129.
70. Halachmi B., Franta W. R.: A Diffusion Approximation to the Multi-Server Queue. Management Science, vol. 24, No. 5, 1978. s. 552-559.
71. Hartman H. L.: Introductory Mining Engineering. J. Wiley & Sons, Inc., 1987.
72. Haryono, Sivazlian B. D.: Analysis of the Machine Repair Problem: A Diffusion Process Approach. Mathematics and Computer in Simulation. Vol. 27. 1985. s. 339-364.
73. Heyman D. P.: A Diffusion Model Application for the GI/G/1 Queue in Heavy Traffic. The Bell System Technical Journal, vol. 54, 1975, s. 1637-1646.
74. http://www.hutnyak.com
75. Hufford G., Griffin W. H. and Sturgul J. R.: An application of queuing theory to equipment selection for a large open pit copper mine. SME-AIME Meeting, Denver, Colorado, 18-20 November 1981.
76. Huk J., Łukaszewicz J.: Cykliczne systemy obsługi masowej. Matematyka Stosowana, seria III, I, 1973. s. 85-104.

77. Iglehart D. L.: Limiting Diffusion Approximation for the Many Server Queue and the Repair Problem. Journal of Applied Probability, vol. 2, 1965. s. 429-441.
78. International Mining. May 1988. s.12.
79. Jastriebienieckij M. A.: Об одном классе регенерующих случайных процессов. Изв. АН СССР, Сер. Техн. Кибернетика 5, 1969. s. 50-60.
80. Kammerer B. A.: In-pit crushing and conveying system at Bingham Canyon Mine. International Journal of Surface Mining, vol. 2, No. 3, 1988. s.143-147.
81. Kapliński O.: Zastosowanie teorii kolejek do optymalizacji ciągu technologicznego. Przegląd Statystyczny. R. XXI. z. 4. 1974. s. 631-646.
82. Kaźmierczak J.: Eksploatacja systemów technicznych. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2000.
83. Kendall D. G.: Stochastic processes occurring in the theory of queues and their analysis by the method of the imbedded Markov chain. Ann. Math. Statist. 24, 1953. s. 338-354.
84. Kingman J. F. C.: The Heavy Traffic Approximation in the Theory of Queues. Proceedings of Symposium on Congestion Theory. University of North Carolina Press, Chapel Hill, NC, 1965. s. 137-159.
85. Kolonja B., Stanic R., and Hamovic J.: Simulation of In-Pit Crushing Systems Using AutoMod. 19th Mining Congress, 1-5 November 2003, New Delhi. s. 517-531.
86. Kopocińska I.: Matematyczne modele kolejek cyklicznych. Inwestycje i Budownictwo. 18, Nr 12, 1968. s. 22-25.
87. Kopociński B.: Zarys teorii odnowy i niezawodności. PWN, Warszawa 1973.
88. Kowalska-Iszkowska J., Stasiak D.: Majątku szukaj pod ziemią. Newsweek, 23-01-2005.
89. Kozioł W., Uberman R.: Technologia i organizacja transportu w górnictwie odkrywkowym. Wyd. AGH, Kraków 1994.
90. Kumar K., Sinha D. K.: Equipment operational reliability and availability in mineral haulage: A case of study. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 197-203.
91. Kumar U.: Maintenance Strategy for Mechanized and Automated Mining Systems. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Sao Paulo, Brasil, 1996. s. 553-558.
92. Kuruppu M. D.: New technologies available to maximizing equipment reliability. Mine Planning and Equipment Selection, Wrocław, 1-3 September 2004. s. 455-459.
93. Lill J. W.: Operating features and control aspects of the Palabora copper open pit. The Planning and Operation of Open-Pit and Strip Mines. Deetlefs. J. P. Johannesburg, SAIMM, 1986. s. 1616-174.
94. Lizotte Y., Bonates E.: Truck/shovel dispatching rules assessment using simulation. SME Fall Meeting, St. Louis, Missouri, 7-10 September 1986.
95. Lizotte Y., Bonates E. and Leclerc A.: Analysis of truck dispatching with dynamic heuristic procedures. International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 47-55.
96. Maher M. J. and Cabrera J. G.: The Transient Behavior of a Cyclic Queue. Operational Research Quarterly, 24. 4. 1973. s. 603-613.
97. Maher M. J. and Cabrera J. G.: A Multi-Stage Cyclic Queuing Model. International Journal of Production Research. 13, 3. 1975. s. 255-264.

98. Марьянович Т. П.: Надійність системы зі змішаним резервом. Дон. АН УРСР, 8, 1961.
99. McDonald D.: On semi-Markov and semi regenerative processes II. Ann. Prob. 6, 6, 1978. s. 995-1014.
100. Mining Magazine. May 2004, s. 7.
101. Mining Magazine. September 2004, s. 2.
102. Morgan W. C., Peterson L. L.: Determining shovel-truck productivity. Mining Engineering, vol. 20, No.12, 1968. s. 76-78.
103. Mrig G. C.: Reliability of Machines and Systems Used in Production Process in Mines – A Case Study of South Eastern Coalfields Limited, India. Reliability Production and Control in Coal Mines, Wollongong 2-6 September 1991. s. 104-110.
104. Nanda N. K.: Optimization of mine production system through Operation research Techniques. 19th Mining Congress, 1-5 November 2003, New Delhi, s. 582-595.
105. Nenonen L. K.: Interactive Computer Modelling of Truck Haulage Systems. CIM Bulletin, vol. 75, No. 847, November 1982. s. 84-90.
106. Nenonen L. K., Graefe P. W. U. and Chan A. W.: Interactive Computer Modelling of Truck/Shovel Operations in an Open-Pit Mine. Winter Simulation Conference, 1981. s. 133-139.
107. O'Shea J. B., Slutkin G. N. and Shaffer L. R.: An Application of the Theory of Queues to the Forecasting of Shovel-Truck Fleet Productions. Civil Engineering Studies. Construction Research Series No. 3. University of Illinois 1964.
108. Oraee K., Asi.: Fuzzy model for truck allocation in surface mines. Mine Planning and Equipment Selection, Wrocław 1-3 September 2004. s. 585-591.
109. Palm C.: The distribution of repairmen in servicing automatic machines. Industritidningen Norden, 17. 1947. s. 75-80, 90-94, 119-123.
110. Panagiotou G. N.: Optimizing the shovel-truck operation using simulation and queueing models. Proceedings of the 2nd International Symposium on Mine Mechanization and Automation. Luleå, Sweden, 7-10 June 1993. s. 601-607.
111. Panagiotou G. N., Michalakopoulos T. N.: Analysis of shovel-truck operations using STRAPAC. . Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Istanbul, Turkey, 18-20 October 1994. s. 295-300.
112. Panagiotou G. N. et al.: A Maintenance Management System for Mobile Equipment. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Sao Paulo, Brasil, 1996. s. 559-563.
113. Poradnik Górnika. T. 4, Wyd. Śląsk, Katowice 1982.
114. Puchkov L. A.: Mineral consumption and macroeconomics-strategic analysis. 20th World Mining Congress, Teheran, Iran, 7-11 November 2005. s. 3-8.
115. Purohit G. S., Nanda N. K.: Optimization of shovel dumper operation in an opencast mine by using queuing model – A case of study. 5th National Seminar on Surface Mining, 4-5 December 1995. s.37-39.
116. Russell A. C.: Hybrid System Solves GPS Problems at Morenci. Engineering & Mining Journal. May 2006. s. 46-52.
117. Rykow W. W., Jastriebienieckij M. A.: О регенерующих процессах с несколькими типами точек регенерации. Кибернетика 3, 1971. s. 82-86.
118. Sajkiewicz J.: Zarys teorii eksploatacji systemów maszynowych. Wyd. Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1979.

119. Sharma D. K.: Fleet imbalance analysis in large open pit coal mines in India. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 89-93.
120. Sharma D. K., Ekka L.: Shovel-truck productivity studies in open-pit copper mines. Proceedings of the International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989, s. 111-116.
121. Shekarchi E.: A mega database is essential to sustainable development of the future mineral industries of the world. 20th World Mining Congress, Teheran, Iran, 7-11 November 2005. s. 9-12.
122. Sienkiewicz P.: Teoria efektywności systemów. Ossolineum 1987.
123. SME. Mining Engineering Handbook. New York 1973, vol. 2.
124. SME. Mining Engineering Handbook. 1992, vol. 2.
125. Smith W. L.: Regenerative stochastic processes. Proc. Roy. Soc. Ser. A, 232, 1955. s. 6-31.
126. Sivazlian B. D. and Wang K. –H.: Diffusion Approximation to the G/G/R Machine Repair Problem with Warm Standby Spares. Naval Research Logistics Quarterly. 1988.
127. Sivazlian B. D., Wang K. H.: System characteristics and economic analysis of the G/G/R machine repair problem with warm standbys using diffusion approximation. *Microelectronics & Reliability*, 29, 5, 1989. s. 829-848.
128. Soumis F., Ethier J., McInnis D., and Elbrond J.: A new method for automatic truck dispatching in an open pit mine. SME Fall Meeting, St. Luis, Missouri, Sept. 7-10, 1986.
129. Spaugh J. M.: The Use of the Theory of Queues in Optimal Design of Certain Construction Operations. Technical Report of National Science Foundation (NSF G 15933). Department of Civil Engineering. University of Illinois, Urbana. Illinois 1962.
130. Stryszewski M.: Ocena pracy i sterowanie wydajnością ciągu technologicznego koparka – samochód – kruszarka z zastosowaniem teorii kolejek. AGH Zeszyty Naukowe, Górnictwo. Rok 5, z. 2. 1981. s. 157-169.
131. Szymański J. K., Srajer V.: An integrated monitoring system and simulation analysis model for trucks operation using SLAM II. International Symposium on Off-Highway Haulage in Surface Mines, Edmonton 15-17 May 1989. s. 75-81.
132. Takács L.: Introduction to the theory of queues. New York, Oxford University Press, 1962.
133. Tattersall A.: Tire awareness program pays bug dividends at Coeur Rochester. Engineering & Mining Journal. February 2004. s. 23-25.
134. Taylor L. E. et al.: World Mineral Production. British Geological Survey, Natural Environment Reasearch Council. Keyworth, Nottingham, 2006.
135. Teicholz P.: A Simulation Approach to the Selection of Construction Equipment. Technical Report No. 26. Construction Institute. Stanford University. June 1963.
136. Teicholz P. and Douglas J.: An Analysis of Two-Link Material Handling Systems with One Carrier in One of the Links. Technical Report No. 29. Department of Civil Engineering. Stanford University. 1963.
137. Temeng V. A.: Probabilistic analysis of reliability and effectiveness of elementary shovel-truck system at Nchanga Open-pit. M. Sc. Dissertation, University of Zambia, Mining Engineering Dept., 1988.
138. Terex. Production and cost estimating of material movement with earthmoving equipment. Manual. 1981.

139. Tseng Y. Y.: Queuing Approach to the Two-Link Materials Handling System and its Application in Activities. M. Eng. Thesis No. 578. Asian Institute of Technology. Bangkok. 1973.
140. Vergne J.: Hard Rock Miner's Handbook. McIntosh Engineering. 2003.
141. Walker G.: Behold Behemoth: Toward the 1000 Tonne Truck. Mining Equipment Selection Symposium. Calgary, University of Calgary/CANMET, November 1985.
142. Wang X., Zhao L.: A study of haulage technology and equipment in large open pit mines. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Ostrava, Czech Republic, 3-6 September 1997. s. 511-514.
143. Weber L.: Recent trends in the world's minerals supply. 20th World Mining Congress, Teheran, Iran, 7-11 November 2005. s. 473-480.
144. Weicheng L. X. Z., Youdi Z.: Application of genetic algorithm to optimize the number and size of equipment of surface mine. Mine Planning and Equipment Selection, Wrocław, 1-3 September 2004. s.637-639.
145. White L.: Precious Metals Continue to Boom. Engineering & Mining Journal. May 2006. s. 42-44.
146. White J. Wm.: Automated haulage control in North America. International Mining, April 1988. s. 38.
147. Woodrow G. B.: Benchmarks of Performance for Truck and Loader Fleets. 3rd Large Open Pit Mining Conference. Macay, 30.08-03.09 1992. s. 119-125.
148. World Mining Equipment. Vol. 21, No. 2, March 1997. s. 43.
149. World Mining Equipment. Vol. 24, No. 9, November 2000. s. 1.
150. World Mining Equipment. Vol. 25, No. 5, June 2001. s. 39, 41.
151. World Mining Equipment. Vol. 25, No. 8, October 2001. s. 46.
152. World Mining Equipment. Vol. 25, No. 9, November 2001. s. 1.
153. World Mining Equipment. Vol. 27, No. 8, October 2003. s. 2.
154. World Mining Equipment. Vol. 28, No. 7, September 2004. s. 5.
155. Wright E. A.: Truck dispatching on a personal computer. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary November 3-4, 1988. s. 429-433.
156. www.allmining.com/miningequipmentsales.: 2005 Surface Mining Equipment Sales Top US$ 3 billion.
157. www.antamina.com
158. www.buengobierno.com/admin/files/ElCerrejon.pdf
159. www.debeersgroup.com
160. www.e-mj.com. (December 2005)
161. www. henkel.com
162. www. indexmundi.com/en/commodities/minerals/statistical_summary: World and U.S. Production of Selected Nonfuel Mineral Commodities. 2006.
163. www.jsonline.com/story/index.aspx?id=382576.: Mining equipment makers hit pay dirt.
164. www.liebherr.com.
165. www.metalsmarket.net/daily.
166. www.mining-technology.com
167. www.prweb.com/releases/2005/12/prweb324869.: 2006 Surface Truck Predictions, Musings & Questions.

168. www. thyssenkrupp.com
169. www.wencommine.com/products_fleetmon.
170. Zhongzhou L., Qining L.: Erlangian cyclic queuing model for shovel-truck haulage systems. Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary November 3-4, 1988. s. 423-428.

Spis rysunków

str.

Rys. 1.1. Ceny srebra [162, 165] ... 8
Rys. 1.2. Ceny platyny [162, 165] ... 8
Rys. 1.3. Ceny rodu [162, 165] ... 8
Rys. 1.4. Ceny niklu [162, 165] ... 8
Rys. 1.5. Ceny miedzi [162, 165] ... 8
Rys. 1.6. Ceny złota [162, 165] ... 8
Rys. 1.7. Ceny cyny [162, 165] ... 8
Rys. 1.8. Ceny cynku [162, 165] ... 8
Rys. 1.9. Liczba sprzedanych urządzeń dla górnictwa i ich cena w miliardach USD [163] ... 9
Rys. 1.10. Schemat działania systemu Marjanowicza ... 24
Rys. 1.11. Schemat przepływu maszyn w systemie Marjanowicza ... 25
Rys. 1.12. Schemat przepływu maszyn w systemie *G/G/k/r* ... 26
Rys. 4.1. Histogram czasów napraw koparki – Temeng [137] ... 42
Rys. 4.2. Histogram czasów napraw koparki – Czaplicki [26] ... 42
Rys. 4.3. Histogram czasów pracy koparki – Temeng [137] ... 43
Rys. 4.4. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów pracy koparki Kolonja et al. [85] ... 43
Rys. 4.5. Histogram czasów pracy koparki – Czaplicki [26] ... 43
Rys. 4.6. Histogram czasów napraw wywrotek – Czaplicki [26] ... 44
Rys. 4.7. Histogram czasów napraw wywrotek – Czaplicki [26] ... 44
Rys. 4.8. Funkcja gęstości rozkładu prawdopodobieństwa czasów pracy wywrotki Kolonja et al. [85] ... 45
Rys. 4.9. Histogram czasów pracy wywrotki – Temeng [137] ... 45
Rys. 4.10. Histogram czasów pracy wywrotki – Czaplicki [26] ... 45
Rys. 4.11. Histogram czasów załadunku wywrotek – Temeng [137] ... 46
Rys. 4.12. Histogram czasów załadunku wywrotek – Temeng [137] ... 46
Rys. 4.13. Histogram czasów załadunku wywrotek – Czaplicki [26] ... 46
Rys. 4.14. Histogram czasów załadunku wywrotek – Czaplicki [26] ... 46
Rys. 4.15. Histogram czasów samego załadunku – Panagiotou [110] ... 47
Rys. 4.16. Histogram czasów manewrowania – Panagiotou [110] ... 47
Rys. 4.17. Histogram czasów łącznego czasu – Panagiotou [110] ... 47

Rys. 4.18. Funkcje gęstości rozkładów prawdopodobieństwa czasów załadunku wywrotki $f_W(x)$ – rozkład Weibulla, $f_n(x)$ – rozkład normalny, $f_E(x)$ – rozkład Erlanga dla tej samej średniej i tego samego odchylenia standardowego 48
Rys. 4.19. Funkcje gęstości rozkładów prawdopodobieństwa czasów wyładunku – Wright [155] 48
Rys. 4.20. Funkcje gęstości rozkładów prawdopodobieństwa czasów powrotu wywrotki – Wright [155] 48
Rys. 4.21. Histogram czasów odstawy wywrotki – Panagiotou [110] 48
Rys. 4.22. Funkcje gęstości rozkładów prawdopodobieństwa czasów odstawy wywrotki – Wright [155] 48
Rys. 5.1. Rozkłady prawdopodobieństwa $P_{kd}^{(n)}$ liczby koparek w naprawie dla różnej liczby koparek w systemie n 51
Rys. 5.2. Rozkłady prawdopodobieństwa $P_{kd}^{(n)}$ liczby koparek w naprawie dla różnych wartości współczynnika gotowości A_k 51
Rys. 5.3. Schemat działania systemu wywrotki – warsztat naprawczy 55
Rys. 5.4. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek przy stałej liczbie: wywrotek przeznaczonych do pracy $m = 60$, wywrotek w rezerwie $r = 12$, stanowisk naprawczych $k = 20$ i zmiennej wartości współczynnika gotowości wywrotek A_w 59
Rys. 5.5. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek przy stałej liczbie: wywrotek przeznaczonych do pracy $m = 60$, stanowisk naprawczych $k = 20$ i stałej wartości współczynnika gotowości wywrotek $A_w = 0,758$ dla różnej liczby wywrotek w rezerwie 62
Rys. 5.6. Średnia liczba uszkodzonych maszyn E_u w funkcji liczby maszyn rezerwowych 63
Rys. 5.7. Średnia liczba maszyn w stanie pracy E_p w funkcji liczby maszyn rezerwowych 64
Rys. 5.8. Średni czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby maszyn rezerwowych 64
Rys. 5.9. Skorygowany współczynnik gotowości wywrotki A' w funkcji liczby maszyn rezerwowych 64

Rys. 5.10. Wartość oczekiwana liczby uszkodzonych wywrotek E_u w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,752$ 66
Rys. 5.11. Wartość oczekiwana liczby uszkodzonych wywrotek E_u w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,800$ 67
Rys. 5.12. Średni czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,752$ 68
Rys. 5.13. Średni czas niesprawności wywrotki T_{ns} w funkcji liczby stanowisk naprawczych k dla współczynnika gotowości maszyn $A_w = 0,800$ 68
Rys. 5.14. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy dla systemów $\mathfrak{S}_{IX}$ i $\mathfrak{S}_X$ 69
Rys. 5.15. Możliwe systemy wywrotek $< m, r >$ dla realizacji założonego zadania transportowego 81
Rys. 5.16. Schemat działania systemu: koparki –wywrotki (cztery fazy działania) .. 90
Rys. 5.17. Schemat działania systemu: koparki –wywrotki (dwie fazy działania) 91
Rys. 5.18. Przykładowa funkcja gęstości, w zapisie ciągłym, rozkładu prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy $d = 4$ koparkach w stanie pracy 94
Rys. 5.19. Rozkłady prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy dla różnych par $< m = 66, r = 14 >$ i $< m = 53, r = 27 >$ przy współczynniku gotowości $A_w = 0,720$ 101

Spis fotografii

str.

Fot. 1.1. Kopalnia Bingham Canyon, USA ... 10
Fot. 1.2. Chuquicamata, Chile [101] ... 10
Fot. 1.3. Rössing Uranium, Namibia [100] ... 10
Fot. 1.4. Chuquicamata - urabianie materiałami wybuchowymi ... 12
Fot. 1.5. Załadunek urobionego materiału przez koparkę [149] ... 13
Fot. 1.6. Łyżka o ładowności 100 t [68] ... 13
Fot. 1.7. Wóz odstawczy o ładowności 360 t, [164] ... 14
Fot. 1.8. Historyczna odstawa szynowa w kopalni Bingham Canyon ... 14
Fot. 1.9. Historyczna odstawa szynowa w kopalni Bingham Canyon [78] ... 14
Fot. 1.10. Wóz odstawczy w kopalni Grootegeluk [74] ... 15
Fot. 1.11. Załadunek węgla w kopalni El Cerrejón, Kolumbia [158] ... 16
Fot. 1.12. Monitor z wyświetlonymi informacjami o elementach systemu ... 18
Fot. 1.13. Centrum szkolenia dyspozytorów [146] ... 18
Fot. 1.14. Centrum sterowania systemem koparki – wywrotki kopalni stożkowej ... 19
Fot. 1.15. Karta pozycji wywrotek na trasach i rozmieszczenie maszyn w kopalni [169] ... 19
Fot. 1.16. Kopalnia Antamina (Cu+Zn), Peru – początek eksploatacji [150] ... 20
Fot. 1.17. Eksploatacja węgla w górach ... 20
Fot. 1.18. Kopalnia złota Golden Bear w Kanadzie ... 20
Fot. 1.19. Kopalnia złota Golden Bear w Kanadzie ... 20
Fot. 1.20. Kruszenie urobku w wyrobisku [168] ... 21
Fot. 1.21. Wywrotka Unit Rig w kopalni Palabora, RPA [74] ... 23
Fot. 1.22. Kopalnia diamentów Koffiefontein, RPA [159] ... 30
Fot. 1.23. Kopalnia Palabora (Cu), RPA [160] ... 30
Fot. 2.1. Kopalnia Escondida (Cu), Chile [150 s.41] ... 36
Fot. 3.1. Kopalnia diamentów Argyle w Australii [101] ... 38
Fot. 4.1. Główna pochylnia transportowa kopalni Barrick Goldstrike, USA [74] ... 49
Fot. 5.1. Warsztat naprawczo-obsługowy kopalni Antamina, Peru [157] ... 54
Fot. 5.2. Rezerwa wywrotek [74] ... 55
Fot. 5.3. Plany rozwoju wydobycia w złożu stożkowej kopalni platyny RPA [159] ... 71

Fot. 5.4. Załadunek wywrotek w kopalni Antamina, Peru [157] ... 74
Fot. 5.5. Wywrotka w kopalni Rössing Uranium, Namibia [74] ... 79
Fot. 5.6. Wywrotki w kopalni Barrick Goldstrike, USA [74] ... 80
Fot. 5.7. Wywrotki w kopalni Sishen, RPA [60] ... 80
Fot. 5.8. Elementy zaplecza technicznego systemu wywrotek [164] ... 82
Fot. 5.9. Elementy zaplecza technicznego systemu wywrotek [151] ... 82
Fot. 5.10. Elementy zaplecza technicznego systemu wywrotek [151] ... 82
Fot. 5.11. Elementy zaplecza technicznego systemu wywrotek [154] ... 82
Fot. 5.12. Główna pochylnia transportowa kopalni Grootegeluk, Namibia [74] ... 87
Fot. 5.13. Kopalnia rudy żelaza Welgevooonden, RPA ... 88
Fot. 5.14. Warsztat obsługowy z miejscem odpoczynku dla kierowców, Bougenville ... 93
Fot. 5.15. Współpraca pary: koparka – wywrotka, kopalnia Goonyella, Australia [152] ... 97
Fot. 5.16. Załadunek urobku ładowarką łyżkową [166] ... 100
Fot. 6.1. Wyładunek urobku do kruszarki Rössing Uranium, Namibia [100] ... 119
Fot. 7.1. Elementy systemu maszynowego kopalni Delta Gold, Australia ... 121

MODELOWANIE PROCESU EKSPLOATACJI SYSTEMU KOPARKI - WYWROTKI

Streszczenie

Górnictwo światowe roku 2006 jest w szczególnej fazie swojego rozwoju. Decydującymi czynnikami, które kształtują ten rozwój w ostatnich latach, są:

- rosnący popyt i rosnące ceny surowców mineralnych, a ceny rud metalicznych w szczególności,
- rosnące zapotrzebowanie na wielkie maszyny górnicze, urabiająco-ładujące i transportowe (w roku 2004 zamówiono około *1400* dużych jednostek na kwotę *2,2* miliarda USD, w 2005 roku około *2000* dużych jednostek na kwotę około *3,2* miliarda USD), dotyczy to przede wszystkim maszyn dla systemów koparki – wywrotki,
- rosnąca liczba kopalń stożkowych (w roku 2006 ponad *1000* wielkich wyrobisk tego typu na świecie), rosnąca wielkość i głębokość tych wyrobisk,
- stałe doskonalenie konstrukcji i rosnące parametry wielkich maszyn górnictwa powierzchniowego (zaczynają się pojawiać sygnały o możliwym przyhamowaniu tego trendu),
- rosnące wymagania związane ze sterowaniem i zabezpieczeniem technicznym wielkich systemów maszynowych tego typu, stały postęp techniczny w tym zakresie.

Jedynym systemem maszynowym, na dzień dzisiejszy, który jest w stanie sprostać wymaganiom eksploatacyjnym kopalń stożkowych, jest system koparki – wywrotki, mimo szeregu niekorzystnych właściwości, jakimi charakteryzują się oponowe wozy odstawcze. Istnieją ponadto dwie odmiany tego typu systemów, tj. koparki – wywrotki – wyciąg pochyły, koparki – wywrotki – przenośnik taśmowy typu HAC. Pierwsza odmiana systemu jest zanikająca w zastosowaniu (mowa o klasycznych wyciągach pochyłych), druga odmiana obejmuje niewielką liczbę kopalń na świecie. W obu tych odmianach częścią integralną jest system koparki – wywrotki.

Opis matematyczny i możliwości analityczno-badawcze systemów koparki – wywrotki od lat pozostają w tyle w stosunku do realiów eksploatacyjnych. Identyfikacja właściwości probabilistycznych składowych procesu eksploatacji systemu maszynowego dokonana w pracy pokazuje, jakimi właściwościami statystycznymi charakteryzują się te składowe – czasy określonych stanów eksploatacyjno-niezawodnościowych maszyn. Na tym tle dokonany przegląd literaturowy w tym zakresie, obejmujący publikacje począwszy od lat sześćdziesiątych ubiegłego wieku, pokazuje dobitnie, jak bardzo stosowany sposób opisu i analizy odstaje w relacji do rzeczywistych właściwości procesu eksploatacji tych maszyn. Również zakres uwzględnianych zagadnień szczegółowych jest niewystarczający.

Autor pracy postawił sobie zatem za cel:

1. sformułowanie procedury postępowania i budowę modeli matematycznych, pozwalających na wyznaczenie charakterystyk i parametrów procesu eksploatacji systemu, a w tym:
   - konstrukcję modelu niezawodności i funkcjonowania systemu maszyn ładujących (pkt 5.1),
   - konstrukcję modelu funkcjonowania systemu: wywrotki – warsztat naprawczy z uwzględnieniem niezawodności wywrotek i możliwości obsługowych stanowisk naprawczych (pkt 5.2); informacją wyjściową na tym etapie, potrzebną do dalszej analizy, jest rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn transportowych w stanie pracy (pkt 5.3),
   - ocenę *dobroci* dopasowania zastosowanego systemu maszynowego do możliwości realizacji zadania wydobywczego – weryfikacja *dobroci* doboru trójki parametrów $< m, r, k >$, czyli liczby wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego, liczby wywrotek w rezerwie i liczby stanowisk naprawczych (pkt 5.4),
   - rozważenie pewnego zagadnienia związanego z krążnością wozów odstawczych – możliwość poprawienia tej charakterystyki systemu przy wykorzystaniu modeli prezentowanych w pracy (pkt 5.5),
   - konstrukcję modelu, który uwzględnia możliwość ograniczonego dostępu do stanowisk naprawczych, uwzględnienia zawodność tych stanowisk (pkt 5.6),
   - sformułowanie zalecenia, jak dobierać elementy składowe rozważanego systemu, aby wynikowy rozkład prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy reprezentował system o praktycznie najkorzystniejszych właściwościach,
   - budowę modelu funkcjonowania systemu koparki – wywrotki z uwzględnieniem niezawodności i dostępności tych maszyn, biorąc także pod uwagę decyzje dyspozytora zmieniającego organizację systemu w zależności od właściwości, jakimi charakteryzuje się system (pkt 5.7),
2. wskazanie – na różnych etapach prowadzonej analizy – na znaczenie praktyczne uzyskiwanych wyników, możliwości ich wykorzystania dla oceny *dobroci* stosowanych rozwiązań, a także słuszności podejmowanych decyzji przez dyspozytora,
3. zdefiniowanie podstawowych parametrów systemu i ich znaczenia dla praktyki (pkt 5.7),
4. zaprezentowanie przykładu analizy systemu z wykorzystaniem modeli omówionych w pracy (rozdz. 6).

Przedmiotem rozważań niniejszej pracy jest modelowanie procesu eksploatacji określonego typu górniczego systemu maszynowego z kompleksowym uwzględnieniem jego właściwości, przede wszystkim probabilistycznych.

Najistotniejszymi cechami charakterystycznymi pracy są:

- stałe przeplatanie się teorii z praktyką: rozpatrując kolejne zagadnienia, najpierw podaje się informacje o stanie rzeczy w rzeczywistych warunkach, a potem dokonuje się adekwatnego modelowania,
- logiczna sekwencja opisu procesu eksploatacji: najpierw brana jest pod uwagę niezawodność obiektu, potem jego dostępność, a następnie jego funkcjonowanie z uwzględnieniem uwarunkowań,
- kolejne etapy modelowania tworzą całość, ich kolejność jest podyktowana wymogami logicznymi, często informacje wyjściowe z danego etapu są informacjami wejściowymi dla następnego bądź późniejszego etapu; co więcej, wszystkie etapy muszą dawać poprawne wyniki, gdyż determinują one wynik końcowy – zestaw parametrów efektywności eksploatacji rozważanego systemu.

Samo modelowanie zaprezentowane jest w rozdziale 5. pracy.

Początkowe rozważania w tym zakresie dotyczą systemu, który generuje dyskretny strumień masy. Są to maszyny ładujące. Rozważana jest ich niezawodność, a następnie dostępność. Stany te składają się na stan zdatności maszyn do ładowania. Z rozważań niezawodnościowych najważniejsze są dwie informacje:

- zawodność jest miarą zapotrzebowania maszyn na naprawę,
- zawodność maszyn powoduje skrócenie czasu, w którym maszyna wykonuje swoją funkcję.

Uwzględnienie niedostępności tych maszyn skutkuje – znów – iż zostaje skrócony czas, w którym koparka ładuje urobek. Zlepienie dwóch stanów: naprawy i niedostępności powoduje, iż pojawia się stan niezdatności maszyny. Miary jego antonimu są wykorzystywane w dalszych rozważaniach pracy.

Punkt 5.2 zawiera rozważania dotyczące systemu wywrotki – warsztat naprawczy. Praca tego systemu determinuje liczbę maszyn odstawczych realizujących zadanie transportowe systemu. W początkowym etapie rozważań zastosowano klasyczny model Sivazliana i Wanga bez modyfikacji. Pojawiło się też zagadnienie rezerwy wywrotek w relacji do liczby stanowisk naprawczych warsztatu. Wielkość rezerwy decydowała o tym, jaki zestaw wzorów miał być wzięty pod uwagę. Otrzymano rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych wywrotek, który jest funkcją siedmiu zmiennych: liczby wywrotek przeznaczonych do realizacji zadania transportowego m, wielkości rezerwy tych maszyn r, liczby stanowisk naprawczych k, intensywności powstawania uszkodzeń i ich usuwania oraz odchyleń standardowych czasów pracy i napraw. Właściwości tej funkcji stanowią przedmiot rozważań w dalszej części tego rozdziału. Rozkład ten bowiem pozwala na dokonanie analizy i wykrycie szeregu prawidłowości rządzących procesem eksploatacji systemów omawianego typu. Zdefiniowane zostały także nowe wskaźniki procesu eksploatacji. Sformułowano konkluzję o bardzo dużym walorze utylitarnym, iż niepotrzebna jest budowa bardzo wielu stanowisk naprawczych, aby uzyskać stabilne charakterystyki systemu maszynowego określone modelem Marjanowicza. Stwierdzono, że dla liczby stanowisk, w przybliżeniu równej *1/3* z całkowitej liczby wywrotek w systemie, czas oczekiwania na naprawę wozu odstawczego jest pomijalnie mały.

Omawiany rozkład prawdopodobieństwa pozwolił także na:

- wyznaczenie rozkładu prawdopodobieństwa liczby maszyn w stanie pracy,
- weryfikację słuszności doboru trójki parametrów $< m, r, k >$.

W punkcie 5.3 wyznaczono rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy, a w punkcie 5.4 przedstawiono rozważania dotyczące weryfikacji doboru trójki parametrów $< m, r, k >$. W tym miejscu analizy pojawiły się zagadnienia z zakresu projektowania tego typu systemów, choć zakres rozważań zawężony został do sprawdzenia poprawności doboru wymienionej trójki, co odpowiada przedmiotowi rozważań tej pracy. Sformułowano zagadnienie znalezienia liczby wywrotek potrzebnych do realizacji zadania transportowego przy uwzględnieniu zawodności maszyn i ich dostępności. Omówiono problem rezerwy, który na tym etapie rozważań został wnikliwie przeanalizowany. Zdefiniowano także kryterium doboru liczby wywrotek, a ściślej mówiąc, doboru pary liczb $< m, r >$. Kryterium to sformułowano następująco:

(1) sumaryczna liczba wywrotek, potrzebna do realizacji zadania transportowego, powinna być minimalna,
(2) spośród par spełniających warunek (1) poszukuje się takiej pary, która ma maksymalnie dużą rezerwę.

Następnie sformułowano schemat weryfikacji doboru trójki parametrów $< m, r, k >$ i podano przykład takiej weryfikacji.

W punkcie 5.5 rozpatrzony został problem pojawiania się kolejek wozów na drogach transportowych w niektórych systemach koparki – wywrotki. W oparciu o dokonane dotychczas modelowanie pokazano, w jaki sposób można wyeliminować w pewnym zakresie to zjawisko.

Zawodność stanowisk naprawczych stanowiła przedmiot rozważań punktu 5.6. Rozpatrzono zagadnienie zawodności tych stanowisk, a następnie przeanalizowano rozkład prawdopodobieństwa liczby uszkodzonych maszyn i problem kolejki wywrotek oczekujących na naprawę. Do wyznaczenia tego rozkładu prawdopodobieństwa zastosowano model Sivazliana i Wanga w zrandomizowanej formie, gdzie zmienną losową o znanym prawdopodobieństwie była liczba stanowisk zdolnych do podjęcia naprawy. Sformułowano zalecenie, by tak projektować liczbę stanowisk naprawczych, aby kolejka maszyn do naprawy była pomijalnie mała. Wyznaczono też rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek w stanie pracy, gdy liczba stanowisk jest zbyt mała bądź stanowiska są tak zawodne, iż generuje to istotną zwłokę w czasie cyklu pracy wywrotki.

W punkcie 5.7 przedstawiono modelowanie procesu funkcjonowania systemu koparki – wywrotki. Informacje uzyskane wcześniej stanowiły dane wejściowe dla tego modelowania. Zastosowano tu model Sivazliana i Wanga w zrandomizowanej formie, w odmienny sposób niż poprzednio. Zmiennymi losowymi były tutaj zarówno liczba maszyn transportowych w stanie pracy, jak i liczba ładujących koparek. Odmiennie niż dotychczas zdefiniowano dane wejściowe modelu.

Otrzymaną charakterystyką eksploatacyjną systemu był rozkład prawdopodobieństwa liczby wywrotek przy koparkach. Była to jednakże charakterystyka warunkowa. Uwzględniony został bowiem fakt, iż dyspozytor sterujący procesem alokacji wywrotek zmienia organizację systemu każdorazowo z chwilą pojawienia się stanu naprawy maszyny ładującej. Zdefiniowano parametry eksploatacyjne pozwalające ocenić słuszność podejmowanych decyzji. Określono również podstawowe parametry systemu, a zwłaszcza opisujące jego wydajność.

Rozdział 6 zawiera przykład modelowania systemu maszynowego. Zaprezentowano w nim procedurę modelowania krok po kroku, podano wyniki kolejnych obliczeń i przykłady wnioskowania po każdym etapie. Przykład ten jest dowodem na to, iż sformułowany schemat jest prawidłowy, dający poprawne wyniki i czyniący samą procedurę modelowania bardziej komunikatywną.

Zasadniczą część pracy kończy rozdział 7, w którym dokonano podsumowania pracy, sformułowano wnioski i uwagi końcowe.

MODELLING OF EXPLOITATION PROCESS OF SHOVEL – TRUCK SYSTEM

Summary

The world mining of year 2006 is at a particular phase of its development. The main factors that determine this progress in the last several years are:

- increasing request and increasing, in many cases tremendously, prices of mineral commodities, particularly metallic ores,
- increasing demand for huge loading and hauling machines (in 2004 number of units sold reached *1400* for *2.2* billion USD, whereas 2005 is closed with figure *3.2* billion USD and number of sold units app. *2000*),
- increasing number of open pits (in 2006 more than *1000* big enterprises) and increasing dimensions, mainly of their depth,
- persistent development in construction and increment in parameters of large machines for open pit mining (however, some signals have occurred indicating possible retardation in this trend),
- increasing requirements associated with dynamic truck dispatching and maintenance systems for large machinery systems of this type, constant technical progress in this regard.

Today, the only machinery system that can cope with tough requirements of open pit mining is the shovel – truck system, in spite of the fact that trucks reveal several important demerits during their operation. There are two modifications of this system, i.e. shovel – truck – inclined hoist and shovel – truck – HAC. First modification becomes obsolescent; the latter one has no great application in mines in the world. Let us notice that in both modifications the integral part is the shovel – truck system.

The mathematical description and ability of comprehensive and deep analytical analysis of the system remain far behind the mine reality. Identification of probabilistic properties of exploitation process components made in chapter 4 shows what their real features are. I mean here times of determined reliability/exploitation states. Keeping this in mind and comparing with the information comprised in papers – review concerns almost 50 years of publications – it is easy to recognise what is the great difference comparing with the reality. It concerns also the problem how deep considerations used to be.

All the above components appeal univocally that any improvement in this field is highly appreciated.

Author of this dissertation has formulated goals of his work as:

1. construction of mathematical-logical procedure and construction of mathematical models that allow to determine basic parameters and characteristics of exploitation process of the system, in particular:
   - construction of reliability and operation models for loading machines,
   - construction of operation model for system: truck – workshop taking into account reliability of trucks and service ability of repair stands; as the

output data for this stage of consideration is the probability distribution of transporting machines in work state,

- assessment of goodness of design of machinery system applied matching transportation task – verification of goodness of selection of triple parameters < *m, r, k* > (number of trucks directed to accomplish transportation task, number of trucks in reserve, number of repair stands),
- as the by-product the problem of truck circulation can be considered and – using results of the system modelling – this characteristic can be improved,
- construction of model that takes into account possible failure of repair stands, as the result of the probability distribution of trucks in work state should be modified,
- put into words the recommendation how to select system components to obtain system characteristics of desirable properties,
- construction of operation model for shovel – truck system taking into account reliability and accessibility of machines as well as decisions of truck dispatcher changing the system organization, that depends on reliability properties of loading machines,

2. indication – on different stages of analysis – what is the practical significance of results being obtained, how they can be applied to assess goodness of used solutions and to estimate the correctness of decisions made by truck dispatcher,
3. determination of basic parameters of the system and their significance for practice,
4. presentation of example of system analysis employing models described in this paper.

The subject of consideration of this dissertation is the exploitation process modelling, of particular type of mine machinery system taking into account majority of its properties, especially these of probabilistic nature.

The most important characteristic features of this dissertation are:

- constant alternating theory with practice; considering succeeding problems before a part of theory is constructed, the comprehensive information of reality is taken into account, then modelling is being made,
- logical sequence of exploitation process description: at first reliability is considered, then accessibility of machine, later its operation with regard of all necessary conditions and formulating consequences,
- the whole modelling process creates unity and their sequence is not random but dictated by logical requirements, frequently the output information from particular stage is the input data at the next stage, and what is more, all stages must give proper results because they determine the final result – the set of exploitation parameters for the system considered.

Modelling being the core of this paper is being presented in chapter 5.

The inception consideration concerns the system that generates the stream of mineral of discrete nature – the system of loading machines. At first, the reliability of these machines is taken into account, then their accessibility. Both of these states create the state of ability for loading. As the main result of reliability consideration, two important bits of information are being obtained:

- unreliability of machinery is a measure of machines demanding for repair,
- unreliability of a machine shortens the time in which it fulfils its duties.

Considering machine accessibility in turn, it is easy to conclude that, again, the time in which this machine is able to load mineral, is being shortened. Coupling the states of repair and state being in opposite to accessibility we get the state in which the machine is unable to work. Measures of its antonym are important for further consideration.

Point 5.2 comprises considerations concerning the system of truck – workshop that determines the number of trucks fulfilling their duties. At the beginning, the classical Sivazlian and Wang model was applied without modification. Additional problem of truck reserve occurs here for the first time but it was not necessary to tackle with it comprehensively. The size of truck surplus decides which set of mathematical patterns has to be taken into account. This part of the procedure gives the probability distribution of number of failed machines as the function of seven variables:

- number of trucks directed to work *m*,
- number of trucks in reserve *r*,
- number of repair stands *k*,
- intensity of failures of trucks and intensity of repair of these machines,
- standard deviations of work times and repair time.

Investigation of properties of the above function was the essence of considerations in further part of this chapter. This probability distribution allows to make comprehensive analysis of interesting properties of exploitation process and to detect several regularities that govern the process course of the machinery system. A number of significant operation parameters were also defined. A very important conclusion is also stated: it is not necessary to possess a great number of repair stands to obtain steady characteristics of the system determined by the Marjanovitch model. For a number of stands approximately equal to 1/3 of total number of trucks in the system, the waiting time for repair is negligible. Considered probability distribution permits also for:

- determination of probability distribution of number of machines in work state,
- verification of goodness of selection of triple parameters < *m, r, k* >.

The probability distribution of number of machines in work state is determined in point 5.3.

Point 5.4 concerns confirmation of selection goodness of triple parameters < *m, r, k* >. In this moment problems from the field of the design art arises, however scope of deliberation is being reduced to verification of these three parameters only

that corresponds with the subject consideration of the paper. The problem of the determination of number of trucks needed to accomplish the transportation task taking into account reliability of equipment involved and their accessibility is being formulated precisely. The problem of truck reserve is here investigated methodically. The criterion of selection of pair parameters $< m, r >$ is constructed, in a two-stage manner:

- total number of trucks needed to accomplish transportation task should be minimum,
- amongst the set of pairs fulfilling the above condition the pair with the maximum reserve should be selected.

Later, the scheme of verification of triple parameters is defined and an example of such procedure is given. The chapter is being concluded by a special topic – the problem of truck unit circulation (a great number of trucks in a pit usually slows down the truck cycle). There is a suggestion given how to improve this situation.

The subject of consideration in point 5.5 is the unreliability of repair stands. As the first topic, the reliability of the system of stands is considered. It is necessary to start to investigate such a theme before the determination of the probability distribution of the number of failed trucks and the problem of a queue of machines waiting for repair. Here the application of the Sivazlian and Wang model in its randomised form is necessary to employ where the random variable is a number of repair stands being able to do their work. An important recommendation is formulated: workshop should be designed in such a way (here: the number of repair stands) in order to achieve negligible truck queue before workshop. The probability distribution of number of trucks in work state – when the number of stands is too low or the system of repair stands is of low reliability that generates non-negligible increment in the mean truck cycle – is being determined.

Point 5.6 is devoted for final modelling. Operation of the shovel – truck system is here carefully considered. Two probability distributions – determined previously – have been put here as input data. The mathematical tool to do the analysis is again the Sivazlian and Wang model in its randomised form, but the randomisation concerns a different scope of consideration. As random variables are here both: the number of trucks in work state and the number of loading machines being able to load. The input parameters are here defined in a different way than before. The most important point of interest here is the probability distribution of number of trucks at the loading machines. This distribution is now a conditional one because the truck dispatcher changes the organisation of system of trucks always when a shovel repair has occurred. A set of operation parameters is being defined and some of them permit to assess rightness of dispatcher decisions. Finally, several measures of the system output are determined that allows an estimate its effectiveness.

In order to make this procedure more communicative, chapter 6 comprises an example of a system modelling and analysis of it is given too. This is also a proof that the whole procedure works.

The dissertation ends by chapter 7 where general recapitulation is formulated, conclusions drawn and some remarks are included.

WYDAWNICTWO POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ
ul. Akademicka 5, 44-100 Gliwice; tel./faks (0-32) 237-13-81
http://wydawnictwo.polsl.pl

Sprzedaż i Marketing
tel. (0-32) 237-18-48
wydawnictwo_mark@polsl.pl

Nakł. 100+50 Ark. wyd. 13 Ark. druk. 9,125 Papier offset. 70x100,80g
Oddano do druku 16.11.2006 r. Podpisano do druku 16.11.2006 r. Druk ukończ. w listopadzie 2006 r.

Wydrukowano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach, ul. Kujawska 1
zam. 369/06

Książki Wydawnictwa można nabyć w księgarniach

GLIWICE

- Punkt Sprzedaży Wydawnictwa na Wydziale Górnictwa i Geologii – ul. Akademicka 2 (237-17-87)
- „FORMAT" – Akademicka 5 na Wydziale Budownictwa
- „LAMBDA" – ul. Akademicka 2 (237-21-40)
- „MERCURIUS" – ul. Prymasa S. Wyszyńskiego 14 b (032) 230-47-22
- „ŻAK" – ul. Kaszubska (budynek Biblioteki)

BIAŁYSTOK

- Dom Książki (Księgarnia 84) – ul. Wiejska 45 c
- EKOPRESS Księgarnia Wysyłkowa - ul. Brukowa 28 (085) 746-04-95

GDAŃSK

- EKO-BIS – ul. Dyrekcyjna 6 (058) 305-28-53

KATOWICE

- Punkt Sprzedaży na Wydziale Transportu – ul. Krasińskiego 8
- Hurtownia „DIK" – ul. Dulęby 7 (032) 204-82-30
- Hurtownia „JERZY" – ul. Słoneczna 24 (032) 258-99-58

KRAKÓW

- Techniczna – ul. Podwale 4 (012) 422-48-09
- Punkt Sprzedaży WND – AGH, Al. Mickiewicza 30 (012) 634-46-40
- „Zielony Smok" – ul. Fabryczna 6 (012) 414-00-25

LUBLIN

- Składnica Medyczna LSM – ul. Obywatelska 9 (081) 745-52-03

ŁÓDŹ

- „POLITECHNIKA 100" – ul. Żeromskiego 116 PŁ.
- Hurtownia „BIBLIOFIL" – ul. Jędrowizna 9a (042) 679-26-77

POZNAŃ

- Księgarnia „POLITECHNIK" – ul. Piotrowo 3 (061) 665-23-24
- Księgarnia Techniczna – ul. Półwiejska 28 (061) 659-00-38

RYBNIK

- „ORBITA" – ul. Rynek 12
- „NEMEZIS" – ul. gen. Hallera 26

TYCHY

- „I JA TOURS" - ul. J. Piłsudskiego 10 (217-00-91 w.130)

USTROŃ

- „KRISTECH" - ul. Porzeczkowa 12 (600-55-99-83)

WARSZAWA

- Studencka – Pl. Politechniki 1 (022) 628-77-58
- Techniczna - ul. Kaliskiego 15 (022) 666-98-02
- Techniczna – ul. Świętokrzyska 14
- MDM – ul. Piękna 31

WROCŁAW

- „TECH" – ul. Wybrzeże Wyspiańskiego 27

ZABRZE

- Punkt Sprzedaży na Wydziale Organizacji i Zarządzania– ul. Roosevelta 26

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej
P.3351/06/275

Druk: Drukarnia Gliwice, ul. Zwycięstwa 27, tel. 230 49 50