

A-1108 u

# HUTNIK

2

1952



CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA  
WYDAWCA: PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE - KATOWICE

# T R E S C

	Str.
INŻ. EDWARD TERLECKI. Nowe poglądy na sposób nagrzewania stali do przeróbki plastycznej . . . . .	37
INŻ. CEZARY MURSKI. Podział i planowanie czasów w walcowni . . . . .	42
INŻ. EDWARD ŻMIHORSKI. Wytyczne do budowy hartowni dla obsługi warsztatów mechanicznych . . . . .	48
NOWOŚCI Z DZIEDZINY HUTNICTWA . . . . .	54
WŚRÓD KSIĄŻEK . . . . .	67
PRZEGLĄD CZASOPISM . . . . .	76



## СОДЕРЖАНИЕ

Э. ТЕРЛЕЦКИ. Новые воззрения на метод нагрева стали для пластической переработки
Ц. МУРСКИ. Разделение и планирование времени в прокатном цехе
Э. ЖМИХОРСКИ. Инструкции по постройке мастерской для закалки стали в механических цехах
НОВОСТИ ИЗ ОБЛАСТИ МЕТАЛЛУРГИИ
БИБЛИОГРАФИЯ
ОБЗОР ЖУРНАЛОВ

## CONTENTS

E. TERLECKI. New Views on the heating of steel for hot working in plastic state
C. MURSKI. Classification and planning of time in rolling mill departments
E. ŻMIHORSKI. Main lines of the construction of heat treatment department in machine shops
METALLURGICAL NEWS
NEW BOOKS
ROVIEW OF PERIODICALS

---

ADRES REDAKCJI I ADMINISTRACJI: KATOWICE, UL. STAWOWA 19, TEL. 324-44/45  
KOLPORTAŻ: PPK „RUCH”, KATOWICE, UL. 3 MAJA 23, TEL. 317-75

---

WARUNKI PRENUMERATY: ABONAMENT: OPLATA NORMALNA ROCZNIE 108,— ZŁ.

---

KONTO PKO KATOWICE III 12000/110. CENA ZESZYTU POJEDYNCZEGO 9,— zł

---

Format A4. Obj. ark. druk. 5 + wkładka. Nakład 2000 egz.

Papier. druk. sat. kl. V, 61×86, 60 g/m<sup>2</sup>

Numer zamówienia 413 z dnia 15. I. 52 r. Druk ukończono 28. II. 52 r.

Drukarnia: Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa”, Katowice, ul. Sobieskiego 11.

R-3-10046

Inż. EDWARD TERLECKI

KD 669. 14. 018:621. 785:621. 944. 008

## Nowe poglądy na sposób nagrzewania stali do przeróbki plastycznej<sup>1</sup>

*Niewłaściwość dotychczasowych metod nagrzewania wlewków. — Podział stali na grupy w zależności od wymaganych warunków nagrzewania. — Możliwość przyspieszenia nagrzewania i sposoby realizacji. — Zmodyfikowany wzór Dobrochotowa i wyniki. — Korzyści nowej metody nagrzewania.*

Już w 1937 r. autor doszedł do przekonania, że niektóre gatunki stali stopowych, a mianowicie stale austenityczne, można ogrzewać znacznie szybciej niż to było praktykowane. Dalsze obserwacje i próby wykazały, że dotyczy to również i stali ferrytycznych. Z czasem autor przekonał się, że jeżeli chodzi o szybkość nagrzewania, wszystkie gatunki produkowanych obecnie stali można podzielić na 3 grupy:

Grupa A: Stale węglowe od najniższych zawartości węgla do około 0,85 ‰.  
Stale nisko i średniostopowe do nagrzewania do około 0,20 ‰ C.

Stale wysokostopowe ferrytyczne i austenityczne (jednofazowe).

Stale nierdzewne o zawartości węgla do około 0,25 ‰.

Grupa B. Stale węglowe o zawartości ponad 0,85 ‰ C.

Stale narzędziowe niskostopowe.

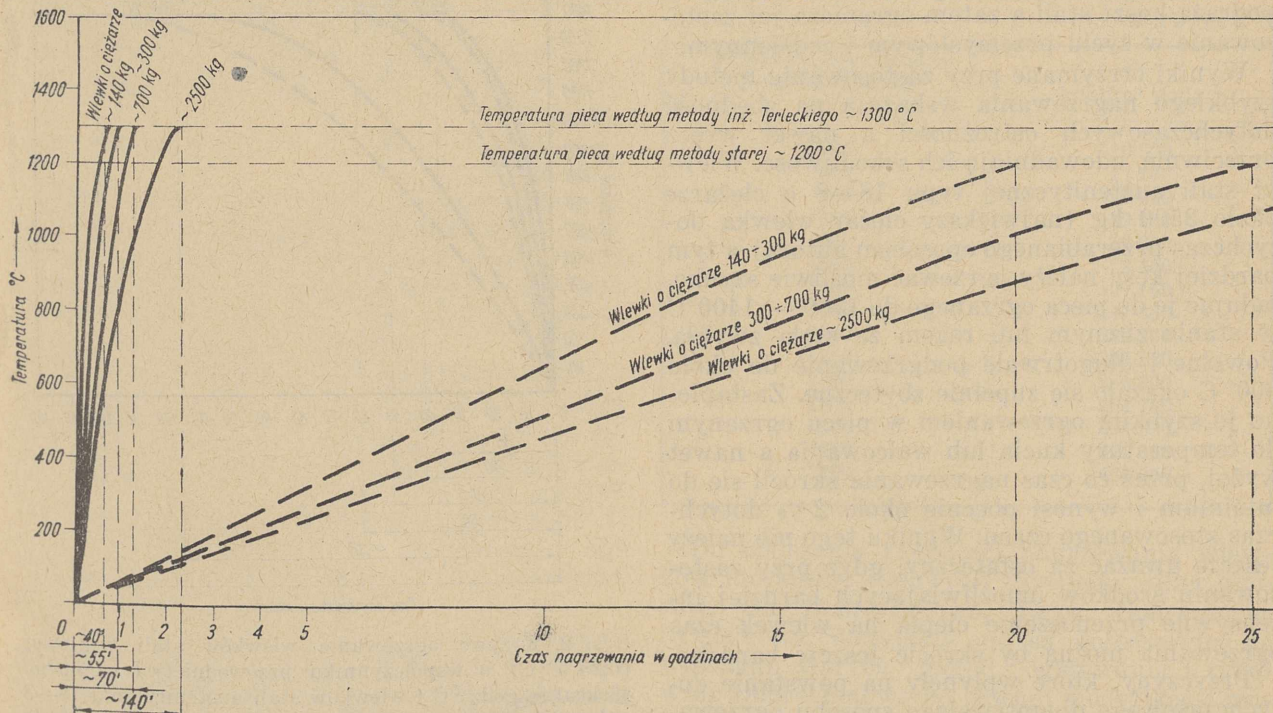
Stale stopowe konstrukcyjne (>0,3 ‰ C).

Grupa C. Stale narzędziowe wysokostopowe. Stale szybko tnące.

Stale nierdzewne o zawartości węgla ponad 0,25 ‰.

Grupy te wymagają odmiennego traktowania przy nagrzewaniu, lecz biorąc ogólnie, dla wszystkich grup czasy nagrzewania mogą być po-

<sup>1</sup> Referat wygłoszony dn. 12. 9. 51 r. na zebraniu koła SITPH przy hucie Batory.



Rys. Krzywe nagrzewania wlewków (140, 300, 600 i 2500kg) stali kwasoodpornej typu 18—8 według starej metody (linia przerywana) i według metody autora (linia ciągła)

ważnie skrócone. Ponieważ spostrzeżenia i próby autora dotyczyły początkowo stali jednofazowych, a zostały uogólnione dopiero później — zagadnienia są przedstawione w tej samej kolejności.

Przy ustalaniu warunków ogrzewania wlewków i kęsów stali austenitycznych i ferrytycznych preceniano dotychczas wpływ niskiego współczynnika przewodnictwa cieplnego przy temperaturach  $> 900^{\circ}\text{C}$  na konieczny czas ogrzewania.

Z tego powodu proces nagrzewania rozkładano na 2 operacje:

1. powolne podgrzewanie do temperatury około  $800^{\circ}\text{C}$ ,
2. szybkie dogrzanie do temperatury kucia około  $1150^{\circ}\text{C}$  z długim wygrzewaniem przy tej temperaturze.

Temperatury kucia były, zdaniem autora, za niskie. Np. dla stali typu 18—8 stosowano 1100 do  $1150^{\circ}\text{C}$  zamiast 1280 do  $1350^{\circ}\text{C}$ .

Wygrzewanie wlewków w powyższych warunkach potęguje niekorzystny wpływ atmosfery pieca na wlewek oraz stwarza możliwość wielokrotnej zmiany warunków nagrzewania, co w rezultacie daje nieraz materiał źle nagrany a stąd niepowodzenia przy kuciu lub walcowaniu. Dla uniknięcia trudności przedłużano jeszcze okres nagrzewania a kucie rozkładano na szereg operacji stosując kilkakrotne ogrzewanie międzyoperacyjne. Czas nagrzewania wlewka o ciężarze około 160 kg stali 18—8 wynosił w tych warunkach od 16 do 25 godzin, podczas gdy według autora czas nagrzewania winien wynosić 35 do 45 min. (porównaj rys. 1).

Takie ostrożności stosuje się jeszcze dotychczas w krajach wysoce uprzemysłowionych, co podraża koszt stali a zatem ogranicza jej zastosowanie w życiu przemysłowym i codziennym.

Wyniki otrzymane przy zastosowaniu metody szybkiego nagrzewania wskazują na zbędność dotychczasowych ostrożności a nawet wręcz przeciwnie, udowadniają ich szkodliwość. Wlewki stali austenitycznej typu 18—8 o ciężarze około 3500 kg (największy ciężar wlewka dotychczas przerabianego sposobem autora) a tym bardziej kęsy należy ogrzewać możliwie szybko, ładując je do pieca ogrzanego do  $1300 - 1400^{\circ}\text{C}$  w stanie zimnym lub razem ze stalą zwykłą. Powolne i długotrwałe podgrzewanie do około  $800^{\circ}\text{C}$  okazało się zupełnie zbyteczne. Zastąpiono je szybkim ogrzewaniem w piecu ogrzanym do temperatury kucia lub walcowania a nawet wyżej, przez co czas nagrzewania skrócił się do minimum i wynosi obecnie około 2% dotychczas stosowanego czasu. Wyniku tego nie należy jeszcze uważać za ostateczny, gdyż przy zastosowaniu środków umożliwiających bardziej intensywne przenoszenie ciepła na wlewek czas ogrzewania można by skrócić jeszcze bardziej.

Przyczyny, które wpłynęły na powstanie dotychczasowego długotrwałego sposobu ogrzewania tych stali w świetle dzisiejszej wiedzy są następujące:

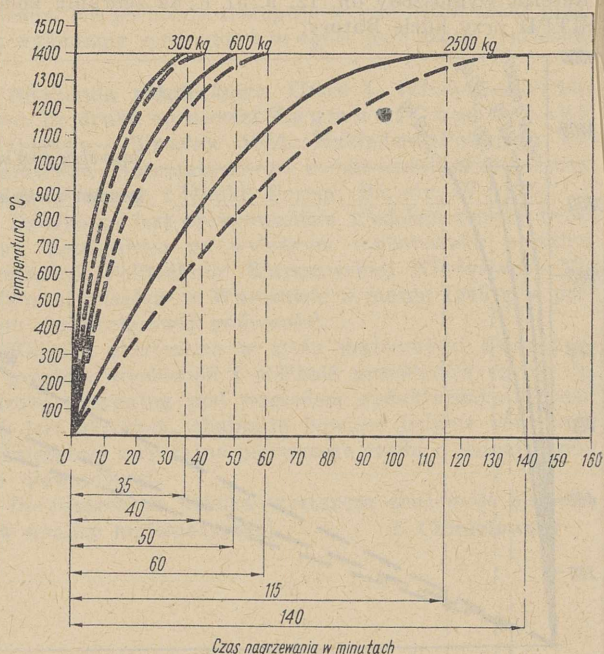
Wielkość współczynnika przewodnictwa cieplnego jest zbadana dotychczas tylko do  $900^{\circ}\text{C}$  powyżej zaś tej temperatury dokładnych danych dla wszystkich stali nie posiadamy. Wiemy tylko, że współczynnik ten dla stali stopowej w zakresie od 0 do  $900^{\circ}\text{C}$  wzrasta dwukrotnie, a dla stali węglowej dwukrotnie maleje. Wyniki autora zdają się potwierdzać, iż współczynniki przewodnictwa cieplnego dla stali wysokostopowych i węglowych ponad  $1000^{\circ}\text{C}$  nie różnią się znacznie od siebie, a w każdym razie roli decydującej nie odgrywają.

Trudniej wyjaśnić co wpłynęło na powstanie obawy przed pękaniem stali austenitycznych, ferrytycznych i stali węglowych podczas ich szybkiego ogrzewania. Biorąc pod uwagę własności plastyczne, szczególnie stali austenitycznych, dojdziemy do wniosku, iż stale te są najmniej skłonne do pękania przy niskich temperaturach.

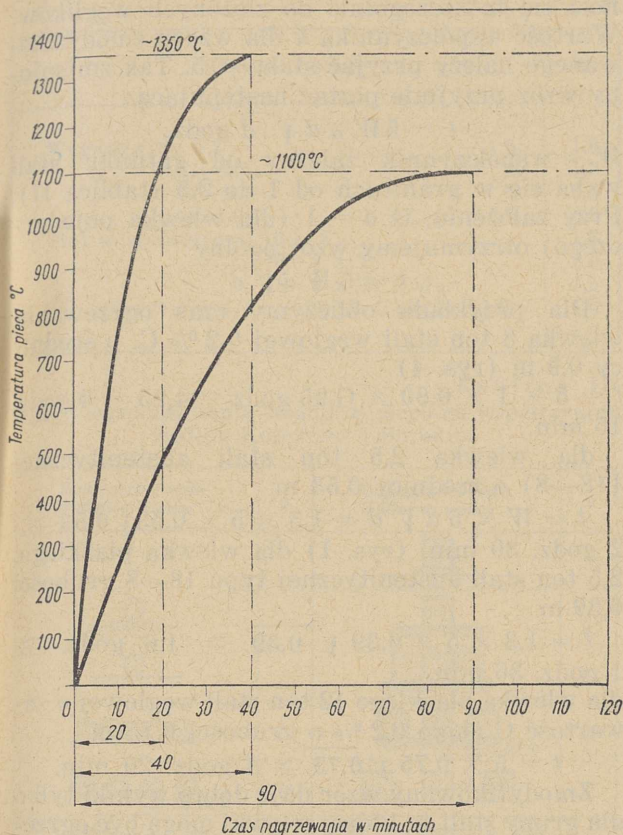
Ciągłość ich przy niskich temperaturach jest tak wysoka, iż właśnie one nadają się do szybkiego ogrzewania.

Zdaniem autora bezpośrednią przyczyną przekonania o konieczności długiego ogrzewania stanowi zaniedbanie pomiaru temperatur nagrzewania. Obecnie jeszcze zdarza się, że raz się wlewków nie dogrzewa, a drugi przegrzewa, co daje niespodzianki w postaci pęknięć itp.

Przykładem wyjaśniającym jak mały wpływ na czas ogrzewania ma współczynnik przewodnictwa cieplnego  $\lambda$  jest czas nagrzewania wlewków o tych samych wymiarach lecz o różnych współczynnikach przewodnictwa cieplnego. Ogrzewając w tych samych warunkach, tzn. kładąc do pieca o temperaturze około  $1400^{\circ}\text{C}$



Rys. 2. Krzywe ogrzewania wlewków stali węglowej (0,25% C) o współczynniku przewodnictwa cieplnego 45 kcal/m<sup>2</sup> godz<sup>-1</sup> °C i wlewków stali austenitycznej 18—8 o współczynniku przewodnictwa cieplnego ~ 14 kcal/m<sup>2</sup> godz<sup>-1</sup> °C; krzywa ciągła — stal węglowa, krzywa przerywana — stal stopowa



Rys. 3. Krzywe ogrzewania wlewków stali węglowej ~ 0,2 % C o średnicy 240 mm i ciężarze ~ 300 kg w zależności od temperatury pieca

stal węglową o zawartości około 0,25 % C, dla której współczynnik przewodnictwa cieplnego przy temperaturze pokojowej wynosi około 45 kcal/m · godz · °C i stal austenityczną typu 18—8 o współczynniku przewodnictwa cieplnego równym tylko około 14 kcal/m · godz · °C (rys. 2) otrzymujemy następujące dane:

Dla wlewków 300 kg, 600 kg i 2500 kg  
 Czas nagrzewania 35' 50' i 115' stal  
 węglowa  
 Czas nagrzewania 40' 60' i 140' stal  
 austenityczna

Gdyby czasy nagrzewania przyjąć opierając się tylko na współczynniku przewodnictwa cieplnego dla stali austenitycznej, który wynosi tylko 14 kcal/m · godz · °C, czasy ogrzewania dla tych wlewków wynosiłyby 110', 155' i 360' a są w rzeczywistości 3-krotnie mniejsze.

Drugim przykładem jest porównanie czasów nagrzewania dwóch identycznych wlewków stali węglowej (0,2 % C) o ciężarze około 300 kg załadowanych do pieców o różnych temperaturach: 1350 i 1100 °C (rys. 3). Pierwszy wlewek włożony do pieca o temperaturze około 1350 °C osiągnie temperaturę pieca w przeciągu 40' a drugi załadowany do pieca o temperaturze 1100 °C dopiero po 90'.

Wydaje się to na pozór nieprawdopodobne, jest to jednak fakt znany ogólnie, który wyjaśnia nam jednocześnie, iż czas ogrzewania jest zależny przede wszystkim od intensywności przenoszenia ciepła ze środowiska ogrzewają-

cego na powierzchnię ogrzewaną (wlewek). Dalsze przejście ciepła w głąb wlewka zależy w decydującym stopniu tylko od różnicy temperatur powierzchni i wnętrza, czyli od spadku temperatur.

Głównym czynnikiem przenoszącym ciepło w piecach płomiennych jest promieniowanie, które jest tym intensywniejsze, im temperatura ośrodka promieniującego jest wyższa. Jest ono proporcjonalne do czwartej potęgi jego temperatury bezwzględnej (prawo Stefana-Boltzmann).

Wziąwszy pod uwagę, iż w piecu płomiennym ilość ciepła przenoszona na powierzchnię ogrzewanego przedmiotu za pośrednictwem promieniowania wynosi przeszło 90 % i tylko około 10 % pozostaje na konwekcję, widzimy, że czynnik ten wpływa decydująco na prędkość nagrzewania, a ponieważ jak wspomniałem intensywność promieniowania zależy od wysokości temperatury bezwzględnej, staje się jasne jak wielką rolę odgrywa możliwość stosowania wysokich temperatur podczas nagrzewania i dlatego w piecu o temperaturze 1400 °C nagrzej się wlewek do temperatury 1400 °C dwa razy prędzej niż wlewek nagrzewany w piecu o temperaturze 1100 °C nagrzej się do 1100 °C.

Dla zilustrowania obliczono posługując się wzorem Stefana-Boltzmann ilość ciepła Q jaka zostaje przeniesiona przez promieniowanie na 1 m<sup>2</sup> powierzchni ogrzewanej w zależności od temperatury ośrodka promieniującego przy założeniu, że temperatura nagrzewanej powierzchni wynosi 20 °C.

Wyniki przedstawia tablica I. Widzimy, że wzrost temperatury pieca od 1100 °C do 1400 °C powiększa przeszło dwukrotnie ilość promieniowanego ciepła.

Tablica I

Temperatura ośrodka promieniującego °C	Q kcal/m <sup>2</sup> godz
500	10 800
600	17 100
700	26 600
800	39 900
900	56 800
1000	78 400
1100	107 160
1200	141 360
1300	184 260
1350	205 560
1400	235 300
1450	264 100
1500	297 600
1600	372 000
1700	456 000

Do obliczania prędkości nagrzewania wlewków lub kęsów stalowych stosujemy kilka wzorów, jak Dobrochotowa, Tajca, Gołowanowa i Cziżikowa. Wszystkie one są dostosowane do wymagań starych metod ogrzewania i tylko wzór Dobrochotowa po pewnej modyfikacji może być stosowany przy nowoczesnym skróconym sposobie ogrzewania.

Wzór ten ma postać następującą:

$$t = \alpha k d \sqrt{d} \text{ w godzinach}$$

gdzie:

- $t$  — czas w godzinach
- $\alpha$  — współczynnik rozmieszczenia wsadu w piecu (tablica III)
- $d$  — średnica pręta okrągłego lub bok kwadratu w m
- $k$  — współczynnik równy 10 (stal węglowa do 0,4% C) lub 20 (stal węglowa ponad 0,4% C i stopowa).

Wzór zakłada, iż ogrzewanie odbywa się dwustopniowo, to znaczy od 0 do 850° i od 850° do 1200°. Dla stali węglowej poniżej 0,4% C czas nagrzewania od 0 do 850° C jest równy czasowi nagrzewania od 850 do 1200° C tak, że dla wlewków pojedynczych czas ogólny  $t = t_1 + t_2 = 5 d \sqrt{d} + 5 d \sqrt{d} = 10 d \sqrt{d}$ . Dla stali stopowej  $t_1 \neq t_2$  i czas ogólny jest równy  $t = t_1 + t_2 = 13,3 d \sqrt{d} + 6,7 d \sqrt{d} = 20 d \sqrt{d}$  (dla wlewka pojedynczego gdy  $\alpha = 1$ ).

Wzór powyższy, choć powszechnie stosowany i najodpowiedniejszy, przy nowoczesnym szybkim nagrzewaniu nie daje należytych wyników i wymaga poprawki, polegającej na zmianie współczynnika  $k$  i wprowadzeniu dodatkowego współczynnika wygrzania  $W$ .

Współczynnik  $W$ , czyli współczynnik wytrzymałości wlewka czy kęsa przy temperaturze kucia lub walcowania, zależy od składu chemicznego stali. Jest on tym większy, im trudniej rozpuszczają się przy nagrzewaniu fazy wydzielane z roztworu stałego podczas chłodzenia. Od-

nosi się to szczególnie do złożonych węglików. Wartość współczynnika  $k$  dla wzoru zmodyfikowanego należy przyjąć stałą = 5. Tak zmieniony wzór przyjmie postać następującą:

$$t = 5 W \alpha d \sqrt{d} \text{ godz.}$$

$W$  = współczynnik zależny od gatunku stali waha się w granicach od 1 do 2,5 (tablica II). Przy założeniu, iż  $\alpha = 1$  (dla wlewka pojedynczego) otrzymujemy wzór ogólny:

$$t = 5 W d \sqrt{d}$$

Dla przykładu obliczymy czas ogrzewania wlewka 8 ton stali węglowej 0,2% C, o średnicy 0,9 m (rys. 4)

$$t = 5 \times 1 \times 0,90 \times 0,95 \text{ godz} = 4,25 = 4 \text{ godz. } 15 \text{ min.}$$

dla wlewka 2,5 ton stali austenitycznej (18—8) o średnicy 0,53 m

$$t = W \times 5 d \sqrt{d} = 1,3 \times 5 \times 0,53 \sqrt{0,53} \cong 2 \text{ godz. } 30 \text{ min. (rys. 1)}$$

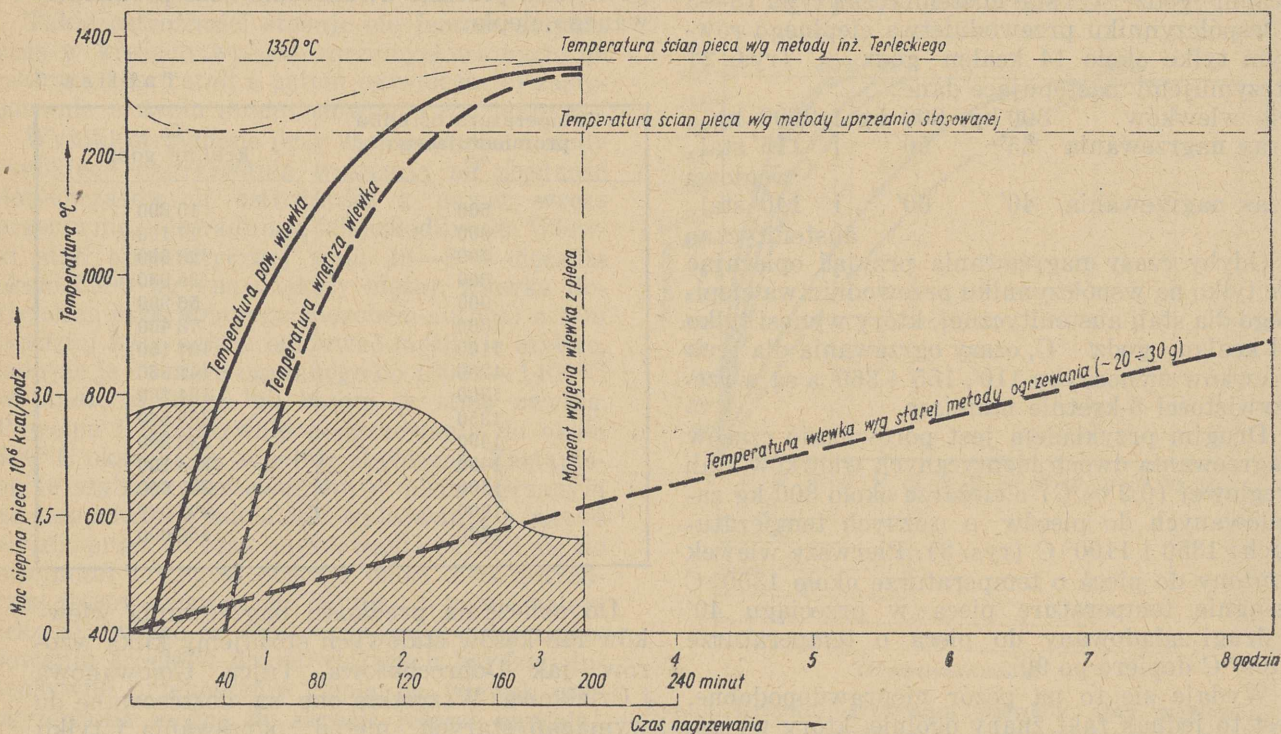
dla wlewka płaskiego, 2,5 ton stali austenitycznej typu 18—8 grubości 0,39 m

$$t = 1,3 \times 5 \times 0,39 \sqrt{0,39} \cong 1,6 \text{ godz. } \cong 1 \text{ godz. } 36 \text{ min.}$$

dla wlewka płaskiego 12 ton stali węglowej o zawartości C około 0,2% o grubości 0,75 m

$$t = 5 \times 0,75 \sqrt{0,75} \cong 3 \text{ godz. } 20 \text{ min.}$$

Zmodyfikowany wzór daje dobre wyniki tylko dla grupy stali A, której wlewki mogą być ogrzewane metodą skróconą, to znaczy bezpośrednio ładowane w stanie zimnym do pieca ogrzanego do temperatury około 1350° C lub przy ładowaniu wlewków do pieca ogrzanego powyżej temperatury kucia z tym, iż w momencie dojścia powierzchni wlewka do temperatury kucia temperatura pieca obniża się lub wlewek prze-



Rys. 4. Wykres ogrzewania wlewka 8 ton stali węglowej (~ 0,25% C) metodą przyspieszoną na tle metody dotychczasowej. Moc cieplna pieca ~ 3 000 000 kcal/godz

Tablica II

Gatunki stali	W
Węglowa do 0,2	1,0
„ 0,21—0,5	1,2
„ 0,52—0,7	1,5
„ ponad 0,8	2,0
Stal austenityczna 18—8	1,3
„ „ 18—8 z Ti	2,0
„ „ 18—8 z Ti i Mo	2,5
„ ferrytyczna (Cr = 25 % C około 0,2 %)	1,0

Tablica III

Wpływ rozmieszczania wsadu w piecu na współczynnik według Kopytowa i Sorokina

Rozmieszczenie kęsów (i wlewków) w piecu	$\alpha$	Rozmieszczenie kęsów (i wlewków) w piecu	$\alpha$
	1		1
	1		1,4
	2		4
	14		22
	13		2
			18

suwa się do strefy, w której panuje temperatura nie zagrażająca spalaniem wlewka, a odpowiadająca końcowemu nagrzewaniu wlewka.

Dla wlewków ze stali grupy C, dla których musi być stosowane stosunkowo powolne nagrzewanie, gdy w piecu na początku panuje temperatura 600 do 800° C, a końcowa wynosi naj-

wyżej 1100 do 1220° C — intensywność przeniesienia ciepła jest znacznie mniejsza, a tym samym czas nagrzewania wlewka staje się dłuższy. Jeżeli do powyższego dodamy jeszcze, iż współczynnik wygrzania  $W$  dla tych gatunków stali (ledyburytyczne) jest kilkakrotnie wyższy (około 2,5) niż zdarza się to przy stali węglowej o zawartości około 0,2% C, zrozumiałe stanie się iż dla stali grupy C, np. stali szybkoznęcej kobaltowej (SK10) czy też wysokostopowej narzędziowej (NC11) czasy będą znacznie dłuższe. Dlatego chcąc w tym wypadku korzystać ze zmodyfikowanego wzoru Dobrochotowa należy do niego wprowadzić jeszcze dodatkowy współczynnik  $S$  o wartości 2 do 6. W tym wypadku wzór ten przyjmie następującą postać:

$$t = S \times W \times 5 \times d \sqrt{d}$$

Dla wlewków stali SK10 i NC11 o ciężarze 140 i 600 kg (średnice 0,18 i 0,30 m) czasy nagrzewania będą następujące:

$$t_1 = 6 \times 2,5 \times 5 \times 0,18 \times 0,42 \cong 5 \text{ godz.}$$

40 min. (porównaj rys. 5)

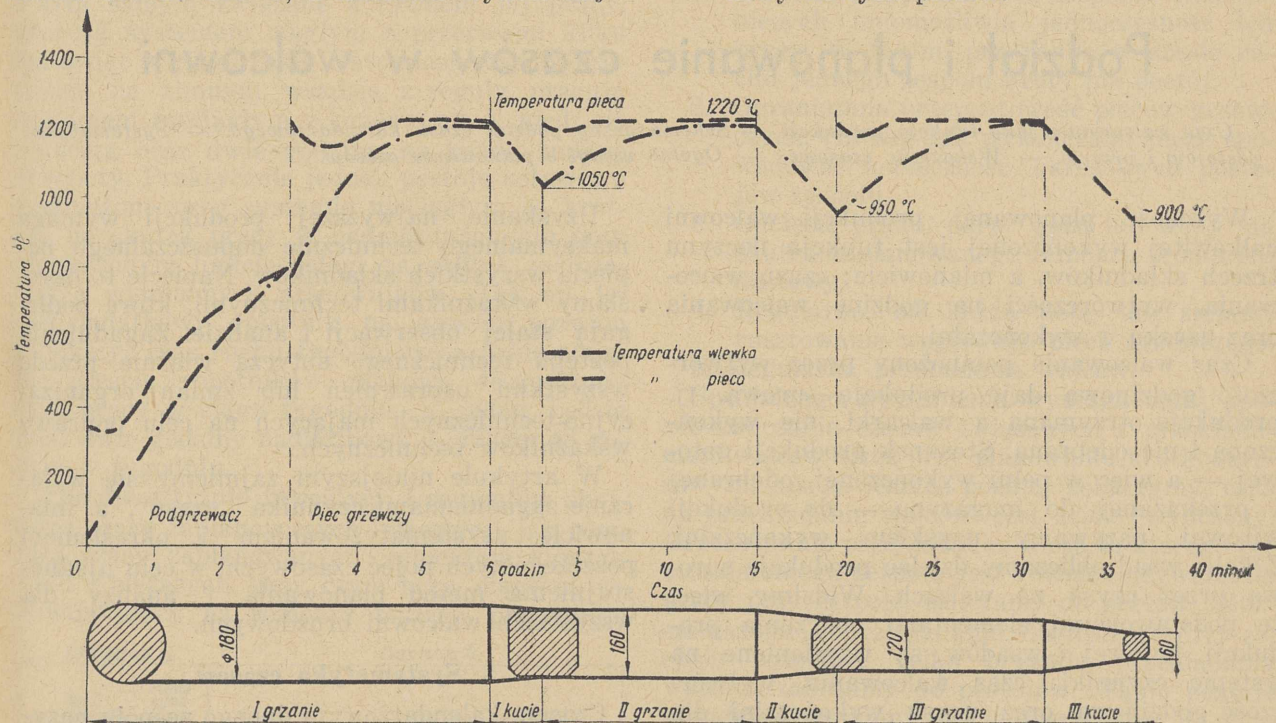
$$t_2 = 6 \times 2,5 \times 5 \times 0,30 \times 0,45 \cong 12 \text{ godz.}$$

Dla tych samych wlewków stali SW18 czasy te wynoszą:  $t_1 = 5 \times 2 \times 5 \times 0,18 \times 0,43 \cong 4,5$  godz  $t_2 = 5 \times 2 \times 5 \times 0,30 \times 0,54 = 8,2$  godz.

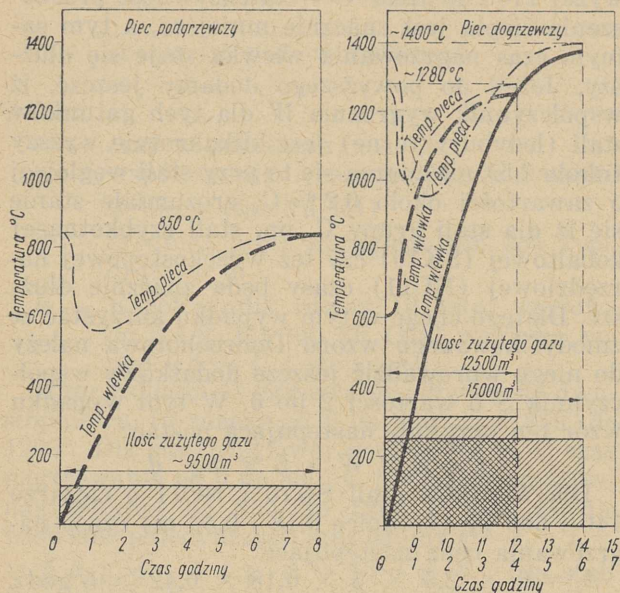
Dla zobrazowania omawianego sposobu ogrzewania i jego wyższości nad dotychczasowym, na rys. 6 przedstawiono nagrzewanie w piecach wlewków płaskich po 6 ton ze stali węglowej 0,35% C według metody dotychczasowej i metody autora. Podano również oszczędność gazu.

Sposób szybkiego ogrzewania posiada następujące zalety:

1. Umożliwia zwiększenie produkcji bez budowy nowych pieców.



Rys. 5. Schemat przebiegu ogrzewania i kucia wlewka 140 kg (średnica 180 mm) stali szybkoznęcej Gigant (0,8 % C, 20 % W, 4,5 % Cr, 1,6 % V, 16 % Co) na kęsy 60 mm



Rys. 6. Schemat przebiegu nagrzewania wsadu 6 wlewków płaskich po 6 t w piecach węglanych według sposobu dotychczasowego (linia przerywana) i skróconego według metody inż. Terleckiego (linia ciągła); Zużycie gazu przy wartości opałowej 1800 kcal/m<sup>3</sup>: 22 000 m<sup>3</sup> — metoda dotychczasowa, 15 000 m<sup>3</sup> — metoda inż. Terleckiego i 12 000 m<sup>3</sup> — przy wykorzystaniu ciepła spalin (stal węglowa 0,30 % C)

Inż. CEZARY MURSKI

K D 621. 944:658. 53

## Podział i planowanie czasów w walcowni

Czas walcowania jako funkcja produkcji. — Schematyczny podział czasu kalendarzowego. — Systematyka postojów i przerw. — Wskaźniki czasowe. — Ogólne uwagi o planowaniu czasów.

Wysokość planowanej produkcji walcowni całkowitej wykończonej jest funkcją iloczynu trzech składników, a mianowicie: czasu walcowania, wytwórczości na godzinę walcowania oraz uzysku w wykończalni.

Czas walcowania pomnożony przez wytwórczość godzinową daje produkcję surową, tj. produkcję otrzymaną z walcarki, nie wykończoną i nie odebraną. Stosunek produkcji gotowej — a więc w pełni wykończonej, odebranej i przekazanej do magazynu — do produkcji surowej nazywamy uzyskiem wykończalni. Z kolei wsad obliczamy dzieląc produkcję surową przez uzysk na walcach. Widzimy więc, że podstawowymi elementami obliczenia produkcji gotowej i wsadów są wymienione na wstępie czynniki: czas walcowania, wytwórczość godzinowa oraz uzysk wykończalni dla produkcji gotowej, a uzysk na walcach dla wsadów.

2. Jakość gotowego produktu znacznie poprawia.
3. Zmniejsza poważnie zużycie paliwa (do około 25 %).
4. Ułatwia pracę załogi.
5. Obniża koszt własny produkcji.

Omawiany sposób ogrzewania, zastosowany w niektórych hutach od połowy 1949 roku pozwolił walcować i kuć stal kwasoodporną typu 18—8 zwykłą oraz z dodatkiem Ti lub Mo + Ti w ten sam sposób jak się grzeje i walcuje zwykłe stale niskowęglowe.

Należy więc przyjąć, iż dotychczasowe sposoby ogrzewania wlewków stali tak węglowych jak i wysokostopowych były niewłaściwe i że podrażały tylko i utrudniały produkcję.

Wziąwszy pod uwagę wyniki, jakie otrzymują niektóre nasze huty stosując nowy sposób ogrzewania, należy dążyć do rozszerzenia jego zastosowania we wszystkich hutach, tam gdzie on się da zastosować bez zmiany konstrukcji posiadanych pieców, a tam gdzie tych warunków nie ma, należy je jak najprędzej stworzyć.

### Literatura

1. N. N. Dobrochotow. Skorost' nagriewa stalnych slitkow i zagotowok, NIIMASZ, nr 8, 1933.
2. N. Ju. Tajc. Tiechnologia nagriewa stali, Miałurgizdat 1950.
3. S. C. Gołowanow. Nagriewanie stali dla obrabotki dawlaniem „Stal“ nr 1, 1949.
4. Ju. M. Cziżikow. Prokatka i kowka wysokolegirowanych stali. Miałurgizdat 1941.

Uzyskanie najwyższej produkcji wymaga maksymalnego technicznie dopuszczalnego napięcia wszystkich składników. Napięcie to określamy wskaźnikami technicznymi, które podlegają stałej obserwacji i analizie. Zagadnienia postępu technicznego dotyczą właśnie przede wszystkim usprawnień lub zmian organizacyjno-technicznych mających na celu poprawę wskaźników technicznych.

W artykule niniejszym zajmujemy się wyłącznie zagadnieniami czynnika „czasu“, a mianowicie usystematyzowaniem i określeniem poszczególnych pojęć czasowych, w celu ujednostajnienia metod planowania i analizy dla wszystkich walcowni bruzdowych.

### Systematyka czasów

Czasem kalendarzowym danego zespołu nazywamy czas od chwili jego uruchomienia do chwili jego demontażu. Mówiąc o czasie kalenda-



rzowym w pewnym okresie, mamy na myśli czas równy pełnej liczby dni w danym okresie, pomnożonej przez 24 godziny. Na przykład: czas kalendarzowy w 1951 r. będzie odpowiadał 365 dniom po 24 godziny, tj. 8760 h, a w lutym — 28 dniom po 24 h, tj. 672 h. Czas kalendarzowy odnosimy do klatek gotowych.

W przypadku walcowni bruzdowych ilość klatek gotowych jest równoznaczna z ilością zespołów, natomiast jeśli chodzi o walcownie blach cienkich, czas kalendarzowy pomnożony jest przez liczbę klatek gotowych, ponieważ zespół walcowniczy tych walcowni składa się z klatki wstępnej i zazwyczaj dwu klatek gotowych, produkujących równolegle.

Czas kalendarzowy (rys. 1) dzielimy na czas postoju i czas ruchu. Powyższe wyrazić możemy wzorem

$$C_k = C_p + C_r$$

gdzie

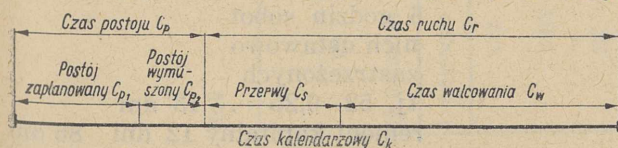
- $C_k$  — czas kalendarzowy,
- $C_p$  — czas postoju,
- $C_r$  — czas ruchu.

Czasem postoju nazywamy czas, w którym nie przewiduje się walcowania, a tym samym nie ma załogi walcowni. Część tego czasu jest z góry zaplanowana ( $C_{p1}$ ) i obejmuje (por. tablicę I):

1. postoje z tytułu ustawowo zastrzeżonego odpoczynku,
2. postoje z tytułu inwestycji i remontów,
3. postoje międzymianowe.

Postoje ustawowo zastrzeżone zależą od przyjętego systemu pracy. Na ogół zespoły, korzystające z gorącego wsadu ze stalowni i tym samym związane z rytmem jej pracy, pracują systemem ciągłym z przerwami kilku dni świąt w ciągu roku. Natomiast zespoły pracujące na zimnym wsadzie, z reguły pracują systemem nieciągłym z przerwami w niedzielę i święta oraz dwie godziny na każdą zmianę w soboty. Praktycznie jednak postoje ustawowo zastrzeżone przy systemie nieciągłym są krótsze na skutek pracy w nadgodzinach lub przy zwiększonym limicie załogi na skutek zastosowania wymiennych pracowników. Tak np. jeden dodatkowy robotnik na sześciu pozwala zwiększyć czas ruchu tygodniowo o jedną zmianę: sześciu robotników zachowa 46-godzinny czas pracy w ciągu tygodnia, a jeden będzie miał dwie godziny nadliczbowo — razem 48 godzin w tygodniu.

Postoje z tytułu inwestycji i remontów obejmują czasy zaplanowanych inwestycji jak również czasy zaplanowanych remontów kapitalnych i bieżących, przy czym przy ciągłym systemie pracy na remonty bieżące przewiduje



Rys. 1. Schemat podziału czasu kalendarzowego

się dwa, a niekiedy trzy dni w miesiącu, zależnie od stanu urządzeń, natomiast przy ruchu nieciągłym remonty bieżące przeprowadza się w każdą niedzielę. Przy planowaniu długookresowym czasy remontów kapitalnych, dużych, średnich lub małych ustala się na podstawie norm czasowych, opracowanych dla poszczególnych remontów danego zespołu; przy planowaniu krótkookresowym czasy te ustala się na podstawie szczegółowych harmonogramów robót. Pamiętać należy, że prace inwestycyjne oraz kapitalne lub bieżące remonty powinny być ściśle opracowane w czasie i zharmonizowane z dostawą części wymiennych, postojem urządzeń współpracujących i możliwościami wykonawczyimi. Remonty urządzeń współpracujących należy łączyć w taki sposób, aby nie dopuścić do powtórnego postoju tego samego zespołu, a remonty zespołów oddzielnie pracujących należy podzielić, celem zagwarantowania terminowego wykonania części wymiennych oraz dokładnego i szybkiego wykonania remontu.

Postoje związane z inwestycjami i remontami pokrywają się zazwyczaj w części z czasami postojów ustawowo zastrzeżonych. W takich przypadkach czas postoju związany z inwestycją lub remontami należy w planie i w statystyce wykazać w całości, pomniejszając odpowiednio czas postoju ustawowo zastrzeżonego.

Postoje międzymianowe obejmują nie tylko postoje pełnozmiannowe, związane z ruchem jedno- lub dwuzmiannowym, tzw. beczynność, lecz również i postoje kilkugodzinne, uzasadnione względami technicznymi lub organizacyjnymi. Na przykład:

1. Wspólny napęd dla dwu zespołów walcowniczych uniemożliwia jednoczesność ich pracy. W takim przypadku w czasie ruchu jednego zespołu drugi ma postój.
2. Ograniczona przepustowość pieców grzewczych, chłodni lub wykończalni może spowodować konieczność okresowych postojów zespołu.
3. Odcięcie prądu, pary, gazu lub wody na skutek zaplanowanego remontu źródła ich dostawy.
4. Regularne, na każdą dobę lub zmianę, rusztowanie węglowego pieca grzewczego.
5. Regularna przebudowa walców.

Specjalnego wyjaśnienia wymaga tutaj sposób zaliczania czasów związanych z przekładaniem walców. Otóż przy planowaniu krótkookresowym, jak to jeszcze później zobaczymy, czas na przekładanie walców jest ściśle wyliczony. Krótkotrwałe przekładanie, w czasie którego pozostała załoga zespołu jest również używana do pracy przy zespole, zaliczamy do przerw. Dłuższe natomiast przekładanie, dla których przy zespole pozostaje tylko brygada przekładania walców, zaliczamy do postojów. Takie postoje zasadniczo powinny być zaplanowane na czas postojów ustawowo zastrzeżonych lub remontów bieżących albo przy ruchu dwu- lub jednozmiannowym na czas beczynności. Przy ruchu

trójmianowym remonty zaplanowane na czas poza czasem ustawowo zastrzeżonym lub remontami bieżącymi, zaliczamy do postojów technicznie uzasadnionych.

Podkreślić tutaj należy, że do przerw lub postojów zaliczamy tylko takie przekładania walców, które uniemożliwiają wyzyskanie pozostałych klatek do dalszego walcowania.

Jak widzimy więc, planując postoje związane z przebudową walców, włączamy je do postojów spowodowanych innymi przyczynami, lecz w statystyce czasów, w celu ściślejszej ich analizy, wydzielamy liczbę przebudowanych klatek i czas z tym związany (por. tablicę I).

Wszystkie postoje międzymianowe, a w szczególności technicznie i organizacyjnie uzasadnione, wynikające z niezharmonizowania przepustowości pieców grzewczych, wykończalni i składów z wytwórczością zespołu, jak również czasy przekładania walców, powinny być stale i szczegółowo analizowane. Wnioski, w ramach postępu technicznego i mechanizacji, powinny zdążać do maksymalnego ich ograniczenia lub całkowitego zlikwidowania.

Oprócz dotychczas omówionych postojów planowanych powstają tzw. postoje wymuszone ( $C_{p.}$ ), spowodowane awariami, niemożliwością skompletowania załogi lub długotrwałą przerwą w dostawie wsadu, prądu, gazu itp. (por. tablicę I). Postoje wymuszone powinny być w statystyce czasów oddzielnie wykazywane.

Postoje te — w odróżnieniu od przerw — są tak długie, że można przesuwać czas ruchu na okres zaplanowanego postoju. Istotną cechą postojów jest to, że robotnikogodziny nie obciążają w tym okresie czasu ruchu, a więc załoga nie pozostaje na stanowiskach walcowniczych. Ponieważ zaś na okres postojów wymuszonych, jako postojów nie planowanych, płace zostały przewidziane, dlatego postoje te należy wyrównać czasem ruchu w granicach zaplanowanego funduszu płac, skracając odpowiednio inne postoje, np. zaplanowane postoje międzymianowe lub postoje ustawowo zastrzeżone. W razie niemożliwości takiego wyrównania ponosimy stratę produkcyjną, stanowiącą iloczyn czasu postoju wymuszonego, pomnożonego przez średni współczynnik wyzyskania czasu ruchu w danym miesiącu oraz przez średnią wydajność na godzinę czasu walcowania dla danego asortymentu. Jak widzimy, postoje wymuszone są specjalnie niebezpieczne, jeśli chodzi o wykonanie planu. Dlatego też statystyczno-techniczna analiza częstotliwości przyczyn ich powstawania nabiera szczególnej wagi. Wyprowadzone wnioski powinny być podstawą do opracowywania planów modernizacji, małej mechanizacji i remontów. Częstość postojów wymuszonych można wyzykskać do wykonania zaplanowanych na późniejszy okres remontów bieżących lub postojów technicznie uzasadnionych. W takich przypadkach w statystyce czasów (por. tablicę I) do postojów wymuszonych zaliczamy tylko różnicę między czasem postoju wymuszonego a zapla-

nowanego. Łącząc postoje wymuszone z zaplanowanymi zmniejszamy sumę rzeczywistych postojów.

Suma postojów odjęta od czasu kalendarzowego daje tzw. czas ruchu ( $C_r$ ). Przy planowaniu przez sumę postojów rozumiemy tylko sumę postojów planowanych. Postoje wymuszone, jako awaryjne, występują tylko w statystyce czasów (por. tablicę I); przy planowaniu nie bierze się ich pod uwagę.

Czas ruchu ściśle wyliczony i zaplanowany jest jednym z podstawowych wyników do obliczenia funduszu płac, w tym bowiem czasie pełna załoga walcowni jest gotowa do walcowania. Niezależnie od tego czas ruchu jest punktem wyjścia do obliczenia wysokości produkcji oraz czynnikiem charakteryzującym stopień wyzyskania zespołu. Dlatego też czas ten z jednej strony powinien być wnikliwie i dokładnie ustalony, z drugiej strony powinien być ściśle analizowany i kontrolowany. W tym celu posługujemy się tzw. współczynnikiem wyzyskania czasu kalendarzowego, wyprowadzonym jako iloraz czasu ruchu przez czas kalendarzowy,

$$\text{a więc } \frac{C}{C_k}$$

Według danych radzieckich (Zaroszczyński, Prokatka stali, str. 47) stopień wyzyskania czasu kalendarzowego ustala się dla dwu systemów pracy:

a. Ruch ciągły

Czas kalendarzowy	365 dni
Postoje: dni rewolucyjne	6 dni
coroczny kapitalny remont	15 dni
remonty bieżące (2 dni w miesiącu)	24 dni 45 dni
Czas ruchu	320 dni

Współczynnik wyzyskania czasu kalendarzowego wynosi zatem  $\frac{320}{365} = 0,875$ .

b. Ruch nieciągły:

Czas kalendarzowy	365 dni
Postoje: dni rewolucyjne	6 dni
cotygodniowe wolne dni	52 dni
remont kapitalny	7 dni 65 dni
Czas ruchu	300 dni

A zatem współczynnik wyzyskania czasu kalendarzowego wynosi  $\frac{300}{365} = 0,822$

W Polsce, z wyjątkiem zgniataczy, z zasady stosujemy ruch nieciągły:

Czas kalendarzowy	365 dni
Postoje: święta państwowe i kościelne	61 dni
6 godzin sobotnich ustawowo zastrzeżonych	tj. 52 · 0,25 = 13 dni
remont kapitalny	12 dni 86 dni
Czas ruchu	279 dni



St

trój  
poza  
mon  
tech  
Po  
stoj  
ców,  
stał  
Ja  
z pr  
spoy  
w st  
lizey,  
i cza  
W  
góln  
ne,  
stov  
dów  
prze  
gólc  
pu  
żać  
kow  
O  
now  
(Cp  
sko  
wą  
blic  
w s  
F  
tak  
mie  
okr  
sto  
żaj  
nie  
Por  
jak  
prz  
rów  
neg  
pos  
nov  
nie  
str  
sto  
wsj  
mie  
ne  
Jak  
nie  
Dla  
sto  
sze  
wil  
mc  
Cz  
ska  
szy  
tec  
ka  
sto  
mi



Współczynnik wyzyskania czasu kalendarzowego wynosi więc teoretycznie  $\frac{279}{365} = 0,765$ ,

w praktyce jednak do czasu ruchu naszych walcowników dolicza się 12 do 24 dni świąt, a na szeregu zespołów nie uwzględnia się skróconego czasu w soboty, natomiast remonty kapitalne są nieco dłuższe, tak że współczynnik wyzyskania czasu przy ruchu trójzmianowym waha się około 0,828.

Podczas ruchu powstają częściowo zaplanowane, w większości przypadków niezaplanowane, krótkotrwałe postoje, uniemożliwiające walcowanie. Postoje takie, powstałe w czasie ruchu nazywamy przerwami. Według Riabiniki'ego „Planowanie produkcji w hucie żelaza“, w ZSRR do przerw zalicza się te „okresy czasu, podczas ruchu zespołu, w których napęd zespołu jest zatrzymany z powodu krótkotrwałej przyczyny uniemożliwiającej walcowanie lub z powodu braku gorącego wsadu, bez względu na to, czy napęd walcarki był zatrzymany czy też nie“. Wszystkie inne drobne przerwy, w czasie których napęd nie został zatrzymany, nazywa Riabiniki „przerwami ukrytymi“ i nie zalicza ich do przerw. Tym samym nie obniżają one współczynnika wyzyskania czasu ruchu, tj. stosunku czasu walcowania do czasu ruchu.

U nas przez przerwę rozumiemy każde krótkotrwałe wstrzymanie walcowania, bez względu na to, czy napęd był zatrzymany, czy nie, przerwy ukryte zaś odpowiadają czasom jałowym, zachodzącym w ciągu cyklu walcowania, a więc okresem między poszczególnymi przepustami wraz z czasem podania materiału z pieca grzewczego do pierwszego przepustu. Przerwy ukryte nie przerywają ciągłości walcowania, a więc nie obniżają współczynnika wyzyskania czasu ruchu, lecz tylko wywierają wpływ na intensywność walcowania, a tym samym na jego wydajność. Przerwy natomiast przerywają ciągłość walcowania i wskutek tego skracając czas walcowania, powodują wyraźną stratę produkcji. Z tej przyczyny przerwy powinny być szczegółowo kontrolowane i analizowane. W tym celu

należy je dokładnie opisywać. W raporcie trzeba podać: czas trwania przerwy, przyczynę jej powstania, miejsce uszkodzenia, kto i w jaki sposób usunął przeszkodę oraz skutek przerwy (stratę produkcji). Dla ułatwienia analizy oraz ujednostajnienia danych do celów porównawczych, dzielimy przerwy według omówionego niżej schematu (por. tablicę I).

„Przeгляд urządzeń“, połączony z przejmowaniem zespołu przez mistrza rozpoczynającego zmianę od mistrza kończącego zmianę. W czasie tej przerwy każdy pracownik obowiązany jest sprawdzić stan urządzeń i prawidłowość ich działania na swoim stanowisku, a w razie dostrzeżenia usterek natychmiast zgłosić je mistrzowi prowadzącemu zmianę. Dozór maszynowy przeprowadza ogólny przeгляд urządzeń i ich smarowanie. Przerwy te oblicza się na 10 do 15 minut na każdą zmianę, zależnie od stanu urządzeń. Na szeregu zespołów przerw tych się nie uwzględnia. Odbioru urządzeń dokonywa się bez przerywania pracy, kontrola zaś urządzeń i ich smarowanie odbywa się w czasie najbliższej przerwy.

„Przekładanie walców“ przeprowadzane w czasie ruchu obejmuje również nastawienie walców i próbowanie profilu. Zasadniczo przekładanie walców, jak poprzednio wspomniano, planuje się na okresy postoju. Niekiedy jednak dokończenie przekładania lub krótkotrwałe przekładania prostych złożów, a wreszcie przekładanie walców spowodowane wcześniejszym wyrobieniem się lub uszkodzeniem wykroju, muszą się odbywać w czasie ruchu, a tym samym musimy je zaliczyć do przerw.

„Zmiana wykroju“ jest również związana z nastawianiem walców i uzbrojenia oraz próbowaniem profilu. Z tego powodu wszystkie te przerwy zaliczamy do grupy „zmiana wykroju“. Podczas tych przerw należy dokonywać przeglądu urządzeń, ich smarowania, wymiany uzbrojenia walców itp.

„Odłączanie i załączanie klatek“ jako przerwy występują w przypadkach wspólnego napędu dla dwu zespołów. Nie chcąc, aby walce jednego zespołu biegły luzem, gdy na drugim walcujemy,

Wzorcowe schematy zbiorcze dla profili

Tablica II

Schemat zbiorczy dla L 90 i 100 walce nr 20 i 21, 22 i 23, 30 i 31. Rys. walców 321 620			
Profil	Ilość wykrojów	Wytrzymałość	
		1 wykroju t	całkowita t
✕ 100 x 100 x 7	1	100	100
x 9	1	110	110
x 11	1	120	120
✕ 90 x 90 x 7	1	90	90
x 9	2	110	220
x 11	1	120	120
Razem		760	

Schemat zbiorczy dla Ø 16—20 walce nr 112—114, i 115—117. Rys. walców 223 628			
Profil	Ilość wykrojów	Wytrzymałość	
		1 wykroju t	całkowita t
Ø 20,0	2	90	180
19,5	1	80	80
19,0	2	80	160
18,5	1	70	70
18,0	2	70	140
17,5	1	65	65
17,0	2	65	130
16,5	1	60	60
16,0	2	60	120
Razem		1005	

odłączamy go. Przerwy te mogą również powstawać w razie możliwości walcowania na gotowo z klatek pośrednich. W takich przypadkach walcujemy tylko na części zespołu, pozostałe zaś klatki odłączamy. Możemy wtedy swobodnie, bez większej straty produkcji, przebudowywać w nich walce, czas rozłączania i załączania jest bowiem znacznie krótszy od czasu przebudowy walców. Przerwy te, podobnie jak przy zmianach wykroju, powinny być połączone z przeglądem urządzeń i ich poprawą.

Wszystkie dotychczas omówione przerwy zasadniczo powinny być planowane. Możliwość ich skrócenia zależy od masowego charakteru produkcji, odpowiedniego skalibrowania walców, należytego zorganizowania pracy na oddziale i właściwego zaplanowania produkcji. Należy dążyć do planowania produkcji przy pełnym wyzyskaniu wszystkich wykrojów danego złożenia. Aby to było możliwe, należy dla każdego zespołu walcowni bruzdowych opracować zbiorcze schematy wykrojów obejmujące komplet profili gotowych i ich wymiarów, wytoczonych w jednym złożeniu walców oraz dopuszczalną produkcję na każdy profil przy pełnym jego wyzyskaniu. Dwa przykładowe schematy zbiorcze dla walców gotowych przedstawia tablica II.

W razie niepełnego obciążenia zamówieniami jednych profili, a nadmiernego obciążenia innych, celowe jest specjalne wytoczenie wykrojów. Mamy np. (por. tablicę II) pełne obciążenie dla  $\nabla 100 \times 100 \times 7, 9$  i  $11$  mm, natomiast dla  $\nabla 90 \times 90 \times 7$  mm obciążenie wynosi  $90$  t, dla  $\nabla 90 \times 90 \times 9$  —  $330$  ton, a dla  $\nabla 90 \times 90 \times 11$  brak obciążenia. W takich przypadkach przy przetaczaniu wykrojów należy w wykroju  $\nabla 90 \times 90 \times 11$  wytoczyć profil z ramionami grubości  $9$  mm, uzyskując w ten sposób trzy wykroje z ramionami grubości  $9$  mm, o wytrzymałości całkowitej  $330$  t. Przy następnym przetoczeniu możemy w razie potrzeby wrócić do pierwotnego profilu z ramionami grubości  $11$  mm. Poza wyżej omówionymi planowanymi przerwami spotykamy w walcowniach przerwy i o charakterze awaryjnym. I tak do „uszkodzeń na zespole“ poza typowymi uszkodzeniami zaliczamy: owinięcia, zakleszczenia, wybicie, podtoczenie wykrojów, uszkodzenia uzbrojenia walców, wymianę panewek, zerwanie mufy i łączników itp.

Przez „uszkodzenia na piecu“ rozumiemy skutki złego prowadzenia pieca, jak niedogrzanie, spalenie lub zgrzanie wsadu oraz drobne remonty pieca.

Do „uszkodzeń na nożycach i piłach“ zaliczamy również wymianę noży i pił. Czas potrzebny na tę wymianę zasadniczo planuje się stosownie do wytrzymałości powyższych elementów i norm czasowych dla ich wymiany.

„Uszkodzenia urządzeń podających“ dotyczą samotoków, przesuwaczy, stołów, kantowników i urządzeń hakowych.

„Uszkodzenia innych urządzeń“ obejmują uszkodzenia opłytozań, suwnic, chłodziń itp.

W przerwach spowodowanych brakiem prądu, pary, paliwa i wody należy podać całkowity czas przerwy w walcowaniu. W razie np. braku prądu stają również wentylatory, a więc należy również przymknąć gaz w piecach. Po przerwie w dostawie prądu nie można natychmiast podjąć walcowania, ponieważ wsad został zastudzony. Czas podgrzewania wsadu zalicza się więc również do przerwy spowodowanej brakiem prądu.

Przerwy spowodowane brakiem wsadu nie wymagają objaśnienia.

Odjąwszy przerwy od czasu ruchu otrzymamy tzw. czas walcowania ( $C_w$ ), stosunek zaś czasu walcowania do czasu ruchu nazywamy współczynnikiem wyzyskania czasu ruchu. Według danych Zaroszczyńskiego („Walcowanie stali“) współczynnik ten waha się w granicach  $0,80$  do  $0,92$ . W Polsce według obecnych danych współczynnik wyzyskania czasu ruchu waha się w większych granicach od  $0,70$  —  $0,97$ . Tak duże wahania tego wskaźnika na poszczególnych zespołach świadczą o niedostatecznym organizacyjno-technicznym opanowaniu pracy. Do najważniejszych przyczyn takiego stanu rzeczy należą: niedostateczna organizacja pracy na zespołach, złe uzbrojenie walców, niezharmonizowany rytm walcowania wskutek błędnego rozmieszczenia wykrojów i samego kalibrowania walców, niezharmonizowana przepustowość urządzeń biorących udział w cyklu produkcyjnym oraz niedostateczna konserwacja urządzeń i pobieżne wykonywanie remontów bieżących. Obydwa omówione dotychczas współczynniki: wyzyskania czasu kalendarzowego i czasu ruchu, podajemy zazwyczaj w procentach, mnożąc odpowiednie wskaźniki przez  $100$ . Wskaźniki te wystarczają do jednolitego scharakteryzowania pracy zespołu w czasie. Współczynnik wyzyskania czasu kalendarzowego mówi o intensywności wyzyskania zespołu w czasie, natomiast współczynnik wyzyskania czasu ruchu charakteryzuje sprawność zespołu, a więc stan urządzeń oraz sprawność organizacyjno-techniczną oddziału. Wreszcie iloczyn oby-

dwu wskaźników  $\left(\frac{C_r}{C_k} \cdot \frac{C_w}{C_r} = \frac{C_w}{C_k}\right)$  daje stosunek czasu walcowania do czasu kalendarzowego i umożliwia ocenę bezpośredniego wyzyskania zespołu do walcowania w czasie, czyli rzeczywistej intensywności jego obciążenia.

Wszystkie omówione rodzaje postojów, przerw i wskaźników prowadzone bieżąco należy dla ułatwienia analizy porównawczej zestawiać co miesiąc dla każdego zespołu (w walcowniach blach cienkich dla wszystkich klatek gotowych o jednakowym charakterze produkcji — razem) w arkuszu „Statystyka czasów zespołu...“ (tablica I) i uzupełniać go zestawieniem strat produkcji z powodu postojów wymuszonych.

#### Uwagi ogólne do planowania czasów

Zasadniczo odróżniamy dwa sposoby planowania czasów: pierwszy przy planowaniu długo-

okresowym, drugi przy planowaniu krótkookresowym.

W pierwszym przypadku nie znamy ilościowego zapotrzebowania poszczególnych asortymentów, istnieje zaś znany tylko z założeń. W takim przypadku postępujemy w sposób następujący: Od czasu kalendarzowego ( $C_k$ ) odejmujemy okres czasu przewidziany w planach inwestycyjnych na inwestycje lub modernizacje oraz okres przewidziany na remonty bieżące i kapitalne, według zatwierdzonych dla danego zespołu normatywów.

Czasy powyższych postojów winny być ściśle umiejscowione, należy więc podać daty ich początku i zakończenia. Od pomniejszonego w ten sposób czasu kalendarzowego — zależnie od przyjętego systemu pracy — odejmujemy pozostałe według kalendarza postoje ustawowo zastrzeżone. W pozostałej ilości dni roboczych, w razie ruchu dwuzmianowego, przeznaczamy na postoje międzyzmianowe trzecią zmianę, a w razie trójzmianowego określamy postoje technicznie uzasadnione, po czym gruntownie analizujemy możliwości ich skrócenia. Jeśli analiza da wynik pozytywny, należy w planie długookresowym oprzeć się na skróconych postojach, określając jednocześnie w planie technicznym środki umożliwiające ich skrócenie, w postaci ściśle sprecyzowanych zadań oraz terminy ich wykonania. Postojów wymuszonych jako nie planowanych nie bierzemy pod uwagę. Różnica czasu kalendarzowego i wyżej omówionych postojów planowanych daje nam czas ruchu. Następnie obliczamy czas walcowania, mnożąc czas ruchu przez współczynnik wyzyskania czasu ruchu. Współczynnik ten przyjmujemy jako skorygowany, optymalny osiągnięty w ostatnim roku. Korekta współczynnika powinna uwzględniać stan urządzeń — przed lub po modernizacji względnie kapitalnym remoncie — postęp techniczny w zakresie skrócenia przerw i zaplanowanych zmian techniczno-organizacyjnych.

Planowanie krótkookresowe różni się od planowania długookresowego dokładnością określenia postojów i poszczególnych przerw dzięki oparciu na opracowanych już planach remontów i ustalonym programie produkcji.

Punktem wyjścia jest ilościowy i asortymentowy plan państwowy. Na podstawie zamówień zebranych w schematy zbiorcze można dosyć dokładnie określić czas walcowania. Tym sposobem, dzieląc poszczególne asortymenty przez odpowiadający im uzysk wykończalni, otrzymujemy produkcję surową. Dzieląc ją przez wydajność dla każdego asortymentu, otrzymujemy czas walcowania. Zarazem ze schematów zbiorczych odczytujemy ilość przekładni walców, po czym na podstawie normatywów czasowych ustalamy czas potrzebny na przekładanie walców. Czas ten rozbijamy na postoje i przerwy. Jednocześnie, znając wytrzymałość poszczególnych wykrojów, obliczamy liczbę zmian wykrojów, a z normatywów czasowych

— czas przerw związany ze zmianą wykrojów. Analogicznie ustalamy ilość i czas odłączeń i załączeń klatek. Wreszcie z wytrzymałości urządzeń tnących obliczamy ilość zmian noży lub pił, a stąd korzystając z normatywów, czas przerw na te zmiany. Pozostałe przerwy, mające charakter awarii, określamy procentowo na podstawie ostatnich rzeczywistych danych, uwzględniając stopień polepszenia się urządzeń i założenia planu technicznego. Mając ustalony czas walcowania i czas przerw otrzymujemy z ich sumy czas ruchu.

Zaplanowanie postojów planowych nie narzęcza większych trudności. Pamiętać tutaj należy, że okresy remontów, jak również postoje z przyczyn technicznie uzasadnionych, powinny być ściśle przeanalizowane i ujęte w harmonogramie. Uwzględnić należy dynamikę i postęp techniczny.

Podsumowawszy czas ruchu i czas postojów zaplanowanych — postojów wymuszonych nie bierzemy pod uwagę — otrzymujemy czas kalendarzowy. Jeśli nie bilansuje się on z rzeczywistym czasem kalendarzowym, robimy odpowiednią poprawkę, powiększając lub zmniejszając plan produkcyjny. W razie konieczności zmniejszenia planu, należy w pierwszej kolejności zachowania wszystkich postojów i ewentualnie kosztem ich skrócenia zachować plan produkcyjny w całości. Ważne jest tutaj również ustalenie kolejności walcowania poszczególnych asortymentów.

Przy ustalaniu kolejności walcowania należy:

1. Zważać, aby schematy zbiorcze wyczerpywały wytrzymałość wszystkich wykrojów. W specjalnych przypadkach należy zarządzić wytoczenie większej ilości tych samych wykrojów.
2. Walce wykończające zestawiać w takiej kolejności, aby wyzyskać do maksimum wspólne walce wstępne i tym samym jak najbardziej skrócić czasy przebudowy walców.
3. Duże przebudowy — kilku złożów — planować na czasy postoju ustawowo zastrzeżone lub na czasy bezczynności.
4. Rozpocząć walcowanie od najmniejszych profili z uwagi na węższy zakres dopuszczalnych odchyłeń, możliwych do osiągnięcia na nowoprzetoczonych wykrojach.
5. Asortymenty dobierać w taki sposób, aby zapewnić ciągłość pracy na wszystkich agregatach wykończalni, a w każdym razie na agregatach stanowiących wąski przekrój wykończalni.

Rekapitulując należy stwierdzić, że ściśle obliczenie czasu walcowania jest podstawą do prawidłowego ustalenia planu produkcyjnego. Czas ten powinien być napięty, uwzględniając całość postępu technicznego, objętego planem technicznym, a zarazem realny i ściśle matematycznie wyprowadzony.

Inż. EDWARD ŻMICHORSKI

K D 621. 785. 6 : 621. 79 : 658. 2

## Wytyczne do budowy hartowni dla obsługi warsztatów mechanicznych

*Rodzaje hartowni i zakres ich produkcji — Wytyczne do projektowania. — Przykłady rozwiązań różnych hartowni. — Wskaźniki radzieckie. — Zużycie materiałów hartowniczych.*

Przystępując do projektowania hartowni należy przede wszystkim ustalić, czy będzie to hartownia:

- produkcyjna, przeznaczona do obróbki części maszyn dostarczanych na rynek,
- narzędziowa, przewidziana do obróbki pomocy fabrykacyjnych dla potrzeb własnych lub częściowo na rynek,
- produkcyjno-narzędziowa, tzn. typu mieszanego.

Hartownia produkcyjna przy dokładnej znajomości programu wytwórczego może być bardzo dokładnie zaprojektowana pod względem przebiegu poszczególnych operacji i wydajności. Tablica I podaje orientacyjny podział ciężarowy części stalowych według zasadniczych operacji obróbki cieplnej przy produkcji różnych maszyn.<sup>1</sup>

Projektując hartownię produkcyjną liczyć się trzeba zawsze nie tylko z koniecznością podwyższenia produkcji, lecz również z możliwością przejścia na produkcję inną, np. z obróbki cieplnej części samochodów osobowych na części samochodów ciężarowych itp.

Może również powstać taka ewentualność, że istnienie hartowni jako osobnego wydziału nie będzie uzasadnione i poszczególne operacje obróbki cieplnej będą przeprowadzane w liniach produkcyjnych, zwłaszcza w razie stosowania elektrycznych urządzeń hartowniczych wielkiej częstotliwości lub elektrycznych pieców o działaniu ciągłym. Stosowanie w liniach produkcyjnych pieców solnych wydaje się z wielu powodów mniej wskazane.

Zbadawszy wszystkie operacje obróbki cieplnej potrzebne dla poszczególnych części produkcyjnych — ustalamy rodzaj poszczególnych operacji i ciężar wsadu lub liczbę sztuk we wsadzie.

Po założeniu czasów trwania każdej operacji przystępujemy do wyboru rodzaju, wielkości i liczby urządzeń do obróbki cieplnej, a więc pieców, wanień, urządzeń transportowych, stanowisk kontrolnych itd.

W tych obliczeniach nie można posługiwać się przeciętnymi wydajnościami w kg poszczególnych urządzeń, lecz należy dokładnie przeanalizować każdą operację cieplną i ustalić zwłaszcza sposób załadunku wsadu do pieca, liczbę sztuk w partii wsadowej oraz czas nagrzewania i pozostawiania materiału w piecu.

Mając określoną liczbę, wielkość i rodzaj pieców i innych urządzeń hartowniczych, należy bardzo starannie przemyśleć i zaplanować przebieg (drogę) operacji przy uwzględnieniu całości produkcji. Zachodzi tu analogia częściowa do planowania obróbki mechanicznej — z tą jednak różnicą, że ewentualne konieczne przestoje i luzy w parku obrabiarkowym — jakkolwiek niewskazane — są mniej szkodliwe niż przy piecach, gdzie prócz niewykorzystania urządzeń i kosztów robocizny występują jeszcze na pierwszym miejscu poważne straty energii cieplnej (bieg jałowy i rozruch).

Racjonalne wykorzystanie i obciążenie urządzeń do obróbki cieplnej jest trudne i bardzo ważne.

Pożądana jest ciągła (24 godziny na dobę) praca tych urządzeń, co wpływa korzystnie na wydajność produkcyjną i trwałość tych urządzeń.

Dysponując liczbą i charakterystyką urządzeń hartowniczych oraz ich planowym rozmieszczeniem możemy ustalić wymiary budynku.

Przy planowaniu rozmieszczenia wyposażenia hartowni należy wziąć pod uwagę konieczną rezerwę miejsca, zwłaszcza tam, gdzie jakieś urządzenie produkcyjne jest pojedyncze i nie może być zastąpione innym oraz przewidzieć odpowiednią przestrzeń na przeprowadzanie remontów przy takich piecach, które ze względu na swój ciężar, wielkość lub rodzaj nie mogą być transportowane, np. piece węglbene.

Przy projektowaniu hartowni dla produkcji ciągłej i masowej powinien być uwzględniony na pierwszym miejscu czynnik maksymalnej automatyzacji całych procesów obróbki cieplnej. Z tych powodów urządzenia transportowe nad piecami mogą mieć decydujący wpływ na rozstawienie pieców i wanień oraz na wielkość pomieszczenia całej hartowni.

Również estetyka, przejrzystość i czystość całej hartowni mają duże znaczenie dla dobrej pracy, wydajności i jakości produkcji.

Wybór pomieszczenia dla hartowni nie jest ograniczony światłem dziennym, które ma jednak duży wpływ na samopoczucie pracowników i czystość całej hartowni. Niepożądane jest natomiast bezpośrednio słoneczne światło, zwłaszcza w miejscach pracy pieców solnych. Wszelkie silniejsze stałe drgania i wstrząsy powodowane przez duże obrabiarki, a szczególnie młó-

<sup>1</sup> Maszynostrojenije t. 14, str. 140.



Podział ciężarowy części stalowych według zasadniczych operacji obróbki cieplnej przy produkcji różnych maszyn.

Rodzaj produkcji	Części kute i prasowane surowe					Części po obróbce mechanicznej						
	Wielokrotność nagrzewania		Podział wg operacji cieplnych w %		Ciężar części obrabianych cieplnie w % ciężaru całkowitego lub w kg	Wielokrotność nagrzewania	Ciężar części obrabianych cieplnie w % ciężaru całkowitego lub w kg	Wielokrotność nagrzewania	Podział wg operacji cieplnych w %			Normalizowanie
	Wyznaczanie i normalizowanie	Hartowanie	Hartowanie i odpuszczanie	Cylenowanie					Azotowanie	Hartowanie	Wysokie odpuszczanie	
Silniki spalinowe: samochodowe i traktorowe	40-50 %	15-17	15-17	15-17	30-40 %	2-2,8	0,5-10	-	-	40	10	do 2
	50-60 %	20-25	20-25	20-25	40-50 %	2,5-3,5	2,5	15	25	15	25	" 2
	50-60 %	30	30	30	40-50 %	2,5-3,5	2,5	15	25	15	25	" 2
Silniki lotnicze	700-900 kg	25-30	30-37	30-37	350-500 kg	2,3-2,8	5	-	-	35-40	15-30	do 5
	600-800 "	40-50	25-30	25-30	120-250 "	2,3-2,8	2-18	-	-	40-45	8-12	" 5
	300-400 "	40-50	25-30	25-30	120-250 "	2,3-2,8	15-8	-	-	40-45	8-15	" 5
Samochody Diesela	250-300 "	30-40	30-35	30-35	100-150 "	2-2,5	5	-	-	35-40	12-15	-
	80-90 "	35	37	37,5	60-70 "	2-2,5	5	-	-	35-40	12-15	-
	5 t	25-30	30-37	30-37,5	300-380 kg	2,3-2,8	5	-	-	35-40	15-20	do 5
Samochody osobowe	600-800 "	20-30	35-40	35-40	250-350 "	2,3-2,8	5-10	-	-	20-25	35-40	do 5
	300-400 "	20-30	35-40	35-40	70-80 %	2,5	5	2-3	40-45	15-15	30-35	" 3
	15-20 %	do 80	10	10	10-15 %	2	2	-	50	50	-	-
Motocykle	3300 kg	100	-	-	600 kg res. spręż.	-	-	-	-	-	-	-
	Traktory gąsienicowe:											
	do 15 t	25-30	30-37	30-37,5	300-380 kg	2,3-2,8	5	-	-	35-40	15-20	do 5
Wagony 4-osiowe (wózki)	600-800 "	20-30	35-40	35-40	250-350 "	2,3-2,8	5-10	-	-	20-25	35-40	do 5
	do 10 t	20-30	35-40	35-40	70-80 %	2,5	5	2-3	40-45	15-15	30-35	" 3
	Czołgi (bez silnika)	15-20 %	do 80	10	10-15 %	2	2	-	50	50	-	-

ty, są bardzo niepożądane ze względu na ich szkodliwy wpływ na pracę wszystkich regulatorów i wskaźników temperatury, aparatów do pomiarów twardości i delikatniejszych pieców elektrycznych.

Urządzenia do piaskowania produkcji po obróbce cieplnej powinny znajdować się bezwzględnie w osobnym pomieszczeniu, jednak możliwie blisko hartowni.

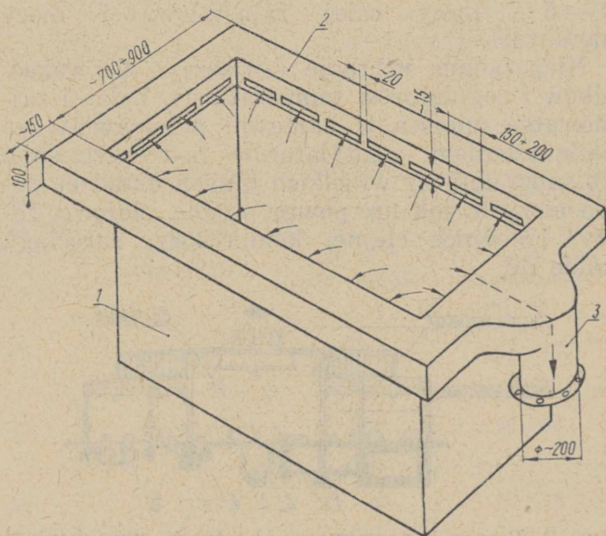
Stosowanie w hartowniach wielu różnych kąpielii solnych, bliskość piaskowni oraz wydobywające się z kąpielii solnych pary, swąd z pieców i wanien z olejem nagrzanym w czasie postoju całej hartowni np. w nocy, kiedy wentylatory są wyłączone, a piece jeszcze gorące, skłania nas raczej do osobnego wydzielenia pomieszczenia hartowni. Również względy bezpieczeństwa (pożarowe) i higieny pracy przemawiają za tym.

Zdarzały się często takie wypadki, że pary i zanieczyszczone powietrze wyrzucane wentylatorami z hartowni, przedostawały się górnymi oknami do innych warsztatów lub z powrotem do tej samej hartowni.

Wziąwszy to pod uwagę widzimy, że hartownia powinna mieścić się w osobnym budynku (zależne to jest również od wielkości hartowni) lub jako oddzielne, nieco oddalone pomieszczenie w budynku warsztatowym, najlepiej nie od frontu (ze względu na rurociągi wylotowe spalin, powietrza i piaskownię), z wyjściem przynajmniej jednym z drzwiami na wolne powietrze.

W wypadku braku specjalnych urządzeń transportowych wzdłuż linii przebiegów operacyjnych wskazane jest zainstalowanie co najmniej jednej suwnicy dla ułatwienia manipulowania ciężkim wsadem przy piecach i opróżniania wanien hartowniczych wypełnionych wyrobami.

Wyposażenie hartowni w suwnice lub inne urządzenia transportowe oraz przejrzystość



Rys. 1. Wyciąg szczelinowy gazów nad wanną; 1 — wanna; 2 — rama szczelinowa do wyciągu gazów; 3 — do połączenia z siecią rurociągową

i estetyka całego wydziału wyłączają stosowanie okapów nad wannami i piecami jak również wyprowadzanie w górę budynku całego lasu rurociągów. Niezależnie od względów estetycznych gmatwanina tych rur i okapów czyni najnowocześniejszą hartownię zatłoczoną i zaciemnioną. Poza tym okapy z reguły pracują źle, nie odciągają spalin i gazów, co wkrótce zadymia i zanieczyszcza całą hartownię.

Największą wadą takich instalacji jest jednak niemożliwość pionowego zanurzania długich przedmiotów do wanien hartowniczych i niemożliwość pracy suwnicą, czemu wiszące okapy przeszkadzają.

Z wymienionych powodów nad wannami i piecami wskazane jest stosowanie nowoczesnych wyciągów szczelinowych z odprowadzeniem gazów do rurociągów ssących umieszczonych pod podłogą w kanałach lub piwnicach (rys. 1).

Przy szerokich wannach olejowych, solnych itp. wskazany jest wyciąg szczelinowy wzdłuż całego obwodu, natomiast przy wannach wąskich oraz nad drzwiczkami niektórych pieców wystarcza wyciąg z jednej strony.

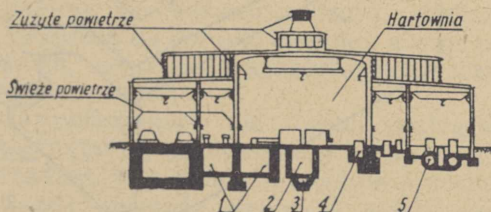
Zastosowanie odpowiednich szczelinowych wyciągów w celu usuwania szkodliwych dla zdrowia gazów, par i pyłu z nad kąpeli solnych, niektórych pieców, z ładowni proszku nawęglającego, szlifierni, polerowni, wytrawialni oraz z nad wanien wszelkiego typu jest zasadniczą i niezbędną potrzebą.

Poprawne rozwiązanie tego zagadnienia oraz umiejętne dostarczenie odpowiedniej ilości świeżego powietrza do pomieszczeń hartowni wymaga bardzo starannego opracowania.

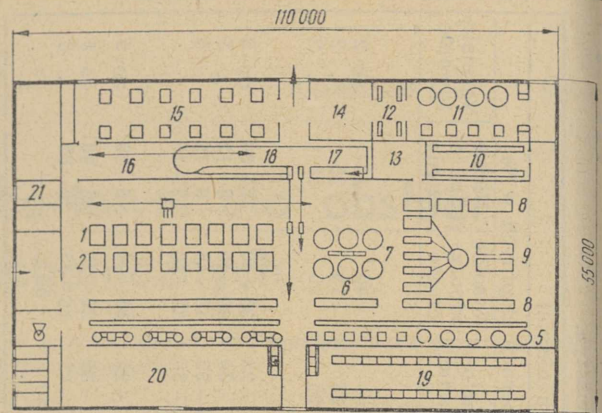
Nie można tej sprawy załatwić półśrodkami w postaci nieprzemyślanego i bezplanowego instalowania rurociągów nieodpowiednich przekrojów i wentylatorów małej mocy.

Moce wentylatorów wyciągowych i dostarczających świeże (w ziemie ciepłe) powietrze powinny być dostatecznie duże (dochodzić do 2—5% mocy całej zainstalowanej mocy hartowni).

Niepożądane wibracje (zwłaszcza dla wskaźników i regulatorów temperatury), hałas i zajmowanie miejsca w hartowni przemawiają za umieszczeniem wentylatorów pod hartownią. To samo dotyczy wszelkich innych urządzeń pomocniczych, jak np. pompy wodne, olejowe, filtry, chłodnice olejne, kompresory, rurociągi, kable itd.



Rys. 2. Przekrój nowoczesnej hartowni produkcyjnej o zdolności wytwórczej 10 000 t/rok; 1 — pomieszczenia maszynowe, 2 — kanał na przewody, 3 — kanał spalin piecowych, 4 — wanny hartownicze, 5 — odciąg powietrza i gazów



Rys. 3. Plan nowoczesnej hartowni produkcyjnej o zdolności wytwórczej 10 000 t/rok; 1 — piece elektryczne do nawęglania w proszku, komora grzejna  $550 \times 1300 \times 2000$  mm, ładowanie i wyciąganie skrzyń z pieca i przewóz do tunelu chłodzącego — mechaniczne, 2 — piece gazowe do wyżarzania z automatyczną regulacją temperatury i automatycznym zabezpieczeniem, 3 — piece gazowe tyglowe do nawęglania w soli z przykrywkami i z wyciągiem gazów, 4 — piece hartownicze poziome, 5 — piece dzwonowe, 6 — piece pionowe, 7 — piece hartownicze do stopniowego podgrzewania i hartowania, 8 — piece elektryczne ciągle do ulepszenia i odpuszczania z automatycznym transportem do wanien z wodą, 9 — piece elektryczne ciągle do wyżarzania odprężającego przy  $400^{\circ}\text{C}$ , 10 — czyszczenie sposobem chemicznym powierzchni przedmiotów precyzyjnych, 11 — piaskownica z różnymi urządzeniami do czyszczenia powierzchni piaskiem stalowym (piaskownicy komorowe obrotowe oraz bębny), 12 — prostowanie części po obróbce cieplnej, 13 — kontrola, 14 — warsztatowy wydział odbiorczy, 15 — piece elektryczne dzwonowe z krążeniem gazu i olejowym uszczelnieniem do azotowania oraz urządzenia do oczyszczania i odfuszczenia powierzchni przed azotowaniem, 16 — pakowanie przedmiotów do skrzyń proszkiem do nawęglania zasypywanym automatycznie, 17 — wyładowanie skrzyń do nawęglania po ostudzeniu w specjalnym tunelu, 18 — przesianie proszek o ziarnie 2—3 mm podlega dalszemu użyciu, 19 — przenośniki rolkowe, 20 — oddział galwaniczny — trawienie, czernienie, fosforanowanie, cynkowanie, miedziowanie, chromowanie, kadmowanie itd., 21 — kuźnia, 22 — biura kierownictwa i mistrza, umywalnie, szatnie, itd.

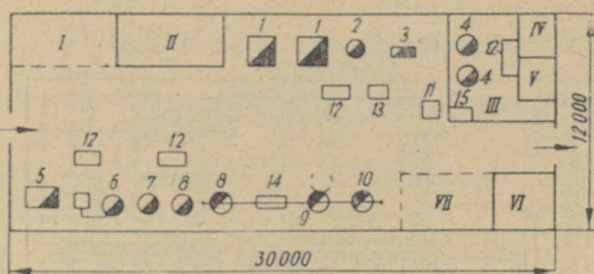
Rys. 2 i 3 podają przekrój i plan nowoczesnej hartowni produkcyjnej dla zakładu produkującego silniki lotnicze, maszyny specjalne i paliwowe pompki wtryskowe. Produkcja seryjna tej hartowni wynosi 10 000 t/rok i składa się z przedmiotów o wielkości od kilku milimetrów do 2 m i ciężarze od 10 g do 150 kg.

Budynek hartowni posiada wymiary  $55 \times 110$  m i podzielony jest na kilka hal. Wyposażenie w urządzenia wynika z opisu pod rysunkiem.

Wyładowanie i załadowanie pieców odbywa się mechanicznie przy pomocy specjalnych urządzeń i maszyn transportowych. Produkcja z wanien hartowniczych przekazywana jest mechanicznie do specjalnej maszyny do mycia.

Wentylacja hartowni jest dobra, gdyż zmiana powietrza następuje około 10 razy na godzinę.

Całkowita zainstalowana moc elektryczna wynosi 5500 kW, a przepustowość zainstalowanych



Rys. 4. I — skład części przeznaczonych do obróbki cieplnej, II — pomieszczenie na materiały do nawęglania, III — pomieszczenie do cyjanowania, IV — pomieszczenie do mycia i neutralizowania, V — pomieszczenie na sole do cyjanowania, VI — piaskownia, VII — odbiór warsztatowy, 1 — piec komorowe, trzon 0,8 m<sup>2</sup>, 2 — piec tyglowe solne  $\phi$  300, 500 mm, 3 — piec dwukomorowy, trzon 0,25 m<sup>2</sup>, 4 — piec do cyjanowania  $\phi$  300, 500 mm, 5 — piec dwukomorowy, 6 — piec solny elektrodowy, 7 — piec z saletrzianką  $\phi$  300, 500 mm, 8 — wanny olejowe, elektrycznie podgrzewane, 9 — piec elektryczny do odpuszczania, 10 — wanna olejowa, elektrycznie podgrzewana, 11 — zgrzewarka elektryczna stykowa, 12 — wanny hartownicze 1,5  $\times$  1 m, 13 — wanna hartownicza olejowa 1  $\times$  1  $\times$  1 m, 14 — maszyna do mycia, 15 — wanna z roztworem wodnym sody

przewodów gazowych (gaz świetlny) 750 m<sup>3</sup>/godz.

Instalacja do wytwarzania atmosfery ochronnej do elektrycznych pieców hartowniczych i żarzelnych posiada wydajność 25 m<sup>3</sup>/godz.

Hartownia narzędziowa (pomocy fabrykacyjnych) nie może być tak projektowana jak produkcyjna na podstawie ścisłych danych ilościowych i rodzaju produkcji, gdyż dokładne ustalenie tych wskaźników jest prawie niemożliwe, a rodzaj produkcji zmienia się i nie daje się z góry przewidzieć.

W okresie uruchomienia produkcji będzie więcej wszelkiego rodzaju uchwytów, przyrządów i sprawdzianów, później natomiast więcej narzędzi; wszystkie pomoce fabrykacyjne są w miarę zużycia stale udoskonalane i zmieniające.

Z tych względów projekt hartowni typu narzędziowego trzeba oprzeć na zgrubnym, o-

tacyjnym zapotrzebowaniu pomocy fabrykacyjnych oraz na zasadzie, że w tych warunkach każda produkcja i każda operacja musi być możliwa do wykonania, a zatem wyposażenie musi być uniwersalne.

Powinno istnieć możliwość przeprowadzenia różnorodnej obróbki cieplnej narzędzi ze wszystkich gatunków stali, hartowania i odpuszczania, hartowania stopniowego, cyjanowania i nawęglania. Powinny być również uwzględnione specjalnie urządzenia do spawania elektrycznego-oporowego, do lutowania spiekanych węglków metali, do azotowania i nawet chromowania, które jest ściśle związane z nowoczesną produkcją narzędzi, sprawdzianów i innych pomocy fabrykacyjnych.

Rys. 4<sup>1</sup> przedstawia plan hartowni narzędziowej dla warsztatu złożonego ze 100 — 200 obrabiarek o rocznej produkcji 150 — 300 ton.

Hartownia produkcyjno-narzędziowa musi łączyć w sobie wszystkie warunki wymagane w obydwóch wyżej omówionych typach hartowni. Zasadniczo prawie wszystkie hartownie są budowane jako centralne hartownie, czyli produkcyjno-narzędziowe.

Rys. 5 podaje plan hartowni produkcyjno-narzędziowej średniej wielkości. Wyposażenie hartowni wynika z opisu pod rysunkiem. Pomieszczenie hartowni jest parterowe, z piwnicą do wentylatorów pomp, urządzenia do chłodzenia oleju hartowniczego i kompresorów. Wszystkie rurociągi ssące wyciągów gazu z pieców i wanień biegają w kanałach w podłodze wykonanej z betonu w celu zapewnienia czystości i bezpieczeństwa przeciwpożarowego.

Rys. 6 przedstawia schematyczny przekrój budynku innej nowoczesnej hartowni centralnej o wymiarach budynku: długość 55 m, szerokość 22 m, wysokość 11 m.

Hala podzielona jest ścianą wiszącą 2 m nad podłogą, na pomieszczenie pieców, gdzie panuje podciśnienie i część dla pracującej obsługi. Ta-

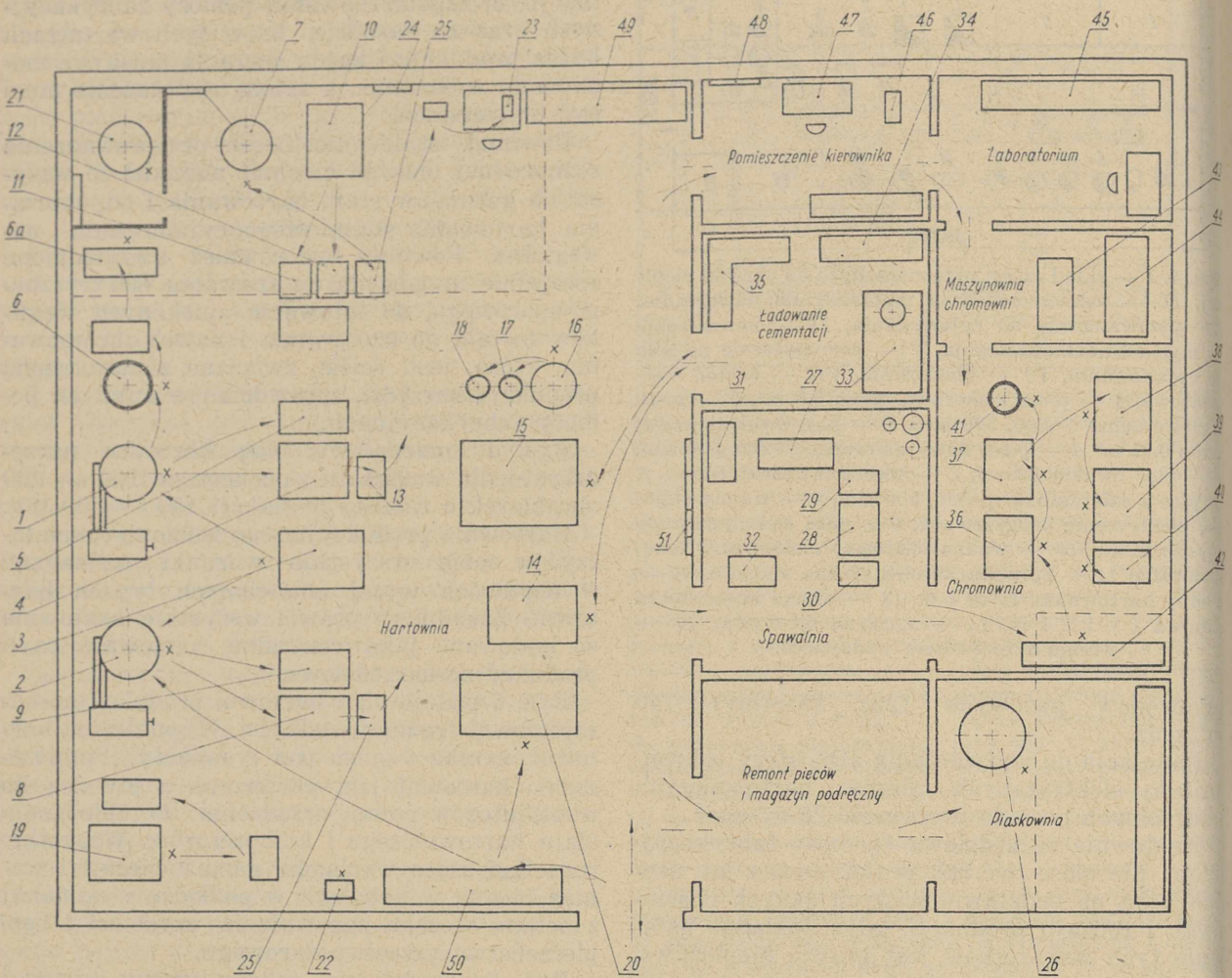
<sup>1</sup> Według K. Starodubowa. Oborudowanie termicznych cechów.

Wskaźniki dla różnych hartowni<sup>1</sup>

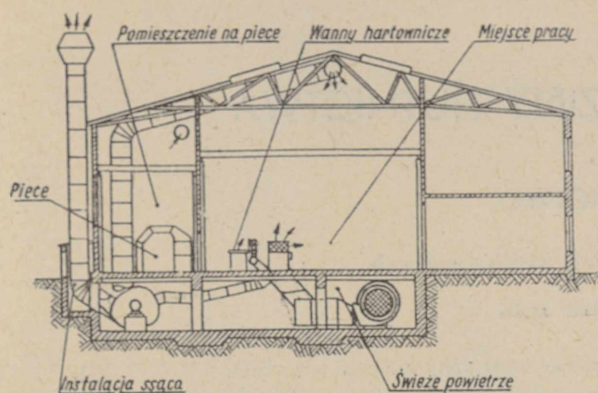
Tablica II

Rodzaj hartowni	Produkcja roczna t/m <sup>2</sup> powierzchni hartowni	Powierzchnia na pomocnicze urządzenia w % całkowitej powierzchni	Produkcja roczna t/robotnika	Liczba robotników pomocniczych w % całej załogi	Wielkość powierzchni hartowni na 1 piec lub podobne urządzenie w m <sup>2</sup>
Hartownie produkcyjne części surowych (odkrywki, odlewy itp.)	8 — 11	5,9 — 10	80 — 120	10 — 15	120 — 170
Hartownie produkcyjne części obrobionych mechanicznie	5 — 9	10 — 15	50 — 80	15 — 20	50 — 60
Hartownie narzędziowe	0,75 — 1,3	20 — 25	15 — 25	15 — 20	20 — 30
Hartownia narzędzi kuzniczych do pras itp. (matryce, tłoczniiki)	2 — 4	20 — 25	40 — 60	15 — 20	40 — 60

<sup>1</sup> Maszynostrojenje, t. 14, str. 168.



Rys. 5. Plan hartowni produkcyjno-narzędziowej średniej wielkości: 1 — piec solny elektrodowy 1000 — 1350° C,  $\Phi$  250 × 550 mm, moc 60 kW, 2 — piec solny elektrodowy 650 — 950° C,  $\Phi$  400 × 600 mm, moc 60 kW, 3 — piec elektryczny komorowy do 1000° C, komora grzejna 250 × 400 × 750 mm, moc 20 kW, z automatyczną regulacją temperatury, 4 — wanna żelazna z olejem zimnym 1000 × 1200 × 800 mm, z szczelnym wyciągiem gazów, 5 — wanna żelazna z olejem gorącym do 200° C, 600 × 1000 × 500/800 mm, grzejnik elektryczny 15 kW (lub gaz), z automatyczną regulacją i szczelnym wyciągiem gazów, 6 i 6a — piec elektryczny pionowy tyglowy z kąpielą solną do 600° C,  $\Phi$  350 × 600 mm, moc 10 kW, z wyciągiem gazów. Obok stoł z siatką do studzenia przedmiotów po wyjęciu z kąpeli 7 — piec elektryczny pionowy do 650° C, z regulacją powietrzną, komora grzejna  $\Phi$  350 × 450 mm, moc 12 kW, 8 — wanna żelazna z bieżącą wodą, wymiar 700 × 1200 × 800 mm, 9 — wanna żelazna z wodnym roztworem 8—10% NaOH — 80° C, 600 × 1000 × 800 mm, podgrzewana elektrycznie 6 kW lub gazem i chłodzona węzownicą wodną, z wyciągiem gazów, 10 — piec elektryczny komorowy do 1000° C, komora 200 × 300 × 600 mm, moc 12 kW, 11 i 12 — wanny żelazne z olejem i wodą 700 × 600 × 800 mm, 13 — wanna żelazna z gorącą wodą do zmywania i odtruwania soli 600 × 1000 × 500/800 mm podgrzewana gazem lub elektrycznie 10 kW, z wyciągiem gazów, 14 — piec elektryczny komorowy do 1000° C; 300 × 500 × 800 mm, moc 25 kW, z automatyczną regulacją temperatur, 15 — piec elektryczny komorowy do 1000° C, 400 × 700 × 1000 mm, moc 40 kW, z automatyczną regulacją temperatur, 16 — piec elektryczny pionowy komorowy do 1000° C,  $\Phi$  300 × 1500 mm, moc 25 kW, 17 — wanna żelazna (rurowa) na wodę  $\Phi$  300 — 400 × 2000 mm, 18 — wanna żelazna (rurowa) na olej,  $\Phi$  300 — 400 mm, 19 — piec dwukomorowy do lutowania noży 1250° C, gazowy lub elektryczny silitowy, komora główna 150 × 250 × 600 mm, moc 25 kW, obok stołek żelazny i skrzynie z grafitem mielonym. Zaleca się agregat wysokiej częstotliwości 3000 — 10 000 okres/sek, moc 10 — 15 kW, 20 — zgrzewarka elektryczna oporowa jednofazowa 60 kW dla przekrojów do 5000 mm<sup>2</sup>, 21 — elektryczny piec oporowy pionowy,  $\Phi$  500 × 1200 mm, 65° C, moc 20 kW, z urządzeniem do azotowania i automatyczną regulacją temperatury (pożądane oddzielenie ścianą szklaną), 22 — mała elektryczna zgrzewarka transformatorowa 0,8 kW do lutowania piłek, 23 — aparat Rockwella, do badania twardości, 24 — szlifierka stołowa dwutarczowa, moc 0,5 KM, 25 — pudła blaszane 500 × 1000 × 500 mm z trocinami, 26 — piaskownica  $\Phi$  900 mm, 27 — aparat obrotowy do powierzchniowego hartowania wałków do 1,5 mm długości palnikami acetylenowymi, z dopływem i ściekiem wody, 28 — stół spawalniczy autogeniczny, 29 i 30 — wanny żelazne z wodą i olejem 400 × 600 × 6000 mm, 31 i 32 — przetwornica elektryczna i stół do spawania, 33 — stół specjalny żelazny do wyładowania skrzynek do nawęglania wraz ze zsysem i urządzeniem do odciągu pyłu, 1000 × 1600 × 600 mm, 34 — skrzynia blaszana do przechowywania proszków do nawęglania, 35 — półki do przechowywania skrzynek do nawęglania, 36 — wanna żelazna na wodę bieżącą 700 × 1000 × 1000 mm, 37 — wanna żelazna do chromowania odfuszczenia 700 × 1000 × 1000 mm z ramą wyciągową do gazów, 38 — wanna do korozji elektrolitycznej 600 × 900 × 600 mm z ramą wyciągową gazu, 39 — wanna do chromowania z elektrycznym podgrzewaniem i automatyczną regulacją temperatury 600 × 900 × 600/1000 mm, 40 — wanna żelazna z wodą zasilającą 600 × 900 × 1000 mm, 41 — wanna do chromowania okrągłych cienkich i długich przedmiotów  $\Phi$  350 × 1500 mm, 42 — stół ślusarski 600 × 2500 mm, 43 i 44 — 2 przetwornice elektryczne 300 A × 10 V i 800 A × 12 V z tablicą rozdzielczą, 45 — stół laboratoryjny z wyposażeniem do podręcznych analiz chemicznych dla chromowni i hartowni, 46 — aparat Vickersa do badania twardości, 47 — stół kierownika hartowni — chromowni, 48 — tablica kontroli wskazań temperatury pieców, 49 i 50 — półka do zahartowanych przedmiotów 500 × 2500 × 2000 mm, 51 — tablica rozdzielni elektrycznej.



Rys. 6. Przekrój hartowni centralnej produkcyjno-narzędziowej

kie rozwiązanie daje doskonałe warunki zdrowotne (powietrze czyste i o normalnej temperaturze).

Tablica II ujmuje wskaźniki radzieckie do projektowania hartowni różnego typu.

Co się tyczy zużycia niektórych materiałów hartowniczych, przytaczamy następujące ogólnie

ne wskazówki. Ilość wody potrzebnej do hartowania wynosi około 8 l/kg hartowanego produktu, a oleju — około 15 l/kg; przy ograniczonej pojemności wani hartowniczych wymagane są urządzenia do chłodzenia tych cieczy. Orientacyjne zużycie ważniejszych materiałów hartowniczych przedstawia się w stosunku do ciężaru produktu jak niżej:

- Olej 0,5 — 0,75 %.
- Sole hartownicze (75 %  $\text{BaCl}_2$  + 25 %  $\text{NaCl}$ ) do 900° C 1 — 1,5 %;
- Sole hartownicze ( $\text{BaCl}_2$ ) do 1300° C 2 — 3 %;
- Sole przy odpuszczaniu ( $\text{NaNO}_3$ ,  $\text{KNO}_3$ ,  $\text{NaCl}$ ) 2 — 3 %;
- Proszek do nawęglania 3 — 5 %;
- Gaz dla atmosfery ochronnej przy wyżarzaniu w piecach komorowych szczelnych 4 — 6 m<sup>3</sup>/t produktu;
- Amoniak (płynny w butlach) do azotowania zależnie od wielkości powierzchni w stosunku do ciężaru wsadu 10 — 50 g/kg produktu;
- Piasek do piaskowania: stalowy 0,03 — 0,05 %; rzeczny 8 — 10 %.

## NOWE POLSKIE NORMY Z DZIEDZINY HUTNICTWA

Nr i symbol normy	Nazwa (określonej) normy	Ogłoszono w „Wiadomościach PKN“, wydano, ustalono, zmieniono
PN/H-55216	Modele sprężynowe głównych wlewów formowania maszynowego.	Ogłoszono w nrze 9/51. „Wiadomości PKN“.
PN/H-04140	Analiza chemiczna żużli. Żużel wielkopieczowy.	Ustalono w sierpniu 51 r.
PN/H-92127	Stal węglowa walcowana. Blachy żeberkowe. Wymiary.	„ „
PN/H-01200	Obróbka cieplna. Określenie.	Wydano w sierpniu 51 r.
PN/H-04011	Analiza chemiczna surówki, żeliwa i stali. Oznaczenie grafitu.	„ „
PN/H-15715	Złom metali nieżelaznych.	„ „
PN/H-15716	Popioły, żużle, odpryski, pyły, szlamy metali nieżelaznych. Klasyfikacja.	„ „
PN/H-74006	Żeliwne rury kanalizacyjne. Trójniki skośne.	„ „
PN/H-74007	Żeliwne rury kanalizacyjne. Trójniki proste.	„ „
PN/H-74009	Żeliwne rury kanalizacyjne. Czwórki jednopłaszczyznowe.	„ „
PN/H-85023	Stal narzędziowa stopowa do pracy na zimno. Klasyfikacja.	„ „
PN/H-93409	Stal węglowa walcowana. Szyny wąskotorowe.	„ „
PN/H-93216	Stal walcowana stopowa i węglowa narzędziowa. Pręty okrągłe. Wymiary.	„ „
	Treść zmiany: w punkcie 5 zamiast „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 250 mm“ powinno być „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 125 mm.“	Wprowadzono zmiany w sierpniu 51 r.
PN/H-93217	Stal walcowana stopowa i węglowa narzędziowa. Pręty kwadratowe. Wymiary.	„ „
	Treść zmiany: w punkcie 5 zamiast „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 250 mm.“ powinno być: „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 125 mm.“	
PN/H-93219	Stal walcowana stopowa i węglowa narzędziowa. Pręty sześciokątne. Wymiary.	„ „
	Treść zmiany: w punkcie 5 zamiast „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 250 mm“ powinno być: „dopuszczalne odchyłki długości zwykle ± 125 mm.“	

## NOWOŚCI Z DZIEDZINY HUTNICTWA

## STALOWNICTWO

## Jonowa struktura żużli stalowniczych

## I. Jonowy skład żużli

## 1. Wstęp

Żużle stalownicze były przedmiotem studiów wielu badaczy, przy czym ich termodynamiczne własności wyrażano w różny sposób. Początkowo opierano się na założeniu, że żużle stalownicze są ciekłymi roztworami elektrycznie obojętnych tlenków i ich związków oraz że do równowag żużel-metal stosują się ściśle idealne prawa działania mas. Powodowało to konieczność przyjęcia, bez jakiegokolwiek bezpośredniego dowodu, istnienia „wolnych” tlenków i ich związków. Najlepiej opracowaną teorię równowag żużel-metal, opartą na przyjęciu „wolnych” i związanych tlenków, podał Schenck [1].

Jednakże Bragg [2] i inni za pomocą analizy strukturalnej promieniami X dowiedli, że substancje nieorganiczne, a więc tlenki, krzemiany, fosforany itd., składają się nie z obojętnych cząsteczek, lecz z jonów, ułożonych geometrycznie w siatke przestrzenną, która utrzymuje się razem przede wszystkim dzięki siłom przyciągania pomiędzy przeciwnie naładowanymi jonami, przy czym wolna energia całego układu jest minimalna. Równocześnie stwierdzono, że nie ma żadnych podstaw do przypuszczeń, aby jonowa struktura tych substancji przy wysokich temperaturach w stanie płynnym została zniszczona lub znikła, a tym samym, że jony tworzą nagle neutralne pary lub cząsteczki. Raczej należałoby się tylko spodziewać, że skutkiem rozszerzenia się ogrzanej substancji i zwiększonej ruchliwości cieplnej jonów, regularna struktura siatki ulegnie częściowemu zniszczeniu oraz, że wystąpią pewne stałe ugrupowania jonowe, które można uważać za oddzielne jednostki strukturalne. Takimi jednostkami są na przykład stałe jony  $\text{SiO}_4^{4-}$  i  $\text{PO}_4^{3-}$ , które mają kształt czworoscianu, mającego na narożach atomy tlenu, a w środku atom krzemu lub fosforu. W przypadku tych układów liczba koordynacyjna, przez którą należy rozumieć ilość atomów otaczających atom centralny, a która zależy od ich względnej wielkości, a więc od ilości miejsca, będącego do obsadzenia na powierzchni atomu centralnego, wynosi 4. Taką samą koordynację znaleziono za pomocą dyfrakcji promieni X w szklach, które można uważać za przechłodzone ciecze. Liczba koordynacyjna innych kationów, które występują w szkle, a więc  $\text{K}^+$ ,  $\text{Na}^{++}$  i  $\text{Ca}^{++}$ , zmienia się ze wzrostem temperatury, przypuszczalnie na skutek przyrostu wewnętrznej energii wibracyjnej. Przy wysokich temperaturach w ciekłych krzemianach, o wysokim stosunku krzemu do tlenu (kwaśne żużle, ciekłe szkło), atomy krzemu mogą również posiadać w pewnym stopniu liczby koordynacyjne wyższe niż 4, co odpowiadałoby zwiększeniu odstępów pomiędzy otaczającymi je atomami tlenu w tym stopniu, że można wówczas nie brać pod uwagę występowania anionu zespolonego  $\text{SiO}_4^{4-}$ , a rozpatrywać tylko wolne kationy  $\text{Si}^{++++}$  i aniony  $\text{O}^{--}$ .

Własności żużli ciekłych określa wielkość jonów oraz siły elektrostatyczne występujące między nimi. W tabelicy I podano według Paulinga [3] promienie jonów najczęściej występujących w żużlach stalowniczych. Znaczny wpływ na jonową strukturę ciekłych żużli wy-

wierać będą jony duże, a więc  $\text{SiO}_4^{4-}$ ,  $\text{PO}_4^{3-}$ ,  $\text{O}^{--}$  oraz  $\text{Ca}^{++}$ , który różni się znacznie wielkością od innych kationów.

Tablica I  
Promienie różnych jonów

Kation	Promień Å	Anion	Promień Å
$\text{Ca}^{++}$	0,99	$\text{O}^{--}$	1,40
$\text{Mn}^{++}$	0,80	$\text{S}^{--}$	1,84
$\text{Fe}^{++}$	0,75	$\text{F}^-$	1,36
$\text{Mg}^{++}$	0,65	$\text{SiO}_4^{4-}$	2,79
$\text{Fe}^{+++}$	0,60	$\text{PO}_4^{3-}$	2,76
$\text{Al}^{+++}$	0,50		
$\text{Si}^{++++}$	0,41		

Należy podkreślić, że z termodynamicznych rozważań wynika, iż stopione ciecze jonowe lepiej stosują się do praw idealnych roztworów aniżeli roztwory wodne, równocześnie jednak posiadane dane doświadczalne, odnoszące się do żużli, świadczą, że idealne ich zachowanie się jest raczej wyjątkowe.

## 2. Składniki kwaśne i zasadowe

Tlenki tworzące żużel można podzielić na kwaśne i zasadowe, przy czym według obecnej teorii cząsteczką zasadową jest ta, która posiada parę elektronów, mogących wejść do zewnętrznej powłoki elektronowej tzw. walencyjnej innego atomu, wiążąc go ze swą parą elektronów. Natomiast cząsteczka kwaśna zdolna jest do przyjęcia takiej pary elektronów do zewnętrznej powłoki elektronowej jednego ze swych atomów. Zasada oddaje więc elektrony, a kwas je przyjmuje. W żużlach tlenkowych typową i zawsze obecną zasadą jest jon tlenowy  $\text{O}^{--}$ , analogiczny do jonu  $\text{OH}^-$ , znajdującego się w roztworach wodnych. Nie ma natomiast w ciekłych żużlach kwasu, podobnego w zachowaniu do kwasu  $\text{H}_3\text{O}^+$  w roztworach wodnych.

Sun i Silverman [4] sklasyfikowali tlenki zawarte w szklach, biorąc pod uwagę ich zasadowość. Oparli się oni na względnej sile wiązania połączenia metal-tlen, określonej przez energię potrzebną do zdysocjowania tlenków na ich składowe atomy. Tlenki z których najtrudniej usunąć dodatni atom, są mocnymi kwasami, natomiast tlenki, które go wiążą najslabiej, są mocnymi zasadami. A więc na przykład  $\text{CaO}$  bardzo łatwo jonizuje w roztworze na słaby kwas  $\text{Ca}^{++}$  i mocną zasadę  $\text{O}^{--}$ . Tablica II zawiera w pierwszej kolumnie szereg opracowany przez Suna, w którym tlenki ułożono w kolejności ich malejącej kwasowości lub rosnącej zasadowości.

Inną metodę porównania zasadowych własności tlenków zastosowali Flood i Förland [4]. Polegała ona na określeniu prężności rozkładu  $\text{CO}_2$  lub  $\text{SO}_3$ , powstałych z węglanów lub siarczanów. Im silniej zasadowe są wla-

Tablica II  
Szereg zasadowości tlenków według

Dysocjacji tlenków	Rozkładu węglanów	Rozkładu siarczanów
B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
SiO <sub>2</sub>	B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	
Sb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		
ZrO <sub>2</sub>		BeO
TiO <sub>2</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
BeO		CuO
SnO <sub>2</sub>		CoO
FeO		NiO
PbO <sub>2</sub>	ZnO	ZnO
MgO	CoO	CdO
MnO	MnO	MnO
Li <sub>2</sub> O	PbO	MgO
PbO	CdO	CaO
CaO	MgO	CaO
SrO	CaO	Li <sub>2</sub> O
BaO	Li <sub>2</sub> O	BaO
Na <sub>2</sub> O	BaO	

sności tlenku, tym silniej jest on związany z CO<sub>2</sub> lub SO<sub>3</sub> i stosownie do tego niższa jest ich prężność rozkładu przy danej temperaturze. Wyniki, które uzyskali wspomniani badacze, obejmuje druga i trzecia kolumna tablicy II.

Wszystkie żuźle tlenkowe zawierają jon O<sup>2-</sup>. Im wyższa jest koncentracja tego jonu, tym bardziej zasadowy jest żuźel. Własności zasadowe żuźli podwyższają również inne jony, takie jak F<sup>-</sup> i S<sup>2-</sup>, jednakże ich koncentracje w żuźlach stalowniczych są niewielkie, a zasadowość żuźli określa przede wszystkim stężenie jonu tlenowego.

3. Jonowy skład żuźli

Żuźle stalownicze składają się więc z jonów, czyli atomów lub ich zespołów, które przez oddanie części swych elektronów utworzyły kationy, lub też przez pobranie ich zamieniły się na aniony. Można przyjąć, że w żuźlach zasadowych znajdują się następujące jony: Fe<sup>++</sup>, Fe<sup>+++</sup>, Mn<sup>++</sup>, Ca<sup>++</sup>, Mg<sup>++</sup>, SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup>, PO<sub>4</sub><sup>3-</sup>, AlO<sub>3</sub><sup>3-</sup>, O<sup>2-</sup>, S<sup>2-</sup> i F<sup>-</sup>. Warto więc przypomnieć konfigurację elektronów w atomach, a więc cząstkach obojętnych, z których powstały omawiane jony.

Jak wiadomo, elektrony w atomach układają się nie w sposób chaotyczny, ale według pewnych praw, tworząc powłoki elektronowe, oznaczane literami K, L, M, N, O,

Tablica III  
Rozmieszczenie elektronów w atomach

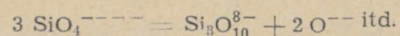
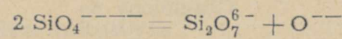
Lp.	Pierwiastek	Powłoki elektronowe									
		K		L		M			N		
		s	s	p	s	p	d	s	p	d	f
8	O	2	2	4							
9	F	2	2	5							
12	Mg	2	2	6	2						
13	Al	2	2	6	2	1					
14	Si	2	2	6	2	2					
15	P	2	2	6	2	3					
16	S	2	2	6	2	4					
17	Cl	2	2	6	2	5					
20	Ca	2	2	6	2	6				1	
25	Mn	2	2	6	2	6	5			2	
26	Fe	2	2	6	2	6	6			2	

P, Q. Każda z tych powłok począwszy od L, ma charakter złożony, określanym małymi literami s, p, d, f. Elektrony znajdujące się w powłoce zewnętrznej, zwane elektronami walencyjnymi, charakteryzują przynależność pierwiastka do pewnej grupy układu periodycznego, a więc określają pewne własności chemiczne. Interesujące nas pierwiastki posiadają elektrony wchodzące jedynie w skład czterech pierwszych powłok elektronowych. Tablica III podaje konfigurację elektronów w atomach, które występują w żuźlach stalowniczych.

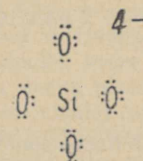
Wzór na jon tlenowy można przedstawić w formie :Ö:---, gdzie kropki oznaczają elektrony znajdujące się w zewnętrznej powłoce. Z tablicy III widać, że zewnętrzną powłoką dla tlenu jest powłoka L, która w przypadku gdy tlen jest w stanie obojętnym, a więc jako atom, ma 6 elektronów. Przez pobranie dalszych dwu elektronów atom przechodzi w stan jonowy, w którym powłoka L, zawiera 8 elektronów, zaznaczonych we wzorze kropkami, a sam jon otrzymuje dwa ładunki ujemne, które oznaczono znakami minus u góry. Jon tlenowy obecny jest zawsze w nadmiarze w żuźlach stalowniczych. Wiąże on krzem, fosfor i glin w aniony złożone SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup>, PO<sub>3</sub><sup>3-</sup> i AlO<sub>3</sub><sup>3-</sup>, które tworzą odrębne jednostki struktury żuźla.

Stała krzemionka ma budowę krystaliczną, składającą się z grup SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup>, w których każdy atom krzemu otoczony jest przez cztery atomy tlenu, znajdujące się na narożach czworościanu. Tendencja do tworzenia grup SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup> jest bardzo silna, tak że można je stwierdzić promieniami X nie tylko w krzemionce, ale we wszystkich krzemianach krystalicznych i szklach. Nie ulega więc wątpliwości, że krzemionka obecna w żuźlach występuje w postaci takich właśnie grup tetraedrycznych. W grupach tych atomy powiązane są za pomocą tzw. wiązania kowalencyjnego czyli homeopolarnego, w którym wytworzenie oktetów elektronowych, a więc stałych powłok takich, jakie posiadają gazy szlachetne, możliwe jest tylko wówczas, jeżeli jedna lub więcej par elektronów będzie wspólna dla dwu atomów, przy czym ta wspólna para elektronów wchodzi w skład obu zewnętrznych powłok, łącząc atomy niczym sprzęgło. Ścisłej mówiąc, występuje tu specjalny typ wiązania kowalencyjnego, a mianowicie wiązanie koordynacyjne, które powstaje wówczas, kiedy kilka par elektronowych, pochodzących od jednego atomu, będącego atomem centralnym, wchodzi do niezapełnionych powłok elektronowych kilku innych otaczających atomów. W naszym wypadku atomem centralnym jest anion :Si:---, który rozporządza czterema parami elektronów, mogących przyłączyć się do powłok innych sąsiednich atomów. W żuźlach kwaśnych aniony SiO<sub>4</sub><sup>4-</sup> polimeryzują, dając większe jony, w których każdy atom tlenu związany jest z dwoma atomami krzemu.

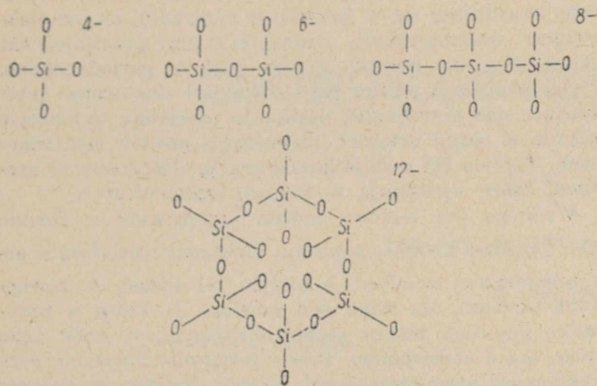
Reakcje polimeryzacji można przedstawić równaniami:



Schematycznie łańcuchy takie można przedstawić za pomocą wzorów elektronowych, podobnych do stosowanych przy omawianiu jonów O<sup>2-</sup> i Si<sup>4+</sup>, zastępując jednak pary elektronów wspólne dla dwu atomów kreskami i opuszczając kropki, oznaczające pozostałe elek-



trony. Zamiast więc pisać wzór

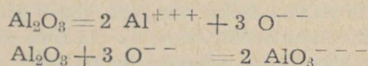


Przyjmuje się, że w żuźlach zasadowych nie ma takiej polimeryzacji i że tłumią ją zupełnie jony wapniowe, jeśli znajdują się w żuźlu w ilości większej aniżeli dwukrotna liczba jednostek  $SiO_4^{4-}$  [5].

Pierwszy z jonów, przedstawionych za pomocą powyższych wzorów, jon ortokrzemianowy  $SiO_4^{4-}$  jest właśnie najtrwałszym jonem złożonym i posiada liczbę koordynacyjną 4.

Podobnie fosfor posiada liczbę koordynacyjną 4. Przyjmuje się, że w żuźlach stalowniczych zawarty jest tetraedryczny jon  $PO_4^{3-}$ .

Występowanie  $Al_2O_3$  w żuźlach jako jonu  $AlO_3^{3-}$  przyjmowane jest raczej dowolnie, chociaż obliczenia wskazują, że anion ten winien być stały w obecności nadmiaru jonów tlenowych. Zresztą amfoteryczny tlenek, jakim jest  $Al_2O_3$ , może podwyższać lub obniżać aktywność jonu tlenowego, zależnie od zasadowości żuźła, jonizując zgodnie z każdą z poniższych reakcji.



Herasymentki i Speight [6] przyjmują, że trójwartościowe żelazo istnieje tylko w postaci prostych jonów  $Fe^{+++}$ . Ponieważ zawartość żelaza trójwartościowego w żuźlach stalowniczych jest niewielka, więc nie wpływa to zbyt na obliczenia, nawet gdyby w rzeczywistości istniały inne jony, np.  $FeO_3^{3-}$ ,  $FeO_4^{4-}$  lub  $Fe_2O_4^{4-}$ . Stałość takich jonów złożonych winna być jednak mała, ponieważ  $Fe^{+++}$  ma większy promień jo-

nowy i mniejszy ładunek elektryczny aniżeli Si lub P w swych złożonych anionach. Chipman i Chang [4] przyjęli istnienie jonów  $Fe_2O_5^{5-}$  i przy pomocy danych Darkena i Gurry'ego przeprowadzili obliczenia termodynamiczne, uzyskując zadowalające wyniki.

Na zakończenie należy podać, że jony  $F^-$  i  $S^{2-}$  działają również jako zasady, podobnie jak jon tlenowy.

4. Obliczenie jonowych składników żuźła

Dużą zaletą jonowej teorii żuźła jest fakt, że liczba składników potrzebna do opisanego fizyko-chemicznego zachowania się żuźła jest znacznie mniejsza aniżeli w teoriach, przyjmujących obecność elektrycznie obojętnych tlenków i ich związków. W teorii jonowej przyjmuje się np., że atomy tlenu są obecne w żuźlach zasadowych tylko w czterech rodzajach cząstek, a mianowicie  $O^{--}$ ,  $SiO_4^{4-}$ ,  $PO_4^{3-}$  i  $AlO_3^{3-}$ , podczas gdy w teorii Schencka jest ich przynajmniej 15.

Obliczenie wykonuje się za pomocą ułamków jonowych, które oblicza się w sposób następujący: liczbę moli, przypadającą na 100 części ciężarowych, otrzymuje się przez podzielenie procentu ciężarów poszczególnych tlenków przez ich ciężary cząsteczkowe. Każdy mol tlenków  $CaO$ ,  $FeO$ ,  $MnO$  i  $MgO$  składa się z jednego kationu i jednego anionu tlenowego, podczas gdy mol  $Fe_2O_3$  zawiera dwa kationy i trzy aniony tlenowe. Każdy mol  $SiO_2$  potrzebuje dwu anionów tlenowych do utworzenia jonu  $SiO_4^{4-}$ , natomiast utworzenie jonów  $2 PO_4^{3-}$  i  $2 AlO_3^{3-}$  z  $P_2O_5$  i  $Al_2O_3$  wymaga trzech jonów tlenowych. Różnica między jonami tlenowymi dostarczonymi przez tlenki metali, a jonami tlenowymi zużyтыми na utworzenie  $SiO_4^{4-}$ ,  $PO_4^{3-}$  i  $AlO_3^{3-}$ , daje ilość wolnych nie związanych jonów tlenowych. Liczba gramojonów każdego jonu w 100 częściach ciężarowych, podzielona przez całkowitą liczbę jonów  $N$ , daje ułamek jonowy odpowiedniego jonu w żuźlu. Tablica IV, wyjęta z pracy Herasymenki i Speighta [6], zawiera przykład obliczenia ułamków jonowych w żuźlu.

Tiemkin [7] określa ułamek jonowy jako stosunek gramojonów każdego składnika do sumy gramojonów tego samego znaku. Nie pozwala to jednak na porównywanie ułamków jonowych kationów i anionów między sobą.

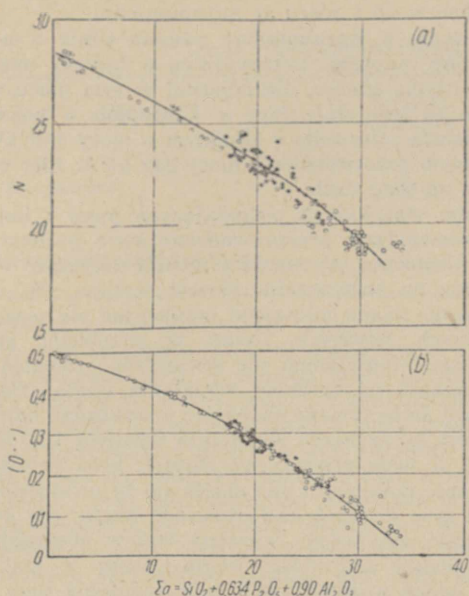
Przy przeliczaniu koncentracji ciężarowych na koncentracje jonowe można zastosować pewne uproszczenia polegające na użyciu wzorów empirycznych, które omijają kłopotliwe obliczenia. Można stwierdzić na pod-

Tablica IV

Obliczenie ułamków jonowych z analizy żuźła

Skład chemiczny żuźła %	Gramojony $N_i$		Gramojony tlenu z tlenków metali	Gramojony tlenu zużyte przez aniony	Ułamek jonowy $N_i/N$
CaO 48,9	$N_{Ca^{++}} = 48,9/56,1 = 0,8715$	$N_{Ca^{++}} = 0,8715$			$(Ca^{++}) = 0,415$
MgO 6,7	$N_{Mg^{++}} = 6,7/40,3 = 0,1663$	$N_{Mg^{++}} = 0,1663$			$(Mg^{++}) = 0,079$
MnO 1,6	$N_{Mn^{++}} = 1,6/70,9 = 0,0226$	$N_{Mn^{++}} = 0,0226$			$(Mn^{++}) = 0,011$
FeO 9,0	$N_{Fe^{++}} = 9,0/71,8 = 0,1253$	$N_{Fe^{++}} = 0,1253$			$(Fe^{++}) = 0,060$
$Fe_2O_3$ 3,3	$N_{Fe^{++}} = 2 \times 3,3/159,7 = 0,0413$	$3/2 N_{Fe^{++}} = 0,0619$			$(Fe^{+++}) = 0,020$
$SiO_2$ 14,4	$N_{SiO_4^{4-}} = 14,4/60 = 0,2400$			$2 N_{SiO_4^{4-}} = 0,4800$	$(SiO_4^{4-}) = 0,114$
$P_2O_5$ 13,3	$N_{PO_4^{3-}} = 2 \times 13,3/142 = 0,1871$			$3/2 N_{PO_4^{3-}} = 0,2806$	$(PO_4^{3-}) = 0,089$
$Al_2O_3$ 4,1	$N_{AlO_3^{3-}} = 2 \times 4,1/101,9 = 0,0804$			$3/2 N_{AlO_3^{3-}} = 0,1206$	$(AlO_3^{3-}) = 0,038$
			Razem 1,2476	Razem 0,8812	
			Mniej 0,8812		
	$N_{O^{--}} = 0,3664$		$N_{O^{--}} = 0,3664$		$(O^{--}) = 0,174$
	Całkowita liczba jonów $N = 2,1009$				Razem 1,000





Rys. 1. Zależność między sumą składników kwaśnych  $\Sigma a$  oraz  $a$ . —  $N$  całkowitą ilością jonów w 100 częściach żużła, i b. —  $(O^{--})$  jonowym ułamkiem jonów tlenowych (wyznaczona doświadczalnie)

Tablica V

Całkowita liczba jonów  $N$  i zawartość  $(O^{--})$  w zasadowych żużlach w zależności od sumy składników kwaśnych ( $\Sigma a$ )

$\Sigma a$ %	$N$	$(O^{--})$
0	2,83	0,502
2	2,79	0,486
4	2,74	0,468
6	2,69	0,448
8	2,64	0,428
10	2,59	0,408
12	2,54	0,385
14	2,49	0,361
16	2,43	0,334
18	2,37	0,308
20	2,31	0,280
22	2,24	0,250
24	2,17	0,216
26	2,09	0,182
28	2,01	0,144
30	1,92	0,100
32	1,80	0,063

stawie badań Herasymenki i Speighta [6], że całkowita liczba jonów  $N$  oraz zawartość jonów tlenowych  $(O^{--})$  w żużlach spotykanych w zasadowym procesie martenowskim, zależy wyłącznie od sumy składników kwaśnych, przedstawionych wzorem

$$\Sigma a = SiO_2 + 0,634 P_2O_5 + 0,90 Al_2O_3,$$

w którym składniki te wyrażone są w procencie ciężarów (rys. 1 a, 1 b). Wyrażenie to wyprowadzone jest na tej podstawie, że każdy mol  $SiO_2$  zużywa dwa jony tlenowe, a każdy mol  $P_2O_5$  i  $Al_2O_3$  potrzebuje trzech jonów tlenowych do utworzenia  $SiO_4^{--}$ ,  $PO_4^{--}$  i  $AlO_3^{--}$ , przy czym cały ten wzór wyrażony jest w równoważnikach ciężarowych  $SiO_2$ .

W przybliżonych obliczeniach, szczególnie gdy zawartości  $P_2O_5$  i  $Al_2O_3$  są ilościowo podobne, można zastosować wzór inny  $\Sigma a = SiO_2 + 0,75 (P_2O_5 + Al_2O_3)$ , w którym wartość 0,75 jest średnią z liczb 0,634 i 0,90. Tablica V podaje wielkość  $N$  i  $(O^{--})$  wyznaczone w ten sposób dla zakresu wartości  $\Sigma a$ , spotykanych w zasadowym procesie martenowskim. Zależność tę stosuje się ściśle jedynie do żużli o niskiej zawartości  $CaF_2$ , a ponieważ ta ostatnia rzadko przekracza w żużlach martenowskich 3 %, więc wpływ fluorytu można pominąć.

Niedawno Herasymenko i Speight [6] opublikowali swe badania nad równowagami reakcji pomiędzy żużlem a kąpielą, rozpatrywanymi z punktu widzenia teorii jonowej, a wyprowadzone zależności zastosowali do zagadnień zasadowego procesu martenowskiego. Wyniki ich badań zostaną podane w streszczeniu w jednym z następnych zeszytów.

Literatura

1. H. Schenck. Physikalische Chemie der Eisenhüttenprozesse Bd. I/II, Berlin 1932/1934, Springer-Verlag.
2. W. L. Bragg. The Atomic Structure of Minerals, London 1937, Cornell University Press.
3. L. Pauling. The Nature of the Chemical Bond and the Structure of Molecules and Crystals, London 1945, Cornell University Press.
4. J. Chipman i Lo-Ching Chang. J. Metals, 1, 1949, nr 2, str. 191—197.
5. O. Jesin: Dokł. Akad. Nauk SSSR, 59, 1948, nr 2, str. 289-292.
6. P. Herasymenko i G. E. Speight. J. Iron Steel Inst., 166, 1950, nr 3, str. 169-183.
7. M. Tiemkin. Zurn. Fiz. Chim. 20, 1946, str. 105.

J. Natkaniec

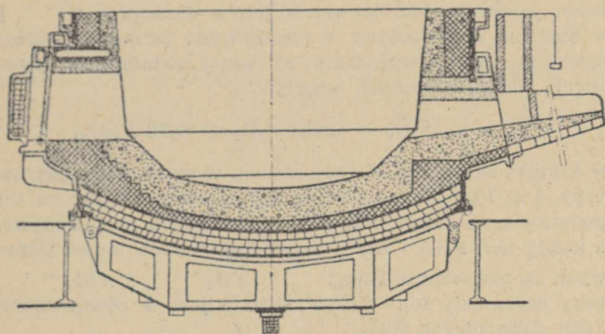
Indukcyjne mieszanie kąpeli w piecu łukowym

Światowa produkcja stali z pieców elektrycznych wzrasta stale w stosunku do stali martenowskiej, mimo że koszt energii elektrycznej jest stosunkowo wysoki. Toteż wszystkie osiągnięcia w kierunku skrócenia czasu trwania procesu, a tym samym zmniejszenia zużycia energii elektrycznej, zasługują na uwagę.

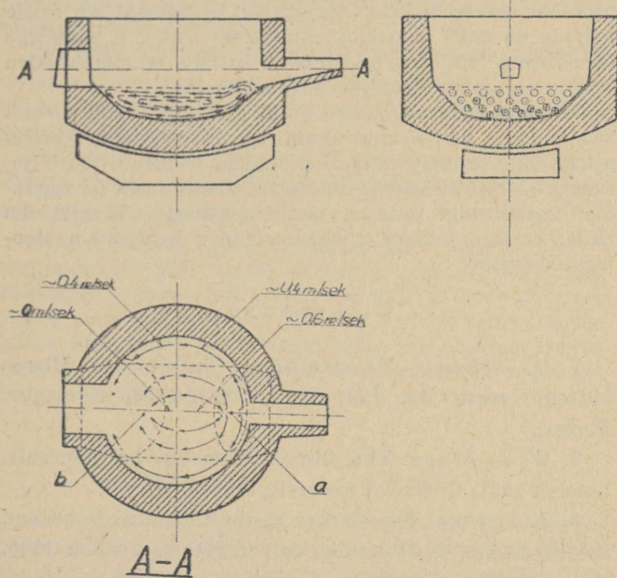
Szczególne zalety elektrycznych pieców łukowych, jest wytwarzanie stali o niskiej zawartości siarki i tlenu, co uzyskuje się w okresie redukcyjnym, kiedy gotowanie kąpeli już się skończyło i gdy jest ona stosunkowo spokojna. Reakcje usuwania z kąpeli siarki i tlenu odbywają się głównie na powierzchni styku metalu i żużła, gdzie najważniejszą rolę grają procesy dyfuzji i dlatego przebiegają one bardzo powoli. W tych warunkach

okres redukcyjny przedłuża się, na skutek czego zużycie energii jest znaczne, a materiały ogniotrwałe pieca narażone są na szybkie zużycie.

Interesującą próbę przyspieszenia tych reakcji stanowi zastosowanie indukcyjnego mieszania kąpeli w łukowym piecu elektrycznym. Nowy typ mieszadła indukcyjnego zaprojektowany został przez dr L. Dreyfusa z firmy ASEA. Dwa takie mieszadła pracują w Szwecji, jedno w 15 t piecu w Uddeholm, a drugie w 10 t w Surahammar. Mieszadło, które jest umieszczone pod niemagnetyczną płytą denną pieca (rys. 1), pracuje na dwu fazach przy bardzo niskiej częstotliwości przy czym prąd dostarczany jest z przetwornicy. Uzwojenie wbudowane pod piecem działa jako stojan, podczas gdy ką-



Rys. 1. Przekrój pieca łukowego z umieszczonym pod nim mieszadłem indukcyjnym.



Rys. 2. Ruch kąpieli w czasie mieszania indukcyjnego w 15 t piecu łukowym. W punkcie *a* prąd biegnący przy trzonie wypływa na powierzchnię; w punkcie *b* prądy powierzchniowe poruszają się w dół

piel metalowa działa jako wirnik. Prądy elektryczne w dwu fazach indukują prądy w ciekłej kąpieli stalowej, wytwarzając równocześnie ruchome pole magnetyczne, które działa na stal siłami równoległymi do trzonu pieca. W wyniku części kąpieli, która jest bliska trzonu pieca, zaczyna się poruszać w kierunku równoległym do trzonu, przy czym szybkość poruszania nie wzrasta z odległością od środka pieca.

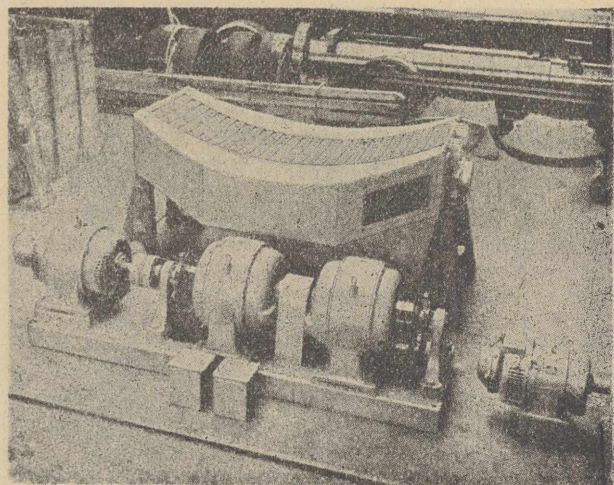
Rysunek 2 przedstawia ruch kąpieli w czasie mieszania jej w piecu w Uddeholm. Od okna wsadowego w kierunku otworu spustowego biegnie silny prąd spodem kąpieli przy trzonie pieca, aby przy otworze spustowym dzięki kształtowi trzonu wypłynąć do góry. Prądy z boków i ze środka pieca zbiegają się przy oknie wsadowym i tutaj poruszają się w dół. Szybkości tych prądów, które podano na rysunku, określano przez obserwację kawałków wapna, pływających na czystej powierzchni metalowej. Warstwa żużla pokrywająca kapiel opóźnia prawdopodobnie ten ruch i szybkość w górnej warstwie kąpieli jest przez to nieco mniejsza.

Proste urządzenie pozwala na zmianę kierunku ruchu kąpieli, co stosuje się w razie potrzeby, zwykle po dodaniu dodatków stopowych, aby przesunąć je ku środkowi pieca.

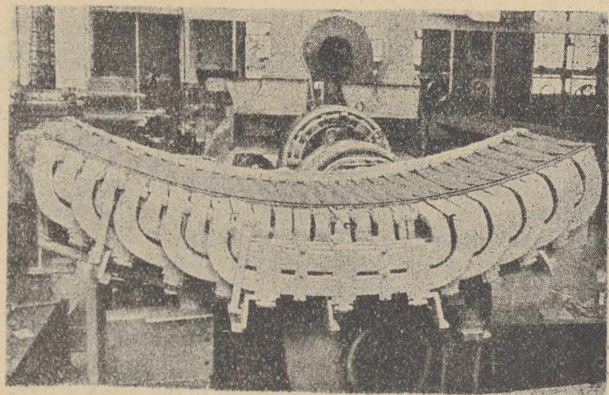
Rys. 3 i 4 przedstawiają mieszadło indukcyjne, zamontowane w 10 t piecu w Surahammar.

Mieszadło w Surahammar posiada silnik o mocy 63 kW, który napędza przetwornicę o łącznej mocy 105 kVA. Zużycie energii elektrycznej w tym piecu wynosi 7 kWh na tonę stali. Piec w Uddeholm o pojemności 5 t posiada mieszadło z silnikiem o mocy 109 kW, napędzającym przetwornicę o mocy 212 kVA. Piec zużywa 18 kWh na tonę stali.

W obu stalowniach posiadających piec z indukcyjnymi mieszadłami przeprowadzono serie próbnych wytopów. Uzyskano interesujące wyniki dotyczące wpływu mieszania na poszczególne okresy wytopu. W okresie roztopiania wsadu mieszanie indukcyjne nie powodowało żadnych istotnych zmian w przebiegu procesu. W okresie utleniającym nie stwierdzono również wpływu mieszania na szybkość wypalania węgla. Tłumaczy się to być może tym, że świeżenie prowadzono bardzo intensywnie, bo szybkość wypalania wynosiła 1,20 % C na godzinę, a więc przerobienie kąpieli było bardzo silne i mieszanie indukcyjne nie mogło się tu uwidocznić. Natomiast przy niższych zawartościach węgla, gdy gotowanie osłabło, zauważono wyraźny wpływ mieszania. Tablica I podaje zawartości węgla i tlenu w stali oraz tlenu żelaza w żużlu pod koniec świeżenia przy wyrobie stali niskowęglowych. Dane wskazują, że przy pomocy mieszania indukcyjnego otrzymać można równocześnie niską zawartość węgla i tlenu, co oznacza, że reakcja wypalania węgla zbliża się ściślej do wartości równowagi. Równocześnie zawartość FeO w żużlu jest znacznie niższa (o 10 %) czyli że uzysk wlewków będzie nieco wyższy przy mieszaniu indukcyjnym, aniżeli przy pracy normalnej bez mieszania kąpieli.



Rys. 3. Mieszadło indukcyjne zamknięte w obudowie (piec 10 t w Surahammar). Obok stoi przetwornica składająca się z silnika i dwu prądnic



Rys. 4. To samo mieszadło co na rys. 3, ale odkryte, bez obudowy

Dane z końcowego okresu świeżenia stali niskowęglowych

Proces	Liczba wytopów	% [C]	% [O]	[C] x [O]	(FeO)	[O]/(FeO)
Bez mieszania	6	0,029	0,094	0,0028	46,2	0,0020
Z mieszaniem indukcyjnym	5	0,031	0,071	0,0022	36,2	0,0020

Natomiast bardzo ważną rolę odgrywa mieszadło indukcyjne przy ściąganiu żużla utleniającego, co ma bardzo duże znaczenie przy produkcji stali jakościowych i dużych ilości stali wytwarzanych z zanieczyszczonych surowców. Dzięki mieszadłu ściąganie żużla przeprowadzone jest dokładniej i praca obsady piecowej jest łatwiejsza. I tak np. przy wytwarzaniu stali o możliwie bardzo niskiej ilości zanieczyszczeń stosowano przy procesie bez mieszania 50 % złomu handlowego do wsadu i trzykrotnie ściągano żużel celem dokładnego usunięcia niepożądanych składników, podczas gdy przy procesie z mieszaniem indukcyjnym wsad składał się ze 100 % złomu handlowego i wystarczyło jednorazowe ściągnięcie żużla, aby uzyskać taką samą ilość zanieczyszczeń w stali. Również skład żużla w okresie redukcyjnym, prawdopodobnie dzięki dokładniejszemu usunięciu żużla utleniającego, wykazywał wyższą zasadowość, gdyż stosunek  $CaO/SiO_2$  wynosił 3,25, w porównaniu do 2,75 w procesie bez mieszania. Należy zaznaczyć, że w obu procesach dodatki wapna i fluorytu były identyczne. Liczby te dotyczą pieca w Uddeholm, natomiast dla pieca w Surahammar wynosiły one odpowiednio 3,0 i 2,2.

Okres redukcyjny ma za zadanie usunąć jak najlepiej tlen ze stali, ponieważ od niego głównie zależy czystość i zawartość siarki w stali końcowej. Rys. 5 pokazuje spadek zawartości tlenu z upływem czasu procesu, przy czym każda krzywa przedstawia średnie z dwu wy-

topów. Jak widać, zawartość tlenu obniża się szybciej w wytopach, w których zastosowano mieszanie indukcyjne. Jeżeli z góry określi się pewną zawartość tlenu przed spustem, to można stwierdzić, że dzięki mieszaniu indukcyjnemu czas redukcji pod białym żużlem skraca się o 30 do 40 minut. Jeżeli np. końcowa zawartość tlenu ma wynosić 0,004 %, to czas redukcji bez mieszania wynosi około 75 minut, w porównaniu z 45 minutami pracy z mieszaniem kąpielii. Również ilość wtrąceń niemetalicznych w stali produkowanej z mieszaniem, wykazała spadek o około 2/3. Jest to spowodowane przez fakt, że przy mieszaniu indukcyjnym coraz to nowe „porcje” metalu spotykają się z warstwą żużla, który wyciąga z nich produkty odtleniania.

Mieszanie indukcyjne wpływa również na odsiarczanie stali. Rys. 6 pokazuje zmianę zawartości siarki w kąpielii, w okresie redukcyjnym. Szybkość odsiarczania w przypadku mieszania jest nieco większa, tak że oszczędność na czasie wynosi około 20 minut. Tłumaczy się to tym, że reakcja odsiarczania

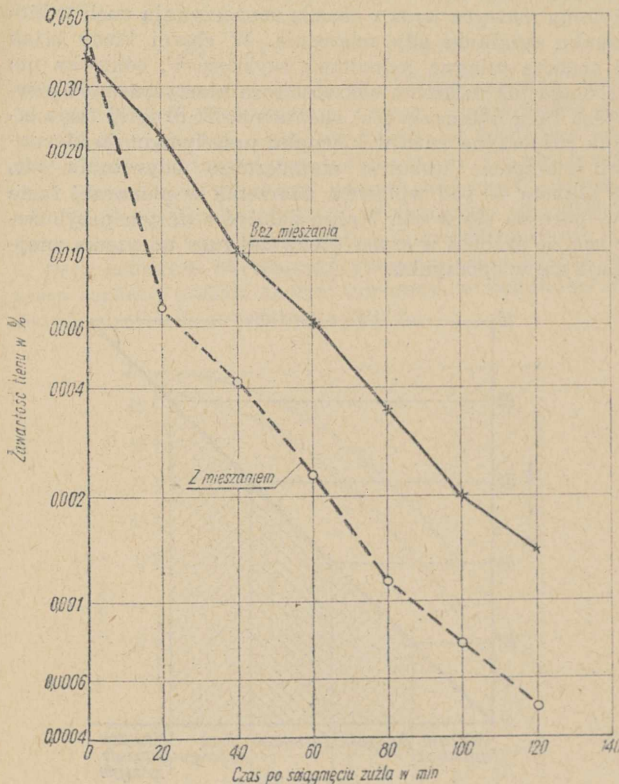


przebiega między żużlem a kąpielią, nie więc dziwnego, że następuje jej przyspieszenie, gdyż dzięki mieszaniu się kąpielii coraz to nowe części metalu stykają się z żużlem.

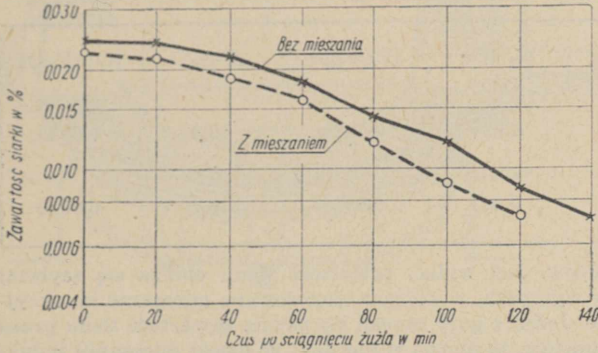
Badania nad rozkładem temperatury w piecu, przeprowadzone w Uddeholm przy pomocy termopary immersyjnej, wykazały, że w okresie świeżenia węgla nie ma żadnych różnic temperatury pomiędzy różnymi częściami kąpielii, niezależnie od tego czy kąpiel była mieszana, czy też nie. Natomiast w okresie redukcyjnym przy procesie bez mieszania zanotowano różnice temperatur pomiędzy warstwą powierzchniową a spodnią kąpielii stalowej wynoszące 19° C. Po włączeniu mieszadła kąpiel nie wykazywała żadnych różnic temperatur. Podobnie różnica między temperaturą stali a żużla przy mieszaniu wynosiła 26° C, w porównaniu z 102° C jakie stwierdzono już w 17 minut po wyłączeniu mieszadła.

W okresie świeżenia węgla kąpiel wskutek silnego wzburzenia, posiada jednakowy skład chemiczny w różnych swoich warstwach i nie ma znaczniejszych różnic koncentracji pewnych pierwiastków. Inaczej natomiast jest w okresie redukcyjnym, w którym, jak wykazały badania, istnieje jeszcze po 9 do 12 minutach od chwili wrzucenia dodatków bardzo duża różnica między składem warstwy powierzchniowej i dolnej, szczególnie jeśli idzie o takie pierwiastki jak mangan i krzem. Nawet trzykrotne mieszanie żerdzią w ciągu pierwszych 5 minut po załadowaniu dodatków daje znaczne różnice w koncentracjach warstwy górnej i dolnej. Natomiast przy mieszaniu indukcyjnym kąpielii różnic w koncentracjach warstwy górnej i dolnej nie ma prawie zupełnie. Daje to więc możliwość otrzymania całkowicie jednorodnej kąpielii w krótkim czasie po dodaniu dodatków, co można wykorzystać przy wytwarzaniu stali wysokostopowych, np. stali szybkoznących i nierdzewnych.

Trudno jest coś powiedzieć na temat ekonomii tego urządzenia. Do tej pory wykonano zaledwie kilka takich mieszadeł, dlatego ich koszt wykonania jest niewątpli-



Rys. 5. Odtlenianie w czasie okresu redukcyjnego z mieszaniem indukcyjnym i bez



Rys. 6. Odsiarczanie w czasie okresu redukcyjnego z mieszaniem indukcyjnym i bez

wie dosyć wysoki. Dopasowanie mieszadła do istniejącego pieca powoduje również pewne kłopoty i dodatkowe wydatki. Płyta denna pieca musi być zastąpiona przez materiał niemagnetyczny, a więc prawdopodobnie austenityczną stal chromoniklową 18,8. Poza tym do umieszczenia mieszadła potrzebna jest wolna przestrzeń pod piecem o wysokości 500 do 1000 mm. Należy również zastosować pewne środki ostrożności, aby nie zniszczyć mieszadła przez przegrzanie go do zbyt wysokich temperatur, jakie mogą powstać pod piecem. Mimo tych trudności urządzenie daje szereg wymienionych korzyści tak, że należy z uwagą obserwować dalszy jego rozwój i zastosowanie.

Literatura

1. S. Fornander i F. Nilsson. J. Metals, t. 188, nr 1, I, 1950, str. 22—29, nr 2, II 1950, str. 256—256 D.  
 2. L. Dreyfus. ASEA Rev. t. 22, nr 3—4, V—VII, 1950, str. 35—43.  
 J. Natkaniec

KUŹNICTWO

Fundamentowanie ciężkich młotów matrycowych<sup>1</sup>

Ogólnie przyjęte zasady prawidłowego fundamentowania młotów z szabotą streszczały się dotychczas w następujących wymaganiach:

- a. Ciężar szaboty winien być dwadzieścia razy większy (w razie instalacji młota w terenie piaszczystym) lub trzydzieści razy większy (w razie instalacji młota w terenie skalistym) niż ciężar spadających mas młota;
- b. Fundament szaboty winien być oddzielony od sąsiadującego terenu szczeliną szerokości co najmniej 10 cm. Ponadto między szabotą a fundamentem należy umieścić wkładkę drewnianą.

Powyższe warunki, określające tylko ogólnie wielkość szaboty, nie mogą być niestety podstawą ani do określenia fundamentu, ani energii przenoszonej na grunt otaczający fundament. Decydujący wpływ na wielkość drgań przyległego do młota terenu ma przede wszystkim ciężar i kształt fundamentu.

Zgodnie z uproszczonymi prawami elementarnej mechaniki energia uderzenia udzielona masom szaboty i fundamentu zostaje pochłonięta i rozproszona przez przylegający teren. Proste prawa uderzenia nie wyjaśniają jednak, ile tej energii przypada na szabotę, ile na fundament, a ile na teren przyległy oraz w jakim stosunku energia zamienia się na drgania i bezpośrednio na ciepło.

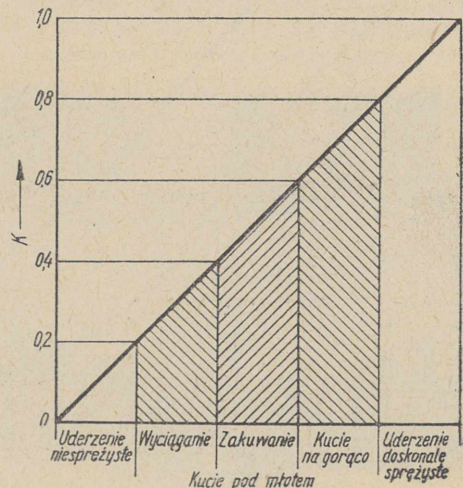
Znane są przyrządy pomiarowe, za pomocą których ustala się ruchy bijaka i szaboty w zależności od czasu. Na podstawie tych danych można określić szybkości oraz przyspieszenia bijaka i szaboty podczas uderzenia i po uderzeniu. Opierając się na tych danych i uwzględniając znane prawa uderzenia, można ustalić charakterystyczne wielkości dotyczące fundamentów młotów matrycowych.

Siła uderzenia i rozkład energii bijaka

Celem możliwie jak najprostszego ujęcia zjawisk dynamicznych, zachodzących w czasie kucia matrycowego założono, że uderzenia bijaka podczas kucia są osiowe w stosunku do młota i szaboty. Z fizycznego punktu widzenia kucie można rozpatrywać jako szereg następują-

cych po sobie nieelastycznych uderzeń bijaka i odkształcanej odkuwki. Współczynnik sprężystości  $K$  uderzanej odkuwki jest zmienny i rośnie, stając się większy od 0 a mniejszy od 1, w miarę kolejnych uderzeń bijaka, w okresie między dwoma kolejnymi nagrzaniem odkuwki.

Zjawiska energetyczne, które zachodzą w czasie jednego uderzenia, można podzielić na dwie zasadnicze fazy. Pierwsza faza uderzenia rozpoczyna się w chwili zetknięcia się bijaka (matrycy) z odkuwką. Bijak porusza się od tej chwili ruchem opóźnionym, przy czym następuje plastyczne odkształcenie odkuwki i sprężyste odkształcenie bijaka oraz szaboty. Równocześnie szabota i dolna matryca wraz z obsadą rozpoczynają ruch w kierunku działania siły uderzenia. W chwili kiedy bijak i szabota osiągną jednakową szybkość  $V$ , odkuwka nie podlega już dalszemu odkształceniu plastycznemu i pierwsza faza uderzenia jest skończona. W drugiej fazie bijak rozpoczyna ruch w kierunku przeciwnym do kierunku uderzenia, wskutek elastycznego odprężania się, a szabota — pod wpływem uderzenia w pierwszej fazie — porusza się w dół. Można założyć z dużym przybliżeniem, że szabota w czasie pierwszej fazy uderzenia znajduje się w spoczynku.



Rys. 1.

<sup>1</sup> Gründung von schweren Schabotte-Gesenkschmiedehämmern, H. Haller, Stahl u. Eisen, 1949, str. 227-232.

W zależności od zdolności odkształcania się matrycowanej odkuwki siła uderzenia działa w ściśle określonym czasie. Siła ta wzrasta w okresie jednego uderzenia i osiąga wartość maksymalną, a następnie maleje do zera w chwili wyrównania się szybkości bijaka i szaboty. Im krótszy jest czas pierwszej fazy uderzenia (czas odkształcenia plastycznego), tym większa jest siła  $P$ . Siłę tę określa w ogólnej postaci prawo pędu.

$$\int P dt = m \int dV$$

Energia kinetyczna bijaka

$$E_1 = \frac{m_1}{2} \cdot V_1^2 \text{ kgm} \quad (1)$$

wyzyskana jest tylko częściowo na pracę odkształcenia plastycznego matrycowanej odkuwki, a mianowicie tym więcej, im wartość współczynnika sprężystości odkuwki  $K$  jest bliższa zera. Energia zużyta na sprężyste odkształcenie bijaka wynosi

$$E'_1 = \frac{m_1}{2} \cdot V_1'^2 \text{ kgm} \quad (2)$$

Energia zużyta na wprowadzenie w ruch uderzanej masy wynosi

$$E'_2 = \frac{M_1}{2} \cdot V_2'^2 \text{ kgm} \quad (3)$$

Szybkość  $V_1$ , wynikająca ze sprężystego odkształcenia bijaka po pierwszej fazie uderzenia oraz  $V_2$ , z którą poruszają się masy uderzone, określają wzory:

$$V_1' = \frac{m_1 V_1}{m_1 + M} (1 + K) - K V_2, \text{ m/s}, \quad (4)$$

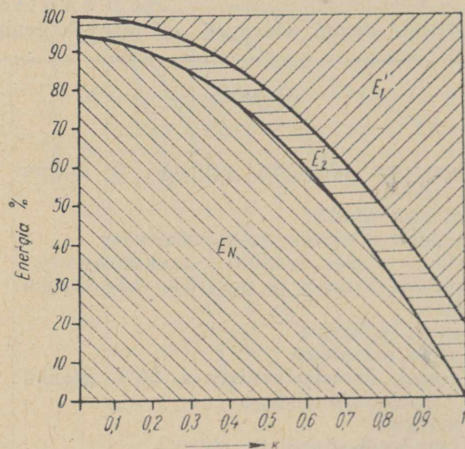
$$V_2' = \frac{m_1 V_1}{m_1 + M} (1 + K) \text{ m/s}. \quad (5)$$

Energia użyteczna zużyta na plastyczne odkształcenia wynosi:

$$E_N = E_1 - (E'_1 + E'_2) \text{ kg.m} \quad (6)$$

Współczynnik sprężystości  $K$ , od którego zależy energia  $E'_1$  i  $E'_2$ , jest funkcją czasu plastycznego odkształcenia odkuwki. Czas ten zależy od średniego nacisku bijaka, stosunku mas uderzających i uderzanych oraz od szybkości bijaka w początkowej chwili uderzenia. Wielkość współczynnika  $K$ , w zależności od różnych rodzajów robót kowalskich, podaje w przybliżeniu rys. 1.

Przy założeniu określonego stosunku masy bijaka do masy szaboty, podział energii uderzenia w zależności od współczynnika  $K$  przedstawia rys. 2.



Rys. 2.

Wpływ na fundament oraz na wielkość drgań przyległego terenu wywiera tylko energia  $E_2$ , natomiast energia  $E'_2$  i  $E'_1$  wpływa na współczynnik wyzyskania energii bijaka  $\eta$ , który określa jaka część całkowitej energii kinetycznej bijaka jest wyzyskana na odkształcenie plastyczne odkuwki.

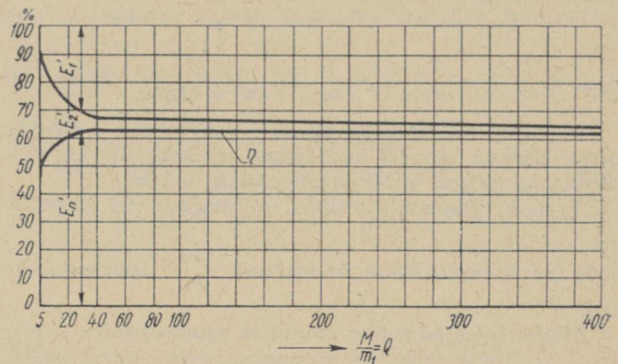
W celu określenia fundamentu młota matrycowego trzeba uwzględnić trzy zasadnicze warunki:

1. współczynnik wyzyskania energii bijaka winien być jak najwyższy,
2. przenoszenie drgań na przyległy do młota teren winno być jak najmniejsze,
3. podłoże fundamentu musi wytrzymać nacisk obciążających go sił statycznych i dynamicznych, które go obciążają.

### Współczynnik wyzyskania energii bijaka

Zasadniczy wpływ na wielkość współczynnika wyzyskania energii bijaka  $\eta$ , ma stosunek mas młota uderzających i uderzanych. Wkładki sprężynowe między szabotą a fundamentem znacznie zmniejszają ten współczynnik.

W dalszych rozważaniach nad zjawiskami związanymi z uderzeniem i przenoszeniem się energii uderzenia na teren założono, że szabota i fundament stanowią jedną całość. Normalne wkładki drewniane między szabotą a fundamentem nie mają istotnego wpływu na drgania.



Rys. 3.

Wkładki te stosuje się w celu ochrony powierzchni fundamentu przed przedczesnym rozbiciem. Należy jednak stwierdzić, że szereg młotów matrycowych, których szabota jest bezpośrednio sztywnie połączona z fundamentem, pracuje bez tych wkładek zupełnie zadowalająco.

Wielkość współczynnika wyzyskania energii bijaka określa wzór:

$$\eta = \frac{E_N}{E_1} \cdot 100 : \left( 1 - \frac{E'_1}{E_1} - \frac{E'_2}{E_1} \right) \cdot 100 \% \quad (7)$$

Z równań (2) do (5) wynika, że

$$\eta = \left[ 1 - \frac{(1 \cdot Q \cdot K)^2 + Q(1 + K)^2}{(1 + Q)^2} \right] \cdot 100 \% \quad (8)$$

Wykres (rys. 3) sporządzony na podstawie powyższych równań przy założeniu  $K = 0,6$  wskazuje, że już przy  $Q = 20$  osiągamy zadowalający współczynnik  $\eta$ . Na tej podstawie określono znany warunek doboru stosunku masy bijaka do szaboty.

### Drgania terenu i wielkość fundamentu

Przyczyną drgań podłoża fundamentu i otaczającego terenu jest energia przenoszona na fundament:

$$E'_2 = E_1 \frac{m_1 M (1 + K)^2}{(m_1 + M)^2} \text{ kg m}. \quad (9)$$

Energia ta powoduje dynamiczne obciążenie podłoża fundamentu. Odształcenia podłoża wywołane tą siłą są tak duże w stosunku do odształceń fundamentu, że można praktycznie traktować fundament jako ciało idealnie sztywne.

Równanie (9) po przekształceniu otrzymuje postać znanego równania szaboty

$$E'_2 = E_1 \frac{Q(1+K)^2}{(1+Q)^2} \text{ kg/m} \quad (10)$$

Celem uproszczenia można założyć, że podłoże fundamentu, mające  $n_B$  drgań własnych, zachowuje się tak, jak doskonale elastyczna sprężyna. Pod wpływem nacisku  $P_d$ , spowodowanego działaniem energii  $E'_2$ , podłoże fundamentu zostaje elastycznie ściśnięte. Gdy nacisk ten osiągnie wartość maksymalną, rozpoczyna się rozprężanie podłoża. Drgania fundamentu o amplitudzie  $a_d$ , wywołuje określone drganie podłoża z częstotliwością  $n_g$ . Całkowity ciężar młota i fundamentu, wyrażony siłą statyczną  $P_s$ , powoduje dodatkowe ugięcie podłoża  $a_s$ . Suma  $a_s + a_d$  określa całkowite ugięcie podłoża. Ze względu na to, że fundamentowanie musi być zawsze tak wykonane, aby w żadnym przypadku nie nastąpiło trwałe odształcenie podłoża, można zgodnie z prawem Hooke'a

oraz uwzględniając zależność  $E'_2 = \frac{P_d}{2} \cdot a_d$  (rys. 4) ustalić następujące równania:

$$P_s = a_s \cdot c = G_0 + G_1 + G_2 + G_3 \text{ kg} \quad (11)$$

$$P_d = a_d \cdot c = \frac{2}{a_d} \cdot E'_2 = \frac{2}{a_d} E_1 \frac{m_1 M}{(m_1 + M)^2} (1+K) \text{ kg} \quad (12)$$

Współczynnik sprężynowania  $c$ , jak wynika z powyższych równań, określa teoretyczną wielkość siły kg, niezbędną do ugięcia sprężystego podłoża o 1 m.

Warunki fundamentowania ze względu na drgania będą tym korzystniejsze, im wartość  $\frac{P_d}{P_s}$  będzie mniejsza.

Przekształcając znane równanie częstotliwości

$$n_g = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{c}{M}} \text{ na}$$

$$c = M \cdot n_g^2 (2\pi)^2 \text{ kg/m} \quad (13)$$

i wstawiając wartość  $c$  w równanie (12) otrzymujemy

$$a_d \cdot n_g \cdot 2\pi = V_1 \frac{1+K}{1+Q} = V'_2 \quad (14)$$

Ze względu na dużą wartość  $Q$  wobec liczby 1 w mianowniku równania (14) można w przybliżeniu równanie to przedstawić w postaci

$$Q \cong 0,16 V_1 \frac{1+K}{a_d \cdot n_g} \quad (15)$$

Jeśli przy tym założeniu podstawimy odpowiednie wartości  $c$  i  $a_d$ , równanie (12) przybierze postać:

$$P_d \cong 6,4 m_1 n_g V_1 (1+K) \text{ kg.} \quad (16)$$

Zależności między  $Q$ ,  $a_d$ ,  $P_d$  i  $n_g$  z równań (15 i 16) przedstawiono przykładowo na rys. 4 dla młota spadowego 5 t. Z wykresu wynika, że dla określonej wartości  $n_g$ ,  $P_d$  jest niezależne od  $Q$ , natomiast  $a_d$  jest hiperboliczną funkcją  $Q$ .

Tablica I

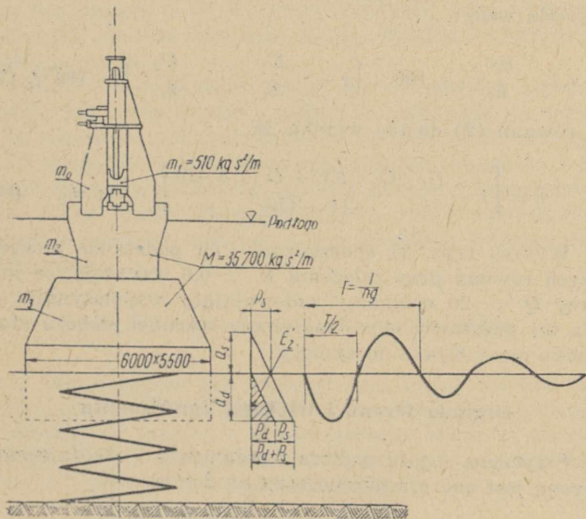
Dopuszczalny nacisk na podłoże fundamentu

	kg/m <sup>2</sup>
A. Nasypy świeże, nie ubijane	10 · 10 <sup>3</sup>
B. Grunt osadowy, nie naruszony	0
1. bagnisty, torfowy, mułowy	0
2. grunt stały, luźny:	
a. piasek drobno- i średnioziarnisty, wielkość ziarn do 1 mm	20 · 10 <sup>3</sup>
b. piasek gruboziarnisty, wielkość ziarn 1—3 mm	30 · 10 <sup>3</sup>
c. piasek zawierający min. 1/3 żwiru i żwir (wielkość ziarn 70 mm)	40 · 10 <sup>3</sup>
3. Grunt zwarty: glina, il, piasek ilasty:	
a. mulisty (błotnisty)	0
b. miękki (bardzo plastyczny)	4 · 10 <sup>3</sup>
c. sztywny (mało plastyczny)	8 · 10 <sup>3</sup>
d. półtwardy	15 · 10 <sup>3</sup>
e. twardy	30 · 10 <sup>3</sup>
4. Skała z nieznacznymi szczelinami nie zwietrzała i korzystnie zalegająca. W razie dużych szczelin albo niekorzystnego zalegania należy liczyć połowę podanych poniżej wartości:	
a. skały warstwowe, nie przemieszane (piaskowiec, wapień, marmur, margiel, dolomit)	
α mało wytrzymałe	100 · 10 <sup>3</sup>
β wytrzymałe (ponad 500 · 10 <sup>3</sup> kg/m wytrzymałości na ściskanie)	150 · 10 <sup>3</sup>
b. skały masywne (granit, sjenit, porfir, diabaz, bazalt, gnejs)	300 · 10 <sup>3</sup>

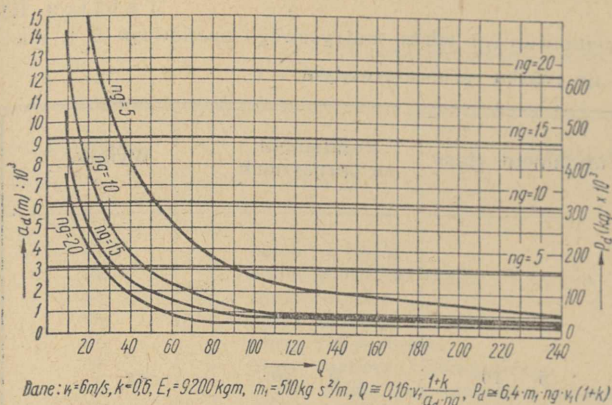
Tablica II

Częstotliwość drgań własnych  $n_B$  różnych gruntów

	Podłoże	$n_B$ (1/5)
1	warstwa bagnista grubości 3 m na piasku	4
2	piasek miałki	19,3
3	wilgotny piasek średnioziarnisty	21,8
4	suchy piasek średnio i gruboziarnisty	22,0
5	piasek gliniasty na pokładzie marglowym	22,6
6	żwir	23,5
7	gлина wilgotna	23,5
8	gлина marglowa	23,8
9	piasek drobnoziarnisty z 30 % piasku średnioziarnistego	24,2
10	margiel	25,7
11	żwir gruboziarnisty, zbity	30,0



Rys. 4.



Rys. 5.

Decydujący wpływ na oddziaływanie fundamentu na teren wywiera wartość  $n_g$ , która przy stałym fundamencie jest ściśle określona przez wartość  $c$  dla danego podłoża, a zatem nie może być dowolnie obrana. Z tego powodu przed ustaleniem wielkości fundamentu należy dokładnie zbadać teren, na którym ma być budowany fundament.

Przed wszystkim należy ustalić:

1. Dopuszczalny nacisk jednostkowy na podłoże fundamentu (tablica I).
2. Częstotliwość drgań własnych podłoża (tablica II).
3. Jednostkowy współczynnik sprężynowania podłoża określony wzorem

$$c = \beta \cdot F \text{ kg/m} \quad (17)$$

Wartość  $\beta$  wynosi dla terenu piaszczystego  $3 \cdot 10^5$  do  $10 \cdot 10^6$ , a dla terenu gliniastego  $5 \cdot 10^6$  do  $25 \cdot 10^6$ .

Warunki pomyślnego fundamentowania są następujące:

1. Częstotliwość drgań  $n_g$  nie może być równa ilości drgań własnych podłoża  $n_B$ , ponieważ powstający w tym przypadku rezonans może spowodować niedopuszczalne drgania terenu. W związku z tym

$$\text{musi być } \frac{n_g}{n_B} \ll 1.$$

2. Okres drgań fundamentu musi być znacznie dłuższy niż czas uderzenia bijaka (czas plastycznego odkształcania odkuwki; przy młotach matrycowych wynosi on 0,01 — 0,02 sek).

3. Częstotliwość drgań fundamentu musi być znacznie większa od ilości uderzeń bijaka na sekundę. (Ilość uderzeń bijaka  $z$  wynosi najwyżej 80 na sekundę, co odpowiada częstotliwości 1,33 Hz. Obowiązuje więc warunek:

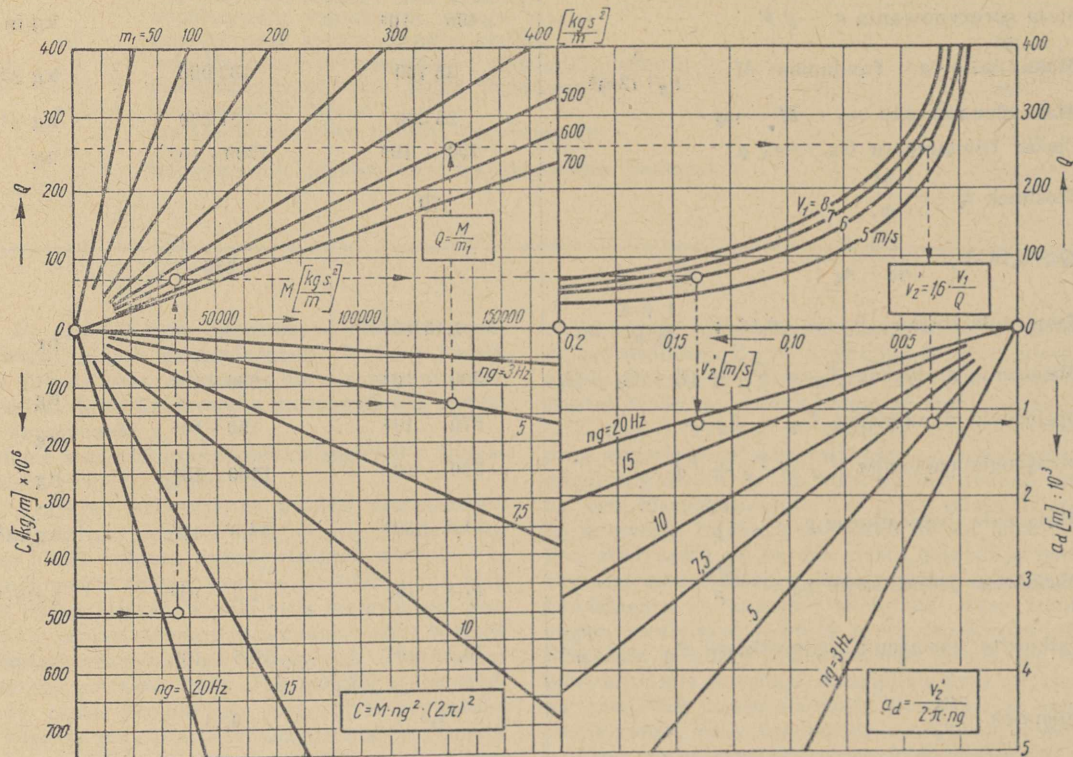
$$n_B > n_g > z.$$

4. Dynamiczny nacisk na podłoże  $P_d$  musi być mniejszy od statycznego  $P_s$ .

Drgania terenu będą więc tym mniejsze, im ściślej będą dotrzymane podane wyżej warunki. Niestety w razie zastosowania fundamentów stałych, idealny dobór warunków nie jest możliwy. W szczególności współczynnik sprężynowania  $c = \beta \cdot F$  zależy od określonych z góry właściwości terenu, od powierzchni fundamentu  $F$ , której wielkość zależy od możliwości konstrukcyjnego rozwiązania fundamentu.

Natomiast w razie zastosowania fundamentowania na sprężynach, można dowolnie dobrać odpowiednią częstotliwość drgań fundamentu  $n_g$ . Aby można było wyeliminować drgania młota, wartość  $n_g$  musi być co najmniej równa  $1/3$  ilości drgań własnych podłoża. Ten warunek może być dotrzymany tylko w razie zastosowania fundamentów na sprężynach.

Poniżej podano w postaci nomogramu (rys. 6) zależności głównych czynników związanych z fundamentowaniem. Wykreślono tam, jako przykład zależność dla młota matrycowego spadowego 5 t, mającego energię



Rys. 6.

Tablica III

Zestawienie wartości czynników związanych z fundamentowaniem młota matrycowego spadowego 5 t, mającego energię uderzenia 9200 kg/m, na piasku gruboziarnistym

	Fundament stary	Fundament na sprężynach	Wymiar
<b>A. Dane:</b>			
1. Ciężar bijaka $G_1$	$5 \cdot 10^3$	$5 \cdot 10^3$	kg
2. Masa bijaka $m_1 = \frac{G}{g}$	510	510	kg s <sup>2</sup> /m
3. Ciężar szaboty $G_2 = 20 \cdot G_1$	$100 \cdot 10^3$	$100 \cdot 10^3$	kg
4. Masa szaboty $\frac{G_2}{g} = m_2$	10 200	10 200	kg s <sup>2</sup> /m
5. Ciężar młota $G_0$	$25 \cdot 10^3$	$25 \cdot 10^3$	kg
6. Częstotliwość drgań własnych terenu $n_B$ (z tablicy II)	22	22	1/s
7. Współczynnik $\beta$	$15 \cdot 10^6$	$15 \cdot 10^6$	kg/m <sup>2</sup>
8. Szybkość uderzenia bijaka $V_1 = \sqrt{\frac{2 E_1}{m_1}}$	6	6	m/s
<b>B. Założono:</b>			
1. Współczynnik sprężystości odkuwki $K$	0,6	0,6	—
2. Powierzchnia fundamentu $F$	33	90	m <sup>2</sup>
3. Częstotliwość drgań fundamentu, $n_g$	19	5	1/s
4. Amplituda drgań $a_d$	—	$1,15/10^3$	m
5. Stałe sprężynowanie $c$	—	$130 \cdot 10^6$	kg/m
<b>C. Obliczono:</b>			
1. Stała sprężynowania $c = \beta \cdot F$	$495 \cdot 10^6$	—	kg/m
2. Masa: szabota + fundament $M = \frac{c}{n_g^2 (2\pi)^2}$	35 700	132 000	kg s <sup>2</sup> /m
3. Masa fundamentu $m_3 = M - m_2$	25 500	121 800	kg s <sup>2</sup> /m
4. Ciężar fundamentu $G_3 = m_3 \cdot g$	$250 \cdot 10^3$	$1200 \cdot 10^3$	kg
5. Stosunek $Q = \frac{M}{m_1}$	70	—	—
6. $Q \cong 0,16 V_1 \frac{1+K}{a_d \cdot n_g}$	—	260	—
7. Amplituda drgań $a_d = 0,16 V_1 \frac{1+K}{Q n_g}$	$1,15/10^3$	—	m
8. Obciążenie statyczne $P_s = G_0 + G_1 + G_2 + G_3$	$380 \cdot 10^3$	$1330 \cdot 10^3$	kg
9. Obciążenie dynamiczne $P_d = a_d \cdot c$	$570 \cdot 10^3$	$150 \cdot 10^3$	kg
10. Obciążenie całkowite $P_g = P_s + P_d$	$950 \cdot 10^3$	$1480 \cdot 10^3$	kg
11. Obciążenie jednostkowe $p_s = \frac{P_s}{F}$	$11,5 \cdot 10^3$	$14,8 \cdot 10^3$	kg/m <sup>2</sup>
12. Obciążenie jednostkowe $p_d = \frac{P_d}{F}$	$17,2 \cdot 10^3$	$1,3 \cdot 10^3$	kg/m <sup>2</sup>
13. Całkowite obciążenia jednostkowe $p_g = \frac{P_g}{F}$	$28,7 \cdot 10^3$	$16,5 \cdot 10^3$	kg/m <sup>2</sup>
14. Stosunek $\frac{p_d}{p_s}$	1,5	0,11	—



Fundamentowanie ciężkich młotów matrycowych  
Znaczenie skrótów

Symbol	Znaczenie	Wymiar
$m$	masa w ogóle	kg
$m_0$	masa młota bez szaboty i bijaka	$\text{kg s}^2/\text{m}$
$m_1$	masa bijaka	kg
$m_2$	masa szaboty	$\text{kg s}^2/\text{m}$
$m_3$	masa fundamentu	kg
$M$	masa szaboty i fundamentu	$\text{kg s}^2/\text{m}$
$G_0$	ciężar młota bez szaboty i bijaka	kg
$G_1$	ciężar bijaka	kg
$G_2$	ciężar szaboty	kg
$G_3$	ciężar fundamentu	kg
$V$	szybkość w ogóle	m/s
$V_1$	szybkość w chwili uderzenia bijaka	m/s
$V_1'$	szybkość bijaka w chwili jego odbicia się od uderzonej masy	m/s
$V_2$	szybkość szaboty i fundamentu po uderzeniu	m/s
$E$	energia kinetyczna w ogóle	kgm
$E_1$	energia kinetyczna bijaka	kgm
$E_1'$	energia zużywana na odbicie się bijaka po uderzeniu	kgm
$E_2$	energia kinetyczna szaboty i fundamentu po uderzeniu	kgm
$E_n$	energia użyteczna	kgm
$J$	pęd	kg s
$P$	siła uderzenia	kg
$P_s$	statyczne obciążenie podłoża fundamentu ( $G_0 + G_1 + G_2 + G_3$ )	kg
$P_d$	dynamiczne obciążenie podłoża wywołane energią $E_2'$	kg
$P_g$	całkowite obciążenie $P_s + P_d$	kg
$Q$	stosunek $\frac{M}{m} = \frac{(G_2 + G_3)}{G_1}$	-
$a_s$	ugięcie podłoża wskutek statycznego obciążenia $P$ ,	m
$a_d$	amplituda drgań podłoża	$\frac{m}{s}$
$n_g$	częstotliwość drgań fundamentu	$\frac{1}{s}$
$n_B$	częstotliwość drgań własnych podłoża	1/s
$T$	okres drgań	s
$K$	współczynnik sprężystości odkuwki	-
$\gamma_1$	współczynnik wyzyskania energii bijaka	%
$c$	współczynnik sprężynowania podłoża	kg/m
$C_H$	współczynnik sprężynowania podkładki dębowej	kg/m
$F$	powierzchnia pozioma stopy fundamentu	$\text{m}^2$
$z$	ilość uderzeń bijaka	na min
$p$	obciążenie właściwe podłoża (dopuszczalne)	$\text{kg}/\text{m}^2$
$\beta$	współczynnik jednostkowy sprężynowania podłoża $= \frac{C}{F}$	$\text{kg}/\text{m}^3$

uderzenia  $E_1 = 9200$  kgm. Założono, że podłoże fundamentu stanowi piasek gruboziarnisty. Linia z kresek i punktów przedstawia zależności dla fundamentu stałego, natomiast linia kreskowana zależności dla fundamentu na sprężynach.

Zestawienie wartości czynników związanych z fundamentowaniem zawiera tablica III.

Podany przykład wskazuje, że w razie zastosowania fundamentu stałego częstotliwość drgań fundamentu jest bardzo blisko zakresu drgań własnych podłoża i że nacisk fundamentu osiąga granicę dopuszczalną. Jeśli fundament będzie cięższy, wyniki będą nieco lepsze, jednakże drgania terenu można wyeliminować tylko w razie zastosowania fundamentu na sprężynach. Fundament taki ma bardzo poważne wady. Jak wynika z nomogramu (rys. 5), ciężar fundamentu jest w tym przypadku pięć razy większy niż ciężar fundamentu stałego. Koszty wykonania są wskutek tego bardzo wielkie, a prócz tego fundament taki zajmuje dużo miejsca. Pominąwszy niedostateczne wyzyskanie powierzchni kuźni, nie pozwala

to na zwarte rozmieszczenie zespołu: pieca, młota i prasy gratowniczej. Z rys. 6 wynika, że przez powiększenie amplitudy drgań fundamentu  $a_d$  przy niezmięnionej częstotliwości  $n_g$  można osiągnąć zmniejszenie  $Q$ .

Z rys. 6 wynika, że stosunek  $Q$  można zmniejszyć przy niezmięnionej częstotliwości  $n_g$  przez powiększenie amplitudy drgań  $a_d$ . Im większa jest jednak amplituda  $a_d$  tym niespokojniejsza jest praca młota. Niecentryczne uderzenia bijaka w stosunku do osi młota, w praktyce zdarzające się bardzo często, powodują boczne wychylenia młota, które w razie większej amplitudy drgań fundamentu są znacznie silniejsze. Masę fundamentu można zmniejszyć również przez zwiększenie szybkości uderzenia bijaka  $V_1$ . Zwiększenie jednak tej szybkości powyżej 6 m/s powoduje, szczególnie przy młotach z górną parą, tak często złamania tłoczyska, że ten sposób zmniejszenia masy fundamentu jest nieekonomiczny.

Przy rozpatrywaniu wszystkich podanych powyżej związków założono, że fundament wraz z szabotą stanowi jedną, sztywnie związaną całość. Związki te nie

tracą znaczenia w razie zastosowania wkładek z belek drewnianych między szabotą a fundamentem, ponieważ współczynnik sprężynowania wkładki drewnianej  $C_H$  ma znacznie wyższą wartość niż współczynnik sprężynowania podłoża fundamentu. Na przykład w razie zastosowania wkładki drewnianej z belek dębowych, w postaci rusztowania wysokości 0,2 m, jeśli moduł sprężystości wkładki  $E_H$  wynosi  $1000 \cdot 10^6$  kg/cm<sup>2</sup>, a powierzchnia styku szaboty z wkładką około 10 m<sup>2</sup>, współczynnik sprężynowania wkładki wynosi:

$$C_H = \frac{10 \cdot 1000 \cdot 10^6}{0,2} = 500 \cdot 10^8 \text{ kg/m.}$$

Stosowanie wkładek korkowych lub z tzw. fileu żelaznego nie jest godne polecenia ze względu na ich małą odporność na działanie wody i oleju. Poza tym wkładki takie wykazują przy szybkozmiennych obciążeniach mniejszą sprężystość niż przy obciążeniach stałych. W płytach korkowych występuje ponadto po krótkim okresie pracy młota zjawisko zmęczenia.

J. Czarny

## Z działalności Stowarzyszenia Wychowanków AGH

W dniu 8 grudnia 1951 r. w godzinach popołudniowych odbył się w auli Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie zjazd wychowanków AGH połączony z wyborczym walnym zebraniem Stowarzyszenia Wychowanków AGH.

Ustępujący Zarząd przedstawił sprawozdanie za ubiegłe trzecie dziesięciolecie działalności Stowarzyszenia, w którym główną pozycję stanowiła organizacja trzech kolejnych dorocznych zjazdów naukowych (w latach 1949 — 1951), zjazdy koleżeńskie i organizacyjne oraz budowa organizacyjna Stowarzyszenia.

Po udzieleniu absolutorium ustępującemu Zarządowi zebrani przystąpili do wyboru nowych władz Stowarzyszenia, które objęły następujących kolegów:

Prezes

I Wiceprezes

II

III

I Sekretarz

II

Skarbnik

Członkowie:

Przewodniczący Sądu Koleżeńckiego

Zastępca Przewodniczącego Sądu Koleżeńckiego

Przewodniczący Komisji Rewizyjnej

Zastępca Przewodniczącego Komisji Rewizyjnej

Kierownik Akcji Zapomóg

— prof. dr inż. Antoni Sałustowicz

— inż. Tadeusz Rumanstorfer

— inż. Paweł Kielski

— prof. dr inż. Władysław Łoskiewicz

— dr inż. Stanisław Stopka

— inż. Antoni Kleczkowski

— inż. Kazimierz Miskę

— inż. Aleksander Anasiewicz

inż. Albin Brykałski

inż. Edward Bućko

inż. Karol Fabris

inż. Wincenty Kacprzak

inż. Władysław Krotkiewski

inż. Otton Mierzowski

inż. Stanisław Szafranski

inż. Albin Tatara

— prof. inż. Feliks Zalewski

— inż. Marian Gajewski

— inż. Aleksander Stojek

— inż. Franciszek Jopek

— inż. Emil Zajac

Nowowybrany prezes prof. dr inż. A. Sałustowicz zakończył zebranie podziękowaniem ustępującemu Zarządowi, z prezesem prof. inż. F. Zalewskim na czele, za owocną pracę i wyraził żywą wiarę w dalszy rozwój Stowarzyszenia.

## WŚRÓD KSIĄŻEK

**Investycje w Planie Sześcioletnim.** Prof. dr Kazimierz Secomski. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Format A5, str. 80.

Plan 6-letni ma doniosłość tej miary dla Polski, iż jego realizacja przykuwa uwagę i pochłania niemal w zupełności wysiłki całego społeczeństwa. To dominujące znaczenie Planu 6-letniego wymaga odpowiedniej literatury. Recenzowana tu książka ukazała się jako jedna z prac zapoczątkowanej przez Państwową Komisję Planowania Gospodarczego serii wydawniczej pod nazwą „Biblioteka Planu Sześcioletniego“.

Książka omawia inwestycje w latach 1950-55, zjawisko w niespotykanej dotąd skali w historii rozwoju gospodarczego Polski. Trzeba powitać z prawdziwym zadowoleniem, iż autorem tak trudnego tematu jest prof. dr K. Secomski, należy on bowiem do grona osób najbardziej kompetentnych do przedstawienia szerokiego ogółowi zagadnienia, które decyduje o zasadniczych przeobrażeniach gospodarczych i społecznych całego kraju i stanowi etap realizacji budowy podstaw socjalizmu w Polsce. Autor zaznajamia czytelnika z głównymi założeniami, zadaniami i celami 6-letniego Planu Inwestycyjnego ilustrując swój wykład wieloma tablicami zawierającymi szereg liczb, danych statystycznych i zestawień porównawczych. Całość książki składa się z następujących rozdziałów:

1. Baza wyjściowa. 2. Podstawowe założenia 6-letniego Planu Inwestycyjnego. 3. Uprzemysłowanie kraju i socjalistyczna przebudowa rolnictwa. 4. Wielkość inwestycji. 5. Zasięg i koncentracja inwestycji. 6. Efektywność nakładów inwestycyjnych. 7. Plan wielkiego budownictwa socjalistycznego. 8. Zakończenie.

Aktualność tematu przemawia za celowością przytoczenia w skrócie najważniejszych tez i liczb podanych w pracy prof. Secomskiego.

Wyniki osiągnięte w Planie 3-letnim, a przede wszystkim odbudowa przemysłu i transportu ze zniszczeń wojennych i likwidacja odłogów rolnych, stworzyły podstawę wyjściową realizacji Planu 6-letniego. Wyrazem uzyskanego postępu jest dochód narodowy, który w cenach niezmiennych wyniósł 10,3 milrd. zł w 1946 r. i 19,2 milrd. zł w 1949 r., wobec 15 milrd. zł w 1938 r. Wskaźniki globalnej produkcji przemysłowej i rolnej — przyjęte za 100 w 1938 r. — osiągnęły 177 % i 86 % w 1949 r., a w przeliczeniu na 1 mieszkańca wyniosły odpowiednio 250 % i 119 %. Stworzono ośrodki produkcji dóbr inwestycyjnych, zwiększono wydajność pracy dzięki wysiłkom organizacyjnym i ruchowi współzawodnictwa. Realizacja inwestycji nie byłaby jednak możliwa w planowanym zakresie, gdyby nie cenna pomoc Związku Radzieckiego. Polska zawarła z ZSRR dwie długoletnie umowy państwowe, zapewniające naszemu krajowi dopływ potrzebnej dokumentacji, pomoc techniczną, szkolenie specjalistów w ZSRR oraz dostawę niezbędnych maszyn i urządzeń, co stwarza jeden z głównych fundamentów akcji inwestycyjnej.

Do podstawowych założeń Planu 6-letniego należy niezwykle radykalne tempo uprzemysłowania kraju i socjalistyczna przebudowa rolnictwa, oparta na silnym wzroście nakładów inwestycyjnych. Zgodnie z doktrynami ekonomiki socjalistycznej zwrócono specjalną uwagę na konieczność równomiernego rozmieszczenia przemysłu na obszarze całej Polski. Posługiwano się przy tym kryteriami ekonomicznymi, zwłaszcza surowcowymi oraz politycznymi, społecznymi, a wreszcie obronności kraju. W wyniku zdecydowano:

a. Planowy rozwój 4 starych okręgów przemysłowych (górnno-śląski, łódzki, warszawski, rzeszowsko-sandomierski).

- b. Intensywną rozbudowę 7 nowych okręgów przemysłowych (krakowski, częstochowski, opolski, gdański, szczeciński, wrocławski, podsudecki).
- c. Budowę nowych okręgów przemysłowych (kujawski, staropolski, białostocki, lubelski, nadnotecki).
- d. Wzmocnienie uprzemysłowienia na terenie wielu miast i osiedli.

Wzrost zatrudnienia w okresie Planu 6-letniego wyrazi się w 4 starych okręgach przemysłowych liczbą 250 tys. osób, a w 12 nowych liczbą 320 tys. Oznacza to wybitne zaktywizowanie okręgów o dotychczasowym słabym uprzemysłowieniu.

Zgodnie z socjalistycznymi założeniami uprzemysłowania należy forsować powstanie silnego przemysłu, zdolnego do przekształcenia innych dziedzin gospodarki narodowej, a przede wszystkim socjalistycznej przebudowy rolnictwa. Oznacza to praktycznie przyspieszenie rozwoju przemysłu ciężkiego, a mianowicie fabryk maszyn, hutnictwa i energetyki. Silna koncentracja nakładów inwestycyjnych zapewnia niezwykle szybki wzrost produkcji. W krajach kapitalistycznych przeciętny roczny przyrost produkcji przemysłowej wahał się w latach 1860 — 1910 w granicach 2,5 — 8,6 %; w Polsce procentowy przyrost roczny produkcji całego przemysłu został przyjęty w Planie 6-letnim na 15 %. Te poważne zadania produkcyjne oparto na maksymalnym wykorzystaniu istniejących urządzeń oraz na potężnej rozbudowie przemysłu przez modernizację i rekonstrukcję zakładów dawnych i tworzenie w wielkim stylu nowych jednostek. Wskaźnik produkcji przemysłu osiągnie w 1955 r. 258 % w stosunku do 1949 r.

Wydatki inwestycyjne w ramach Planu 6-letniego wyniosą 198,5 milrd. zł, z czego 183,7 milrd. zł dotyczy inwestycji planowych.

Właściwą ocenę 183,7 milrd. zł daje porównanie tej kwoty z 24,9 milrd. zł wydatkowanych na inwestycje w Planie 3-letnim. Liczby te oznaczają przeciętnie 3,5-krotne zwiększenie nakładów w stosunku rocznym. Wydatki inwestycyjne wyrażone w dzisiejszej walucie, przeliczone na 1 mieszkańca wynosiły: w 1938 r. — 206,52 zł (100 %), w 1946 r. — 316,80 zł (153 %), w 1949 r. — 605,40 zł (293 %), w 1955 r. — 1679,01 zł (813 %). Kwoty powyższe oznaczają bardzo poważne obciążenie dochodu narodowego, nie należy jednak tracić z oczu jednoczesnego szybkiego wzrostu tego dochodu. W ciągu Planu 6-letniego zwiększy się on 2,12 razy. W wyniku wybitny wzrost dochodu narodowego zapewni wysoki wzrost nakładów inwestycyjnych oraz znaczne podwyższenie stopy życiowej ludności, pomimo iż zgodnie z prawem socjalistycznej akumulacji wzrost nakładów następuje szybciej niż wzrost spożycia. Akumulacja w Planie 6-letnim zwiększa się stopniowo, począwszy od 22,7 % w 1950 r. do 28,0 % w 1955 r., tzn. w skali nieco niższej niż w ZSRR.

Obraz przeciętnych rocznych wydatków inwestycyjnych w Planie 6-letnim jest następujący:

Przemysł	42,9 %
Rolnictwo i leśnictwo	11,9 %
Komunikacja i łączność	14,9 %
Obrót towarowy	4,2 %
Urządzenia kulturalne i socjalne	3,8 %
Budownictwo mieszkaniowe	8,3 %
Budownictwo administracyjne	0,6 %
Gospodarka komunalna, przedsiębiorstwa budowlane i inne	8,4 %

Razem 100,0 %

Sześcioletni Plan Inwestycyjny przewiduje budowę 1425 wielkich obiektów, z których 1282 będą całkowicie ukończone.

W dziale przemysłu zostanie wzniesionych 270 nowoczesnych potężnych zakładów przemysłowych, a oprócz tego 100 zrekonstruowanych. Inwestycje obejmują wszystkie działy przemysłu. Z największych obiektów na pierwszym miejscu należy wymienić Nową Hutę Nr 1 pod Krakowem, hutę stali szlachetnych i wielką rozbudowę hut Częstochowa i im. Stalina. Przemysł chemiczny wskutek ogromnej rozbudowy opartej w szczególności silnym stopniu na pomocy i dostawie z ZSRR ma się stać drugim przemysłem narodowym Polski. Uruchomione zostaną 3 wielkie fabryki samochodów. Inwestycje na szeroką skalę obejmą energetykę, górnictwo węglowe, przemysł maszynowy, okrętowy, elektrotechniczny, hutnictwo metali nieżelaznych, przemysł mineralny, spożywczy i wiele innych.

Inwestycje komunikacyjne przewidują budowę 700 km nowych linii kolejowych i znaczną elektryfikację trakcji. Dużą grupę stanowią regulacje dróg wodnych. Istotnym elementem mieszkalnictwa przysporzy 723 tys. nowych izb. Wśród inwestycji komunalnych znajduje się budowa szybkiej kolei podziemnej w Warszawie i zaspokojenie potrzeb wodociagowych okręgu łódzkiego i Górnego Śląska.

Rozbudowane zostaną wyższe uczelnie i szkoły zawodowe; otoczone będą opieką zabytki kulturalne, będzie kontynuowana odbudowa Warszawy.

Wartość robót budowlano-montażowych wynosi w Planie 6-letnim ok. 103,1 milrd. zł. Dla sprostania tym zadaniom przeprowadzone zostanie uprzemysłowienie budownictwa w drodze mechanizacji robót oraz szerokiego stosowania prefabrykacji. Jednocześnie nastąpi wzrost zatrudnienia i wydajności pracy przede wszystkim dzięki przedłużeniu sezonu budowlanego z 214 dni w 1949 r. do 265 dni w 1955 r. Załogi budowlane zwiększą się z 264 tys. do 602 tys. osób.

W chwili obecnej rozpoczynamy trzeci rok Planu 6-letniego i toczy się w całej pełni praca, aby liczby Planu przekształcić w nowe, tętniące produkcją zakłady.

Wykonanie 6-letniego Planu Inwestycyjnego wymaga wielkich, długich wysiłków, lecz pomyślne wyniki dwu pierwszych lat dają rękojmię zupełnego sukcesu ostatecznego, który zapewni wyposażenie Polski w nowoczesny i silny aparat przemysłowy i umożliwi realizację przemian społecznych.

Syntetyczne ekonomiczne ujęcie założeń, zadań i problemów Planu 6-letniego jest w książce prof. Secomskiego niezwykle interesujące i pozwala wniknąć czytelnikowi w zawiły mechanizm zagadnień gospodarczych ogromnego i podstawowego znaczenia.

Książka stanowi bardzo wartościową i źródłową pozycję w literaturze Planu 6-letniego.

S. Wróblewski

**Słownik techniczny rosyjsko-polski.** Mgr Wacław Skibicki. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Format A5, str. 450, cena w opr. 41 zł.

Opracowanie każdego wielojęzycznego słownika technicznego jest zadaniem niełatwym, albowiem autor takiego dzieła powinien by posiadać przynajmniej ogólne wiadomości niemal ze wszystkich gałęzi techniki (co przy obecnym jej rozwoju przekracza możliwości jednostki) i gruntowną znajomość danych języków, a opieranie się na poprzednich wydawnictwach tego rodzaju powinien on połączyć z umiejętnością dokonywania odpowiedniej selekcji i wartościowania materiału; w przeciwnym razie poziom i przydatność napisanego przez niego słownika będą nierówne lub wręcz wątpliwe.

„Słownik techniczny rosyjsko-polski“ mgra W. Skibickiego miał na celu wypełnienie luki odczuwanej w Polsce przez wszystkich korzystających z tak bogatej,

wszechstronnej i łatwo dostępnej radzieckiej literatury technicznej. Prawdziwą zasługą autora jest zgromadzenie w „Słowniku“ dużej ilości materiału, książka jego ma jednak szereg wad, po części wypływających z krótkiego okresu czasu, którym autor rozporządzał przy opracowaniu jej i z braku ustalonego polskiego słownictwa technicznego.

Najważniejszymi ujemnymi cechami „Słownika“ są:

1. Dysproporcja między liczbą terminów przypadającą na poszczególne działy techniki a ważnością danego działu. Jako hutnik mam tu na myśli przede wszystkim wybitne upośledzenie w „Słowniku“ hutnictwa w porównaniu z dziedzinami o mniejszym znaczeniu.
2. Brak krytycznej oceny materiału przy czerpaniu go z innych, pokrewnych wydawnictw.
3. Brak systematyczności przy rejestrowaniu wyrazów i objaśnianiu pojęć.

Hutnika rażą w książce mgra Skibickiego — między innymi — następujące terminy (podaję je tu jedynie przykładowo):

„apparat gazodobywajuszczij“ jest tworem sztucznym i błędnym; powinno być „gazogenerator“ — „czadnica“, „gazogenerator“

„billet“ — „kęs“; taki termin rosyjski rzadko jest spotykany; należało podać raczej „blums“ lub „zgotowka“

„blesk żelazny“ — „blyszcz żelaza“, „hematyt Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>“; nie jest to hematyt, lecz jedna z odmian żelaza czerwonego (krystaliczna)

„woda carskaja“ — „woda królewska“; rosyjską nazwą „wody królewskiej“ jest „carskaja wodka“

„wysokouglerodistyj“ — „wysokonawęglony“; powinno być „wysokowęglowy“

„dieformacja usadocznaja“ — „odkształcenie skurczowe“, „zgniot“; powinno być tylko „odkształcenie skurczowe“ (nie „zgniot“)

„żelazo margancowokremnisteje“ — „żelazo manganowo-krzemowe“; powinno być „stal manganowo-krzemowa“ — „stal manganowo-krzemowa“

„maszina formowocznaja dla sjerdiecznikow“ — „formierka do rdzeni“; powinno być „maszina formowocznaja dla stierźniej“, gdyż „sjerdiecznik“ oznacza rdzeń transformatora

„maszinnaja obrabotka“ to „obróbka maszynowa“ w ogóle, nie zaś „mechaniczna“ skrawaniem; istnieją nazwy „miechaniczeskaja obrabotka“ i skrót „miechanoobrabotka“; nie znamy zaś nazwy „maszinoobrabotka“ stosowanej w sensie „obróbki mechanicznej“

„miałł napławnoj“ to „metal napawany“, nie zaś „metal wypełniający“

„oriesznik“ to „leszczyna“; sortyment węgla „orzech“ oznaczany jest terminami „krupnyj oriech“ i „mielkij oriech“ („orieszok“)

„ostatok posle prokaliwanija“ to „pozostałość po prażeniu“, nie zaś „pozostałość po hartowaniu“ (po hartowaniu żadnej pozostałości nie ma)

„połowinczatyj czugun“ to „surówka połowiczna“ („pstra“, nie „centkowana“)

„ruda sjernistaja“ wie się po polsku „rudą siarczkową“ (nie znamy „rud siarczanych“)

„stalewar“ to „wytapiacz“; „stalownik“ jest nazwą ogólniejszą

„stan obzimocznyj“ jest nieznanym, znany jest wszakże „stan obzimnoj“, po polsku przeważnie „walcownia — zgniatacz“

„stan sztripecowoj“ jest nieznanym (prawdopodobnie omyłka druku), znany jest natomiast „stan sztripsowoj“ (walcarka taśmy używanej do produkcji rur zgrzewanych)

„szezolocz“ — „alkali“; „szezolocz“ to „zasada“, „ług“ (dopiero na ostatnim miejscu można podać wyraz obcy „alkalia“, używany jedynie w liczbie mnogiej)

„fiting“ to nie „osprzęt“, lecz „łącznik do rur“  
 „ewtiektoid“ to rzeczownik „eutektoid“  
 „czugun otbielonnij“ to „żeliwo utwardzone“  
 „czugun biednyj primiesjami“ to „surówka o małej ilości domieszek“

„czugun dla nasadki“ to „czugun sadocznij“  
 Również i terminologia dotycząca innych dziedzin techniki nie jest w „Słowniku“ wolna od błędów:  
 „baraban dubnyj“ nie istnieje; powinno być „baraban dubilnyj“

„brusok szlifowalnyj“ to „krążek szlifierski“, nie zaś „drażek szlifierski“ (prawdopodobnie jest to omyłka druku)

„wzwiedionnyj“ (kurok) to „napięty“ (cyngiel), nie zaś „pod napięciem“

„wzwieszennoje sostojanie“ to nie „zawiesina“, lecz „stan zawieszenia“

„wies substwiennyj“ to „ciężar własny“, nie zaś „nośność całkowita“

„diluwiuj“ sąsiaduje wprawdzie z „pliocenem“, oznacza wszakże jedynie „dyluwium“

„dymowaja truba“ to „komin“ lub „dymnica“, lecz nie „rura dymna“

„żarowaja truba“ to „płomienica“, nie zaś „rurka żarzeniowa“

„kocioł dymogarnyj“ („kocioł płomieniówkowy“) i „kocioł żarotrubnyj“ („kocioł płomienicowy“) nie stanowią przecież jednego pojęcia

„masłoprowody“ to „przewody olejowe“, nie zaś „rurociągi ropny“

„mietasilikat“ — „metakrzemian“ ma wzór ogólny  $MeSiO_3$  (np.  $CaSiO_3$  — wolastonit), nie  $(H_2SiO_3)_n$

„szpat manganowyj“ jest nieznany, istnieje natomiast „szpat margancewyj“ („szpat manganawy  $MnCO_3$ “)

Przykładów takich można by przytoczyć znacznie więcej, nie chcę jednak wyszczególnianiem ich nużyć czytelnika.

Częściowo błędna jest także „errata“: chemiluminescencja,  $K_3 Fe H (CN_6)$  i  $Fe SO_2 \cdot 7 H_2 O$ .

L. Andrejew

**Kalkulacja obróbki cieplnej.** *Mgr inż. Stanisław Jabłoński.* Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1950. Format A5, str. 214, rys. 30, tabl. 60, cena 24 zł.

W różnych dziedzinach techniki istnieją problemy niepopularne, o których autorzy podręczników zazwyczaj albo w ogóle nie pisują, albo też piszą tak wstrętliwie, że rozwiązanie ich pozostawione jest w praktyce przedsiębiorczości i domyślności czytelnika. Do takich niepopularnych zagadnień z zakresu obróbki cieplnej należą: kalkulacja i dane, na których można ją oprzeć. Książka inż. Jabłońskiego omawiająca kalkulację oraz planowanie w obróbce cieplnej wypełnia właśnie taką lukę, istniejącą w podręcznikach obróbki cieplnej, nie tylko w naszej skromnej literaturze technicznej z zakresu obróbki cieplnej, ale i w ogromnej większości wydawnictw zagranicznych.

Autor zebrał trudne do znalezienia dane rozrzucone po różnych dziełach czy czasopismach i uzupełnił je na podstawie bogatego doświadczenia własnego. Materiał przedstawiony jest przez niego w sposób jasny i przystępny nawet dla czytelnika nie posiadającego rozleglejszych wiadomości z dziedziny obróbki cieplnej. Kalkulator i kierownik działu obróbki cieplnej znajdą w tej książce wiele cennych wskazówek. Całość materiału podzielona jest na 9 rozdziałów.

Rozdział I podaje zasadnicze wiadomości o obróbce cieplnej. Rozdział II poświęcony jest obliczaniu czasu podstawowych rodzajów obróbki cieplnej. Autor unika wszelkich skomplikowanych wywodów, przytacza natomiast konkretne dane, wzięte z praktyki. Sposób okre-

lenia czasu nagrzewania w minutach na 1 cm grubości wygląda dość nienaukowo, jest wszakże prosty i dla każdego zrozumiały.

Obliczenia polegające czy to na dopuszczalnej wielkości naprężeń wewnętrznych, czy też na wyrównaniu temperatur wewnątrz wsadu są zawiłe, a ponieważ muszą się opierać na szeregu uproszczonych założeń i do tychczas nie biorą pod uwagę zjawisk cieplnych towarzyszących przemianom alotropowym, nie mają dla obróbki cieplnej większego znaczenia i słusznie nie zostały uwzględnione. Szereg tablic i przykładów w tym rozdziale stanowi bardzo pożyteczny materiał zarówno dla początkującego jak i dla fachowca. Omawiając chłodzenie po wyżarzaniu (str. 64) autor pominął wyżarzanie z przemianą izotermiczną, jakkolwiek ta, może nie „nowa“ ale „nowsza“, metoda pozwala na znaczne skrócenie czasu wyżarzania i to szczególnie dla stali narzędziowych.

Rozdział III opisuje najprostsze metody obliczania wydajności pieców do obróbki cieplnej. Z punktu widzenia ich użytkownika takie ujęcie tematu jest słuszne. Pewne zastrzeżenia budzi jedynie klasyfikacja pieców na: 1. okresowe, 2. o ruchu półciąglym i 3. o ruchu ciągłym, albowiem — jak wynika z określenia na str. 76 — piece o ruchu półciąglym różnią się od pieców okresowych tym, że cały wsad ładowany jest w nich do komory grzejnej na raz, za pomocą urządzenia mechanicznego i w ten sam sposób wyładowywany. Są to więc jednak piece o działaniu okresowym, a tylko ładowane mechanicznie. Wydaje się, że brak tu istotnego kryterium do odróżnienia typu pieca, którym w przypadku pieców ciągłych jest ruch wsadu w piecu podczas trwania procesu. Wreszcie liczby wydajności pieców na  $m^2/godz.$  podane w tabl. 42 (str. 81) są dla naszych warunków stanowczo za wysokie, gdyż w działach obróbki cieplnej polskich hut osiąga się np. w piecach gazowych przy normalizowaniu materiału prętowego i odkuwek od 60 do 75  $kg/m^2$  i godz. dla pieca z trzosem wysuwnym i od 50 do 70  $kg/m^2$  i godz. dla pieców komorowych, a zatem zaledwie połowę liczb podanych w tabl. 42. Podobny stosunek istnieje przy innych rodzajach obróbki cieplnej. Oczywiście świadczy to o niedostatecznym wyszukaniu pieców, jest jednak faktem, z którym należy się liczyć.

W rozdziale IV rozważane są tzw. zagadnienia wtórne przy obróbce cieplnej. Autor zalicza do nich również wpływ obróbki cieplnej na obrabialność i błędy przy obróbce cieplnej. Takie stanowisko nie jest uzasadnione, zarówno bowiem obrabialność jak i błędy są zagadnieniami o znaczeniu zasadniczym. Można by kwestionować czy zagadnienie obrabialności ma w ogóle bezpośredni związek z kalkulacją obróbki cieplnej, jednakże z uwagi na nieznaną tego tematu wśród naszych techników i na tę okoliczność, że obróbka cieplna nie jest celem sama dla siebie, lecz tylko jednym z ogniw procesu wytwórczego, na który składają się również operacje obróbki mechanicznej, trzeba uznać poruszenie zagadnienia obrabialności za celowe. Wobec jego znaczenia należałoby je wyodrębnić w osobny rozdział. Podobne uwagi nasuwają się, gdy idzie o błędy przy obróbce cieplnej, które poważnie wpływają na jej kalkulację. Rozdział V zawiera ustalenie norm czasu w obróbce cieplnej, rozdział VI — planowanie pracy warsztatów obróbki cieplnej, rozdział VII — metody obliczania kosztów obróbki cieplnej, wreszcie rozdziały VIII (obejmujące uwagi o wykorzystaniu i wydajności urządzeń do obróbki cieplnej) i IX (rozpatrujący czynniki wpływające na obniżenie kosztów obróbki cieplnej) przynoszą każdemu, kto zajmuje się obróbką cieplną, wiele cennego materiału. Liczne przykłady ułatwiają zorientowanie się w poszczególnych zagadnieniach oraz zastosowaniu w praktyce tablic i wzorów. Korekta nie wszędzie dopisała (cyjanowanie na str. 22, wyżarzanie nie krystalizujące na str. 25 itd.). Nazw różnych procesów obróbki

cieplnej nie uzgodniono z nazwami ustalonymi przez PKN.

Należy stwierdzić, że książka inż. Jabłońskiego przedstawia nader wartościową pozycję w naszej literaturze dotyczącej obróbki cieplnej. Przyczyni się ona niewątpliwie do zwrócenia uwagi na zagadnienie gospodarcze obróbki cieplnej, w przemyśle naszym dotychczas zaniedbywane.

T. Malkiewicz

**Katalog wyrobów z węglików spiekanych** (tymczasowy). *Henryk Krajczok*. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Katowice 1951. Format B5, str. 68, rys. 71, tabl. 51.

W związku z rozpowszechnianiem się w naszym przemyśle metody skrawania szybkościowego wydanie katalogu wyrobów z węglików spiekanych należy uznać za bardzo celowe, albowiem skrawanie szybkościowe wymaga przede wszystkim właściwego doboru gatunku, kształtu i wymiarów płytek z węglików spiekanych.

Katalog podaje charakterystykę i zakresy stosowania najczęściej u nas używanych węglików spiekanych produkcji niemieckiej pochodzących z okresu okupacji lub z dostaw powojennych i dzieli je na dwie zasadnicze grupy: do skrawania stali (z domieszką węgla tytanu) i do skrawania żeliwa tudzież innych materiałów (bez domieszki węgla tytanu). Autor omawia podstawy skrawania narzędziami z węglików spiekanych, przyczyny niszczenia się płytek podczas pracy, najważniejsze sposoby lutowania płytek na trzonkach narzędzi oraz zasady szlifowania płytek. Dużą pomoc dla praktyki przemysłowej stanowią w broszurze liczne tablice obejmujące doświadczalne dane liczbowe i określające warunki skrawania w zależności od rodzaju materiału i charakteru obróbki. Katalog uzupełniają tablice podające wymiary narzędzi tokarskich z płytkami z węglików spiekanych i wiertel z takimiż płytkami.

Broszura ta ma charakter wydawnictwa tymczasowego i po wyczerpaniu zapasu wyrobów z węglików spiekanych produkcji niemieckiej będzie zastąpiona katalogiem zawierającym gatunki i wymiary wyrobów krajowych.

S. Balicki

**Instrukcja o stosowaniu łożyskowych stopów cynowych o osnowie cynowej i ołowianej oraz wylewania nimi panewek łożyskowych**. Ministerstwo Przemysłu Ciężkiego. Warszawa 1951. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Format A5, str. 59, rys. 19, tabl. 14.

Instrukcję opracowała Komisja Stopów Łożyskowych powołana przez Ministra Przemysłu Ciężkiego.

Celem tej instrukcji jest ułatwienie ogółowi pracowników przemysłów stosujących łożyska ślizgowe doboru najodpowiedniejszego rodzaju oszczędnościowego stopu do typu łożyska oraz do warunków jego pracy.

W rozdziale I obejmującym ogólne wiadomości o łożyskowych stopach cynowych o osnowie cynowej i ołowianej rozważany jest wpływ dodatków oraz zanieczyszczeń na własności stopów łożyskowych. Uwzględniono też w nim sposoby przygotowania łożyskowych stopów cynowych i własności tych stopów.

Rozdział II zawiera spis łożyskowych stopów cynowych zalecanych do użytku w przemyśle. Spis ten obejmuje składy chemiczne czterech wybranych przez Komisję dla krajowych potrzeb stopów cynowych z norm radzieckich GOST 1320-41 oraz czterech stopów dotychczas u nas używanych.

W rozdziale III, po omówieniu warunków pracy łożyska, wymagań stawianych łożyskowym stopom cynowym i metod badania tych stopów, podano wytyczne do stosowania łożyskowych stopów cynowych, wskazując w tablicach zakresy stosowania poszczególnych stopów tudzież przykłady ich zastosowań zaczerpnięte z książ-

ki A. Smiriagina i A. Szpagina pt. „Ołowianistyje bronzy, babbity, pripoj i ich zamienniki“.

Rozdział IV zapoznaje czytelników z poszczególnymi operacjami wylewania panewek łożyskowymi stopami cynowymi, a więc z przygotowaniem panewek, wytapieniem starego stopu z panewek, oczyszczaniem, przygotowaniem do pobielania, pobielaniem i wylewaniem panewek metodą statyczną i odśrodkową. Prócz tego rozpatrzony jest tu sposób kontroli wylanych panewek.

Rozdział V przynosi opis i wyniki badań przeprowadzonych nad łożyskowymi stopami cynowymi przez Zakład Metalurgii Technicznych Metali Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. W rozdziale tym przytoczono wartości współczynnika podatności plastycznej i twardości Mallocka oraz twardości Brinella dla wybranych przez Komisję stopów łożyskowych.

Celowe byłoby opracowanie tego rodzaju instrukcji również i dla beczynowych stopów łożyskowych.

W. Babiński

**Podstawowe wiadomości dla ustawiaczy tłoczników**.

*L. Winogradow*. Tłumaczył z rosyjskiego inż. R. Baranowicz. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Str. 60, rys. 56, cena 7 zł 50 gr.

Bardzo przejrzysty układ i popularna treść książeczki czynią ją dostępną dla wszystkich pracowników warsztatów. Może ona pomóc do zrozumienia przez rzemieślników działania obsługiwanych przez nich pras i podstaw warunkujących prawidłowe wykonanie produkcji. Zasadniczo przeznaczona jest dla zakładów przemysłu elektrotechnicznego, lecz również i inne zakłady posiadające oddziały tłoczenia czy wycinania mogą z niej korzystać. W trzech częściach książeczki omówiono kolejno typy pras, ich zasadnicze mechanizmy, rodzaje tłoczników i wykonanie z pomiarem dokładności.

Pierwsza — najobszerniejsza — część daje robotnikowi opis i schematy maszyny, którą robotnik ten obsługuje i pozwala mu zrozumieć mechanizm jej działania. Druga część klasyfikuje główne rodzaje tłoczników, podaje szereg rysunków najczęściej spotykanych typów narzędzi, zestawia różne niedokładności wykonania lub ustawienia narzędzi i przynosi wytyczne do obliczenia sił potrzebnych przy wycinaniu. Tu również rozpatrzono zasady ustawiania narzędzi w zależności od ich typu.

Ostatnia część zajmuje się zakresem stosowności tłoczenia na zimno i warunkami tłoczenia w zależności od przeznaczenia części przede wszystkim co do wykonywania elementów maszyn elektrycznych oraz podaje wytyczne przygotowania i wykonywania produkcji. Broszura zamykają wagę na temat znaczenia i wielkości stosowanych tolerancji tudzież krótki opis przyrządów pomiarowych.

L. Strzelecki

**Kotły parowe**. *Mgr inż. Bolesław Tolłoczko*, profesor Politechniki Warszawskiej. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Tom I, zeszyt 1. Format B5, str. 92, rys. 8, tabl. 33, cena 8 zł.

Książka przeznaczona jest głównie dla inżynierów pracujących w energetycznych oddziałach zakładów przemysłowych oraz dla studentów wyższych uczelni technicznych, będą z niej jednak mogli korzystać także i technicy z wykształceniem średnim. Obejmuje ona całokształt zagadnień związanych z teorią, konstruacją i pracą kotłów parowych.

Recenzowany tu przez nas pierwszy zeszyt pierwszego tomu dzieła składa się z obszernego wstępu i siedmiu rozdziałów.

We wstępie autor zapoznaje czytelnika z celem urzadzenia kotłowego, wyszczególnia części składające się na to urządzenie i rozpatruje zadania, które owe części mają do spełnienia.

W pierwszym rozdziale mowa jest o wytwarzaniu ciepła i pary tudzież o wpływie oddzielnych części kotła

na jakość pary wodnej. Parametry fizyczne pary ujęto w czterech tablicach. Drugi rozdział zawiera ogólne wiadomości o paliwach mających zastosowanie przy kotłach parowych. W trzecim rozdziale wyjaśniono różnicę między ciepłem spalania a wartością opałową, po czym podano sposoby i wzory do wyznaczania tych wartości. Czwarty rozdział zajmuje się klasyfikacją paliwa kotłowego. Sortymenty węgla kamiennego zestawiono według norm PKN w osobnej tablicy. Czytelnik znajdzie w tym rozdziale również i omówienie sposobu wydobycia lub przygotowania różnych paliw oraz liczne tablice zawierające składy chemiczne paliw, ich ciężary objętościowe i wartości opałowe. Spalaniu poświęcono najobszerniejszy, niemal połowę książki wypełniający, piąty rozdział (teoretyczna ilość tlenu, ilość powietrza teoretycznie potrzebnego do spalania paliw stałych i płynnych, wyznaczania współczynnika nadmiaru powietrza z analizy gazów spalinowych, wyznaczanie zawartości tlenu węgla w spalinach, ilość spalin, ilość ciepła w spalinach, temperatura w palenisku, obliczanie temperatury spalania oraz temperatury spalin wychodzących z paleniska itd.).

W dwu ostatnich rozdziałach omówiono bilans cieplny kotła i wielokrotność odparowania.

Ukazanie się w druku podręcznika o tym charakterze co dzieło prof. Tołoczeki było od dawna oczekiwane przez wszystkich energetyków. Obfity materiał został w nim opracowany w sposób wyczerpujący i jasny, książka nie jest wszakże wolna od pewnych drobnych usterek i nieścisłości. Wymieniamy tu niektóre z nich.

1. Na str. 6 autor mówi, że wielkość kotła określamy podając wielkość jego powierzchni ogrzewalnej w m<sup>2</sup>. Takie określenie stosuje się przy małych kotłach, a zwłaszcza piromiennicowych, natomiast wielkość dzisiejszych kotłów określa się przez podanie ilości pary wytwarzanej w nich w jednostce czasu oraz jej parametrów fizycznych.
2. Na str. 36 powiedziano, że wartość opałowa paliw gazowych odnosi się do objętości 1 m<sup>3</sup> przy temperaturze 0° C i ciśnieniu 760 mm słupa rtęci, tj. do 1 metra normalnego (nm<sup>3</sup>). Podane wyżej określenie dotyczy normalnego metra fizycznego i oznaczane jest skrótem Nm<sup>3</sup>, oznaczenie zaś nm<sup>3</sup> odnosi się do normalnego metra technicznego.
3. Na str. 37 czytamy, że gaz wielkopiecowy spalany jest zazwyczaj w piecach hutniczych. W rzeczywistości tylko nowoczesne huty zużywają gaz wielkopiecowy (zwykle wzbogacony gazem koksowym) w procesach technologicznych. W starych hutach poza nagrzewnicami dmuchu wielkopiecowego i silnikami gazowymi kotłownia jest nieraz wyłącznym odbiorcą gazu wielkopiecowego. Jedynie kotłownia przystosowana do opalania węglem i gazem może pobierać gaz w zmiennych ilościach.
4. Do wyznaczenia zawartości CO w spalinach autor podał na str. 58 wykres Buntego. Można było również wspomnieć o trójkącie Ostwalda.
5. Ilość azotu autor oblicza (str. 59, punkt 1) z równania  $N = \frac{79}{21} \cdot 0,933 = 0,933 \text{ nm}^3/\text{kg}$ .

Jest to oczywista omyłka.

6. Na str. 59 w punkcie 2 zamiast „ze spalania 7 kg węgla na CO<sub>2</sub>“ powinno być „ze spalania 1 kg węgla na CO<sub>2</sub>“.
7. Na str. 92 znajdujemy zdanie: „entalpia tej pary i“ = 639,3 ~ 640 kcal/kg“, któremu przeczy — mylnie podana — liczba 638,5 w tablicy 1a (przy str. 12). Poza tym chodzi tu o ciśnienie *ata*, nie zaś o *atn*.

Korekty książki nie można nazwać staranną.

**Tymczasowa instrukcja eksploatacji turbin parowych.** Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Format A5, str. 123, rys. 8.

Jest to praca zbiorowa Podkomisji Turbin Parowych Komisji XXIX Stowarzyszenie Elektryków Polskich. Projekt instrukcji opracował inż. Teodor Krygiel, przewodniczący owej Podkomisji. Instrukcję tę zatwierdził do użytku służbowego dyrektor techniczny Centralnego Zarządu Energetyki inż. E. Zadrzyński.

Na treść książeczki składa się 10 rozdziałów, a każdy z nich podzielony jest na podrozdziały oznaczone systemem dziesiętnym.

Praca ta przeznaczona jest w zasadzie dla osób stykających się z ruchem turbin parowych o mocy znamionowej powyżej 100 kW.

Rozdziały 2, 3 i 4 obejmują kolejno: 1. przygotowanie turbiny kondensacyjnej, znajdującej się w rezerwie, do uruchomienia, 2. uruchomienie turbiny i 3. obsługę turbiny w ruchu. W rozdziałach tych znajdzie czytelnik opisy poszczególnych czynności, które należy wykonać w celu zapewnienia nienagannej pracy turbiny. Ponadto podają one własności oleju turbinowego według normy PN/P-1003 oraz własności oleju jeszcze dopuszczalne w ruchu.

Rozdział 5 omawia konieczność przeprowadzania okresowych kontroli poszczególnych części turbiny tudzież przyrządów pomiarowych i podaje przypadki, w których turbina powinna być zatrzymana lub może być eksploatowana za zgodą Zjednoczenia.

W rozdziałach 6, 7, 8 i 9 omówiono konieczność zatrzymania turbiny, analizę okresów przejściowych postojów oraz przekazywania turbin do naprawy i z naprawy do eksploatacji. Rozdziały te są niewątpliwie bardzo cenne, mają jednak charakter raczej wykładu niż instrukcji. Podano w nich przyczyny powstawania uszkodzeń przez niewłaściwe chłodzenie postojowe i niewłaściwą konserwację oraz dość szczegółowe opisy jak należy postępować, aby uniknąć tych uszkodzeń i to dla różnych okresów postoju turbin.

W rozdziale 10 rozpatrzono objawy typowych uszkodzeń i sposoby reagowania na nie obsługi.

Rozdział 11 zawiera przepisy przyjmowania nowej turbiny do eksploatacji oraz dane dotyczące dopuszczalnych tolerancji i odchyień od warunków gwarancyjnych według międzynarodowych norm odbioru turbin (IEC).

Rozdział 12 zawiera słownik techniczny w zakresie turbin parowych i kilka rysunków oraz schematów z oznaczeniem poszczególnych części.

Książeczkę opracowano i wydano starannie, słownictwo jest na ogół poprawne.

Jeżeli chodzi o szczegóły treści, nasuwają się następujące drobne uwagi:

Rozdział 4. 3. Za niskie ciśnienie ogranicza moc turbiny, za wysoka temperatura „pary“ wlotowej połączona jest z niebezpieczeństwem dla organów wlotowych. W celu poparcia tego twierdzenia należało podać przybliżone dane liczbowe.

Rozdział 4. 4. „Wskaźnikiem obciążenia turbiny jest ciśnienie pary na pierwszym stopniu regulacyjnym itd.“ Mowa tu zapewne o ciśnieniu po pierwszej grupie dysz, gdyż stopniem regulacyjnym jest właściwie koło Curtisa, które przeważnie bywa tylko jedno w całej turbinie.

Rozdział 5. 3. 19. „Położenie ważnych śrub należy zaznaczyć kredą lub farbą“. Sądzę, iż byłoby praktyczniej wszystkie ważne nakrętki zabezpieczyć przed odkręceniem.

Wydawnictwo to przyczyni się niewątpliwie do pogłębienia wiedzy o turbinach parowych i przysłuży się do osiągnięcia prawidłowej pracy maszyn, a nawet może uchronić je przed zniszczeniem. Jednakże wobec zupełnego braku w języku polskim podręczników o turbinach parowych należałoby zająć się opracowaniem książki omawiającej konstrukcję i zasady pracy turbin parowych. Sprawa ta nie cierpi zwłoki, gdyż firmy dostarczają turbiny najczęściej ze szczegółową instrukcją

obsługi, natomiast zasad pracy instrukcje takie nie zawierają, a brak gruntownej znajomości zasad pracy turbiny bywa nieraz przyczyną jej uszkodzenia.

**S. Wlazłowski**

**Wykład elementów maszyn.** *Dr inż. Wacław Moszyński*, profesor Politechniki Warszawskiej. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1951. Format A5. Część I. *Połączenia*. Wydanie drugie. Str. XI + 435. Cena 32 zł. — Część II. *Łożyskowanie*. Wydanie drugie, przejrzane i uzupełnione. Str. X + 332. Cena 30 zł. — Część III. *Napędy*. Wydanie drugie. Str. 350. Cena 28 zł.

*Treść części I.* Wytrzymałość zmęczeniowo-kształtowa metali. — Kształtowanie części maszynowych i wymiarowanie ich rysunków. — Połączenia nitowe, spawane, zgrzewane, spajane, wtlaczone, skurczowe, klinowe, sworzniowe, gwintowe, sprężyste i rurowe oraz zawory.

*Treść części II.* Łożyska ślizgowe i toczne. — Kadłuby. — Osie i wały. — Łączenie wałów. — Sprzęgła. — Hamulce.

*Treść części III.* Napędy cierne i ciągnowe. — Kinematyka ząbów. — Wytrzymałościowe obliczenie przekładni zębatych. — Budowa przekładni napędowych.

Podręcznik prof. Moszyńskiego, przeznaczony dla konstruktorów projektujących części maszyn tudzież dla studentów wydziałów mechanicznych w wyższych uczelniach technicznych, zasługuje w dalej pełni na miano dzieła klasycznego w polskim piśmiennictwie technicznym. Nie omawiamy go tu dziś obszerniej, gdyż wyczerpujące recenzje pióra inż.-mech. Leszka Strzeleckiego o pierwszych wydaniach wszystkich trzech części tego dzieła zamieszczaliśmy w naszym czasopiśmie w miarę ukazywania się owych tomów w druku (patrz „Hutnik“ z 1948 r., nr 10 — 11, str. 507 i 508, z 1949 r., nr 7 — 8, str. 340 i 341 oraz z 1950 r., nr 3 — 4, str. 74 i 75).

**J. Chmielowski**

**Mechanika górnicza.** Tłumaczenie opracowane według „Bergbaumechnik“ Maereksa. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Katowice 1950. Format B5, str. VIII + 536, rys. 521.

W książce omówiono podstawowe zagadnienia mechaniki, wybrane dla potrzeb górnictwa.

Dzieli się ona na 4 części: statykę ciał stałych (w opracowaniu inż. Stanisława Giżmana), kinetykę ciał stałych (w opracowaniu inż. Juliusza Marcoina), wtrzymałość materiałów oraz mechanikę cieczy i gazów (w opracowaniu inż. Jerzego Kolbego).

Zaletą tego podręcznika jest — poza jasnością i przejrzystością — podanie w nim wielkiej liczby przykładów zaczerpniętych z praktyki górniczej, dzięki czemu oprócz wzbogacenia wiedzy teoretycznej inżynierów i techników zatrudnionych w ruchu może on im oddać duże usługi przy rozwiązywaniu problemów z zakresu samego procesu produkcyjnego.

Drobne usterki, których z natury rzeczy nie podobna uniknąć w tak obszernej pracy zespołowej, dotyczą głównie słownictwa. Tak na przykład na str. 220 zamiast „siła przyspieszenia“ powinno być „siła przyspieszająca“, na str. 352 razi niezrozumiały termin „wytrzymałość materiałów i tworzyw“, na str. 364 zamiast „punkt ciężkości“ powinno być „środek ciężkości“ lub „środek masy“ itp.

Do błędów drukarskich należy zaliczyć na str. 322 „urządzenia“ (ma być „uderzenie“) tudzież niewłaściwą pisownię nazwisk Bernouilli, Ioung i Poiseulle (powinno być Young, Bernoulli i Poiseuille).

Poza tym napisy na rys. 447 i 449 („przepływ pasmowy“ i „przepływ zaburzony“) nie odpowiadają ani prawidłowo zredagowanym podpisom pod owymi rysunkami (w podpisach tych mowa jest o „przepływie war-

stwowym“ i „przepływie burzliwym“) ani też nie budzącemu żadnych zastrzeżeń słownictwu stosowanemu na str. 421 i 422 tekstu.

Usterki te nie obniżają bynajmniej wartości dydaktycznej i praktycznej dzieła, które stanowi cenną i pożyteczną pozycję w naszym szkoleniowym piśmiennictwie technicznym.

**A. Ligocki**

**Górnictwo. Tom VIII. Posażanie wyrobisk. Część I. Posażka plynna.** *Inż. Franciszek Jopek*. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Katowice 1950. Format B5, str. 176, rys. 87, tabl. 4, cena 40 zł 50 gr.

Stosowanie posażki plynnej w górnictwie węglowym jest zagadnieniem podstawowym, ukazanie się więc książki inż. Jopka w okresie rozbudowy urządzeń posażkowych w naszych kopalniach i wykonywania potężnego planu eksploatacji złóż piaskowych Pustyni Będowskiej należy powitać ze szczególnym uznaniem. Książka ta obejmuje całokształt wiedzy o stosowaniu posażki plynnej przy eksploatacji węgla i jest bogato ilustrowana. Wypełnia ona poważną lukę w polskiej literaturze fachowej i może służyć do praktycznego użytku techników i inżynierów górniczych oraz jako podręcznik do nauki w szkołach górniczych.

**Górnictwo. Tom X. Wentylacja kopalń. Część I. Przewietrzanie wyrobisk.** *Prof. dr inż. Witold Budryk*. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Katowice 1951. Format B5, str. 375, rys. 292, tabl. 30.

Wentylacja kopalń jest jednym z ważniejszych czynników bezpieczeństwa zdrowia i wydajności górnika. Zagadnienie to autor ujął w swej pracy w sposób wyczerpujący, podając praktyczne wskazówki dotyczące obliczania i projektowania przewietrzania wyrobisk podziemnych jak również najważniejsze osiągnięcia naukowe w tej dziedzinie, uzyskane bądź u nas, bądź za granicą, a zwłaszcza w Związku Radzieckim.

Książka ta, opracowana przez najwybitniejszego znawcę zagadnień wentylacji kopalń w Polsce, przeznaczona jest do użytku inżynierów zatrudnionych w ruchu i uczniów wyższych szkół górniczych.

**Zasady zdjęć geologicznych.** *Dr Józef Gołąb*. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Katowice 1951. Format A5, str. 276, rys. 231, cena 20 zł.

Autor omawia w swej książce sposoby dokonywania w terenie pomiarów i zdjęć potrzebnych do opracowywania map geologicznych, kładąc szczególny nacisk na precyzję przy sporządzaniu map, a więc na ścisłość umiejscowienia na nich faktów i zjawisk geologicznych. Podano w niej metody dokonywania pomiarów i oznaczania na mapie odchylenia magnetycznego, położenia, kątów kierunkowych i pionowych, odległości, biegu, upadów i miąższości warstw, granic geologicznych i uskoków oraz oznaczania wysokości za pomocą altymetru, klizimetru i busoli geologicznej. Dalej uwzględniono metody obchodzenia terenu, sposoby sporządzania notatek i rysunków polowych, rysowania odkrywek i odsłonięć, dolin i zboczy. Rozpatrzono także sposoby dokonywania obserwacji geologicznych i hydrogeologicznych oraz najnowocześniejsze metody badań geologicznych, jak metody elektryczne, magnetyczne, grawimetryczne i sejsmiczne.

W części ogólnej książki omówiono wyposażenie osobiste geologa i podano opis przyrządów geologicznych. Do książki dołączono modele niektórych przyborów. Modele te, po wycięciu i naklejeniu ich na karton, mogą służyć do praktycznego użytku geologa.

Książka przeznaczona jest przede wszystkim dla tych, którzy opanowali już ogólne podstawy geologii i są obeznani z mapami topograficznymi. Napisana jest zwięźle, zawiera jednak wiele materiału ilustracyjnego. W literaturze polskiej brak było dotąd podobnego podręcznika.

**K. Horky**



**The Non-Destructive Testing of Metals** (Nieniszcząca badanie metali). *Dr R. F. Hanstock*. The Institute of Metals. Londyn 1951. Str. VIII+164, rys. 71.

Jest to krótka monografia, poświęcona niszczącym badaniom metali, stanowiąca nr 10 serii monografii wydawanych przez Brytyjski Instytut Metali. O poziomie tych wydawnictw świadczy najlepiej fakt, że w serii owej ukazały się również prace „Struktura metali i stopów“ (The Structure of Metals and Alloys) oraz „Teoria atomowa dla studiujących metalurgię“ (Atomic Theory for Students of Metallurgy) pióra W. Hume-Rothery'ego, z których pierwsza doczekała się już siódmego, a druga — trzeciego wydania. Dr Hanstock daje w swej pracy krótki przegląd współczesnych metod badań nieniszczących. Zalicza do nich nie tylko, jak to ogólnie przyjęto, radiografię oraz metody magnetyczne i ultradźwiękowe wykrywania wad w metalach, lecz także pomiary grubości metodami fizycznymi, badanie gładkości powierzchni, badania dynamiczne, badanie zdolności tłumienia, dyfrakcję promieni X, metody magnetyczne i elektryczne oceny składu i stanu metalu, a wreszcie niektóre metody analizy. W ramach przeglądu tych zagadnień autor ograniczył się do omówienia zasad, zaczerpniętych głównie z fizyki klasycznej, na których opierają się badania nieniszczące, uzupełniając je przykładami praktycznego zastosowania. Czytelnik nie znajdzie więc gotowych rozwiązań interesujących go zagadnień, lecz jedynie ogólne ich oświetlenie oraz wskazówki dotyczące przydatności i stosowności różnych metod. Najwłaściwsze rozwiązanie w każdym konkretnym przypadku wymaga znajomości podstaw naukowych tudzież osobistej inwencji. Omawiana książka ma na celu, jak to zaznacza autor w przedmowie, wyłącznie „odświeżenie“ tych podstaw, gdyż — niestety — inwencji z książki nauczyć się nie można.

Interesujący jest układ treści, stanowiący niejako odzwierciedlenie poglądów autora na znaczenie poszczególnych metod. Fakt, że radiografii poświęcono zaledwie jeden rozdział, a dyfrakcji promieni X — dwa, uzasadnia autor istnieniem specjalnych dzieł z tej dziedziny. Natomiast zwraca uwagę przeznaczenie aż trzech rozdziałów na omówienie zagadnienia zdolności tłumienia metali. Zagadnienie to, mało u nas znane, wzbudzało w ciągu ostatniego dziesięciolecia duże zainteresowanie zarówno pod względem teoretycznym jak i możliwości praktycznego zastosowania. Wyjaśnienie tego zagadnienia jest tym bardziej interesujące, że autor sam poświęcił mu wiele lat pracy badawczej. Pominięcie mikroskopu elektronowego i dyfrakcji elektronów motywuje autor wydaniem oddzielnego zbioru prac (pt. „Metallurgical Applications of the Electron Microscope“) w ramach serii monografii, poświęconego temu zagadnieniu.

Rozpatrując poszczególne problemy autor starał się czynić to w sposób możliwie przystępny, bez uciekania się do skomplikowanego aparatu matematycznego dostępnego jedynie dla specjalistów i — jak wiadomo — mało popularnego wśród metalurgów. Wartość książki podnosi ta okoliczność, że autor podaje wszędzie prace źródłowe, a dołączona jako uzupełnienie tablica, wyszczególniająca własności tudzież metody nieniszczące, którymi można je badać w różnych przypadkach, oraz uwagi co do możliwych ograniczeń zastosowania i powoływanie się na odpowiednie ustępy tekstu ułatwiają szybką orientację w różnorodnym materiale. Każdy metalurg interesujący się badaniami nieniszczącymi przeczyta książkę dra Hanstocka z dużym zainteresowaniem.

**T. Malkiewicz**

**Klasyfikacja dziesiątna. Część 669. Metalurgia.** Główny Instytut Dokumentacji Naukowo-Technicznej, Warszawa 1950, Format A5, str. 115.

Jest to już drugie dziełko wydane przez Główny Instytut Dokumentacji Naukowo-Technicznej zawierające — jak podano w przedmowie — pełne tablice klasyfikacji dziesiątnej w zakresie metalurgii.

Zamieszczono w nim główne działy metalurgii, objaśnienia wstępne, tablicę symboli pierwiastków występujących w stanie metalicznym i pierwiastków używanych jako składniki stopów, bezpośrednie podziały znaków głównych, podziały analityczne, wiadomości ogólne, tablice główne i indeks przedmiotowy.

W ciągu dość długiego czasu mniemano, że klasyfikacja dziesiątna przeznaczona jest tylko dla bibliografów lub bibliotekarzy, gdyż to oni przed 56 laty ułożyli ją i przystosowali do swych celów. W dzisiejszym pojęciu jest ona porządkiem spraw intelektualnych wprowadzającym ład w każdej dziedzinie dorobku myślowego wydanego drukiem. Szczęśliwie obrany jej system dziesiątny jest jasny w podstawach, logiczny w rozwijaniu zasad głównych w miarę narastania potrzeb, ścisły w określeniu dzieła, elastyczny w przystosowaniu do rozrastających się dziedzin wiedzy i dostępny dla wszystkich. Klasyfikacja dziesiątna jest jak gdyby kluczem do otwierania nagromadzonych przez ludzkość skarbów wiedzy, które mnożą się nieustannie w taki sposób, że bez tego klucza nie można by się dzisiaj orientować w ogromie tego bogactwa. Innymi słowy jest to system znaków, którymi oznaczamy każde dzieło drukowane, aby z tych znaków orientować się, co ono zawiera w treści, albo szukamy w zbiorach dzieła o żądanej treści według znaków zawartych w spisach klasyfikacyjnych.

Ukazanie się w druku „Metalurgii 669“ jest nowością w polskiej literaturze technicznej, dotąd bowiem nie mieliśmy opracowanego systematycznie podziału tej dziedziny nauki na poszczególne rozgałęzienia. Rozczłonkowanie jej, doprowadzone aż do określenia pojedynczych nazw urządzeń i przedmiotów (które właściwie są tylko symbolami), wymagało wielu starań i żmudnej pracy Głównego Instytutu Dokumentacji Naukowo-Technicznej.

Polska literatura techniczna tworzy się powoli w miarę przeprowadzanych badań naukowych i zapoznawania się z obcymi dziełami technicznymi, w miarę produkowanych ilości książek technicznych i przyswajania wiadomości przez świat techniczny itp. W tym narastaniu literatury technicznej powstają nowe zagadnienia, a wraz z nimi tworzą się nowe układy organizacyjne zakładów i systemy produkcyjne, nowe zapatrywania i poglądy na sprawy techniczne, nowe nazwy i określenia. W żywiołowym rozwoju metalurgii zachodzą wciąż zmiany w jej strukturze naukowej i przeistoczenia w zastosowaniu praktycznym, powstają wątpliwości co do użytych nazw i określeń, które przeniesione z obcej literatury najczęściej nie znajdują odpowiedników w polskim języku technicznym. Wszystko to jednak odbywa się w pewnym okresie czasu, zanim w pewnych dziedzinach nie okrzepną utworzone pojęcia i nie ustali się związana z nimi nomenklatura.

Trzeba było całokształt tych spraw oraz wszystkie niepewności i wahania w określeniu nazw ująć w pewne karby i uporządkować w postać jednolitą i logiczną. To było głównym zadaniem przy opracowaniu Metalurgii, które GIDNT w znacznym stopniu wykonał mimo wielu trudności.

Przy uciążliwym gromadzeniu pojęć, ich uszeregowaniu i ustalaniu nazw w dziedzinie, która dotąd nie była całkowicie usystematyzowana, dochodziło zapewne do zmagania nie tylko z zagadnieniami dotyczącymi ogólnego układu, lecz i podziału tematu, rozmieszczenia pojęć w znakach klasyfikacyjnych, doboru nazw itp. Z przedmowy na str. 2 „Metalurgii“ można wnioskować, że obrany sposób wykonania pracy GIDNT nie uważa za doskonały. Zrozumiała rzecz, że w krótkiej przedmowie nie można było opisywać różnych trudności, które mu-

siano zwalczyć. Pominięcie jednak motywów, którymi kierowano się np. przy obieraniu głównych zasad układu, jego podziału, zastosowaniu poddziałów znaków głównych budzi w czytelniku pewne wątpliwości.

Już z pobieżnego przeglądu głównych działów metalurgii na str. 3 widać, że cały symbol 669 podzielono na trzy części: 669.1 — Metalurgia żelaza. Żeliwo. Stal: 669.2 do 669.8 — Metalurgia metali nieżelaznych i 669.9 — Pobieranie prób. Z tego wynika, że metalurgia metali nieżelaznych zajmuje siedem dziesiątych części symbolu, a metalurgia żelaza tylko jedna dziesiąta część.

Okazuje się, że zagadnienia metalurgii mogą być sklasyfikowane według znaków zamieszczonych w bezpośrednich poddziałach znaków głównych na str. 6, w poddziałach analitycznych na str. 10, w znakach poddziałów. 0 na str. 18 oraz w tablicach głównych rozpoczynających się od str. 26. Można więc w dostatecznym stopniu sklasyfikować zagadnienia metalurgii żelaza szczegółowo według tablic głównych i ogólnie według pozostałych poddziałów. Tablice główne zawierają oznaczenia dla metalurgii żelaza od znaku 669.1 do 669.198 w myśl wyżej wymienionego podziału głównych działów na str. 3.

Ponieważ całemu zagadnieniu metalurgii żelaza udzielono w tablicach głównych tylko jedną dziesiątą część symbolu, czyli tyleż co i zagadnieniu pobierania prób, trzeba było w ten znak (669.1) wtłoczyć ogromną ilość materiału dokumentacyjnego. Wskutek tego w tablicach głównych powstał ścisły w symbolach rozwniętych w znakowaniu do ogromnych liczb. Tu właśnie wyzyskano wspomnianą na początku elastyczność systemu dziesiętnego przy rozczłonkowaniu zagadnień na coraz mniejsze podziały aż do pojedynczych nazw, które ze względu na wyżej wymienioną ciasnotę musiano niekiedy oznaczyć znakiem o 15 cyfrach, np. 669.162.231.854.934 — powierzchnia grzewcza kratownicy (str. 39).

Biorąc pod uwagę, że zagadnienia metalurgii omawiane w książkach i artykułach najczęściej wiążą się z innymi zagadnieniami oznaczonymi symbolami w tablicach skróconych (wydanie GIDNT z 1950 r.), do sklasyfikowania nawet przeciętnego artykułu trzeba użyć znaku składającego się z kilkudziesięciu cyfr. Np. artykuł zatytułowany: „Smary do walcowania stali specjalnych“ ma znak 669.14.018.821:621.771:621.892. Wydana niedawno przez PWT książkę pt. Metalurgia żelaza oznaczono znakiem:

669.1.011/015+669.13/.14+669.041+622.341:622.7

Można sobie wyobrazić jaką trudność sprawia i klasyfikatorowi i korzystającemu z dokumentacji technicznej takie nagromadzenie cyfr. Już samo śledzenie kolejności cyfr w znaku wymaga pewnego napięcia uwagi, poza tym nie można się pomylić ani przy zapisywaniu, ani przy odczytywaniu znaku, aby nie zboczyć na manowce i nie zgubić się w gąszczu dokumentacji.

Największa trudność powstaje, gdy dzieło trzeba sklasyfikować. Jeżeli artykuł lub książka zawierają treść, dla której wystarczy znak zamieszczony w tablicach głównych (str. 26), sklasyfikowanie artykułu nie sprawia wtedy kłopotu, ponieważ tablice główne są bardzo rozczłonkowane, w układzie zrozumiałe i na ogół nie budzą wątpliwości przy obieraniu znaku. Natomiast sklasyfikowanie dzieła według innych wskazówek zawartych w „Metalurgii“ poza tablicami głównymi sprawia niekiedy nieprzewidywane trudności ze względu na skomplikowaną i skondensowaną treść tych wskazówek.

Przytoczę kilka przykładów. Bezpośrednie podziały znaków głównych na str. 6 można — w myśl zawartych wskazówek — dzielić jednolicie według schematu: 669...1 — „Ogólne opracowania o metalurgii metali“, 669...3 — „Otrzymywanie metali“ itd., aż do 669...892 — „Barwienie. Wytwarzanie powłok ochronnych“ itp. Z dalszego rozczłonkowania znaku 669...1 dowiadujemy

się, że można tu umieścić: „Własności, produkcję, przemysł w ogólności“. Podano tam również, że znak 553 dotyczy geologii ekonomicznej i bogactw kopalnych, że 622.34 to kopalnictwo rud, 622.792 to żarzenie, prażenie. Nie ma natomiast słowa, co oznaczają te trzy kropki między 669 i 1, czy należy tam umieścić pewne znaki, jakie są te znaki i gdzie ich należy szukać. Kropka jest przecież bardzo ważnym znakiem klasyfikacyjnym.

Dopiero przy następnym znaku 669...3 istnieje przykład, który wyjaśnia, co w tej kropkowanej przerwie powinno się mieścić. Otóż 669...3 dotyczy otrzymywania metali; jeżeli więc będzie chodziło o platynę oznaczoną 669.231, wówczas otrzymywanie platyny należy oznaczyć 669.231.3. Dlaczego więc takiego przykładu nie podano przy 669...1?

Po przeczytaniu powyższego przykładu technika klasyfikowania dzieła staje się jaśniejsza. Ale już przy 669...4 powstaje nowa wątpliwość. Znak ten urywa się na 669...48, po którym następuje uwaga: „Dalszy podział jak 669.054.8“. Zglądamy pod wskazany symbol i czytamy: „669.054.8 Przeróbka i wykorzystywanie odpadków. Odzyskiwanie metalu z odpadków, 669.054.82 Przeróbka żużla, 669.054.83 Przeróbka pyłu“ itd. Czego więc dotyczy dalszy podział czy tekstu słownego, czy znaków cyfrowych, czy jednego i drugiego? Jeżeli ma on dotyczyć tylko tekstu, wówczas nie wiadomo jakie znaki cyfrowe mają mu odpowiadać, gdyż oznaczenie urwano na 669...4. Dlaczego w ogóle nie podano takiego przykładu zastosowania tego znaku jak pod 669...3?

Nie wyjaśniono w znaku 669...5..98 (str. 8), że podane niżej w przykładach liczby 35 i 65 zawierają właśnie tę samą cyfrę 5 po dwóch kropkach. Na tej samej stronie po znaku 669...65 zamieszczono: „Dalszy podział jak 669...5“ oraz przykład, z którego w ogóle nie można się zorientować o co tu chodzi. To samo dotyczy znaku 669...75; po którym umieszczona jest taka sama uwaga.

Na str. 9 pod znakiem 669...81 „Powłoki na metalach z innych metali“ czytamy takie zdanie: „Dzielić jak 669. Tego rodzaju powłoki sklasyfikować najlepiej pod znakiem dziesiętnym metalu pokrywającego z dodaniem na końcu cyfr 86“. Dlaczego należy dodawać 86 i na jakim końcu, nie wiadomo. Niżej zaś pod 669...84 „Powłoki metalowe na materiałach niemetalowych“ zamieszczono przykład: 669.718.4:576, w którym znajdujemy 669, ale 84 przedzielono kropką nie wiadomo z jakiej przyczyny.

Na str. 11 po znaku 669-147.2/9 figuruje uwaga: „Dalszy podział jak 621.746.72/79“. Gdzie więc należy szukać podziału 621, skoro jeszcze nie ukazał się drukiem? To samo dotyczy znaków 669-5/-8. Na str. 18 rozpoczyna się nowa seria zagadek pod znakiem 669.0 Wiadomości Ogólne, pod którymi czytamy takie wyjaśnienie: „Podziałów .0 używa się jako znaków głównych, gdy nie ma odpowiedniego (?) znaku pod 669.1/8. Z wyjątkiem .05 (który to znak jest w użyciu tylko jako główny), można podziały te stosować także w całym zakresie 669 w celu rozszerzenia lub dokładniejszego określenia głównego podziału (?), zwłaszcza tam, gdzie je tablice klasyfikacji wymieniają (?), np. 669.14.018 itd.“ Kto to zrozumie?

Pod znakiem 669.011 Metalurgia metali w ogólności (str. 18) podano przykład: 669.1.011, w którym nie wiadomo skąd się wzięła w środku 1. Nie wiadomo, gdzie szukać podziałów 66.02/09 (str. 22), 66.04 (str. 22), 66.03/08 (str. 24), 542.9 (str. 24), 621.7 (str. 24), 621.9 (str. 24), 667.673 (str. 24) i wiele im podobnych, skoro książka omawia tylko podział znaku 669.

Na przekór tej gmatwaninie odsyłaczy, nie wyjaśnionych znaków, niezrozumiałych zdań i zwrotów zamieszczono pod indeksem przedmiotowym na str. 90 uwagę następującą: „Nigdy nie należy klasyfikować tylko na podstawie indeksu, zawsze sprawdzić każde zagadnienie w samych tablicach“. Do tej uwagi zastosowałby się każdy klasyfikator, gdyby tablice były zrozumiałe i nie-

wymagałyby szukania przysłowiowej szpilki w stogu siana. Z przytoczonych wyżej przykładów widać jednak, że nikt nie znajdzie właściwej drogi w tej dżungli i klasyfikatoryzy będą korzystać jedynie z indeksu przedmiotowego.

Inną okolicznością, która niepokoi czytelnika jest sprawa samej nazwy symbolu 669 ograniczonej tylko do „Metalurgii”. W tablicach skróconych klasyfikacji dziesiątej wydanej przez GIDNT w 1950 r. na str. 16 pod symbolem 669 zamieszczono: „Hutnictwo. Metalurgia”. Natomiast w omawianym dziełku GIDNT — jak wynika z jego treści — zamieszczono tylko określenia dotyczące metalurgii nie wspomniano o tym, gdzie się będą znajdować określenia dotyczące hutnictwa. Wprawdzie powinny się one znaleźć również pod symbolem 669, lecz z wyciszenia głównych działów „Metalurgii” wynika, że nie ma już dla nich miejsca ani w znaku 669...1...8, ani w 669-1/-9, ani w 669.0. ani też w 669.1. Nie oznacza to jednak, że mają być w ogóle pominięte lub identyfikowane z pojęciami zamieszczonymi w wyżej wymienionych znakach. W jaki więc sposób należy sklasyfikować takie np. zagadnienia: „Cykle produkcyjne wydziałów hutniczych”, „Wpływ czynników technologicznych na okres trwania procesów produkcyjnych w hutnictwie”, „Hutnictwo a metalurgia”, „Organizacja hutniczych procesów produkcyjnych na zasadzie harmonogramów”, „Metody badań struktury procesów hutniczych”, „Techniczne normowanie i organizacja pracy w hutnictwie”?

W treści „Metalurgii” można dostrzec pewną niejednołitość w użyciu nazw technicznych oraz zastosowanie określeń błędnych. Na str. 28 pod nazwą działu „Zeliwo” napisano: „Surówka i zeliwo pierwszego topu”, a na str. 43 w pierwszym wierszu od góry: „Kwaśne prowadzenie wytopu w wielkim piecu” oraz na str. 45 również w pierwszym wierszu od góry: „Zeliwo pierwszego wytopu”. Dalej zaś na str. 54 pod znakiem 669.184.132.1 zamieszczono znów: „Top normalny, gorący i top przedmuchi”. Z zastosowania nazw „topu” i „wytopu” mogło by się wydawać, że chodzi tu o różne czynności. Użycie różnych nazw jest wynikiem ścierania się starych i nowych poglądów, o których pisałem wyżej. Ponieważ nie można ustalić granicy, gdzie się kończy top, a zaczyna wytop, jedyną poprawną nazwą jest *wytop*.

Na str. 33 pod znakiem 669.15 użyto określenia „Żelazostopy”, a na str. 34 pod znakiem 669.15-198: „Stopy żelaza (ferrostopy)”. Skoro już w użyciu znalazła się spolszczona i zrozumiała nazwa „żelazostopy”, nie ma powodu do używania nazwy cudzoziemskiej „ferrostopy”.

Na str. 36 użyto określenia: „Spad. Wysokość spadu. Kąt spadu. Wielkie piece bez spadu. Wyłożenie spadu”. Nazwy „spadu” już się w hutnictwie nie używa, gdyż tej części szybu wielkiego pieca odpowiada właściwsza nazwa „spadek”, najczęściej stosowana w liczbie mnogiej: „Spadki. Wysokość spadków. Kąt spadków” itp.

Błędne jest użycie nazwy „zabijarka” i „zabijanie otworu spustowego” (str. 38). Otwór spustowy wielkiego pieca można tylko „zatkać”, co jest logicznie bardziej zrozumiałe niż „zabijać”. Właściwą więc nazwą jest „zatykarka”, a jej funkcją „zatykanie otworu”.

Niezrozumiałe są nazwy „dmuchawy wirówkowe” (str. 38). Zapewne chodzi tu o „dmuchawy wirowe”. Na tej samej stronie pod znakiem 669.162.222.4 podano od dawna wyrugowany z literatury technicznej wyraz „wentyle”. Są to „zawory”. Nie wiadomo dlaczego użyto

nazwy zdrobniałej „rowków odlewniczych” (str. 43), skoro są to dość spore „rowy odlewnicze” zaformowane w piasku na równi odlewniczej. „Zamykanie otworu piaskiem” (str. 43) również nie jest właściwe ze względów wyżej wymienionych. Powinno być „Zatykanie otworu piaskiem”.

Na str. 48 poczynając od znaku 669.183.1 panuje zupełny brak konsekwencji w użytych nazwach urządzeń. Znak ten ma tytuł: „Stal wytworzona w piecach płomiennych. Żelazo pudlarskie. Stal martenowska”. Niżej w następnych trzech znakach figurują: „Żelazo pudlarskie. Proces pudlarski. Zakłady pudlarskie. Piece pudlarskie”. A w znaku piątym 669.183.112 oznaczono: „Pudlingi (piece pudlarskie) zwyczajne” i w dalszych sześciu znakach również: „Pudlingi z nagrzewaniem wstępnym. Pudlingi obrotowe. Pudlingi podwójne” itd. widać „pudlingi” aż do ostatniego znaku 669.183.18, w którym znów figuruje: „Żelazo pudlingowe (pudlarskie)”.

Jak więc należy klasyfikować: piece pudlarskie czy pudlingi, żelazo pudlarskie czy żelazo pudlingowe? Ten brak zdecydowania co do użycia właściwej nazwy świadczy, że GIDNT nie korzystał z literatury dotyczącej historii hutnictwa. W dziełach ks. Osieńskiego i Staszica znajdujemy określenia: „piece pudlarskie” i „żużel pudlarski”, a więc tradycyjnie należy używać tych tylko nazw. Dotyczy to również wyrazu „pudlingowe”, które przecież ma odpowiednik polski w postaci „procesu pudlarskiego”.

Niewłaściwe są również nazwy: „świeżaki” (str. 49), które w hutnictwie nazywają się „piecami do świeżenia”; „Odzysknice” (str. 50) zwane są „regeneratorami”; „stal elektryczna” (str. 56) zamiast „stal wytopiona w piecu elektrycznym” lub „stal wytopiona elektrycznie”; „Kopulak” (str. 67) zamiast „żeliwiak” lub „piece do wytopu miedzi”; „Stopy kotwiczne” (str. 51), które znane są jako „stopy kotwowe”, gdyż nazwa ich pochodzi od wyrazu „kotwa”, a nie od wyrazu „kotwica”.

Nie można zrozumieć co oznaczają użyte na str. 72 „Alonże”? Jakie ma znaczenie „Metalurgia fizyczna lekkich metali” (str. 76)? Jak należy pojmować „Metody stosujące nierozpuszczone zasady żrące”, „Metody stosujące siarczki lub siarczany”, „Metody stosujące chlorki” (str. 77 i 78)? Dlaczego ma być „Metoda Neuhausenska”, a nie „Metoda neuhausenska” (str. 81)?

Poza tym użyto nazw pierwiastków: „Mazur” zamiast „Technet”; „Prazeodyn i Neodyn” zamiast „Prazeodym i Neodym”; „Illin” zamiast „Promet”; „Lutec” zamiast „Lutes” (lub „Kasjop”).

Na przytoczenie i omówienie wielu innych błędów i wątpliwości nie ma miejsca w recenzji. W celu usunięcia ich i nadania „Metalurgii” charakteru odpowiadającego wymaganiom hutnictwa należałoby ją przekazać specjalistom w tej dziedzinie.

Chociaż książka przeznaczona jest głównie do użytku Ośrodków Dokumentacji Naukowo-Technicznej, jednakże niespodziewanie dla GIDNT jest poszukiwana przez wykładowców w szkołach technicznych i przez autorów dzieł o metalurgii. Jedni chcieliby korzystać z niej przy układaniu programów wykładów, drudzy w celu zapoznania się z systematyką tematów w tej dziedzinie. Prawdopodobnie zakres zainteresowania klasyfikacją „Metalurgii” rozszerzyłby się znacznie, gdyby była ona dostępna w sprzedaży. Z tych i wielu innych względów drugie jej wydanie powinno być opracowane starannie i wnikliwie.

S. Rurański

## PRZEGLĄD CZASOPISM

**Wiadomości Hutnicze.** Rok 1951, nr 7—8. *Inż. A. Stanisławski.* Ciągadła. — *Inż. A. Chojkowski.* Jakość stali szynowej. — *Inż. M. Stankiewicz.* Złom stalowy i jego znaczenie. — *Inż. J. Copik.* Remont szybkościowego wielkiego pieca. — *D. P. Gluchow.* Odlewanie magnesów trwałych. — Nr 9. *Inż. M. Stankiewicz.* Możliwości podniesienia wytrzymałości sklepień pieców martenowskich. — *Inż. W. Nowakowski.* Przyrząd optyczny „Pyropto“ do pomiaru temperatur. — Nr 10. *Inż. J. Kozielski.* Pęcherze gazowe w stali. — *Inż. L. Andrejew.* Siarka jako składnik stopowy walców utwardzonych. — Nr 11. *Inż. L. Andrejew i inż. Z. Sobczyk.* Surowce procesu koksowniczego. — Nr 12. *Inż. St. Detko.* Kilka uwag o zabezpieczeniu urządzeń hutniczych przed mrozem.

**Prace Głównego Instytutu Odlewnictwa.** Rok 1951, nr 3. *A. Woźniacki.* Naprężenia własne w odlewach żeliwnych i usuwanie ich za pomocą wyżarzania odprężającego. — *M. Dubowicki i J. Rutkowski.* Hartowanie z przemianą izotermiczną a ulepszanie cieplne żeliwa szarego perlitycznego. — *J. Piaskowski.* Otrzymywanie stopów z magnezem do produkcji żeliwa sferoidalnego. — *T. Rzepa.* Badania nad stosowaniem ługu posiaraczynowego do mas rdzeniowych i formierskich. — *Z. Górny.* Własności mechaniczne stopów Cu-Si w zakresie do 4,5 % ciężarówych Si.

**Przegląd Odlewnictwa.** Rok 1951, nr 11. *Inż. J. Wójcik, inż. J. Gepner i inż. M. Pachowski.* Żeliwo austenityczne. — *Inż. E. Janicki.* Bentonit z Chmielnika. — *J. E. Rehder.* Odsiarczanie żeliwa szarego przy pomocy magnezu. — *S. L. Gerstman i B. F. Richardson.* Odsiarczanie staliwa przy pomocy stopów magnezu. — Nr 12. Przegląd osiągnięć inżynierów i techników polskich w przemyśle odlewniczym. — *Inż. W. Chabowski.* Praktyczne wskazówki nadmuchiwanie rdzeni. — *E. G. Nikołajenko.* Otrzymywanie blachy cienkiej bezpośrednio z ciekłego żeliwa. — *L. M. Marienbach i J. S. Sucharczuk.* Badania mechanizmu i kinetyki spalania paliwa w żeliwiaku. — *Ph. Schneider.* Parę uwag o lejności metali i stopów.

**Przemysł Chemiczny.** Rok 1951, nr 10. *St. Minc i I. Szacunkiewicz.* Badanie zdolności antykorozyjnej stali metodą pomiaru „napięcia przebicia“. — Nr 11. *W. Klimiecki.* Zastosowanie spektrografii w analitycznych laboratoriach przemysłowych. — Nr 12. *P. Rościszewski.* Metody łączenia gumy z metalami.

**Przegląd Mechaniczny.** Rok 1951, nr 11. *O. J. Elektryczne metody pomiarów długości w ZSRR.* — *Inż. J. Chodorowski.* Fizyczne podstawy umocnienia stali i charakter wysokiej twardości martenyżu. — *W. K. Metalowo-ceramiczne materiały cierne.* — Nr 12. *Prof. dr inż. M. T. Huber.* Miara plastyczności — *Inż. Z. Marciniak.*

Geometryczna interpretacja założeń elementarnej teorii odkształceń plastycznych. — *Inż. H. Bobowicz.* Łożyska porowate otrzymywane metodą ceramiki metalowej. — *J. St. Kowalski.* Nowoczesne warsztatowe narzędzia miernicze. — Dziesięciolecie „Przeglądu Mechanicznego“.

**Mechanik.** Rok 1951, nr 11. *Inż. P. Kosieradzki.* Nawęglanie kąpielowe stali. — *Inż. K. Albiński.* Noże z wkładkami ze spiekanych węglików do szybkościowego skrawania. — *T. D. Ostrzenie tarcz szlifierskich na szlifierkach bezkłowych narzędziami z węglików spiekanych.* — *Z. M. Doświadczenia radzieckie w zastosowaniu węglików spiekanych w wykrojnikach.* — *H. Ch.* O metodzie inż. Kowalowa. — Nr 12. Recenzja podpisana inicjałami S. K. o książce H. Krajczoka pt. „Katalog wyrobów z węglików spiekanych“.

**Przegląd Spawalnictwa.** Rok 1951, nr 11. *Inż. J. Węgrzyn.* Zagadnienie spawalności rur ze stali molibdenowej i chromowo-molibdenowej. — *Prof. inż. M. Rzęcki.* Zapobieganie porażeniom przy spawaniu elektrycznym. — *Inż. W. Czyrski.* Komentarz do projektu normy „Spawanie — spoiwa — drut stalowy na rdzenie do elektrod otulonych“. — *Inż. Z. Szczeciński.* Komentarz do projektu normy „Spawania — spoiwa — druty do gazowego spawania połączeniowego stali węglowej konstrukcyjnej“.

**Technika Lotnicza.** Rok 1951, nr 4. *Inż. W. Leja.* Lotnictwo Związku Radzieckiego.

**Wiadomości PKN.** Rok 1951, nr 9. *W. Borkowska.* Znormalizowany wzór inwentarza dla bibliotek naukowych. — *H. Handelsmanówna.* O bibliotekach technicznych. — *Dr A. Bocheński.* Skróty tytułów czasopism. — *Inż. T. B. Kozłowski.* Zagadnienie normalizacji aparatury chemicznej. — *A. L. Brykietowanie metalowych wiórów.* — *S. K.* Badanie pracy i normalizacja. — *S. K.* Normy użytkowania i produktywność. — *Mgr F. Mioduszeński.* Rok pracy Zakładu Słownictwa Technicznego PKN. — Nr 10. *Mgr K. Wiśniewski.* Metody statystycznej kontroli jakości w świetle doświadczeń. — *A. L.* Normalizacja prętów żeliwnych do spawania.

**Wiadomości Urzędu Patentowego.** Rok 1951, nr 3. *A. T.* Nowy sposób magnetycznego wykrywania pęknięć. — *Inż. A. Towpik.* Łączenie metali przez klejenie. — *Inż. A. Towpik.* Nowe stale i stopy tytanowe. — Nr 4. *Inż. A. Towpik.* O polepszenie warunków pracy żeliwiaka. — Tytan, jego właściwości i zastosowanie. — Nr 5. *Inż. J. Odrowąż-Pieniążek.* Na marginesie kongresu zuryskiego (8—10 maja 1951 r.) poświęconego zagadnieniom glinu. — Ulepszanie sposobu wytwarzania stali. — *Inż. A. Towpik.* Polepszenie właściwości odlewów żeliwnych.

Artykuły drukowane w Hutniku są wyrazem indywidualnych poglądów autorów, które nie zawsze pokrywają się z zapatrywaniami Redakcji lub Wydawcy

WYDAWCA: PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE. REDAGUJE KOMITET REDAKCYJNY. REDAKTOR NACZELNY: INŻ. T. MALKIEWICZ. SEKRETARZ REDAKCJI: MIRANDA CIACIUCHOWA. CZŁONKOWIE KOMITETU REDAKCYJNEGO: INŻ. JANUSZ CHMIEŁOWSKI, MGR STANISŁAW OLEŃSKI, INŻ. TADEUSZ PALMRICH, INŻ. STANISŁAW PRZEGALIŃSKI, INŻ. STEFAN WRÓBLEWSKI.

## Ogłoszenie wyników Konkursu PWT na Popularną Broszurę Techniczną

Państwowe Wydawnictwa Techniczne mając na uwadze potrzebę zasilenia literatury technicznej książkami autorów polskich, które w sposób przystępny, a jednocześnie wyczerpujący pogłębiałyby wiedzę fachową robotników zatrudnionych w przemyśle, ogłosiły w grudniu 1950 roku Konkurs Otwarty na Popularną Broszurę Techniczną.

W wyniku ogłoszenia Konkursu nadesłano do PWT 73 prace omawiające czynności produkcyjne stosowane w różnych dziedzinach techniki.

Wszystkie prace zostały zaopiniowane przez wybitnych fachowców poszczególnych gałęzi przemysłu.

Decyzją Sądu Konkursowego wyłonionego z Rady Programowej PWT przyznane zostały następujące nagrody.

NAGRODA I — w wysokości zł 2500. — *dr inż. Julian Nadziakiewicz* za pracę „Przygotowanie wsadu węglowego do pieców koksowniczych“.

NAGRODA II — w wysokości zł 2000. — *inż. Tadeusz Kozłowski* za pracę „Piece koksownicze i ich obsługa“.

NAGRODA II — w wysokości zł 2000. — *inż. Piotr Klich* za pracę „Wzbogacanie mulów i gospodarka wodna na płuczkach węgla koksującego“.

NAGRODA III w wysokości zł 1500. — *Zdzisław Sepielak* za pracę „Technika spawania rur chromo-molibdenowych“.

NAGRODA III — w wysokości zł 1500. — *Jerzy Stobiński* za pracę „O prawach związanych z chemicznym utwaleniem owoców i ich przetworów“.

NAGRODA III — w wysokości zł 1500. — *inż. Bronisław Lis* za pracę „Obsługa liczników energii elektrycznej“.

NAGRODA III — w wysokości zł 1500. — *inż. Jakub Wajntraub* za pracę „Bielenie tkanin bawełnianych“.

NAGRODY pocieszenia w wysokości zł 500. — otrzymali:

1. *Inż. Lesław Brodzik* za pracę „Wsadzarka pieców koksowych“.
2. *Piotr Sosnowski* za pracę „Drewniana obudowa wyrobisk w kopalni“.
3. *Inż. Feliks Perzyna* za pracę „Skrobanie w zastosowaniu do montażu i remontu maszyn“.
4. *Inż. Tadeusz Kowalski* za pracę „Obsługa pieca elektrycznego łukowego“.
5. *Mgr inż. Michał Godlewski* za pracę „Wyrób rdzeni“.
6. *Tadeusz Kłosowski* za pracę „Sortowanie jelit zwierzęcych“.
7. *Inż. Maciej Radwan* za pracę „Obsługa przemysłowych aparatów rentgenowskich“.
8. *Inż. Majer Wajntraub* za pracę „Elementarz dla pracowników zatrudnionych przy montażu radioodbiorników Pionier“.

Większość nagrodzonych w ramach Konkursu prac zostanie przez PWT wydana drukiem.

**PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE**

polecają książki z zakresu hutnictwa, mechaniki, metaloznawstwa i dziedzin pokrewnych

- ANDREJEW L., SOBCZYK Z.: **Obsługa urządzeń pomocniczych w walcowniach**, 1951, str. 60, zł 6.—
- AZAROW A.: **Automatyzacja obróbki na tokarkach**, tłum. z ros. K. Ukielski, 1951, str. 122, zł 15.—
- BŁAZEWSKI S.: **Wytrzymałość materiałów**, 1951, str. 331, zł 28.—
- BUJŁOW A.: **Zasady budowy aparatów elektrycznych**, 1951, str. 402, zł 90.—
- CELIKOW A.: **Projektowanie i budowa walcowni**, tłum. z ros. W. Nowakowski i Z. Kubski, 1951, str. 500, zł 60.—
- Dobór kół zmianowych. Pomocnicze tablice liczbowe**, (praca zbiorowa), tłum. z niem. E. Zieleniewski, 1951, str. 206, zł 13.50
- GIERDZIEJEWSKI K.: **Kurs odlewnictwa. Materiały formierskie i ich przeróbka w odlewniach**, wyd. II, 1950, str. 306, zł 28.—
- GOSTIEW W.: **Kontrola techniczna i zwalczanie braków w przemyśle maszynowym**, tłum. z ros. S. Kowalczyk, 1951, str. 76, zł 4.—
- GOTLIB A.: **Nagrzew dmuchu i zużycie koksu przy wytopie surówki w wielkim piecu**, tłum. z ros. E. Mazanek, 1951, str. 180, zł 26.50.
- GULIAJEW G.: **Organizacja stanowiska roboczego w fabrykach budowy maszyn**, tłum. z ros. H. Kali-szer, 1951, str. 118, zł 10.—
- GURFINKIEL M.: **Poradnik piecowego mechanicznych pieców pirytowych**, tłum. z ros. L. Winczakiewicz, 1951, str. 52, zł 5.50.
- HOARE W. E.: **Cynowanie na gorąco**, tłum. z ang. K. Tarnowski, 1951, str. 152, zł 15.—
- HOLTMANN W.: **Otrzymywanie cynku metodą destylacji**, tłum. z niem. Z. Syrczyński, 1950, str. 140, zł 15.—
- JASNOGORODSKI I.: **Ogrzewanie metali i stopów w elektrolicie**, tłum. z ros. W. Chitruk, 1951, str. 124, zł 20.50
- KIEFFER R., HOTOP W.: **Metalurgia proszków i materiały spiekane**, tłum. z niem. W. Rutkowski, 1951, str. 448, zł 65.—
- KRASAWCEW N.: **Poradnik dla ładowaczy wielkiego pieca**, tłum. z ros. A. Czechowicz, 1951, str. 83, zł 11.—
- LEWIS W. R.: **Lutowanie miękkie**, tłum. z ang. K. Tarnowski, 1951, str. 128, zł 10.50.
- LUBAŃ A.: **Badanie procesu wielkopiecowego**, tłum. z ros. Z. Corradini, 1951, str. 212, zł 30.—
- ŁAPIŃSKI J.: **Metalizacja natryskowa (instrukcja)**, część II — **Wykonanie**, 1951, str. 120, zł 18.—
- MAZANEK E.: **Obsługa wielkiego pieca**, 1950, str. 339, zł 105.—
- MOSZYŃSKI W.: **Wykład elementów maszyn**, część I — **Połączenia**, wyd. II, 1951, str. 440, zł 32.—, część II — **Łożyskowanie**, wyd. II, 1951, str. 328, zł 30.—, część III — **Napędy**, wyd. II, 1951, str. 342, zł 28.—
- MURSKI C.: **Uzbrojenie walców i oprowadnice**, 1951, str. 96, zł 27.—
- PALMGREN A.: **Łożyska toczne**, tłum. z ang. J. Babiński, 1951, str. 238, zł 26.—
- PEŁCZYŃSKI T., SYPNIEWSKI R.: **Metaloznawstwo**, wyd. II, 1951, str. 196, zł 7.—
- PILARCZYK J.: **Kurs spawania elektrycznego (w pytaniach i odpowiedziach)** 1951, str. 123, zł 7.—
- PRZEGALIŃSKI S.: **Katalog stali konstrukcyjnych**, 1951, str. 131, zł 16.50
- PUFAL Z.: **Spawanie miedzi, mosiądzu i brązu**, 1951, str. 90, zł 10.—
- RADŹWICKI K.: **Zapobieganie awariom w stalowniach martenowskich**, 1950, str. 40, zł 7.—
- ROMANOWSKI W.: **Tłoczenie wielotaktowe**, 1951, str. 108, zł 23.—
- ROSENBERG S.: **Technologia materiałów ogniotrwałych**, 1951, str. 136, zł 21.—
- SCHNEIDER M.: **Ciągnienie stali**, 1951, str. 224, zł 35.—
- SMIRIAGIN A., SZPAGIN A.: **Stopy cynowe i ich stony zamienne**, tłum. z ros. B. Dobrzyński, 1951, str. 96, zł 10.—
- SZUPP B.: **Podręcznik spawania acetylenowego**, wyd. II, 1951, str. 341, zł 22.—
- SZYMBORSKI W.: **Materiały wysokoogniotrwałe**, 1951, str. 130, zł 26.—
- TIURIENKOW N.: **Brykietowanie rud**, tłum. z ros. St. Wróblewski, 1951, str. 159, zł 32.80.
- TROSKOLAŃSKI A.: **Hydromechanika techniczna**, tom I. **Hydromechanika racjonalna**, 1951, str. 352, zł 40.—
- Zasadowy proces wytapiania stali w piecu martenowskim**, (praca zbiorowa), tłum. z ang. T. Mazanek, St. Skrzyszowski i J. Takliński, 1951, str. 547, zł 70.—

**R Ó Ż N E**

- DOBROWOLSKI Z.: **Każdy może i powinien korzystać z dokumentacji naukowo-technicznej**, 1951, str. 61, zł 3.—
- NIEBRÓJ S.: **Rażenia elektryczne**, 1951, str. 123, zł 16.50.
- Oszczędna gospodarka węglem** (praca zbiorowa), 1951, str. 339, zł 38.—
- PIETKIEWICZ K., LULINIECKI A.: **Poradnik mistrza**, tłum. z ros. S. Albrycht, 1951, str. 94, zł 12.20.
- SZARGUT J.: **Racjonalne spalanie węgla**, 1951, str. 28, zł 2.—
- SKIBICKI W.: **Słownik techniczny rosyjsko-polski** (zawiera około 27 000 pojęć z najważniejszych dziedzin techniki), 1951, str. 450, zł 41.—