

# PRZEGLĄD TECHNICZNY

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM TECHNIKI I PRZEMYSŁU

ZESZYT ODLEWNICZY

## TREŚĆ:

Teoretyczne uwagi o budowie i pędzeniu płomieniaków odlewniczych, nap. Inż. J. Buzek.  
 Nawęglanie w żeliwiaku, nap. Inż. M. Kagan, Bruksella.  
 Kontrola braków w odlewni, nap. Inż. J. Kozarzewski.  
 Międzynarodowy Kongres Odlewniczy w Pradze, nap. Inż. K. Gierdziejewski.  
 Przegląd pism technicznych.  
 Bibliografia.  
 Nekrologja.  
 Wiadomości Towarzystwa Wojskowo-Technicznego.

## SOMMAIRE:

Considérations théoriques sur la construction et la marche des fours à réverbère dans la fonderie (à suivre), par M. J. Buzek, Ingénieur.  
 Carburation au cubilot, par M. Kagan, Ingénieur métallurgiste, A. I. Lg.  
 Le contrôle des déchets de fonderie, par M. J. Kozarzewski, Ingénieur.  
 Le Congrès International de Fonderie à Prague, 1933, par M. K. Gierdziejewski, Ingénieur.  
 Revue documentaire.  
 Nécrologie.  
 Bibliographie.  
 Bulletin de la Société de la Technique Militaire.

## Teoretyczne uwagi o budowie i pędzeniu płomieniaków odlewniczych<sup>\*)</sup>

Napisał Inż. Jerzy Buzek.

**P**rzed 170 laty uruchomiono po raz pierwszy płomieniaki na węglu kamiennym do przetapiania żeliwa w Anglii. Trochę później zaczęły się rozpowszechniać żeliwiaki, z inicjatywą znanego hutnika angielskiego Wilkinsona.

Podczas gdy żeliwiaki zdobyły sobie z czasem w odlewniach pierwsze miejsce i o budowie oraz sposobach ich pędzenia prawie każdy zeszyt jakiegokolwiek czasopisma odlewniczego przynosi jeszcze dziś wiadomości, płomieniaki ograniczyć się musiały — przynajmniej u nas w Europie — do znacznie skromniejszej roli, tak w praktyce odlewniczej, jak też w literaturze zawodowej. Płomieniaki są najbardziej rozpowszechnione w odlewniach amerykańskich, w Europie natomiast stosowane są stosunkowo rzadko.

Naogół możnaby powiedzieć: „nie zajmujemy się płomieniakami, bo są rzadko stosowane”, chociaż sędzę, że za słuszne możnaby uznać twierdzenie: „płomieniaki rzadko są stosowane, bo się za mało nimi interesujemy”. Tymczasem nowoczesne odlewnictwo dopomina się szerszego ich stosowania, ze względu na jakość odlewów.

Postanowiłem, na wzór mojej pracy o żeliwiakach, ogłoszonej przed 22 laty, zbadać sposoby budowy i pędzenia płomieniaków i przedstawić w zwięzłych wzorach wzajemną zależność wszystkich czynników, odgrywających dużą rolę w ruchu płomieniaków.

Metoda, często dzisiaj stosowana, polegająca na prostym kopowaniu „dobrze idących pieców”, nie

może nam dać żadnego obrazu wspomnianej powyżej wzajemnej zależności tych czynników.

Jestem świadom tego, że praca moja nie jest we wszystkich szczegółach wyczerpująca i że wyniki moich obliczeń może nie zawsze zgadzać się będą z wynikami praktyki; chodziło mi przedewszystkiem o przedstawienie kierunku myśli, w jakim iść wypada przy zastanawianiu się nad kwestją budowy i pędzenia płomieniaków. Temat mojej pracy ograniczyłem jedynie do zwykłych płomieniaków w ruchu przerywanym, opalanych węglem kamiennym i pracujących wyłącznie naturalnym ciągiem komina. Ale na podstawie moich wywodów niestrudno przewidzieć, wzgl. obliczyć, zmiany wyników przy pędzeniu płomieniaka z podmuchem, względnie przy ruchu ciągłym z zimnym lub płynnym wsadem.

### Obliczenie wymiarów topiska.

Zwykły piec płomieniowy składa się z trzech głównych części: a) *paleniska*, b) *topiska* i c) *komina*. Topisko jest częścią roboczą płomieniaka, więc częścią najważniejszą; obowiązuje zasada, że *wymiary jego powinny zezwolić na zupełne umieszczenie w niem całego jednorazowego wsadu*.

Zależnie od jakości wsadu, ogólna objętość topiska (*Bl*) będzie mniejsza, wzgl. większa. Podaję kilka cyfr:

1 m <sup>3</sup> grubych walców waży . . . . .	4500 kg
1 t grubych walców zajmuje więc . . . . .	0,222 m <sup>3</sup>
1 m <sup>3</sup> gęsi surowcowych i grubego złomu waży . . . . .	3000 kg
1 t " " " " zajmuje . . . . .	0,333 m <sup>3</sup>
1 m <sup>3</sup> gęsi surowcowych i drobnego złomu waży . . . . .	2300 kg
1 t " " " " zajmuje . . . . .	0,44 m <sup>3</sup>
1 m <sup>3</sup> żeliwa ciekłego waży . . . . .	7000 kg

<sup>\*)</sup> Referat zamienny Koła Odlewników na Międzynarodowy Zjazd Odlewniczy w Pradze w r. 1933.

1 t żeliwa ciekłego zajmuje . . . . . 0,143 m<sup>3</sup>  
 1 m<sup>3</sup> płynnego żużla waży . . . . . 2500 kg  
 1 t „ „ zajmuje . . . . . 0,4 m<sup>3</sup>

Licząc 5% żużla w stosunku do wagi żeliwa ciekłego, otrzymamy, że 1 t żeliwa wraz z 50 kg żużla zajmuje  $0,143 + \frac{50}{1000} \cdot 0,4 \approx 0,166 \text{ m}^3$ .

Ze względu na konieczność pozostawienia wolnego miejsca wzdłuż ścian i sklepienia pieca, przestrzeń, zajmowaną przez wsad, należy powiększyć o 50%.

Otrzymamy więc potrzebną przestrzeń na 1 tonnę:

dla grubych walców . . . . . 0,333 m<sup>3</sup> = m<sub>1</sub>  
 dla gęsi i grubego złomu . . . . . 0,500 m<sup>3</sup> = m<sub>2</sub>  
 dla gęsi i drobnego złomu . . . . . 0,666 m<sup>3</sup> = m<sub>3</sub>

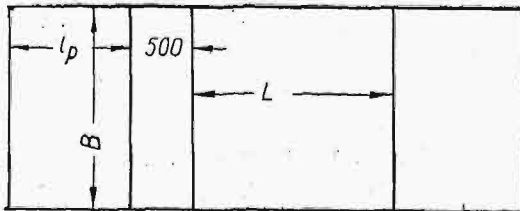
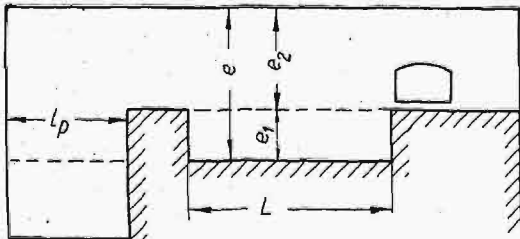
1. Główne wymiary topiska (rys. 1).

a) Ogólna objętość topiska:  $V = Sm = BL e$  (1), gdzie  $S$  oznacza wsad w t,  $m$  — objętość wymagana przez 1 t wsadu w m<sup>3</sup>,  $B$  — szerokość topiska w m,  $L$  — długość topiska w m,  $e$  — wysokość topiska w m.

TABELA 1.  
Ogólna objętość topiska  $V \text{ m}^3$ .

Wsad $S$ tonn	7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
$V = S \cdot m$ $\left\{ \begin{array}{l} m_1 = 0,333 \\ m_2 = 0,50 \\ m_3 = 0,666 \end{array} \right.$	2,5	3,33	4,17	5,0	6,67	8,33	10	13,3	16,7
	3,75	5	6,25	7,5	10	12,5	15	20	25
	5,0	6,6	8,33	10,0	13,34	16,66	20	26,6	33,4

\*) Według Osanna (Eisen- u. Stahlgießerei, str. 41), obliczamy  $m$  ze wzoru  $m = \frac{V - b}{S} + 0,166$ ; przyjmując 5% żużla  $m = 0,43$  do  $0,782$  i  $\frac{V}{b} = 2,61$  do  $4,6$ .



Rys. 1.

b) Objętość kąpieli (żeliwo i żużel).

Licząc 5% żużla, więc 50 kg żużla na 1 t wsadu, otrzymamy objętość kąpieli na 1 t  $0,166 \text{ m}^3$ . Całej zaś kąpieli:

$$BL e_1 = b = 0,166 S \text{ m}^3 \quad (2)$$

c) Objętość wolnej przestrzeni pomiędzy zwierciadłem kąpieli a sklepieniem płomieniaka

$$BL e_2 = b_1 = V - b = (m - 0,166) S \text{ m}^3 \quad (3)$$

d) Stosunek ogólnej objętości topiska  $V$  do objętości kąpieli  $b$

$$\frac{V}{b} = \frac{m S}{0,166 S} = \frac{m}{0,166} \quad (4)$$

Zależnie od  $m$ , stosunek ten waha się w dużych granicach:

dla  $m = 0,5$  stosunek  $\frac{V}{b} = 3$

dla  $m = 0,333$  „  $\frac{V}{b} = 2$

dla  $m = 0,666$  „  $\frac{V}{b} = 4$

Płomieniaki, wykazujące stosunek  $\frac{V}{b} = 3$ , uważamy za normalne; tam, gdzie  $\frac{V}{b} < 3$ , mamy do czynienia z piecami ciasnymi, gdzie stosunek  $\frac{V}{b} > 3$ , mówimy, że piec jest przestronny.

e) Głębokość kąpieli  $e_1$  niezależnie od  $m$ .

Rozróżniamy płomieniaki płytke, normalnie głębokie i głębokie, zależnie od celu, jakiemu mają służyć; głębokość kąpieli odgrywa dużą rolę prze-

ważnie w okresie przegrzewania kąpieli; ponieważ czas przegrzewania wzrasta z kwadratem głębokości, budujemy płomieniaki przeznaczone do wytopu bardzo przegrzanego żeliwa „płytke”; w wypadkach, gdy chodzi o stosunkowo małe przegrzanie, bierzemy głębokość większą:

$$e_1 = n \sqrt{S} \quad (4a)$$

dla płomieniaków płytkich obliczamy  $e_1 = 0,06 \sqrt{S}$ \*)

„ „ normalnych „  $e_1 = 0,07 \sqrt{S}$

„ „ głębokich „  $e_1 = 0,08 \sqrt{S}$

Wartości  $e_1$  w zależności od  $S$  i  $m$  podaje tab. 2.

Z ogólnej głębokości kąpieli żeliwa i żużla odpada 86% na głębokość kąpieli żeliwa ( $e_2$ ) i 14% na warstwę żużla ( $e_s$ ), jak wynika z następującego obliczenia (licząc na 1 t wsadu 50 kg żużla):

$$0,143 S = BL e_2 \quad 0,023 S = BL e_s$$

$$e_2 = \frac{0,143 S}{BL} \quad e_s = \frac{0,023 S}{BL}$$

$$BL = \frac{0,166}{n} \sqrt{S}$$

$$e_2 = 0,86 n \sqrt{S} \quad e_s = 0,14 n \sqrt{S}$$

$$e_s = 0,14 n \sqrt{S}$$

$$e_1 = n \sqrt{S}$$

f) Powierzchnia kąpieli  $BL$  płomieniaków normalnie przestronnych ( $m = 0,5$ ) przy ilości żużla 50 kg/t.

\*) Wzór ogólny:  $e_1 = n \sqrt{S}$ ;  $n = \frac{0,166}{BL} \cdot \sqrt{S}$

TABELA 2.  
Głębokość kąpielii  $e_1$  dla każdego  $m$  Ilość żużla 50 kg/t.

Piec	Wzór	W sad w t o n n a c h								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
	$\sqrt{S}$	2,738	3,162	3,54	3,873	4,472	5,0	5,477	6,325	7,071
Płytkie	$e_1 = 0,06 \sqrt{S}$	0,164	0,190	0,212	0,232	0,268	0,300	0,329	0,380	0,424
Normalne	$e_1 = 0,07 \sqrt{S}$	0,192	0,221	0,248	0,271	0,313	0,350	0,383	0,443	0,495
Głębokie	$e_1 = 0,08 \sqrt{S}$	0,219	0,253	0,283	0,310	0,358	0,400	0,438	0,506	0,567

TABELA 3.  
Powierzchnia kąpielii  $BL$  m<sup>2</sup> ( $m = 0,5$  m<sup>3</sup>). (Wielkość żużla 50 kg/t wsadu).

Płomieniaki	W z o r y	W sad w t o n n a c h								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
Płytkie $n = 0,06$	2,76 S	7,58	8,74	9,79	10,71	12,36	13,83	15,15	17,5	19,51
Normalne $n = 0,07$	3,36 S	6,49	7,49	8,39	9,17	10,59	11,83	12,93	15,0	16,69
Głębokie $n = 0,08$	2,075 S	5,68	6,56	7,35	8,04	9,28	10,38	11,36	13,12	14,67
Powierzchnia kąpielii na 1 tonnę wsadu (Ilość żużla 50 kg/t)										
Płytkie	$\frac{2,76}{S}$	1,0	0,875	0,781	0,715	0,619	0,553	0,303	0,137	0,391
Normalne	$\frac{2,36}{S}$	0,861	0,75	0,669	0,614	0,53	0,474	0,424	0,375	0,335
Głębokie	$\frac{2,075}{S}$	0,757	0,657	0,586	0,536	0,464	0,415	0,379	0,328	0,293
		2,738	3,162	3,54	3,873	4,472	5,0	5,477	6,325	7,071

Utarł się zwyczaj, że powierzchnia kąpielii obliczana bywa w ten sposób, że się przyjmuje na 1 t wsadu tyle a tyle m<sup>2</sup> powierzchni. Dla danego wsadu, przy danej głębokości kąpielii, powierzchnia trzonu czy kąpielii jest ściśle określona wzorem:

$$BL = \frac{0,166 S}{e_1} = \frac{0,166}{n} \sqrt{S} \quad (5)$$

$$e_1 = n \sqrt{S}$$

g) Szerokość trzonu płomieniaków  $B$  w metrach. Do obliczenia jej stosowany jest wzór:

$$B = 0,02 S + 1,2 \text{ m} \quad (6)$$

TABELA 4.  
Szerokość trzonu  $B$ .

	W sad S w t o n n a c h								
	7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
Szerok. trzonu $B = 0,02 S + 1,2$	1,35	1,4	1,45	1,5	1,6	1,7	1,8	2,0	2,2

h) Długość trzonu płomieniaków  $L$  normalnie przestronnych ( $m = 0,5$  m<sup>3</sup>) przy ilości żużla 50 kg/t wsadu. Przy danej powierzchni kąpielii ( $BL$ ) i jej szerokości  $B$ , obliczamy jej długość  $L = \frac{BL}{B}$ , albo ze wzoru:

$$L B e_1 = 0,166 S,$$

$L = \frac{0,166 S}{B e_1}$ , gdzie  $B e_1$  = przekrój poprzeczny kąpielii,  $e_1 = n \sqrt{S}$ .

$$L = \frac{0,166 S}{B n S} = \frac{0,166}{n B} \sqrt{S} \quad (7)$$

Wartości  $L$  w zależności od  $S$  i  $m$  podano w tab. 5.

i) Całkowita wysokość topiska  $e$  płomieniaków normalnie przestronnych ( $m = 0,5$  m<sup>3</sup>; ilość żużla 50 kg/t).

Z równania (1)  $B L e = S m$  obliczamy  $e$ , zna-

TABELA 5.  
Długość trzona płomieniaków  $L$  i objętość kąpielii ( $0,166 S$ ).

Piec	Wzory	W sad S w t o n n a c h								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
plytkie $n = 0,06$	$\frac{0,166 S}{0,06 \cdot B}$	5,61	6,23	6,74	7,12	7,71	8,12	8,40	8,73	8,87
normalne $n = 0,07$	$\frac{0,166 S}{0,07 \cdot B}$	4,81	5,35	5,79	6,12	6,62	6,97	7,21	7,50	7,62
głębokie $n = 0,08$	$\frac{0,166 S}{0,08 \cdot B}$	4,21	4,68	5,07	5,35	5,80	6,10	6,31	6,56	6,67
Obj. całk. kąpielii $b = 0,166 S$ m <sup>3</sup>		1,245	1,666	2,075	2,5	3,33	4,15	5,0	6,64	8,30
Objęt. kąpielii żeliwa 0,143 S m <sup>3</sup>		1,073	1,430	1,787	2,145	2,86	3,575	4,29	5,72	7,15
żużla 0,023 S m <sup>3</sup>		0,172	0,23	0,288	0,355	0,47	0,575	0,71	0,92	1,15

TABELA 6.

Całkowita wysokość topiska  $e=3e_1$  i wysokość wolnego przekroju  $e_2=2e_1$  płomieniaków normalnie przestrzennych ( $m=0,5 \text{ m}^3$ ) (p. tabl. 2)

Piece	Wzory	Wsad S w tonnach								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
płytkie . . . .	$e = 3 e_1$	0,492	0,570	0,636	0,696	0,804	0,900	0,987	1,14	1,272
normalne . . . .	$e = 3 e_1$	0,576	0,662	0,744	0,813	0,939	1,050	1,149	1,329	1,485
głębokie . . . .	$e = 3 e_1$	0,657	0,759	0,849	0,930	1,074	1,200	1,314	1,518	1,701
płytkie . . . .	$e_2 = 2 e_1$	0,328	0,380	0,424	0,464	0,536	0,60	0,658	0,76	0,848
normalne . . . .	$e_2 = 2 e_1$	0,384	0,442	0,496	0,542	0,626	0,70	0,766	0,886	0,990
głębokie . . . .	$e_2 = 2 e_1$	0,506	0,586	0,566	0,620	0,716	0,80	0,876	1,012	1,134

jąc już  $BL$ , ze wzoru:  $e = \frac{mS}{BL}$ ; albo wstawiając

zamiast  $BL = \frac{0,166}{n} S$ , otrzymamy:

$$e = \frac{m \cdot n}{0,166} \sqrt{S}; \quad \dots \quad (8)$$

przy  $m = 0,5 \text{ m}^3$

$$e = \frac{n \cdot 0,5}{0,166} \sqrt{S} = 3n \sqrt{S} \quad \dots \quad (8a)$$

k) Wysokość wolnego przekroju topiska  $e_2$  przy ilości żużla 50 kg/t.

$$e_2 = e - e_1 = \frac{m \cdot n}{0,166} \sqrt{S} - n \sqrt{S} = n \sqrt{S} \left( \frac{m}{0,166} - 1 \right) \quad (9)$$

dla  $m = 0,5$

$$e_2 = n \sqrt{S} \left( \frac{0,5}{0,166} - 1 \right) = 2n \sqrt{S} \quad \dots \quad (9a)$$

Widzimy, że w normalnie przestrzennych płomieniakach stosunek głębokości kąpieli  $e_1 = n \sqrt{S}$  do wysokości przestrzeni wolnej i całego topiska jest  $e_1 : e_2 : e = 1 : 2 : 3$ .

Dane liczbowe — w tab. 6.

l) Przekrój poprzeczny kąpieli  $Be_1$ ,

$$Be_1 = Bn \sqrt{S} \quad \dots \quad (10)$$

niezależnie od spólczynnika  $m$ .

m) Przekrój poprzeczny wolnej przestrzeni topiska

$$Be_2 = Bn \sqrt{S} \left( \frac{m}{0,166} - 1 \right) \quad \dots \quad (11)$$

dla  $m = 0,5$ :

$$Be_2 = 2B \cdot n \sqrt{S} \quad \dots \quad (11a)$$

2) Palenisko.

Węgiel kamienny spalamy na zwykłym ruszcie i odprowadzamy spaliny zapomocą naturalnego ciągu komina. Ilość wytworzonego ciepła w jednostce czasu, a więc szybkość spalania węgla, powinna iść w parze ze zdolnością zużytkowania ciepła przez wsad i obmurze. Od stopnia dostosowania do siebie tych 2 czynników zależy ekonomia ruchu płomieniaka.

a) Ogólna powierzchnia rusztu  $R$ .

Według Ledebur'a i innych, przyjmuje się zwykle, że ogólna powierzchnia rusztu ( $R \text{ m}^2$ ) powinna wynosić normalnie  $\frac{1}{3}$  powierzchni kąpieli  $BL$ , więc

$$R = \frac{BL}{3}$$

Stosownie do wzoru (5)  $BL = \frac{0,166}{n} \sqrt{S}$ , po-

wierzchnia rusztu powinna zależeć od głębokości płomieniaka, więc maleć ze wzrostem  $n$  i wzrastać ze spadkiem  $n$ . Nie byłoby to logiczne; dlatego przyjmujemy, że ogólna powierzchnia rusztu

$$R = \sqrt{S}, \quad \dots \quad (12)$$

co zgadza się w przybliżeniu z powyżej przytoczoną regułą dla  $n = 0,06$ , więc dla płomieniaków płytkich.

b) Przeświet rusztu ( $r$ )

wynosi zwykle 40% powierzchni ogólnej

$$r = 0,4 R, \text{ skąd}$$

$$R = 2,5 r \quad \dots \quad (13)$$

c) Ilość powietrza, przechodzącego przez szczeliny rusztu do warstwy węgla, przyjmujemy dla danego gatunku węgla w ilości 60  $\text{m}^3/\text{min}$ , wzgl. 3600  $\text{m}^3/\text{godz}$ . Licząc (z 25% nadmiarem) 10  $\text{m}^3$  powietrza na 1 kg węgla, spalamy 360  $\text{kg}/\text{godz}$ . na

TABELA 7.

Przekrój poprzeczny kąpieli  $Be_1$  ( $m = 0,5$ ; ilość żużla 50 kg/t wsadu).

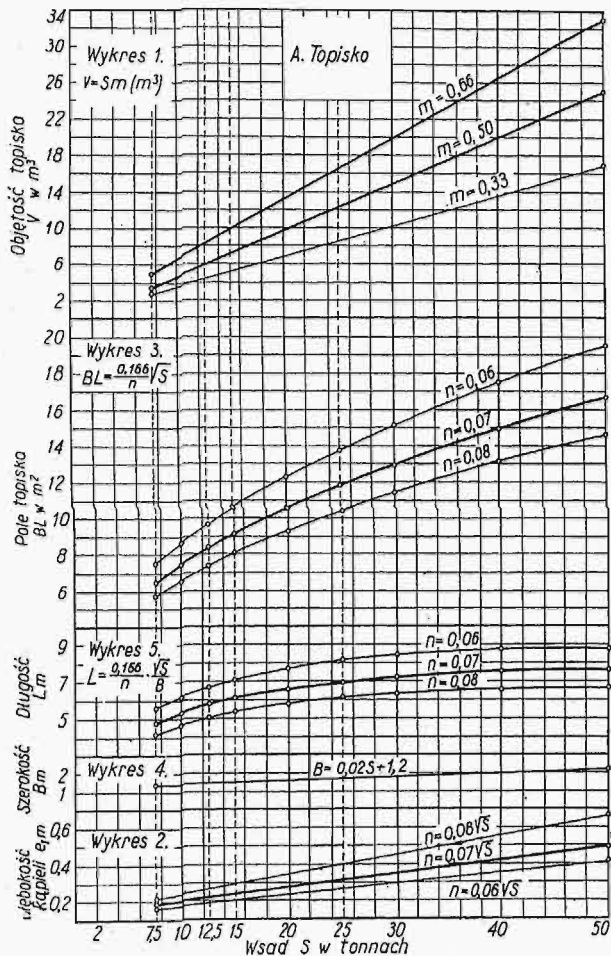
Piece	Wzory	Wsad S w tonnach								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
płytkie . . . .	$0,06 \cdot B \sqrt{S}$	0,222	0,265	0,308	0,349	0,429	0,510	0,592	0,759	0,9334
normalne . . . .	$0,07 \cdot B \sqrt{S}$	0,249	0,310	0,359	0,417	0,501	0,595	0,690	0,885	1,089
głębokie . . . .	$0,08 \cdot B \sqrt{S}$	0,296	0,354	0,410	0,465	0,572	0,680	0,791	1,012	1,244
Przekrój wolnej przestrzeni $Be_2$ ( $m = 0,5$ )										
płytkie . . . .	$0,12 \cdot B \sqrt{S}$	0,444	0,530	0,616	0,698	0,858	1,020	1,194	1,518	1,8668
normalne . . . .	$0,14 \cdot B \sqrt{S}$	0,498	0,620	0,718	0,834	1,002	1,190	1,380	1,770	2,178
głębokie . . . .	$0,16 \cdot B \sqrt{S}$	0,592	0,708	0,820	0,930	1,144	1,380	1,582	2,024	2,488

1 m<sup>2</sup> prześwitu rusztu, względnie  $\frac{360}{2,5} = 144$  kg/godz na 1 m<sup>2</sup> ogólnej powierzchni rusztu\*).

Rozchód węgla:

$$W_h = 144 \cdot R = 144 \sqrt{S} \text{ kg/godz.} \quad (14)$$

d) Przetapianie wsadu w płomieniakach obejmuje dwa okresy: okres przeprowadzenia wsadu ze



Wykr. 1—5.

stanu stałego w stan ciekły i okres przegrzewania kąpieli. (Niekiedy okres przegrzewania przedłuża się z powodu zamierzonego świeżenia kąpieli). Te dwa okresy różnią się zasadniczo pod względem sprawności cieplnej. Sprawność cieplna płomieniaka w okresie pierwszym wynosi — zależnie od wielkości kawałków wsadu, więc od stosunku objętości ich do powierzchni — 15—10%, średnio 12,5%

$$\eta_1 = 12,5\%$$

W okresie drugim sprawność cieplna jest daleko mniejsza; same gazy unoszą ze sobą do komina — zależnie od temperatury w piecu, więc od temperatury zamierzonego stopnia przegrzania kąpieli — 75—90% ciepła, tak że tylko 4% ciepła zużywamy do przegrzania kąpieli

$$\eta_2 = 4\% \text{ przy średniej głębokości kąpieli.}$$

Z tego wynika, że przeciętna sprawność cieplna bę-

\*) Z danych Osanna [35—45—70 cm<sup>2</sup>/kg] wyliczyć można maksym. natężenie rusztu ok. 285 kg/m<sup>2</sup>h, średnie natężenie rusztu ok. 222 kg/m<sup>2</sup>h, słabe natężenie rusztu ok. 144 kg/m<sup>2</sup>h (to ostatnie uwzględniono wyżej).

dzie tem mniejsza, im wyższa jest końcowa temperatura kąpieli, natomiast tem większa, im mniej przegrzewamy kapiel; zaznaczam, że pod sprawnością cieplną płomieniaka rozumiem stosunek pojemności cieplnej kąpieli przed spustem do ogólnej ilości zużytego paliwa, wzgl. jego wartości opałowej. Sprawność cieplna płomieniaków płytkich ( $n = 0,06$ ) wynosi ok. 5,5%, płomieniaków głębokich — ok. 3,1% w okresie przegrzewania kąpieli.

e) Czas trwania okresu pierwszego  $g_1$  w godzinach. Jeżeli temperatura topienia wynosi  $t_1^0$  i ciepło właściwe żeliwa jest 0,2, ciepło topienia 30 Kal/kg i sprawność cieplna płomieniaka w tym okresie wynosi przeciętnie  $\eta_1\%$ , to zapotrzebowanie ciepła do przetopienia  $S$  t wsadu wynosi:

$$C = 1000 S (0,2 t_1 + 30) \frac{100}{\eta_1} \quad (15)$$

Tę to ilość ciepła wytwarzamy, spalając 144 kg węgla o wartości opałowej 7000 Kal/kg na 1 m<sup>2</sup> rusztu  $R$  w ciągu  $g_1$  godzin:

$$C = 144 R g_1 \cdot 7000 \quad (15a)$$

Z równań 15 i 15a obliczamy  $g_1$ :

$$g_1 = \frac{1000 S (0,2 t_1 + 30) \frac{100}{\eta_1}}{144 \cdot R \cdot 7000}$$

$$g_1 = \frac{10^5 \cdot S (0,2 t_1 + 30)}{10^6 \cdot R \cdot \eta_1} = 0,1 \frac{S}{R \eta_1} (0,2 t_1 + 30) \quad (16)$$

Temperatura topienia  $t_1 = 1100^0$ , więc

$$g_1 = \frac{25 S}{R \cdot \eta_1} \quad (16a)$$

$$R = \sqrt{S} \cdot \eta_1 = 12,5,$$

$$g_1 = 2 \sqrt{S} \quad (16b)$$

Równanie 16b obowiązuje w założeniu  $\eta_1 = 12,5\%$  dla natężenia rusztu 144 kg/m<sup>2</sup>h i wartości opałowej węgla 7000 Kal/kg; sprawność cieplna  $\eta_1$  zależy jeszcze od kilku czynników, jak: wielkość kawałków wsadu i stosunek objętości do ich powierzchni, następnie od mniej lub więcej możliwego przepływu spalin pomiędzy poszczególnymi kawałkami wsadu. Wszystkich tych czynników nie można niestety ująć rachunkiem; zadowolić się należy wzorem  $g_1 = 2 \sqrt{S}$ , który mówi nam, że czas trwania ogrzewania i topienia wsadu zależy jedynie od wysokości wsadu, o ile pracujemy węglem o wartości opałowej 7000 Kal/kg i spalamy 144 kg/m<sup>2</sup>h.

f) Czas trwania okresu przegrzewania kąpieli zależy przede wszystkim od stopnia przegrzania i od głębokości kąpieli. Jeżeli przegrzejemy kapiel ponad punkt topienia ( $1100^0 = t_1^0$ ) o  $t_2^0$ , to przy sprawności cieplnej  $\eta_2$ , licząc ciepło właściwe żeliwa 0,02, ilość wymaganego ciepła wynosi

$$C_2 = 1000 S t_2 \cdot 0,2 \frac{100}{\eta_2} \quad (17)$$

którą wytwarzamy w  $g_2$  godzinach, spalając węgiel o wartości opałowej 7000 Kal/kg w ilości 144 kg/m<sup>2</sup>h.

$$C_p = 144 R g_2 \cdot 7000 = 10^6 R g_2 \quad (17a)$$

Z obydwóch równań obliczamy  $g_2$

$$g_2 = \frac{10^5 S \cdot t_2 \cdot 0,2}{10^6 R \eta_2} = \frac{S t_2 \cdot 0,2}{R \cdot \eta_2} \quad (18)$$

$$R = \sqrt{S}$$

$$g_2 = \frac{0,02 t_2 \sqrt{S}}{\eta_2}$$

Dla średnio głębokich pieców  $\eta_2 = 4\%$ , więc:

$$g_2 = 0,0049 t_2 \sqrt{S} \quad (18a) \quad \text{dla } n = 0,07$$

$$g_2 = 0,0036 t_2 \sqrt{S} \quad (18b) \quad \text{dla } n = 0,06$$

$$g_2 = 0,0064 t_2 \sqrt{S} \quad (18c) \quad \text{dla } n = 0,08$$

$$g_2 = n_2 t_2 \sqrt{S} \quad (18d) \quad \text{wzór ogólny}$$

Czas trwania okresu przegrzewania możemy też obliczyć w inny sposób:

$\lambda_k$  oznacza współczynnik przewodności ciepła żeliwa,

$\Delta t_k$  — średnią różnicę temperatur żeliwa,

$e_i$  — głębokość kąpieli żeliwa bez żużla.

Ilość ciepła przewodzonego w  $g_2$  godzinach wynosi:

$$C_1 = \lambda_k \frac{B L}{e_i} \Delta t_k \cdot g_2 \quad (19)$$

Pewna część tego ciepła przenika do trzonu pieca, którego grubość przyjmujemy, dla uproszczenia obliczeń, w tej samej wysokości, co głębokość kąpieli żeliwa:

$$C_2 = \lambda_l \frac{B L}{e_z} \Delta t_l g_2 \quad (19a)$$

$$C_1 - C_2 = \frac{B L}{e_i} g_2 [\lambda_k \Delta t_k - \lambda_l \Delta t_l] \quad (19b)$$

$$C_1 - C_2 = 1000 S \cdot 0,2 t_2 = 200 S t_2 \quad (20)$$

Z ostatnich dwóch równań obliczamy

$$g_2 = \frac{200 S t_2}{\frac{B L}{e_i}} \quad (21)$$

$$B L = \frac{0,143 S}{e_i}$$

$$g_2 = \frac{200 S \cdot t_2 e_i^2}{0,143 S A} = 1400 \frac{t_2 \cdot e_i^2}{A} \quad (21b)$$

$$e_i = 0,86 e_1$$

$$e_i^2 = 0,737 e_1^2, \text{ więc}$$

$$g_2 = \frac{1000 t_2 e_1^2}{A} \quad (21c)$$

TABELA 8.

Czas trwania pierwszego okresu topienia  $g_1$ , przegrzewania  $g_2$  i cały czas topienia  $g$ . Wyniki odnoszą się do następującego założenia: węgiel o wartości opałowej 7000 Kal/kg, spalanie zupełne; natężenie rusztu 144 kg/m<sup>2</sup> h.

		Wsad S w tonnach; $\eta_1 = 12,5\%$										
		7,5	10	12,5	14	20	25	30	40	50		
$g_1 = 2\sqrt{S}$		Czas trwania okresu pierwszego $g_1$										
		$\sqrt{S}$	2,738	3,162	3,54	3,873	4,472	5,0	5,477	6,325	7,071	
$g_1$		$g_1 = 2\sqrt{S}$	5,50	6,30	7,0	7,7	8,9	10,0	10,9	12,6	14,1	
$g_2 = n^2 t_2 \sqrt{S}$		Czas trwania okresu przegrzewania kąpieli $g_2 = n^2 t_2 \sqrt{S}$										
		$n = 0,06$ $\eta_2 = 5,5$	100 <sup>o</sup>	0,98	1,14	1,27	1,39	1,61	1,70	1,97	2,28	2,54
			200 <sup>o</sup>	1,96	2,28	2,54	2,78	3,22	3,60	3,94	4,56	5,08
			300 <sup>o</sup>	2,94	3,42	3,81	4,17	4,83	5,40	5,91	6,84	7,62
		$n = 0,07$ $\eta_2 = 4\%$	400 <sup>o</sup>	3,92	4,56	4,08	5,56	6,44	7,20	7,88	9,12	10,16
			100 <sup>o</sup>	1,30	1,55	1,73	1,89	2,20	2,45	2,68	3,10	3,46
			200 <sup>o</sup>	2,60	3,10	3,46	3,78	4,40	4,90	5,36	6,20	6,92
		$n = 0,08$ $\eta_2 = 3,1\%$	300 <sup>o</sup>	3,90	4,65	5,19	5,67	6,60	7,35	8,04	9,30	10,38
			400 <sup>o</sup>	5,20	6,20	6,92	7,56	8,80	9,80	10,72	12,40	13,84
			100 <sup>o</sup>	1,55	2,00	2,30	2,50	2,90	3,20	3,50	4,10	4,50
		$g = 2\sqrt{S} + n^2 t_2 \sqrt{S} = (2 + n^2 t_2) \sqrt{S}$	Cały czas trwania topienia $g = g_1 + g_2$									
			$n = 0,06$	200 <sup>o</sup>	3,10	4,00	4,60	5,00	5,80	6,40	7,00	8,20
300 <sup>o</sup>	4,65			6,00	6,90	7,50	8,70	9,60	10,50	12,30	13,50	
400 <sup>o</sup>	6,20			8,00	9,20	10,00	11,60	12,80	14,00	16,40	18,00	
$n = 0,07$	100 <sup>o</sup>		6,48	7,44	8,27	9,09	10,51	11,80	12,87	14,88	16,64	
	200 <sup>o</sup>		7,46	8,58	9,54	10,48	12,12	13,60	14,84	17,16	19,18	
	300 <sup>o</sup>		8,44	9,72	10,81	11,87	13,73	15,40	16,81	19,44	21,72	
$n = 0,08$	400 <sup>o</sup>		9,42	10,86	12,08	13,26	15,34	17,20	18,78	21,72	24,26	
	100 <sup>o</sup>		6,80	7,85	8,73	9,59	11,10	12,45	13,58	15,70	17,56	
	200 <sup>o</sup>		8,10	9,40	10,46	11,48	13,30	15,80	16,26	18,80	21,02	
$n = 0,07$	300 <sup>o</sup>		9,40	10,95	12,19	13,37	15,50	17,35	18,94	21,90	24,48	
	400 <sup>o</sup>		10,70	12,50	13,92	15,26	17,70	19,80	21,62	25,00	27,94	
	100 <sup>o</sup>	7,05	8,30	9,30	10,20	11,80	13,20	14,40	16,70	18,60		
$n = 0,08$	200 <sup>o</sup>	8,60	10,30	11,60	12,70	14,70	16,40	17,90	20,70	23,10		
	300 <sup>o</sup>	10,15	12,30	13,90	15,20	17,60	19,60	21,40	24,90	27,60		
	400 <sup>o</sup>	11,70	14,30	16,20	17,70	20,50	22,80	24,90	29,00	32,10		

Uwaga: Duże płomieniaki wykazują, przy równych zresztą warunkach, wyższą sprawność w stosunku do małych, ponieważ jednak w praktyce do dużych płomieniaków wkładamy duże bryły żłomu, pociągające za sobą zmniejszenie sprawności, przyjąłem w tej tabelicy dla wszystkich płomieniaków tę samą sprawność:  $\eta_1 = 12,5\%$ .

A obliczone z równania 21c i 18a wynosi  $1000 \sqrt{S}$  ( $n = 0,07$  \*) , zatem

$$g_2 = \frac{t_2 e_1^2}{\sqrt{S}} \quad (22) \quad e_1^2 = n^2 S,$$

$$g_2 = n^2 t_2 \sqrt{S} \quad (23) \quad \text{równa się 18a, 18b, 18c.}$$

f) *Rozchód węgla* o wartości opałowej 7000 Kal/kg (bez zaliczenia przepadu przez ruszt).

1) W okresie pierwszym:  $w_1 = 144 R g_1$   
 $u_1 = 144 \sqrt{S} \cdot 2 \sqrt{S}$   
 $w_1 = 288 S \quad (24/19)$

2) W okresie przegrzewania kąpieli żeliwa  
 $w_2 = 144 R g_2 = 144 \sqrt{S} \cdot n^2 t_2 \sqrt{S}$   
 $w_2 = 144 S n^2 t_2 \quad (25)$

3) Rozchód ogólny  $w_1 + w_2 = w$   
 $w = 144 R g = 144 \sqrt{S} \cdot \sqrt{S} (2 + n^2 t_2)$   
 $w = 144 S (2 + n^2 t_2) \quad (26)$

4) Rozchód węgla na 1 tonnę wsadu  
 $w' = w_1' + w_2' = 288 + 144 n^2 t_2$   
 $w' = 144 (2 + n^2 t_2) \quad (27)$

Np.: $n = 0,06$	$n = 0,08$
$t_2 = 100^0$	$t_2 = 400^0$
$w' = 339,84 \text{ kg}$	$w' = 656,64 \text{ kg.}$

g) *Sprawność cieplna:*

1) w okresie pierwszym: teoretyczna ilość węgla o wartości opałowej 7000 Kal/kg zużyta w okresie ogrzewania i topienia wsadu

$$C_1 = 1000 S (0,2 t_1 + 30) \quad (15)$$

$$t_1 = 1100^0 \text{ C.}$$

$C_1 = 250000 S$  kaloryj, co odpowiada  
 $\frac{250000 S}{7000} = 35,7 S$  kg węgla;

rzeczywisty rozchód węgla wynosi jednak 288 S kg, zatem

$$\eta_1 = \frac{35,7}{288} 100 \approx 12,5\%.$$

$$\eta_1 = \frac{1000 S (0,2 t_1 + 30)}{2,88 S \cdot 7000} = \frac{0,2 t_1 + 30}{2016}$$

$$t_1 = 1100^0 \text{ C}$$

$$\eta_1 = \frac{250}{2016} \approx 12,5\%.$$

2) W okresie przegrzewania teoretyczna ilość ciepła wynosi  $C_2 = 1000 S t_2 \cdot 0,2 = 200 S t_2$  Kal, podczas gdy ilość rzeczywiście zużytego w paliwie ciepła wynosi według równania (24)

$$144 S n^2 t_2 \cdot 7000 \text{ Kal.}$$

$$\eta_2 = 100 \frac{200 S t_2}{10^6 S n^2 t_2} = \frac{2}{10^2} \cdot \frac{1}{n^2} = \frac{0,02}{n^2} \quad (28/23)$$

\*)  $A = \frac{1000 n^2 \sqrt{S}}{0,005}$ ;  $n = 0,07$ ;  $A = 1000 \sqrt{S}$  i  $\eta_2 = 4\%$   
 $A = \frac{1000 n^2 \sqrt{S}}{0,004}$ ;  $n = 0,06$ ;  $A = 1000 \sqrt{S}$  i  $\eta_2 = 5,5\%$   
 $A = \frac{1000 n^2 \sqrt{S}}{0,006}$ ;  $n = 0,08$ ;  $A = 1000 \sqrt{S}$  i  $\eta_2 = 3,1\%$

$$\eta_2 \text{ dla pieców płytanych } (n = 0,06) : \frac{0,02}{0,0036} = 2,5\%$$

$$\eta_2 \text{ dla pieców normaln. } (n = 0,07) : \frac{0,02}{0,0049} = 4\%$$

$$\eta_2 \text{ dla pieców głębokich } (n = 0,08) : \frac{0,02}{0,0064} = 3,1\%$$

3) *Ogólna sprawność cieplna.* \*)

Teoretyczna ilość ciepła wynosi  
 $1000 S (0,2 t_1 + 30) + 1000 S t_2 \cdot 0,2 =$   
 $= 1000 S [0,2 (t_1 + t_2) + 30]$  Kal.

Ilość wytworzonego ciepła według wzoru (26) wynosi  $144 S (2 + n^2 t_2) 7000$ , więc

$$\eta = \frac{100 S [0,2 (t_1 + t_2)] + 30}{10^6 S (2 + n^2 t_2)} \cdot 100$$

$$\eta = \frac{0,2 (t_1 + t_2) + 30}{10^3 (2 + n^2 t_2)} \cdot 100$$

$$\eta = \frac{0,2 (t_1 + t_2) + 30}{(2 + n^2 t_2)} \quad (29/24)$$

Np. dla  $t_1 = 1100^0$   $t_2 = 300^0$   $n = 0,07$

$$\eta = \frac{0,2 (1400) + 30}{10 (2 + 0,0049 \cdot 300)} = \frac{310}{31,47} = 10\%$$

Zaś dla  $t_1 = 1100^0$   $t_2 = 100$   $n = 0,06$

$$\eta = \frac{0,2 \cdot 1200 + 30}{10 (2 + 0,0036 \cdot 100)} = \frac{270}{23,6} = 11,5\%$$

g) *Ruch gazów spalinowych w topisku w okresie przegrzewania.*

Pole przepływu gazów nad kapielą w topisku:

$$B e_2 = 2 B n \sqrt{S} \quad (11a) \quad \text{dla } m = 0,5.$$

Ilość gazów spalinowych na sekundę wynosi:

$$\frac{1440 R}{3600} = 0,4 \sqrt{S} \quad (30)$$

Prędkość gazów w topisku obliczamy z równania:

$$2 B n \sqrt{S} \cdot v = 0,4 \sqrt{S}$$

$$v = \frac{0,4}{2 B n} = \frac{0,2}{B n} \quad (31)$$

albo ze wzoru ogólnego dla  $B e_2 = B n \sqrt{S} \left( \frac{m}{0,166} - 1 \right)$ \*\*\*)

$$v = \frac{0,4}{B n \left( \frac{m}{0,166} - 1 \right)} \quad (32)$$

\*) Ciepła pochodzące ze zgaru Si, Mn, C, Fe wsadu (2-3% ciepła węgla) nie uwzględniono w obliczeniach.

\*\*) Dokładniej:  $0,4 \sqrt{S} \times 1,044 = 0,42 \sqrt{S}$  (Heiligenstädt str. 19).

\*\*\*) Ogólny wzór dla  $e_2$ :

$$e_2 = e - e_1 = \frac{S \cdot m}{B L} - n \sqrt{S}$$

$$B L = \frac{0,166}{n} \sqrt{S} \quad (5)$$

$$e_2 = \frac{S \cdot m}{\frac{0,166}{n} \sqrt{S}} - n \sqrt{S} = \frac{m n \sqrt{S}}{0,166} - n \sqrt{S}$$

$$e_2 = n \sqrt{S} \left( \frac{m}{0,166} - 1 \right) \quad (32a)$$

TABELA 9.  
Prędkość gazów w topisku.  
dla  $m = 0,5$ ;  $n = 0,07$ ;

$$v = \frac{B \cdot 0,07}{0,2} = \frac{2,86}{B} \dots \dots \dots (32a)$$

Wsad S t	7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
B	1,35	1,4	1,45	1,5	1,6	1,7	1,8	2,0	5,2
v	2,1	2,04	1,97	1,9	1,79	1,7	1,6	1,43	1,30

Prędkość gazów gorących ( $t = 1500^\circ$ ) jest 6,5-krotna i wynosi np.

w płomieniaku 7,5 t . . . . . 13,7 m/sek.  
25 t . . . . . 12,3 m/sek.  
50 t . . . . . 8,5 m/sek.

Czas przepływu gazów spalinowych przez topisko obliczamy ze wzorów następujących. Objętość swobodnej przestrzeni topiska:

$$V_1 = V - b = m S - 0,166 S = S(m - 0,166) \quad (33)$$

Ilość gazów na 1 sekundę wynosi  $0,4 \sqrt{S} \text{ m}^3$ .

Czas przepływu

$$\frac{S(m - 0,166)}{0,4 \sqrt{S}} = 2,5 \sqrt{S} (m - 0,166) \quad (34)$$

Czas przepływu gazów gorących jest 5—6 razy mniejszy.

TABELA 10  
Czas przepływu spalin przez topisko.

Wartość m	Czas przepływu	W s a d S w t o n n a c h								
		7,5	10	12,5	15	20	25	30	40	50
$m = 0,5 \quad 0,835$	$\sqrt{S} \dots$	2,3"	2,64"	2,96"	3,23"	3,73"	4,2"	4,57"	5,28"	5,9"
$m = 0,66 \quad 1,25$	$\sqrt{S} \dots$	3,4"	3,95"	4,44"	4,84"	5,59"	6,3"	6,85"	7,92"	8,8"
$m = 0,33 \quad 0,417$	$\sqrt{S} \dots$	1,15"	1,32"	1,48"	1,62"	1,86"	2,1"	2,28"	2,64"	2,95"
	$\sqrt{S} \dots$	2,738	3,162	3,54	3,873	4,472	5	5,477	6,325	7,071

(d. n.)

## Nawęglanie w żeliwiaku<sup>\*)</sup>

Napisał inż. metalurg M. Kagan, Bruksella.

Mimo praktycznej doniosłości zagadnienia nawęglania w żeliwiaku, jest ono dotychczas mało zbadane teoretycznie. Próby dotychczas dokonane nie wyświetlają całkowicie tego zjawiska, a z wielu sprzecznych teorii każda przypisuje sobie słuszność.

Dwa fakty mogą być obecnie uważane za ustalone definitywnie:

1) nawęglanie zachodzi rzeczywiście w żeliwiaku i

2) może być regulowane i doprowadzone do pożądanej, nawet dosyć niskiej zawartości C.

Jeżeli dawniej uważano za dolną granicę 2,8% — 3,0% C, poza którą nie można było obniżyć zawartości węgla w żeliwie (Ledebur, Osann), to teraz osiąga się w rzeczywistości 2,5% — 2,7%, względnie 1,7% C, a nawet mniej.

Badanie procesu nawęglania prowadzi do określenia:

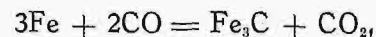
- 1) czynników powodujących nawęglanie,
- 2) samego procesu nawęglania,
- 3) strefy, w której zachodzi nawęglanie w żeliwiaku i

4) wpływu różnych składników, które występują podczas topienia i w samym metalu.

Jakiegokolwiek uwzględnimy teorie spalania w żeliwiaku, analizy gazów, choć wykazują bardzo zmienny stosunek pomiędzy zawartością CO<sub>2</sub> i CO, pozwalają jednak w większości wypadków stwierdzić, że proces w żeliwiaku ma charakter utleniający.

<sup>\*)</sup> Referat zamienny l'Association Technique de Fonderie de Belgique, zgłoszony na II Zjazd Odlewników Polskich w Warszawie, w maju r. b.

Według Piwowarskiego, utleniającą atmosferę mamy nawet w strefie topienia oraz na poziomie dysz i tylko w kotlinie znajduje się ośrodek obojętny w stosunku do czynnika redukującego i do dużych ilości CO. To zagadnienie atmosfery ma dużą doniosłość, gdyż jest podstawą jeszcze nie rozstrzygniętego sporu: czy gazy żeliwiakowe są czynnikiem nawęglającym, czy nie? W wypadku twierdzącym, nawęglanie w stanie stałym może być wywoływane częściowo przez gazy w górnych strefach żeliwiaka. Możliwość nawęglania przez gaz znajduje potwierdzenie w innym zjawisku metalurgicznym — cementacji, którą, jak wiadomo, można osiągnąć również przez gaz. Wartość środka cementującego określa się jego zdolnością do przejścia w stan gazowy, oraz ilością powstającego przy tem tlenku węgla, cjanku lub węglowodorów. Schenk utrzymuje, że już przy 700° C zachodzi cementacja wskutek działania CO na żelazo. Najpierw powstaje reakcja powierzchniowej przemiany żelaza na węgiel żelaza



która trwa z coraz większą energią w miarę zbliżania się do strefy topienia i wzrostu temperatury, a pomyślny wpływ wysokiej temperatury na wynik cementacji jest dobrze znany.

Stawiany zarzut, że obecność w żeliwiaku metalu w stanie stałym jest zbyt krótkotrwałą, ażeby proces cementacji mógł się rozwinąć, nie jest zupełnie słuszny, albowiem w żeliwiaku ten czas osiąga częstokroć 30—45 min. Żeliwiak o biegu normalnym przetapia zwykle na godzinę około 7 pełnych wsadów i zawiera od 4 do 5 wsadów w stanie stałym.



Jest jeszcze inne pytanie nierozstrzygnięte: czy zetknięcie się metalu ogrzanego do czerwoności w stanie stałym z koksem rozżarzonym może spowodować nawęglanie metalu?

Na te pytania Piwowarski i jego uczniowie oraz Field i Sipp odpowiadają przecząco. Podług ich teorii, ani koks rozżarzony, ani gazy nie doprowadzają do nawęglania, które, naogół biorąc, wcale nie zachodzi w metalu pozostającym w stanie stałym. Ani w górnych strefach żeliwiaka, ani na poziomie wysokiej temperatury, ani również w strefie topienia, żadne nawęglanie nie jest możliwe. Żelazo nie węgliste (lub stal), wprowadzone do żeliwiaka, dochodzi bez zmiany do strefy topienia, topiąc się tutaj jako żelazo lub stal, i tylko o wiele niżej, w kotlinie, płynny już metal nawęglą się wskutek zetknięcia się z koksem.

Odwrotnie, doświadczenia Greenan'a stwierdziły, zapomocą analizy chemicznej i metalograficznej, nawęglanie w stanie stałym. Pierwsze topienie stali nastąpiło na wysokości 1,16 m nad dyszami przy poziomie strefy topienia 760 mm, co daje powód do przypuszczenia, że nastąpiło już pewne wstępne nawęglanie. To nawęglanie dochodziło do 1%. Wyniki te są zgodne ze spostrzeżeniami Moldenke'go, który stwierdził, że punkt topienia stali w żeliwiaku znajduje się koło 1325° C, co pozwala wywnioskować, że stal jest już wtedy znacznie nawęglona.

Poczynając od strefy topienia w głąb kotliny, metal, bądź w postaci kropel, bądź w masie płynnej, styka się z koksem rozpałowym i gazami napełniającymi kotlinę. Tutaj nawęglanie kończy się. Oczywiście, ostateczne nawęglanie będzie tem większe, im wyższa jest strefa topienia i im dłuższy jest okres nawęglania końcowego. Natomiast będzie ono tem mniejsze, im:

- 1) topienie będzie szybsze,
- 2) odległość między dnem kotliny a dyszami będzie mniejsza i
- 3) im prędzej płynny metal zostanie usunięty z pod działania koksu, czyli, inaczej mówiąc, im wcześniej będzie wypuszczony z żeliwiaka.

Sipp i Tobias, uruchamiając drugi szereg dysz, stwierdzili zwiększenie o 0,2% C we wsadzie, zawierającym na początku 1,5% C.

Przesunięcie strefy topienia może również nastąpić przez zmianę we wsadzie stosunku między ilością metalu i koksu, jako też przez zwiększenie objętości wdmuchiwanego powietrza.

Znaczenie tego ostatniego czynnika w procesie nawęglania trudno daje się ustalić ze względu na to, że: z jednej strony zwiększa on szybkość topienia, a z drugiej nadmiar powietrza powoduje energiczne utlenianie C, którego zawartość ostateczna staje się wynikiem tych dwóch wpływów.

Według Piwowarskiego, nawęglanie spada o 0,2% przy ok. 100 m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup>/min, później zaś pozostaje stałym przy wszelkiej większej objętości powietrza. Na tym wpływie nadmiaru powietrza opiera się kilka sposobów prowadzenia procesów otrzymywania żeliwa o małej zawartości węgla. I tak, Corsalli widzi w ilości wprowadzonego do żeliwiaka powietrza czynnik przeważający w jego procesie. Keeble widzi w nadmiarze powietrza jedyny środek do regulowania nawęglania.

Znaczenie małej odległości między dyszami a dnem kotliny jest oczywiste: wszystko, co skraca drogę kropel metalu, przeszkadza nawęglaniu. Nisko osadzone dysze obniżają strefę topienia i zmniejszają wysokość kotliny. Według Olsson'a, najsłabsze nawęglanie otrzymano przy wysokości dysz max. około 300 mm. Najracjonalniej, z punktu widzenia nawęglania, byłoby znieść zupełnie kotlinę i móc gromadzić ciekły metal prawie tuż pod dyszami, co było uskutecznione przez Piwowarskiego w jego doświadczeniach.

Znosząc kotlinę i spuszczać metal przez otwór w dnie i rynnę, zbierał go w kadzi. Tym sposobem wysokość warstwy koksu rozpałowego doprowadzono do warstwy 100—120 mm, licząc od najniższego punktu dna aż do górnej krawędzi dysz. Zmieniając skład wsadu, osiągnięto wkrótce zawartości 2,2 — 2,5% C, a nawet 1,25% i 1,04% C.

Praktycznie, bardzo krótkie pozostawanie metalu w kotlinie i bardzo częste (ciągłe) spuszczenie, powinno po części dać te same wyniki, co i skasowanie kotliny.

Sipp, bezustannie spuszczać metal z żeliwiaka o średnicy 500 mm i mając początkowo 1,5% węgla we wsadzie, otrzymywał zawartość jego o 0,2% mniejszą, aniżeli spuszczać z przerwami. Osann jun. twierdzi, że pewna odlewnia, pracując z jednakowymi wsadami naprzemian: raz w żeliwiaku ze zbiornikiem, raz bez zbiornika, otrzymywała w pierwszym wypadku metal o zawartości węgla o 0,2% mniejszej.

Kagan także przypisuje poczęści prawie ciągłemu spuszczeniu metalu do kadzi (30 kg) małą zawartość węgla w żeliwie kowalnym, otrzymanem z żeliwiaka.

Wpływ skróconego pozostawania w kotlinie staje się widoczniejszym, jeżeli wziąć pod uwagę, że czas tego pozostawania, zależnie od biegu żeliwiaka, może zmieniać się w szerokich granicach. I tak, przy normalnym biegu pieca, żeby zebrać w kotlinie jeden cały wsad, potrzeba około 8 minut. Zebranie 2—3 wsadów zmusza do przetrzymania metalu przez czas ok. 20—30 min. Dłuższy czas pozostawania zwiększa nawęglanie często do 3—3,2% C.

Czy w ciągłym przebijaniu otworu spustowego należy po części dopatrywać się tłumaczenia, dla czego dane, dotyczące słabego nawęglania, odnoszą się w praktyce przeważnie do żeliwa kowalnego lub do odlewów małych? Otóż małe przedmioty pozwalają na odlewanie szybkie i ciągłym strumieniem, co się wiąże z krótkotrwałym pozostawaniem metalu w kotlinie. Jeżeli chodzi o duże przedmioty, lub kiedy trzeba zbierać duże ilości metalu, ciągłe przebijanie spustu staje się niemożliwym. W tym wypadku trzeba uciekać się do zbiornika. W praktyce spotykamy się z inną przeszkodą: metal o małej zawartości węgla ma bardzo wysoką temperaturę tworzenia się kryształów mieszanych. Zakres między rzeczywistą temperaturą topienia a temperaturą powstawania kryształów mieszanych staje się stosunkowo wąskim, i to tem węższym, im mniejsza jest zawartość C; z tego wynika, że długie przebywanie żeliwa w zwykłym zbiorniku staje się niemożliwym i niezbędnym staje się zastosowanie zbiornika podgrzewanego.

Największe znaczenie ma skład wsadu. Panuje

tu zgodny pogląd, że stopień (granica) nawęglania zależy od składu wsadu, a w szczególności od początkowej zawartości węgla.

Stwierdzono, że:

1) Wsad biedniejszy w węgiel jest chciwszy i nawęglą się stosunkowo silniej, aniżeli wsad bogatszy, nie osiągając jednakże większego nawęglania bezwzględnego.

2) Przy wyższych zawartościach C, około 3%, nawęglanie jest słabsze, aniżeli tego można było się spodziewać.

3) Przy zawartościach zbliżonych do eutektycznej, stwierdza się częściej odwęglanie.

Podług Osann'a, gdy zawartość C jest mniejsza niż 3%, nawęglanie zatrzymuje się przy 2,7% C, niezależnie od ilości stali, wprowadzonej do wsadu.

Piwowarski stwierdził na podstawie wspomnianych wyżej doświadczeń, przy okresowem (co 10—15 min) przebijaniu otworu, że wsady o zawartości:

100% stali + 0% surówki zawierają 2,67% C  
75% stali + 25% surówki zawierają 2,85% C,

czyli nawęglanie normalne, potwierdzające doświadczenia Osann'a.

W doświadczeniach z ciągiem wypuszczaniem metalu stwierdził Piwowarski zmniejszenie nawęglania przy wsadzie składającym się z 50% stali i 50% surówki. Zmniejszenie to wynosiło 1,2—1,3% C. Wyniki tych doświadczeń podane są w następującej tabeli:

Wsad Stal : surówka	% C we wsadzie	% C w metalu	Zwiększenie stosunkowe w %
100 : 0	3,36	3,32	-1,2
80 : 20	2,66	3,26	22,5
60 : 40	2,03	3,19	57,2
40 : 60	1,40	2,48	77,2
30 : 70	1,09	2,36	106,0
20 : 80	1,775	2,22	187,0
10 : 90	0,46	2,02	360,0

Liczby podane przez Olsonn'a, choć nieco zmienne wskutek wpływu Si, wykazują prawie te same wyniki:

% stali	22	25	50
% węgla we wsadzie	2,77	2,53	1,48
% węgla w płynnym metalu	3,11	3,07	2,80
wzrost % C	0,34	0,54	1,32
% krzemu	1,34	1,33	2,59

Corsalli z ilości 1—1,2% C dochodzi zwykle także do 2,65—2,82% C.

Doświadczenia Sipp'a wskazują na prawie liniową zależność pomiędzy zawartością C we wsadzie a wzrostem zaw. C, wynikającym z nawęglania.

Dane te zgadzają się z otrzymanymi przez Kagana przy wytapianiu żeliwa kowalnego. Wsady złożone z 50% stali miękkiej i zawierające na początku 1,38% C, dawały średnio w metalu płynnym około 2,65% C („Fonderie Belge”).

W szeregu różnych składników krzem posiada największy wpływ na nawęglanie. Przesunięcie przez Si zawartości eutektycznej C jest powszechnie znane. Na tem przesunięciu opiera się częściowo wytapianie żeliwa o małej zawartości C sposobem Emmel'a i Corsalli'ego.

Podług Emmel'a, już dodatek 1% Si powoduje zmniejszenie C o 0,2%; Corsalli bierze zawsze 2—2,5% Si. Chwila dołączenia się Si do metalu powinna też mieć pewne znaczenie, ponieważ to dołącze-

nie w stosownym momencie może dopomóc do zmniejszenia nawęglania przez utlenienie: brak Si pozwala tlenowi powietrza łatwiej przenieść swój wpływ na C. Wpływ innych składników jeszcze mało zbadano, ale w granicach zawartości w normalnym żeliwie ich wpływ na nawęglanie nie powinien być przeceniany.

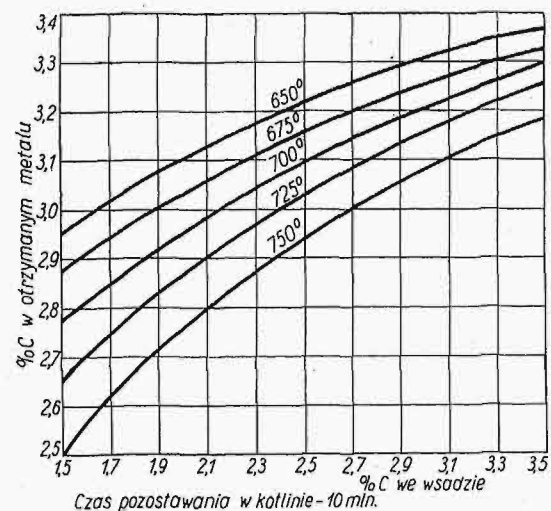
Pozostaje jeszcze koks. Wpływ jego ilości we wsadzie zaznacza się przesunięciem strefy topienia, a zatem przesunięciem drogi, przebytej przez metal ciekły. Zmiany ilości koksu z 10 na 25% w doświadczeniach Piwowarskiego wywołały zwiększenie nawęglania o około 0,38—0,41% C.

Co się tyczy jakości koksu, to można powiedzieć à priori, że lepszy koks da słabsze nawęglanie, gdyż prędzej będzie topić i da wyższą temperaturę. Lecz dobry koks odlewniczy jest koksem twardym, trudno spalającym się. Od niedawna wprowadzono nową cechę wartości koksu — reaktywność, pod którą należy rozumieć jego zdolność do redukcowania CO<sub>2</sub> na CO, lub odwrotnie. Jego zdolność osiągnięcia reakcji równowagi ustala wzór Boudouard'a:



Zjawisko reaktywności nie jest jeszcze należycie zbadane, jak również przyczyny mniejszej lub większej reaktywności koksu. W każdym razie stwierdzono zwiększenie temperatury topienia i przesunięcie strefy topienia. Zdaje się, że reaktywność zależy przede wszystkim od temperatury koksowania w piecach koksowych, od postaci C, od gazów pozostających w porach, porowatości koksu i składu popiołu.

Według Sipp'a, koks słabo reaktywny da słabsze nawęglanie, wybierając więc koks o małej reaktywności można zatrzymać nawęglanie przy bardzo niskich zawartościach C. Wsad zawierający na początku 1,5% C, w określonych warunkach topienia i przy pozostawianiu w kotlinie w ciągu 10 minut, może wykazać wahania zawartości C od

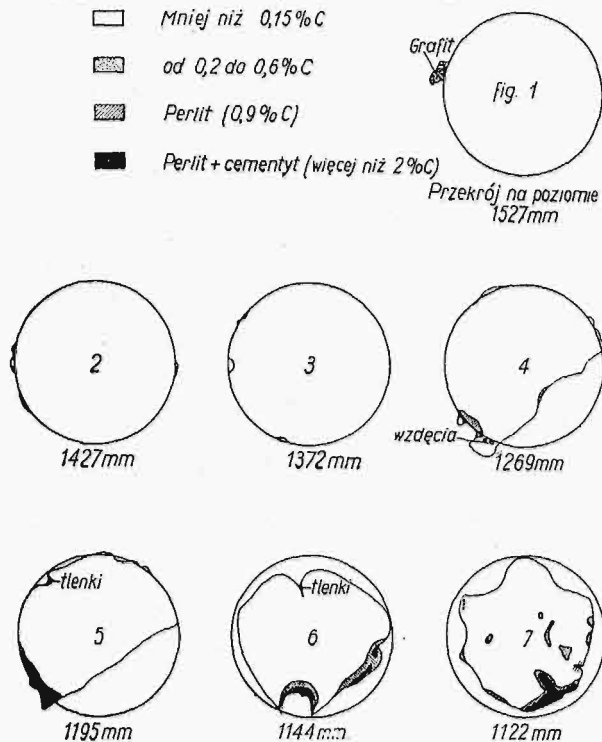


Rys. 1. Nawęglanie uzyskane w żeliwiaku w zależności od gatunku (reaktywności) koksu (wzgl. temperatury topienia) wedł. Sipp'a.

2,5 do 3,3%, czyli o 0,8% C. Opierając się na różnej reaktywności wielu gatunków koksu, Sipp wykreślił krzywe, pozwalające zgóry przewidzieć stopień nawęglania, jaki można spodziewać się otrzymać (rys. 1).

Mówiąc o wpływie jakości koksu na nawęglanie, należy wspomnieć o tak zachwalanej przez Cor-salli'ego metodzie jego ulepszenia w żeliwiaku przez polewanie koksu mlekiem wapiennym, co ma jakoby przeszkadzać nawęglaniu. Odpowiednio wy-

- Mniej niż 0,15% C
- ▨ od 0,2 do 0,6% C
- ▩ Perlit (0,9% C)
- Perlit + cementyt (więcej niż 2% C)



Rys. 2. Kształt przekrojów i wygląd odp. mikrofotografii pręta, użytego do badań.

konany zabieg ten czyni koks trudnopalnym. Można nawet w ten sposób zupełnie przeszkodzić spalaniu koksu. Sposób też pozwala uniknąć zwiększenia strefy topienia, a jednocześnie zwiększa temperaturę topienia, a zatem odgrywa prawie taką samą rolę, jak słaba reaktywność. Lecz ani Piwowarski, ani Delbenre i Lecouville nie mogli stwierdzić, jaką rolę odgrywa właściwie to polewanie.

Wszystkie powyższe wiadomości o nawęglaniu można streścić w sposób następujący:

A. Nawęglanie w żeliwiaku zależy od wielu czynników i może być regulowane przez działanie na:

- 1) skład wsadu,
- 2) szybkość topienia,
- 3) drogę, którą musi przebyć metal płynny,
- 4) czas pozostawania w kotlinie,
- 5) jakość koksu.

B. Można uważać za rzecz pewną, że nawęglanie zachodzi w kotlinie na skutek zetknięcia się metalu płynnego z koksem rozżarzonym.

C. Co się tyczy możliwości nawęglania w stanie stałym i wpływu na nie gazów i koksu, to zdania są podzielone.

Żeby rzucić nieco światła na te sprzeczne poglądy, przedsięwzięto szereg prób w warunkach praktycznych odlewania i topienia. Poniżej przytaczam dane, udzielone mi uprzejmie przez p. Léonard'a, Prezesa Stowarzyszenia Odlewników w Belgji, a stanowiące wyniki prób, wykonanych pod jego kierownictwem w odlewni Societé Angleur-Athus, oraz wyciągnięte z nich wnioski.

\* \* \*

Próba nawęglania była przeprowadzona w żeliwiaku na pręcie ze stali miękkiej, który przeszedł przez cały żeliwiak wraz ze wsadem i został wyciągnięty do zbadania.

Żeliwiak, w którym dokonywano prób, miał średnicę 1,1 m, a odległość od pomostu wsadowego do dysz wynosiła 4,5 m. Pręt stalowy miał 5,2 m długości i 22 mm średnicy. Próby przeprowadzono dwoma sposobami:

1) Pręt opuścił się, osiągając dolnym końcem poziomą dysz, wówczas gdy górny wystawał jeszcze o 0,7 m ponad poziom pomostu wsadowego; w tem położeniu przetrzymano go w ciągu 15 min, poczem wyciągnięto. Doświadczenie to powtórzono, używając w obu wypadkach jednakowe wyniki.

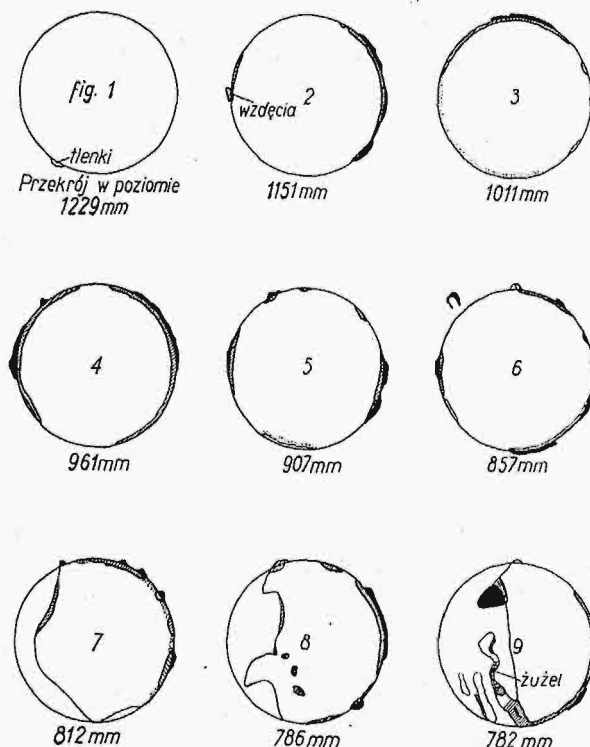
2) Po osiągnięciu przez pręt poziomu dysz wyciągnięto go natychmiast.

Długość pręta po pierwszej próbie wynosiła 4,1 m, a więc roztopiło się 1,1 m; po drugiej zaś 4,435 m, a więc roztopiło się 0,765 m pręta.

Pręty zbadano w różnych przekrojach.

Kształt i wygląd mikrofotografii różnych przekrojów, zobrazowane na załączonych rysunkach 2 i 3, wskazują zaszcze zmiany. Prócz zmian w przekrojach, spowodowanych częściowym topieniem, dostrzec można surowiec szary, stal, tlenki, perlit i perlit wraz z cementytem (przeszło 2% C).

Żeby wytłomaczyć tak różnorodny wygląd mikrofotografii i przekonać się, jak się nawęglala stal miękka w wiadomych warunkach, zrobiono dwie próby.



Rys. 3. Kształt przekrojów pręta użytego do badań 2-ej serii i wygląd mikrofotografii tych przekrojów.

1) Próby cementacji. Prób tych dokonano na płytkach z blachy bardzo miękkiej o wymiarach 100×100×1,5 mm, złożonych parami i przesypanych warstwami węgla drzewnego.

Nagrzewano je w różnych temperaturach w ciągu 20—30 minut; przytem

w temp. 850° C nie otrzymano cementacji,  
 " " 900° C cementacja uwidoczniła się po brzegach i wynosiła około 0,15% C, na głębokości ok. 0,1 mm.  
 " " 1000° nastąpiła cementacja od 0,2 do 0,3% C z dyfuzją węgla do wnętrza próbek;  
 " " 1150° i 1200° C cementacja od 0,3 do 0,4% C zaszła mniej więcej na około  $\frac{3}{4}$  grubości blachy.  
 " " 1350° i 1400° C, nawęglenie doszło miejscami do 0,9% C, przenikając na  $\frac{3}{4}$  grubości. W niektórych miejscach topienie metalu i nawęglenie doszło do ok. 3—4,5% C.

2) Próby w piecu opalanym pyłem węglowym. Próbki 100×100×1,5 mm ze stali bardzo miękkiej umieszczono w piecu w pobliżu komory paleniskowej, gdzie temperatura wynosiła ok.



Rys. 4. Mikrofotografia próbki nawęglanej w piecu, opalanym pyłem węglowym. Pow. 300 X.

1500° C. Pozostawione tam na czas od 45 sekund do 3 min, wykazały w niektórych miejscach nawęglenie (0,96% C) na głębokość 0,3—0,5 mm. Oprócz tego, miejscami topił się metal tam, gdzie stał się bardzo węglisty (3 do 4% C) i spływał na pozostałą blachę, nawęglając ją powierzchniowo. Załączona mikrofotografia wskazuje właśnie ten wypadek. Wyraźnie na niej widać materiał, który spłynął w postaci metalu nadeutektoidalnego (perlit + cementyt). Część blachy, stykająca się z tą warstwą, okazała się perlityczną. Wyniki te są identyczne z otrzymanymi na prętach, szczególnie z drugiej próby.

Należy zaznaczyć, że zjawisko topienia i nawęglania przeprowadzono na blasze, która pozostawała w piecu tylko 45 sek, co świadczy o szybkości, z jaką to zjawisko zachodzi.

Poza powierzchnią, po której spływał metal nawęglony, stwierdzono wygląd rozmaity. W częściach, które dostały się do wyższych temperatur, brzegi blach obtopiły się, stały się znacznie cieńszymi, a pozostała część blachy wykazała po brzegach nawęglenie do około 0,15% C na głębokości mniej więcej  $\frac{1}{10}$  mm.

W innych miejscach okazały się wzdęcia więcej nawęglone (0,6 do 0,9% C), których brzegi zdawały się mniej nawęglone, utlenione i usiane małymi pęcherzykami.

Utlnienie brzegów blachy pozwalało przypuszczać, że nawęglanie następowało jeszcze przed topieniem się metalu.

Próby te jeszcze nie pozwalają sądzić o procesie nawęglania. Czy zachodziło ono wprost przez ze-

tknięcie się drobnych cząstek węgla, przyniesionych przez obłok pyłu, stanowiącego paliwo, czy też przez działanie znacznych ilości tlenku węgla (CO) w tych miejscach płomienia, w których umieszczono blachę, jakby to wynikało z teorii cementacji.

Podkreślamy tylko, że nawęglanie blachy okazało się nierównomiernym; blacha była jakby poplamiona; z pomocą mikroskopu zdołano ustalić, że plamy były nawęglone, co dawało podstawy do wniosku o miejscowym działaniu cząstek węgla rozpylanego.

Próby dokonane w innej odlewni przez nagrzewanie kawałków koksu, którym były obłożone kawałki miękkiej stali, wykazały bardzo słabe nawęglanie w temperaturach od 1000° do 1200°, lecz występujące wyraźniej około 1300—1400°.

Z drugiej strony pręt stali, nagrany do 1350° w strumieniu gazu generatorowego, szybko nawęglala się.

\* \* \*

Z powyższego możemy wywnioskować, że:

1) Przy pierwszej próbie pręt stopił się na wysokości 1,1 m zamiast 0,765 m, jak przy drugiej, ponieważ pręt I mógł w ciągu 15 minutowego przebywania w pozycji końcowej osiągnąć równowagę temperatury z podnoszącym się do góry strumieniem gazów w żeliwiaku.

2) Przy próbie I pierwszą kroplę metalu zauważono na wysokości 1,527 m od poziomu dysz. Jesteśmy więc skłonni uwierzyć, że już na tym poziomie metal może topić się.

3) Z rys. 2 i 3 z trudem możemy wyciągnąć wniosek o sposobie nawęglania. To samo rozumowanie i te same uwagi dotyczą prób z blachami. Są przekroje prętów, w których otrzymujemy nawęglanie nieciągłe (rys. 3 obr. 7), w przeciwieństwie do poprzedniego, wyraźnie zaznaczone.

4) Rys. 2 i 3 świadczą, że jest zupełnie możliwe nawęglanie metalu w stanie stałym.

5) Narosty metalu, otrzymane w pewnych przekrojach, są, naogół biorąc (rys. 3 obr. 2 do 9), bardzo obficie nawęglone, więc powstawały przy punkcie topienia obniżonym. Te narosty mogą być porównane z wgłębieniami na przecie, które pozwalają przypuszczać, że metal z nich wypłynął i skrzepił na poziomie niższym. Na zarzut, że na niższym poziomie temperatura była wyższą, możemy odpowiedzieć, że to przesunięcie materiału mogło zajść podczas wyciągania pręta z żeliwiaka.

6) Pręty I pozostawały w żeliwiaku o 15 minut dłużej, aniżeli pręty II. Na wysokości 1151 mm pręt w doświadczeniu II nawęglił się w znacznej części przekroju. Na wysokości 1269 mm (dośw. I) pręt stopił się na znacznej części przekroju.

Mamy więc prawo przypuścić, że stan na rys. 3, obr. 2 jest początkiem zmiany, która doprowadziła do stanu z rys. 2, obr. 4 lub obr. 7, oraz powiedzieć, że topienie stali nastąpiło, gdy metal był już wstępnie nawęglony.

7) Nieświadomość, która ciąży nad procesem nawęglania, nie pozwala atoli twierdzić, że niema stref, któreby uniknęły nawęglania w stanie stałym, że zatem niema takiej części pręta stalowego, która by się topiła w stanie składu pierwotnego, co by wysoka temperatura strefy topienia czyniła możliwym.

# Kontrola braków w odlewni<sup>\*)</sup>

Napisał Inż. J. Kozarzewski.

Sprawa braków jest przedmiotem zainteresowania całego świata odlewniczego. Każda, choćby najstabilniej wyposażona odlewnia, walcząca różnymi środkami z wadliwymi odlewami i stale dąży do osiągnięcia jaknajlepszych wyników. Powszechnie zrozumiałym jest, że koszty własne idą w parze z jakością odlewów. Jeśli przyjmiemy nawet, że nie zapłacimy formierzowi za wadliwie wykonany przez niego przedmiot i odliczymy wartość materiału, powracającego do pieca pod postacią złomu, to i wówczas strata odlewni wynosi około 60% wartości danego przedmiotu. W wypadku, gdy odlany przedmiot nie jest definitywnym brakiem, lecz posiada usterki, które przed wysyłką klientowi trzeba usunąć w całości lub częściowo sposobem mechanicznym, wówczas strata wyraża się sumą kosztów robót dodatkowych.

Po krótkim tym wstępie przechodzę do omówienia właściwej kontroli braków, którą z powodzeniem stosuję już od 5 lat w jednej z większych odlewni krajowych. Nie ulega wątpliwości, że przytoczone poniżej metody kontroli można zastosować w każdej odlewni, zaś pracę włożoną w prowadzenie systematycznej kontroli wielokrotnie wynagrodzą lepsze i tańsze odlewy.

Ponieważ ramy niniejszego artykułu nie pozwalają na obszerniejsze omówienie całości zagadnienia, więc zmuszony jestem pominąć wstępne manipulacje biura wydziałowego, począwszy od przy-

kułów. Posunięto przytem drobiazgowość do tego stopnia, że wówczas gdy wytwarzano 8 wielkości grzejników, to badano skrupulatnie codziennie każdy numer osobno. To samo dotyczy wszystkich innych artykułów, jak rury, kształtki, klocki ha-

Grzejniki	Dni	Styczeń 1929 r.										
		2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	15
Zaform. R <sub>4</sub>		85	87	86	59	86	82	78	87	85	61	86
Braków		20	23	16	14	21	16	15	11	21	13	18
% Braków	25											
		23,5	26,5	18,6	23,7	24,4	19,5	19,2	19,9	24,7	21,3	20,9
Zaform. R <sub>2</sub>		84	92	90	75	88	90	93	91	89	68	90
Braków		15	14	18	14	16	14	15	13	14	11	15
% Braków	20											
		17,9	15,2	20	18,7	18,2	15,6	16,1	14,3	15,7	16,2	16,7
Zaform. R <sub>1</sub>		94	93	95	72	94	90	93	91	95	72	93
Braków		17	14	16	10	14	12	18	11	13	11	12
% Braków	18											
		18,1	15,1	16,8	13,9	14,9	13,3	19,4	12,1	13,7	15,8	12,9
Zaform. R <sub>1</sub>		96	92	92	74	93	91	94	92	95	74	96
Braków		13	16	14	12	14	12	14	16	14	10	12
% Braków	18											
		13,5	17	15,2	16,2	15,1	13,2	14,9	17,4	14,7	13,5	12,5
Zaform. R <sub>00</sub>		38	39	38	30	40	40	40	40	40	30	40
Braków		7	6	6	5	6	7	5	5	6	4	4
% Braków	18											
		18,4	15,4	15,8	16,7	15	17,5	12,5	12,5	15	13,3	10

Rys. 2. Przewidywana i rzeczywista ilość braków w styczniu 1929 r.

Grzejniki	2 Stycznia 1933 r.								
	Nr markowy	Nr. grzejn.	Nazwa operacji	Zadanie	Zalano szt.	Dobrze szt.	Braki szt.	Braki kg.	
Pawlicki Pietras Król Pietras	5085 5012 5266 5124	R <sub>4</sub>	Formowanie	86	76	74	1139,6	2	30,8
Rybkowski Mendzelewski Kuszewski	5267 5188 5122	R <sub>2</sub>	Formowanie	90	96	95	1045,0	1	11,0
Minuta Pająk	5022 5112	R <sub>1</sub>	Formowanie	96	93	91	791,7	2	17,4
Wykrota Baran	5057 5162	R <sub>1</sub>	Formowanie	96	93	90	774,0	3	25,8
Czech	5140	R <sub>00</sub>	Formowanie	44	38	37	259,0	1	7,0

Rys. 1. Dzienny plan pracy z odnotowaną ilością braków. Jęcia zamówienia. Zatrzymam się nieco tylko na tych czynnościach biura planowania, które mają ścisły związek z kontrolą braków.

Pierwszym etapem wprowadzenia tego systemu było wyjaśnienie rzeczywistej ilości braków z każdego dnia i z każdego rodzaju wytwarzanych arty-

<sup>\*)</sup> Referat wygłoszony na II-im Zjeździe Odlewników Polskich w Warszawie w 1933 r.

mulcowe, ruszty, maszyny do mięsa i t. p. Drobiazgowość ta, pozwoliła w przyszłości na dokładniejsze postawienie diagnozy.

Jak wyżej zaznaczyłem, pracę pierwszego etapu ograniczyłem do zbadania rzeczywistego stanu. W tym celu na dziennym planie pracy, gdzie wyznaczone jest zadanie dla każdej maszyny formierskiej, względnie dla każdego formierza, t. j. ilość, jaką trzeba w danym dniu wykonać, notowane były ilości rzeczywiście odlanych przedmiotów i obok — ilości dobrych odlewów oraz waga. Plan taki pokazany jest na rys. 1.

Różnica pomiędzy ilością odlanych a ilością dobrych odlewów wskazuje oczywiście liczbę braków, które odpadły bądź od razu w formierni, bądź w odbiorni fabrycznej. Dzieląc plany pracy po odnotowaniu produkcji wracają do biura planowania.

Dla każdego rodzaju odlewów, i dla każdej wielkości, wyznaczyłem dowolnie, według swego uznania, dozwolony procent braków, co — jak dalej zobaczymy — nie ma większego znaczenia.

Biuro planowania, mając wypełniony plan dzienny robót oraz dozwolony procent braków, z łatwością wykonywa codziennie wykres Gantt'a, przedstawiający wyniki pracy w danym dniu nad danym artykułem. Jeśli rzeczywisty procent braków, wyliczony na podstawie planu pracy, był 2 razy większy od planowanego, wówczas na wykresie Gantt'a otrzymujemy 2 linje pełne, jeśli zaś rzeczywisty brak wynosił połowę planowanego, wówczas na wykresie otrzymujemy linję przeciągniętą do połowy rubryki. Wykres sporządzony według tego

systemu wskazuje za jednym rzutem oka, czy wynik jest lepszy od planowanego, czy gorszy.

Po pewnym czasie, na przykład po miesiącu, obliczamy średni procent braków danego artyku-

Grzejniki	Dopuszcz.	Styczeń 1930r.										
		2	3	4	7	8	9	10	11	13	14	15
Zaform. R <sub>4</sub>		86	88	88	87	86	89	85	88	88	87	88
Braków		12	14	14	10	13	12	10	7	6	8	7
% Braków	18	14,0	15,9	20,6	11,5	15,1	13,5	11,8	10,3	6,8	9,2	8,0
Zaform. R <sub>2</sub>		90	92	72	94	91	90	94	72	96	94	95
Braków		12	10	8	12	10	9	9	11	10	11	9
% Braków	14	13,3	10,9	11,1	12,8	11,0	10,0	9,6	15,3	10,4	11,7	9,5
Zaform. R <sub>1</sub>		94	96	76	93	97	94	96	76	95	94	93
Braków		14	11	8	9	10	8	9	6	8	7	8
% Braków	12	14,9	11,5	10,5	9,7	10,3	8,5	9,4	7,9	8,4	7,4	8,6
Zaform. R <sub>1</sub>		95	93	77	96	94	96	96	78	95	90	92
Braków		10	9	8	8	7	6	10	10	8	7	6
% Braków	12	10,5	9,7	10,4	8,3	7,4	6,4	10,4	12,8	8,4	7,8	6,5
Zaform. R <sub>00</sub>		40	42	32	44	44	44	44	30	44	44	44
Braków		4	5	3	3	4	3	4	3	3	3	2
% Braków	12	10,0	12,5	9,4	6,8	9,1	6,8	9,1	10,0	6,8	6,8	4,6

Rys. 3. Przewidywana i rzeczywista ilość braków w styczniu 1930 r.

tu w danym okresie. Średni ten procent daje nam wytyczne dla ustalenia planu braków na przyszły okres, względnie miesiąc. Prowadząc bez przerwy dalej te same czynności, pokazuje nam wykres optycznie, czy procent braków jest większy, czy mniejszy w porównaniu z okresem poprzednim, w

Grzejniki	Dopuszcz.	Styczeń 1931r.										
		2	3	5	7	8	9	10	12	13	14	15
Zaform. R <sub>4</sub>		86	70	85	84	86	85	72	88	85	86	87
Braki		10	8	8	9	7	5	4	6	-	4	3
% Braków	12	11,6	11,4	9,4	10,7	8,1	5,9	4,1	6,8	0	4,7	3,5
Zaform. R <sub>2</sub>		90	74	92	96	92	94	72	95	97	93	95
Braków		8	7	6	7	4	-	4	5	4	2	6
% Braków	10	8,9	9,5	6,5	9,4	4,3	0	5,6	5,3	4,1	2,2	6,3
Zaform. R <sub>1</sub>		96	78	94	93	97	96	74	92	93	92	96
Braków		8	6	7	5	7	11	4	6	4	5	4
% Braków	9	8,3	7,4	7,4	5,4	7,2	11,2	5,4	6,5	4,3	5,4	4,2
Zaform. R <sub>1</sub>		95	75	94	92	97	95	72	93	96	94	95
Braków		7	8	6	4	6	5	4	2	3	-	-
% Braków	9	7,4	10,7	6,4	4,3	6,3	5,3	5,6	2,2	3,1	0	0
Zaform. R <sub>00</sub>		44	30	43	44	44	44	30	44	44	44	44
Braków		4	2	3	3	2	-	1	2	3	2	1
% Braków	9	9,1	6,7	7,0	6,8	4,6	0	3,3	4,6	6,8	4,6	2,3

Rys. 4. Przewidywana i rzeczywista ilość braków w styczniu 1931 r.

którymi dowolnie wyznaczaliśmy brak dozwolony. Jak widzimy, dowolność jest tylko w pierwszym okresie lub miesiącu, gdyż już w następnych okresach dowolność się kończy i jesteśmy skrupowani wynikami poprzednimi. Może się zdarzyć, że w

pierwszym okresie wyznaczaliśmy za mały plan braków, wówczas w następnym można poprawić, lecz jeśli rzeczywisty średni procent braków był w którymkolwiek z poprzednich okresów niższy, zaś w następnych okresach powiększył się, to wówczas nie wolno podwyższać planu braków. Wykres będzie nam stale wskazywał, że robimy gorzej, aniżeli w jakimś z poprzednich okresów.

System ten zmusza do osiągnięcia coraz lepszych wyników, a tem samem do określenia coraz mniejszej ilości planowanych braków, i — jeśli raz zdołaliśmy brak obniżyć — to musimy dokładać starań, aby znowu go nie zwiększać.

Postaram się jeszcze to przedstawić na wykresach, które są niczem innym, jak kopją wyników, otrzymanych na skutek wprowadzenia powyższego systemu.

Jeśli rzucimy okiem na wykres „Grzejniki, styczeń 1929 r.” zobaczymy, że dopuszczalny planowany procent braków poszczególnych numerów był 25%, 20% i 18%. Na wykresie widzimy, że nie odbiegliśmy znacznie od planu, wahania są nieznaczne i, z wyjątkiem kilku dni, w znacznej większości są mniejsze od planowanych.

Ponieważ średni procent braków w 1929 r. był 18%, 14% i 12%, więc na wykresie 3 za styczeń 1930 r. są już te cyfry wprowadzone do planu. Widzimy znowu tutaj tendencję zniżkową. Posuwając się systematycznie dalej, zobaczymy na wykres 4 za styczeń 1931 r. plan braków 12%, 10% i 9%, na wykres 5 za styczeń 1932 r. plan braków 8%, 6% i 5%, zaś w końcu na wykres 6 widać już wyraźnie poprawę, gdyż nie tylko każda wadliwa sztuka bardziej się tu uwydatnia, lecz i czarnych linii jest coraz mniej.

Dla lepszego uwidocznienia i porównania, wy-

Grzejniki	Dopuszcz.	Styczeń 1932r.										
		2	4	5	7	8	9	11	12	13	14	15
Zaform. Braków		70	86	88	90	90	88	88	87	89	88	90
% Braków	8	5	4	3	3	-	3	3	-	5	4	2
	8	7,1	4,7	3,4	3,4	0	4,4	3,4	0	5,6	4,5	2,2
Zaform. Braków		76	93	95	94	96	75	96	95	97	98	98
% Braków	6	4	3	2	5	5	4	2	4	-	3	2
	6	5,3	3,2	2,1	5,3	5,3	5,3	2,1	4,2	0	3,1	2,0
Zaform. Braków		72	94	96	93	97	72	98	94	92	93	92
% Braków	5	3	3	4	2	4	3	7	2	4	3	4
	5	4,3	3,2	4,2	2,2	5,2	4,2	7,1	2,1	4,3	3,2	4,3
Zaform. Braków		70	90	92	91	93	70	94	96	91	93	92
% Braków	5	2	3	4	3	2	-	1	4	2	4	2
	5	2,9	3,3	4,3	3,3	2,2	0	1,1	4,2	2,2	4,3	2,2
Zaform. Braków		30	40	42	44	44	30	44	44	43	44	44
% Braków	5	2	2	1	1	-	1	2	1	-	-	1
	5	6,7	5,0	2,4	2,3	0	3,3	4,6	2,3	0	0	2,3

Rys. 5. Przewidywana i rzeczywista ilość braków w styczniu 1932 r.

konałem wykres 7, który obrazuje wyniki ze stycznia 1933 r. przy planie braków ze stycznia 1929 r. Widzimy tutaj właściwie już punkty, a nie linje. W miejscach, gdzie niema kresek, nie było wcale braków.

Jak już wyżej zaznaczyłem, wykresy są ujęte w taką formę, aby wzrokowo, nie zagłębiając się w cyfry, można było, za jednym rzutem oka, określić, czy procent braków jest większy, czy mniejszy od

Najważniejszą kwestją jest postawienie właściwej diagnozy, gdzie lekarzem musi być fachowiec, t. j. kierownik odlewni, jego asystent lub majster. Od umiejętnego i trafnego określenia

Grzejniki	Opis	Styczeń 1933 r.											
		2	3	4	5	7	9	10	11	12	13	14	
Zaform. R <sub>4</sub>		76	86	86	86	67	83	86	85	87	86	76	
Braków		2	-	4	1	1	5	4	2	-	1	2	
% Braków	5												
		2,6	0	4,7	1,2	1,5	6,0	4,7	2,4	0	1,2	2,6	
Zaform. R <sub>2</sub>		96	94	96	96	80	86	85	86	84	86	72	
Braków		1	-	3	3	1	6	-	2	-	1	2	
% Braków	4												
		1,0	0	3,1	3,1	1,3	7,6	0	2,3	0	1,2	2,8	
Zaform. R <sub>1</sub>		93	93	93	92	80	93	93	93	93	93	70	
Braków		2	1	-	1	2	3	2	3	3	5	2	
% Braków	4												
		2,2	1,1	0	1,1	2,5	3,2	2,2	3,2	3,2	5,4	2,9	
Zaform. R <sub>1</sub>		93	93	90	93	78	93	93	93	90	92	70	
Braków		3	3	2	3	3	3	3	3	6	3	1	
% Braków	4												
		3,2	3,2	2,2	3,2	3,8	3,2	3,2	3,2	6,7	3,3	1,4	
Zaform. R <sub>00</sub>		38	40	44	44	30	44	44	44	42	44	30	
Braków		1	1	-	-	1	-	-	1	1	-	1	
% Braków	4												
		2,6	2,5	0	0	3,3	0	0	2,5	2,4	0	3,3	

Rys. 6. Przewidywana i rzeczywista ilość braków w styczniu 1933 r.

Grzejniki	Opis	Uwaga: Dopuszczalny % braków z r. 1929 Rzeczywiste braki z r. 1933											
		2	3	4	5	7	9	10	11	12	13	14	
Zaform. R <sub>4</sub>		76	86	86	86	67	83	86	85	87	86	76	
Braków		2	-	4	1	1	5	4	2	-	1	2	
% Braków	25												
		2,6	0	4,7	1,2	1,5	6,0	4,7	2,4	0	1,2	2,6	
Zaform. R <sub>2</sub>		96	94	96	96	80	86	85	86	84	86	72	
Braków		1	-	3	3	1	6	-	2	-	1	2	
% Braków	20												
		1,0	0	3,1	3,1	1,3	7,6	0	2,3	0	1,2	2,8	
Zaform. R <sub>1</sub>		93	93	93	92	80	93	93	93	93	93	70	
Braków		2	1	-	1	2	3	2	3	3	5	2	
% Braków	18												
		2,2	1,1	0	1,1	2,5	3,2	2,2	3,2	3,2	5,4	2,9	
Zaform. R <sub>1</sub>		93	93	90	93	78	93	93	93	90	92	70	
Braków		3	3	2	3	3	3	3	3	6	3	1	
% Braków	18												
		3,2	3,2	2,2	3,2	3,8	3,2	3,2	3,2	6,7	3,3	1,4	
Zaform. R <sub>00</sub>		38	40	44	44	30	44	44	44	42	44	30	
Braków		1	1	-	-	1	-	-	1	1	-	1	
% Braków	18												
		2,6	2,5	0	0	3,3	0	0	2,5	2,4	0	3,3	

Rys. 7. Zmniejszenie ilości braków w okresie styczeń 1929 — styczeń 1933 r.

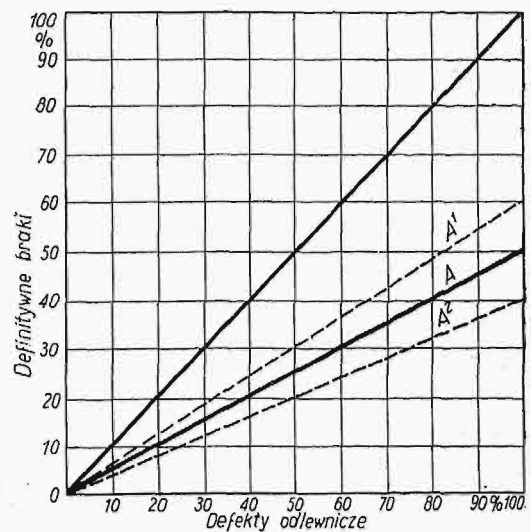
planowanego, o co w danym wypadku głównie chodzi. Natomiast jeśli którakolwiek pozycja nas zainteresuje bardzo wielkiem przekroczeniem lub małym brakiem, wówczas odczytujemy podane tam cyfry. Forma takiej kontroli braków daje kierownikowi już następnego dnia po odlewie całkowity obraz przebiegu odlewania i wyników produkcji z dnia poprzedniego. Wszelkie błędy dadzą się w porę zauważyć i, po zanalizowaniu ich, już w dniu następnym można dążyć do ich usunięcia, niekiedy zaś udaje się usunąć je całkowicie.

Prowadzenie wykresów nie wymaga wielkiego wysiłku, ani specjalnego personelu. Wystarczy jeden brakarz, który jednocześnie prowadzi kontrolę produkcji, i jeden pracownik umysłowy, który zajmuje się wykresami braków w ciągu pół godziny dziennie. W zakładach, o których mowa, prowadzimy kilkadziesiąt różnych wykresów, a więc wykresy produkcji, wykresy obciążenia odlewni, bezczynności maszyn i miejsc pracy, kosztów własnych poszczególnych artykułów, zarobków robotniczych, wykresy składów materiałów i remanenty wyrobów, wykresy kosztów ogólnych warsztatowych, dające obraz przekroczeń, względnie oszczędności w stosunku do preliminowanego budżetu i wiele jeszcze innych wykresów, a wszystko to wykonują jeden pracownik. Cała ta praca ma na celu usprawnienie metod fabrykacji i potaniecie produkcji, będąc jednocześnie bardzo poważnym czynnikiem psychologicznym i wychowawczym dla pracowników odlewni.

Skoro już poznaliśmy dokładnie własny warsztat i wyjaśniliśmy, jakie ilości braków otrzymujemy na poszczególnych kategoriach odlewów, przechodzimy do następnego etapu, t. j. do badania przyczyn oraz do postępowania celem ich usunięcia.

przyczyn zależą dalsze wyniki leczenia. Doświadczenie nas uczy, że nie należy badać każdej sztuki odlewu osobno, lecz każdy artykuł z danego dnia traktować jako odrębną całość, i ze stanu tej całości wyciągnąć wnioski.

Przeważnie spotyka się, że przyczyn braków jest kilka, wówczas przede wszystkim winien nas zainteresować ten wypadek, który powtarza się



Rys. 8. Ilość odlewów z drobnymi usterkami w stosunku do ilości braków.

największą ilość razy. Po usunięciu tego najważniejszego szkodnika, otrzymujemy odlewy, w których dominującą rolę braków odgrywa inna przyczyna. Postępując podobnie dalej, dochodzimy stopniowo do coraz to mniejszych ilości braków, aż opanujemy je tak, że będą tylko braki wypad-

kowe. Najtrudniejsza walka z brakami jest wówczas, gdy powstają one z powodu nieumiejętności formierza. Wówczas potrzeba już dłuższego czasu na jego wyszkolenie, a przez ten czas zmuszeni jesteśmy tolerować odlewy wadliwe. Wypadki takie są nieuniknione, gdyż każda odlewnia musi wychować dla siebie swój własny personel, a wykresy wówczas mówią o postępach pracy.

Parę lat temu, z braku wykwalifikowanych sił formierzy maszynowych, wzięliśmy zwykłych młodych robotników placowych, którzy obecnie wyrobili się na fachowców, a nawet 2-ch z nich zaliczamy dziś do najlepszych naszych formierzy maszynowych.

W niniejszym referacie nie wspominam o przyczynach wadliwych odlewów, ponieważ tematem moim jest opis jednego ze sposobów kontroli braków. Pozatem o przyczynach tych była mowa w referacie p. inż. K. Gierdziejewskiego \*) na I Zjeździe Odlewników, który to referat w bardzo wielkim stopniu ułatwił mi stawianie djaгноzy.

Na zakończenie chciałem poruszyć trzeci etap pracy nad polepszeniem odlewów. Nie wszystkie usterki i defekty odlewnicze, aczkolwiek zauważone i rozpoznane, klasyfikują odlew do kategorii braków definitywnych. Pewne kategorie wad są uleczalne przy pomocy dodatkowych operacji mechanicznych, inne są nieuleczalne, jednak uznane przez odbiór fabryczny za zdatne do przyjęcia i mogą być zastosowane według przeznaczenia.

Tem niemniej dążyliśmy do zmniejszenia nie tylko wad dyskwalifikujących odlew, lecz i defektów drobnych, gdyż te ostatnie wpływają na poziom i klasę odlewów. Po opanowaniu kontroli ilościowej i jakościowej braków odlewniczych, staraliśmy się ująć procentowo i sposobem wykreślnym ilość odlewów, posiadających nieznaczne usterki.

Po wielu zabiegach i badaniach każdego po-

\*) Przegl. Techn. 1931, 70, str. 511—517.

szczęólnego artykułu masowego doszliśmy do następujących spostrzeżeń:

1) Zależnie od ilości braków danego artykułu masowego, zawsze znajdujemy proporcjonalną ilość usterek w odlewach dobrych, czyli że stosunek ten, biorąc praktycznie, jest wielkością stałą.

2) W każdym rodzaju odlewów, stosunek procentu braków do procentu odlewów z drobnymi defektami jest inny i zmienia się w zależności od wielu powodów, między innymi od warunków technicznych, kształtu formy i t. p.

Wykres 8 przedstawia ilość odlewów z drobnymi usterekami w stosunku do ilości braków. Jeśli na osi pionowej wykresu oznaczymy procent braków definitywnych, to na osi poziomej odczytujemy na przecięciu z prostą A procent usterek odlewniczych w odlewach przyjętych, uznanych za dobre. Prosta A, znaleziona praktycznie, jest stałą dla danego artykułu.

Stąd wniosek, że jeśli zmniejszymy ilość tych drobnych usterek, zmniejszymy również odpowiednio i ilość definitywnych braków.

Skoro zauważyliśmy, że ilość usterek w odlewach jest w ścisłym związku z definitywnymi brakami, zaczęliśmy opracowywać metody walki nawet z nieznacznymi defektami, nie powodującymi w rezultacie braków odlewów. Długi czas musieliśmy przekonywać formierzy o znaczeniu tych drobnych usterek. Zawsze spotykaliśmy się z tłumaczeniem, że „przecież to nic nie szkodzi”, „tu będzie obrabiane”, lub „tego nie będzie widać”.

W końcu zaczęliśmy premjować odlewy dobre bez defektów z winy formierza i wyznaczaliśmy punkty karne za poszczególne defekty. Punkty te, przeliczone na gotówkę, zmniejszały lub powiększały zarobek robotnika.

Po pewnym czasie dało to oczekiwany wynik. Przez staranne przygotowanie formy i rdzenia, uważne włożenie rdzeni i złożenie formy, ściśle stosowanie się do tablic przekrojów wlewów, zmniejszyły się znacznie wypadki odlewów chorych, a — co za tem idzie — i ilość definitywnych braków.

## VIII Międzynarodowy Kongres Odlewniczy w Pradze

Napisał Inż. K. Gierdziejewski, Warszawa.

Otwarcie VIII-go Międzynarodowego Kongresu Odlewniczego nastąpiło dnia 9-go września r. b. w sali Biblioteki miejskiej w Pradze. Zjazd ten zorganizowany został przez Czechosłowackie Stowarzyszenie Zawodowe Odlewników w myśl uchwały Komitetu Międzynarodowego Stowarzyszeń Odlewników (Comité International des Associations Techniques de Fonderie) w 10-letnią rocznicę założenia organizacji odlewników w Czechosłowacji. Wypada przeto na wstępie powiedzieć słów kilka o drogach rozwoju i stanie obecnym tej organizacji (Československy Odlewnický Spolek Slevarensky, Č. O. S. S.).

Stowarzyszenie to, założone w roku 1923 z inicjatywy Profesora Dr. mont. F. Piška, obejmuje nie tylko przemysł odlewniczy, lecz w dużym stopniu związane jest i z przemysłem hutniczym. Sto-

warzyszenie posiada w chwili obecnej cztery oddziały: w Pradze, Brnie, Pilźnie i Morawskiej Ostrawie i liczy przeszło 400 członków, związanych z odlewnictwem bądź pracą zawodową, bądź naukową. Rzeczywistymi członkami Č. O. S. S. mogą być osoby fizyczne — przemysłowcy i dyrektorzy przedsiębiorstw odlewniczych, inżynierowie, technicy i majstrowie, zatrudnieni w odlewniach i hutach, oraz osoby prawne — przedsiębiorstwa odlewnicze. Z ogólnej ilości około 400 odlewni, zarejestrowanych na terenie Czechosłowacji, przeszło 60 zakładów, w tej liczbie wszystkie większe, zaliczone są do rzeczywistych członków Stowarzyszenia i swojemi zapomożami wspierają znacznie rozwój Č. O. S. S.

Zarząd Stowarzyszenia złożony jest z przedstawicieli wszystkich czterech oddziałów, przyczem



uwzględniono udział w nim w odpowiednim stosunku zarówno przedstawiciele przemysłu odlewniczego, jak i nauki oraz techniki odlewniczej.

Wpływa to bardzo korzystnie na program prac Stowarzyszenia i daje możliwość poruszania i opracowywania zagadnień najbardziej aktualnych.

Według statutu Stowarzyszenia, prace jego poświęcone są przede wszystkim zagadnieniom ściśle technicznym, nie wyklucza to jednak, że zajmuje się ono rozważaniem zagadnień organizacyjnych, kalkulacyjnych, a częściowo i gospodarczych, związanych z odlewnictwem czeskosłowackim. Zagadnieniom nauczania i doksztalcania Č. O. S. S. poświęca też dużo uwagi i ma na tem polu duże zasługi.

Miesięcznik „Strojnický Obzor“, jeden z organów ogólnego Stow. Inżynierów czeskosłowackich, jest zarazem organem Stowarzyszenia Odlewników i przynosi, poza pracami oryginalnymi, streszczenia ważniejszych artykułów z prasy odlewniczej całego świata.

Po tych informacjach o organizatorach Zjazdu, przejdziemy do samego przebiegu obrad. Po słowie powitalnym prof. Dr. mont. F. Pišek'a, prace Zjazdu otworzył, w imieniu Rządu Republiki Czechosłowackiej, p. Minister Robót Publicznych, inż. Dostałek. Powitalne przemówienia wygłosili następnie przedstawiciele delegacji zagranicznych: amerykańskiej, angielskiej, belgijskiej, francuskiej, hiszpańskiej, holenderskiej, niemieckiej, polskiej, węgierskiej i włoskiej. Przemówienie w imieniu delegacji polskiej, wygłoszone przez p. Inż. J. Buzka, przyjęto hucznymi oklaskami. Naogół przybyło ok. 100 delegatów zagranicznych, reprezentujących 12 państw. Najliczniejsza była delegacja angielska. Delegacja polska składała się z 9 osób.

Ogólna liczba referatów, zgłoszonych na Zjazd, wyniosła 40. Zamienne referaty, t. j. referaty oficjalne, zgłoszone były przez Stowarzyszenia Odlewnicze: Francji, Holandji, Anglii, Hiszpanji, Węgier, Ameryki, Polski i Niemiec. Reszta referatów opracowana została przez członków Č. O. S. S.

Wszystkie referaty były zawczasu wydrukowane i doreczone członkom Kongresu w dniu otwarcia Zjazdu; prace zaś Zjazdu podzielone na kilka sekcji.

Zagadnienia podstawowych surowców w produkcji odlewniczej ujęte były w 16 referatach, z których trzy omawiały surówkę, cztery — koks, trzy — materiały ogniotrwałe, jeden — grafit, jeden — materiał drzewny na modele, cztery — piaski formierskie.

Zagadnienia gotowego odlewu ujmowało 15 referatów, z tego żeliwu zwyktemu poświęcono osiem prac, żeliwu kowalnemu dwie, staliwu dwie, zaś metalom nieżelaznym trzy.

Wreszcie zagadnienia topienia i konstrukcji pieców omówione były w dwóch referatach, a zagadnienia ogólne — w siedmiu.

Z pierwszej grupy referatów wyróżnić należy: zamienny referat Belgijskiego Stowarzyszenia Odlewników „O reaktywności koksu“ oraz pracę inż. Sebelik'a p. t. „Koks i jego fabrykacja“, omawiającą metody fabrykacji w dobrze znanej polskim odlewnikom koksowni „Ignacy“ w Morawskiej Ostrawie.

Również ciekawe są referaty: Dr. inż. Robitschek'a, omawiający sprawę ogniotrwałego obmurza żeliwiaków i prof. inż. K. Ryska p. t. „Przyczynki do ustalenia wartości drzewa na modele“.

Dalej z pierwszej grupy zasługują na wyróżnienie wszystkie cztery referaty, poświęcone piaskom formierskim, a mianowicie:

Dr. Inż. Lepp — Wpływ gatunku piasku formierskiego na własności wytrzymałościowe odlewu — zamienny referat Holenderskiego Związku Odlewników.

Prof. Dr. Inż. A. Głazunow — Związek między ilością koloidów i spoistością piasku formierskiego.

Prof. Inż. A. Mitinsky — Własności piasków formierskich w wyższych temperaturach.

Inż. B. Holman — Wpływ nagrzewania na spoistość piasku formierskiego.

Z drugiej grupy należałoby wymienić referaty zamienne, złożone w imieniu:

a) „The Institute of British Foundrymen“ — Inż. C. H. Kain — „Wewnętrzne odbielanie się szarej surówki“.

b) Stowarzyszenia Odlewników Hiszpańskich — Prof. N. J. Alcaicer — „Z doświadczeń nad wytrzymałością żeliwa“.

c) Association Technique de Fonderie — Prof. A. Portevin — „Lejność i skurcz stopów magnezu“,

oraz zbiorowy referat inżynierów Zakładów Skody w Pilźnie — Dr. V. Novy, Dr. Valenta i Inż. Chovorinow: „Porównanie żeliwa w próbie i odlewie“ i referat

Dr. Inż. Štorek'a — „Wpływ konstrukcji na odlewy ze staliwa specjalnego“.

Z referatów trzeciej grupy wymienię wymienny referat „Verein Deutscher Giessereifachleute“ Dr. Inż. A. Achenbacha „O granicach wydajności żeliwiaków“ i referat Inż. Kaner'a „O możliwych oszczędnościach na wlewach i wychodach“.

Do tejże grupy zaliczyć trzeba wymienny referat inż. J. Buzka „Teoretyczne uwagi o budowie płomieniaków odlewniczych“, złożony w imieniu Koła Odlewników przy Stowarzyszeniu Techników Polskich w Warszawie.

Poza referatami i dyskusją nad nimi, program Zjazdu przewidywał zwiedzenie szeregu zakładów przemysłowych w Czechosłowacji. Zorganizowane to zostało w ten sposób, że, po zwiedzeniu zakładów w okolicach Pragi, mianowicie wytwórni Czeskomoravska-Kolben Danek, S. A., Huty Poldi i in., uczestnicy Zjazdu odbyli okrężną podróż trzydniową specjalnym pociągiem, zwiedzając Zakłady Hutnicze w Witkowicach, Trzyńcu, kopalnie węgla i koksownię „Karolina“, „Franciszek“ i „Ignacy“ w Morawskiej Ostrawie, Zakłady Bat'a w Żlinie, odlewnie w okolicach Brna oraz — na zakończenie Zjazdu — Zakłady Skoda w Pilźnie i Zakłady „Zapadoceske továrny kaolinové a samotové“, które są dostawcami wysokowartościowych materiałów ogniotrwałych dla wielu hut polskich.

Wycieczki te, o charakterze technicznym, przeplatane były zwiedzaniem ciekawych obiektów o charakterze ogólnym; a więc w okolicach Pragi uczestnicy Zjazdu mieli możliwość zwiedzenia Zamku Karlštejn, fundowanego przez króla Karola IV w r. 1348, oraz słynnego Zamku Konopište, stanowiącego przed wojną własność Habsburgów, w którym umieścił swe bogate zbiory myśliwskie następca tronu Franciszek-Ferdynand d'Este. W okolicach Blanska mogliśmy oglądać słynne groty stalaktytowe oraz przepaść „Macochoy“, jak również pole bitwy pod Austerlitz w r. 1805.

W Pilźnie zademonstrowano słynne Browary pil-

żeńskie „Meš'ansky pivovar“, „Prazdrój“ i wielokilometrowe piwnice (9 km) tego jedyne w swoim rodzaju browaru.

Jednocześnie z Międzynarodowym Zjazdem Odlewników odbyły się dwa posiedzenia międzynarodowych organizacyj, wyłonionych przez poprzednie Kongresy. Mianowicie zebrał się, pod przewodnictwem prof. A. Portevin'a, Komitet Badań Żeliwa („Comité International des Essais des fontes“), który po wysłuchaniu protokołu poprzedniego posiedzenia, ogłoszonego całkowicie w „Bulletin de l'Association Technique de Fonderie“ 1933 r. Nr. 8\*), przeprowadził dyskusję nad wynikami badań żeliwa w okresie pomiędzy posiedzeniem z r. 1932 a 1933, w wyniku których wyłoniona została podkomisja, w osobach p. inż. Leonard'a — prezesa l'Association Technique de Fonderie de Belgique, dr. inż. Mauersbergera — przedstawiciela Niemiec i prof. Fr. Pišek'a, która podjęła się przeprowadzenia badań wpływu kształtu próbki na wyniki badania, pod warunkiem przeprowadzenia tych badań przez dwa laboratorja na próbkach jednocześnie lanych i w jednakowych warunkach topionych. Poza tem załatwiono szereg spraw organizacyjnych i przyjęto zgłoszenie autora tych uwag w imieniu Koła Odlewników o zaliczeniu przedstawicieli Polski do „Comité International des essais des fontes“.

Równocześnie, pod przewodnictwem p. Inż. Maas Geesteranus'a, prezesa Komitetu na r. 1933, odbyło się podczas Kongresu posiedzenie „Comité International des Associations Techniques de Fonderie“, w którego skład wchodzi m. in. pp. inż. J. Buzek

\*) Streszczony będzie w jednym z następnych zeszytów Przegl. Techn.

i inż. K. Gierdziejewski, jako przedstawiciele Polski od chwili założenia Koła Odlewników, t. j. od pięciu lat. Z innych krajów wchodzi do tej organizacji przedstawiciele: Anglii, Belgii, Czechosłowacji, Francji, Hiszpanji, Holandji, Luksemburgu, Niemiec, St. Zjedn. Am. Półn., Szwecji, Węgier i Włoch.

Zadaniom oraz działalności tej organizacji zamierzamy w najbliższej przyszłości poświęcić osobny artykuł, nie będziemy więc wchodzić tu w szczegóły jej prac. Nadmienić tylko należy, że po zatwierdzeniu terminów i miejsc zwołania najbliższych Kongresów Odlewniczych: w r. 1935 w Brukseli, a w r. 1936 w Niemczech, omówiono sprawę międzynarodowej wymiany studentów, wydawnictwa ilustrowanego słownika odlewniczego w 6 językach (w tej liczbie i w polskim), zamiennych referatów na Zjazdy Międzynarodowe oraz sprawy finansowo-organizacyjne, poczem przeprowadzono wybory władz na r. 1934, w wyniku których prezesem „Comité International des Associations Techniques de Fonderie“ został prof. dr. mont. F. Pišek, zaś wiceprezesem autor sprawozdania niniejszego.

Organizacja Zjazdu stała na bardzo wysokim poziomie, zaś gościnność gospodarzy oraz specjalne wyróżnienie członków delegacji polskiej i wyraźne podkreślenie wobec licznych delegacji zagranicznych ścisłej współpracy odlewników polskich i czeskich zasługują na specjalną uwagę.

W imieniu delegacji polskiej pozwolę sobie tą drogą złożyć podziękowanie p. Prof. Fr. Pišek'owi, inż. Dyr. Nowy'emu oraz wszystkim członkom Komitetu Zjazdowego za otoczenie nas gościnną opieką i stworzenie warunków, które pozwoliły nam odczuć, że jesteśmy w otoczeniu narodu bratniego, jaknajserdeczniej do nas ustosunkowanego.

## PRZEGLĄD PISM TECHNICZNYCH

### BUDOWNICTWO.

#### Schrony przeciwgazowe.

W wypadku alarmu gazowego ludność zagrożonej okolicy powinna znaleźć bezpieczne schronienie w t. zw. schronach przeciwgazowych. Schrony w miastach najlepiej jest instalować w podziemiach budynków mieszkalnych lub przemysłowych, gdzie należy na ten cel przystosować pomieszczenia o odpowiedniej szczelności i wytrzymałości konstrukcji.

Zwykle ściany, murowane na zaprawie wapiennej, nie są dostatecznie szczelne ze względu na przenikanie gazów; należy je uszczelnić przez wyprawienie nieprzepuszczalną powłoką z bitumów, szkła wodnego i t. p.

Stropy powinny być również w podobny sposób uszczelnione oraz przystosowane do obciążeń, jakim mogą ulegać w wypadku zaważenia się wyżej położonych kondygnacji. Pod istniejącymi stropami należy wykonać odpowiednio mocne podciągi i dodatkowe podpory, a z góry należy strop pokryć workami z piasku dla złagodzenia dynamicznych uderzeń walących się ciężarów.

W nowobudowanych budynkach można te wymagania uwzględnić zawczasu przez wykonanie odpowiedniej konstrukcji.

Okien i jakichkolwiek otworów, poza drzwiami wejściowymi, należy o ile możności unikać. Nie powinno być także w schronie przeciwgazowym przewodów wodociągowych,

kanalizacyjnych i elektrycznych, które, obniżając szczelność pomieszczenia, mogą ułatwić dostęp gazów.

Oświetlenie z sieci miejskiej nie powinno być wogóle brane w rachubę, tembardziej, że w wypadku ataku gazowego elektrownia może przerwać dostarczanie prądu. Światło świec i lamp naftowych też nie jest pożądane, ponieważ pochłania tlen powietrza. Najwłaściwsze jest oświetlenie z miejscowych akumulatorów, lub nawet z elektrycznych laterek kieszonkowych.

Na szczególną uwagę zasługuje wykonanie otworów wejściowych. Drzwi podwójne, wykonane w sposób najbardziej zabezpieczający od przenikania gazów, z mocnego drewna lub blachy stalowej, winny być osadzone na ramie z podwójnym wpustem, który należy uszczelnić przez założenie wołoku, nasyconego olejem lnianym, pasm z miękkiej ściśliwej gumy i t. p.

Drzwi należy pokryć powłoką pokostową lub też bitumiczną. Wyjście ze schronu nie powinno prowadzić bezpośrednio nazewnątrz budynku, lecz do innego zamkniętego pomieszczenia. Należy przewidzieć łączność schronu ze światem zewnętrznym (telefon i t. p.). Schron powinien być zawczasu zaopatrzone w środki żywności, wodę do picia oraz naczynie z wapnem chlorowanym dla odkażania osób, które mogą wejść do schronu w czasie ataku, i dla dezynfekcji miejsca ustępowego.

Objętość schronu można wyliczyć, przyjmując że człowiek

dla podtrzymania swej egzystencji potrzebuje 1 m<sup>3</sup> powietrza na godzinę (wedł. in. danych literatury — 3 m<sup>3</sup>. Przyp. Red.).

Jeżeli więc po dokonanych alarmie zużyte zostaną 3 godziny na przeczekanie czasu do rozpoczęcia ataku, czasu trwania samego ataku i czasu odgazowania ulic, to na każdą osobę potrzeba mieć 3 m<sup>3</sup> pomieszczenia. Na 10 osób potrzebny więc jest schron o powierzchni podłogi 3 × 4 m i wysokości 2,5 m.

Przystosowane na schron gazowy pomieszczenie może być oczywiście używane w czasie pokoju na inne cele, powinno jednak być całkowicie wykończone i zupełnie przygotowane do spełnienia swej głównej roli. Nie należy odraczać wykończenia schronu gazowego aż do chwili bezpośredniego niebezpieczeństwa, gdyż wtedy możemy wiele przeoczyć lub nie być w stanie wykonać niezbędnych zabezpieczeń.

(Der Bauerschutz 1933 r., zes. 7).

W. Ż.

## ELEKTROTECHNIKA.

### Akumulator alkaliczny Drumma.

Przed kilkoma laty dr. James Drumm zbudował akumulator alkaliczny, o którego pracy i szczegółach wykonania brakło do tej pory ścisłych danych, gdyż trzymane są one w tajemnicy. Nieznane są zarówno rodzaje tworzyw, zastosowanych na elektrody i elektrolit, jak i procesy chemiczne zachodzące przy przepływie prądu. Akumulator Drumma należy, podobnie jak i Edisona, do t. zw. akumulatorów alkalicznych. Według wiadomości, jakie się ostatnio ukazały, można sobie wyrobić niejaki pogląd co do istoty akumulatora, który w przyszłości odegra zapewne wybitną rolę. Płytki dodatnie zawierają jako masę czynną tlenek niklu, sprasowany między warstwami płatków niklu. Płytki ujemne tworzą druty niklowe umocowane w poniklowanej kracie żelaznej. Elektrolit składa się z ługu sodowego, zawierającego w roztworze tlenek cynku.

Konstrukcja akumulatora Drumma jest bardzo silna, czas pracy — bardzo długi, przekracza 10 lat. Godne uwagi jest wysokie napięcie i bardzo mały opór wewnętrzny tego akumulatora, wynoszący dziesiątą część starych akumulatorów alkalicznych. Ładowanie odbywa się nadzwyczaj szybko, tak że np. przy zastosowaniu tego akumulatora do napędu lokomotyw elektrycznych, może być uskutecznione w czasie postoju na stacji. W ten sposób zaopatrywanie w energię byłoby uniezależnione od centralnych stacji naładowniczych, co ma ogromne znaczenie, szczególnie dla lokomotyw i samochodów elektrycznych. (Railway Eng., wrzesień 1933, str. 280).

M. T.

## ODLEWNICTWO.

### Ciekłość elektrostali.

Prof. Portevin nazywa ciekłością (fr. coulabilité, niem. Dünnflüssigkeit, ang. castability), zdolność metalu ciekłego do wypełniania formy. Ciekłość zależy od całego szeregu czynników, jak: temperatura, skład chemiczny metalu, obecność pewnych składników lub połączenie kilku składników razem, kształt powierzchni formy, jej wilgotność, jej temperatura, ognioodporność materiałów formy, szybkość przepływu metalu w formie, wywołana mniejszą lub większą ciekłością, z jakiej metal spływa do formy.

Mierzenie temperatury odlewanej stali praktycznie nie jest opanowane, ponieważ odbywa się zapomocą pirometrów optycznych w warunkach bardzo niesprzyjających. Inż. Ugo Gabino proponuje stosować do określania ciekłości specjalną formę piaskową z zaformowaną spiralą, odlewana bezpośrednio zapomocą pionowego wlewu. Model jest całkowicie wciśnięty w dolną część skrzynki formierskiej, w górnej zaś pozostają tylko znakowania, odległe jedno od drugiego

o 50 mm, według których określa się ciekłość. W stanie rozwinętym spirala, posiadając 20 znaków, równa się długości jednego metra. Przekrój spirali jest trapezowy. Płynną stal bierze się bezpośrednio z pieca zapomocą zwykle używanych w stalownictwie łyżek. Dla uniknięcia ewentualnego wpływu wysokości wlewania stali oraz dla zachowania jednakowych warunków próby, opiera się łyżkę na odpowiedniej podstawie ustalonej wysokości.

Autor podaje, że przed wykonaniem tych badań, w obawie niedolanych odlewów, lano stal o ciekłości 18 — 20 punktów spirali, co odpowiada temperaturze 1600° C, wedł. pirometru optycznego; po zastosowaniu wyników badań obniżono ciekłość do 12 punktów, co odpowiada temperaturze ok. 1550° C, a dla grubych odlewów nawet do 7 punktów, t. j. do 1490° C.

Na ciekłość stali wpływa też gatunek i postać masy formierskiej. Stwierdzono, że formy ze zwykłego piasku polnego na mokro zmniejszają ciekłość w porównaniu z formami wykonanymi na sucho z tego samego piasku; dodanie pewnej ilości dekstryny do tego samego piasku umożliwia otrzymanie tej samej ciekłości, jak przy formie suchej. Malowanie form nie wywiera znacznego wpływu na ciekłość stali.

Autor stwierdził nadto, że ciekłość nie zależy od ciśnienia, pod którym zalewa się formy; pomiędzy spiralami odlanymi z tej samej wysokości z kadzi ręcznej oraz z kadzi z korkiem, zawierającej setki kg stali, otrzymano nieznaczne różnice. Natomiast długość spirali znacznie wzrasta przy zwiększeniu zaledwie o kilka centymetrów odległości pomiędzy kadzią a formą ze spiralą.

Skład chemiczny stali oraz sposób jej fabrykacji nie wykazał wyraźnego wpływu na ciekłość. Jedynie wyraźnie występuje dodatnio wpływ krzemu. Spirale zalewane przed dodaniem żelazo - krzemu, a zalewane po upływie kilku minut po dodaniu żelazo - krzemu dały wyniki wyraźnie odmienne; mianowicie po dodaniu żelazo - krzemu ciekłość kilkakrotnie zwiększała się.

Autor kończy artykuł przekonaniem, że podana próba ciekłości stali ma rzeczywistą wartość praktyczną i może dopomóc do otrzymania lepszych odlewów stalowych. (Metallurgia Italiana, 1932, zes. 3).

O. M.

## Bibliografia

Związek Polskich Hut Żelaznych. Sprawozdanie z działalności w r. 1932. Warszawa 1933.

W ostatnich dniach października r. b. ukazało się drukiem sprawozdanie Związku Polskich Hut Żelaznych, zawierające opis działalności hutnictwa w r. 1932. Ze sprawozdania dowiadujemy się, że r. 1932 był najgorszym rokiem pod względem produkcji, zbytu i zatrudnienia w hutnictwie. Wytwórczość zasadniczych działów hutniczych skurczyła się w stosunku do r. 1931 średnio o przeszło 45%. Z tej, tak znacznie zmniejszonej produkcji tylko 56,8% w dziale wytworów walcowniczych i 31,1% w dziale rurkowni wchłonął rynek wewnętrzny — zużycie żelaza spadło do 9,3 kg wobec 12,7 kg w r. 1931. Zamówienia Syndykatu P. H. Ż. spadły w porównaniu z r. 1931 o 29%, przyczem spadek zamówień prywatnych wynosi aż 48%, zamówień rządowych — tylko 13%. Słowem, nawet ta część wytwórczości, która dostała się na rynek wewnętrzny, opierała się w dużej mierze na pomocy społecznej, udzielonej Syndykatowi pod postacią zamówień rządowych.

Przy tak nikłym zużyciu żelaza na rynku wewnętrznym działalność Syndykatu kierowała się w głównej mierze w stronę eksportu: huty wywoziły, mimo wielkich trudności przy eksporcie, 128 813 tonn wytworów walcowniczych i 23 793 tonn rur. Wytwory walcownicze eksportowano do 21 państw, z czego najwięcej do Z. S. S. R. (61,5%), przyczem huty województwa Śląskiego wywoziły 93,2%, huty zaś woj. Kieleckiego 6,8% ogólnego wywozu. Eksport do Rosji,

który dał ponad 21 milionów zł., okupiony był importem Rosji do nas — są to naogół transakcje kompensacyjne, dokonywane przy pomocy kredytowej Państwa i często kosztem interesów innych grup gospodarczych (handlu, rolnictwa). Rudy i przewody rurowe wywożono w roku sprawozdawczym do 48 krajów, z tego najwięcej do Indji angielskich (22,6% ogólnego wywozu). Sprawozdanie podaje również opis transakcji kompensacyjnej z Brazylią. Chodziło o dostawę 14 000 tonn szyn wartości około 400 000 dolarów, wzamian za kawę i rudę brazylijską. W wykonaniu tej transakcji współdziałała Polska Centrala Importu Kawy w Warszawie — importerzy kawy drogą zakupu zaświadczeń kompensacyjnych subsydjowali eksport szyn do Brazylii. Jest to pewien system pomocy eksportowej, z którego (jak stwierdza „Sprawozdanie”) przemysł hutniczy skorzystał kilkakrotnie. Pozatem korzystał przemysł hutniczy w r. 1932 w dalszym ciągu z pomocy eksportowej w formie t. zw. zwrotu ceł.

Na uwagę zasługuje nowy rozdział w „Sprawozdaniu”, traktujący o bezpieczeństwie pracy w hutnictwie. W rozdziale tym znajdujemy statystykę nieszczęśliwych wypadków według skutków oraz według przyczyn, jak również tablice nieszczęśliwych wypadków, przypadających na 100 000 robotniko-godzin pracowanych. Tego rodzaju statystykę po raz pierwszy znajdujemy w sprawozdaniach gospodarczych poszczególnych organizacji.

W dalszych rozdziałach informuje Związek o polityce taryfowej P. K. P., przyznając, że polityka taryfowa kolei państwowych zaczęła się dostosowywać do rzeczywistości, w jakiej się znalazł przemysł w okresie ciężkiego kryzysu gospodarczego. Udało się uzyskać: przesunięcie terminu liczenia odsetek za zwłokę przy regulowaniu rachunków otwartych za przewóz kolejami, deklasyfikację niektórych wyrobów ogniowatych w przewozach do hut, ulgi przewoźnego za szyny, eksportowane via Gdynia, oraz wyroby walcowane, wywożone do Z. S. S. R.; zniesienie dodatkowej opłaty za ładowanie żelaza do wagonów krytych, uzupełnienie i przedłużenie czasu tworzenia ulgowych taryf aneksowych; obniżenie taryf na przewóz tworzyw i półwytworów. Jak widzimy, lista ulg taryfowych jest długa, związkowi nie udało się uzyskać jedynie jednej ulgi: obniżenia taryfy na przywóz rudy i żużli przez Gdynię i Gdańsk.

Rozdziały o postępie technicznym i metodach pracy związku wypełniają resztę sprawozdania, które pod względem graficznym należą do rzędu najlepszych wydawnictw gospodarczych (również pod względem układu i obfitości treści).

Z rozdziału o metodach pracy (Związku) dowiadujemy się, iż Związek musiał w roku bieżącym „zaniechać prowadzenia wydawnictwa miesięcznika „Hutnik” oraz opracowania mia-

B.

## Nekrologja.

ś. p. Inż. Kajetan Mościcki.

Ś. p. Kajetan Mościcki urodził się 4 marca 1855 r. w majątku Dołęgi. Po ukończeniu 5-go gimnazjum w Warszawie uczęszczał na wydział matematyczny uniwersytetu warszawskiego, poczem wstąpił do Instytutu Komunikacji w Petersburgu, który ukończył w 1878 r.



Jako inżynier, rozpoczął pracę na kolei Południowo-Zachodniej w charakterze pomocnika maszynisty, a potem maszynisty. W latach 1883 — 1886 był konstruktorem przy budowie kolei Iwanogrodzko - Dąbrowskiej, w latach 1886 — 1888 był wicedyrektorem kolei Fabryczno - Łódzkiej. W 1888 r. został powołany na stanowisko naczelnego inżyniera Warszawy, które to stanowisko, wskutek utraty wzroku, musiał opuścić w 1909 r.

W okresie wygasał urzędowania w zarządzie m. Warszawy ś. p. Mościcki wykazał wszechstronną i bardzo owocną działalność. Z jego inicjatywy powstało laboratorium mechaniczne do prób materiałów budowlanych, powstała miejska fabryka wyrobów betonowych, płyt chodnikowych i różnych części dla kanalizacji, powstał tartak miejski do wyrobu kostek drewnianych do ulepszonych bruków miejskich. Przy żywym współdziałaniu ś. p. Mościckiego powstała w Warsza-

wie elektrownia, powstały tramwaje elektryczne, rozszerzono znacznie kanalizację i wodociągi, wybudowano hale targowe, wiadukt i most ks. Poniatowskiego, rozszerzono ul. Karową, budując ślimak, łączący dolną część miasta z górną, założono park Ujazdowski, przebudowano gmach szkoły rzemieślniczej im. Konarskiego. Trudno byłoby zliczyć wszystkie te inwestycje w Warszawie, które powstały w okresie urzędowania ś. p. Mościckiego, a przy których odgrywał on rolę bądź inicjatora, bądź doradcy lub wykonawcy.

W tym też okresie zapoczątkowano planowe prace regulacyjne miasta. Warszawa zaczęła się stawać miastem europejskim, stolicą Polski, jeszcze wówczas więzionej, ale już w umysłach i sercach swych najlepszych synów wyczuwającej swe bliskie wyzwolenie. Jeżeli zważyć, że wówczas nie było samorządu, inicjatywa społeczna była bardzo ograniczona, zarząd miejski składał się z urzędników rządowych, powołanych jedynie do wykonywania rozkazów wrogiemu nam rządowi rosyjskiemu, — to uwydatni się tem bardziej dodatnia rola tych urzędujących jednostek, które wykraczały poza ramy ścisłych swych obowiązków służbowych i pracowały na użytek społeczny, nieraz z narażeniem swego stanowiska.

Na czele tych jednostek kroczył ś. p. Kajetan Mościcki. Niezależnie od pracy w zarządzie miejskim, ś. p. Mościcki cały swój wolny czas poświęcał dalszym studjom i nauce w dziedzinie mechaniki, wyższej matematyki i chemii. Część swych prac ogłaszał w „Przeglądzie Technicznym”. Główniejsze z nich były: „Kilka słów o rozwiązywaniu równań stopni wyższych”, „O siłach poprzecznych, powstających przy zginaniu belek”, „Komutatory centralne dla komunikacji telefonicznych i telegraficznych”, „Maszyny dwutłokowe o przewrotnym działaniu”, „Koła sprzężynowe” i wiele innych. Ponadto przygotował prace, których nie drukował, jak „Rozwiązanie funkcji eliptycznych”, „Nowy typ motoru” i t. d.

Ostatnią z wymienionych prac dotyczyła wynalezionego przez ś. p. Mościckiego nowego typu silnika parowego, którego model został wykonany i opatentowany. Zmarły, będąc oddanym całą duszą nauce i technice, popierał też wysiłki innych na tem polu. Wyraziło się to darowizną Akademii Umiejętności w Krakowie funduszu imienia Janiny z Rychterów Mościckiej dla popierania nauki i myśli twórczej w Polsce, oraz pomocą udzielaną kształcącej się młodzieży.

Z chwilą, gdy, wskutek utraty wzroku, ś. p. Mościcki zmuszony był osiąść w swym dziedzicznym majątku Ławsku, ziemi Łomżyńskiej, nie przestał pracować przy pomocy młodych techników. Nieszczęście, jakim ś. p. Mościckiego dotknął los, nie złamało Jego energii i nie osłabiło Jego zamiłowania do pracy. Zarządzał majątkiem, nadal studjował, obliczał, konstruował, Myśl jego nie zasnęła ani chwili spoczynku do ostatniego tchnienia Jego pracowitego i wydajnego życia.

Opuścił szeregi żyjących człowiek, którego cechowały nieskazitelna prawość, fanatyzm pracy, głęboka wiedza, wyjątkowa skromność, dobroć, niezwykle hart ducha i szczerze umiłowanie kraju.

A. Kühn.

# WIADOMOŚCI TOWARZYSTWA WOJSKOWO-TECHNICZNEGO

Nr. 2.

Tom I

## TREŚĆ

O pociskach lanych i zasadach ich wytwarzania, nap. Inż. R. Wende.

Biblijografia.

WARSZAWA  
22 LISTOPADA  
1933 R.

## SOMMAIRE

Sur les obus en fonte aciérée et les principes de leur production, par M. R. Wende, Ingénieur.

Bibliographie.

## O pociskach lanych i zasadach ich wytwarzania\*)

Napisał Inż. R. Wende.

Jak wiadomo, stalowe pociski wytwarza się drogą tłoczenia i przeciągania z bloczków stalowych — na gorąco — na prasach hydraulicznych. Odpowiednich pras o znacznej mocy i skokach wraz z kosztownymi pomocniczymi urządzeniami — w postaci pomp i akumulatorów hydraulicznych — posiadamy w kraju ograniczoną ilość. Wobec tego wydajność tych instalacji powinna być wyzyskana do wytwarzania bardziej odpowiednich wyrobów, których wytwarzanie innym sposobem jest niemożliwe i niecelowe.

Posiadamy natomiast w kraju znaczną ilość odlewni żeliwa, które — należycie wykorzystane — mogą w razie potrzeby zastąpić do pewnego stopnia wspomniane wyżej prasownie, wytwarzając w bardzo znacznych ilościach pociski lane.

Odlewnie większe i lepiej urządzone znają wyrób tych pocisków i są do niego przygotowane. Natomiast mniejsze odlewnie, zwykle słabsze pod względem urządzeń i posiadanego doświadczenia, należy przyciągnąć również do tej pracy i zawczasu je w tym kierunku przygotować, biorąc pod uwagę, że takich odlewni jest większość.

Ażeby zapewnić pomyślny wynik tej akcji, produkcja lanych pocisków powinna odpowiadać następującym warunkom: 1) być technicznie możliwie łatwą w wykonaniu, 2) masową, 3) stosunkowo taną.

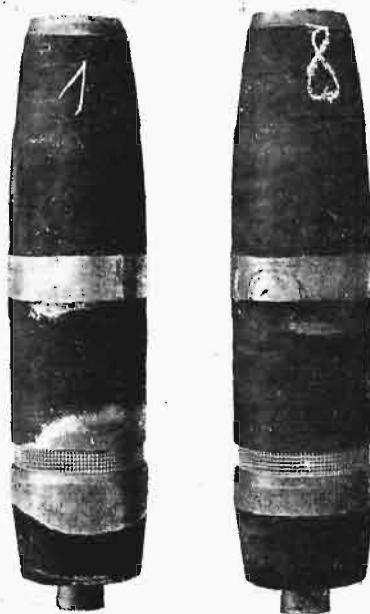
Popatrzmy pobieżnie, jakimi drogami szło się dotychczas w rozwiązywaniu tego zagadnienia i na jakie trudności natrafiano przy produkcji.

Przytoczę tylko kilka przykładów, ograniczając się do:

- 1) pocisków działowych o kalibrze 75 mm,
- 2) bomb Stokes'a o kalibrze 81 mm.

Lane pociski działowe kalibru 75 mm wyrabiano początkowo z całkowitą obróbką zewnętrzną. Trudności były dość znaczne, jak również i ilość braków, a to z powodu konieczności opanowania materiału i techniki masowego formowania i odlewu, oraz z przyczyny wysokich wymagań.

Między innymi w pociskach tych dopuszczalna różnica grubości ścianek (t. zw. mimośrodkowość) wynosiła około 1 mm, t. j. mniej więcej to samo, co w pocisku stalowym, tłoczonym. O ile w tym ostatnim jest to stosunkowo łatwe do osiągnięcia, co wynika ze sposobu fabrykacji, o tyle każdy obecny z odlewnictwem musi przyznać, iż jest to w warunkach masowej produkcji odlewni zupełnie nieosiągalne. Nawet w razie stosowania specjalnych dokładnych przyrządów do środkowego ustawiania i mocowania rdzeni w formie, dopuszczalna różnica grubości ścianek odlewów musi być tolerowana w znacznie szerszych granicach. Chcąc zadośćuczynić tym wymaganiom, fabryka musiała stosować metodę szczególnie dokładnego centrowania tych pocisków od wewnątrz, co, wobec stosunkowo



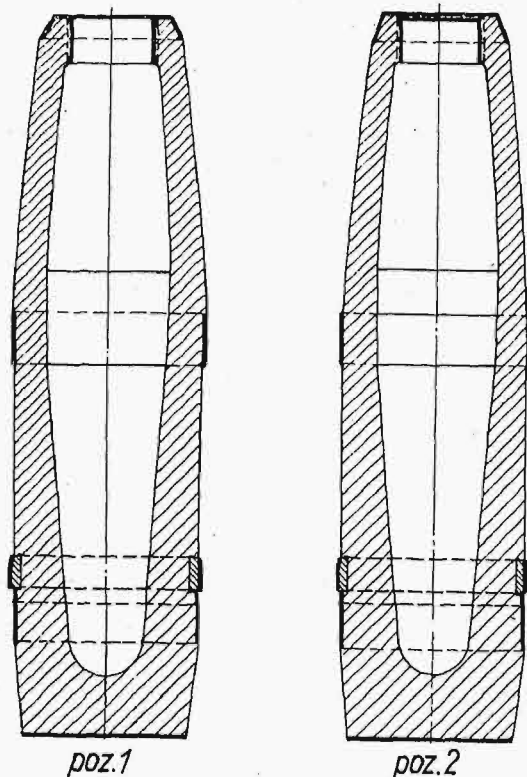
Rys. 1. Wygląd pocisku lanego w różnych wykonaniach

małej średnicy surowego otworu, było związane ze znacznymi trudnościami. Ale jeszcze nie na tem polegała cała trudność. Chcąc pocisk surowy, odlany ze znaczną mimośrodkowością, doprowadzić do wymaganej różnicy grubości ścianek, trzeba było go obtoczyć w ten sposób, iż ze strony grubej ścianki staczało się dużo materiału, po stronie zaś cieńszej ścianki wypadało zdejmować bardzo ciekłą warstwę, co dla pracy narzędzia było bardzo szkodliwe, ponieważ zdzierano ono skorupę odlewniczą,

\*) Referat wygłoszony na VII Zjeździe Inżynierów Mech. Polskich w maju r. b., w sekcji wojskowo-technicznej.

skutkiem czego narzędzie ulegało szybkiemu zużyciu.

Aby temu zapobiec, fabryka była zmuszona do odlewania surowych pocisków z większym zapasem na obróbkę. W rezultacie pocisk lany wyszedł bardzo drogi, a ilość maszyn potrzebna do jego wy-



Rys. 2.

kończenia równała się conajmniej tej ilości maszyn, którą trzeba byłoby zająć przy wykończeniu tej samej ilości tłoczonych pocisków stalowych. Z drugiej zaś strony, nawet pocisk wykończony w ten sposób ustępował znacznie w skuteczności tłoczonemu, dorównując mu jedynie pod względem kosztu.

Przytoczyłem tu coprawda tylko jeden przykład trudności, napotykanych na początku produkcji pocisków lanych, ale dość jaskrawo obrazujący położenie.

W poszukiwaniu racjonalniejszego wyjścia oraz chcąc zmniejszyć ilość potrzebnych do produkcji maszyn, jak również obniżyć koszt lanego pocisku, postanowiono wytwarzać je według innej zasady, mianowicie z minimalną obróbką zewnętrzną, ograniczając ją do tych tylko miejsc, gdzie jest to wymagane ze względu na przewód lufy armatniej i na warunki balistyczne. Znaczna zaś część zewnętrznej powierzchni pocisku miała pozostać w stanie surowym, jak otrzymuje się z odlewni.

Przy rozwiązywaniu zadania według tej wersji natrafiano również na poważne trudności, których znaczna ilość została usunięta na podstawie doświadczeń praktyki, ale których pozostało jeszcze tak dużo, że nawet odlewnie lepiej urządzone i mające znaczne doświadczenie muszą z nimi walczyć; jeszcze większych więc trudności należy się spodziewać, gdy zadanie takie zostanie polecane przeciętnej odlewni małej.

Przytoczę kilka głównych objawów charakterystycznych, które występowały i częściowo jeszcze występują przy produkcji pocisków z obróbką częściową.

#### I. Pociski działowe kalibru 75 mm.

Rys. 2 obrazuje przekroje wzdłużne dwu odmian tych pocisków, przyczem poz. 1 tego rys. podaje kształt nadawany pociskom pierwotnie o nast. cechach:

- surowy zarys zewnętrzny ostrołuku łączy się bezpośrednio z powierzchnią obróbką zgrubienia środkowego;
- średnica surowej cylindrycznej części różni się nieznacznie od średnicy obrabianej zgrubienia środkowego;
- surowy zarys stożka tylnego przechodzi bezpośrednio w obróbką powierzchnię cylindryczną pod pierścieniem wiodącym.

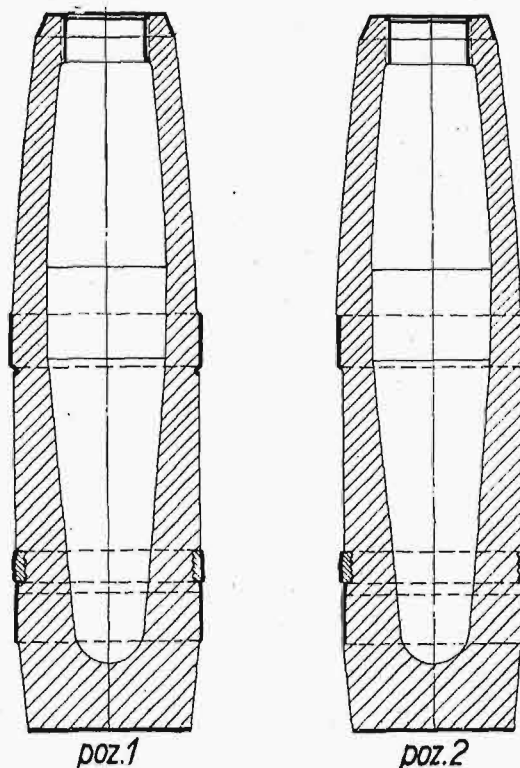
Poz. 2 uwidoczni drugi warjant kształtu, oznaczający się tem, że:

- posiada wyraźne odsadzenie surowej powierzchni ostrołuku od obrabianej zgrubienia środkowego;
- ma zmniejszoną średnicę surowej cylindrycznej części oraz powiększoną tolerancję wykonawczą.

Ułatwia to znacznie produkcję.

Na rys. 3, poz. 1 widzimy trzeci warjant kształtu, obowiązujący obecnie. Dodano tu wyraźne odsadzenie surowego zarysu stożka tylnego od obrabianej powierzchni pod pierścieniem wiodącym, co stanowi znów znaczne ułatwienie.

Poz. 2 rys. 3 wskazuje przesadnie trudności obróbki. Z powodu niemożności dotrzymania przez odlewnie tak ścisłych granic, zewnętrzny zarys zostaje zniekształcony, co wymaga kosztownej obrób-



Rys. 3.

ki dodatkowej (przesunięcie się formy, miejscowe narosty, wystające ponad średnice obrabiane).

Wreszcie rys. 4 podaje projekt takiego profilu, któryby jeszcze bardziej ułatwił sprawę. Naturalnie, tylko próby i studia mogą ustalić, czy i jak daleko możnaby ewent. iść w tym kierunku.

## II. Bomby Stokes'a kalibru 81 mm.

Jest to pocisk o wiele mniej odpowiedzialny. Widzimy go na rys. 5 w dwóch odmianach wykonania: z obróbką częściową (poz. 1 — miejsca pociągnięte grubiej) i obrobiony prawie całkowicie (poz. 2).

*Trudności.* Pomimo wydatnego rozszerzenia tolerancyj, które już nastąpiło, należałoby w tym kierunku prowadzić dalej studia, mając na myśli zwłaszcza mniejsze wytwórnie (dotyczy to głównie powierzchni surowej). Należałoby rozszerzyć dopuszczalną tolerancję różnicy grubości ścianek, wprowadzając przy częściowej obróbce 1,4 do 2 mm, zaś przy całkowitej obróbce do 3 mm.

Byłaby to znaczna różnica w praktyce, ale dopuszczalna, ponieważ bomba w locie nie wiruje.

Z powyższego wynika, iż, zaostrzając warunki wyrobu i odbioru pocisków lanych, osiągamy, być może, lepsze wyniki ich działania, lecz utrudniamy zadanie wytwórniom, co pociąga za sobą powiększenie ilości braków oraz zmniejszenie wydajności i podrożenie produktu.

Jednocześnie w ten sposób utrudniamy, a w wielu wypadkach nawet uniemożliwiamy, sprawę opanowania tej produkcji przez odlewnie słabsze, nie posiadające w tym kierunku ani doświadczenia, ani dość wykwalifikowanego personelu i odpowiednich urządzeń.

Odwrotnie, traktując odbiór zbyt łagodnie, narażamy się na znaczne pogorszenie wyników działania tych pocisków.

Wobec tego należałoby drogą prób wyszukać i ustalić wartości optymalne, któreby, dając praktycznie dostateczne wyniki działania, ułatwiłyby masowe wytwarzanie tych pocisków, umożliwiając w ten sposób opanowanie tej produkcji również i przez odlewnie słabsze.

Znaczenie ostatniego warunku jeszcze wzrasta, o ile weźmiemy pod uwagę, że odlewnie powinny być do tej produkcji przygotowane zawczasu, t. zn. w czasie pokoju, ażeby uzyskać odp. doświadczenie, przygotować urządzenia, narzędzia, sprawdziany oraz kadrę personelu. W tych warunkach zaś, ze względu na koszty oraz konieczność „nauczania“ większej ilości odlewni, może być mowa tylko o stosunkowo niewielkich ilościowo zamówieniach dla każdej odlewni, i to zwykle noszących charakter jednorazowych.

Wobec tego staje się zrozumiałym, jak ważną rolę dla osiągnięcia dodatniego wyniku tej akcji odgrywa każde ułatwienie produkcji, bądź to w postaci rozszerzenia tolerancyj wymiarowych, bądź złagodzenia innych warunków odbioru.

Na podstawie powyższego, dochodzimy do wniosku, że produkcja lanych pocisków, w celu zapewnienia jej należytego rozwoju, powinna być oparta na następujących zasadach:

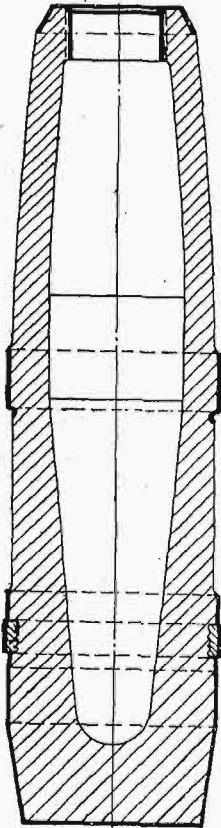
1) należy zgóry przyjąć, że pocisk lany jest pociskiem jakościowo znacznie ustępującym tłoczonemu, uznać go bowiem należy jedynie za swego rodzaju „namiastkę“ w wypadkach znacznego zapotrzebowania, od której nie wymaga się ani tej dokładności, ani skuteczności, co od pocisku tłoczonego.

2) Ustępując pociskowi tłoczonemu pod względem jakości i skuteczności, pocisk lany posiada jednak tę zaletę, że w razie potrzeby może być wytwarzany w bardzo dużych ilościach bez wielkich inwestycji i po stosunkowo krótkim czasie przygotowań.

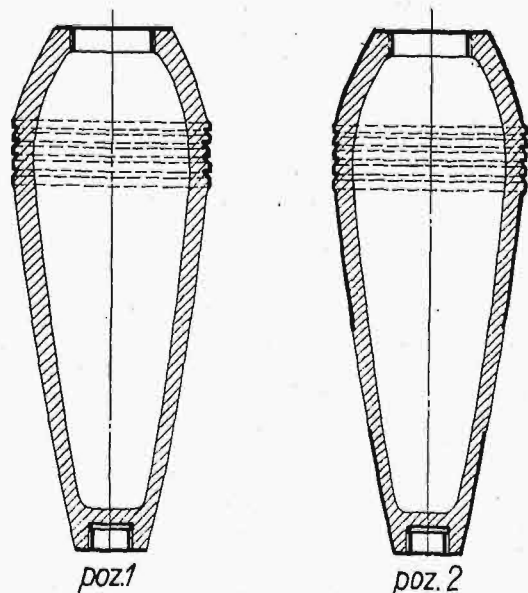
3) W czasie normalnym pociski lane należałoby wytwarzać jedynie w ilościach potrzebnych do opanowania tej produkcji i do stworzenia placówek, które w razie potrzeby mogłyby natychmiast — bez dłuższego okresu prób — rozwinąć ten wyrób do szerokich rozmiarów.

Nasuwa się tu jeszcze jedna sprawa zasadnicza, na którą poglądy są jeszcze dotychczas podzielone, mianowicie, czy lane pociski powinny być wykonywane z całkowicie obrobioną powierzchnią zewnętrzną, czy też tylko z częściową obróbką.

Zwolennicy każdej z tych wersji wysuwają w obronie swych poglądów poważne argumenty. Mianowicie jedni twierdzą, że pociski lane z częściowo obrobioną powierzchnią zewnętrzną pozwalają zmniejszyć ilość potrzebnych do tej obróbki maszyn, w porównaniu z wyrobem całkowicie obrobionych pocisków; zwolennicy zaś całkowicie obrobionego pocisku wskazują na to, iż pocisk taki jest o wiele łatwiejszy do wykonania dla odlewni,



Rys. 4.



Rys. 5.

ponieważ zewnętrzna jego powierzchnia odlewa się z zapasem na obróbkę. Pocisk taki nie wymaga odlewu o tak czystej powierzchni oraz ciasnych granic tolerancyj, co wywołuje w praktyce znaczne trudności.

Przy rozstrzyganiu tego zagadnienia należałoby wziąć pod uwagę, że: 1) z punktu widzenia skuteczności działania pocisku (fragmentacji), jest obojętne, czy pocisk jest całkowicie obrobiony, czy też częściowo, z warunkiem naturalnie, że materiał jego odpowiada wymaganiom; 2) dotychczas przeprowadzone próby w tym kierunku nie pozwalają na stwierdzenie, iż sposób wykończenia zewnętrznej powierzchni pocisku miałby w jakimkolwiek stopniu wpływać na balistykę zewnętrzną i wewnętrzną pocisku.

Wobec tego decydować w tej kwestji powinien wzgląd, co jest bardziej korzystne i odpowiednie dla opanowania produkcji i jej rozwoju.

I tu trzeba mieć na względzie, że jeśli się zrezygnuje z produkcji masowej, a stawia za cel pocisk bardzo dokładny, to należy prowadzić jego wyrób drogą całkowitej obróbki zewnętrznej. Pocisk taki może być nawet tańszy w wykonaniu. Ogólne możliwości produkcyjne w tym wypadku zależą jednak od wydajności obrabiarek, a nie odlewni.

Przy dążeniu zaś do możliwie wielkiej produkcji na wypadek potrzeby oraz do pełnego wyzyskania odlewni, należałoby wyrabiać pociski częściowo obrobione, lecz wtedy dla racjonalnej produkcji wymagane byłyby dalsze ułatwienia, nawet częściowo kosztem jakości pocisku.

Poszczególne wytwórnie, posiadające doświadczenie w tej sprawie, mogłyby opracować odpowiednio umotywowane wnioski, które, rzecz jasna, musiałyby być zbadane przez odpowiednie instancje drogą przeprowadzenia systematycznych prób.

Idąc dalej, należałoby na podstawie warunków wyrobu i odbioru, opartych na wyżej wymienionych zasadach, opracować plan jaknajpraktyczniejszego sposobu „nauczania” nowych wytwórni, w celu osiągnięcia dobrych wyników przy zużyciu minimum czasu i środków.

Zagadnienie podzielić można na 3 główne składniki:

1) **Zagadnienie materiału**, t. j. opanowania wyrobu t. zw. żeliwa stalistego o wymaganych własnościach ze zwykłego żeliwiaka;

2) **Zagadnienie rdzeni** — opanowanie sposobu masowego wyrobu bardzo dokładnych i solidnie wykonanych rdzeni oraz sposobu właściwego osadzania ich w formie.

3) **Zagadnienie zewnętrznego zarysu pocisku** — t. zn. opanowanie sposobu masowego wykonania i montowania form, w celu zabezpieczenia czystego i prawidłowego zarysu zewnętrznego, którego znaczna część wymiarów powinna wychodzić wprost z odlewni w ciasnych granicach wymaganych tolerancji.

Biorąc pod uwagę iż, większość małych odlewni, jak przekonałem się osobiście (przynajmniej w wojew. Kieleckim i Łódzkim) wogóle nie miała do czynienia z żeliwem stalistym i personel ich nie zna dobrze tego materiału, oraz że odlewnie te wykonywają zazwyczaj proste odlewy rynkowe, nie wymagające ani wysokiej jakości rdzeni, ani nie stawiające wysokich wymagań co do tolerancji wymiarów, uważałbym za celowe dać przeciętnym

odlewniom, przystępującym po raz pierwszy do tej produkcji, wyłącznie pociski z całkowitą obróbką zewnętrzną.

Byłoby to na początek poważne ułatwienie sprawy, ponieważ wyłączałoby z całokształtu nowych zagadnień, które odlewnia musi opanować, konieczność dotrzymania dokładnego zarysu i wymiarów zewnętrznych.

Dopiero po należytem wykonaniu tego zadania I-go etapu odlewnia mogłaby ewent. przystąpić do II-go etapu, t. j. do wytwarzania pocisków z częściową obróbką zewnętrzną.

Silniejsze zaś pod względem technicznym i doświadczenia odlewnie mogłyby odrazu przystąpić do wykonania pocisku II-go etapu.

Byłoby to rozwiązanie kompromisowe; ale — jak bardzo często w życiu — może się ono przyczynić do łatwiejszego osiągnięcia wytkniętego sobie celu.

## Bibliografia

### MOTORYZACJA I MECHANIZACJA.

Motoryzacja i mechanizacja wojska w Anglii. Płk. Więckowski. Przegl. Art. 1932, VIII, str. 823.

Rzut oka na technikę, Blumner. Milit. Woch. 1933, Nr. 44.

O postępie motoryzacji w wojsku. (Przegl. Art. 1933, IX, str. 1011).

### UZBROJENIE.

Mechanizacja ognia artyl. dywiz. w St. Zjedn. Artil. Żurn. VI. 33. (Przegl. Art. 1933, IX, str. 1017). Zastosowanie aparatu centralnego w artylerji polowej.

Szkolenie zawodowe artyl. w założeniu przygotowania ofic. inż. do służby uzbrojenia. Mjr. Machowicz. (Przegl. Art. 1933, X, str. 1108).

Odbiór łuf działowych. Kpt. Hajdukiwicz i mjr. Mroczkowski. Wiad. Techn. Uzbr. 1933, X, str. 63. (Odczyt i koreferat, wygłoszone w Dep. Uzbr.).

Karabiny lotnicze zagranicą. Ewald. Techn. i Wooruż. 1933, II. (Wiad. Techn. Uzbr. 1933, str. 110).

Pancerz przeciw pociskom. Mjr. Wilhelm. Army Ordnance 1933, I-II. (Wiad. T. Uzbr. 1933, X, str. 46).

Sprawność balistyczna broni palnej. Gerlich. Army Ordnance 1933, I-II. (Wiad. T. Uzbr. 1933, X, str. 118). O doświadczeniach autora w zakresie wytwarzania dużej szybkości początkowej.

Lufa i pocisk Gerlicha. Mjr. Wilhelm. Army Ordnance. 1933, III-IV. (Wiad. Techn. Uzbr. 1933, X, str. 124). Metody i sposoby otrzymywania dużych szybkości wylotowych.

### GAZOZNAWSTWO.

Wyzyskanie strychów na schroniska przeciw ciężkim gazom bojowym. Dr. Sanin. Wiestnik Protiwowozd. Obor. 1933, zesz. 1.

Francuska obrona p. gazowa. Militär-Wochenbl. 1932, zesz. 15 (str. w Przegl. Art. 1933, zesz. 1, str. 87).

Rozważania na temat czynnej obrony przeciwgazowej. Kpt. Schmidt. Przegl. Art. 1933, X, str. 1105.

Środki stosowane w obronie przeciwgazowej. Ktp. inż. Maczyński. Wiad. Techn. Uzbr. 1933, VII, str. 12.

Wykrywanie gazów bojowych w polu i rozpoznawanie ich natury zapomocą analizy chemicznej. Inż. Wojnicz-Sianożęcki. W. T. Uzbr. 1933, X, str. 33.

Moździerze chemiczne. Tałakin. Techn. i Wooruż. 1933, II. (Wiad. T. Uzbr. 1933, X, str. 109).

Urządzenia przeciwgazowe w schroniskach i schronach rosyjskich. Kpt. dypl. Rokicki. (Przegl. W. Techn. 1933, VIII, sap., str. 384).

### MATERJAŁY WYBUCHOWE.

Materiały wybuchowe na nowych podstawach. Inż. Foulon. Zschr. Schiess u. Spreng. 1932, XII. (Wiad. T. Uzbr. 1933, X, str. 102). Nowe mat. wyb. oparte na patentach niemieckich.