

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROCZNIK XV

1948

REDAKTOR NACZELNY: INŻ. TADEUSZ MALKIEWICZ

WYDAWCA: CENTRALNY ZARZĄD PRZEMYSŁU HUTNICZEGO
KATOWICE

SPIS RZECZY

ARTYKUŁY GŁÓWNE

	Str.
Aniola J.	Nowa huta — wynik współpracy polsko-radzieckiej 484
Benedicks C. i Skórski R.	O górnym punkcie płynności i jego występowaniu w próbach na zginanie 49
Białaczewski A.	Nasze rudy darniowe 61
Borejdo I.	Plan techniczny 103
	Rewolucyjny postęp nauki i techniki w ZSRR 433
	Kongres Zjednoczeniowy 521
Budkiewicz M.	Karbońskie łupki ogniotrwałe 237
Czyżewski M.	Szybkość ogrzewania i topienia metalu w zależności od warunków pracy żeliwiaka 1
Dagnan A.	Proces fosforowy huty „Pokój“ 528
Dyrda J.	Wpływ polityki zamówieniowej na produkcję wytworów walcowanych 556
	Wyciskanie stopów aluminiowych 322
Figiel J.	Profesor Bardin gościem polskiego hutnictwa 378
Horoeh L.	Walcownie huty „Zaporozstal“ i ich odbudowa 468
Jaglarz Z.	Definicja metalu 523
Jasiewicz Z.	Złoże ołowiu i cynku w Jugosławii 295
Kleczkowski A.	Wady żeliwnych walców półtwardych 304
Klimczyk Wl.	Formowanie w cemencie 16
Kniaginina G.	Energia swobodna reakcji odwracalnych 108
Krupkowski A.	Rękopis Czecha Wawrzyńca Krziczki o odlewnictwie w XVI stuleciu na ziemiach Korony Czeskiej 199
Krupkowski A. i Waclawik E.	Teoria działania nowoczesnych pieców martenowskich 205
Kuczewski Wl.	Własności mechaniczne żeliwa szarego 227
Kuszewski J.	Ołów w gospodarce światowej 70
Markiewicz F.	Historia światowej walki o cynę i obecna sytuacja na rynku cynowym 397
Mazanek E.	Profil wielkiego pieca 158
	Wielkopiecownictwo ZSRR 461
Michałowski P.	Zagadnienie złomu w Europie zachodniej i w krajach skandynawskich 547
Niewiadomski C.	Mosiądze specjalne 387
Nowakowski K.	Zagadnienie zaopatrywania w wodę zakładów hutniczych w górnośląskim okręgu przemysłowym 118
Nowakowski W.	Sztuczne żywice fenolowe i ich zastosowanie w walcownictwie 379
Piaskowski J.	O elektrolitycznym polerowaniu zgładów metali 54
	Nieniszczące badania wnętrza metali „metodą echa“ ultradźwięku 291
Radźwicki K.	Wykorzystanie krajowych biednych rud żelaza 151
	Właściwe wykorzystanie odpadków stali stopowej 300
Remin Wl.	Zadania i rozwój polskiego przetwórstwa hutniczego 170
Skórski R.	Stopy syntetyczne zbrojone twardym szkieletem 116
Stankiewicz M., Masior T.	Metody wytopu stali na łożyska toczne 165
Rogowski St.	Doświadczalna produkcja stali na łożyska toczne 213
Szkaradziński M. i Wusatowski Z.	Klasyfikacja wzorów na pracę przy walcowaniu 536
Terlecki E.	Martwy słup w wielkim piecu 202
Ucka E.	Zwalczanie zmęczenia jako czynnik zwiększenia wydajności pracy 328
Warczewski Z.	Planowany rozwój hutnictwa w Wielkiej Brytanii i w Niemczech Zachodnich 238
Wróblewski St.	Hutnictwo żelaza ZSRR w planie pięcioletnim 1946—1950 438
Zarębski H.	Wpływ konstrukcji palników na samokarburyzację gazu 65
Zmijewski P.	Racjonalne oświetlenie światłem dziennym hal i budynków warsztatowych 403

NOWOŚCI Z DZIEDZINY HUTNICTWA

Str.

	GOSPODARKA ENERGETYCZNA	
Wlazłowski St.	Nowe drogi wytwarzania i ogrzewania dmuchu wielkopiecowego	561
	KOKSOWNICTWO	
Maj A., Mazanek E. i Palmrich T.	Nowoczesna koksownia	242
Radźwicki K.	Szybkie określenie przyczyny obniżania się wytrzymałości koksu	125
	WIELKIE PIECE	
Karmalin M.	Doniosłe zwycięstwo radzieckiej techniki budowlanej	487
Mazanek E.	Wymurowanie węglowe wielkich pieców	126
	Aluminiowe dysze wielkopiecowe	127
	Cynk w wielkim piecu	127
	Nowe wielkie piece w Stanach Zjednoczonych A. P.	335
Ofiok A.	Zębaty dzwon zasypowy	407
	Nowości wielkich pieców amerykańskich	409
	STALOWNICTWO	
Bućko E.	Wlewnice do odlewania syfonowego	22
	Zastosowanie węgla krzemu jako odtleniacza w elektrycznym piecu zasadowym	22
	Badanie problemów cieplnych pieca martenowskiego w piecu doświadczalnym	75
	Remonty pieców martenowskich	129
	Wypalanie węgla w procesach stalowniczych	341
	Termopara do pomiaru temperatury stali	342
	Ogrzewanie głów wlewków stalowych przy pomocy prądu elektrycznego	411
	Stalownie USA w 1947 r.	413
Guschlbauer J.	Naprawa zasadowego trzonu pieca martenowskiego	26
Maj St.	Wygląd powierzchni wlewków i smarowanie wlewnic	343
Radźwicki K.	Wytapianie stali w zasadowych piecach martenowskich pod żużlem glinowo-magnezowym	24
	Wpływ procesów wytapiania na fizykomechaniczne własności stali	24
	Własności mechaniczne stali martenowskiej i stali z pieców elektrycznych	25
	Tworzenie się żużla w okresie topienia przy procesie złomowym	25
	Wpływ wielokrotnego przetapiania na własności stali konstrukcyjnych	81
	Przetapianie stopowego złomu w hucie Magnitogorskiej	83
	Wytapianie stali automatowej w piecach martenowskich	131
	Zmniejszenie niejednorodności wlewka nieuspokojonej stali	132
	Wtrącenia niemetaliczne w stali na łożyska kulkowe	133
	Dyfuzyjne odtlenianie kąpieli stalowej	409
	Nowoczesny łukowy piec elektryczny do wytapiania stali	488
	Wybór ciężaru wlewków stali jakościowej oraz sposobu ich odlewania	489
	Czynniki skracające czas trwania topu w piecu martenowskim	489
Wanner K.	Stalownictwo USA w 1947 r.	336
	WALCOWNICTWO	
Jaglarz Z.	Walcownictwo USA w 1947 r.	345
Kowalski W. i Wusatowski Z.	Obróbka cieplna walców żeliwnych utwardzonych dla walcowni blachy cienkiej	491
Wusatowski Z.	Nowe zasady kalibrowania walców	85
	Zwiększenie wydajności na walcowni przez polepszenie kalibrowania walców	134
	Kalibrowanie z najmniejszą odchyłką wymiarów	347
	OBRÓBKA CIEPLNA	
Jasiewicz Z.	Obróbka cieplna w USA w 1947 r.	350
Karwasiński B.	Obróbka cieplna w planie powojennej pięcioletniej ZSRR	492
Wusatowski Z.	Nowoczesne atmosfery ochronne	258
	SPAWANIE I CIECIE	
Błock St.	Hartowność i spawanie stali	352
	Przyczyny i skutki obecności wodoru w spoinach	353
	METALE NIEŻELAZNE	
Jasiewicz Z.	Miedź i stopy miedzi w 1947 r.	355
Rutkowski Wl.	Własności i zastosowanie molibdenu	91
	Tantal i jego zastosowanie	91

ŻELAZOSTOPY

Block St.	Próby odgazowania metali, używanych przy wyrobie stali stopowych	174
Dyakowski St. i Mazanek E.	Otrzymywanie wanadu przy produkcji surowki	88

METALOZNAWSTWO

Block St.	Własności dynamiczne, wytrzymałość na zmęczenie i przydatność stali na silnie obciążone części silników	27
	Wpływ czynników produkcyjnych na własności magnetyczne blach transformatorowych	415
Chodorowski J.	Wpływ gazów na krystalizację wlewka	494
Jasiewicz Z.	Hartowność stali	180
	Dodatki hamujące rozrost ziarn stali	181
	Stop, odporny na działanie wysokich temperatur S 816	181
	Pełzanie i stopy, odporne na pełzanie	181
	Nowe stale stopowe i specjalne	355
	Uwagi o wydzielaniu	562
	Historia wykresów równowagi	563
Kowalski W.	Wpływ kobaltu na własności stali szybko tnącej	176
Piaskowski J.	Grafityzacja stali przy podwyższonych temperaturach	175
Semkowicz A.	Aparat do mierzenia mikrotwardości	266
Śmiałowski M.	Wpływ struktury cementytu na odporność stali w zetknięciu z ropą naftową	356
Zabłocki J.	Poprawki na twardość Rockwella, mierzone na powierzchniach cylindrycznych	357

KOROZJA I POWŁOKI OCHRONNE

Śmiałowski M.	Wyniki badań angielskiego Komitetu korozji	182
----------------------	--	-----

CERAMIKA METALI

Jasiewicz Z.	Wyrób proszku żelaznego w Niemczech	183
	Postęp w ceramice metali	357

ANALIZA HUTNICZA

Babczyński A.	Oznaczenie kolorymetryczne antymonu w stopach glinu, przy użyciu jodku potasu i tiomocznika	188
Block St.	Nowoczesne metody określenia zawartości tlenu, wodoru i azotu w stali	184
	Określenie zawartości tlenu w stali przez dyfuzję glinu	358

WIADOMOŚCI EKONOMICZNE

Łukawer E.	Przemysł w ZSRR	496
	Planowanie gospodarstwa narodowego ZSRR	500
Michałowski P.	Rozbudowa austriackiego przemysłu metali nieżelaznych	567
	Zdolność produkcyjna brytyjskiego przemysłu stalowego	568
Stupnicki A.	Rozwój szwedzkiego przemysłu hutniczego	30
Warczewski Z.	Wytwórczość hut amerykańskich w 1947 r.	188
	Opalanie pieców martenowskich ciężkimi olejami w Anglii	270
	Rozwój hutnictwa francuskiego w latach powojennych	360
	Trudności złomowe zachodniej Europy	361
	Plany rozwojowe zachodnio-europejskiego hutnictwa	565

RÓŻNE

Goldenberg F.	Plan przedsięwzięć organizacyjno-technicznych w przemyśle budowy maszyn ZSRR	505
Jasiewicz Z.	Zagadnienia metalurgiczne, związane z wytwarzaniem energii atomowej	418
Kuratow T.	Rototrol	422
Radzwicki K.	Naprawa pieców hutniczych metodą natryskową (torkretowanie)	506
Warczewski Z.	Prace badawcze w hutnictwie brytyjskim	420
	Hutnictwo żelaza w Wielkiej Brytanii	423

Z WYDAWNICTW	32, 92, 139, 190, 271, 362, 425, 507, 571
RÓŻNE WIADOMOŚCI	36, 97, 143, 195, 278, 368, 428
KRONIKA	38, 98, 146, 196, 280, 517, 579
DZIAŁ NORMALIZACYJNY	42, 99, 148, 197, 240, 283, 369, 429, 583
STATYSTYKA	46, 102, 150, 198, 289, 374, 432

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XV

KATOWICE - STYCZEŃ - 1948

NR 1

Prof. dr inż. MIKOŁAJ CZYŻEWSKI
Akademia Górniczo - Hutnicza

Szybkość ogrzewania i topienia metalu w zależności od warunków pracy żeliwiaka

Stosowane dotychczas wzory do obliczenia czasu przebywania wsadu metalowego i współczynnika przenoszenia ciepła w żeliwiakach. Wyniki badań, przeprowadzonych przez autora celem ustalenia współczynnika przenoszenia ciepła w żeliwiaku. Sposoby obliczania czasu, potrzebnego do ogrzania kawałków metalu do temperatury topliwości i stopienia, w zależności od warunków pracy żeliwiaka oraz przykłady zastosowania wyprowadzonych wzorów w praktyce odlewniczej.

1. Wzory dotychczas stosowane. Ustalenie optymalnych warunków pracy żeliwiaka tudzież zasadniczych wymiarów tegoż zależy głównie od dokładnego ustalenia czasu, potrzebnego do ogrzania i stopienia poszczególnych kawałków metalu, znajdujących się w żeliwiaku. Ustalenie czasu przebywania wsadu metalowego w żeliwiaku, znajdującym się w ruchu, nie nastęrcza większych trudności. J. Buzek¹⁾ już w 1908 r. podał zależność wydajności żeliwiaka od warunków jego pracy. Czas n przebywania wsadu w żeliwiaku, wg J. Buzka²⁾ określa następujący wzór:

$$n = \frac{h_u \cdot L}{P} : \left(\frac{100}{K \cdot \gamma_m} + \frac{1}{\gamma_k} \right) \text{ min.} \quad (1)$$

gdzie: h_u — użyteczna wysokość żeliwiaka (od poziomu dysz do dolnej krawędzi okna wsadowego) w m;

L — ilość powietrza dla spalania 1 kg koksu w m^3 ;

P — ilość powietrza dmuchu w m^3 na $1 m^2$ powierzchni przekroju żeliwiaka na poziomie dysz w ciągu 1 min., $m^3/m^2 \text{ min}$;

K — rozchód koksu w stosunku do wsadu metalowego w %;

γ_m — ciężar $1 m^3$ ładowanego wsadu metalowego w kg;

γ_k — ciężar $1 m^3$ ładowanego koksu w kg.

A. Nahoczky³⁾ podaje następujący wzór dla obliczenia n :

$$n = \frac{h_u \cdot K \cdot \gamma_m \cdot \gamma_k}{P \cdot p (100 \gamma_k + K \cdot \gamma_m)} \text{ min.} \quad (2)$$

Wzór ten jest — w gruncie rzeczy — identyczny z wzorem J. Buzka, z tą jedynie różnicą, że zamiast ilości powietrza ($L m^3/kg$), potrzebnego do spalania 1 kg koksu, wprowadzono do wzoru ilość koksu, spalonego przez $1 m^3$ powietrza ($p \text{ kg}/m^3$), czyli odwrotność L , ponieważ $L = \frac{1}{p}$.

Z przytoczonych wzorów wynika, że czas przebywania wsadu metalowego w żeliwiaku jest wprost proporcjonalny do wysokości użytecznej żeliwiaka i ilości powietrza, potrzebnego do spalania 1 kg koksu, a odwrotnie proporcjonalny do ilości powietrza dmuchu i rośnie ze wzrostem rozchodu koksu oraz ciężaru materiałów wsadowych (γ_m i γ_k) w żeliwiaku. W praktyce różnica w czasie pobytu wsadu, w zależności od innych warunków biegu tego samego żeliwiaka, waha się w dość znacznych granicach i może osiągnąć kilkadziesiąt, a nawet i ponad 100%.

Znaną jest rzeczą, że od czasu przebywania wsadu metalowego w żeliwiaku zależy temperatura przegrzania żeliwa, stopień nasiarczania i nawęglania (wzgl. wypalania się węgla) oraz wypalania się poszczególnych składników⁴⁾ su-

³⁾ A. Nahoczky. Vorgänge beim Schmelzen im Kupolofen. Międzynarodowy Kongres Odlewników. Ref. 21. Warszawa 1938 r.

⁴⁾ J. Buzek i M. Czyżewski. Stopień zgaru składników surówki w zależności od wielkości kawałków wsadu. Międzynarodowy Kongres Odlewników. Ref. 1. Warszawa 1938 r.

¹⁾ J. Buzek. Przegląd Górniczo-Hutniczy 1908 r.; Stahl und Eisen 1910 r.

²⁾ J. Buzek. Skrypty wykładów odlewnictwa na A. G. 1930 r.

rówki i fragmentów. O ile tak jest, warunki pracy żeliwiaka powinny być tak zharmonizowane, aby czas przebywania wsadu metalowego w żeliwiaku ściśle odpowiadał czasowi, potrzebnemu do ogrzania i stopienia poszczególnych kawałków metalu, przy czym topienie metalu winno być ukończone na określonej wysokości nad poziomem dysz, albowiem jedynie przy takich warunkach pracy żeliwiaka możemy osiągnąć najkorzystniejsze wyniki co do otrzymania pożądanej temperatury przegrzania żeliwa, stopnia nawęglenia itd.

Tematem niniejszej pracy jest próba ustalenia czasu, potrzebnego do ogrzania i stopienia kawałków surówki w zależności od ich wymiarów, tudzież innych czynników, wpływających na pracę żeliwiaka.

Czas, potrzebny do ogrzania surówki do temperatury topienia, a następnie stopienia, powinien zależeć przede wszystkim od współczynnika przenoszenia ciepła w żeliwiaku.

O współczynnikach przenoszenia ciepła w takich urządzeniach cieplnych jak regeneratory, rekuperatory, piece płomienne itp., mamy dużo danych, ustalonych przez Nusselta⁵⁾, Schulze⁶⁾, Schacka⁷⁾, Heiligenstaedta⁸⁾, Kistnera⁹⁾ i wielu innych autorów.

O liczbowych danych, dotyczących przenoszenia ciepła od spalin do tworzyw żeliwiakowych i o czynnikach, wpływających na współczynniki przenoszenia ciepła, prawie żadnych konkretnych wiadomości nie posiadamy, co utrudnia wyjaśnienie pewnych zjawisk, odbywających się w żeliwiaku i nie pozwala na ustalenie racjonalnych wymiarów żeliwiaka tudzież na świadome kierowanie biegiem żeliwiaka.

$$\alpha_r = 70 \cdot \frac{30^{0,7} \cdot 1300^{0,3}}{0,1^{0,4}} \cdot 10^{1,68 \cdot 0,65 - 3,56 \cdot 0,65} \cong 1260 \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$$

$$\alpha_f = \frac{0,1}{7,5 \cdot (1 - 0,65)} \cdot 1260 = 48 \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$$

Przy kawałkach 0,05 m, otrzymujemy $\alpha_r = 1665 \text{ cal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$; α_f będzie się równało 31

Wprawdzie Furnas¹⁰⁾ podaje wzór na ustalenie współczynnika przenoszenia ciepła w piecach szymbowych, zdaje się jednak, że stosując go do żeliwiaków otrzymujemy wyniki nie zawsze zgodne z rzeczywistością.

$$\alpha_r = B \frac{V^{0,7} T^{0,3}}{d^{0,4}} \cdot 10^{1,68f - 3,56f^2} \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C} \quad (3)$$

$$\alpha_f = \frac{d}{7,5 \cdot (1 - f)} \cdot \alpha_r \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C} \quad (4)$$

gdzie: α_r — współczynnik przenoszenia ciepła w stosunku do 1 m³ wsadu;

α_f — współczynnik przenoszenia ciepła w stosunku do 1 m² powierzchni wsadu;

V — szybkość przepływających gazów (przy 0°C i ciśnieniu 760 mm sł. rtęci);

T — temperatura spalin °K;

d — średnica kawałków wsadu w m;

f — powierzchnia wolnego przekroju między kawałkami;

B — stały współczynnik, zależny od rodzaju wsadu, waha się w granicach 45 — 170.

Popróbujmy obliczyć współczynnik przenoszenia ciepła w żeliwiaku przy pomocy wzoru Furnasa dla następujących warunków pracy żeliwiaka: średnica kawałków surówki 0,1 m, szybkość przepływających spalin 3 m/sek., średnia temperatura spalin w żeliwiaku 1300°K, powierzchnia wolnego przekroju między kawałkami 0,65; współczynnik B przyjmujemy równy 70.

kcal/m³ godz. °C. Moim zdaniem współczynniki przenoszenia ciepła wypadły zbyt małe.

W pracy B. Kitajewa¹¹⁾ znajdujemy wzór Furnasa do obliczenia objętościowego współczynnika przenoszenia ciepła α_r , posiadający inne wykładniki potęgowe niż podane we wzorze (3);

$$\alpha_r = B \frac{V^{0,9} \cdot T^{0,3}}{d^{0,75}} \cdot 10^{1,68f - 3,56f^2} \quad (5)$$

Podstawiając w ten wzór wielkości z przy-

⁵⁾ W. Gumz. Kurzes Handbuch der Brennstoff- u. Feuerungstechnik. Berlin 1942, str. 252.

⁶⁾ E. Schulze. Versuche zur Bestimmung der Wärmeübergangszahl von Luft und Rauchgas in technischen Rohren. Mittlg. 117 der Wärmestelle des V. d. E. 1928.

⁷⁾ Schack. Stahl und Eisen. 1928, str. 1777.

⁸⁾ W. Heiligenstaedt. Die Speicherung der Wärme in Regeneratoren. Mittlg. 73 der Wärmestelle des V. d. E. 1925.

⁹⁾ H. Kistner. Grossversuche an einer zu Studienzwecken gebauten Regenerativkammer. II Teil Mittlg. 139 der Wärmestelle des V. d. E.

¹⁰⁾ W. Heiligenstaedt. Wärmetechnische Rechnungen für Industrieöfen. Düsseldorf 1941, str. 84.

¹¹⁾ B. Kitajew. Tieploobmien w szachtnych piecach. Moskwa 1945 r.

kładu poprzedniego dla sześcianów surówki o wymiarze boku 0,1 m, otrzymujemy:

$$\alpha_r = 70 \cdot \frac{3^{0,9} \cdot 1300^{0,3}}{0,1^{0,75}} \cdot 10^{1,68} \cdot 0,65 - 3,56 \cdot 0,65^2 = 3520 \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$$

$$\alpha_r = \frac{0,1}{7,5 \cdot (1-0,65)} \cdot 3520 = 134 \text{ kcal/m}^3 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$$

Spółczynnik przewodzenia ciepła, otrzymany za pomocą wzoru (5), jest prawie 2,8 razy większy, niż obliczony za pomocą wzorów (3) i (4).

2. Wyniki badań żeliwiaków i współczynnik przenoszenia ciepła. Celem ustalenia współczynników przenoszenia ciepła oraz zależności ich od warunków biegu żeliwiaka, przeprowadziłem badania pracy żeliwiaków w odlewni Węgierska Górka.¹²⁾ Badania wykonano w żeliwiaku o wewnętrznej średnicy 0,8 m i wysokości użytecznej 7,5 m. Do przetopienia przygotowano specjalnie do tego celu przeznaczone kostki surówki o wymiarach 130 × 130 × 130 mm; koks stosowano w kawałkach o wymiarach ok. 125 mm, o zawartości 86,2 % węgla. Całkowity rozchód koksu wynosił 11% w stosunku do przetopionego żeliwa, a użyteczna ilość powietrza dmuchu 48,7 m³/min. (97 m³/m² min.). Przeprowadzono 6 badań; wszystkie w jednakowych warunkach pracy żeliwiaka, z wyjątkiem wysokości słupa materiałów wsadowych.

Przy pierwszym badaniu żeliwiak był wypełniony tworzywem do wysokości okna wsadowego, czyli słup materiałów wsadowych, licząc od poziomu dysz, wynosił 7,5 m (wysokość użyteczna żeliwiaka); przy następnych badaniach wysokość wsadu utrzymywano na wysokościach 6,4, 5, 4,7, 3,8 i 2,7 m. W ten sposób naśladowano warunki pracy, odpowiadające różnym wysokościami użytecznym przy biegu tego samego żeliwiaka. Przy dalszych obliczeniach brano pod uwagę tylko te wyniki pomiarów, które otrzymano po 80 min. od chwili rozpoczęcia dmuchu powietrza do żeliwiaka. Przy takich samych warunkach pracy zbadano żeliwiak o średnicy 0,6 m i wysokości użytecznej 4 m. Szczególną uwagę zwracało się na to, aby ilość powietrza dmuchu, zarówno przy wszystkich badaniach, jak i w ciągu pracy żeliwiaka, była stała. Ilość spalin, otrzymanych ze spalania koksu, obliczono na podstawie procentowej zawartości węgla w koksie i chemicznego składu spalin. Na podstawie tychże danych ustalono ilość powietrza, przypadającego na 1 kg spalonego koksu, wzgl. zawartego w nim węgla.

W tabl. I zestawiono wyniki badań oraz wielkości, otrzymane z obliczeń.

Ilość spalin (S_p m³/kg węgla) obliczono za pomocą równania:

$$S_p = \frac{1,866 \cdot 100}{\text{CO}_2 + \text{CO}} \text{ m}^3/\text{kg węgla} \quad (6)$$

$$\text{lub } S_p = \frac{1,866 \cdot 100}{34,7 - 0,65 \cdot \text{CO}_2} \text{ m}^3/\text{kg węgla} \quad (6a)$$

gdzie przez CO₂ i CO oznaczono % zawartość tych gazów w spalinach, a 1,866 m³ ilość CO₂+CO, wytwarzanych przy spalaniu 1 kg C.

Ilość spalin, otrzymanych w stosunku do 100 kg wsadu metalowego, została obliczona na podstawie zawartości węgla w koksie (86,2%), rozchodu koksu (11%) i S_p .

$$\text{Rozchód węgla } C_k = 11,0,862 = 9,48\%$$

$$S_w = 9,48 \cdot S_p \text{ m}^3/100 \text{ kg wsadu met.}$$

Ilość powietrza dla spalania 1 kg węgla obliczono za pomocą wzoru:

$$L_{\text{ok}} = 4,45 \cdot (2 - S_r) \text{ m}^3/\text{kg węgla} \quad (7)$$

gdzie S_r — spalność redukcyjna koksu (stosunek węgla spalonego na CO do ogólnej ilości spalonego węgla)

$$S_r = \frac{\text{CO}}{\text{CO}_2 + \text{CO}} \text{ lub} \quad (8)$$

$$S_r = \frac{34,7 - 1,65 \cdot \text{CO}_2}{34,7 - 0,65 \cdot \text{CO}_2} \quad (8a)$$

Znając ilość spalin S_p oraz chemiczny skład tychże i temperaturę t_k na poziomie okna wsadowego żeliwiaka, obliczamy ilość ciepła jawnego, którą unoszą spaliny. Obliczenie przeprowadzamy za pomocą tablic na pojemności cieplne¹³⁾. Tak np. przy badaniu pierwszym, gdy temperatura spalin wynosiła 200°C, 100 m³ spalin zawierało ciepła:

CO ₂ + SO ₂	—	14,4 · 82,6 =	1190
CO + N ₂ + H ₂	—	84,1 · 62,0 =	5220
H ₂ O	—	1,5 · 77,4 =	116
		<u>Razem</u>	<u>6526</u>

a 7,62 m³ (S_r):

$$t_k \cdot C_s \cdot S_p = 6526 \cdot 7,62 : 100 \cong 500 \text{ kcal.}$$

Obliczone w ten sposób wielkości dla wszystkich badań podano w tabl. I.

¹³⁾ Inż. A. Ludkiewicz. Tablice ciepła właściwego i obliczanie temperatury spalania. Dąbrowa Górnicza 1925 r.

¹²⁾ Badania wykonano z początkiem 1939 r.

TABLICA I

Zestawienie danych, otrzymanych przy badaniach żeliwiaka o średnicy 0,8 m.

L. badania	h_u Wysokość wsadu m	Skład chemiczny spalin w %					t_k Temperatura spalin °C	S_r Spalność redukcyjna	S_p Ilość spalin z 1 kg C m ³	S_w Ilość spalin na 100 kg wsadu met. m ³	L_{ck} Ilość powietrza dla spalania 1 kg C, m ³	$t_k \cdot C_o \cdot S_p$ Ciepło jawne spalin kcal
		CO ₂	SO ₂	CO	N ₂ +H ₂	H ₂ O						
1	7,5	14,0	0,40	10,5	73,6	1,50	200	0,42	7,62	72,2	7,03	500
2	6,4	14,2	0,40	10,3	73,7	1,40	295	0,41	7,62	72,2	7,03	720
3	5,0	13,8	0,40	10,5	73,85	1,45	445	0,43	7,68	72,8	6,98	1100
4	4,7	14,1	0,45	10,4	73,7	1,35	465	0,43	7,62	72,2	6,98	1150
5	3,8	14,5	0,45	10,0	73,65	1,40	600	0,41	7,63	72,8	6,98	1510
6	2,7	14,4	0,50	10,2	73,9	1,20	805	0,41	7,59	72,0	7,07	2090
7	7,5	15,0	0,45	8,8	74,60	1,15	180	0,37	7,85	74,4	7,25	461

Znając temperaturę spalin t_k , procentowe zużycie węgla koksu C_k % w stosunku do wsadu metalowego, ilość spalin S_p oraz wydajność

żeliwiaka S , możemy obliczyć ilość ciepła, którą żeliwiak pobiera w ciągu 1 godz.

$$Q_z = \frac{[8130 \cdot (1 - 0,7 \cdot S_r) - t_k \cdot C_o \cdot S_p] \cdot C_k \cdot S}{100} \text{ kcal/godz.} \quad (9)$$

Równanie powyższe zostało wyprowadzone na podstawie następujących rozważań. Przy spalaniu 1 kg C na CO₂ wytwarza się 8130 kcal, a przy spalaniu na CO—2450 kcal. Ponieważ przy spalności redukcyjnej S_r na CO₂ spala się

(1— S_r) kg węgla, a na CO — S_r kg, ogólna ilość ciepła, wytworzona przy spalaniu 1 kg węgla, częściowo na CO₂, a częściowo na CO, będzie się równała:

$$8130 \cdot (1 - S_r) + 2450 \cdot S_r = 8130 \cdot (1 - 0,7 \cdot S_r) \text{ kcal}$$

Ciepło jawne, unoszone przez spaliny, odpowiada wyrazowi $t_k \cdot C_o \cdot S_p$, czyli żeliwiak przy spalaniu 1 kg C pobiera ciepła:

chodzie węgla C_k %, w ciągu 1 godz. spali się $\frac{C_k \cdot S}{100}$ węgla. Mnożąc ten wyraz przez wyraz (10), otrzymujemy równanie (9).

$$[8130 \cdot (1 - 0,7 \cdot S_r) - t_k \cdot C_o \cdot S_p] \text{ kcal} \quad (10)$$

Podstawiając do równania (9) odpowiednie wielkości, zestawione w tabl. I, otrzymujemy ilość ciepła, pobieranego przez żeliwiak przy poszczególnych badaniach. Tak np. dla badania pierwszego będziemy mieli:

Przy wydajności żeliwiaka S kg/godz. i roz-

$$Q_z = [8130 \cdot (1 - 0,7 \cdot 0,42) - 500] \cdot 9,48 \cdot 4400 : 100 = 219 \cdot 10^4 \text{ kcal/godz.}$$

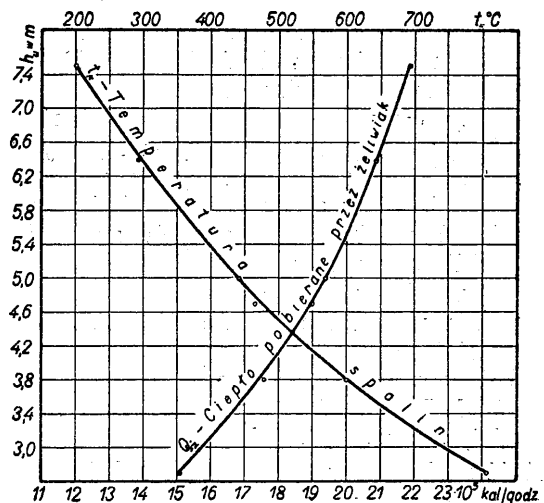
Obliczone w ten sposób wyniki dla wszystkich badań zestawiono w tabl. II i uwidoczniono na rys. 1.

Żeliwiak powinien pobierać ustalone ilości ciepła w ciągu 1 godz. na: ogrzanie słupa materiałów wsadowych, stopienie metalu, ogrzanie ścian żeliwiaka, straty ciepłe wskutek promieniowania itd.

Ciepła, które wytwarza się wskutek wypalania się poszczególnych składników wsadu metalowego, nie uwzględniamy.

Rozpatrzmy teraz, jakie czynniki, wchodzące w grę pracy żeliwiaka, będą wpływały dominująco na przenoszenie ciepła od spalin do słupa materiałów wsadowych.

Przede wszystkim pobrana przez żeliwiak ilość ciepła będzie zależała od objętości słupa materiałów wsadowych w żeliwiaku, czyli od wewnętrznej średnicy D i wysokości użytecznej h_u żeliwiaka. Ta ostatnia, przy naszych badaniach, odpowiadała wysokości słupa materiałów wsadowych nad poziomem dysz:



Rys. 1

Ciepło, pobierane przez żeliwiak i temperatura spalin na wysokości okna wsadowego, w zależności od wysokości słupa materiałów wsadowych dla żeliwiaka o średnicy 0,8 m.

Objętość słupa materiałów wsadowych:

$$\frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_u}{4} \text{ m}^3$$

Następnie pobierana ilość ciepła powinna zależeć od ogólnego współczynnika przenoszenia ciepła α_o kcal/m²godz. °C i różnicy między temperaturą spalin t_s a wsadu t_w oraz od powierzchni poszczególnych kawałków wsadu. Oznaczając ogólną powierzchnię wsadu, przypadającą na 1 m³ żeliwiaka, przez f m²/m³, otrzymujemy powierzchnię dla danej średnicy i wysokości użytecznej:

$$\frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_u \cdot f}{4} \text{ m}^2, \text{ która pobiera ciepła:}$$

$$\frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_u \cdot f}{4} \alpha_o \cdot (t_s - t_w) \text{ kcal/godz.} \quad (11)$$

Ciepło, które pobiera żeliwiak, można podzielić na 2 części: do pierwszej Q_m zaliczamy ciepło, niezbędne do ogrzania i stopienia metalu, do drugiej zaś — Q_i , zużywane do ogrzania żeliwiaka, stopienia i przegrzania żużla, promieniowania, rozkładu topnika itp.

Jak wynika z bilansów cieplnych naszych badań, w pewnym przybliżeniu możemy przyjąć, iż $(Q_i + Q_m) : Q_m \cong 1,5$ (12)

Podkreślamy, że w Q_i nie wchodzi ani ciepło spalin, ani straty ciepłone, powstałe wskutek spalania na CO. Straty te już uwzględniono w równaniu (9), z którego też wynika, że $Q_i + Q_m = Q_z$, albo z równania (12):

$$Q_z = 1,5 \cdot Q_m \quad (13)$$

Ilość ciepła, którą pobiera wsad metalowy, powinna się więc równać:

$$Q_m = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_u \cdot f}{4} \alpha_o \cdot (t_s - t_w) \text{ kcal/godz.} \quad (14)$$

Podstawiając do równania (13) Q_m z równania (14) otrzymujemy:

$$Q_z = 1,5 \cdot \frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_u \cdot f}{4} \alpha_o \cdot (t_s - t_w) \text{ kcal/godz.} \quad (15)$$

Aby obliczyć za pomocą tego równania liczbowe wielkości dla $\alpha_o \cdot (t_s - t_w)$, trzeba ustalić, czemu będzie się równała powierzchnia f . Objętość kawałka wsadu metalowego równała się 0,13 m³, o ciężarze ok. 16 kg; ciężar 1 m³ wsadu metalowego wynosił ok. 3000 kg, więc w 1 m³ wsadu było:

$$N = \frac{3000}{16} = 188 \text{ kostek na 1 m}^3 \text{ żeliwiaka.}$$

Wobec tego, że 1 kostka ma powierzchnię $0,13^2 \cdot 6 = 0,101$ m², powierzchnia, przypadająca na 1 m³ wsadu metalowego, równa się:

$$f = 0,101 \cdot N = 0,101 \cdot 188 = 19 \text{ m}^2/\text{m}^3$$

Wielkość tę należy jednak zredukować ze względu na to, iż pewna objętość żeliwiaka wypełniona jest koksem; na 3000 kg metalu, przy 11% rozchodu, przypada 330 kg koksu, który zajmuje objętość ok. 0,6 m³. Objętość zatem, przypadająca na metal, wynosi około 63% $[100 : (1 + 0,60)]$ ogólnej przestrzeni użytecznej żeliwiaka, a powierzchnia metalu, przypadająca na 1 m³, będzie się równała:

$$f = 19 \cdot 0,63 = 12 \text{ m}^2/\text{m}^3$$

Z równania (15) wynika, że:

$$\alpha_o \cdot (t_s - t_w) = \frac{4 \cdot Q_z}{1,5 \cdot \pi \cdot D^2 \cdot h_u \cdot f} \text{ kcal/m}^2 \text{ godz.} \quad (16)$$

Podstawiając w to równanie odpowiednie wielkości $D = 0,8$, $h_u =$ wg danych z tabl. I i Q_z z równania (9), otrzymujemy liczbowe dane dla $\alpha_o \cdot (t_s - t_w)$, które podano w tabl. II.

TABLICA II

Zestawienie wielkości, niezbędnych do obliczenia ogólnego współczynnika przenoszenia ciepła w żeliwiaku o średnicy 0,8 m.

L. badania	h_u Wysokość wsadu m	t_k Temperatura spalin °C	Q_z Ciepło, pobierane przez żeliwiak kcal/godz.	$\alpha_o \cdot (t_s - t_w)$ kcal/m ² godz.	$t_{sw} = (t_s - t_w)$ °C	α_o (średni) kcal/m ² godz. °C
1	7,5	200	219.10 ⁴	32 300	400	81
2	6,4	295	209.10 ⁴	36 120	447	81
3	5,0	445	194.10 ⁴	43 000	522	83
4	4,7	465	191.10 ⁴	44 900	532	84
5	3,8	600	176.10 ⁴	51 100	600	85
6	2,7	805	152.10 ⁴	62 300	702	89

Średnie temperatury $t_{sw} = (t_s - t_w)$ ustalono na podstawie założeń, że surówka topi się przy temperaturze 1150°C, a temperatura t_p w strefie spalania żeliwiaka wynosi 1750°C. Wobec tego średnia temperatura t_w wsadu metalowego będzie się równała:

$$t_w = \frac{1150 + t_o}{2} \text{ °C} \text{ (} t_o \text{ temperatura ładowania wsadu), a średnia temperatura } t_s \text{ spalin:}$$

$$t_{sj} = \frac{t_k + 1750}{2} \text{ °C}$$

Przyjmując $t_0 = 0^\circ\text{C}$, a t_k z tabl. I, obliczamy średnie różnice temperatur między spalinami a wsadem ($t_s - t_w$) oraz α_0 . Wyniki tych obliczeń podano w tabl. II.

Ustalamy, jakie czynniki muszą wpływać na wielkość ogólnego współczynnika przenoszenia ciepła. Znana jest rzeczą, że na współczynnik przenoszenia ciepła za pomocą konwekcji ma znaczny wpływ szybkość przepływających gazów V_s m/sek., a dalej temperatura spalin. Pod tym względem uzależnimy go od temperatury t_k na wysokości okna wsadowego żeliwiaka i od temperatury t_0 wsadu ładowanego. Uzależnienie współczynnika przenoszenia ciepła jedynie od temperatury t_k , nie zaś od jakiejś średniej temperatury, panującej w żeliwiaku, możliwe jest dlatego, że w warunkach pracy żeliwiaka temperatura, do której ogrzewa się metal, tzn. temperatura topliwości i najwyższa temperatura spalin w strefie spalania, są wielkościami prawie stałymi. Natomiast temperatura spalin na wysokości okna wsadowego może zmieniać się w granicach dość znacznych: od 200 do 1000°C .

Następnie α_0 zależec będzie od średnicy kanałów przepływowych. Do równania dla obliczenia α_0 wprowadzamy również średnicę wewnętrzną żeliwiaka D , od której zależna jest ilość ciepła, pozostająca w żeliwiaku. O ile żeliwiak, np. o średnicy 1,13 m, posiada powierzchnię przekroju 1 m^2 , to na 1 m^3 wsadu przypada $\pi \cdot D_d \cdot l = 3,55\text{ m}^2$ powierzchni wewnętrznej ścianki żeliwiaka, przy żeliwiakach zaś o średnicy 0,5 m ($0,196\text{ m}^2$) 1 m^3 wsadu zajmuje wysokość $l : 0,196 = 5,1\text{ m}$, czyli na 1 m^3 wsadu przypada powierzchnia 8 m^2 ($\pi \cdot D_m \cdot 5,1$). Z tego możemy wnioskować, że w żeliwiaku o większej średnicy obmurze oddaje przez promieniowanie jednostce objętościowej wsadu metalowego mniej ciepła niż w żeliwiaku o mniejszej średnicy i to proporcjonalnie do wewnętrznej średnicy żeliwiaka. Ponadto w żeliwiakach o średnicach mniejszych kawałki wsadu układają się w sposób odmienny, luźniej niż w żeliwiaku o średnicy większej. Oprócz tego wpływ średnicy żeliwiaka na przenoszenie ciepła polega na tym, że z konieczności w żeliwiakach małych przetapia się kawałki małe, a w dużych — zarówno duże, jak i małe, wobec czego rozpiętość między wielkością poszczególnych kawałków w żeliwiakach o średnicach mniejszych jest mniejsza niż w żeliwiakach o średnicach większych.

Na podstawie wielkości, otrzymanych przy badaniu żeliwiaków, został wyprowadzony wzór na obliczenie ogólnego współczynnika przenosze-

nia ciepła¹⁴⁾, który uzależniłem od wyżej wspomnianych wielkości.

$$\alpha_0 = \frac{4,5 \cdot V_s^{0,4} \cdot l g (t_k - t_0)}{d^{0,815} \cdot D^{0,685}} \text{ kcal/m}^2 \text{ godz. } ^\circ\text{C.} \quad (17)$$

Średnią szybkość V_s przepływających spalin przy danej temperaturze ustalamy na podstawie następujących danych: wydajności żeliwiaka S kg/godz., ilości spalin S_p m^3 , otrzymanych ze spalania 1 kg węgla (koks), temperatury spalin na poziomie okna wsadowego t_s $^\circ\text{C}$, najwyższej temperatury spalania w strefie spalania żeliwiaka t_0 $^\circ\text{C}$ i przestrzeni międzykawałkowej wsadu metalowego f_w w stosunku do 1 m^2 przekroju żeliwiaka:

$$V_s = \frac{S \cdot S_p \cdot C_k \cdot T_s}{36 \cdot 10^4 \cdot 273 \cdot f_w} \text{ m/sek.} \quad (18)$$

lub za pomocą wzoru przybliżonego

$$V_s = \frac{P_z \cdot T_s}{60 \cdot 273 \cdot f_w} \text{ m/sek.} \quad (19)$$

$$T_s = \frac{t_k + t_p}{2} + 273 \quad (20)$$

S_p — obliczamy za pomocą równania (6) lub (6a). Wydajność żeliwiaka ustalamy drogą praktyki lub za pomocą wzoru:

$$S = \frac{6000 \cdot P_z}{4,45 \cdot C_k \cdot (2 - S_r)} \text{ kg/godz.} \quad (21)$$

$$C_k = \frac{K \cdot C}{100} \quad (21a)$$

P_z — rzeczywista ilość powietrza dmuchu w $\text{m}^3/\text{min.}$, C_k — rozchód węgla (koks) na 100 kg wsadu metalowego, K — rozchód koks na 100 kg wsadu metalowego i C — % zawartość węgla w koksie.

$$S_r = \frac{\text{CO}}{\text{CO}_2 - \text{CO}}$$

(CO i CO_2 — % zawartość tych składników w gazie żeliwiakowym).

f_w — powierzchnię międzykawałkową obliczamy w zależności od ciężaru m^3 wsadu metalowego γ_m kg/m^3

$$f_w = \left(1 - \sqrt[3]{\frac{\gamma_m^2}{388}}\right) \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} \text{ m}^2 \quad (22)$$

Dla ustalenia równoważnej średnicy d kanałów przepływowych przyjmujemy, że kostki metalu o wymiarze boku a układają się w idealny sposób w postaci kraty; przy takim ułożeniu równoważna średnica kanałów przepływowych d będzie się równała:

$$d = 0,876 \cdot a \text{ m} \quad (23)$$

¹⁴⁾ M. Czyżewski. Confirmation of coefficient of heat transfer a cupola and time required to heat and melt the metal. Rocznik Polskiej Akademii Nauk Technicznych, Warszawa 1946.

Dla kawałka o różnych wymiarach boków (a, b, c) przyjmujemy wymiar kawałka a_s jako średnią arytmetyczną z wymiarów wszystkich boków:

$$d = 0,876 \cdot \frac{a+b+c}{3} = 0,876 \cdot a_s \text{ m} \quad (24)$$

Przykład. Obliczyć współczynnik α_0 przenoszenia ciepła w żeliwiaku o średnicy wewnętrznej $D = 0,8$ m dla następujących warunków pracy: rzeczywista ilość powietrza dmuchu $P_z = 60 \text{ m}^3/\text{min}$, CO_2 w spalinach 15%, rozchód koksu K o zawartości 86% węgla wynosi 13%, temperatura spalin t_k na wysokości okna wsadowego osiąga 600°C , temperaturę w strefie spalania przyjmujemy jako wielkość stałą, równą 1650°C , wymiary największych ładowanych kawałków (a, b, c) wynoszą: 0,12; 0,15; 0,18 m,

o ciężarze 25 kg. 1 m^3 wsadu metalowego waży 2300 kg (γ_m).

Obliczenie. Ilość spalin z 1 kg węgla, wg równania (6a)

$$S_p = \frac{1,866 \cdot 100}{34,7 - 0,65 \cdot 15} = 7,5 \text{ m}^3/\text{kg}$$

Średnia temperatura spalin, wg równania (20):

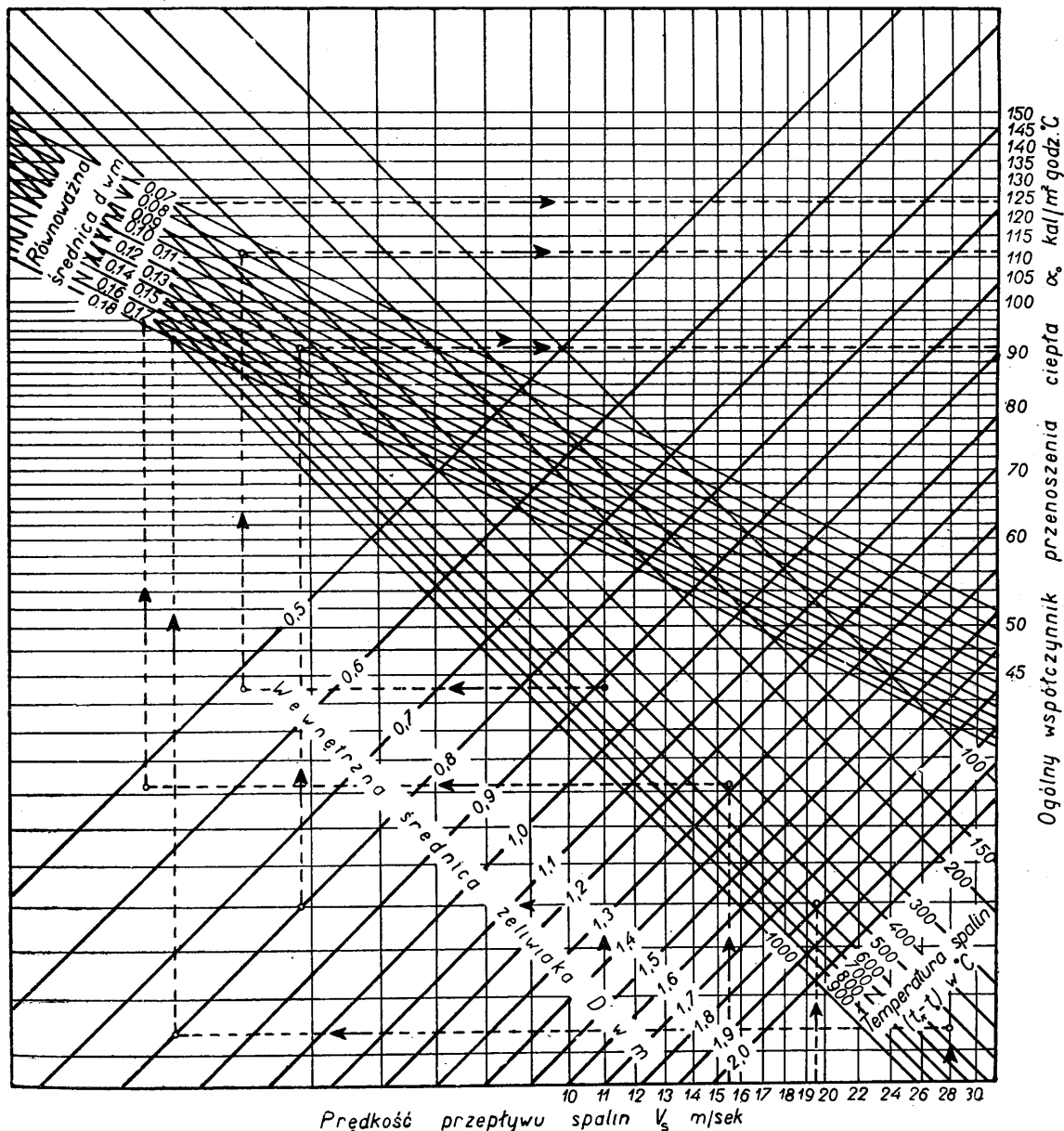
$$T_s = \frac{600 + 1650}{2} + 273 = 1398^\circ\text{K}$$

Wydajność żeliwiaka, wg równania (21):

$$S_r = \frac{34,7 - 1,65 \cdot 15}{34,7 - 0,65 \cdot 15} = 0,4, \text{ wg równania (8a)}$$

$$C_k = 13,86:100 = 11,2\%, \text{ wg równania (21a)}$$

$$S = \frac{6000 \cdot 60}{4,45 \cdot 11,2 \cdot (2 - 0,4)} = 4510 \text{ kg/godz.}$$



Rys. 2

Nomogram dla ustalenia ogólnego współczynnika przenoszenia ciepła w żeliwiaku.

Powierzchnia wolnego przekroju, wg równania (22):

$$f_w = \left(1 - \frac{\sqrt[3]{2 \cdot 3000^2}}{388}\right) \cdot \frac{\pi \cdot 0,8^2}{4} = 0,277 \text{ m}^2$$

Szybkość przepływających spalin:

$$V_s = \frac{4510 \cdot 7,5 \cdot 11,2 \cdot 1398}{36 \cdot 10^4 \cdot 273 \cdot 0,277} = 19,5 \text{ m/sek.}$$

Równoważna średnica kanałów przepływowych, wg równania (24):

$$d = 0,876 \cdot \frac{0,12 + 0,15 + 0,18}{3} = 0,131 \text{ m}$$

Ogólny współczynnik przenoszenia ciepła obliczamy wg równania (17).

Temperaturę ładowanego wsadu przyjmujemy równą 10°C.

$$\alpha_o = \frac{4,5 \cdot 19,5^{0,4} \lg(600 - 10)}{0,131^{0,315} \cdot 0,8^{0,685}} = \frac{A}{B}$$

$$\log \alpha_o = \log A - \log B$$

$$\log 4,5 = 0,653$$

$$0,4 \log 19,5 = 1,290 \cdot 0,4 = 0,516$$

$$\log \log 590 = \lg 2,771 = 0,443$$

$$\log A = 1,612$$

$$-0,315 \log 0,131 = 1,117 \cdot 0,315 = -0,278$$

$$-0,685 \log 0,8 = 1,903 \cdot 0,685 = -0,067$$

$$-\log B = -(-0,345)$$

$$\log \alpha_o = \log A - \log B = 1,957 \text{ stąd}$$

$$\alpha_o = 90,5 \text{ kcal/m}^2 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$$

W celu ułatwienia obliczenia α_o podajemy nomogram (rys. 2). Za pomocą tego nomogramu, dla naszego przykładu $V_s = 19,5$; $t_k - t_o = 590$; $D = 0,3$; $d = 0,131$; odczytujemy $\alpha_o \cong 90,5 \text{ kcal/m}^2 \text{ godz. } ^\circ\text{C}$.

Z podanego nomogramu widać, że — bio-

$$\frac{\alpha_o \cdot t_{sw} \cdot F_k}{60} = \frac{\alpha_o \cdot t_{sw} \cdot 2(ab + ac + bc)}{60} \text{ kcal/min.} \quad (26)$$

Z powyższego wynika, że kawałki metalu ogrzewają się do temperatury topności w ciągu

Dla kawałków płaskich:

$$m_1 = \frac{60 \cdot 7600 \cdot C_o^{tm} \cdot abc}{\alpha_o \cdot t_{sw} \cdot 2(ab + ac + bc)} = \frac{456000 \cdot C_o^{tm}}{\alpha_o \cdot t_{sw}} \cdot \frac{abc}{2(ab + ac + bc)} \text{ min.} \quad (27)$$

Dla prostopadłościów o podstawie kwadratowej:

$$m_2 = \frac{60 \cdot 7600 \cdot C_o^{tm} \cdot a^2 c}{\alpha_o \cdot t_{sw} \cdot 2(a^2 + 2ac)} = \frac{456000 \cdot C_o^{tm}}{\alpha_o \cdot t_{sw}} \cdot \frac{a^2 c}{2(a^2 + 2ac)} \text{ min.} \quad (28)$$

racz rzecz praktycznie — współczynnik przenoszenia ciepła w żeliwiaku, w zależności od średnicy żeliwiaka i warunków jego pracy, waha się w granicach od 45 do 140 kcal/m² godz. °C.

Otrzymane wielkości są na ogół większe od wielkości, otrzymywanych za pomocą wzorów Furnasa (3) i (4), a mniejsze od otrzymywanych za pomocą skorygowanego wzoru (5) tegoż autora.

Wg B. Kitajewa¹¹⁾ współczynniki przenoszenia ciepła w żeliwiaku na początku przebywania wsadu wynoszą 93, a przed topieniem 281 kcal/m² godz. °C. Niestety, nie podaje on sposobu ustalenia współczynnika.

3. Czas, potrzebny do ogrzania i stopienia metalu. Znając współczynnik przenoszenia ciepła α_o , można obliczyć czas, w ciągu którego kawałek surówki ogrzeje się do temperatury topności i stopi się w żeliwiaku.

Ustalmy przede wszystkim wpływ kształtu kawałków na czas, potrzebny do ogrzania do temperatury topności. Wymiary boków kawałków płaskich oznaczamy przez a, b, c (w m), prostopadłościów o podstawie kwadratowej, przez a, a, c, oraz sześciątów przez a.

Objętości poszczególnych kawałków (V_m) będą się równały: a b c, a² c i a³, w m³, a powierzchnie (F_k)—2 (a b + a c + b c), 2 (a² + 2a c) i 6 a², w m².

Znając objętość, ciężar właściwy (7, 6*) i pojemność cieplną surówki C_o^{tm} (np. 170 kcal/kg), obliczamy ilość ciepła, niezbędnego do ogrzania kawałków metalu do temperatury topności (1150°C).

$$Q_o^{1150} = a b c 7,6 C_o^{tm} \cdot 1000 \text{ kcal} \quad (25)$$

O ile ogólny współczynnik przenoszenia ciepła wynosi α_o kcal/m² godz. °C średnia zaś różnica temperatur między spalinami a wsadem metalowym t_{sw} , to w ciągu 1 min. metal może pobrać ciepła:

*) Przyjmujemy najwyższy ciężar właściwy surówki.

Dla sześciątów:

$$m_3 = \frac{60 \cdot 7600 \cdot C_o^{t_m} \cdot a^3}{\alpha_o \cdot t_{sw} \cdot 6a^2} = \frac{456000 \cdot C_o^{t_m}}{\alpha_o \cdot t_{sw}} \cdot \frac{a}{6} \text{ min.} \quad (29)$$

O ile mamy gęsi surówki o ciężarze 7,6 kg i wymiarach: a = 0,0125, b = 0,2 i c = 0,4 m, przy założeniu, że temperatura spalin t_k na poziomie okna wsadowego wynosi 400°C, a w strefie topienia 1600°C (t), temperatura ładowanego wsadu 20°C (t_o), temperatura topliwości ze-

liwa (t_m) 1150°C i pojemność cieplna surówki (C_o^{t_m}) 170 kcal oraz współczynnik przenoszenia ciepła 81,5 kcal/m² godz. °C, to przy średniej temperaturze między spalinami a wsadem metalowym, obliczonym wg wzoru przybliżonego:

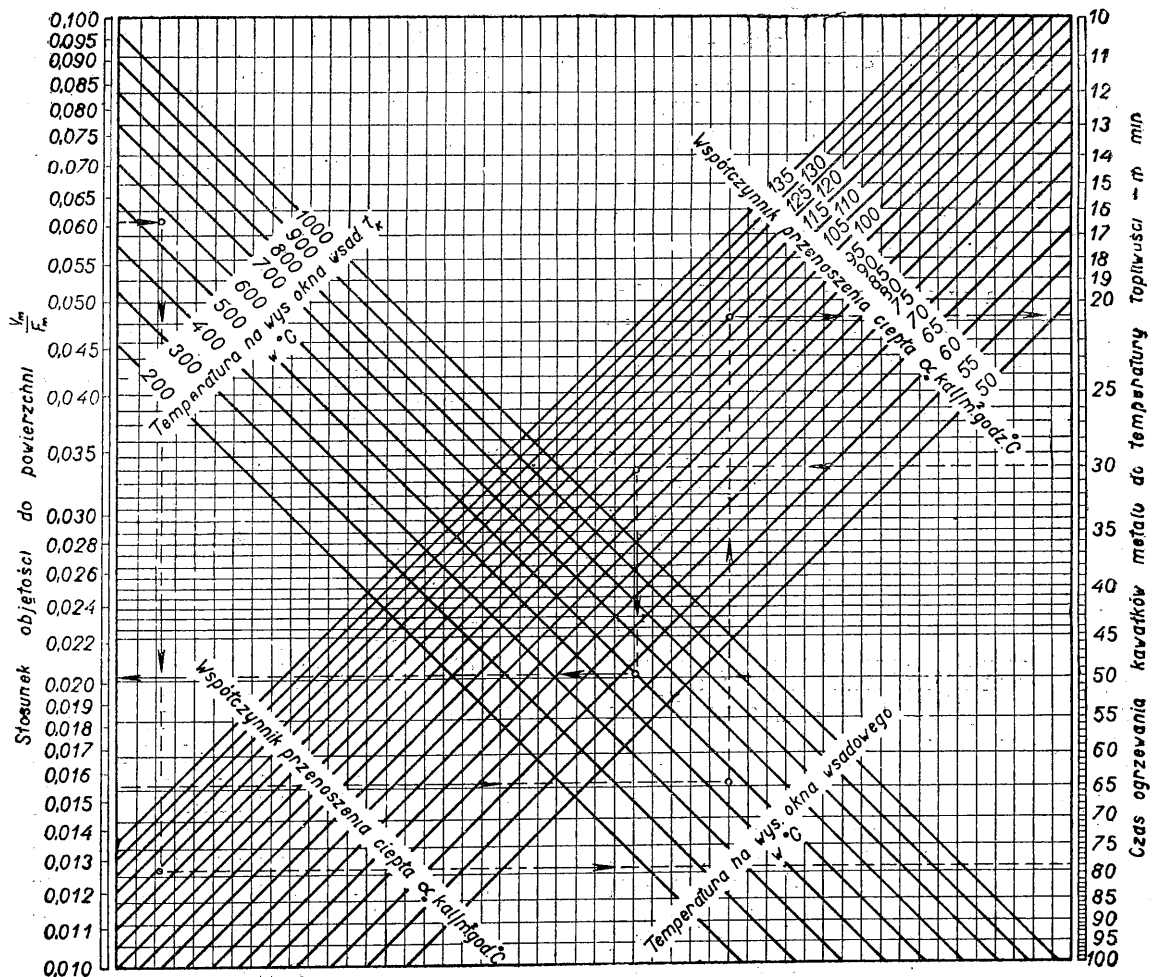
$$t_{sw} = \frac{(t_p - t_m) + (t_k - t_o)}{2} = \frac{(1600 - 1150) + (400 - 20)}{2} = 415^\circ\text{C}.$$

czas, potrzebny na ogrzanie kawałków surówki wynosi:

$$m_1 = \frac{60 \cdot 7600 \cdot 170 \cdot 0,0125 \cdot 0,2 \cdot 0,4}{81,5 \cdot 415 \cdot 2 \cdot (0,0125 \cdot 0,2 + 0,0125 \cdot 0,4 + 0,2 \cdot 0,4)} = 13 \text{ min.}$$

Obliczając w ten sam sposób m dla kawałków innych kształtów, o tym samym ciężarze, otrzymujemy czas, potrzebny do ogrzania pro-

stopadkościanu o podstawie kwadratowej o wymiarach 0,05 · 0,05 · 0,4 [równanie (28)], równy 27 min. (m₂), a dla sześcianu o wymiarach



Rys. 3

Nomogram do ustalenia w żeliwiaku czasu, potrzebnego do ogrzania metalu do temperatury topliwości.

0,1³ — 38 min. (m_s). Jak widzimy, 7,6 kg sześciian surówki ogrzewa się trzy $\left(\frac{38}{13}\right)$ razy dłużej niż kawałek płaski o tym samym ciężarze.

Gęsi surówki o ciężarze 27 kg i wymiarach 0,044 · 0,2 · 0,4 m ogrzewają się do temperatury topienia w tym samym czasie (38 min.) co sześciian o ciężarze 7,6 kg.

Z powyższych równań wynika, że czas ogrzania metalu do temperatury topliwości jest wprost proporcjonalny do stosunku objętości kawałka metalu (V_m) do jego powierzchni F_m

$$\frac{abc}{2(ab + ac + bc)} = \frac{V_m}{F_m} \quad (30)$$

Celem ułatwienia ustalenia czasu, potrzebnego do ogrzania kawałka metalu do temperatury topliwości, w zależności od współczynnika przenoszenia ciepła (α_o), temperatury spalin (t_k) oraz stosunku objętości kawałka do powierzchni $\left(\frac{V_m}{F_m}\right)$, został sporządzony nomogram (rys. 3). Nomogram ten jest właściwy przy założeniu, że temperatura w strefie topienia żeliwiaka wynosi (t_p) ok. 1680°C, temperatura topliwości surówki (t_m) ok. 1160°C i temperatura ładowanego wsadu (t_o) 20°C.

Czas, potrzebny do stopienia kawałków metalu, ogrzanych do temperatury topliwości, ustalamy za pomocą następującego wzoru: ¹⁴⁾

$$Z = \frac{60 \cdot C_z \cdot 7600 a}{2 \cdot \alpha_o^1 \cdot t_{pm}} \text{ min.} \quad (31)$$

t_p — temperatura w strefie topienia żeliwiaka, a t_m — temperatura topliwości żeliwa; t_{pm} = (t_p - t_m). Współczynnik przenoszenia ciepła α_o¹, gdy metal pobiera ciepło, już ogrzany do temperatury topliwości, będzie zawsze mniej lub więcej różnił się od α_o, współczynnika przenoszenia ciepła w okresie ogrzewania metalu, ponieważ w pierwszym przypadku kawałki metalu, ± przy stałej temperaturze, znajdują się w otoczeniu spalin o większej szybkości przepływu, spowodowanej wyższą ich średnią temperaturą. Poza tym na różnicę między α_o¹ a α_o może również wpłynąć różnica średnich temperatur między temperaturami wsadu a spalinami w okresie topienia (t_p - t_m) a w okresie ogrzewania (t_s - t_w).

Z równania (31) wynika, że kawałki surówki o kształcie sześciianu, ogrzane do temperatury topliwości, będą topiły się w czasie wprost proporcjonalnym do wymiaru boku (a); dla kawałków kształtu prostokątów, o dowolnych wymiarach i przy założeniu, iż liniowa szybkość topienia we wszystkich kierunkach prostokątnych do powierzchni kawałka jest wielkością stałą v = const. m/min., zamiast (a) podstawiamy wielkość, odpowiadającą wymiarowi najmniejszego boku kawałka.

Przykład. Obliczyć czas topienia w żeliwiaku o średnicy 0,8 m kawałka metalu o wymiarach: a b c = 0,0125 · 0,2 · 0,4 (ciężar 7,6 kg), ogrzanego do temperatury topliwości (np. do t_m = 1150°C). Temperatura spalin w strefie spalania wynosi ok. 1700°C; ciepło utajone topienia 25 kcal/kg; równoważna średnica kanałów, obliczona wg równania (24) d = 0,18; szybkość przepływających spalin 28 m/sek. Na podstawie powyższych danych odczytujemy z nomogramu (rys. 2) że ogólny współczynnik przenoszenia ciepła α_o¹ dla kawałków metalu, ogrzanego do temperatury topliwości, wynosi ok. 92 kcal/m² godz. °C.

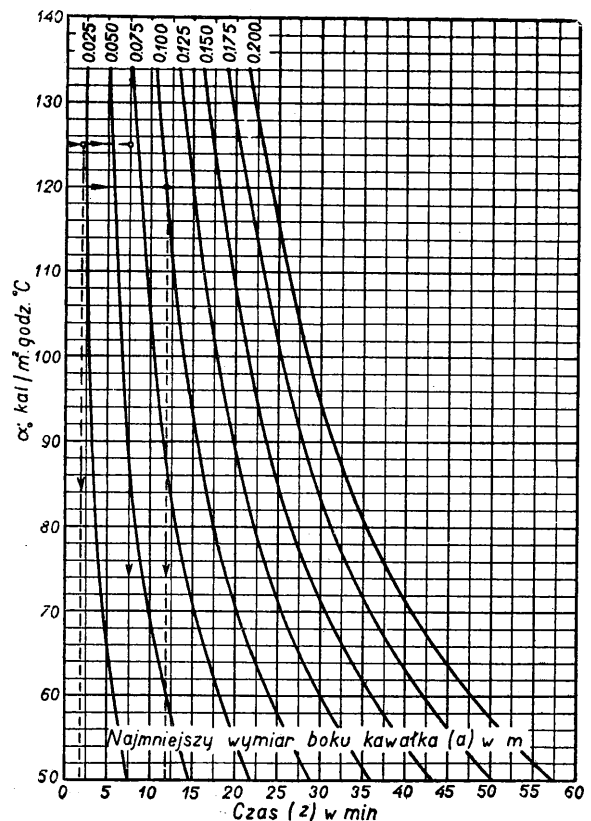
W drugim przypadku, korzystając z wykresu, t_k - t_o przyjmujemy równe t_p - t_m = 1700 - 1150 = 550°C.

Czas topienia wynosi:

$$z = \frac{60 \cdot 25 \cdot 7600 \cdot 0,125}{2,92 \cdot (1700 - 1150)} = \text{ok. } 1,4 \text{ min.}$$

Sześciian o boku 0,1 m i o ciężarze 7,6 kg stopi się w ciągu 9 min., a kawałki, np. 61 kg, o wymiarach 0,1 · 0,2 · 0,4, powinny stopić się w ciągu 12 min.

Dla ustalenia czasu, potrzebnego do stopienia metalu, został sporządzony nomogram (rys. 4). Nomogram ten jest właściwy dla następujących warunków pracy żeliwiaka: ciepło



Rys. 4

Nomogram do ustalenia w żeliwiaku czasu, potrzebnego do stopienia metalu, ogrzanego do temperatury topliwości.

utajone żeliwa (C_z) wynosi 70 kcal/kg, temperatura w strefie spalania (t_p) ok. 1650°C, temperatura topienia żeliwa (t_m) 1160°C.

Przykład. Dla danych warunków pracy żeliwiaka $\alpha_o^1 = 120$ kcal/m² godz.. Ustalić czas, potrzebny do stopienia kawałka o wymiarze 0,1 · 0,15 · 0,2 m.

W danym przypadku najmniejszy wymiar boku wynosi 0,1 m. Z wykresu (rys. 4) znajdujemy, że dla $\alpha_o^1 = 120$ i dla $a = 0,1$ czas topienia $z = 12,5$ min.

Sumując równania (31) i (27) otrzymujemy wzór na obliczenie ogólnego czasu (n), potrzebnego do ogrzania metalu do temperatury topienia i do stopienia tegoż:

$$n = m + z = 30 \cdot 7600 a \left(\frac{C_o^m \cdot bc}{\alpha_o t_{sw} (ab + ac + bc)} + \frac{C_z}{\alpha_o^1 \cdot t_{pm}} \right) \text{ min.} \quad (32)$$

Dzieląc równanie (27) przez równanie (31) i podstawiając α_o i α_o^1 z równania (17), otrzymujemy:

$$\frac{m}{z} = \frac{11,333 abc (t_p + 273)^{0,4} \lg (t_p - t_m) t_{pm}}{2a (ab + ac + bc) t_{sw} \cdot \left(\frac{t_p + t_k}{2} + 273 \right)^{0,4} \lg (t_k - t_o)} \quad (33)$$

Przyjmując jako wielkości stałe:

$$t_p = 1650; (t_p - t_m) = 1650 - 1150 = 500 \text{ i } t_{sw} = \frac{500 + t_k}{2},$$

$$\frac{m}{z} = \frac{V_m \cdot 8,68 \cdot 10^5}{F_m a (t_k + 500) (t_k + 2196)^{0,4} \lg (t_k - t_o)} \quad (34)$$

Stosunek czasu ogrzania metalu do czasu topienia jest — jak widzimy — zależny od stosunku objętości do powierzchni kawałków i temperatury spalin na poziomie okna wsadowego.

Nad ustaleniem czasu, potrzebnego do ogrzania i stopienia metalu w żeliwiaku, do 1939 r. przeprowadzono zaledwie kilka badań doświadczalnych, m. in. przez B. Osanna¹⁵⁾ i autora¹⁶⁾.

Wg doświadczenia B. Osanna¹⁵⁾ czas ogrzania gęsi surówki o powierzchni przekroju 0,08 x 0,08 m, w żeliwiaku o średnicy ok. 1 m, w zależności od rozchodu koksu, wahał się w granicach od 17 do 29 min., a czas topienia metalu, ogrzanego do temperatury topliwości, powinien wynosić ok. 3 min.

Wg obliczeń w myśl wzorów (28) i (31), na podstawie danych B. Osanna, czas ogrzania metalu winien wahać się w granicach 28—33 min., a czas topienia od 9 do 10 min.

Przetapiając w żeliwiaku, o średnicy wewnętrznej 0,5 m, kawałki surówki w kształcie sześciątów, o różnych wymiarach (30 — 130 mm), autor¹⁶⁾ ustalił, że czas ogrzania metalu do temperatury topliwości wahał się w granicach 22 — 23 min. a czas topienia 2 — 9 min. Wg obliczeń czas ogrzania, w zależności od wielkości kawałków, powinien wynosić 10—29 min., a czas topienia 1,8 — 8 min.

Z przytoczonych danych widzimy, że wielkości, uzyskane doświadczalnie, przy niektórych badaniach są zgodne z wielkościami, otrzymanymi obliczeniowo, natomiast przy innych badaniach rozbieżności między czasem, potrzebnym do ogrzania metalu, ustalonym doświadczalnie, a obliczonym, są b. znaczne; w szczególności należy to odnieść do kawałków najmniejszych 30 mm i największych 130 mm.

Co spowodowało w niektórych przypadkach niezgodność między wielkościami, ustalonymi doświadczalnie a obliczonymi, trudno na razie ustalić, posiadamy bowiem zbyt mało danych doświadczalnych. Możliwe jest także, że nie wszystkie czynniki pracy żeliwiaka, wpływające na współczynnik przenoszenia ciepła zostały wprowadzone do ustalonego przez nas równania. Niewyłączone jest także, iż może się okazać konieczność wprowadzenia niektórych zmian postaci pewnych funkcji do równań, określających czas, potrzebny do ogrzania i topienia metalu.

Co spowodowało w niektórych przypadkach niezgodność między wielkościami, ustalonymi doświadczalnie a obliczonymi, trudno na razie ustalić, posiadamy bowiem zbyt mało danych doświadczalnych. Możliwe jest także, że nie wszystkie czynniki pracy żeliwiaka, wpływające na współczynnik przenoszenia ciepła zostały wprowadzone do ustalonego przez nas równania. Niewyłączone jest także, iż może się okazać konieczność wprowadzenia niektórych zmian postaci pewnych funkcji do równań, określających czas, potrzebny do ogrzania i topienia metalu.

4. Zastosowanie praktyczne. Nasuwa się pytanie, czy ustalone przez nas wzory mogą być wykorzystane w praktyce odlewniczej, czy też przedstawiają tylko rozważania teoretyczne? Sądzę, że obliczenie czasu, potrzebnego do ogrzania metalu w znacznej mierze ułatwi ustalenie optymalnych warunków pracy żeliwiaka.

Nie wchodząc w niniejszej pracy w szczegółowe omówienie wszystkich możliwości kierowania pracą żeliwiaka na podstawie czasu, potrzebnego do stopienia metalu, zobrazujemy na

¹⁵⁾ B. Osanna, Metallurgische Beiträge zur Kenntnis der Kupolofenvorgänge. Die Giesserei 1931, str. 809.

¹⁶⁾ M. Czyżewski, Próby prowadzenia żeliwiaka na namiarach o różnych własnościach fizycznych. „Hutnik“ 1936 r.

kilku przykładach, jakie praktyczne wnioski możemy wysnuć, znając czas przebywania metalu w stanie stałym w żeliwiaku.

Początek i koniec topienia metalu na wysokości nad poziomem dysz. Ogólne wzory do obliczenia wysokości l_p nad poziomem dysz, na której rozpoczyna się topienie i wysokości l_k nad poziomem dysz, na której następuje koniec topienia, będą następujące:

$$l_p = h_u - \frac{m r}{F} \cdot \left(\frac{100}{\gamma_m \cdot K} + \frac{1}{\gamma_k} \right) m \quad (35)$$

$$l_k = h_u - \frac{n r}{F} \cdot \left(\frac{100}{\gamma_m \cdot K} + \frac{1}{\gamma_k} \right) m \quad (36)$$

r — ilość koksu spalonego w ciągu 1 min., F — wewnętrzny przekrój żeliwiaka na poziomie dysz w m^2 , h_u — wysokość użyteczna żeliwiaka w m , K — rozchód koksu w %, w stosunku

do wsadu metalowego, γ_m — ciężar $1 m^3$ wsadu metalowego, γ_k — ciężar $1 m^3$ koksu wsadowego.

W żeliwiaku o średnicy 0,52 m (powierzchnia przekroju 0,212 m^2) i wysokości użytecznej 1,9 m, metal przetapia się w kawałkach największych o wymiarach 0,07 · 0,08 · 0,2 m (o ciężarze 8,5 kg) i najmniejszych 0,02 · 0,05 · 0,08 m (o ciężarze 0,6 kg). Rzeczywista ilość powietrza dmuchu wynosiła 12,3 $m^3/min.$, zawartość CO_2 w spalinach 12,5%, przy 11% rozchodzie koksu o zawartości 85% węgla.

Temperatury: $t_k = 560^\circ C$, $t_p = 1650^\circ C$, $t_m = 1170^\circ C$ i $t_o = 20^\circ C$. Średnia szybkość przepływu spalin wynosiła 11 $m/sec.$, a w strefie spalania 15,5 $m/sec.$ Ciepło utajone topienia przyjmujemy równe 30 $kcal/kg$, a ciepło ogrzania do temperatury topliwości 170 $kcal/kg$.

Średnia równoważna średnica kanałów przepływowych:

$$d = 0,876 \cdot \frac{0,07 + 0,08 + 0,2 + 0,02 + 0,05 + 0,08}{6} \cong 0,08 m$$

Z nomogramu (rys. 2) znajdujemy α_o dla $t_k - t_o = 560 - 20 = 540^\circ C$ i $V_s = 11 m/sec.$
 $\alpha_o = 111 kcal/m^2 \text{ godz. } ^\circ C$,
 a α_o^1 dla $t_p - t_m = 1650 - 1170 = 480^\circ C$

i $V_s = 15,5 m/sec.$

$$\alpha_o^1 = 124 kcal/m^2 \text{ godz. } ^\circ C$$

Z rys. 3 ustalamy czas ogrzania. Dla kawałków większych:

$$V_m : F_m = (0,07 \cdot 0,08 \cdot 0,2) : 2 \cdot (0,07 \cdot 0,08 + 0,07 \cdot 0,2 + 0,08 \cdot 0,2) = 0,0155$$

przy $t_k = 560$ i $\alpha_o = 111$

$$m_1 \cong 21 \text{ min.}$$

Dla kawałków mniejszych:

$$V_m : F_m = (0,02 \cdot 0,05 \cdot 0,08) : 2 \cdot (0,02 \cdot 0,05 + 0,02 \cdot 0,08 + 0,05 \cdot 0,08) = 0,0061$$

Za pomocą nomogramu (rys. 3) można ustalić bezpośrednio czas, potrzebny do ogrzania kawałków, posiadających stosunek V_m do F_m w granicach 0,01 — 0,1. Ponieważ w przytoczonym przykładzie mamy ten stosunek równy 0,0061, znajdujemy czas ogrzania dla stosunku 10-krotnie większego, czyli dla 0,061. Dla tego stosunku odczytujemy na wykresie czas, równy 79 min. Podzieliwszy tę wielkość przez 10, otrzymujemy:

$$m_2 \cong 8 \text{ min.}$$

Z rys. 4 znajdujemy czas topienia. Dla ka-

wałków większych, przy $a = 0,07$ i $\alpha_o^1 = 124$:

$$z_1 = 7,5 \text{ min.}$$

Dla kawałków mniejszych, przy $a = 0,02$ i $\alpha_o^1 = 124$:

$$z_2 \cong 2 \text{ min.}$$

Czas, potrzebny do ogrzania i stopienia kawałków większych:

$$n = 21 + 7,5 = 28,5 \text{ min.},$$

a kawałków mniejszych:

$$n = 8 + 2 = 10 \text{ min.}$$

Ilość powietrza do spalania 1 kg koksu:

$$\text{wg równania (8a) } S_r = \frac{34,7 - 1,65 CO_2}{34,7 - 0,65 CO_2} = \frac{34,7 - 1,65 \cdot 12,5}{34,7 - 0,65 \cdot 12,5} = 0,53$$

$$L_k = \frac{4,45 \cdot (2 - S_r) \cdot C}{100} = 4,45 \cdot (2 - 0,53) \cdot 0,85 = 5,56 m^3/kg \quad (37)$$

Ilość koksu spalonego w ciągu 1 min.:

$$r = \frac{12,3}{5,56} = 2,2 \text{ kg/min.}$$

Ciężar $1 m^3$ metalu $\gamma_m = 2450 \text{ kg}$; ciężar $1 m^3$ koksu $\gamma_k = 475 \text{ kg}$. Podstawiając znalezione

wielkości do równań (35) i (36), otrzymujemy, że kawałki większe zaczynają się topić na wysokości:

$$l_p = 1,9 - \frac{21 \cdot 2,2}{0,212} \cdot \left(\frac{100}{2450 \cdot 11} + \frac{1}{475} \right) = 0,64 m$$

nad poziomem dysz, a koniec topienia następuje na wysokości:

$$l_k = 1,9 - \frac{28,5 \cdot 2,2}{0,212} \cdot \left(\frac{100}{2450 \cdot 11} + \frac{1}{475} \right) = 0,19 \text{ m}$$

nad poziomem dysz.

Obliczając w ten sam sposób początek i koniec topienia kawałków mniejszych, znajdujemy, że topienie może rozpocząć się na wysokości 1,44 m nad poziomem dysz, a ukończyć się na wysokości 1,3 m nad poziomem dysz.

Nie wchodząc w to, czy początek topienia na wysokościach nad poziomem dysz, przez nas ustalonych, jest korzystny, czy też przeciwnie, na razie stwierdzamy tylko, że w danym przypadku stopień przegrzania i nawęglania (wzgl. odwęglania) i nasiarczania oraz wypalania składników wsadu metalowego będzie się znacznie różnił przy topieniu kawałków dużych i małych, ponieważ kropelki metalu płynnego, powstałe z kawałków większych, znajdują się w styczności z koksem i gazami średnio krócej niż powstałe z kawałków małych.

Największy kawałek metalu, jaki można stopić w żeliwiaku. Ustalić, jaki największy kawałek możemy przetopić w żeliwiaku o średnicy 0,8 m, wysokości użytecznej 4,5 m, wydajności 3600 kg/godz., temperaturze spalin na wysokości okna wsadowego $t_k = 600^\circ\text{C}$, rzeczywistej ilości powietrza dmuchu $P = 96 \text{ m}^3/\text{min. m}^2$, $\gamma_m = 2200 \text{ kg/m}^3$, $\gamma_m = 450 \text{ kg/m}^3$ zawartość CO_2 w spalinach 15%, rozchód koksu o zawartości 86% C wynosi 13%; spalność redukcyjna, obliczona wg równania (8a) wynosi 0,4. Szybkość przepływających spalin 19,5 m/sek, a w strefie spalania 27 m/sek.

$$L_k = 4,45 \cdot (2 - 0,4) \cdot 0,86 = 6,12 \text{ m}^3/\text{kg koksu.}$$

Przyjmujemy, że topienie metalu powinno być ukończone na wysokości 400 mm nad poziomem dysz; przy takim założeniu wysokość słupa materiałów wsadowych będzie się równała: $4,5 - 0,4 = 4,1 \text{ m}$.

Obliczamy za pomocą wzoru (1) czas przebywania wsadu w żeliwiaku:

$$n = \frac{4,1 \cdot 6,12}{93} : \left(\frac{100}{13 \cdot 2200} + \frac{1}{450} \right) = 45 \text{ min.}$$

Stosunek czasu ogrzewania do temperatury topliwości do czasu, potrzebnego do stopienia, dla temperatury $t_k = 600^\circ\text{C}$, wg równania (34) wynosi:

$$\frac{m}{z} = \frac{V_m \cdot 11,95}{F_m \cdot a}$$

$$\text{ponieważ dla sześcianów } \frac{V_m}{F_m} = \frac{a}{6},$$

więc

$$\frac{m}{z} = \frac{11,95}{a} \cdot \frac{a}{6} = \frac{11,95}{6} \quad (38)$$

Po wyeliminowaniu z powyższego równania z, wiedząc, że $z = n - m$, otrzymujemy:

$$m = \frac{11,95 \cdot n}{6 + 11,95} = \frac{11,95 \cdot n}{17,95} \text{ min.} \quad (39)$$

Dla naszego przykładu $n = 45 \text{ min.}$, wobec czego:

$$m = \frac{11,95 \cdot 45}{17,95} = 30 \text{ min.}$$

Z nomogramu (rys. 2) znajdujemy, że dla $t_k = 600^\circ\text{C}$, $D = 0,8$ i $V_s = 19,5 \text{ m/sek}$, współczynnik α_o , w zależności od wielkości kawałków, waha się \pm w granicach od 80 do 110; przyjmujemy średnią, równą 95.

Za pomocą nomogramu (rys. 3) ustalamy, że dla $m = 30$, $\alpha_o = 95$ i $t_k = 600^\circ\text{C}$, stosunek $V_m : F_m \cong 0,02$; dla sześcianów wymiar boku wynosi $a_m = 0,02 \cdot 6 = 0,12 \text{ m}$.

Sprawdzenie czasu, potrzebnego do ogrzania do temperatury topliwości sześcianu o wymiarze boku 0,12 m:

Dla $V_s = 19,5$, $t_k = 600$, $D = 0,8$ oraz wg równania (23) $d = 0,876 \cdot 0,12 = 0,105$; współczynnik $\alpha_o = 96$, odczytujemy z nomogramu (rys. 2).

Czas ogrzania znajdujemy za pomocą nomogramu (rys. 3) dla: $V_m : F_m = 0,02$, $\alpha_o = 96$ i $t_k = 600^\circ\text{C}$

$$m = 30 \text{ min.}$$

Czas, potrzebny do stopienia ogrzanych do temperatury topliwości kawałków surówki w kształcie sześcianów, ustalamy z nomogramu (rys. 4), dla: $a_m = 0,12 \text{ m}$, oraz $\alpha_o^1 = 107$ (z rys. 2, dla $V_s = 27$, $t_k = 1650 - 1150 = 500^\circ\text{C}$ i $d = 0,105$):

$$z = 15 \text{ min.}; n = 30 + 15 = 45 \text{ min.},$$

co w zupełności zgadza się z założeniem.

Ustalmy teraz, jakie największe kawałki w kształcie prostopadłościanów można ładować do żeliwiaka bez obawy otrzymania żeliwa zbyt zimnego.

Aby kawałki ogrzały się i stopiły w określonym czasie, stosunek $V_m : F_m$ powinien być równy 0,02, a więc — jak wynika z wyprowadzonego wzoru — kawałki o rozmaitych wymiarach, posiadające ten stosunek, powinny ogrzać się i stopić w ciągu ok. 45 min.

Zależność między stosunkiem objętości kawałków do powierzchni, a wymiarami boków prostopadłościanów, powinna być następująca:

$$\frac{V_m}{F_m} = \frac{a_m}{6} = \frac{a \cdot b \cdot c}{2(a \cdot b + a \cdot c + b \cdot c)} \quad (40)$$

O ile mamy gęsi surówki o wymiarach 2 boków $a \cdot b = 0,08 \cdot 0,09$, największy kawałek wi-

nien posiadać taką długość c , aby zadośćuczynił równaniu (40), przy czym $c \leq \frac{D}{2}$

$$c \leq \frac{2ab a_m}{6} : (ab - \frac{2a a_m}{6} - \frac{2b a_m}{6}) \quad (41)$$

Wstawiając do powyższych równań założone przez nas wielkości, znajdujemy, że dla

$$\frac{a_m}{6} = 0,02:$$

$$c = 0,72 \text{ m.}$$

$$\text{Sprawdzenie: } \frac{V_m}{F_m} = \frac{0,08 \cdot 0,09 \cdot 0,4}{2 \cdot (0,08 \cdot 0,09 + 0,08 \cdot 0,4 + 0,09 \cdot 0,4)} = 0,019$$

$$\text{Z rys. 2 znajdujemy } \alpha_o \text{ i } \alpha_o^1 \text{ dla } d = \frac{0,08 + 0,09 + 0,4}{3} = 0,18$$

$$\alpha_o = 80; \alpha_o^1 = 90.$$

Z rys. 3 odczytujemy czas ogrzania:

$$n = 33 + 13 = 46 \text{ min. (różnica z założeniem 1 min.)}$$

Nie ulega wątpliwości, że można stopić i znacznie większe kawałki, jednakże temperatura przegrzania żeliwa może być niewystarczająca dla danego rodzaju odlewów.

Zmiana warunków pracy żeliwiaka, w zależności od wielkości kawałków wsadu metalowego. W żeliwiaku, o wymiarach podanych w poprzednim przykładzie, pragniemy przetopić 38 kg kawałków metalu o wymiarach: 0,10 x 0,125 x 0,4. Ustalić, jakie powinny być warunki pracy żeliwiaka.

Czas, potrzebny do ogrzania i stopienia metalu ustalamy za pomocą nomogramów dla następujących danych:

$$V_m : F_m = 0,005 : 0,2 = 0,025; t_k = 600^\circ\text{C};$$

$$V_s = 19,5 \text{ m/sek}$$

$$d = 0,876 \cdot \frac{0,10 + 0,125 + 0,4}{3} = 0,18$$

$$t_p = 1650^\circ\text{C}; t_m = 1150^\circ\text{C}$$

$$V_s^1 \text{ (w strefie topienia)} = 27 \text{ m/sek.}$$

Z rys. 2 znajdujemy, że $\alpha_o = 82$, a $\alpha_o^1 = 92$ kcal/m² godz. °C; z rys. 3 i 4 odczytujemy, że $m = 40$ min., a $z = 16$ min., czyli $n = 40 + 16 = 56$ min.

Z równania (1) wynika, że przedłużenie czasu (n) przebywania wsadu metalowego w żeliwiaku można osiągnąć kilkoma sposobami:

1) ustalając ilość powietrza dmuchu w zależności od rozchodu koksu¹⁸⁾;

2) zwiększając rozchód koksu i ustalając taką ilość powietrza dmuchu, aby zadośćuczynić warunkom równania (1);

Ponieważ c nie powinno być większe od $\frac{D}{2} = 0,4$, ze względu na zabezpieczenie przed zawieszeniem się wsadu, możemy przyjąć, że:

$$c = 0,4.$$

Do żeliwiaka o danych warunkach pracy i danej wysokości można ładować kawałki o następujących największych wymiarach i ciężarze:

$$0,08 \cdot 0,09 \cdot 0,4 \cdot 7600 = 22 \text{ kg}$$

$m = 35$ min., czas topienia z rys. 4, dla $a = 0,08$, wyniesie $z = 13$ min., czyli

3) pozostawiając bez zmiany rozchód koksu, zmniejszamy odpowiednio ilość powietrza dmuchu.

Należy jednak pamiętać o tym, że zmniejszając ilość dmuchu powietrza, o ile ilość ta była przed tym racjonalnie ustalona, można spowodować obniżenie temperatury przegrzania żeliwa. Regulowania więc czasu przebywania wsadu w żeliwiaku zmniejszaniem ilości powietrza dmuchu należy dokonywać tylko w tym przypadku, gdy nie jest wymagana wysoka temperatura przegrzania żeliwa.

Sposób 1. Wstawiając do równania (1) ilość powietrza dmuchu z równania (42)¹⁸⁾ i L_k z równania (7):

$$P = \frac{K \cdot \gamma_m (2 - S_p) \cdot 4,45 \cdot C}{1870 \cdot g^{0,0698} \cdot 100} \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ min.} \quad (42)$$

gdzie przez g oznaczono wagę kawałków metalu w kg, a C — % zawartość węgla w koksie, otrzymujemy:

$$n = \frac{1870 \cdot h_u \cdot \gamma_k \cdot g^{0,0698}}{100 \cdot \gamma_k + K \cdot \gamma_m} \text{ min.} \quad (43)$$

$$K = \frac{\gamma_k \cdot (1870 \cdot h_u \cdot g^{0,0698} - 100 \cdot n)}{n \cdot \gamma_m} \% \quad (44)$$

Dla naszego przykładu czas (n) przebywania wsadu powinien wynosić 56 min., czyli:

$$K = \frac{450 \cdot (1870 \cdot 4,1 \cdot 1,29 - 100 \cdot 56)}{56 \cdot 2200} = 15,7\%$$

¹⁸⁾ M. Czyżewski. Optimum Blast Volume for Cupola Practice. Foundry Trade Journ. Vol. 61, Nr 1195 z 1939 r., str. 23.

Aby ustalić ilość powietrza dmuchu wg równania (42), trzeba znać % zawartość CO₂ w spalinach lub spalność redukcyjną (S_r), która zmienia się wraz ze zmianą rozchodu koksu. Dla ustalenia spalności redukcyjnej posługujemy się wzorem, podanym przez H. Jungblutha¹⁹⁾

$$\eta_v = \frac{386,5}{\frac{K \cdot C}{1,0}} + 15\% \quad (45)$$

gdzie η_v oznacza stopień spalania (% ilość węgla, spalonego na CO₂), K — rozchód koksu i C — % zawartość węgla w koksie. Ponieważ S_r jest częścią węgla, spalonego na CO, więc:

$$S_r = 1 - \frac{\eta_v}{100} = 1 - \left(\frac{386,5}{K \cdot C} + \frac{15}{100} \right) = 0,85 - \frac{386,5}{K \cdot C} \quad (46)$$

Wstawiając do tego równania rozchód koksu i % zawartość węgla w koksie, otrzymujemy:

$$S_r = 0,85 - \frac{386,5}{15,7 \cdot 86} = 0,56$$

Mamy wszystkie dane do obliczenia powietrza dmuchu wg równania (42)

$$P = \frac{15,7 \cdot 2200 \cdot (2 - 0,56) \cdot 4,45 \cdot 86}{1870 \cdot 1,29 \cdot 100} = 79 \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ min.}$$

Sprawdzenie wg równania (1):

$$n = m + z = \frac{4,1 \cdot (2 - 0,56) \cdot 4,45 \cdot 0,86}{79} : \left(\frac{100}{15,7 \cdot 2200} + \frac{1}{450} \right) = 56 \text{ min.}$$

Zmniejszenie ilości powietrza dmuchu prawie o 18% w porównaniu z przykładem poprzednim powinno spowodować obniżenie temperatury przegrzania żeliwa. Większy rozchód koksu przyczyni się jednak częściowo do sparaliżowania wpływu dmuchu powietrza na obniżenie temperatury.

Sposób 2. Aby nie zachodziła konieczność obniżania ilości powietrza dmuchu w takim stopniu, jak to wynikało z poprzedniego obliczenia, ustalamy przypuszczalny rozchód koksu na 18%. Za pomocą równania ustalamy taką ilość powietrza dmuchu, aby czas przebywania wsadu metalowego wynosił 56 min.

$$P = \frac{4,1 \cdot (2 - 0,6) \cdot 4,45 \cdot 0,86}{56} : \left(\frac{100}{18 \cdot 2200} + \frac{1}{450} \right) = 83 \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ min.}$$

Przy takich warunkach pracy żeliwiaka, pomimo że ilość powietrza dmuchu jest nieco za mała, duży nadmiar koksu gwarantuje dostateczną temperaturę przegrzania żeliwa.

Sposób 3. Rozchód koksu pozostawimy bez zmiany (K = 13%). Ilość powietrza dmuchu powinna być równa:

$$P = \frac{4,1 \cdot 6,2}{56} : \left(\frac{100}{13 \cdot 2200} + \frac{1}{450} \right) = 79 \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ min.}$$

Przy takiej ilości powietrza dmuchu i takim rozchodzie koksu można prowadzić żeliwiak tylko w tym przypadku, gdy temperatura przegrzania żeliwa nie przekracza 1300°C.

Poza przytoczonymi przykładami, znając czas, potrzebny do ogrzania i stopienia metalu, możemy dokładnie ustalić następujące wielkości: wysokość użyteczną żeliwiaka w zależności od przyjętej temperatury spalin na wysokości okna wsadowego i optymalną ilość powie-

trza dmuchu, co jest rzeczą b. ważną, zwłaszcza dla żeliwiaków, przeznaczonych do produkcji żeliwa wysokojakościowego. Poza tym można ustalić obliczeniowo jaką temperatura ma być na wysokości okna wsadowego, w zależności od warunków pracy żeliwiaka. Wreszcie można będzie podać ogólne równanie, charakteryzujące zależność głównych wymiarów i czynników, wchodzących w grę przy pracy żeliwiaka. Wszystko to razem wzięte powinno umożliwić świadome kierowanie biegiem żeliwiaka i otrzymywanie pożądaných wyników bez większych trudności, co dotychczas nie zawsze się udawało.

Czy ustalone zależności będą ważne dla wszystkich przypadków pracy żeliwiaka, trudno na razie powiedzieć, posiadamy bowiem zbyt mało danych doświadczalnych, w literaturze zaś prawie nie ma prac badawczych, w których byłyby podane wszystkie wielkości, niezbędne do sprawdzenia rozpatrzonych w niniejszej pracy wzorów.

¹⁹⁾ H. Jungbluth. Die Gesetze des Kupolofenschmelzens. Die Giesserei 1939, str. 113.

Inż. GABRIEL KNIAGININ
Politechnika Śląska

Formowanie w cemencie

Opis sposobów formowania w cemencie: 1) Randupsona, 2) Goedela, 3) Ingendhala, 4) Gaebela. Stosując jeden z powyższych sposobów możemy otrzymywać wysokojakościowe i skomplikowane odlewy. Koszt takiego odlewu jest niższy niż formowanego w piasku. Odlewnia, pracująca na cement, wymaga b. małych wkładów na urządzenia w porównaniu do takiej samej odlewni, pracującej w piasku.

Urządzenia większości naszych odlewni są b. przestarzałe. Na to, by je zmodernizować, trzeba by zainwestować ogromne kapitały na wykonanie specjalnych suszarni, urządzeń do przygotowania i transportu piasku, a dla produkcji seryjnej — maszyn formierskich, transporterów do skrzyń formierskich, maszyn do wykonywania rdzeni, sprężarek powietrznych itp. W związku z tym powstaje pytanie, dlaczego nie staramy się wprowadzić na szeroką skalę nowoczesnego i równocześnie nie wymagającego prawie żadnych urządzeń „formowania w cemencie“.

Odlew, wykonany w cemencie, jest znacznie tańszy niż w piasku, wg inż. J. Vorlicka*) o 19%. Autor tego artykułu zaznacza, że są to wyniki z początkowej fazy produkcji; sądzi on, że z czasem rezultaty będą jeszcze korzystniejsze. Nie każdy wprawdzie odlew nadaje się do formowania w cemencie, jednakże większość może być w ten sposób wykonywana. Znane są odlewnie we Francji, Niemczech i Ameryce, które w 100% pracują w cemencie. Należy stwierdzić, że sposób formowania w cemencie jest w Polsce od dawna znany. Pierwsza wprowadziła go — na długo przed wojną — Huta Bankowa do odlewów stalowych. W innych odlewniach, przede wszystkim żeliwa, stosowany jest mało. Odlewni, pracującej wyłącznie na cement, nie ma u nas. Huta „Zabrze“, która dotychczas tylko częściowo pracuje na cement, robi próby, by jedną ze swych odlewni przerzucić wyłącznie na ten sposób formowania.

Opiszę tu różne sposoby formowania w cemencie.

1) Formowanie w cemencie bezskrzynkowe (patent Duranda, sposób Randupsona).

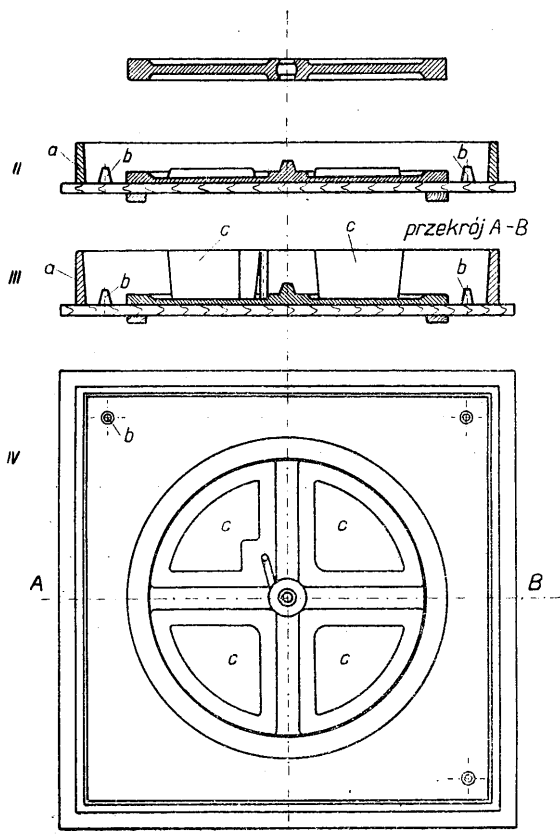
a) Masa cementowa do formowania. Najlepsze wyniki osiągnięto, używając piasku kwarcowego (najkorzystniej — rzeczno), o następujących właściwościach: wielkość żadnego z ziarn nie ma przekraczać ϕ 0,45 mm; 75% ziarn powinna posiadać ϕ od 0,2 do 0,3 mm; 25% ϕ od 0,15 do 0,08 mm; poniżej ϕ 0,08 mm może mieć tylko minimalna ilość ziarn (nie więcej niż 5%), a to ze względu na przepuszczalność piasku. Piasek ten nie

powinien zawierać gliny i węgla brunatnego, które wpływają ujemnie na wiążące własności cementu. Cementu portlandzkiego dodajemy w ilości 12 — 15%. Piasek kwarcowy o naturalnej wilgotności, mieszamy z cementem w mieszalniku, najlepiej łopatkowym. Wody dodajemy w zależności od posiadanej już wilgotności, uzupełniając ją do 5 — 8%, tak by masa była dobra do formowania, tzn. zachowywała nadany jej kształt i posiadała odpowiednią wytrzymałość. Przepuszczalność takiej masy cementowej wynosi ok. 100 cm³/cm³/min., wytrzymałość jej po 24 godz. 3 kg/cm², a jej wytrzymałość w stanie surowym 0,12 kg/cm². Masa ta musi być prędko użyta do formowania, gdyż cement po 4 godz. już wiąże. Masę cementową przygotowuje się jednakowo dla wszystkich sposobów formowania w cemencie.

b) Wykonanie modeli. Dla formowania bezskrzynkowego muszą być wykonane płyty modelowe (rys. 1). Zamiast skrzyki formierskiej stosujemy drewnianą ramkę (rys. 1a), którą po zaformowaniu i wyjęciu modelu usuwamy. Aby wyciągnąć model musimy formę wraz z płytą modelową obrócić o 180°. Wobec tego, że zaraz po zaformowaniu masa cementowa posiada niską wytrzymałość, należy przed obróceniem formy dać specjalną płytę drewnianą, zwaną spodniarką (rys. 2a) i złączyć ją z płytą modelową. Po wyjęciu modelu i usunięciu ramki forma — do chwili całkowitego związania cementu — pozostaje na spodniarce. Płytę modelową wykonywamy z drzewa, a sam model z drzewa lub z lekkiego metalu, by całość była lekka i dzięki temu można było pracować bez suwnicy. Jest to jedna z zalet tego sposobu formowania. Wskazane jest pomalować model specjalnym lakierem, odpornym na cement. Dla właściwego złożenia formy robi się „zamki“, albo też daje się (rys. 1b) stożkowe „marki“, do których wstawia się następnie rdzenie. Są one prowadzeniem formy.

c) Wykonanie formy. Do ramki na płytę modelową (rys. 2) wysypuje się masę cementową, którą należy lekko ubić. Dla większej wytrzymałości formę wzmacnia

*) Ing. J. Vorliczek. Hutnické Listy z 1947 r., Nr 10.

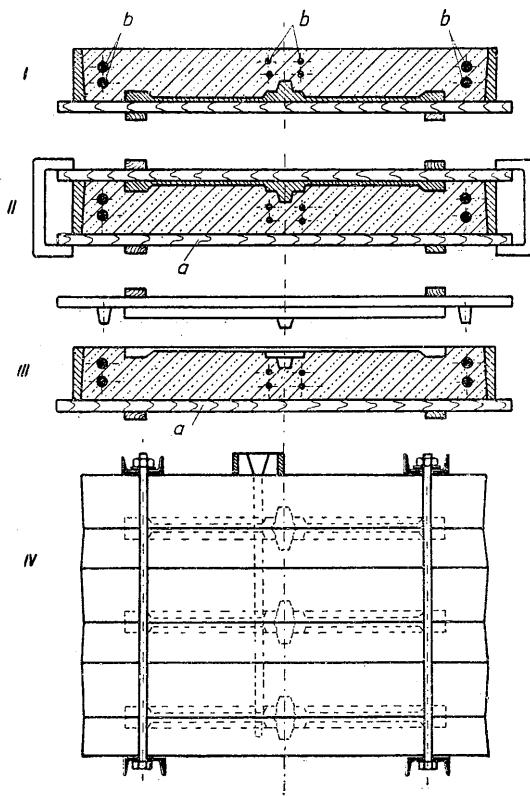


Rys. 1

Płyta modelowa do formowania bezskrzynkowego wg sposobu Randupsona.

- I. Przedmiot formowany. II. Płyta modelowa dolna.
- III. Płyta modelowa górna. IV. Widok z góry na płytę modelową górną.

się żelaznymi prętami, jak przy żelbecie (rys. 2b). Ponieważ forma taka jest mało podatna, robi się — o ile kształt odlewu tego wymaga — specjalne wyjęcia (rys. 1c), wskutek czego opór formy maleje, a odlew — kurcząc się — nie pęka. Formy — na ogół — nie wymagają naprawy, jednakże naprawiane być mogą. Masa cementowa, użyta do naprawy formy, musi być wilgotniejsza niż ta sama masa do formowania. Formę należy naprawiać w stanie surowym. Sposób skręcania form do lania pokazano na rys. 2 IV. Jest to sposób „łania w stosach“, który najczęściej stosuje się przy formowaniu bezskrzynkowym. Formowanie sposobem Randupsona stosuje się przede wszystkim przy odlewaniu stali, przy czym formy nie są pokrywane czernidłem. Czas formowania, w porównaniu z formowaniem w piasku, jest 3—4razy krótszy. Formować może mało wykwalifikowany robotnik. Ujemną stroną sposobu jest to, że wymaga on stosunkowo dużo miejsca, gdyż formy nie są suszone i mogą być la-

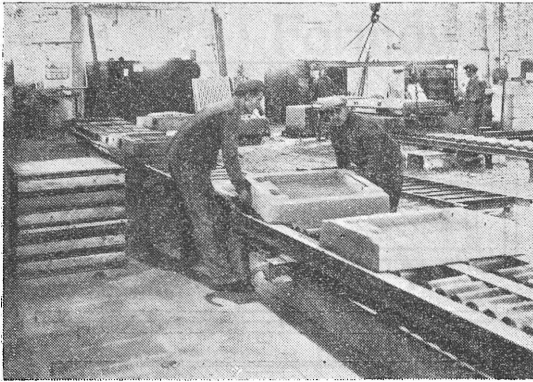


Rys. 2

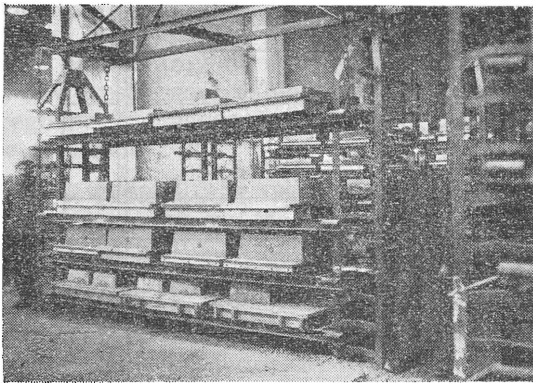
Formowanie sposobem Randupsona. Na rys. pokazany jest kolejny przebieg formowania: I. Przy takim położeniu modelu rozpoczynamy formowanie. II. Płyta modelowa, złączona ze spodniarką w stosunku do położenia I jest obrócona o 180°, celem wyjęcia modelu. III. Wyjęcie modelu; następnie ściąga się skrzynkę, obramiającą formę. IV. Sposób lania, tzw. „w stosach“.

ne—w zależności od pory roku—dopiero na 3 lub 4 dzień po zaformowaniu. Dla zaoszczędzenia miejsca używa się półek, na których ustawia się formy. Aby przyspieszyć wiązanie cementu można formę poddać działaniu strumienia CO₂. Wybijanie form po odlewie jest prostsze niż przy formach piaskowych. Materiał ze zużytych form może być — po odpowiedniej przeróbce — częściowo stosowany do wykonania formierskiej masy cementowej. Odlewy wychodzą gładkie, a dzięki wysokiej przepuszczalności form cementowych, są zdrowe. Na rys. 3, 4, 5 i 6 (jednej z francuskich odlewni) widzimy składanie form cementowych, umieszczenie na półkach, transport i ich wybijanie. W ten sposób można również formować na maszynach formierskich z obracalną płytą.

Sposób Randupsona

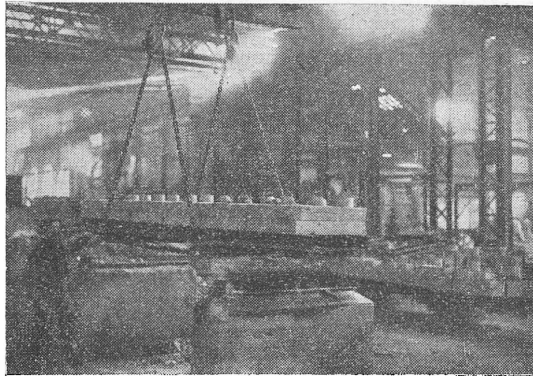


Rys. 3 Składanie form.

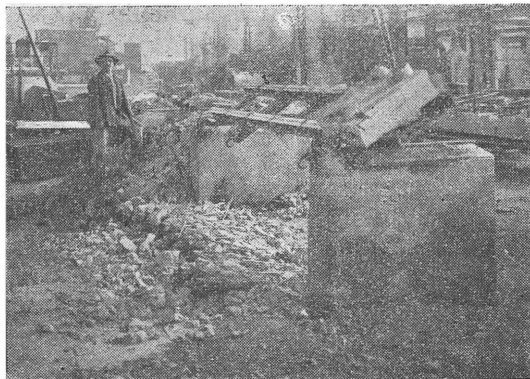


Rys. 4

Umieszczenie form na specjalnych półkach, celem zaoszczędzenia miejsca



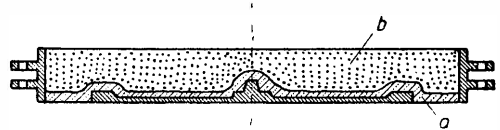
Rys. 5 Transport form po odlewie.



Rys. 6 Wybijanie odlewów.

2) Formowanie w cemencie wg sposobu Goedela (stosowanego w odlewni Reinickera).

- a) Masę cementową do formowania przygotowuje się tak, jak w sposobie Randupsona.
- b) Wykonanie modeli. Modele wykonywa się tak, jak do zwyczajnego formowania, zwraca się tylko szczególną uwagę na odpowiednią zbieżność i sposób malowania cemento - odpornym lakierem. Istnieją specjalne oleje do smarowania modeli, powodujące łatwość wyjmowania modeli z form, dzięki czemu forma nie wymaga prawie żadnej naprawy.



Rys. 7

Formowanie sposobem Goedela. a) Mieszanka cementowa. b) Piasek wypełniający.

- c) Wykonywanie form. Wykonanie formy przy tym sposobie jest takie, jak przy zwyczajnym formowaniu w masie formierskiej, przy którym używamy piasku „modelowego“ i „wypełniającego“. W sposobie tym piasek „modelowy“ zastąpiony jest przez masę cementową (rys. 7). Model oraz powierzchnię, tworzącą spód skrzyni, obkładamy ręcznie mieszanką cementową o grubości 3—5 cm i następnie sypimy stary, używany już, piasek „wypełniający“, który ubijamy ręcznie lub mechanicznie. Dla wykonania górnej skrzyni należy najpierw pokryć model warstwą masy cementowej o grubości 3—5 cm, potem nałożyć skrzynię, dać haki, nasypać piasek „wypełniający“ i ubić go ręcznie lub mechanicznie, po ubiciu podnieść górną skrzynię, obró-

cić, wyciągnąć model i poprawić formę. Dla poprawki formy używa się takiej samej mieszanki cementowej, jak dla obkładania modelu, musi ona jednak posiadać, podobnie jak przy sposobie bezskrzynkowym, większy % wilgoci. Dzięki temu lepiej utrzymuje nadany kształt i szybko łączy się z wilgotną masą cementową formy. Dla zwiększenia wytrzymałości specjalnie narażone miejsca formy, gdzie np. przepływa duża ilość żeliwa, jak leje lub miejsca, gdzie wpływa metal do formy, a jeszcze lepiej całą formę, należy powlec wodą. Dla specjalnie skomplikowanych modeli, zwłaszcza tych, przy których w górnej skrzyni jest wiele części, wykonanych na tzw. „luz“, należy użyć mieszanki cementowej, stosowanej dla rdzeni. Ten piasek rdzeniowy posiada lepszą zdolność zachowania kształtu i wyższą wytrzymałość w stanie surowym. Forma gotowa powinna stać kilka godzin, a o ile jest czas, najlepiej do następnego dnia, aż pod wpływem powietrza cement dobrze zwiąże. Wtedy należy formę pokryć czernidłem. Aby otrzymać ładną powierzchnię odlewu należy formę pokrywać najpierw b. gęstym czernidłem, a drugi raz b. rozcieńczonym, ew. nawet tylko samą wodą. Następnie zostawia się formę do zupełnego wysuszenia czernidła. Dla przyspieszenia tego procesu można suszyć ciepłym powietrzem. Suszenie piecykami jest o tyle niedobre, że w miejscach narażonych specjalnie na gorąco (tam, gdzie stoi piecyk), tworzą się pęcherze czernidła i cementu, które później strumień żeliwa zrywa. Do wykończonej w ten sposób formy wstawia się rdzenie, składa się ją i wówczas jest ona gotowa do lania. Rdzenie powinno się wstawiać zimne. Formowanie w ten sposób nie musi odbywać się koniecznie w skrzynkach formierskich. Spód formy, o ile jest możliwe, może być wykonany zwyczajnie w ziemi, bez skrzyni i tylko górną część formuje się w skrzynce formierskiej. Sposób ten, stosowany do odlewania żeliwa, może być użyty i do odlewania staliwa, wtedy jednak formy nie należy czernić.

- d) Rdzenie z mieszanki cementowej. Do mieszanki tej używa się piasku kwarcowego oraz zmielonej, już używanej, masy cementowej formierskiej. Ilość świeżego piasku jest b. mała. Mieszankę nowego piasku i starej masy cementowej, ew. tylko samej starej masy, dajemy do mieszalnika i dodajemy cementu oraz pyłu węgla kamiennego. Wówczas uruchomiamy mieszalnik, mieszamy tak długo aż piasek i dodatki do-

brze się mieszają (ok. 2—3 min.), następnie dodajemy płynnego lepiszcza i mieszamy dalej 3—5 min. Wtedy mieszanka jest już gotowa do użycia. Jako najlepszą mieszankę podaje Goedel:

100 kg piasku kwarcowego,
4 kg cementu,
3,5 kg pyłu węgla kamiennego i
12 kg lepiszcza do rdzeni.

Przez podniesienie zawartości cementu otrzymuje się mocniejsze rdzenie. Temperatura rozpadu rdzenia podnosi się dzięki temu, lecz tym samym rośnie trudność wybicia rdzenia z odlewu. Przez dodatek pyłu węglowego temperatura rozpadu rdzenia obniża się. Dodatek cementu i pyłu węglowego uzależniony jest więc od temperatury płynnego metalu i od grubości ścianki odlewu. Dla odlewów maszynowych, o grubości ścianki 10—50 mm, wspomniana wyżej mieszanka jest najlepsza. Własności wytrzymałościowe tych rdzeni są b. wysokie (na ciśnienie ponad 5 kg/cm², na ścinanie 3 kg/cm²). Pomimo tak wysokich własności wytrzymałościowych rdzenie wybijają się b. łatwo, prosto wysypują się same po uderzeniu młotkiem w odlew. Fabryka Reinickera używała jako lepiszcza Alkylinu (preparat drzewny), wytwarzanego przez firmę Kalle w Wiesbaden - Bebrich. Sposobu przyrządzania owego lepiszcza dla tych rdzeni nie podaje, gdyż nie można go obecnie otrzymać. Musimy stosować inny środek. Cześci proponują zastąpienie tego lepiszcza b. drobnymi (jak mąka) trocinami drzewnymi, przy czym muszą być użyte trociny b. świeże. Sposobu tego nie stosowałem dotychczas, wydaje mi się wszakże, że nie rozwiązuje on całkowicie sprawy i należy prowadzić dalsze badania celem znalezienia odpowiedniego lepiszcza. Wzmiankowana wyżej mieszanka poddaje się b. łatwo formowaniu. Musi być ona użyta zaraz po zrobieniu, gdyż szybko wiąże i traci własności formierskie. Po 4 godz. jest już związana i nie nadaje się do formowania. Jednakże po zmieleniu i dodaniu minimalnej ilości cementu i lepiszcza jest znów zdatna do użytku.

Formowanie rdzeni z masy cementowej nie różni się od formowania z piasku rdzeniowego. Na ogół wykonywa się je w ten sposób, że ubija się warstwę grubości 8—15 cm, a resztę przestrzeni uzupełnia się koksem. Przy rdzeniach tych zaoszczędzamy na tzw. żebrach i szpilkach. Rdzeń posiada tak wysoką wytrzymałość

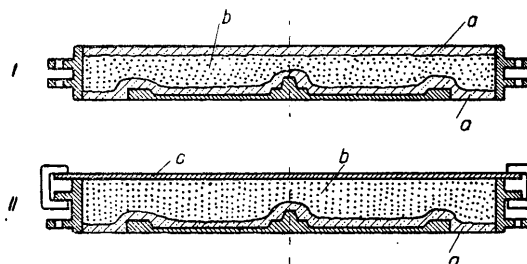
po wysuszeniu, że tylko w przypadku, gdy surowemu rdzeniowi pragniemy nadać pewną wytrzymałość, dajemy żebra. W innych przypadkach nie są one potrzebne. Zaraz po ubiciu można rdzenie wyjąć z rdzenicy. Przy wykonywaniu b. wysokich cienkich rdzeni, należy rdzenie te parę godzin pozostawić w rdzenicy. Wtedy łączenie masy rdzeniowo - cementowej następuje w rdzenicy i po wyjęciu rdzenia nie grozi deformacja. Po zawieszeniu rdzeń powinien być -- o ile zachodzi potrzeba -- zaraz naprawiony, a następnie powleczony czernidłem. Czernienie odbywa się tak, jak przy formach cementowych. Gotowe rdzenie suszy się w suszarni przy temperaturze maksymalnej 140°C, 3 — 12 godz., w zależności od wielkości rdzenia. O ile temperatura w suszarni nie przekracza 140°C, mogą być rdzenie, bez obawy o ich własności, dłużej suszone. Mogą być zatem suszone razem duże i małe rdzenie; sortowanie nie jest potrzebne.

Zalety sposobu formowania w cemencie są wg autora patentu— następujące: dzięki wysokiej wytrzymałości i niepełnieniu formy, wymiary odlewu są b. dokładnie zachowane, a co za tym idzie ciężar odlewu jest zgodny z teoretycznym. Powierzchnia odlewu jest b. czysta, gdyż spłukanie i przypalenie piasku do odlewu, przy właściwym wykonaniu formy, jest niemożliwe. Przepuszczalność masy cementowej jest b. duża (około 100 cm³/cm³/min.), dzięki czemu braki, spowodowane złą przepuszczalnością, odpadają. Przebijanie otworów dla większej przepuszczalności jest zbyteczne. Oszczędzamy na szpilkach formierskich. Odlewy wypadają b. czyste, cement — po słabym nawet uderzeniu — odpada wielkimi płatami od odlewu, odsłaniając odlew tak czysty, że nie wymaga on żadnej dodatkowej roboty w oczyszczalni. Robocizna jest niższa, gdyż oszczędza się na biciu otworów dla lepszego odprowadzania gazów, na szpilkowaniu i na oczyszczaniu odlewów. Suszenie form odpada, dzięki czemu oszczędza się na paliwie i na czasie, związanym z transportem form do suszarni. Praca formierska jest przyjemniejsza, obawa braków jest bowiem, w porównaniu z wykonaniem formy w piasku, minimalna. Użyty raz piasek cementowy może być dla rdzeni na nowo przetwarzany i używany. Oszczędność tu jest podwójna, gdyż nie potrzeba nowego piasku, a prócz tego odpadają koszty transportu. Dla lepszego wyzyskania raz użytego piasku nadaje się najlepiej czyszczenie odlewów przy pomocy wody pod ciśnieniem.

Wobec wysokiej wytrzymałości rdzeni z cementu nie trzeba być przy ich transporcie i wkładaniu do formy tak ostrożnym, jak przy piaskowych. Praca idzie prędzej. Powierzchnie odlewu, stykające się z rdzeniem, są b. czyste. Rdzenie nie są hygroskopijne i mogą dłuższy czas znajdować się w wilgotnej formie. Przepuszczalność ich jest b. dobra (80 cm³/cm³/min.). Gazów wytwarza się b. mało, dzięki czemu nawet przy b. małych otworach w rdzeniu odlew zalewa się spokojnie. Można nawet lać odlewy, dając rdzeń bez otworów na odprowadzanie gazów.

3) Formowanie w cemencie wg sposobu Ingendhala.

Ingendhal, szef odlewni Schiessa w Düsseldorfie, pracując wg patentu Reinickera, wprowadził do niego po jakimś czasie pewne ulepszenia, polegające na tym, że zamiast stosowanego wg patentu Reinickera piasku do wypełnienia formy, zawierającego pewien % gliny, zastosował czysty piasek kwarcowy. Wierzch skrzyni musiał być oczywiście pokryty kilkucentymetrową warstwą cementu, aby piasek przy obracaniu skrzyni nie wysypywał się (rys. 8 — „I“). Zamiast takiej warstwy cementu można stosować specjalne płyty metalowe, przykręcane do skrzyni (rys. 8 — „II“). Poza



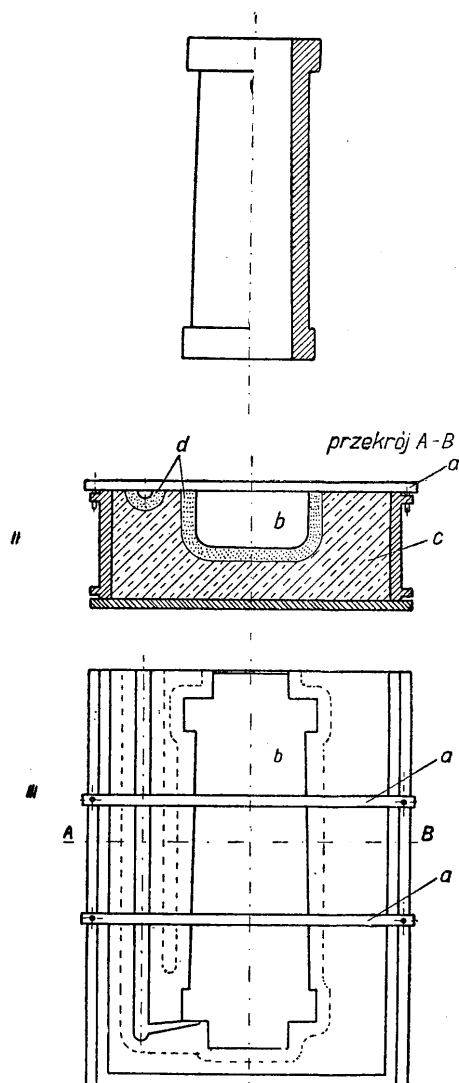
Rys. 8

Formowanie sposobem Ingendhala. a) Masa cementowa, b) Luźny piasek kwarcowy. c) Płyta metalowa powinna posiadać otwór na lej, jak również b. drobne otwory do odprowadzania gazów.

tym wykonywa się wszystko tak, jak wg patentu Reinickera. Sposób ten ma wiele zalet. Przede wszystkim odpada ubijanie piasku „wypełniającego“, przepuszczalność form jest b. duża, czas wykonania krótszy. Trudność formowania polega na podniesieniu skrzyni formierskiej, tak by masa z niej nie wypadła. Dla pewności można górną skrzynię zdejmować

nie zaraz po zaformowaniu lecz dopiero po pewnym czasie, gdy cement częściowo zwiąże. Można też model zrobić tak, by formowanie górnej skrzyni odbywało się tak, jak dolnej.

4) **Formowanie w cemencie wg sposobu Gaebela.** Tzw. „prędkie” sposób formowania Gaebela może być stosowany nie tylko



Rys. 9

Sposób formowania Gaebela. I. Przedmiot formowany: wlewnica. II. i III. Formowanie (linią kreskową oznaczona jest granica między formą stałą a każdorazowo uzupełnianą). a) Listwy, na których wisi model. b) Model. c) Forma trwała (beton). d) Masa formierska, zmieniana po każdym odlewie.

do formowania cementu lecz i do każdego innego. Formując odlew w skrzyni formierskiej wiemy, jak nie raz — w zależności od jego kształtu i od kształtu skrzyni formierskiej — musimy ubijać niepotrzebnie dużo piasku formierskiego. Gaebel usprawnił to w następujący sposób (stosował to tylko do roboty powtarzającej się): wykonywał najpierw z desek — bez szczególnej dokładności — figurę, podobną kształtem do modelu lecz o kilka centymetrów od niego większą. Figurę tę formował w betonie, z dodatkiem szezki, by beton — pod wpływem gorąca — nie pękał. W ten sposób robił trwałą formę. Formowanie odbywało się wyłącznie na leżąco. Model na podziale ma przybite listwy (rys. 9a), na których wisi w skrzyni. O ile model jest dwudzielny, listwy mają specjalne prowadzenie centrujące, by forma — po złożeniu — nie była przestawiona. Po zawieszeniu takiego modelu ubijamy masą cementową lub piaskiem formierskim tylko przestrzeń, znajdującą się między formą trwałą z betonu a modelem, co wynosi zaledwie kilka centymetrów (rys. 9). Odlewy wybijamy jeszcze gorące, przy czym odpada jedynie ta warstwa piasku, czy też cementu, która znajdowała się między formą trwałą a odlewem, natomiast forma trwała pozostaje nienaruszona. Sposób ten przy odlewach, przy których może być stosowany, daje dużo oszczędności (wg autora patentu do 60% oszczędności w robociźnie) w porównaniu ze zwyczajnymi formami piaskowymi; prócz tego oszczędności spowodowane są mniejszym zużyciem materiału formierskiego, wyeliminowaniem fachowców, zmniejszeniem zużycia energii elektrycznej (gdyż ubijanie odbywa się ręcznie, nie zaś młotkami pneumatycznymi), wyeliminowaniem maszyn formierskich itp.

Opisane wyżej sposoby formowania powinny być u nas wypróbowane na szerszą skalę, w zależności od produkcji i od miejscowych warunków odlewni.

W artykule niniejszym korzystałem z własnych obserwacji i z posiadanych przeze mnie prospektów i notatek.

Zaznaczam, że posługiwałem się pewnymi skrótami, używanymi w potocznej mowie, jak np. formowanie w cemencie, zamiast formowanie w piasku kwarcowym z dodatkiem cementu, formowanie w piasku itp.

Nowości z dziedziny hutnictwa

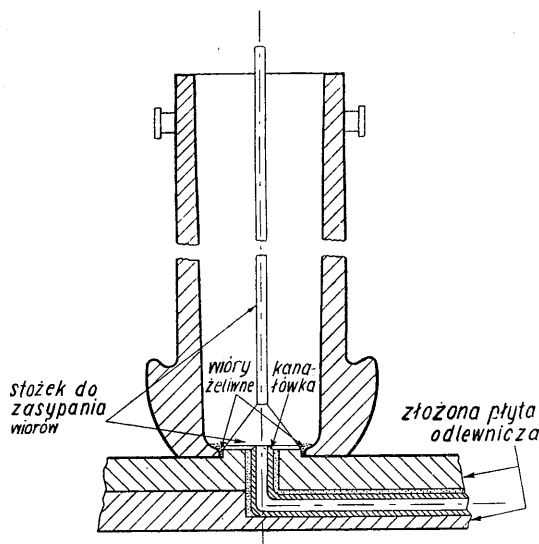
STALOWNICTWO

Wlewnice do odlewania syfonowego *)

Wlewnice, rozszerzające się ku górze, używane są w produkcji stali o wymaganej czystości osiowej wlewków. Opisane ulepszenie zastosowano do odlewania syfonowego wlewków wagi 1,5 do 4 ton. Wlewniki często źle wychodzą z wlewnic i trzeba je wybijać, co powoduje uszkodzenie wlewnic oraz znaczną stratę czasu.

Celem usunięcia tej trudności skonstruowano płytę odlewniczą w ten sposób, że podniesiono o ok. 25 mm tę część płyty, która wchodzi do wnętrza wlewnicy. Tym samym zapewniono również centryczne ustawienie wlewnic. Przestrzeń pierścieniową między tym występem a ścianą wlewnicy uszczelnia się wiórami (otoczkami) żeliwnymi, których koszt jest znikomy.

Badania stwierdziły, że wióry te nie wywierają żadnego wpływu na jakość materiału odlanego wlewka, zauważono jedynie nieznaczne nawęglanie tam, gdzie wióry przylegają do ściany wlewka. Niemniej wszakże w czasie nagrzewania wlewka w walcowni lub kuźni nawęglone części powierzchni utleniają się i odpadają.



Rys. 1

Użycie wiórów żeliwnych do uszczelnienia wlewnic przy odlewaniu syfonowym.

Należy zwrócić uwagę na całkiem odmienną konstrukcję płyty odlewniczej. Płata jest dwudzielna i szamotowe kanałki są przykryte. Przypuszcza się, że konstrukcja ta jest korzystniejsza, odpada bowiem niebezpieczeństwo uciekania stali na złączach kanałków lub z powodu ich pęknięcia. W podanym przy-

padku średnica występu płyty wynosiła ok. 325 mm; wewnętrzna średnica dolnej części wlewnicy była o 6 mm większa. Do tej samej płyty dostosowano 5 różnych wielkości wlewnic, zarówno kwadratowych jak i 12-ściennych.

Stwierdzono znaczne skrócenie czasu wyciągania wlewków: 30 wlewków 2-tonowych normalnie wyciągano ok. 3 godz., przy nowej zaś metodzie wystarcza na to 1 godz. Poza tym wytrzymałość wlewnic b. znacznie powiększyła się. Trwałość płyt z występami pozostała niemal taka sama jak i płyt płaskich.

Wzmiankowane wyżej korzyści techniczne pozwalają obniżyć koszty, związane z wymianą wlewnic i umożliwiają — przy tym samym wyposażeniu technicznym hali odlewniczej — zwiększenie tempa pracy, a co za tym idzie, zwiększenie wydajności pieców.

Wypada zaznaczyć, że w naszych warunkach musiałyby się przekonstruować płyty odlewnicze, wlewnice i część kanałówek.

Zastosowanie węgla krzemu jako odtleniacza w elektrycznym piecu zasadowym *)

Rafinowanie stali w elektrycznym piecu zasadowym opiera się na reakcjach między składnikami stali i żużla na powierzchni ich styku. Żużel ma charakter silnie zasadowy dzięki zawartości wapna. Celem redukcji tlenków żużla i następnego odtlenienia stali stwarza się żużel redukujący, dodając mielony węgiel lub żelazokrzem. Czynniki te powodują redukcję tlenków żelaza, chromu, manganu, wolframu i wanału w żużlu, a dalej — odtlenienie i odsiarczenie stali. Wynikiem redukcji tlenków w żużlu jest przesunięcie równowagi między tlenkami żelaza w żużlu i metalu. Tlenek żelaza dyfunduje z metalu do żużla i zostaje tu zredukowany.

Uwagi ogólne o tworzeniu białego, wzgl. karbidycznego żużla. Działanie normalnego żużla redukującego polega na tworzeniu węgla wapnia, który reaguje z tlenkami, zawartymi w żużlu. Węgiel wapnia zaczyna się tworzyć dopiero powyżej 1540°, jeżeli więc da się do pieca porcję wapna, flus patu i koksu, trzeba je wpięw nagrzać, stopić i upłynnić, aby otrzymać żużel aktywny. Normalnie wymaga to ok. 25 min. Używając dodatku węgla krzemu, wprowadzamy czynnik reagujący natychmiast i otrzymujemy dobry żużel w ciągu 10 min. Dzięki temu można zaoszczędzić ok. 1/3 godz. czasu wyrobienia i wyprodukować stal, przynajmniej tej samej jakości co pod żużlem karbidycznym. Żużel, otrzymywany przy zastosowaniu węgla krzemu, łączy cechy żużla, otrzymywanego z węgla wapnia i żelazokrzemu.

Barwę żużla można określić jako szaro-białą, pośrednią między białą a szarą. Węgiel krzemu daje szybki przebieg reakcji egzotermicznych, zdysocjowany reaguje z tlenkami, odtleniając żużel. Działanie tego żużla jest szybsze niż przy użyciu żelazokrzemu

*) W. Ash. Iron and Coal-Trades Review 1947, Nr 4133, str. 993.

*) E. A. Loria. H. D. Shephard and A. P. Thompson. Iron and Steel 1947, Nr 7, str. 317—318.

wskutek dysocjacji węgla krzemu na elementarny krzem i węgiel. Równocześnie osiąga się większy stopień odtlenienia. Kontrola aktywności żużla jest prosta dzięki temu, że dopóki próbka żużla, lasowana wodą, wydaje zapach acetylenu, ilość krzemu z węgla krzemu jest wystarczająca do wytworzenia warunków redukcyjnych. Poza tym należy stwierdzić, że — o ile proces przeprowadzony jest prawidłowo — nie ma niebezpieczeństwa nawęglania stali powyżej 0,15%.

Rafinowanie stali. Rozróżniamy 3 metody wytopu stali:

- a) ze ściąganiem żużla,
- b) bez ściągania żużla — redukcja tlenków metali w żużlu,
- c) bez ściągania żużla — redukcja tlenków metali, wprowadzonych do pieca.

a) Proces ze ściąganiem żużla. Węgiel krzemu, jako odtleniacz zamiast koksu lub żelazokrzemu, stosuje się przy produkcji stali jakościowych. Pracując żużlem karbidycznym należy liczyć się ze wzrostem zawartości węgla w stali, zależnie od warunków pracy, od 0,01 do 0,06%, dla niskowęglistych stali nierdzewnych należy zatem zmienić metodę pracy. Przy użyciu węgla krzemu jakkolwiek dodatek mielonego węgla na żużel staje się zbędny, wskutek czego odpada też niebezpieczeństwo nawęglania stali przez żużel. Żużel jest mocno redukcyjny wskutek równoczesnego działania 2 odtleniaczy. W związku z tym czas wyrobienia stali można skrócić. W przypadku miękkich stali, pracując przy użyciu żużla, otrzymywanego przez dodatek żelazokrzemu dla uniknięcia nawęglania, ma się więcej trudności z kontrolą żużla niż przy żużlu karbidycznym. Krzem szybko upłynnia żużel (co wymaga dodatków wapna dla utrzymania go) i daje szybkie działania odtleniające, nie można jednak uniknąć przechodzenia krzemu do metalu. Przy użyciu węgla krzemu unika się tego zjawiska. Tłumaczy się to tym, że krzem z żelazokrzemu ma skłonność do rozpuszczania się w metalu, krzem zaś, pochodzący z dysocjacji „in statu nascendi“, posiada raczej tendencję do wiązania chemicznego tlenu lub siarki.

Zużycie węgla krzemu wynosi w tym procesie do 3 kg na tonę stali, z czego do 2 kg wprowadza się z mieszaną żużlową do pieca, resztę zaś wrzuca się do pieca na żużel w ciągu wyrobienia.

b) Proces z redukcją żużla. Pierwszy dodatek węgla krzemu stosuje się w ilości podobnej jak w poprzednim procesie. Redukcja metali, jak chrom i wanad, przebiega o wiele szybciej i dokładniej niż przy dodatku węgla, dlatego też proces ten prócz korzyści natury technicznej daje również korzyści natury ekonomicznej.

c) Wyzyskanie metali z tlenków. Przy produkcji stali szybko topiących i innych wysokostopowych chodzi nam o wyzyskanie składników stopowych tak ze złomu, jak i z tlenków, które mamy do dyspozycji. Do celów tych doskonale nadaje się węgiel krzemu. Jeżeli porównać węgiel krzemu, krzem i glin (tabl. 1), okaże się, że 1 kg węgla krzemu redukuje wagowo nieco więcej tlenków niż krzem — lecz o 35% więcej niż glin.

Tlenki różnych metali wymagają różnych ilości odtleniacza. Podane w tab. 1 ilości mogą służyć jako wskazówka do ustalenia potrzebnych ilości węgla

TABLICA I

Ilość tlenków metali, redukowana przez 1 kg węgla krzemu, krzemu i glinu.

Tlenek	Węgiel krzemu	Krzem	Glin
	kg	kg	kg
Cr ₂ O ₃	3 795	3 612	2 818
FeO	5 380	5 121	3 995
Fe ₂ O ₃	4 086	3 793	2 961
MnO	5 512	5 055	3 943
MnO ₂	3 595	3 421	2 669
N ₂ O	5 594	5 320	4 154
V ₂ O ₅	2 725	2 590	2 023
WO ₃	5 792	5 510	4 301

do przeprowadzenia redukcji. Pierwsza porcja wynosi ok. 10 — 20 kg na tonę stali, resztę zaś uzupełnia się w czasie wyrobienia topu.

Metody redukcji rudy mogą być 4:

- 1) Mieszaną wapna, rudy i węgla krzemu daje się do pieca razem, jako żużel redukujący.
- 2) Najpierw daje się rudę i wapno, a potem węgiel krzemu. Ruda, topiąc się, przechodzi do żużla, dodatek zaś węgla krzemu powoduje jej redukcję.
- 3) Po roztopieniu żużla równocześnie wrzuca się rudę i węgiel.
- 4) Najpierw daje się węgiel krzemu dla otrzymania żużla gorącego i płynnego, a potem dopiero rudę i dalsze ilości węgla krzemu dla redukcji.

Metoda 4) okazała się najpraktyczniejsza, albowiem unika się zgęstnienia żużla i przez to zapewnia się szybką redukcję, co daje znaczną oszczędność na czasie. Użycie węgla krzemu pozwala na zaoszczędzenie ok. 50% czasu, potrzebnego na redukcję i daje uzysk, wynoszący ok. 98% W, 98% Cr i praktycznie 100% V.

Czas redukcji i rafinacji stali szybko topiących winien być możliwie krótki, aby uniknąć niekorzystnego nagazowania kąpieli. Utrzymanie dobrej temperatury jest ważnym czynnikiem szybkości przebiegu procesów wyrobienia. Egzotermiczny charakter reakcji odtleniania węglikiem krzemu b. ułatwia prowadzenie topu. Proces ten stosuje się nie tylko do stali szybko topiących lecz również i do nierdzewnych. Rudę chromową i wapno praży się w oddzielnym piecu, celem wypędzenia wilgoci zwykłej i wody chemicznie związanej. Po ukończeniu świeżenia wrzuca się tę mieszaną i węgiel krzemu, który redukuje tlenki żelaza i chromu zarówno z żużla, jak i z dodanej rudy. Po zakończeniu redukcji ściąga się z grubsza żużel i wykańcza się normalnie pod żużlem z wapna. W procesie tym uzysk chromu z wprowadzonych surowców (ziom i ruda) wynosi 93% do 98%.

Autorzy podkreślają również, że węgiel krzemu działa silnie odsiarczająco. Dzięki dysocjacji węgla krzemu, krzem „in statu nascendi“ reaguje z siarką, tworząc siarczek krzemu, który wydziela się w postaci gazowej.

E. Bućko

Wytapianie stali w zasadowych piecach martenowskich pod żużlem glinowo-magnezowym *)

Brak dostatecznie czystych co do zawartości fosforu i siarki materiałów wsadowych, niezbędnych do wytapiania stali w kwaśnych piecach martenowskich i znaczne obniżenie wydajności pieców przy procesie kwaśnym zmusza przemysł przetwórczy do szerokiego stosowania stali z zasadowych pieców martenowskich, pomimo że stal ta jest mniej jednorodna (próby poprzeczne) i bardziej wrażliwa na tworzenie się płatków od stali kwaśnej. Próby zastąpienia stali kwaśnej przez stal zasadową, wytapianą w warunkach, zbliżonych do procesu kwaśnego, przez obniżenie stopnia zasadowości ($\text{CaO}:\text{SiO}_2$) żużla i znaczny dodatek do żużla Al_2O_3 , nie dały dobrych wyników, skutkiem zwiększonego pochłaniania przez kąpiel gazów, a zwalczanie tego zjawiska przez dodatek glinu powodowało obniżenie własności mechanicznych przy próbach poprzecznych. Wobec powyższego przeprowadzono szereg prób wytapiania stali w zasadowym piecu martenowskim pod żużlem glinowo-magnezowym. Analiza przebiegu tych topów i własności otrzymanej stali pozwoliły opracować następujące normy prowadzenia procesów metalurgicznych w celu uzyskania takiego gatunku stali, któryby był jak najbardziej zbliżony do stali kwaśnej.

Wsad zasadowego pieca:

- 40% surówki,
- 50% złomu stopowego, tak obliczonego, aby zawartość Cr we wsadzie nie była większa od 1%,
- 10% wiórów.

Do wsadu dodaje się 7—10% (ciężaru wsadu) kamienia wapiennego, 1—1,5% boksytu i do 2,0% rudy żelaznej. Zawartość węgla we wsadzie powinna być tak obliczona, aby po roztopieniu kąpiel zawierała 0,70—1,0% C powyżej przepisanej średniej zawartości w stali gotowej. Po roztopieniu wsadu przeprowadza się odfosforzanie kąpieli do zawartości poniżej 0,02% fosforu dodając odpowiednie ilości rudy żelaznej i ściągając dwukrotnie żużel. Przeciętna szybkość wypalania się węgla w okresie odfosforzania 0,30% C/h. Po ściągnięciu świeżego żużla dodaje się mieszaninę (w ilości 3% ciężaru wsadu) dla utworzenia glinowo-magnezowego żużla, składającą się z 40% wapna, 40% magnezytu i 20% łomu szamotowego. Po roztopieniu tej mieszaniny rozpoczyna się okres „spokojnego” wrzenia, najważniejszy w procesie. Skład żużla na początku tego okresu jest następujący: 36 — 42% CaO ; 8 — 12% MgO ; 4 — 8% MnO ; 60 — 16% FeO ; 1,5 — 3,0% Fe_2O_3 ; 6 — 9% Al_2O_3 ; 16 — 20% SiO_2 . Wiskoza żużla powinna wynosić 150 — 250 mm, mierzona lejkiem Herty'ego, przy średnicy kanału 9 mm.

Obniżoną w okresie świeżenia do 0,15 — 0,20% zawartość Mn w kąpieli podnosi się do 0,30% Mn dodatkami odpowiedniej ilości żelazomanganu, po czym w okresie „spokojnego” wrzenia wzrasta ona o dalsze 0,05 — 0,10% Mn. Okres „spokojnego” wrzenia powinien trwać najmniej 1 godz., z przeciętną szybkością wypalania się węgla wynoszącą 0,20 — 0,40% C/h. Mniej więcej w połowie tego okresu zagęszcza się żużel odpowiednim dodatkiem magnezytu. Wiskoza żużla w końcu okresu „spokojnego” wrzenia powinna wynosić 60 i 80 mm, mierzona lejkiem Herty'ego, przy średnicy kanału 9 mm. Końcowy skład żużla powinien

być następujący: 34 — 40% CaO ; 17 — 22% MgO ; 7 — 10% MnO ; 7 — 10% FeO ; 1 — 1,5% Fe_2O_3 ; 5—8% Al_2O_3 ; 15— 20% SiO_2 .

Po otrzymaniu zawartości węgla w kąpieli, odpowiadającej wymaganej zawartości w składzie ostatecznym, odtlenia się kąpiel dodatkiem krzemomanganu, licząc na wprowadzenie do kąpieli 0,3 — 0,4% Mn i 0,15% Si. W 5 min. później dodaje się wymagane ilości podgrzanego żelazochromu i po upływie 15 — 20 min. następuje spust. Do kadzi dodaje się odpowiednią ilość żelazokrzemu (75% Si), obliczoną na zawartość 0,30 — 0,35% Si w stali.

Należy mniemać, że w ten sposób, przez podniesienie w żużlu zawartości MgO oraz odpowiednią wiskozę tegoż, co stanowi główną charakterystykę metody, osiąga się warunki prowadzenia topu, zbliżone do warunków w procesie kwaśnym. Słuszność owego przypuszczenia potwierdzają własności otrzymanej tą metodą stali, którą cechuje duże zwiększenie własności mechanicznych przy próbach poprzecznych i znacznie zmniejszona wrażliwość na tworzenie się płatków w porównaniu ze zwykłą stalą zasadową.

Wpływ procesów wytapiania na fizyko-mechaniczne własności stali

Zależność fizyko - mechanicznych własności stopowej stali konstrukcyjnej od przebiegu topu została zbadana dla zasadowych pieców martenowskich pojemności 60 — 80 ton przy procesie złomowym (z 30% wsadem surówki) i przy procesie kombinowanym (10—20% wsadu surówki; resztę niezbędnego węgla zastąpiono koksem). Zasadnicze różnice w prowadzeniu topów polegały na różnych warunkach wstępnego odtleniania kąpieli.

Do wsadu dodawano zawsze, zależnie od jego składu, 5 — 8% kamienia wapiennego, 1 — 3% rudy żelaznej i 1% boksytu. Warunki prowadzenia topów były następujące:

- 1) Zawartość węgla w kąpieli po roztopieniu wynosiła 1,0 — 1,6% C, zależnie od wymaganego ostatecznego składu stali.
- 2) Odfosforzanie prowadzone było intensywnie. Szybkość wypalania się węgla wynosiła co najmniej 0,25% C/h.
- 3) W okresie „spokojnego” wrzenia kąpieli, po ukończeniu odfosforzania i utworzeniu nowego żużla, szybkość wypalania się węgla wynosiła 0,20 — 0,25% C/h.
- 4) Wstępne odtlenianie rozpoczynano dodawaniem suchego mielonego koksu na żużel, co początkowo wywołuje tworzenie się piana, gęstego żużla, który stopniowo staje się wszakże rzadszy i ruchliwy. Po osiągnięciu wymaganej zawartości węgla w kąpieli dodawano odtleniacze w różnych kombinacjach, a więc:
 - a) glin, umocowany na prętach, zanurzamy w kąpieli,
 - b) glin, w postaci żelazoglinu,
 - c) 12% żelazokrzem,
 - d) „ „ i glin na prętach,
 - e) „ „ i żelazoglin,
 - f) żelazokrzemomangan (MS),
 - g) żelazokrzemoglinomangan (AMS).

*) S. I. Kazarin. Stal 1947, Nr 1, str. 27 — 32.

*) S. M. Baranow. Stal 1947, Nr 2, str. 110—116.

- 5) Żelazochrom dodawano po wstępnym odtlenieniu kąpieli, przy czym na żużel dodawano ciągle suchy mielony koks.
- 6) Podczas spustu do ryny dodawano żelazokrzem, stosownie do analizy i glin w ilości, odpowiadającej 0,4 kg/t.

Stal odlewano syfonowo, z dolewaniem. Ciężar wlewków 1,25 t. Średnica otworu spustowego w kadzi 45 — 55 mm, zależnie od gatunku odlewanej stali.

Obserwacje i kontrola prowadzenia topów oraz badania własności fizyko - mechanicznych otrzymanych stali trwały cały rok. Na podstawie poczynionych doświadczeń nie daje się stwierdzić wyraźnej przewagi tego lub innego rodzaju wstępnego odtleniania, można natomiast wysnuć następujące wnioski:

- 1) Nie stwierdzono żadnej różnicy we własnościach fizyko - mechanicznych stali w zależności od rodzaju wsadu (30 % surówki i 10 — 20 % surówki oraz koks).
- 2) Wstępne odtlenianie glinem (na prętach), wprowadzonym do kąpieli, miało się z celem, gdyż glin przeważnie wypływał, utleniał się i przechodził do żużla. Dobre natomiast wyniki uzyskano przy stosowaniu żelazoglinu, zwłaszcza w kombinacji: 12% żelazokrzem i żelazoglin (stosunkowo najmniej wybraków w czasie całej produkcji).
- 3) Dodawanie suchego mielonego koksu na żużel w okresie wstępnego odtleniania powodowało znaczne obniżenie zawartości FeO w żużlu.
- 4) Wytopy, odtlenione wstępnie glinem i żelazoglinem, wykazały ściślejszą budowę makroskopową niż wytopy odtleniane 12% żelazokrzemem.
- 5) Płatki częściej spotykano w topach wstępnie odtlenianych 12% żelazokrzemem.
- 6) Przy niedostatecznym wstępnym odtlenianiu stal posiadała większą twardość i wytrzymałość na rozciąganie, natomiast niższą udarność.

Własności mechaniczne stali martenowskiej i stali z pieców elektrycznych *)

Wytapianie stopowych i wysokostopowych gatunków stali w piecach martenowskich jest jedną z największych technicznych zdobyczy radzieckiej metalurgii w okresie wojennym. Zagadnienie powyższe obejmuje wiele ciekawych problemów teoretycznych i praktycznych, tym bardziej, że zadaniem stalowników było zastosowanie takich metod wytopu, które zapewniłyby wytapianej stali własności mechaniczne, jeżeli nie zupełnie identyczne, to w każdym razie zbliżone do stali z pieców elektrycznych. Zadanie to było nader trudne, albowiem już przed wojną liczne prace doświadczalne ustaliły, że stal martenowska jest znacznie bardziej zanieczyszczona gazami (tlen i wodór) oraz wtrąceniami niemetalicznymi niż z pieców elektrycznych, ta ostatnia natomiast jest w większym stopniu nasycona azotem.

Autorowie przeprowadzili z górą 6000 badań na hucie Złotoustowskiej w piecach martenowskich pojemności 60 — 115 ton oraz w piecach elektrycznych 12 — 20 t pojemności. Stal odlewano we wlewkę o

ciężarze 2,7 — 4,5 t i po przewalcowaniu na materiał prętowy studzono powoli w ogrzewanych komorach.

Porównyując własności mechaniczne prób podłużnych z tych samych gatunków stali, wytapianych w piecach martenowskich i elektrycznych, można stwierdzić, że jedna grupa wytopów nie posiada praktycznie żadnych różnic, inne natomiast posiadają własności mechaniczne znacznie różniące się, zwłaszcza co do ciągliwości: przewężenie i udarność stali martenowskiej są niższe (do 42%) od stali z pieców elektrycznych, udarność zaś i przewężenie prób poprzecznych wszystkich wytopów stali martenowskiej są znacznie (do 30%) niższe od wyników prób stali z pieców elektrycznych. Szczegółowe badania przyczyn tego zjawiska doprowadziły w końcu do ustalenia, że głównymi powodami niższych własności stali martenowskiej są większe niż w stali z pieców elektrycznych zawartości siarki i tlenu, co zostało potwierdzone w praktyce przez zastosowanie specjalnych warunków prowadzenia topów w piecu martenowskim, które doprowadziły do znacznego zmniejszenia różnic we własnościach mechanicznych stali martenowskiej i stali z pieców elektrycznych. Warunki te były następujące:

- 1) Wykorzystanie czystych własnych odpadków stali do wsadu z ogólną zawartością chromu poniżej 0,6% i krzemu poniżej 0,5%.
- 2) Stosowanie do wsadu surówki o możliwie najniższej zawartości siarki (poniżej 0,05%) oraz paliwa możliwie czystego, co pozwala utrzymać zawartość siarki w kąpieli po roztopieniu poniżej 0,04%, zaś w gotowej stali — poniżej 0,02%.
- 3) Gorące prowadzenie topu z intensywnym świeżeniem kąpieli, nie obniżając jednakże zawartości węgla poniżej 0,11% C, nawet dla gatunków stali miękkich.
- 4) Wstępne odtlenianie kąpieli przy pomocy żelazokrzemu (o niskiej zawartości krzemu) oraz ostateczne odtlenianie glinem w ilości 0,3 — 0,4 kg/t.

Tworzenie się żużla w okresie topienia przy procesie złomowym *)

Dotychczas zwracano mało uwagi na tworzenie się żużla w okresie topienia wsadu w zasadowym piecu martenowskim przy procesie złomowym. Oprócz pracy Harborda nie dokonano niczego w celu wyjaśnienia stopniowej zmiany składu żużla w czasie jego tworzenia się. Nie zbadano również czynników, wywierających wpływ na tworzenie się żużla oraz jego wpływ na skład kąpieli po całkowitym roztopieniu wsadu i na dalszy przebieg topu. Wobec powyższego wyjaśnienie pewnych kwestii na podstawie badań procesu tworzenia się tego żużla powinno być interesujące zarówno z punktu widzenia teoretycznego, jak i praktycznego.

Pierwszym zagadnieniem była kwestia wpływu sposobu ułożenia materiałów wsadowych w przestrzeni roboczej pieca na szybkość topienia się wsadu i tworzenia się pierwszego żużla. Przeprowadzono szereg prób, rozmaicie ładując wsad i materiał (kamień wapienny), a mianowicie kamień wapienny dawano na trzon pieca, pośrodku wsadu i z góry wsadu. Wyniki tych badań wykazały, że czas topienia wsadu i tworzenia się pierwszego żużla były najkrótsze, gdy wsad ładowano gęsto (bez większych przestrzeni po-

*) I. M. Golikow i Z. M. Kalinina. Stal 1947, Nr 3, str. 215 — 220.

*) P. W. Umrichin. 1947. Stal Nr 7, str. 596—602.

wietrznych), a kamień wapienny dawano do środka wsadu. W przypadkach dawania kamienia wapiennego na trzon i z góry wsadu, nie brał on prawie udziału w procesie tworzenia się pierwszego żużla.

Następnie przeanalizowano amerykańską metodę dodawania do wsadu tylko 60% kamienia wapiennego, dodając resztę (40%) stopniowo w okresie tworzenia się żużla, przy czym czas dodawania określa się przy pomocy viskozymetru oraz innych przyrządów pomiarowych. Stosując metodę amerykańską autor stwierdził jej duże zalety, a mianowicie:

- 1) Znaczne skrócenie czasu topienia wsadu (do 1,5 godz. w piecu 70 t), skutkiem zmniejszenia ilości kamienia wapiennego we wsadzie.
- 2) Całkowite wykorzystanie materiałów na tworzenie pierwszego żużla.
- 3) Lepsze odfosforzanie w okresie topienia wsadu.
- 4) Mniejsza zawartość gazów w kąpieli po roztopieniu (zawartość H_2 w kąpieli, przy stosowaniu metody amerykańskiej, wynosiła 0,00059%, wobec 0,00157% przy dotychczasowych sposobach).

Na podstawie licznych i długotrwałych obserwacji można wysnuć następujące wnioski:

- 1) Sposób ładowania wsadu metalicznego i materiałów na pierwszy żużel ma duży wpływ na przyspieszenie przegrzania i topienia wsadu oraz na przebieg tworzenia się pierwszego żużla.
- 2) Sposób ładowania z kolejnym przegrzewaniem każdej warstwy wsadu znacznie przyspiesza zarówno topienie się wsadu, jak i tworzenie się pierwszego żużla.
- 3) Najkorzystniejsze warunki tworzenia się pierwszego żużla mamy wtedy, gdy materiał na żużel załadowano na warstwę z 30 — 40% wsadu.
- 4) Dodawanie do wsadu tylko 60% kamienia wapiennego z dodatkiem reszty (40%) stopniowo na 1—1,5 godz. przed roztopieniem, nie tylko nie obniża temperatury kąpieli lecz nawet znacznie przyspiesza czas topienia.
- 5) Prawidłowe tworzenie się pierwszego żużla, czego wskaźnikiem jest stały wzrost w żużlu zawartości CaO, zapewnią otrzymanie dobrze odfosforzonej kąpieli i niskiego jej nasycenia gazami.

K. Radźwicki

Naprawa zasadowego trzonu pieca martenowskiego

Po każdym wytopie, przed zamknięciem otworu spustowego, należy dokładnie obejrzeć trzon pieca i miejsca podejrzane zbadać hakiem żelaznym. O ile stwierdzimy na trzonie kałuże stali, głębsze niż 100 mm, trzeba je dokładnie oczyścić ze stali, zarzucić dolomitem prażonym, dobrze zagrzać, a potem nasycić żużlem martenowskim. Przy większych zagłębieniach otwór spustowy zamyka się koksem, grzeje się trzon 30 — 60 min. ostrym gazem i spuszcza żużel. Następnie oczyszcza się zagłębienia od stali, zasypuje 2 — 3 warstwami dolomitu i nasycza żużlem. O ile czynności te są starannie wykonane, tj. zagłębienie dokładnie

oczyszczone od stali, narzucony dolomit dobrze wypalony i całość nasyczona żużlem, przy następnym wytopie trzon jest równy i gładki.

Przy niedbałym wykonaniu, a przede wszystkim niedokładnym usunięciu stali z zagłębień, może się zdarzyć, że przy następnym wytopie zaprawiona w ten sposób część trzonu wypłynie, a wówczas trudno otrzymać dobry żużel i w ogóle normalnie zakończyć wytop. Naprawy trzonu należy rozpocząć od nowa. Wszelkie sposoby zastępcze, jak np. zasypywanie nieoczyszczonych zagłębień wapnem, nie dają dobrych i pewnych wyników, a często utrudniają pracę, powodując zwiększenie się zagłębień; tworzą się doły, zawierające dużo stali, nie mówiąc już o tym, że może nastąpić przeżarcie trzonu pieca. Staranna kontrola trzonu pieca po wytopie w znacznym stopniu zapobiega tworzeniu się dużych dołów. Nie wolno lekceważyć żadnego zagłębienia w trzonie pieca. O ile małe dołki da się naprawić w ciągu 2 do 5 godz., większe w 8 do 12 godz.; b. wielkie doły wymagają naprawy trwającej do 24 godz. Praca jest uciążliwa, trudna, niepewna i nader kosztowna. Najważniejszą rzeczą przy naprawie trzonu pieca jest b. dokładne oczyszczanie dołków od stali w nich zawartej.

Usunięcie stali przeprowadza się 2 sposobami:

- 1) ręczne wychłapywanie stali za pomocą grac drewnianych, osadzonych na drągach,
- 2) mechaniczne usuwanie stali przy pomocy dużej gracy stalowej, założonej na dyszel wsadarki.

Normalnie na usuwanie stali sposobem ręcznym traci się 3/4 czasu całej naprawy trzonu. Oczyszczanie ręczne jest b. męczące i przedstawia jedną z najcięższych prac w stalowni. Stal z dołków usuwa się w kierunku otworu spustowego.

Mechaniczne oczyszczenie dołków polega na usuwaniu stali przez otwory do ładowania; ujemną stroną tego oczyszczania jest to, że dla dokładnego usunięcia stali żelazną gracą należy dołek b. poszerzyć, tak aby ściany jego nie były zbyt strome.

Dalej — dla gracy mechanicznej nie wszystkie miejsca trzonu są dostępne. Np. dołek za filarem w pobliżu przedniej ściany nie da się dokładnie oczyścić gracą mechaniczną.

W stalowni huty „Laura“ przeprowadzono próby oczyszczenia zagłębień w trzonach pieców wydmuchując stal sprężonym powietrzem. Pierwsze próby wykazały, że dołek zawierający ok. 400 kg stali można wydmuchać w ciągu 5 min. Stosowano ciśnienie 6 atm. Średnica rury, służącej do tego celu wynosiła 50 mm. Końcówka składa się z rury dł. 500 mm, której koniec zakrzywiony jest pod kątem 35°. Po wydmuchaniu rura może służyć powtórnie. W przeprowadzonych próbach wydmuchiwało dołki w rozmaitych, nawet niedostępnych miejscach trzonu pieca. Części trzonu w ten sposób oczyszczone, a następnie naprawione, przy następnych wytopach pozostały nieuszkodzone. Przy szczególnie sprzyjających warunkach zagłębienia (po jednej stronie pieca) po wydmuchaniu stali z zagłębienia, można było ładować przez 2 otwory wsadowe, a jednocześnie w uszkodzonym miejscu dolomit spiekał się i nasyczał żużlem.

J. Guschlbauer

METALOZNAWSTWO

Własności dynamiczne, wytrzymałość na zmęczenie i przydatność stali na silnie obciążone części silników *)

Autor podaje wyniki 5000 prób zmęczenia, wykonanych w fabryce silników lotniczych. Wyniki badań laboratoryjnych były ciągle porównywane z doświadczeniami w silnikach podczas normalnej pracy. Nie badano sposobu wytwarzania stali lecz jej obróbkę cieplną i zachowanie się w pracy. Jedynie ubocznie rozważano wpływ wtrąceń oraz własności poprzeczne stali.

Części silników można podzielić na 2 kategorie: podlegające odbiorowi wg ustalonych warunków technicznych i te, które takiemu odbiorowi nie podlegają. Te drugie są dostosowywane do warunków pracy przez konstruktorów, w odwołaniu od pierwszych, które ponadto muszą odpowiadać przepisom odbiorczym na zasadzie prób, przeważnie statycznych i wartości R_r , Q_1 , A i U . Robi się także małe ilości prób zmęczenia, lecz nie umie się wyciągać z nich wniosków i wiązać otrzymane wyniki z wartościami wytrzymałościowymi. W tych warunkach producent ma tylko jedną troskę, a mianowicie zadośćuczynić warunkom technicznemu odbioru, nie interesując się określeniem warunków, powodujących najkorzystniejszą pracę części silników. Podjęto zatem badania nad okolicznościami, w których występuje pęknięcie zmęczeniowe tych części.

Jeżeli dana część pęka jedynie w poszczególnych przypadkach, nie można winić układu mechanicznego, albowiem w układzie tym olbrzymi procent tych samych części zachowuje się dobrze. Trzeba przede wszystkim zbadać własności pękniętego metalu, a dopiero potem warunki pracy.

Stale, z których były robione wszystkie części, czy to pęknięte, czy zachowujące się dobrze, zostały dokładnie badane przy odbiorze i miały podobne własności mechaniczne. Stanowiło to dowód, że te ostatnie nie są wystarczającą gwarancją zachowania się w pracy i że w grę wchodzi inne czynniki. Próby na zmęczenie, dokonywane sposobem klasycznym, dały wyniki o nie dającym się wytłumaczyć dużym rozrzucie. Istniejąca dokumentacja nie dała również dostatecznych wyjaśnień, przystąpiono więc do systematycznego badania własności dynamicznych.

Terminologia. 1) Chociaż — stosownie do wyników przeprowadzonych badań — ustalono, że z punktu widzenia mechanicznego — istnieje tylko jedna granica płynności, będą one nazywali dynamiczną granicą płynności granicę, określoną przy naprężeniach zmiennych, a statyczną granicą — granicę, określoną przy zwykłej próbie rozciągania.

2) O ile się dąży do tego, aby znaczenie słów odpowiadało dokładnie rzeczywistości, nie należy nazywać granicą zmęczenia asymptoty krzywej Wöhlera. Punktem granicznym, poza którym metal zaczyna się męczyć, jest dynamiczna granica płynności, granica więc zmęczenia powinna być równoznaczna z nią.

3) Wszelkie liczby otrzymane przy próbach zmęczenia i odnoszące się do asymptot, wynikających z tych prób, będą nazywały się wytrzymałością na zmęczenie i powinny być uzupełniane wzmiankami o warunkach prób: próby bez skaz, ze skazami zewnętrznymi, z wtrąceniami itd.

4) Próbami statycznymi, lub o jednostronnym naprężeniu są próby zwykłe rozciągania udarności i twardości.

5) Próbami dynamicznymi, lub o wielokrotnych naprężeniach, są próby, podczas których naprężenie powtarza się wg pewnego cyklu.

Zasadnicze własności dynamiczne stali. Jeżeli próbka badana jest na zmęczenie za pomocą zginania obrotowego przez umocowanie jednego jej końca w tarczy obracającej się i obciążanie drugiego, wolnego końca, wzrastającymi ciężarami (maszyna Alcan), przy czym zgębie próby mierzone jest czujnikiem, pozwalającym zauważyć 1/1000 mm odchylenia jarzma noszącego ciężary, obserwuje się następujące zjawiska:

Do pewnego obciążenia każde zwiększenie obciążenia powoduje wzrost ugięcia, który następuje natychmiast po zwiększeniu obciążenia lecz nie wzrasta wraz z czasem (pomiaru co minutę przez 5 min. przy 3000 obr./min.). Temperatura próbki nie wzrasta. Powyżej tego obciążenia ugięcie rośnie wraz z czasem, a temperatura próbki wzrasta tym bardziej, im obciążenie jest większe, powodując nawet kolory odpuszczenia i próbka łamie się. Największe naprężenie w próbce, spowodowane tym krytycznym obciążeniem, jest dynamiczną granicą płynności na gięcie.

Krytyczne obciążenie ustala się przez stwierdzenie czujnikiem ciągłego wzrostu ugięcia w ciągu 5 min. po zwiększeniu obciążenia. Przy obciążeniu próbki o 2 kg/mm² ponad granicę, wzrost ugięcia wynosi 0,005 mm w ciągu 5 min. Dalsze 2 kg/mm² dają 0,012 mm, a jeszcze dalsze 2 kg/mm² 0,05 mm. Przekroczenia granicy o 2 do 4% są więc uchwytnie i ustalenie granicy może się odbyć w takim przybliżeniu.

Przy obciążeniu poniżej dynamicznej granicy płynności odkształcenie próbek jest jedynie sprężyste i odkształcenie stałe nie zachodzi. Należy zaznaczyć, że przy obciążeniach zmiennych nie może nigdy zajść zjawisko „płynięcia” metalu, które jest związane z naprężeniem jednokierunkowym.

Powyżej dynamicznej granicy płynności stale zwiększające się z czasem odkształcenie wykazuje, że nie jest ono już jedynie natury sprężystej lecz i plastycznej. Słuszne jest więc nazwanie dynamiczną granicą płynności punktu, w którym się to zjawisko zaczyna. Ciągłość zwiększenia się ugięcia wykazuje, iż metal odkształca się stale podczas takiego obciążenia dynamicznego, co zezwala na przyjęcie hipotezy, że dynamiczna granica płynności jest prawdziwą „granicą zmęczenia” metalu.

Dynamiczna granica płynności na skręcenie zmiennne. Posługiwano się maszyną Schenka, a przekroczenie granicy płynności było uchwycone za pomocą b. czułych termopar, przylegających do próbki. Można było odczytać różnicę temperatur 1/10⁰ i oszacować 1/100⁰. Odczytywano wskazania galwanometrów co minutę przez 5 min. po zwiększeniu obciążenia zmiennego. Początek wzrostu temperatury dawał granicę płynności. Przedtem zrobiono krzywe poprawki na temperaturę z powodu grzania się maszyny w ruchu, używając próbki o b. wysokiej granicy zmęczenia. Badania zostały przeprowadzone z obciążeniem średnim, równym zero i z obciążeniem średnim ok. 10 kg/mm². W obu przypadkach otrzymano tę samą granicę. Ponieważ granica, otrzymana przy obciążeniu średnim dodatnim jest właściwie granicą statyczną

*) A. Fotiadi. Revue de Métallurgie 1947, str. 12 — 38 i 97 — 121.

z powodu jednostronności naprężeń granicznych, jest to dowód, że granica statyczna i granica dynamiczna są sobie równe. Stwierdzono, że dynamiczna granica płynności na skręcenie jest w stosunku ok. 0,57 do granicy na zginanie.

Dynamiczna granica płynności ma rozciąganie i ściskanie. Prób nie przeprowadzono z braku odpowiedniego urządzenia. Na zasadzie wyników, otrzymanych przez innych badaczy, należy przyjąć, że dynamiczna granica płynności wynosi ok. 50% wytrzymałości dla stali ulepszonych.

Związki między dynamiczną granicą płynności, strukturą i innymi własnościami stali. Będzie tu mowa wyłącznie o granicy na zginanie.

Stale stopowe ulepszone. Jeżeli stal ulepszona (odpuszczona przy niskiej temperaturze lub przy wysokiej) ma strukturę jednorodną, stwierdzono, że dynamiczna granica płynności wynosi ok. 0,56 R, niezależnie od wartości R, z tym, że przy stalach o dużej zawartości Ni i małej Cr otrzymuje się 0,55 R, a przy dużej zawartości Cr i małej Ni 0,58 R. Stosunek ten nie jest oczywiście matematycznie dokładny i zachodzą drobne odchylenia lecz może on być przyjęty w obliczeniach, tym bardziej, że zawsze stosuje się pewien współczynnik bezpieczeństwa.

Przy strukturach niejednorodnych. Dla stali odpuszczanej przy temperaturach średnich (martenzyt i sorbit), niejednorodnym zahartowaniu (martenzyt i bainit), w obecności faz α lub γ itd., stosunek ten jest niższy i dynamiczna granica płynności dąży do granicy właściwej składnika najmniejszego, w miarę zwiększania się ilości tego składnika, przy czym wahania się tej granicy są procentowo o wiele większe niż różnice R.

Stosunek dynamicznej granicy płynności do twardości Vickersa. Przy stalach ulepszonych jednorodnych otrzymuje się średnio stosunek 18%, z wahaniami w granicach 17% do 20%.

Ocena wyników prób na zmęczenie. Stale ulepszone. Próby, przeprowadzone na kilku tysiącach próbek, wykazały, że dla stali ulepszonych, dynamiczna granica płynności jest dla tych stali pułapem wytrzymałości na zmęczenie. Nie jest to przypadkową zbieżnością. W próbie stali ulepszonej cały metal, którego naprężenia przekraczają dynamiczną granicę płynności, odkształca się w strefie plastycznej aż do zerwania, które jest nieuniknione. Doświadczenie wykazuje, że zerwanie następuje poniżej miliona zmian obciążenia, zazwyczaj 500.000 — 800.000, przy przekroczeniu granicy od 1% do 8%. Z tego wynikają następujące wnioski:

- 1) Przy pracy metalu w zakresie plastycznym, jego zmęczenie ogólne i postępowe powoduje szybko powstanie naderwań miejscowych, które się zwiększają.
- 2) Metal może pracować do nieskończoności w strefie sprężystej z powodu braku ogólnego zmęczenia.

Dynamiczna granica płynności musi więc służyć jako podstawa oceny stali na części silników, pracujących na zmęczenie.

Stal ulepszona, której granica zmęczenia równa się dynamicznej granicy płynności, ma możliwie najwyższą granicę zmęczenia.

Dynamiczną granicą płynności jest więc wartością, w stosunku do której konstruktorzy powinni odnosić „mnożniki bezpieczeństwa”, jakie chcą wprowadzić.

Wszelkie obniżenie wytrzymałości na zmęczenie w stosunku do dynamicznej granicy płynności oznacza

obniżenie jakości metalu, spowodowane jedną lub kilkoma przyczynami, jak np. wyrobem stali, przeróbką, strukturą, obróbką mechaniczną,

Stale z fazą α lub γ . Fazy α i γ w stalach mają możliwość wytrzymywania obciążeń zmiennych ponad ich dynamiczną granicę płynności bez pęknięcia. Przyczyn tego faktu nie ustalono, jednakże w tych warunkach odkształcenia są większe niż to wynika z obliczenia odkształceń sprężystych i zachodzi stałe wydzielanie się ciepła, co przy silnikach jest niedopuszczalne. Należy więc przy tych stalach posługiwać się nie granicą zmęczenia lecz dynamiczną granicą płynności.

Wpływ obróbki cieplnej na wytrzymałość na zmęczenie. Własności podłużne. Stwierdzono, że dla każdej stali istnieją 2 zakresy własności, zupełnie różne:

- 1) Zakres wysokich temperatur odpuszczania, w którym istnieje proporcjonalność między wytrzymałością na rozciąganie a wytrzymałością na zmęczenie. W tym zakresie ta ostatnia równa się praktycznie dynamicznej granicy płynności. Struktura stali jest sorbityczna.
- 2) Zakres niskich temperatur odpuszczania, w którym wytrzymałość na zmęczenie nie podlega wyraźnym prawidłom, jest mniejsza lub większa, w zależności od stali i jej obróbki cieplnej. Wytrzymałość na zmęczenie pozostaje poniżej dynamicznej granicy płynności, która jest mniej więcej proporcjonalna do wytrzymałości. W tym zakresie struktura jest przeważnie martenzytyczna.

Granica między tymi zakresami waha się od 500 do 575°, zależnie od stali i musi być określona próbami na zmęczenie. Badanie pod mikroskopem nie pozwala na bezbłędne określenie tej granicy.

W pierwszym zakresie próbki, obciążone poniżej dynamicznej granicy płynności, nie deformują się i nie łamią się. Próbki, obciążone powyżej tej granicy, deformują się b. szybko i łamią się.

W drugim zakresie próbki łamią się bez odkształcenia, ponieważ wytrzymałość na zmęczenie jest niższa od dynamicznej granicy płynności.

Próbki poprzeczne. Badanie próbek poprzecznych, na których złomie nie widać żadnych wtrąceń niemetalicznych (przy powiększeniu $\times 140$), daje następujące wyniki:

Pęknięcia, po powstaniu, rozwijają się przeważnie wzdłuż włókien lub segregacji. Dla temperatur odpuszczenia, b. bliskich do A_{c1} wytrzymałości na zmęczenie podłużne i poprzeczne, są prawie równe. Przy niższych temperaturach odpuszczania, wytrzymałości na zmęczenie poprzeczne są niższe niż podłużne. Różnica ta rośnie z obniżeniem temperatury odpuszczenia. Różnica ta nie ma żadnego związku ani z wynikami prób o jednokierunkowym naprężeniu (wydłużenie, przewężenie, udarność) ani ze stosunkiem tych wartości w próbach podłużnych do poprzecznych.

Wpływ wyrobu stali. Dużo próbek wykazywało na przełomie obecność wtrąceń niemetalicznych. Wpływ tych wtrąceń jest mniej lub więcej szkodliwy, w zależności od ich natury i od kierunku pobrania próbek.

W próbkach podłużnych najszkodliwsze są wtrącenia kuliste, powyżej 0,05 mm \varnothing , obniżają one bowiem najbardziej wytrzymałość na zmęczenie w stosunku do dynamicznej granicy płynności. Potem idą wtrącenia wydłużone, o szerokości 0,02 — 0,05 mm, a następnie wtrącenia kuliste, o średnicy ok. 0,02 mm,

Szkodliwy wpływ wtrąceń daje się bardziej odczuwać przy strukturze martenzytycznej niż przy strukturze sorbitycznej.

Stwierdzono rozrzut wytrzymałości na zmęczenie w granicach 35 — 100% dynamicznej granicy płynności w obecności wtrąceń na przelomie. Przy niektórych stalach, zawierających mało wtrąceń, pęknięcie przez wtrącenia zachodzi tylko w strefie martenzytycznej. Zdaje się, że wtrącenia poniżej 0,01 mm są bez wpływu na próbki podłużne.

W próbkach poprzecznych wpływ wtrąceń szkodliwych jest o wiele większy, z tym, że prawie zawsze wchodzi tylko w rachubę wtrącenia wydłużone lub pasma wtrąceń. Wtrącenia w badanych próbkach obniżały wytrzymałość na zmęczenie od 0,8 do 0,2 dynamicznej granicy płynności. Przy strukturze sorbitycznej pęknięcia powodują tylko wtrącenia, dochodzące do powierzchni. Przy strukturze martenzytycznej odgrywają też rolę wtrącenia, nie wychodzące na powierzchnię.

Wpływ nierówności obróbki mechanicznej. Chodzi tu nie tylko o stopień wygładzenia powierzchni lecz o wszystkie zmiany przekroju, jak gwinty, zaokrąglenia, rowki itd. Sprawa jest znana z licznych badań, należy jednak zwrócić uwagę, że:

- 1) zmniejszenie wytrzymałości na zmęczenie jest na ogół tym większe, im twardość jest wyższa; dokładniej rzecz biorąc, zmniejszenie jest tym większe im mniej odpuszczanie zmniejszyło twardość po zahartowaniu, wchodzi więc w grę nie tylko twardość ale i obróbka cieplna; jest to dowód szkodliwości struktury martenzytycznej;
- 2) duża część wyników, otrzymanych przez różnych badaczy, nie daje się zastosować do części silników lotniczych, ponieważ badania były robione na stalach niestopowych lub żarzonych, które zachowują się inaczej niż stale ulepszone, używane dla tych silników.

Wpływ połączeń mechanicznych. Do badania tego wpływu w połowie długości próbki była nałożona i ściśnięta śrubami mufa, na której zostało przymocowane urządzenie do obciążenia próbki. Próbka pękała zawsze równo z czołem mufy lub do 0,1 mm wewnątrz tejże. Wyniki otrzymane są następujące: przy strukturze sorbitycznej wytrzymałość na zmęczenie złączeń jest proporcjonalna do wytrzymałości na rozciąganie, z mnożnikiem ok. 0,22 (0,07 dla twardości Vickersa), tj. ok. 40% dynamicznej granicy płynności; przy strukturze martenzytycznej mnożnik ten może obniżyć się do 0,10 R.

Wpływ warstw naazotowanych. Pęknięcie rozpoczyna się pod warstwą naazotowaną. Dla określenia wytrzymałości na zmęczenie samej warstwy naazotowanej użyto próbek cienkich: 4,7 i 3 mm ϕ . Wyniki badań wykazują, że wytrzymałości na zmęczenie mają za pułap wartość 0,18 twardości Vickersa warstwy naazotowanej. Potwierdza to, że największe wytrzymałości na zmęczenie są proporcjonalne do twardości przy strukturze sorbitycznej wewnętrznej. Warstwy naazotowane podlegają tym samym obniżeniom wytrzymałości na zmęczenie, co wewnątrz próbek. W obecności szkodliwych wtrąceń, pozostałości martenzytu — przy próbkach poprzecznych. Azotowanie nie niweczy więc wad stali, lecz powiększa wytrzymałość na zmęczenie w tym samym stosunku co twardość. Przy próbkach grubych wpływ warstwy naazotowanej jest tym mniejszy, im średnica jest większa. Azotowanie jest więc środkiem do powiększenia wytrzymałości na zmęczenie cienkich części silników.

W złączeniach wytrzymałość na zmęczenie warstw naazotowanych, pracujących, jest proporcjonalna do ich twardości. Jest to właściwość b. ważna dla budowy silników lotniczych, ponieważ większość pęknięć zachodzi w złączeniach. Azotowanie, zastosowane do seryjnych części silników, pozwoli nie tylko uniknąć pęknięć, ale i zwiększyć moc tych silników, lub zmniejszyć ich wagę. Należy dobrać stal i twardość warstwy naazotowanej do każdego poszczególnego przypadku. Grubość warstwy naazotowanej musi być dosyć duża, aby strefa skupienia naprężeń nie przekraczała tej warstwy i nie powodowała początku pęknięcia pod nią.

Przy nierównościach obróbki mechanicznej powstają strefy dodatkowych naprężeń, które są na ogół niezbyt głębokie i mieszczą się w grubości normalnej warstwy naazotowanej. Tu również azotowanie może oddać duże usługi, ponieważ zwiększy wytrzymałość na zmęczenie w tym samym stosunku co twardość.

O najlepszej „wydajności“ stali do budowy silników lotniczych. Części do silników lotniczych muszą być lekkie i wytrzymałe. Metalurgicznie należy wybrać stale, mające jak najwyższe wytrzymałości na zmęczenie, a jednocześnie nie sprawiające trudności produkcyjnych. Najkorzystniejszą obróbką cieplną jest ta, która daje strukturę sorbityczną. Odpuszczanie winno odbywać się przy temperaturach strefy czysto sorbitycznej (575 — 600° dla najodpowiedniejszych stali). Twardość ogólna musi być jak największa. Stale, obecnie stosowane, mogą być b. wyraźnie poprawione przez powiększenie zawartości C, która jest za mała. Na kilku stalach, specjalnie robionych, otrzymano przy $R=140 \text{ kg/mm}^2$ wytrzymałość na zmęczenie 80 kg/mm^2 , tj. 0,57 R. Twardość powierzchniowa, uzyskana przez azotowanie, musi być dostosowana do obciążeń miejscowych. Zawartość Cr musi więc być dobrana dla każdego rodzaju części.

Dopuszczalna ilość szkodliwych wtrąceń musi również być dostosowana do obciążenia części.

Nikiel należy stosować tylko tam, gdzie wchodzi w rachubę części ulepszone, o dużym przekroju.

Przydatność różnych stali. W sprawie przydatności różnych stali na części silników lotniczych (części pracujących na zimno) można streścić otrzymane wyniki jak następuje:

1) Brak znaczenia składu chemicznego. Stwierdzono, że różne stale, które podlegały próbom, o składzie:

C	= 0,08 do 0,50
Mn	= 0,2 do 2
Ni	= 0 do 4,5
Cr	= 0 do 3
Mo	= 0 do 0,5
V	= 0 do 0,25

zachowywały się przy próbie na zmęczenie podobnie, co pozwala przypuszczać, że skład chemiczny jest mniej ważny niż staranność wyrobu, albowiem wady lokalne (jak np. wtrącenia) silnie obniżają wytrzymałość na zmęczenie.

2) Struktura jest czynnikiem zasadniczym, wpływającym na własność stali. Struktura sorbityczna daje wyniki dodatnie, struktura zaś martenzytyczna — ujemne. Stal, zawierająca kilka faz ma dynamiczną granicę płynności niższą w stosunku do wytrzymałości niż stale jednorodne i nie można w tym przypadku stosować zwykłych mnożników.

Fazy α i γ mają możność znoszenia obciążeń zmiennych ponad granicę płynności, przynajmniej w pewnej mierze, bez łamania się.

3) Twardość struktury jest czynnikiem określającym wysokość własności stali. Dla danej struktury, np. sorbitycznej, która daje możliwie najwyższą wytrzymałość na zmęczenie dla stali ulepszonych, dynamiczna granica płynności jest w przybliżeniu proporcjonalna do twardości. To powinno być miarodajne przy wyborze składu chemicznego stali, przy uwzględnieniu ewentualnej potrzeby azotowania.

4) Stosunek wytrzymałości na zmęczenie do dynamicznej granicy płynności charakteryzuje przydatność stali do obciążeń dynamicznych. Sama wytrzymałość na zmęczenie nie określa przydatności stali do obciążeń dynamicznych. Trzeba również wziąć pod uwagę strukturę i dynamiczną granicę płynności. Stosunek wytrzymałości na zmęczenie do tej ostatniej określa przydatność stali.

5) Charakterystyki wytrzymałościowe próby statycznej są bez wartości dla określenia zachowania się stali pod obciążenia-

mi zmiennymi. Chodzi tu o wydłużenie, przewężenie i udarność. Mierzą one zjawiska, które zachodzą poza granicę płynności. Mają one b. poważne znaczenie w warunkach technicznych, co doprowadziło do stosowania stali o dużej zdolności do odkształcenia, z uszczerbkiem dla twardości i najodpowiedniejszego wyrobu do celów dynamicznych. Wartości te powinny tylko stwierdzać, że metal jest wolny od wad, w rodzaju spalania lub przegrzania, któreby uniemożliwiały dobre jego zachowanie się.

Stale o wysokiej statycznej granicy płynności.

Są to stale, których statyczna granica płynności (0,2%) jest względnie wysoka w stosunku do wytrzymałości, a więc przede wszystkim stale sprężynowe manganowo-krzemowe. Z posiadanej dokumentacji okazuje się, że pułap wytrzymałości na zmęczenie tych stali zaledwie osiąga wartość dynamicznej granicy płynności, obliczonej z wytrzymałości na rozciąganie za pomocą wyżej podanych mnożników. Jest rzeczą prawdopodobną, że możność odkształcenia plastycznego tych stali jest mniejsza niż dla innych stali. Z tego powodu umowna statyczna granica płynności wypada wyższa, bez podwyższenia granicy dynamicznej.

St. Block

WIADOMOŚCI EKONOMICZNE

Rozwój szwedzkiego przemysłu hutniczego*)

Szwedzki przemysł hutniczy opierał się aż do końca XIX wieku na bogatych złożach dobrej rudy, tanim węglu drzewnym i taniej sile wodnej. W wyniku tych okoliczności istniały małe zakłady hutnicze, rozrzucone po całym kraju, gdzie tylko ruda, drzewo i siła wodna znajdowały się w dostatecznej ilości.

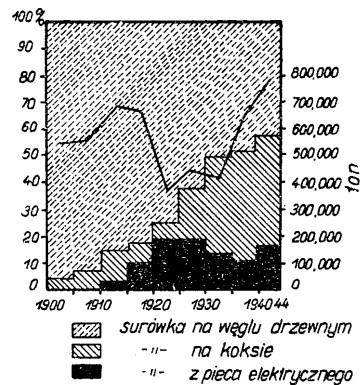
Jak silna była pozycja Szwecji w światowej produkcji stali przed zastosowaniem koksu do wytopu surówki, dowodzi fakt, że w pierwszej połowie XVIII wieku Szwecja produkowała ok. 35 % światowej produkcji stali i żelaza. Z chwilą zastosowania koksu, pozycja Szwecji zaczęła ulegać stałemu pogorszeniu i obecnie jej produkcja stali wynosi zaledwie 1 % produkcji światowej, jakkolwiek bezwzględnie biorąc produkcja stali w Szwecji od połowy XVIII wieku wzrosła ok. 15 razy. Małe szwedzkie zakłady hutnicze były za słabe, aby mogły sobie pozwolić na inwestycje i wprowadzenie nowych metod pracy, jak proces Bessemera lub Martina, produkcja zaś żelaza zgrzewnego w małych zakładach i dalsza jego przeróbka w kuźniach, na dłuższą metę nie mogły konkurować z produkcją dużych zakładów.

Od tego jednak czasu przemysł hutniczy szwedzki przechodzi coraz wyraźniej na produkcję stali jakościowej, mając po temu jak najlepsze warunki, mianowicie dobrą rudę, węgiel drzewny i wykwalifikowany personel, zarówno wykonawczy, jak i kierowniczy.

Wysokość produkcji surówki w Szwecji od 1900 r. do 1944 r. pokazuje rys. 1.

Produkcja surówki z pieców elektrycznych, począwszy od 1920 r. nie tylko nie rosła, ale spadała — aż do 1940 r. Dopiero wojna i trudności w dostawach

koksu spowodowały ponowny wzrost produkcji surówki z pieców elektrycznych. Ostatnio zakłady państwowe w Lulea przewidują dalsze podniesienie produkcji surówki z pieców elektrycznych o 60.000 do 90.000 t rocznie.



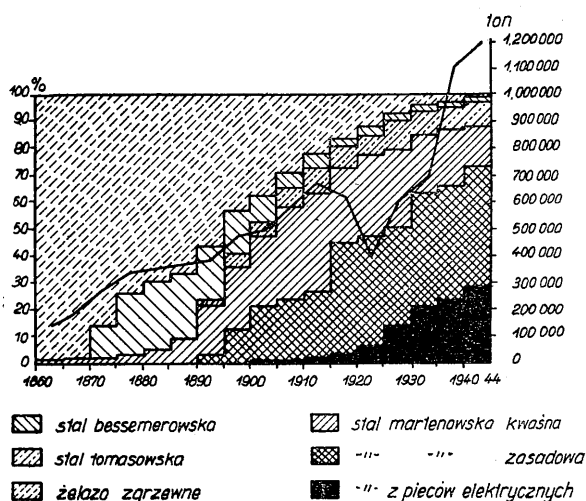
Rys. 1

Produkcja surówki w Szwecji od 1900 r. do 1944 r. i % udział różnych procesów w ogólnej produkcji.

Produkcję wlewków stalowych, odlewów i żelaza zgrzewnego od 1860 r. pokazuje rys. 2.

Z rysunku widać jak produkcja żelaza zgrzewnego z czasem malała i ostatnio doszła do zera. Stal bessemerowska, której produkcja od 1870 r. do 1890 r. silnie wzrastała, ma tendencję do obniżania się. Produkcja stali thomasowskiej ma tendencję dalszego wzrostu. Należy tu zaznaczyć, że połowa produkcji stali z pieców elektrycznych otrzymuje wsad płynny z konwertorów Thomasa. Produkcja stali z kwaśnych pieców martenowskich stale wzrasta i wynosi obecnie tyle, ile produkcja pieców elektrycznych.

*) Dr M. Tigerschiöld. The Iron and Steel Institute 1946, marzec.



Rys. 2

Produkcja wlewków stalowych, odlewów i żelaza zgrzewnego w tonach w Szwecji i % udział różnych procesów w ogólnej produkcji od 1860 roku.

Poniższe dane pozwalają na wyrobienie sobie poglądu na pracę szwedzkiego przemysłu hutniczego w latach przedwojennych i podczas wojny:

	1937 r.	1944 r.
Do wytopu surowki zużyto:	Tys. t	Tys. t
Rud żelaznych	1.017	1.252
Walcowiny	50	50
Złomu	6	11
Żużla	7	7
Wytop surowki wynosił	648	792
Z tego surowka na koksie	265	335
„ na węglu drzewnym	323	318
„ z pieców elektrycznych	60	139
Import surowki wynosił	190	70
Eksport surowki wynosił	90	36
Dla odlewni zużyto surowki	199	147
Do wyrobu stali zużyto:		
Surowki	548	679
Żelazostopów	20	19
Gąbki żelazistej	10	21
Złomu żeliwnego	27	40
Złomu stalowego importowanego	96	11
„ kupnego krajowego	215	249
„ hutniczego	312	330
Produkcja stali we wlewkach	1.084	1.192
Odlawów stalowych	22	21
Żelaza zgrzewnego	13	5
Gotowe wytwory walcownic	727	820
Eksport stali przerobionej	239	133
Import stali przerobionej	606	249
Zużycie stali w kraju	1.040	890

W 1939 r. produkcja surowki w Szwecji wynosiła 600 tys. t, gdy równocześnie import surowki na koksie sięgał 120 tys. t. W tym samym czasie eksport surowki na węglu drzewnym wynosił 80 tys. t. Produkcja wytworów walcownic w 1939 r. sięgała 700 tys. t i z tej ilości około 200 tys. t szło na eksport. Szwedzki import stali handlowej wahał się w dużych granicach. Wynosił on w 1937 r. ok. 600 tys. t, natomiast przeciętna tego importu przed wojną wahała się ok. 400 tys. t. Podczas wojny sytuacja uległa całkowitej zmianie. Produkcja surowki wzrosła do 800 tys. t, gdy tymczasem import surowki kolejno spadł aż do 15 tys. t, a eksport surowki wynosił zaledwie ok. kilku tys. t. Produkcja wytworów walcownic

wzrastała aż do powyżej 900 tys. t, eksport zaś stali jakościowej spadł do 100 tys. t. Import stali handlowej spadł również; w 1942 r. wynosił 250 tys. t, a w 1945 r. tylko 30 tys. t.

Roczne spożycie stali w Szwecji, które średnio w 1939 r. wynosiło 900 tys. t, wzrosło w 1942 r. do 1.000 tys. t, w 1945 r. jednak spadło do ok. 800 tys. t. Dał się odczuwać i nadal odczuwa się brak stali, który to brak, jak zresztą w większości krajów podczas wojny, najwięcej dotknął przemysł budowlany. Jakkolwiek produkcja stali w pierwszym roku wojny w Szwecji wzrosła, zaspokojenie cywilnych potrzeb ludności nie było wystarczające z powodu konieczności pokrycia w pierwszej kolejności potrzeb, związanych z obroną kraju. Część szwedzkiej produkcji stali jakościowej musiała być wymieniona podczas wojny na produkcję stali handlowej. Cena tej stali wzrosła, gdyż duża jej część produkowana była z surowki na węglu drzewnym. Należy dodać, że i koszty paliwa były wyższe; koszt drzewa, użytego jako paliwo do pieców hutniczych wynosił podczas wojny 3 do 4 razy więcej aniżeli przed wojną koszt węgla dla tej samej ilości produkcji stali.

W czasie wojny zmodernizowano w dużym stopniu stalownie, poza tym zbudowano lub znajduje się w budowie kilka walcowni. Specjalną uwagę położono na usprawnienie transportów w zakładach. Znaczny wysiłek włożono w kwestię opanowania kontroli jakości stali. Wybudowano dużą ilość laboratoriów badawczych i w wielu przypadkach prowadzono wspólne badania, co okazało się b. celowe i korzystne.

Zadaniem hutnictwa szwedzkiego będzie w przyszłości możliwie całkowite wykorzystanie naturalnych zasobów kraju, jakimi są złoża czystych rud żelaznych, które stosunkowo łatwo dają się wzbogacać (koncentraty zawierają do 100 % tlenków żelaza) i stosunkowo duże zasoby energii wodnej.

Wg. zdania autora w najbliższej przyszłości produkcja stali jakościowej oprze się nie — jak dotychczas na surowcach i na węglu drzewnym, lecz na gąbce żelazistej. Obecnie prowadzi się próby stosowania gąbki żelazistej jako wsadu do kwaśnych pieców martenowskich. Zagadnienie to, gdy chodzi o piece elektryczne, należy uważać za rozwiązane i w zakładzie Söderfors jako wsad do pieca elektrycznego w 100 % służy gąbka żelazista.

Z przebiegu krzywych produkcji i spożycia stali handlowej w Szwecji wynika, że za 15 — 20 lat Szwecja co do stali handlowej będzie samowystarczalna. Prawdopodobnie produkcja stali handlowej wymagać będzie rozbudowy wielkich pieców na koksie, przy czym specjalną uwagę trzeba będzie zwrócić na jak najniższe zużycie paliwa przy procesie wielkopicowym.

Prawdopodobnie w przyszłości w większym zakresie stosowane będą w Szwecji procesy Bessemera i Thomasa. Konwertory Bessemera i Thomasa będą również w większym stopniu wciągane do współpracy z piecami elektrycznymi, dostarczając im płynnego wsadu.

Co do procesu „R K”, polegającego na odwęglaniu granulowanej surowki*, wprowadzonego przez Kallinga i Rennerfelta i który był prowadzony podczas wojny w kilku hutach szwedzkich z wynikami dodatnimi, należy zaznaczyć, że na jednej z hut ma być zainstalowany piec „R K” o produkcji 75.000 t. rocznie.

A. Stupnicki

* Journal of the Iron and Steel Institute 1939, Nr 11, str. 137.

Z wydawnictw

Prof. inż. Klaudiusz Filasiewicz. Technologia metali. Wydawnictwo „Wiedza — Zawód — Kultura”. Kraków 1947. Str. 344, rys. 101. Cena 850 zł.

Rozwój naszego odbudowującego się przemysłu metalowego wymaga (i długo jeszcze wymagać będzie!) znacznego zwiększenia kadr wykwalifikowanych techników, przy szkoleniu wszakże tych kadr odczuwa się u nas dotkliwy brak odpowiednich nowoczesnych podręczników, traktujących przystępnie lecz wyczerpująco technologię metali. W tych warunkach ukazanie się książki, obejmującej wszystkie najważniejsze działy hutnictwa żelaza i metali nieżelaznych było więc b. na czasie. Na treść jej składają się 3 rozdziały: metalurgia, walcownictwo i kuźnictwo. W rozdziale pierwszym podaje autor (profesor Politechniki Śląskiej w Gliwicach) opis ogólnych własności metali, materiałów surowych, paliwa, materiałów pomocniczych i ogniotrwałych, koksu i rudy, po czym przechodzi do przygotowania rud tudzież wytapiania surówki i omawia szczegółowo procesy metalurgiczne, zachodzące w wielkich piecach oraz wszelkiego rodzaju piecach stalowniczych, a następnie własności ogólne, metody otrzymywania z rud i zastosowanie metali nieżelaznych. W rozdziale o walcownictwie — po przedstawieniu samej istoty walcowania — zajmuje się opisem różnego rodzaju pieców walcowniczych, walców i ich kalibrowania, zasadniczych typów walcarek i urządzeń walcowniczych do walcowania na gorąco i na zimno dla materiału prętowego, taśmy i blachy. Krótko lecz wystarczająco ujmuje też autor dział przeciągania prętów i drutu, jak również produkcji rur spawanych oraz rur bez szwu. W rozdziale, poświęconym kuźnictwu, omawia materiały opałowe kuźni, rodzaje pieców kuźniczych i narzędzi, czynności kowalskie przy kuciu ręcznym i mechanicznym tudzież nowoczesne urządzenia kuźnicze, jak młoty opadowe i przeciwbieżne, prasy, maszyny kuźnicze i młoty wykrojowe. Przy opisie procesów hutniczych autor podaje nie tylko metody istniejące lecz także historyczny ich rozwój, stan obecny, a nawet — w pewnych przypadkach — przewidywania na przyszłość i możliwe kierunki rozwoju w hutnictwie polskim. W książce swej unika prof. Filasiewicz używania nazw obcych, stosując się do rodzimego słownictwa technicznego, co z uznaniem należy podkreślić jako dalszy krok do rozpowszechnienia nazw polskich w przemyśle metalowym. Kilka zauważonych błędów, jak np. na str. 42 niewłaściwy już obecnie podział na surówkę i stal wg zawartości węgla, na str. 84 błędy liczbowe w bilansie cieplnym wielkiego pieca, na str. 89 odsiarczanie kwaśnym żużlem przy podwyższonych temperaturach, nie obniża ogólnej wartości książki jako podręcznika, który ma za zadanie zaznajomić kształcące się zastępy młodych techników z podstawowymi gałęziami przemysłu hutniczego.

K. Radźwicki

Mgr W. Kiełtyka. Rozwój hutnictwa żelaznego w Polsce do r. 1939. Biblioteka Hutnika. Nakładem Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego. Katowice 1947. Str. 87. Niewielka książeczka, pisana stylem raczej telegraficznym, dla ludzi, których obo-

wiązkiem jest — przy ocenie obecnej sytuacji hutnictwa polskiego — poznać jego tendencje rozwojowe. Wszak przeszłość żyje w dzisiejszej rzeczywistości i nakazuje liczenie się z „dobrodziejstwem inwentarza“! Na treść omawianej książeczki składają się 5 rozdziałów: I. Hutnictwo żelazne w Polsce przedrozbiorowej. II. Hutnictwo żelazne w Polsce porozbiorowej. III. Przemysł hutniczy na Górnym Śląsku. IV. Hutnictwo na Śląsku po wojnie światowej. V. Organizacja hutnictwa żelaznego. — Z układu książeczki widać, że autor miał na celu wysnucie pewnych wniosków z historii, czasy więc najdawniejsze, przedhistoryczne i średniowieczne porusza jedynie na kilkunastu strokach, resztę poświęcając wiekowi XIX i XX do 1939 r. Nie jest to historia techniki hutniczej. Jest to historia polskiego przemysłu hutniczego w wielkim skrócie, ujęta jednak w sposób dostatecznie udokumentowany. Warto powtórzyć za autorem pewne sentencje, które obecne pokolenie hutników polskich powinno by zapamiętać.

Ciężkie i zmienne koleje przechodził polski przemysł hutniczy na terenie Królestwa Kongresowego. Zrazu pchnięty na tory wspólnego rozwoju przez Staszica i Lubeckiego (1815 — 1831), znów poderwany do życia dzięki polityce Banku Polskiego (1834—1843), przechodzi fale koniunkturalnego rozwoju i głębokiej depresji. Zmienia się technika, zmieniają się układy gospodarcze. Zrazu wolny wywóz w głąb Rosji, potem polityka, dążąca do tego, by przemysł ten unicestwić drogą stosowania specjalnej taryfy kolejowej, stwarzającej przywileje dla przemysłu rosyjskiego. W pewnej chwili, wprowadzone przez ówczesny rząd w Rosji stawki celne przywozowe, b. zróżniczkowane, stwarzają koniunkturę dla przemysłu w Zagłębiu Dąbrowskim, gdzie powstają huty, jako siostrzyce hut śląskich. Wobec tak wciąż zmieniających się warunków rzeczywistości gospodarczej nadzwyczaj ciekawą jest rzeczą, jak ocenić walkę o prawo do istnienia polskiego przemysłu hutniczego na omawianym terenie?

Przemysł uelastyczniał się i przez układy pionowe, wzgl. przerzucanie się na przetwórstwo, wiódł walkę konkurencyjną z przemysłem rosyjskim. Czy z powodzeniem? Trudno powiedzieć... Raczej z wielkimi ofiarami. Ale niezmiernie interesujące jest wynikowe zdanie niemieckiego autora F. Wittschewsky'ego w książce „Russlands Handels- Zeli- u. Industrie-Politik vom Peter dem Grossen bis auf die Gegenwart, Berlin 1905“, powtórzone przez mgra Kiełtykę na str. 33: „Szczególnie w tym współzawodnictwie, które prowadzi musi do potaniaenia towaru oraz zmniejszenia zysku przedsiębiorcy, leży wybitna zasługa polskiego przemysłu. To, że rosyjski przemysł tak wysoce się rozwinął, iż nie pozostaje w tyle w wytwarzaniu tanich towarów do konsumpcji masowej za żadnym europejskim krajem, to zawdzięcza przemysł rosyjski w wybitnym stopniu konkurencji polskich obszarów przemysłowych, przy czym te ostatnie nie zadowalały się narzekaniem lecz ciągle starają się o potanieenie produkcji, a to drogą ulepszeń technicznych i zadowoleniem się mniejszym zyskiem przedsiębiorcy“.

Zupełnie inaczej rozwijał się przemysł hutniczy na terenie Górnego Śląska. Ułatwimy sobie zadanie

i powtórzmy konkluzje autora: „Przemysł śląski, pomijając bogactwa naturalne, powstaje dzięki inicjatywie państwa. Specyficzne śląskie warunki produkcji i zbytu, spośród których na plan pierwszy wybijają się fatalne położenie geograficzne, sprawiają, że zostaje on spychany przez inne okręgi przemysłowe Rzeszy Niemieckiej. Charakterystyczne jest, iż od 1890 r. nie powstaje na Śląsku żadna nowa huta, gdyż przemysł hutniczy na Śląsku nie rentuje się tak, jak to było dawniej. Przemysł hutniczy na Śląsku jest przez cały czas otaczany opieką rządu, bądź to przez subwencje, bądź przez udzielanie zamówień rządowych, bądź wyjątkowych taryf kolejowych na przewóz rudy itp. Szkodliwą jednak dla rozwoju przemysłu hutniczego na Śląsku była polityka celna rządu niemieckiego, który faworyzował interesy agrariuszy. Rząd, popierając przemysł śląski, kierował się nie tyle motywami ekonomicznymi, ale przede wszystkim pobudkami o charakterze polityczno-militarnym („...należy przede wszystkim ze względów politycznych i narodowościowych utrzymać śląski przemysł hutniczy, gdyż ma się tu do czynienia z czysto niemieckim przemysłem, który jest silnym bastionem polskości na zagrożonych kręśach wschodnich...“).

Wybucho pierwsza wojna światowa, odradza się niepodległe państwo polskie, granice tną Śląsk i związany z tym terenem przemysł hutniczy śląski. Zjawia się nowa rzeczywistość. Czy i nowe koncepcje gospodarcze? W układzie właściwych hut zmieniło się nie wiele, w układzie gospodarczym hutnictwa b. wiele. Naprzód ingerencja państwa spowodowała to, że znaczna część przemysłu hutniczego przeszła z rąk niemieckich w ręce państwa polskiego, wzgl. nie zmieniła właścicieli. Powstaje Syndykat Polskich Hut Żelaznych, Centrala Zakupu Żelaza Polskich Hut Żelaznych, Związek Eksportowy Polskich Hut Żelaznych, Związek Polskich Hut Żelaznych i wreszcie Naczelna Organizacja Hutnictwa Żelaznego, której zadaniem miało być — w odniesieniu do hutnictwa jako całości — planowanie, koordynowanie i racjonalizacja działalności przedsiębiorstw hutniczych. Zostaje zbudowana „Stalowa Wola“. Wykryształowuje się powoli, choć nieśmiało, konieczność jeszcze mocniejszych pociągnięć.

Autor książeczki nie poprzestał na skreśleniu przebiegu dziejów polskiego hutnictwa. Naturalnym biegiem myśli doszedł do konieczności wysnucia szeregu wniosków na przyszłość. Zebrał je w ostatnim (IX) rozdziale swego dzieła, pt. „Zakończenie: ogólne wnioski“. Jest ich 16. Nie będziemy z autorem polemizowali. Pewne rzeczy ujął on — wg naszego zdania — trafnie, co do niektórych mamy zastrzeżenia. Każdy z nas zresztą, kto książeczkę tę przeczyta, zechce zapewne postawić własne tezy. Zasługa autora polega na tym, że zmusza on czytelnika do przeglądu całokształtu spraw polskiego hutnictwa żelaznego i jego linii rozwojowych w świetle historii.

Mieczysław Radwan

Hutnické Listy. Red. i adm.: Brno - Závovre-sky, ul. Mucednická 8. Cena num. 20 kor. czesk.

Rocznik I (1947). Nr 11. **Prof. dr inż. J. Sárek.** Gospodarcze znaczenie właściwego wyboru miejsca na koksownię. — **Inż. B. Otta.** Statystyczna kontrola jakości. — **Inż. J. Mackiewicz.** Porowatość „szpilkowa“

odlewów stalowych. — **Inż. V. Oliverius.** Szkolenie uczniów w odlewnictwie. — **Inż. J. Chvojka.** Przegląd produkcji surówek ze stopów glinowych i magnezowych w Niemczech w okresie drugiej wojny światowej. Porównanie z produkcją w Stanach Zjednoczonych A. P. — Nr 12. **Inż. J. Hummel.** Urządzenie do wzbogacania srebrnej piany w hucie ołowiu w Przybramie. — **Dr A. Habenicht.** Sytuacja transportowa Witkowskich Zakładów Hutniczych po uwolnieniu od okupanta. — **Inż. J. Mackiewicz.** Porowatość „szpilkowa“ odlewów stalowych. — **Inż. J. Chvojka.** Przegląd produkcji surówek ze stopów glinowych i magnezowych w Niemczech w okresie drugiej wojny światowej. Porównanie z produkcją w Stanach Zjednoczonych A. P.

Rocznik II (1947). Nr 1. **I. G. Pearce.** Badania szarej surówki w Wielkiej Brytanii. — **Prof. dr inż. J. Sárek.** Mowa wykresów. — **Inż. J. Zampach i inż. O. Starosta.** Wymiarowa stałość lanych tłoków ze stopów glinowych. — **Dr inż. Fr. Pisek.** Czy przedhistoryczny pierścień żelazny z Byczej Skały jest z żeliwa? — **Dr inż. J. Tille.** Francuski przemysł hutniczy w planie Monnetta.* — Nr 2. **Prof. dr inż. Sárek.** Zarys warunków ekonomicznej produkcji przemysłu hutniczego. — **Dr inż. M. Knotek.** Wyżarzanie wyrobów kuto-lanych z czarnym rdzeniem. — Nr 3. **Dr inż. A. Głazunow.** Perspektywy współczesnego przemysłu glinowego. — **Dr inż. A. Pokorný.** Wykorzystanie w przemyśle hutniczym analizy widmowej. — **Dr inż. Fr. Drastik.** Określenie pracy udarnej ubijaka. — Nr 4. **K. Stástny.** Jednolity system ceny płac zarobkowych. — **K. Holes.** Określenie odpowiednich warunków walcowania na gorąco stopu Al-Mg-Si. — Nr 5. **Inż. J. Alexandrovský.** 30-lecie radzieckiej produkcji żeliwa. — **K. Stástny.** Normalizacja pracy w ogóle, ze szczególnym uwzględnieniem odlewnictwa. — **Dr inż. J. Tille.** Czy można by przenieść część urządzeń przemysłu hutniczego z okręgu Ruhry do Francji? — W numerze tym znajdujemy notatkę o wydawctwach CZPH pt. „Biblioteka Hutnika“: A/1 — A/4 i B/1 — B/3. — Nr 6. **Dr P. Skulari.** Postępy w technologii procesów produkcji cienkiej blachy z glinu w ZSRR — **K. Stástny.** Normalizacja pracy w ogóle, ze szczególnym uwzględnieniem odlewnictwa. — **Prof. dr V. Jares.** Czy przedhistoryczny pierścień żelazny z Byczej Skały jest z żeliwa?

K. Radzwicki

Bányászati és Kohászati Lapok (Czasopismo Górniczo - Hutnicze). Miesięcznik. Oficjalny organ Wydziałów Górniczego i Hutniczego Węgierskiej Politechniki im. J. Náadora i Związku Zawodowego Węgierskich Inżynierów i Techników, wydawane przez Węgierskie Stowarzyszenie Górników i Hutników. Red. i adm.: Budapeszt, IX ker. Lónyay utca 41. Red. odp.: Kálmán Kerpely. Cena pojed. num. 7 forint.

Rok II (LXXX) (1947). Nr 7. **Prof. Cotel Ernő.** Rozwój profilu wielkopieczowego (odczyt, wygłoszony na posiedzeniu Węgierskiej Akademii Umiejętności w dniu 29 listopada 1945 r.). Autor przedstawia rozwój wielkiego pieca od czasów najdawniejszych do

*) Porówn. artykuł inż. E. Bučki w „Hutniku“ z 1947 r., Nr 6, str. 315 — 317.

najnowszych i stwierdza, że pierwszy — 500-letni — okres rozwoju wielkiego pieca zakończył się; rozpoczął się drugi okres jego rozwoju, wolny od dotychczasowych uprzedzeń, okres budowy pieców naprawę wielkich, nie co do bezwzględnej ich wysokości lecz poprzecznego przekroju i — co najważniejsze — wydajności. — **Dr Geleji Sándor**. Dane do wymiarowania dwustojakowych młotów parowych. Sposób obliczania napięć, występujących w częściach składowych młota w momencie kucia (Magyar Technika 1947 r. Nr 2). — **Vadász Elemér**. Nasze badania geologiczne na tle odbudowy kraju. — **Dr Schmidt Eligius Robert**. Górnicze tereny na Węgrzech. — **Dr Zambo János**. Wyrównanie „dostosowanej linii poligonowej“ (die Ausgleichung der Einrechnungszüge) i najkorzystniejszy rozkład obciążeń. — Nr 8. **Praca zbiorowa**. O zwalczaniu niebezpieczeństwa krasowej wody w naszych kopalniach węgla. — **Sozański István**. Zabezpieczenie wyrobisk górniczych obudową żelazną. — **Oszlaczky Szilárd**. Działanie „dwuwymiarowej“ masy bryły w płaszczyźnie pionowej i pomiar przy pomocy wahadła Eötvösa. — **Sztaray Zoltan**. Kontrola jako czynnik gospodarki ruchu w górnictwie węgla. — **Kiss Erwin**. Kinetyczne i dynamiczne badania młota resorowego. — **Dr Schmidt Eligius Robert**. Nasi inżynierowie-górnicy jako pionierzy w służbie zdrowia publicznego.

St. Nowosielski

Przeгляд Górniczy. Tom IV (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. Cz. Poborski**. W sprawie obliczania zasobów węgla Górno-Sląskiego Zagłębia Węglowego. — **Inż. M. Kwaśniewicz**. Zasoby piasku na Pustyni Błędowskiej. — **Słownictwo górnicze**. — **Kronika** (m. in. notatki o dorocznym zebraniu Rady Naukowej Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego i o budowie domów mieszkalnych dla pracowników przemysłu węglowego. — **Przeгляд zagraniczny** (m. in. notatki o sytuacji węglowej zagranicą). **Statystyka polskiego przemysłu węglowego**.

Nafta. Rocznik IV (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. Z. Wilk**. Nafta w roku 1947. — **Mgr J. Mokrzyński**. Aktualny system prac poszukiwawczych. — **Inż. J. Wojnar**. Rola i znaczenie pomocy naukowych oraz podręczników na kursach zawodowych. — **Inż. J. Czastka**. Wyższe szkolnictwo naftowe w Stanach Zjednoczonych A. P. — **Przeгляд zagraniczny**. — **Dział sprawozdawczy**. — **Wiadomości bieżące**. — **Statystyka naftowa Polski**.

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Rok II (1947). Nr 7 — 8 (październik — listopad). **R. Błażut**. Formowanie maszynowe. — **J. Kostecki**. Przyczynki do opracowania norm zużycia materiałów ogniotrwałych na jednostkę produkcji stali. — **B. Wróblewski**. Projekt organizacji górnictwa surowców w Zjednoczeniu Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych (artykuł dyskusyjny). — **Inż. J. Wolski**. O inicjatywę twórczą na polu racjonalizacji przemysłu. — **Inż. B. Lewicki**. Zagadnienie bezpieczeństwa i higieny pracy w zakładach przemysłowych. Bezpieczeństwo pracy przy urządzeniach do przenoszenia energii mechanicznej. — **Inż. J. Wolski**. Kącik budowlany. — **Normy hutnicze** TC-409 — 410 — 411. — **Kronika**. — **Sprawozdania**. — **Przeгляд prasy**.

Przeгляд Techniczny. Rok 69 (1948). Nr 1 — 2 (styczeń). **Inż. B. Rumiński**. Naczelna Organizacja Techniczna w obliczu nowych zadań. — **Inż. Fr. Cieciora**. Sprawozdanie organizacyjne N. O. T. — **Sprawozdanie z obrad I Walnego Zjazdu Delegatów N. O. T.** — **Inż. W. Korewa**. Cennik prac konstrukcyjnych. — **R. P. Russef**. Paliwa przyszłości. — **Klasyfikacja dziesiętna i dokumentacja**. — **R. Pigott**. Postępy w dziedzinie paliw, smarów i smarowania. — **Przyszłość telewizji**. — **A. Dembiński**. Postępy w dziedzinie lotnictwa. — **Postępy w dziedzinie wiedzy o atomie**. — **Stabilizacja stałą działaniem niskiej temperatury**.

Mechanik. Rok XX (1947). Nr. 12 (grudzień). **Inż. J. Obalski**. Henry Ford. — **Inż. Z. Dobrowolski**. Spawanie żeliwa płomieniem acetylenowo-tlenowym. — **Z. D.** Spawanie łukowe trzema elektrodami. — **Inż. A. T. Trokolewski**. O niektórych wyrazach technicznych pochodzenia antycznego. — **H. Ch.** Współzawodnictwo pracy.

Politechnika. Rok II (1947). Nr 9 — 10. Rezolucja II Krajowej Konferencji Rektorów i Profesorów Wyższych Uczelni. — **Mgr St. Parnicki - Pudelko**. Plac w budownictwie greckim a współczesne planowanie. — **Inż. J. Sabiński**. Czworobok przegubowy i mechanizmy od niego pochodzące. — **Dr Wł. Ściśłowski**. Elementarna cząstka „neutrino“. — **Inż. T. Niczewski**. O słuchaniu wykładów i przygotowywaniu się do egzaminów. — **Inż. H. Ryżko**. Nowy ośrodek naukowo-badawczy elektrotechniki prądów silnych. — **Nowości naukowe i techniczne**. — **Dział informacyjny**. — **Przeгляд prasy i wydawnictw technicznych**. — **Kronika**.

Przeгляд Budowlany. Rok XIX (1947). Nr 12 (grudzień). **Cz. Klarner**. W sprawie finansowania odbudowy domów mieszkalnych w miastach polskich. — **W. Olszak**. Międzynarodowa wystawa urbanizmu i budownictwa w Paryżu. — **J. Buzdygan**. Architektura i urbanistyka szwajcarska (wystawa w Muzeum Narodowym w Warszawie). — **Inż. J. S. Pagowski**. Sztuka młota i kowadła.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Rok XXII (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. St. Bilewski**. Kwestia oszczędnościowej gospodarki w gazowniach, ze szczególnym uwzględnieniem gospodarki cieplnej. — **Inż. A. Szniolis**. Rozwój inżynierii sanitarnej i higieny w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej (wrażenia z podróży).

Motoryzacja. Rok III (1948). Nr 1 (styczeń). **Zb. Borowczyk**. XXVIII Wystawa Samochodowa w Pradze. — **Inż. K. Podhorski-Okolów**. Koszty eksploatacji samochodów osobowych.

Skrzydłata Polska. Rok IV (1948). Nr 1 (styczeń). **R. Urich**. Wydział Lotniczy Politechniki Warszawskiej (tytuł tego artykułu powinien brzmieć raczej następująco: Oddział Lotniczy Wydziału Mechanicznego Politechniki Warszawskiej). — **J. Sawicki**. U. S. A. naśladuje... Niemców. — **Inż. Z. Franaszczyk**. Tunel I. A. G.

Przegląd Organizacji. Rok III (1948). Nr 1 **K. Sedzieln.** Prof. dr inż. **St. Bieńkowski.** Współzawodnictwo a wydajność pracy. — **Mgr T. Witkowski.** Kontrola przemysłu państwowego. — **J. Gutowski.** Wykres Gantta jako instrument kierownika zakładu w walce z przestojami. — **Dr L. Sytulska.** Dziesiętne rozdzielenie pism w przedsiębiorstwie. — **Inż. Wł. Wasilewski.** Przykład organizacji gospodarki materiałami kancelaryjnymi w dużych zakładach przemysłowych. — **Inż. Z. Puławski.** Nowe drogi techniki bezpieczeństwa.

Gospodarka Planowa. Rok III (1948). Nr 1 **K. Secomski.** Plan inwestycyjny na rok 1948. — **Dr St. Berzowski.** Planowanie w państwach nadidunajskich. — **(S. O.).** Problem surowców żelazodajnych. — **(S. O.).** Nowa organizacja przemysłu hutniczego. — Nr 2. **Z. Pirożyński.** Społeczny Fundusz Oszczędnościowy. — **J. Śmigieński.** O plan motoryzacji. — **St. A. Majewski.** Istotny sens nadzieckiej reformy pieniężnej. — **Dr E. Wiszniewicz.** Program gospodarczy „szesnastu“. — **(E. V.).** Wskaźnik produktywności pracy w przemyśle. — **M. Czesnokow.** Nowe zadania przemysłu lekkiego w ZSRR.

Życie Gospodarcze. Rok III (1948). Nr 1 (styczeń). **T. Gliwic.** Pionowa czy pozioma organizacja przemysłu w Polsce? — **A. Ferski.** Współzawodnictwo pracy. — **Inż. S. Nowotny.** Planowanie w Ministerstwie Przemysłu i Handlu. — Nr 2 (styczeń). **Br. Minc.** O dochodzie narodowym. — **Dr E. Rose.** Rentowność w planie finansowym. — **St. Kotyński.** Problem energetyczny Szwecji.

Węgiel. Przegląd gospodarczy przemysłu węglowego. Miesięcznik. Nakładem Centralnego Zarządu Przemysłu Węglowego. Redaguje: Komitet Redakcyjny, wyłoniony przez Radę Techniczno-Gospodarczą Przemysłu Węglowego. Red. i adm.: Katowice, ul. Powstańców 46. Cena pojed. num. 75 zł.

Rok I (1947). Nr 1 (październik). **Od Redacji.** — **Inż. Fr. Topolski.** Węgiel — podstawą dobrobytu Polski. — **Dr E. Rose.** Potrzeby inwestycyjne przemysłu węglowego na tle państwowego planu inwestycyjnego. — **Inż. R. Brzeski.** Potrzeba oszczędności w gospodarce węglowej. — **Mgr Wł. Szczypa.** „Narady wytwórcze“ w przemyśle węglowym. — **Dr E. Wiczorek.** Akcja oszczędnościowa w przemyśle węglowym. — Przegląd zagraniczny. — Przegląd prasy krajowej. — Kronika gospodarcza. — Kronika przemysłu węglowego. — Statystyka. — Nr 2—3 (listopad — grudzień). **Dr L. Rogoż.** Płace górnicze w roku 1947. — **Mgr Wł. Szczypa.** Wyniki pracy przemysłu węglowego za pierwsze 3 kwartały 1947 r. — **Inż. J. Zubrzycki.** Gospodarka rolna w przemyśle węglowym. — **Inż. R. Sznajka.** Zaopatrzenie w wodę przemysłową i gospodarczą Zagłębia Rybnickiego. — **Mgr L. Bieńkowski.** Geografia rynków węglowych w Europie. — Przegląd zagraniczny. — Przegląd prasy krajowej. — Kronika przemysłu węglowego. — Statystyka.

Miesięcznik „Węgiel“, który zaczął od niedawna wychodzić, ma na celu stałe, systematyczne oświetlanie i komentowanie zagadnień, związanych z obecnym stanem i rozwojem naszego przemysłu węglowego na tle ogólnej sytuacji gospodarczej Polski i zagranicy, przy czym przy omawianiu owych problemów czasopismo to nie będzie występowało w charakterze urzędowego organu Centralnego Zarządu Przemysłu Węglowego. Treść zeszytów „Węgla“, które się dotychczas ukazały, jest bogata i urozmaicona, układ jej przejrzysty, a redakcyjne opracowanie poszczególnych artykułów bardzo staranne. Zewnętrzna strona wydawnictwa (druk, papier, okładka) przedstawia się estetycznie.

Biuletyn Informacyjny Szkolnictwa Zawodowego Ministerstwa Przemysłu i Handlu. Wydaje Departament Kadr M. P. i H. Rok II (1948). Nr 1—2 (styczeń). Str. 41. **Inż. J. Pomorski.** Szkolnictwo przemysłowe. — Sprawozdania z działalności wydziałów szkolenia zawodowego centralnych zarządów przemysłu. — Wiadomości z kraju. — Wiadomości zagraniczne.

Jantar. Przegląd naukowy zagadnień pomorskich i bałtyckich. Organ Instytutu Bałtyckiego (wydawany z zasiłkiem Ministerstwa Oświaty). Gdańsk — Bydgoszcz — Szczecin. Komitet redakcyjny: dr J. Borowik, dr Maria Boduszyńska, mgr A. Bukowski, J. Lewandowski, prof. T. Ocioszyński, B. Srocki i dr A. Wielopolski. Red. i adm.: Bydgoszcz, al. 3 Maja 48. Cena num. 110 zł.

Rok V (1947). Nr 4 (październik — grudzień). **T. Ocioszyński.** Gdynia — Gdańsk, nadmorskie miasta Rzeczypospolitej. — **J. Zaremba.** Wymiana ludności na Pomorzu Zachodnim. — **G. Labuda.** Główne momenty dziejów Bałtyku. — **M. Dragan.** Archiwum Państwowe w Gdańsku dawniej a dzisiaj. — **M. Mysłowski.** Region Gdański w planie gospodarczym na rok 1948. — Kronika życia gospodarczego Pomorza. — Kronika życia naukowego Pomorza. — Z krajów bałtyckich. — Recenzje i omówienia. — Z prac Instytutu Bałtyckiego.

Wskazówki dla autorów współpracujących z Instytutem Wydawniczym SIMP. Biblioteka Mechanika. Seria IX. Nr 1. Nakładem Instytutu Wydawniczego SIMP. Warszawa 1947. Str. 32. — Jest to b. starannie przemyślana i wybornie napisana broszura, zawierająca — między innymi — wyczerpującą i nadzwyczaj pożyteczną instrukcję dla osób, zasilających swymi pracami Instytut Wydawniczy SIMP (czy to jego wydawnictwa periodyczne: „Mechanik“ i „Przegląd Mechaniczny“, czy też książkowe). Na szczególną uwagę zasługują w niej „wskazówki metodyczne“ i „wskazówki praktyczne“ (str. 10—19). Wszystkim współpracownikom „Hutnika“ doradzamy usilnie zaznajomienie się z tymi „wskazówkami“.

J. Chmielowski

Różne wiadomości

Łupki ogniotrwałe poza Nową Rudą. W związku z artykułem inż. Wiktora Sielawy pt. „Noworudzki łupek ogniotrwały“, wydrukowanym w „Hutniku“ z 1947 r. Nr 10, otrzymaliśmy od inż. Witolda Wójcika (Zakłady „Nowy Orzeł Biały“) notatkę (umieszczamy ją poniżej), która — podając wiadomości o występowaniu w Polsce łupków ogniotrwałych poza Nową Rudą — pracę inż. Sielawy w pewnej mierze uzupełnia.

„Już profesor Akademię Górniczą w Krakowie dr Rozen przewidywał możliwość znalezienia łupków ogniotrwałych w warstwach formacji węglowej i na temat ten zamieścił artykuł w „Przeglądzie Górniczo-Hutniczym“ z 1924 r. Rozważania, zawarte w owej pracy oraz obserwacja przepalonych zwałów skały płonnej, dały bodziec do przeprowadzenia badań, w wyniku których znaleziono w 1932 r. na kopalni węgla „Piast“ w Łędzinach (pow. pszczyński) przerost łupkowy o miąższości 40—50 cm w pokładzie węgla o nadzwyczajnych własnościach: Al_2O_3 ponad 40 % i Sk ponad 33—34. Materiał ten w stanie surowym kremowy, o złomie muszlowatym, tłusty w dotyku, został skierowany w całości do „Zakładów Elektro“ w Łaziskach. Produkowana początkowo ilość wynosiła ponad 200 t miesięcznie.

Wkrótce potem — w podobnych warunkach — znaleziono łupek ogniotrwały w kopalniach „Artur“ i „Zbyszek“ w Sierszy, jako przerost w pokładzie „Izabella“. Łupek o stożku 33, barwa kremowa lub różowawa, część górną pokładu zanieczyszczona przerostami węgla. Łupek ten szedł do wyrobu lepszych gatunków szamotowych w zakładach szamotowych w Krzeszowicach.

Łupek ogniotrwały w Brzezince koło Mysłowic, również jako przerost w pokładzie węgla, o miąższości do 1 m, Sk = 31—32. Obecnie wydobywanie zostało wstrzymane.

Łupek ogniotrwały w polu górniczym kopalni „Klimontów“, także w postaci przerostu, o miąższości do 1 m, w pokładzie węgla oraz łupek, leżący poniżej węgla, o miąższości do 1 m. Łupek o barwie szarej, bardziej piaszczysty: Al_2O_3 ok. 33—35 % i Sk ok. 29—31. W czasie okupacji łupek ten przepalano w piecach polnych i wysyłano do fabryki cegły szamotowej w Nowej Wsi.

Swego czasu większe pokłady łupku ogniotrwałego (raczej gliny ogniotrwałej), stożek 30—31, zalegające w warstwach nadsiodłowych (rudzkich) w Rudzie Śląskiej, były eksploatowane przez tamtejszą fabrykę cegły ogniotrwałej „Wiktor Emanuel“. Złoże to jest już teraz w większej części wyeksploatowane.

Łupki ogniotrwałe, przechodzące w chude gliny ogniotrwałe, znane są pod i nad warstwami węgla brunatnego pod Zawierciem. Stożek 28—31. Miejsowości: Kierszula i Łazy.

Poza tym znane są lokalne gniazda łupków ogniotrwałych i glin ogniotrwałych chudych w okolicy Mierzęcic pod Zawierciem, gdzie zawartość Al_2O_3 dochodzi do 55%; Sk powyżej 34.

Gdyby przeprowadzić systematyczne badania łupków warstw nadsiodłowych formacji węglowej, znaleziono by niewątpliwie cały szereg warstw łupkowych, nadających się do zastosowania w przemyśle materiałów ogniotrwałych.

Nagrzewanie dmuchu żeliwiaka. Inż. Edward Bućko (Hutniczy Instytut Badawczy im. St. Staszica w Gliwicach) nadesłał nam następujące wyjaśnienie:

„W związku ze streszczeniem moim, które ukażało się w „Hutniku“ z 1947 r., Nr 9, str. 439, pt. „Nagrzewanie dmuchu żeliwiaka“, otrzymałem od prof. dra inż. R. Dawidowskiego list, wyjaśniający, że zarówno w publikacjach Kongresu Odlewniczego w Warszawie z 1938 r., jak i w swym polskim patencie Nr 18084 — Kl. 31a — 1/140 prof. Dawidowski nie ograniczył bynajmniej temperatury dmuchu do 300° C, przeciwnie, wykazał na podstawie obliczenia, że im wyższa jest temperatura dmuchu w żeliwiaku, tym lepsze muszą być wyniki. Powtórzone kilkakrotnie w publikacjach niemieckich twierdzenie o rzekomym ograniczeniu przez prof. Dawidowskiego temperatury dmuchu w żeliwiaku znalazło się także w referacie M. Badera, przetłumaczonym z języka niemieckiego na angielski i umieszczonym w amerykańskim czasopiśmie „Foundry“ oraz w moim streszczeniu tegoż.“

Walcownia metali nieżelaznych w Dziedzicach jest najważniejszym, a nawet — w większości wypadków — jedynym dostawcą półfabrykatów z miedzi, mosiądźów, aluminium i jego stopów dla przemysłu węglowego, energetycznego, elektrotechnicznego, metalowego i kolejnictwa. Dynamikę rozwoju wytwórczości tej walcowni najlepiej charakteryzują następujące osiągnięcia: w czerwcu 1945 r. wyprodukowano zaledwie 5 ton półfabrykatów metali kolorowych, w październiku 1946 r. przekroczono o 2% wytwórczość przedwojenną, a do 1 grudnia 1947 r. wykonano całą produkcję, zaplanowaną na ubiegły rok. Dotychczas walcownia pracowała na pokrycie potrzeb krajowych, w planie zaś na 1948 r. przewiduje się już i eksport, m. in. do Jugosławii. Opracowane są nowe gałęzie produkcji, z uwzględnieniem oszczędności drogich surowców importowanych i samowystarczalności gospodarczej — przez wytwarzanie niezbednych wyrobów, sprowadzanych dotąd z zagranicy. Na podkreślenie zasługuje wyprodukowanie większej ilości drutu oporowego, tzw. „izabelinu“, tudzież masowy wyrób drutu przewodowego z hartowanego stopu aluminium, tzw. „Aldrey“. Drut ten nie był w Polsce wytwarzany, a jest znacznie tańszy i równocześnie wydajniejszy od stosowanych do tej pory drutów z miedzi lub aluminium. Znajduje on szerokie zastosowanie w konstrukcji dalekosiężnych przewodów wysokiego napięcia i przyniesie duże oszczędności przy elektryfikacji kraju. W przygotowaniu jest proces wytwarzania folii aluminium, mającej zastosowanie m. in. w przemyśle energetycznym do wyrobu kondensatorów.

Budowa rurociągów w Stanach Zjednoczonych. Nie mający precedensu popyt na paliwa płynne i gaz nakazuje Stanom Zjednoczonym wybudowanie w najbliższych latach ok. 45.000 km rurociągów, celem przesyłania na duże odległości gazu ziemnego, ropy i produktów naftowych. O ile ów program będzie zrealizowany, Stany Zjednoczone zostaną pokryte gęstą siecią rurociągów, których długość zrówna się z długością ich linii kolejowych.

Dla wybudowania rurociągów tej długości istnieje zapotrzebowanie na 6 milionów t stali. Do niej należy jeszcze dodać znaczną ilość żelaza i stali na kompresory, stacje tłoczne i inne urządzenia pomocnicze. Zwiększenie zapotrzebowania na produkty naftowe pociąga za sobą również konieczność dostaw rur wiertniczych do odwiercenia ok. 65.000 szybów.

Dalszym zapotrzebowaniem na stal są wielkie ilości blachy, jakie mają być użyte przy budowie zbiorników dla magazynowania paliw płynnych. Rozwijające się ponadto w ostatnich czasach podziemne magazynowanie gazu pod ciśnieniem, będzie wymagało dużego tonażu stopowych rur bez szwu. Trzecim czynnikiem, zwiększającym zużycie stali, są rafinerie, które wprawdzie nie są obecnie przeciążone, ale także posiadają już szeroko zakrojony program rozbudowy.

Przed ostatnią wojną większość rurociągów w Stanach Zjednoczonych miała średnicę 350 mm i jedynie na duże odległości używano wymiarów większych. Obecnie większość linii projektowanych gazociągów, gdyż ok. 70%, żąda rur o średnicach powyżej 350 mm, w niektórych wypadkach dochodzących do 760 mm.

Produkcję rur bez szwu o średnicy ponad 350 mm zajmują się w Ameryce wielkie stalownie, przewody zaś spawane ponad wspomniany wyżej wymiar wyrabia tylko 5 zakładów, z których 2 nie mogą wykonać średnicy ponad 400 mm. Wytwórczość ta nie jest wystarczająca i przemysł stalowy planuje dodatkowe inwestycje, celem umożliwienia fabrykacji dużych średnic. Większość instalacji będzie czynna nie wcześniej niż za rok. Każdy wytwórca stali lub rur w Ameryce ma już całkowicie wypełniony program produkcji z zakresu rurociągów dalekosiężnych na czas od 2 do 5 lat.

W chwili obecnej największą średnicą rur bez szwu, wyrabianych w Ameryce, wynosi 650 mm. Co się tyczy rur spawanych, normalną graniczną średnicą jest również 650 mm. i tylko Consolidated Steel w Los Angeles dochodzi do średnic ok. 800 mm.

Celem przyspieszenia dostaw rur, towarzystwa naftowe i gazowe skupują na własną rękę blachy, wlewki lub półfabrykaty i posyłają je do wytwórni rur. W tych przypadkach towarzystwa budowy rurociągów płać dodatkowe frachty i wszelkie inne koszty, co w końcowym wyniku niewspółmiernie podnosi cenę rurociągu. Pomimo to każde z przedsiębiorstw, potrzebujące rurociągów, używa wszelkich dostępnych mu środków i wpływów, aby — nie licząc się z kosztami — otrzymać tak cenny teraz w Ameryce produkt.

Najbardziej optymistyczni obserwatorzy twierdzą, że nie widać końca w zapotrzebowaniach na budowę rurociągów. Przypuszczają oni, że gdyby istniała możliwość szybkich dostaw materiałowych, udałoby się stworzyć na przyszłość pewien realny plan potrzeb. Ponieważ jednak żaden z odbiorców nie jest natychmiast zaspokajany, widoczne jest, że dostawy rurociągów będą trwały ok. 2 razy dłużej niż pierwotnie planowano.

Automatyczne maszyny do pisania najnowszej konstrukcji zezwalają błęgiej stenotypistce napisać

600 listów w ciągu 8-godzinnej pracy. Średnio więc przypada 48 sekund na 1 list.

Nowa huta w Rodezji. Opracowanie dla Rodezji projektu nowej huty, która będzie połączona z wielką wodną elektrownią, postępuje naprzód. Jako miejsce budowy wybrano przełom rzeki Zambezi koło Koriby. Inwestycja ta finansowana jest przez rząd w wysokości 36 miln. dol., przez przemysł stalowy zaś w wysokości 20 miln. dol. Elektrownia wodna będzie miała moc 750.000 kW, dzięki czemu — posiadając taną energię — projektodawcy spodziewają się obniżyć koszty wytwórcze o 25% w stosunku do kosztów dotychczasowych. Huta ma produkować ok. pół miliona ton surówki lub stali i ok. 50.000 ton żelazochromu rocznie.

Zastosowanie radaru do rzecznych statków. obsługujących okręg Pittsburga, da przemysłowi hutniczemu Stanów Zjednoczonych wielkie oszczędności, gdyż nawigacja w czasie mglistej pogody po wąskich rzekach, przez które przerzucane są liczne mosty, jest b. utrudniona.

Dostawy złomu w 1947 r. Dostawy złomu wyniosły u nas w 1947 r. 754.000 ton. Złom uzyskiwany był w ramach zbiórek stałej sieci placówek państwowych, akcji społecznej i z dostaw importowych. Na podkreślenie zasługują wyniki społecznej zbiórki złomu, która dała w akcji wiosennej i jesiennej 1947 r. ok. 48.000 ton złomu hutniczego, odlewniczego i metali nieżelaznych.

Ośrodek polskiego przemysłu niklowego. W pobliżu Szklar pod Ząbkowicami na Dolnym Śląsku znajdują się złoża jednoprocetowej rudy niklu, których zasoby oblicza się na ok. 3 miln. ton. W ciągu ostatniej wojny złoża te były przez Niemców intensywnie eksploatowane, a otrzymywany w miejscowych zakładach górniczo-hutniczych nikiel pokrywał znaczną część zapotrzebowania niemieckiego przemysłu. W najbliższym czasie, po zakończeniu odbudowy zniszczonych zakładów, zostanie w nich podjęta produkcja żelazoniklu, przede wszystkim dla hutnictwa.

Licencje eksportowe w USA. Prezydent USA Truman skorzystał z przysługujących mu uprawnień i z ważnością od dnia 1 marca br. wprowadził reglamentację wywozu ze Stanów Zjednoczonych różnych towarów (a między innymi interesujących nas urządzeń technicznych) przy pomocy niezbędnych od tego terminu licencji eksportowych. Narazie nie da się oczywiście przewidzieć w jakim stopniu ustawa ta odbije się na zaopatrzeniu poszczególnych krajów Europy w sprzęt mechaniczny i elektryczny.

Doświadczalne huty metali lekkich. Biuro budowy hut metali lekkich w Trzebini zamierza uruchomić w r. doświadczalną hutę aluminium, przystosowaną do rafinowania popiołów aluminiowych i rozszerzyć budowę doświadczalnej huty magnezu, opartej na metodzie redukccyjnej, do wydajności 500 ton czystego magnezu na rok.

Kronika

Z Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie.

1) Na podstawie kartoteki, prowadzonej przez Związek Asystentów AGH oraz informacji, zebranych

wśród kolegów, zestawione zostały dane liczbowe, dotyczące czasu i miejsca pracy wychowanków Akademii Górniczo-Hutniczej na dzień 6 grudnia 1947 r.

Tablica I

Dane liczbowe, dotyczące losu wychowanków AGH

Wyszczególnienie	Górnicy		Hutnicy	
	Ilość	%	Ilość	%
Ukończyło AGH do 6. XII. 1947 r.	651	100	303	100
Zmarło	70	11	22	7
Brak danych	97	15	42	14
Żyje	484	74	239	79

Tablica II

Miejsce pobytu żyjących wychowanków AGH

Wyszczególnienie	Górnicy		Hutnicy	
	Ilość	%	Ilość	%
Żyje ogółem	484	100,0	239	100,0
„ w kraju	466	96,3	225	94,2
„ zagranicą	18	3,7	24	5,8

Tablica III

Miejsce pracy żyjących w kraju wychowanków AGH

Miejsce pracy	Górnicy		Miejsce pracy	Hutnicy	
	Ilość	%		Ilość	%
Górnictwo węgla i rudy	376	80,7	Hutnictwo żelaza	150	66,7
Kamieniołomy	8	1,7	Metale nieżelazne	5	2,2
Nafta	21	4,5	Materiały ogniotrwałe	1	0,5
Urzędy górnicze	14	3,0	HIB	4	1,8
PIG	4	0,9	Ministerstwa	5	2,2
Wyższe uczelnie	22	4,7	Wyższe uczelnie	29	12,9
Przedsiębiorstwa państwowe*)	7	1,5	Przedsiębiorstwa państwowe**)	16	7,1
Inne zawody	14	3,0	Inne zawody	15	6,6
Razem	466	100,0	Razem	225	100,0

Z tablicy III wynika, że przynajmniej większość wychowanków AGH, żyjących w kraju, gdyż 97%

górników oraz przeszło 93% hutników, pracuje w swych zawodach.

*) Nie związane bezpośrednio z górnictwem.

***) Nie związane bezpośrednio z hutnictwem, należące do przemysłu metalowego.

Uwzględniając 106 słuchaczy, zapisanych na rok wstępny (dla wszystkich wydziałów), ogółem studiuje obecnie w Akademii Górniczo-Hutniczej 1450 studentów.

2) Aktualny (styczeń 1948 r.) stan zapisu studentów na poszczególne Wydziały Akademii Górniczo-Hut-

niczej w roku akademickim 1947/48 ujmujące liczbowo następujące zestawienie:

Wydział	Rok studiów				Razem	%
	I	II	III	IV		
Hutniczy	104	71	126*	156*	457	34
Górnicy	104	78	69	147	398	30
Elektro-Mechaniczny	116	115	75	22	328	24
Geologiczno-Mierniczy	60	51	33	17	161	12
Razem	384	315	303	342	1344	100
%	29	23	22	26	100	%

Z Politechniki Warszawskiej. Na inauguracji roku akademickiego 1947/1948 w Politechnice Warszawskiej rektor prof. dr inż. E. Warchałowski podał w swym sprawozdaniu rektorskim wiadomość o utworzeniu w politechnice kilku nowych katedr i zakładów, a między innymi katedry projektowania zakładów przemysłowych na Wydziale Inżynierii Lądowej. Po raz pierwszy w Polsce zakład przemysłowy (racjonalnie zaprojektowane miejsce produkcji i wzorowej pracy robotnika) stał się przedmiotem studiów w wyższej uczelni technicznej, rozpatrywanym jako zorganizowana całość. Poszczególne katedry zajmowały się dotąd zagadnieniami budownictwa przemysłowego raczej od strony konstrukcyjnej i nie obejmowały ogólnego tematu, którym jest projekt całego zakładu przemysłowego, poczynając od wyboru miejsca, poprzez usytuowanie w terenie i rozplanowanie pomieszczeń, a kończąc na bezpieczeństwie i higienie pracy, urządzeniach socjalnych, mieszkaniach dla pracowników, wypoczynku, sporcie itp. (należących również do projektu). Poza tym trzeba zaznaczyć, że dotychczasowa działalność budowlana w przemyśle niejednokrotnie już wykazała brak odpowiednio przygotowanych fachowców tudzież niski poziom projektów.

Przemysłowe zagadnienia budowlane, czekające nas w przyszłych latach realizacji planów gospodarczych, stwarzają konieczność przygotowania kadr fachowców, świadomych zadań, które będą musieli wypełnić. Nowa katedra, nie rozwiązując bez reszty zagadnienia, jest pierwszym krokiem na drodze, prowadzącej do rozwiązania idealnego, jakim będzie — zamierzone w przyszłości — oddzielne „studium projektowania przemysłowego“, o programie, obejmującym podstawowe przedmioty: projektowanie zakładów przemysłowych i obiektów handlowych, specjalne konstrukcje przemysłowe oraz szereg przedmiotów uzupełniających, jak prewencja przeciwpożarowa i urządzenia przeciwpożarowe, higiena i bezpieczeństwo pracy, lokalizacja przemysłu, prawo przemysłowe itd. W „studium projektowania przemysłowego“ dokształcaliby się inżynierowie-architekci i inżynierowie lądowi, celem zdybycia gruntownych wiadomości z zakresu budownictwa przemysłowego.

Powołanie do życia katedry projektowania zakładów przemysłowych na Wydziale Inżynierii Lądowej dowodzi, że przywiązujemy obecnie większą wagę do zagadnienia ekonomicznego rozwiązywania konstrukcji i używania odpowiednich materiałów w imię naczelnej zasady: ekonomii budowy w wykonaniu i w eksploatacji.

*) W tym 23 na Oddziale Odlewniczym.

Z życia Naczelnej Organizacji Technicznej. Na I Walnym Zjeździe Delegatów NOT, odbytym w Warszawie, w nowoodbudowanym „Domu Technika“, w dniach 12—13 grudnia 1947 r., sekretarz generalny NOT inż. Fr. Cieciora wygłosił referat, który podajemy poniżej w streszczeniu.

Dnia 12 grudnia 1945 r. przedstawiciele branż technicznych stwierdzili na zebraniu organizacyjnym konieczność powołania do życia Naczelnej Organizacji Technicznej, celem odbudowania ruchu stowarzyszeniowego w kraju oraz koordynacji prac stowarzyszeń technicznych. Dotychczasowy dwuletni okres działalności stowarzyszeń technicznych, zrzeszonych w NOT, charakteryzują głównie prace organizacyjne, jak zagadnienia struktury ruchu technicznego, sprawy formalno-statutowe itp. Komitet organizacyjny NOT oparł swe koncepcje na analizie doświadczeń okresu międzywojennego oraz wytycznych, uzgodnionych między światem technicznym i naukowym a organizacjami politycznymi i społecznymi, w szczególności z Komisją Centralną Związków Zawodowych. Linia organizacyjna NOT zdobyła sobie odrazu zwolenników w masach inżynierów i techników, czego dowodem jest przystąpienie do NOT najpoważniejszych stowarzyszeń technicznych, jak SEP, SIMP i wielu innych. Ważnym czynnikiem, cementującym jednolity ruch stowarzyszeniowy, reprezentowany przez NOT, był Kongres Techników Polskich, zorganizowany przez NOT w Katowicach w grudniu 1946 r.

Stan organizacyjny stowarzyszeń pod koniec 1947 r. Stowarzyszenia techniczne mają do przezwyciężenia poważne trudności organizacyjne, wynikające z braku odpowiednich lokali i b. słabych podstaw finansowych, płynących ze znikomo niskich składek członkowskich. W okresie sprawozdawczym 15 stowarzyszeń NOT liczyło 15.000 inżynierów i techników. W 1947 r. przybyło ok. 35 % członków, a ilość oddziałów stowarzyszeń zwiększyła się ze 132 na 166. Ponadto w ważniejszych ośrodkach kraju zorganizowano oddziały NOT w liczbie 88. Na podkreślenie zasługuje działalność stowarzyszeń w zakresie naukowo-technicznym, wydawniczym, szkolnictwa i normalizacji. Słabe jest natomiast umacnianie działalności stowarzyszeń tudzież powiązanie ich prac z hasłami odbudowy, jak oszczędność, współzawodnicтво i wynalazczość.

Charakterystyka działalności NOT. Czynniki, które kierowały NOT i koordynowały

działalność stowarzyszeń, były: Komitet Organizacyjny oraz Komisje Główne. Wszystkie najważniejsze postanowienia i decyzje organizacyjne są dziełem Komitetu Organizacyjnego NOT. Na wymienienie zasługują spośród nich: powołanie prezydium i legalizacja NOT, organizacja terenowych oddziałów stowarzyszeń branżowych i oddziałów NOT, opracowanie ich regulaminów, odbudowa „Domu Technika“, organizacja Kongresu Techników Polskich, współpraca NOT i stowarzyszeń z działalnością związków zawodowych.

Prezydium NOT odbyło ogółem 15 zebrań plenarnych, kierując bieżącą działalnością NOT, pracami komisji i sekretariatu generalnego. Przygotowywało ono również materiały do obrad Komitetu Organizacyjnego i realizowało jego uchwały.

Oddziały NOT prowadziły ujednoczenie działalności stowarzyszeń w terenie, przyczyniając się do przeprowadzenia akcji, zaleconych przez NOT, np. w sprawie ustawy o stopniu inżyniera, programu egzaminów inżynierskich, wydawnictw technicznych, wynalazczości, współdziałania z ruchem zawodowym itp.

Komitet odbudowy „Domu Technika“ czuwał nad opracowaniem projektu odbudowy i przeprowadzaniem przetargów, dozorował wykonywane roboty i zdobywał fundusze na odbudowę, której dotychczasowy koszt wynosi ok. 23 mln. zł. Dalsze prace, związane z odbudową, wymagają nakładu ok. 40 mln. zł.

Komisja statutowa opiniowała statuty stowarzyszeń, uzgadniając je z ramowymi założeniami NOT. Wykorzystując opinie wszystkich stowarzyszeń opracowała także poprawki do statutu NOT tudzież projekt regulaminu oddziałów NOT.

Komisja kongresowa zorganizowała Kongres Techników Polskich w Katowicach.

Komisja wydawnicza prowadzi prace nad ustaleniem planu wydawnictw technicznych.

Komisja zagraniczna organizuje kontakty z zagranicą, które opiera na współpracy w Międzynarodowej Federacji Technicznej. Wraz z Komisją wydawniczą oraz z Radą Prasy Technicznej Komisja zagraniczna przeprowadza systematyczną wymianę czasopism technicznych z państwami słowiańskimi i jest w kontaktach z kolegami, przebywającymi w USA i w Wielkiej Brytanii.

Komisja ogólna przyczyniła się do zbliżenia inżynierów i techników do stowarzyszeń i do aktywizacji całego świata technicznego w Polsce poprzez przeprowadzoną w stowarzyszeniach akcję dyskusyjną w sprawie ustawy o stopniu inżyniera. W wyniku tego NOT uzyska ustawowe uprawnienia w zakresie współpracy z Ministerstwem Oświaty w sprawie szkolnictwa technicznego. Obecnie odbywa się w stowarzyszeniach dyskusja, dotycząca programu egzaminów inżynierskich wg nowej ustawy.

Sekretariat generalny. Aparatem wykonawczym Komitetu Organizacyjnego, prezydium i komisji jest sekretariat generalny, obejmujący również stronę koncepcyjną i gospodarczą. Organ oficjalny sekretariatu generalnego NOT stanowi „Biuletyn Informacyjny“, wydawany w ok. 1000 egz. i rozsyłany do wszystkich oddziałów stowarzyszeń, wyższych uczelni,

urzędów i instytucji społecznych, jak również do ośrodków polskich zagranicą. W sekretariacie generalnym opracowano także ramowy program prac dla stowarzyszeń.

W listopadzie 1947 r., na naradzie redaktorów czasopism technicznych, powołana została Rada Prasy Technicznej, której zadaniem jest harmonizowanie rozwoju prasy z potrzebami przemysłu i stowarzyszeń technicznych. W przygotowaniu jest szersza akcja opracowania zagadnień, związanych z wynalazczością i postępem technicznym przy czym projektowana jest stała wystawa wynalazków w „Domu Technika“ oraz stworzenie popularnego czasopisma, poświęconego sprawom wynalazczości.

Wnioski organizacyjne. Dotychczasowe osiągnięcia organizacyjne NOT są niewątpliwie poważne, dalekie wszakże jeszcze od tych, do których NOT dąży. Komitet organizacyjny NOT miał charakter tymczasowy i aczkolwiek jego wpływ i wkład w organizację stowarzyszeń był b. duży i decydujący, jednakże w dziedzinie programów stowarzyszeń pozycji swej nie wyzyskał, przelewając na przyszłe władze statutowe ciężar obowiązku zespolenia działalności stowarzyszeń z najważniejszymi i najbardziej aktualnymi problemami i hasłami odbudowy. Coroczne odbywanie ogólnych zjazdów stowarzyszeń technicznych, poświęconych realizacji planu narodowego, przyczyni się do wzmocnienia poczucia łączności i siły stowarzyszonych. Aktywizacja wszystkich członków stowarzyszeń zlikwiduje ostatecznie fikcję organizacyjną, która przedstawia do dziś szereg istniejących jedynie tylko na papierze oddziałów (ok. 30 % ogólnej liczby). Niedociągnięcia, wynikające z niedorozwoju aparatu wykonawczego NOT i stowarzyszeń, muszą zostać usunięte. NOT stanowi platformę, na której można szukać rozwiązań b. wielu trudności i występować z jak najwyższą inicjatywą. NOT przedstawia poważny potencjał organizacyjny i twórczy, reprezentuje bowiem opinię polskiego świata technicznego.

Wybory w NOT. Na I Walnym Zjeździe Delegatów (w grudniu 1947 r.) na prezesa NOT wybrany został przez akklamację inż. Bolesław Rumiński, podsekretarz stanu w Ministerstwie Przemysłu i Handlu, dotychczasowy przewodniczący Komitetu organizacyjnego NOT. Do Rady Głównej NOT wybrano 36 członków i 12 zastępców (wśród nich ze Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego: inż. Tadeusza Malkiewicza i inż. Saturnina Stasikowskiego jako członków oraz inż. Kiejstuta Żemaitisa jako zastępcę). W skład prezydium Rady Głównej NOT weszli: prezes — inż. Bolesław Rumiński, wiceprezesi — inż. Ignacy Brach, inż. Aleksander Gajkiewicz, inż. Wacław Paszkowski i inż. Bolesław Witwiński, sekretarz generalny — inż. Franciszek Cieciora, członkowie — inż. Józef Ambroziak, inż. Tadeusz Malkiewicz, inż. Błażej Roga, prof. dr Walery Goetel i inż. Stanisław Stelmach.

Ankieta wydawnicza NOT. Naczelna Organizacja Techniczna zwróciła się do wszystkich — zrzeszonych w jej ramach — stowarzyszeń z prośbą o wypełnienie przesłanej im przez NOT ankiety, mającej być podstawą akcji w zakresie planu wydawniczego, nasze wydawnictwa techniczne napotykają bowiem w swej pracy na duże trudności, które mogą być pokonane jedynie tylko łącznym wysiłkiem całego świata tech-

nicznego Polski. W opracowaniu owej ankiety biorą również udział oddziały NOT, departamenty techniczne ministerstw, instytuty naukowo-badawcze centralne zarządy przemysłów i wyższe uczelnie techniczne. Sprawa jest pilna, gdyż termin nadsyłania wypełnionych formularzy ankietowych upływa z dniem 31 marca br. Bliższych informacji udziela sekretariat Wydziału Wydawczego NOT, Warszawa, szawa, ul. Czackiego 3/5.

85-lecie urodzin prof. M. A. Pawłowa. Koła naukowe Związku Radzieckiego uczliły uroczystości w dniu 22 stycznia br. 85 rocznicę urodzin jednego z najwybitniejszych uczonych - metalurgów, członka Akademii Nauk Związku Radzieckiego, profesora M. A. Pawłowa. Żadnemu z naszych hutników, a zwłaszcza wielkopiecowników, nie obce jest nazwisko prof. Pawłowa, nauka zawdzięcza mu bowiem wyjaśnienie wszystkich zagadnień, dotyczących teorii i praktyki wielkopiecowej, a więc usystematyzowanie procesów metalurgicznych i stworzenie — opartej na ścisłych podstawach — metody obliczania bilansów materiałowych tudzież ciepłych oraz namiarów, wymianów i profili wielkich pieców.

Prof. M. A. Pawłow posiada — rzadką na ogół — umiejętność łączenia głębokiej wiedzy teoretyka-naukowca z bogatym doświadczeniem wielkopiecownika-praktyka, co jest specjalnie cenne u człowieka, który w okresie swej niemal 50-letniej pracy pedagogicznej wykształcił kilka pokoleń młodych metalurgów. Podziwu godne jest, że mimo podeszłego wieku nie waha się dziś jeszcze prof. Pawłow spuszczać swój gabinet i odbywać — nieraz dalekie — podróże, aby osobiście przeprowadzić na jakiejś hucie interesujące go badania lub też udzielić fachowej porady.

Owoce głębokiej wiedzy i doświadczenia prof. Pawłowa jest epokowe jego dzieło pt. „Metalurgia surówki“, wyróżnione najwyższą nagrodą Związku Radzieckiego.

Międzynarodowy Kongres Mechaniki Stosowanej. W dniach 5 — 11 września br. odbędzie się — w Imperial College of Science and Technology w Londynie — VII Międzynarodowy Kongres Mechaniki Stosowanej. Materiał naukowy Kongresu obejmie referaty z następujących dziedzin: 1) sprężystość i plastyczność, 2) aerodynamika, hydrodynamika i meteorologia, 3) termodynamika, przenoszenie ciepła itp., 4) drgania, smarowanie i metody doświadczalne. Przewiduje się również do 10 wykładów, ujmujących ogólnie obecny stan wiedzy w wymienionych wyżej (pod 1 — 4) dziedzinach. Po zakończeniu Kongresu uczestnicy jego będą mieli możliwość zwiedzenia instytutów techniczno-naukowych: The National Physical Laboratory, The Royal Aircraft Establishment i The General Electric Research Laboratories.

Osoby, pragnące wziąć udział w kongresie, mogą otrzymać formularze zgłoszeń i niezbędne informacje w sekretariacie organizacyjnym kongresu. W celu tym należy się zwracać pod adresem: The Organizing Secretary, VII International Congress of Applied Mechanics, Imperial College of Science and Technology, London S. W. 7.

Zagadnienie zdrowia w przemyśle. Zgodnie z zapowiedzią Międzynarodowego Komitetu Medycyny Pracy, IX Międzynarodowy Kongres Zdrowia w Przemysle odbędzie się w dniach 12 — 17 sierpnia br. w Anglii. Przewidziane są obrady na podane niżej tematy:

- 1) Nauczanie i ćwiczenia.
- 2) Higiena przemysłowa.
- 3) Pielęgnowanie chorych.
- 4) Wyżywienie i stołówki.
- 5) Lecznictwo i chirurgia.
- 6) Psychologia, psychotechnika i psychiatria.
- 7) Metody laboratoryjne.

Poza tym omawiane będą zagadnienia, dotyczące niektórych specjalnych gałęzi medycyny (jak dermatologia, oftalmologia, radiologia itd.).

Stan zatrudnienia w przemyśle hutniczym. W końcu grudnia 1947 r. polski przemysł hutniczy zatrudniał ogółem 126.521 pracowników, w tym: hutnictwo żelaza 85.268, kopalnictwo rud żelaznych i grupa topników 8.984, przemysł metali nieżelaznych 16.498, przemysł materiałów ogniotrwałych 8.275.

Geologiczne prace badawcze Zjednoczenia Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Wiercenia badawcze w zagłębiu glin ogniotrwałych „Jarosów-Rusko“ koło Strzegonia Wrocławskiego, przeprowadzone w 1947 r., pozwoliły wyznaczyć zasadnicze kierunki eksploatacji miejscowych czynnych kopalń tudzież ustalić położenie nowej odkrywki. W rb. przewiduje się dalsze wiercenia poszukiwawcze, celem odkrycia pokładów wysokogatunkowej gliny. Prace badawcze w okolicy Bolesławca miały za zadanie określenie zasobów kwarcytów, nadających się do wyrobu krzemionkowych materiałów ogniotrwałych i skorygowanie przyjętych kierunków odbudowy oraz znalezienie baz surowcowych dla odbudowanych w tym rejonie wytwórni szamotowych materiałów ogniotrwałych. Ponadto, łącznie z pracownikami Państwowego Instytutu Geologicznego, opracowano warunki występowania żył magnezytu w rejonie Grochowa (pow. żąbkowski).

Laboratorium Centralne Zjednoczenia Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. W czerwcu 1947 r. rozpoczęło swą pracę Laboratorium Centralne ZPMO, stworzone celem prowadzenia prac badawczych w dziedzinie materiałów ogniotrwałych oraz kontroli wytwórczości zakładów, podległych ZPMO. Sprzęt techniczny laboratorium nie jest jeszcze całkowicie skompletowany, część niezbędnych urządzeń będzie wszakże niebawem sprowadzona z zagranicy, część zaś zostanie wykonana w kraju.

Ncwoutworzona placówka naukowo - techniczna przyczyni się niewątpliwie do rozwiązania wielu aktualnych zagadnień, dotyczących racjonalnego zużycowania krajowych surowców tudzież podniesienia u nas wytwórczości materiałów ogniotrwałych.

Normy hutnicze

Blachy grube ze stali węglowej
zwyčajne i o określonych własnościach mechanicznych.

Termin zgłaszania uwag i sprzeciwów do H.I.B.
Gliwice, ul. Karola Miatki 12, upływa dnia
1. V. 1948 r.

I. Przedmiot normy.

Przedmiotem normy są wymagania techniczne dla blach grubych (powyżej 4,75 mm grubości) zwyčajnych i o określonej wytrzymałości, walcowanych na gorąco. Norma niniejsza nie obejmuje blach grubych, przeznaczonych do budowy kotłów parowych, do budowy kadłubów okrętowych oraz blach do wyrobu rur zgrzewanych, które są przedmiotem osobnych norm.

II. Wymagania ogólne.

1. Powierzchnia.

Blacha powinna być gładka w granicach normalnego procesu walcowania i nie powinna wykazywać na powierzchni łusek, pęcherzy, pęknięć, zawalcowania i naderwań. Pojedyncze skupienia zgorzeli, drobne łuski i drobne zawalcowania mogą być usunięte z powierzchni sposobem mechanicznym, w granicach tolerancji grubości danej blachy. Drobne usterki wyrobu jak: nieznaczna chropowatość powierzchni, nalot rdzy, odprysnięta zgorzelina — nie wykraczające poza tolerancje wymiarowe — są dopuszczalne.

2. Wady hutnicze.

Rozwarstwienia materiału, widoczne na powierzchni przekroju blach, pęknięcia, pęczęże, wyraźne ślady jamy usadowej — są niedopuszczalne.

3. Prostowanie.

Blachy winy być handlowo prostowane o ile warunki zamówienia nie przewidują inaczej.

4. Stan blach.

Blachy dostarcza się w stanie surowym, t. zn. bez dodatkowej obróbki cieplnej, o ile warunki zamówienia nie przewidują inaczej.
Stan dostawy blach K52 należy uzgodnić przy zamówieniu.

5. Wymiary, tolerancje wymiarowe i ciężarowe.

Wymiary blach, tolerancje wymiarowe i ciężarowe — podaje norma NH/SW-151.

III. Wymagania szczegółowe.

A. Blachy zwyčajne (cecha BX).

Do wyrobu tych blach stosuje się stal pospolitej jakości (norma NH/SW-111).
Skład chemiczny i własności mechaniczne nie podlegają sprawdzeniu. Na żądanie zamawiającego może być przeprowadzona próba zginania na zimno. Próbka o grubości max. 30 mm powinna się zgiąć na zimno o kąt 180° na trzpieniu o średnicy równej podwójnej grubości blachy. Po zgięciu próbka nie powinna wykazywać pęknięć i rozwarstwień materiału.

Dla blach o grubości powyżej 30 mm warunki próby zginania na zimno należy uzgodnić z dostawcą.

ciąg dalszy na str. 2.

Zatwierdzono do użytku wewnętrznego w zakładach podległych C.Z.P.H. na okres przejściowy do 1. XII. 1948 roku.

Wydanie	1			NORMY HUTNICZE C. Z. P. H.	NH	SW — 185
Data	XI. 1947					

Blachy grube ze stali węglowej
zwyczajne i o określonych własnościach mechanicznych.

Str. 2.

B. Blachy o określonych własnościach mechanicznych.

Do wyrobu tych blach stosuje się stalę normalnej jakości (norma NH/SW-112).
Klasyfikację i własności mechaniczne podaje tablica I.

TABLICA I

Znak stali wg PN	Cecha	R _r *) kg/mm ²	Q _r kg/mm ² min.	A ₁₀ % min. **) grubość blachy w mm				Próba zginania na zimno grubość blachy = a		Uwagi
				ponad 4,75 do 8	ponad 8 do 25	ponad 25 do 40	ponad 40 do 60	kąt gięcia	średnica trzpienia lub grub. wkładki	
010	B34	34-42	—	23	25	22	19	180°	do styku	spawalna
***) 015W	K37	37-45	21	19	21	19	18	180°	dla próbki wzdłuż. "a" poprzecz. "2a"	spawalna
025	B42	42-52	—	17	19	18	17	180°	2 a	spawalność nie gwarantowana. na żądanie dostarcza się z gwarancją spawalności, jako S025 cecha, B42S
035	B50	50-60	—	14	16	14	13	—	—	Wydłużenia orientacyjne. Pomiaru wydłużeń należy dokonać, celem zebrania materiału statystycznego
6. 1. 20	K52	52-62 (64)	36 (dla grub. do 8 mm) 34 (dla grub. pow. 8 do 16 mm) 32 (pow. 16 do 40 mm)	dla grub. blachy 5-16 mm 16-40 mm		19	18	180°	2 a	Stal specjalna. Bliższe dane podają warunki techniczne
045	B60	60-70	—	10	11	9	—	—	—	wydłużenie orientacyjne, pomiaru należy dokonać celem zebrania mater. statyst.
055	B70	70-85	—	7	8	7	—	—	—	

- *) Dopuszcza się przekroczenie górnych wartości wytrzymałości o 2 kg/mm pod warunkiem zachowania przepisanego wydłużenia i wymaganych prób technologicznych.
**) Wartości wydłużeń odnoszą się do kierunku walcowania. Wydłużenia mierzone w kierunku poprzecznym do walcowania mogą być mniejsze o dwie jednostki.
***) Wykonuje się również ze stali pospolitej jakości, wówczas oznacza się stal jako 0W37 — cecha K36X.

Ciąg dalszy na str. 3.

Wydanie	1			NORMY HUTNICZE C. Z. P. H.	NH	SW — 185
Data	XI. 1947					

Blachy grube ze stali węglowej
zwyczajne i o określonych własnościach mechanicznych.

Str. 3.

IV. Pobieranie próbek z blach o określonych własnościach mechanicznych.

1. Blachy przedłożone do odbioru dzieli się na partie o zakresach grubości podanych w tabelicy 1 z jednego wytopu.

Z każdej partii blach przedłożonych do odbioru pobiera się 5% blach (jedna na każde 20 blach lub zaczętych 20 blach), z nich zaś pobiera się pasy na próbki do prób na rozciąganie i do próby zginania na zimno — pariami na przemian z jednej blachy w kierunku podłużnym, a z drugiej w kierunku poprzecznym do kierunku walcowania.

Próbę pobiera się z połowy szerokości blachy.

Blachy walcowane w jednej sztuce i cięte po walcowaniu liczy się za jedną sztukę.

Uwaga: Zaleca się stosowanie prób poprzecznych.

2. Jeżeli którakolwiek z próbek da przy badaniu wynik ujemny, w miejsce każdej nieodpowiadającej wymaganiom próbki pobiera się z innych blach dwie próbki powtarne. W wypadku dodatnich wyników prób powtarznych partia zostaje przyjęta. W wypadku ujemnego wyniku badań choćby jednej próbki powtarznej partia podlega odrzuceniu. Blachy, z których pobrane próbki dały niedostateczne wyniki prób — podlegają odrzuceniu.

3. Blachy przedstawia się do odbioru z nadatkami do pobrania próbek.

4. Z blach do grubości 30 mm wycina się próbki do prób na rozciąganie z całej grubości blachy tak, aby obydwa naskórki walcownicze były zachowane.

5. Z blach do grubości 30 mm wycina się próbki do prób zginania na zimno o szerokości 30 — 50 mm.

Próbkę po zaokrągleniu krawędzi zgina się dokoła trzpienia o średnicy podanej w tabelicy 1, o kąt 180° tak, aby ramiona paska były równoległe. Próbka po zgięciu nie powinna wykazywać pęknięć i rozwarstwień materiału.

6. Dla blach o grubości powyżej 30 mm sposób pobrania próbek i warunki próby zginania na zimno należy uzgodnić z dostawcą przed wykonaniem blach.

V. Metody badań.

1. Sprawdzenie grubości i wymiarów według normy NH/PW—151.
2. Próba na rozciąganie — według normy PN/w—3.

VI. Odbiór.

A. Blachy zwyczajne.

Nie podlegają odbiorowi — patrz III/A.

B. Blachy o określonych własnościach mechanicznych.

Odbiór blach lub dostawa ze świadectwem hutniczym zawierającym wyniki prób według wymagań niniejszej normy przeprowadza się w wypadku, gdy jest to wyraźnie zastrzeżone w zamówieniu.

VII. Znakowanie.

1. Blachy zwyczajne znakowaniu nie podlegają.
2. Blachy o określonych własnościach mechanicznych — na każdej blasze powinny być wybite:

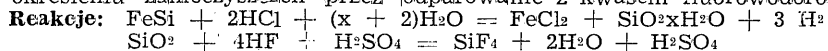
- 1) numer wytopu
- 2) znak stali lub cecha
- 3) znak huty.

Wydanie	1			NORMY HUTNICZE NH	SW — 185
Data	XI. 1947				

ANALIZA SURÓWKI, ŻELIWA I STALI
Oznaczanie krzemu.

1. Zasada oznaczenia.

Rozpuszczenie próby w kwasie solnym, lub w kwasie solnym z dodatkiem HNO₃, wydzielenie SiO₂·xH₂O w formie nierozpuszczalnej i oznaczenie krzemu w postaci SiO₂, po ewent. określeniu zanieczyszczeń przez odparowanie z kwasem fluorowodorowym.

**2. Aparatura.**

Suszarka elektryczna, względnie gazowa na temperaturę 130°.

3. Wykonanie oznaczenia.**A. Stal węglowa, niskostopowa, surówka biała.**

5 g próby rozpuścić w niskiej zlewce na 400 cm³, nakrytej szkiełkiem zegarkowym, w 50 cm³ HCl (1,19), odparować do sucha i przenieść do suszarki o temperaturze 130°. Po upływie 1 godziny wyjąć zlewkę, osad wytrawić 30 cm³ HCl (1,12) w ciągu 5-ciu minut, rozcieńczyć zawartość zlewki 100 cm³ gorącej wody, zagotować i sączyć przez łatwo sączący sączek z dodatkiem miazgi sączkowej. Resztki krzemionki ze ścian zlewki przenieść bardzo starannie na sączek przy pomocy szklanej pałeczki z gumową nasadką, osad przemyć gorącym 1%-ym kwasem solnym do zaniku reakcji na żelazo z rodankiem potasu. Sączek wraz z osadem wysuszyć w wyważonym tyglu porcelanowym, ostrożnie spalić, a następnie wyprażyć w temperaturze 900 — 1000° i zważyć otrzymany SiO₂.

B. Surówka szara, stal krzemowa.

1 g próby rozpuścić w 30 cm³ HCl (1,19) w zlewce na 400 cm³ nakrytej szkiełkiem zegarkowym. Po rozpuszczeniu próby dodać 15 cm³ kwasu siarkowego (1:1) i odparować do białych dymów, aż zniknie kropla wody na szkiełku zegarkowym, nakrywającym zlewkę. Po oziębieniu dodać 5 — 10 cm³ HCl (1,19), 100 cm³ gorącej wody, zagotować i przesączyć, postępując dalej jak pod A.

W wypadku stali wysokokrzemowej (Si > 3%) próbę rozpuścić w kwasie solnym (2:3), a dalej postępować jak podano pod B i A.

Przy zawartości Si > 1% w próbie, należy dla dokładnego oznaczenia krzemu, przesączyć odparować ponownie do białych dymów, aby wydzielić w ten sposób resztę krzemionki, która w postaci rozpuszczalnej przeszła do przesączu i postępować dalej jak opisano wyżej.

C. Stal stopowa (zawartość poszczególnych składników stopowych jak: Cr, W, V itd. > 1%).

5 g próby rozpuścić w 50 cm³ HCl (1,19) i po ustaniu wywiązywania się gazów, dodać stopniowo około 15 cm³ kwasu azotowego (1:1), odparować dwukrotnie do sucha, zwilżając przed drugim parowaniem osad 20 cm³ HCl (1,19), a dalej postępować tak, jak pod A.

W przypadku stali zawierającej wolfram, ten ostatni oznacza się zwykle razem przy oznaczaniu Si, o czym bliżej w normie na oznaczenie wolframu.

U w a g a : wydzielony wg sposobu A, B i C osad SiO₂ zawiera często zanieczyszczenia przy wysokiej zawartości węgla i dodatków stopowych w stali. Ażeby dokładnie oznaczyć Si, należy wtenczas osad z sączkiem spalić w tyglu platynowym, wyprażyć, zważyć, a następnie osad zwilżyć 5-ma kroplami H₂SO₄ (1:3), zadać 1—5 cm³ kwasu fluorowodorowego, odparować, wyprażyć i znowu zważyć. Różnica ciężarów daje ilość SiO₂.

4. Obliczenie wyników.

a — naważka próby

b — ciężar SiO₂

0,4672 — g Si w 1 gramie SiO₂

$$\% \text{ Si} = \frac{b \cdot 0,4672 \cdot 100}{a}$$

5. Dokładność oznaczenia.

zawartość Si	dopuszczalna różnica pomiędzy wynikami
do 0,3%	0,03%
0,3 „ 1 %	0,04%
powyżej 1%	0,06%

Zatwierdzono do użytku wewnętrznego w zakładach podległych C. Z. P. H. aż do odwołania.

Wydanie	1	NORMY HUTNICZE C. Z. P. H.	NH	BCh — 205
Data	XI. 1947			

Statystyka

Produkcja światowa surówki i żelazostopów w tysiącach ton z uwzględnieniem ważniejszych państw

Wyszczególnienie	1938	1939	1945	1946	I 9 4 7											
	przeciętna miesięczna				I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Produkcja światowa	6 765	8 259
w tym: St. Zjedn. Ameryki Półn	1 623	2 696	4 094	3 426	4 600	4 128	4 648	4 382	4 609	4 364	4 16	4 461	4 355	4 743	4 550	.
Wspólnota Brytyjska	872	1 017	1 009	1 022	1 108	988	969	1 045	1 060	1 063	1 067	1 097
w tym: Anglia	572	676	602	657	655	551	538	609	620	630	627	643	655	702	723	719
Kanada	64	70	149	115	170	145	162	158	160	160	154	161	164	161	.	.
Indie Brytyjskie	130	149	117	112	132	137	138	131	126	126	122	124
Zw. Połudn. Afryki	24	25	46	47	54	47	55	52	56	52	55	56	52	.	.	.
Australia	82	97	95	91	97	108	76	95	98	95	109	113	105	.	.	.
Z. S. R. R.	1 217	1 270
Francja a)	501	615	98	287	402	360	408	416	428	386	409	421	435	465	385	368
Belgia	202	256	61	181	223	201	223	225	229	228	236	221	195	272	271	296
Luksemburg	129	153	26	114	105	113	125	132	141	158	171	172	174	183	169	175
Zagł. Saary	201	158	30	204
Niemcy b)	1 306	1 323		
w tym strefy okupacji:																
amerykańska	—	—	.	17	28	22	22	24	27	22	26	27	29	.	.	.
brytyjska	—	—	29	156	126	112	149	151	139	134	154	172	171	201	.	.
francuska	—	—	1	20	35	34	41	48	54	57	59	66	67	68	64	.
radziecka	—	—	.	11	.	28
Czechosłowacja	103	134	48	80	113	103	122	116	124	123	120	120	119	125	.	.
Austria	46	61	8	5	12	1	1	12	16	19	34	35	39	40	.	33
Hiszpania	37	40	39	41	41	41	42	40
Finlandia	3	3
Włochy	79	92	6	15	14	14	18	31	52	52	51	46	30	32	24	.
Polska	73	.	23	61	55	53	64	68	73	71	75	83	77	82	83	85
Szwecja	60	58	63	56	71	61	58	63	70	60	33	46	48	64	54	.
Węgry	23	34	7	13	16	18	23	26	30	28	28	31	29	28	26	.
Holandia	22	23	.	18
Norwegia	14	16	3	6
Rumunia	11	10
Jugostawia	5	10
Japonia	214	269	42	15	18	17	21	28	31	33	34	34	32	.	.	.
Brazylia	10	13	29	28	27	24	24
Meksyk	9	8

a) Bez żelazostopów z pieców elektrycznych. b) w latach 1938 — 1939 bez Zagł. Saary i Austrii. Od 1945 r. łączna produkcja stref okupacyjnych: brytyjskiej, francuskiej (z Zagł. Saary), amerykańskiej i radzieckiej.

Źródło: Bulletin de la Chambre Syndicale de la Sidérurgie Nr 16 (Janvier) 48 wg Bulletin Mensuel de Statistique des Nations Unies.

Produkcja światowa stali surowej w tysiącach ton z uwzględnieniem ważniejszych państw

Wyszczególnienie	1938	1939	1945	1946	1 9 4 7											
	przeciętna		miesięczna		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Produkcja światowa	9 097	11 390
w tym: St. Zjedn. Ameryki Póln.	2 400	3 993	6 026	5 021	6 544	5 826	6 629	6 389	6 649	6 322	5 960	6 334	6 159	6 858	6 562	.
Wspólnota Brytyjska	1 183	1 448	1 498	1 504	1 536	1 359	1 340	1 507	1 538	1 575	1 381	1 501
w tym: Anglia	880	1 119	1 001	1 075	1 043	901	856	1 033	1 065	1 109	925	1 022	1 162	1 203	1 191	1 062
Kanada	99	113	218	176	227	208	245	229	221	216	205	212	212	232	.	219
Indie Brytyjskie	78	88	115	104	112	97	103	105	100	101	101	92
Zw. Płd. Afryki	25	26	45	43	47	47	54	47	54	51	44	56
Australia	101	102	119	106	102	106	82	93	98	98	106	119	117	.	.	.
Z. S. R. R.	1 500	1 566
Francja	518	662	138	367	484	446	496	505	503	463	473	457	530	568	416	408
Belgia	190	259	61	190	231	206	229	234	228	232	241	227	209	293	265	296
Luksemburg	120	147	22	108	97	106	118	127	133	147	163	158	165	175	156	168
Zagł. Saary	212	168	25	249
Niemcy a)	1 674	1 742		
w tym strefy okupacji:																
amerykańska	—	—	1	14	.	.	.	13	18	16	23	21	21	.	.	.
brytyjska	—	—	23	196	153	165	221	217	219	209	242	268	255	293	.	.
francuska	—	—	.	25	41	44	51	41	45	45
radziecka	—	—	1	14	39		
Czechosłowacja	147	191	79	139	192	172	205	197	189	186	167	179	197	212	.	.
Austria	56	66	14	16	13	14	21	31	29	32	38	34	34	37	.	39
Hiszpania	48	49	47	50
Finlandia	6	6
Włochy	194	190	33	96	92	81	117	153	166	159	170	154	147	163	156	.
Polska	120	120	50	102	110	95	121	126	139	127	141	144	143	145	148	140
Szwecja	81	96	100	100	113	97	100	101	110	94	65	92	94	104	99	.
Japonia	539	558	89	46	51	55	60	71	76	86	91	90	88	.	.	.
Węgry	54	61	11	29	32	40	48	46	53	50	55	58	54	58	53	.
Rumunia	23	22
Jugosławia	18	20
Brazylia	8	12	17	29	19	18	16
Meksyk	6	6	16	21	26	24	32	26	26	26	30

a) W latach 1938 — 1939 bez Zagł. Saary i Autrii. Od 1945 r. łączna produkcja stref okupacyjnych: brytyjskiej, francuskiej (z Zagł. Saary), amerykańskiej i radzieckiej.

Źródło: Bulletin de la Chambre Syndicale de la Sidérurgie Nr 16 (Janvier) 48 wg Bulletin Mensuel de Statistique des Nations Unies.

A. HUTNICTWO ŻELAZA.

Wytwórczość i wysyłka (w tonach).

W Y T W O R Y	W y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Listopad 1947	Grudzień 1947	Ogółem (styczeń- grudzień) 1947	Grudzień 1947		Ogółem (styczeń-grudzień) 1947	
				Kraj ?	Eksport	Kraj ?	Eksport
Koks	79 141	80 497	949 903	12 805	1 855	182 669	46 258
Surówka	83 130	84 655	867 121	14 252	—	113 871	42 141
Stal surowa	147 693	139 846	1579 120	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	104 579	100 923	1091 895	75 409	7 785	827 457	50 877
Rury ze szwem	1 835	1 414	15 355	624	240	6 804	2 725
Wytw. kute i prasowane	8 766	8 305	83 376	2 675	344	28 897	2 158
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno	3 666	3 551	37 469	1 724	—	18 685	35

- 1) Wytw. walcowane gotowe łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).
2) Bez obrotu międzyhutniczego.

B. ZJEDNOCZENIE KOPALŃ RUDY ŻELAZNEJ I GRUPA TOPNIKÓW.

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Listopad 1947	Grudzień 1947	Ogółem (styczeń- grudzień) 1947	Grudzień 1947		Ogółem (styczeń-grudzień) 1947	
				Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.	Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.
Rudy żelazne surowe	46 865	44 854	504 454	4 029	—	69 402	—
Piryt	3 690	3 785	39 659	3 362	3 362	38 213	28 367
Rudy wzbogacone	24 574	22 617	269 707	24 184	—	282 230	—
Topniki *)	42 419	35 357	472 063	26 772	472	316 256	14 227

*) Dolomit surowy i prażony, kamień wapienny, wapno palone.

C. ZJEDNOCZENIE PRZEMYSŁU METALI NIEŻELAZNYCH.

Przemysł Cynku i Ołowiu.

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Listopad 1947	Grudzień 1947	Ogółem (styczeń- grudzień) 1947	Grudzień 1947		Ogółem (styczeń-grudzień) 1947	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	74 142	69 683	833 770	—	—	—	—
Cynk ogółem	6 833	7 257	74 795	576	2 167	19 983	15 457
Blacha i taśmy cynkowe	2 829	2 885	32 697	1 846	1 428	18 968	13 292
Ołów rafinowany	1 070	1 097	11 333	829	—	7 435	600

D. PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH.

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Listopad 1947	Grudzień 1947	Ogółem (styczeń- grudzień) 1947	Grudzień 1947		Ogółem (styczeń-grudzień) 1947	
				Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.	Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.
Kopaliny	23 447	18 207	237 328	5 069	1 058	48 253	6 678
Wytwory	14 283	15 266	161 028	14 463	9 981	144 593	105 023
Zaprawy i miewa	3 067	2 876	38 202	3 134	1 364	36 611	22 920