

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XV

KATOWICE - LIPIEC - SIERPIEŃ - 1948

NR 7-8

Inż. JERZY PIASKOWSKI
Instytut Badawczy Odlewnictwa

Nieniszczące badania wnętrza metali „metodą echa“ ultradźwięku

Już poprzednio poruszano w „Hutniku“ sprawę badań metali za pomocą ultradźwięku¹⁾, szczególnie omawiając zasady ultradźwięku oraz aparatów służących do jego wytwarzania. Nie powtarzając podanych w tym artykule pojęć podstawowych omówiona zostanie poniżej stosunkowo najwygodniejsza metoda badań nieniszczących za pomocą ultradźwięku, t. zw. metoda echa.

Zastosowanie ultradźwięku do badań wnętrza metali datuje się od 1935 r.²⁾, szczególnie pracowano od 1942 r. nad tym zagadnieniem w Anglii i Ameryce tak, że obecnie produkuje się aparaty do tego celu (reflektoskop „Sperry“ i aparat firmy Henry Hughes & Sons Ltd., Londyn).

1. Ogólne zasady

Na gładkiej płaskiej powierzchni badanego przedmiotu umieszcza się piezokwarcowy nadajnik ultradźwięku, emitujący fale w formie krótkotrwałej, powtarzającej się serii. Seria fal przechodzi przez metal i na przeciwległej powierzchni przedmiotu ulega odbiciu. Odbitą falę chwytą i rejestruje odbiornik. Jeżeli fala natrafi na niejednorodność zanim osiągnie przeciwległą ścianę, zostanie częściowo odbita, a częściowo rozproszona. W tym wypadku odbiornik uchwyci najpierw falę odbitą od niejednorodności materiału (a więc np. wady struktury, pęknięcia itp.) a po tym falę odbitą od powierzchni przeciwległej. Wysyłanie krótkiej serii fal zapobiega interferencji fal wysyłanych i odbitych — zjawisko to bowiem uniemożliwiłoby badania.

Gdy jednocześnie oznaczymy w jakiś sposób czas, wtedy możemy określić w przybliżeniu położenie niejednorodności. Inna metoda określania położenia polega na dwukrotnym badaniu, przy czym kierunek wysyłania fal różni się o 90°.

Dokładność badań zależy od długości fali,

a więc od częstości drgań, a im wyższa częstość, tym krótsza fala i tym drobniejsze niejednorodności mogą być wykryte. Niejednorodności te mogą być jedynie wtedy ujawnione, gdy są większe od długości fali. Długość fali zależy od szybkości rozchodzenia się fali, a więc od własności sprężystych metalu.

Dla stali szybkość rozchodzenia się jest w przybliżeniu 16 razy większa niżeli w powietrzu (w powietrzu $v = 330$ m/sek), a stąd długość fali rozchodzącej się w stali jest 16 razy większa niżeli fali o tej samej częstości rozchodzącej się w powietrzu. I tak długości fali w powietrzu 1,6 cm do $0,6 \cdot 10^{-5}$ cm (zakres ultradźwięku) odpowiadają długości fal w stali 26,0 cm (20.000 drgań/sek = 20 kHz) do 0,01 mm ($5 \cdot 10^5$ kHz).

Stąd, im większą chcemy osiągnąć dokładność badań, tym większe częstości należy stosować celem uzyskania jak najkrótszych fal. Stwarza to jednak trudności, gdyż ze wzrostem częstości rosną straty na rozpraszanie i pochłanianie ze względu na zjawiska odbicia. Warunek ten ma szczególne znaczenie w miejscu styku nadajnika i odbiornika z powierzchnią badanej części.

Wysyłana seria fal musi się rozchodzić prostopłiniowo. Pod tym względem trudności nie ma, gdyż im krótsza fala tym bardziej prostopłiniowy jest jej kierunek rozchodzenia, prostopadły do płytki piezokwarcu.

Przestrzenny rozkład wysyłanej energii w postaci fal zależy od szeregu czynników i w pewnym przybliżeniu może być określony wzorem³⁾:

$$\sin \vartheta = 0,61 \frac{\lambda}{r}$$

gdzie ϑ — kąt pomiędzy osią wiązki prostopadłą do powierzchni płytki piezokwarcowej, a kierunkiem minimum natężenia fali. Im mniejszy kąt tym wyraźniejsza kierunkowość.

λ — długość fali ultradźwięku
 r — promień okrągłej płytki piezokwarcu.

Związek pomiędzy szybkością rozchodzenia się fali, a długością fali i częstością drgań jest następujący:

$$\lambda = \frac{v}{n}$$

gdzie v — szybkość rozchodzenia się fali
 n — częstość drgań.

Należy pamiętać, że v może być dość różna i to nie tylko dla różnych materiałów, ale zależy także od kierunku rozchodzenia się fali np. jest większa w kierunku podłużnym aniżeli w poprzecznym.

Załamanie fali przy przejściu z jednego ośrodka do drugiego zachodzi zgodnie ze znanym prawem sinusów:

$$\frac{\sin \theta_1}{\sin \theta_2} = \frac{V_1}{V_2}$$

gdzie θ_1 jest kątem padania
 θ_2 jest kątem załamania

V_1, V_2 — szybkość rozchodzenia się fali w jednym i drugim ośrodku.

Całkowite odbicie nastąpi w wypadku gdy

$$\theta_2 = 90^\circ \text{ czyli } \sin \theta_2 = \frac{V_1}{V_2}$$

Przyjmując np. dla wody $V_1 = 1,5 \cdot 10^5$ cm/sek, a dla stali $V_2 = 6,1 \cdot 10^5$ cm/sek stąd $\theta_1 = 14^\circ$; dla wszystkich wartości większych energia nie przechodzi do ośrodka stałego.

Przy odbiciu część energii zostaje odbita a część przepuszczona. Ułamek energii odbitej R wynosi:

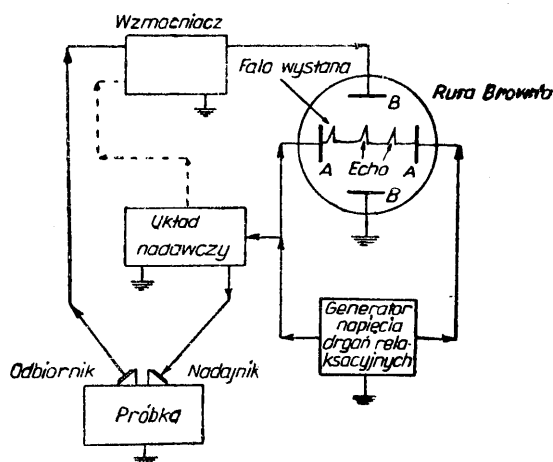
$$R = \left(\frac{\rho_1 V_1 - \rho_2 V_2}{\rho_1 V_1 + \rho_2 V_2} \right)^2$$

gdzie ρ_1, V_1 oznaczają opory akustyczne,
 ρ_1 i ρ_2 są gęstościami obu ośrodków.

Wielkości R mogą być następujące³⁾:

Ośrodki	R w przybliżeniu	
woda/stal	0,86	
woda/granit	0,58	
woda/lód	0 — 0,13	zależnie od ciśnienia

Odbicie pomiędzy gazem a ciałem stałym jest prawie zupełne. Doświadczalne określenie R można przeprowadzić jedynie w przybliżeniu. Fale ultradźwięku ulegają poza tym absorpcji — odnosi się to zwłaszcza do fal krótkich. Jest to główną przyczyną stosowania warstw pośrednich pomiędzy nadajnikiem (i odbiornikiem), a powierzchnią badanego metalu, — drugą są zjawiska odbicia.



Rys. 1

Teorie absorpcji są bardziej złożone. Prosta klasyczna teoria G. G. Stokes'a i G. Kirchhoff'a została zastąpiona przez bardziej złożoną teorię H. O. Kneser'a i A. Einstein'a, potwierdzoną przez niektóre doświadczenia.

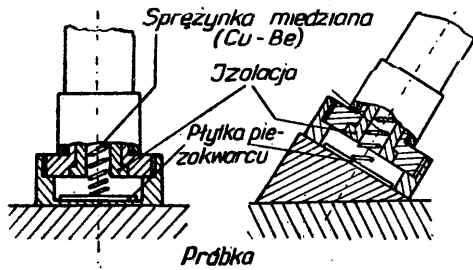
2. Aparatura do badań.

D. O. Sproule (H. Hughes & Sons Ltd, Londyn) opisuje⁴⁾ aparat do badań nieniszczących na zasadzie „echa“ ultradźwięku.

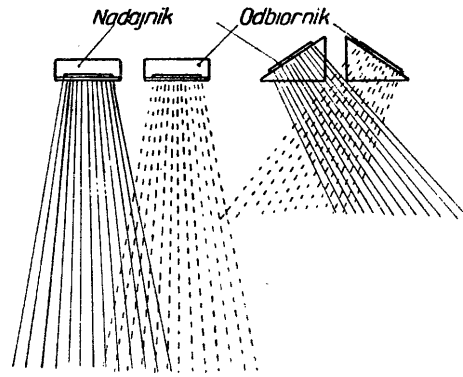
Rys. 1 przedstawia ogólny schemat tego urządzenia.

Generator napięcia drgań relaksacyjnych (zwany także „podstawą czasu“) zasilany jest zmiennym prądem raz na okres. W generatorze tym uzyskujemy napięcie zmienne w czasie przez wyładowania kondensatora w tyratronie. Napięcie to rośnie do pewnej wielkości (ładowanie kondensatora), po czym spada nagle (wyładowanie kondensatora) — napięcie to przykłada się do okładek kondensatora AA w rurze Brown'a.

Do okładek płytki piezokwarcowej nadajnika przyłożone jest szybkozmienne napięcie z układu emisyjnego, zsynchronizowanego z opisanym wyżej generatorem. Napięcie to otrzymuje się przy użyciu wyładowań kondensatora w tyratronie przy czym fale są tłumione tak, że po 4 drganiach amplituda spada mniej więcej do $\frac{1}{4}$ wartości początkowej. Częstość drgań wynosi $1\frac{1}{4}$ oraz $\frac{1}{2}$ magacyklu (1250 kHz i 500 kHz). Drgania piezokwarcu mają stąd charakter przerywany. Wiązka fal odbita od przeciwległej powierzchni, względnie od jakiejś niejednorodności wewnętrznej działa na odbiornik o budowie zupełnie analogicznej do nadajnika (rys. 2).



Rys. 2



Rys. 3

Obie płytki piezokwarcowe są identyczne i mają średnicę 2 cm przy grubości 0,1 cm — częstość drgań własnych wynosi 2,5 megacyklu (2500 kHz). Kierunek rozchodzenia się fal, zależnie od ułożenia płytki piezokwarcowej podaje rys. 3.

Teraz, odwrotnie, drgania piezokwarcu łądują przeciwnie obie płaszczyzny równoległe — ze względu na nieznaczny efekt napięcie zostaje zwiększone 100 000 krotnie w specjalnym wzmacniaczu. Wzmocnione napięcie przykłada się do drugiego kondensatora B-B w rurze Brown'a ustawionego prostopadle do kondensatora A-A, połączonego z generatorem napięcia drgań relaksacyjnych.

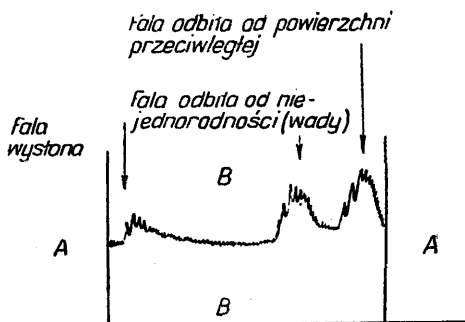
Z jednej strony rury Brown'a emituje się (np. przez zwykłe żarzenie) elektrony, które przez odpowiedni układ „soczewek elektrostatycznych” zmienia się w małą wiązkę równoległą — wiązka ta przechodzi prostopadle przez pole obu kondensatorów padając na fluoryzujący ekran, na którym otrzymujemy punkt świecący. W wypadku, gdy przyłożymy zmienne napięcie z generatora wtedy punkt świecący zaczyna poruszać się prostoliniowo pomiędzy okładkami kondensatora A-A wahając się pomiędzy pewnymi dwoma położeniami skrajnymi X—Y. Na-

tomiast napięcie odebrane i wzmacnione działa prostopadle wychylając punkt świetlny w kierunku B-B, przy czym amplituda zależy od napięcia ze wzmacniacza, a więc od natężenia fali odbitej. W ten sposób na odcinku X—Y otrzymamy najpierw obraz fali wysłanej, wskutek połączenia z układem emisyjnym, a potem obraz fali odbitej od przeciwległej powierzchni badanej części. Jeżeli fale zostały przed osiągnięciem tej powierzchni odbite od jakiejś niejednorodności, wtedy otrzymamy pomiędzy oboma obrazami dodatkowe wychylenie (rys. 4), wskazujące np. obecność wady we wnętrzu badanej części. Jeżeli odpowiednio wycechujemy odległość pomiędzy obrazem fali wysyłanej i odbitej od przeciwległej powierzchni, wtedy miejsce wychylenia punktu świetlnego skutkiem istnienia w metalu niejednorodności wskazuje położenie tej wady. W ten sposób można określić położenie z dokładnością do ponad 6 mm przy odległości około 60 cm. Jak widać, dokładność nie jest zbyt wielka. Dalszą niedogodnością jest ograniczenie zakresu badania — zbyt cienkie przedmioty nie mogą być badane tą metodą, a przy tym wady mogą być wykryte jeżeli znajdują się w odległości większej aniżeli około 13 mm od powierzchni, na której znajduje się nadajnik.

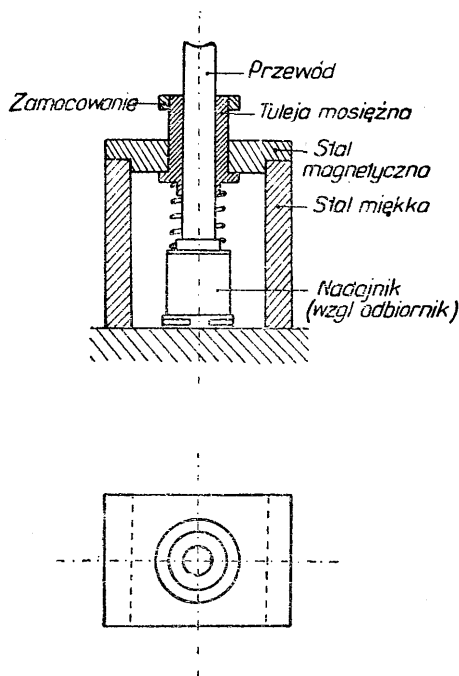
Aparat wykrywa wady o wymiarach rzędu 1,5 mm przy głębokości 50 mm. Jeżeli jednak udałoby się zwiększyć zakres i dokładność badań, to przypuszczalnie nie będzie można tą metodą oznaczyć rodzaju wady istniejącej w materiale.

Poza tym należy poruszyć tu następujące szczegóły:

Absorpcja fal w szczelinach powietrznych wymaga bardzo gładkiej powierzchni, na której umieszcza się nadajnik, nierówności nie powinny przekraczać $\frac{1}{20}$ długości fali. Dla zapewnienia jak najściślejszego kontaktu pomiędzy nadajnikiem a powierzchnią metalu używa się cieczy, jak woda z mydłem, oliwa, rtęć względnie amalgamatów cyny lub kadmu, które umieszcza się pod naciskiem, aby wypełniły należycie nierówności powierzchni. Należy przy tym pamię-



Rys. 4



Rys. 5

tać, że stopy aluminium tworzą amalgamaty, co wyklucza stosowanie rtęci w tym wypadku. Poza tym mogą tu mieć zastosowanie niektóre masy plastyczne. Przez stosowanie niestykających się z sobą powłok tych substancji pod nadajnikiem i odbiornikiem unika się fal poprzecznych zakłócających przebieg badań.

Siła przyciskania nadajnika i odbiornika do powierzchni metalu ma wpływ na intensywność echa — dla ustalenia tego czynnika korzystne jest używanie uchwytów magnetycznych; przykład takiego uchwytu podaje rys. 5.

Ze względu na zmniejszenie pojemności, co powoduje zmniejszenie dokładności badań, długość przewodów powinna być możliwie krótka (np. 1,8 m).

3. Badania nieniszczące „metodą echa“ ultradźwięku.

Szczególnym zastosowaniem badań nieniszczących za pomocą fal ultradźwięku jest wykrywanie płatków śnieżnych w stali, jakkolwiek i inne drobniejsze wady wewnętrzne mogą być

oznaczone. Wtrącenia niemetaliczne w stali na ogół nie są wykazywane. Poza tym w dużych wlewkach może nastąpić zupełne rozproszenie fal.

Przy zbyt licznych niejednorodnościach zjawisko rozproszenia może przeszkadzać w wykryciu echa nawet tego, które pochodzi od przeciwległej ściany badanego przedmiotu.

Zmniejszając częstotliwość drgań (a przez to dokładność badania) można usunąć to zjawisko, gdyż dłuższe fale ulegają rozproszeniu w mniejszym stopniu. Poza tym fale ultradźwięku pozwalają na wykrywanie pęknięć w odkuwkach względnie w częściach poddanych obróbce cieplnej. Szczeliny na ogół zupełnie absorbują echo, co pozwala na określenie położenia wady.

W odniesieniu do odkuwek (i odlewów) należy zaznaczyć, że intensywność echa spada z wzrostem kąta pomiędzy powierzchnią, na której umieszczony jest nadajnik, a powierzchnią przeciwległą, od której fale się odbijają.

Dla lepszego określenia miejsca wady, jak również dla wykrycia wady, której przypadkowo położenie nie pozwoliło na jej ujawnienie, stosuje się dwukrotne badanie, zmieniając kierunek wysyłanej fali o 90°.

Badanie płyt i blach, ze względu na niewielką grubość, nie pozwala na użycie metody echa. Można tu używać tej samej metody posuwając po przeciwległych powierzchniach nadajnik i odbiornik (metoda Mühlhäuser'a). Przy odpowiednim przygotowaniu powierzchni można badać spoiny (np. pęknięcia), jakkolwiek wydaje się, że w tym wypadku metoda ta nie będzie dostatecznie dokładna.

Badanie odlewów, ze względu na dużą różnorodność kształtu, natrafia na pewne trudności — warunkiem nieodzownym jest obecność płaskich powierzchni, na których możnaby ustawić nadajnik i odbiornik. W wypadku żeliwa szarego, które ma mniej zwartą budowę (grafit) należy stosować nieco niższe częstotliwości, co ogranicza dokładność badań.

Na podstawie tych danych można stwierdzić, że w pewnych wypadkach seryjnej produkcji przedmiotów ultradźwięk może dawać wyniki zadawalające jako szybka i stosunkowo nie droga metoda. Jednak w obecnym stanie metoda ta nie daje ścisłych i dokładnych danych co do typu wady, jak również jej położenia.

LITERATURA.

1. I. Borejdo, Ultradźwięk i jego zastosowanie w „metalurgii“. Hutnik 1946, Nr 3, str. 120.
2. S. Sokołow: „O praktycznym wykorzystaniu ugięcia światła za pomocą fal ultradźwięku“, 1935.
3. E. Grossmann, H. Martin, H. Schmid: „Handbuch der Experimental-Physik“ 1934, tom XVII, część I.
4. C. H. Desch, D. O. Sproule i W. J. Dawson, Journal of the Iron and Steel Institute, styczeń 1946, str. 23.

ANTONI KLECZKOWSKI
Akademia Górniczo - Hutnicza

Złoże ołowiu i cynku w Jugosławii

Złoże w Trepčy należy do najbogatszych w Jugosławii. Na podstawie badań 1929—36 r. obliczono zasoby kopalni na 3,9 miliona ton rudy. Rudą jest galena, blenda i siarczki żelaza. Odbudowa prowadzona jest przy pomocy sztolni oraz szybu pionowego. Dla porównania podano charakterystykę złóż w Polsce.

Latem 1947 roku miałem możność zwiedzić dokładnie złoże ołowiu i cynku kop. Trepča, które należy do najbogatszych na kontynencie europejskim. Kop. Trepča położona jest w pobliżu miejscowości Trepča odległej 8 km od stacji Kosovskiej Mitrovicy leżącej na trasie Belgrad — Skoplje — Saloniki. Sam zakład górniczy położony jest w górach Kopaonik obejmując koncesję o powierzchni 1290 km² na wysokości 750 — 1000 m n. poziomem morza (rys. 1).

Ślady eksploatacji tego złoża sięgają czasów rzymskich o czym świadczą liczne wyrobiska górnicze. Blisko 10.000 starych szybów (nawet do 200 m głębokości), liczne sztolnie (do 300 m długości) pozostały jako trwałe dokument dawnej świetności kopalni.

Specjalnie poszukiwanym minerałem była galena srebrnośna, blendę cynkową i piryt odrzucano. Historyczne informacje o złożu pochodzą z roku 1303, przy czym kopalnictwo było prowadzone przez górników przybyłych z Saksonii. Najazd Turków i utrata przez Serbów

niepodległości zahamowały rozbudowę istniejących kopalń, a z końcem XVII wieku zaniechano robót zupełnie. Na przedpolu kopalni rozciąga się dolina Kosove Pole, gdzie w dwóch wielkich bitwach utracili południowi Słowianie na długie wieki swą niepodległość.

Podboje tureckie położyły kres rozwojowi górnictwa na tym terenie, a z okresu minionej świetności pozostały tylko ruiny świątyni chrześcijańskiej przerobionej później na meczet turecki. Dopiero w roku 1926 rozpoczęto nowe badania geologiczne nad złożem w Trepčy. Liczne ekspedycje inżynierów angielskich i jugosłowiańskich przeprowadziły szereg badań i wierceń podając w 1937 r. obliczenie zasobów złoża na 3,9 miln. t rudy. Zachęcające wyniki robót poszukiwawczych dały podstawę do założenia kopalni, budowy zakładu przerobczego oraz kolonii mieszkalnej. Rozwój wydobywania szedł szybko i wynosił:

1931/32	256.000 t. rudy
1936/37	638.000 „ „

Produkcja 600.000 t rudy utrzymała się aż do wybuchu drugiej wojny światowej, przy czym sama kop. Trepča dawała 4/5 krajowego wydobycia.

O rentowności kopalni świadczy czysty zysk, który wynosił:

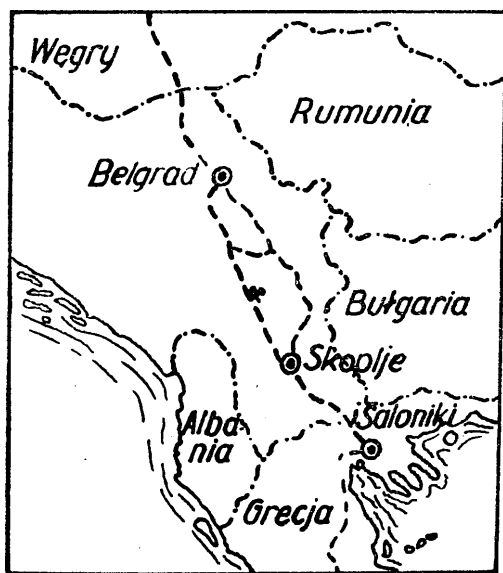
1935 r.	305.000 funt. ang.
1937 r.	664.000 funt. ang.

Świetny rozwój kopalni Trepča stawia to złoże na przodującym miejscu, dając pokrycie w produkcji

	kruszcze ołowiu	kruszcze cynku
światowej	4,0%	2,0%
europejskiej	11,0%	7,0%

Działania ostatniej wojny odbiły się i na kopalni ograniczając jej produkcję, jednak już w 1947 roku osiąga kopalnia 400.000 t rudy rocznie, przy obsadzie 2000 pracowników.











Po odzyskaniu niepodległości Jugosławii cały zakład górniczy został przejęty przez państwo, dając w jego ręce poważne zyski, a z drugiej strony możność fachowej opieki nad samą kopalnią jak i badaniami w najbliższej okolicy. Wspomnieć należy, że w Jugosławii podobnie jak i wszędzie zaznacza się wielki brak sił fachowych technicznych.

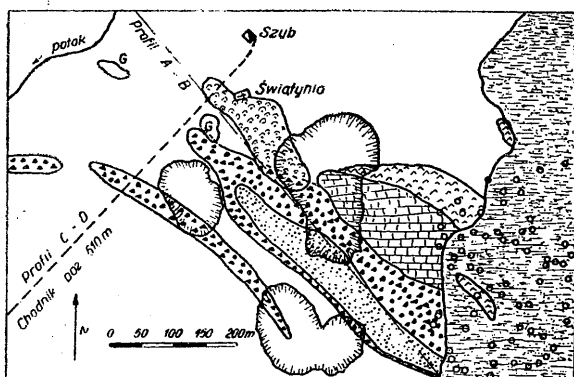


Rys. 1

Mapa orientacyjna

OBJAŚNIENIE ZNAKÓW

 RUDA	 TRAWERTYN
 ANDEZYT	 TUF
 BREKCJA	 KWARCYT
 ŁUPEK	 KAMIENIOLÓM
 WAPIEN	 STARE SZYBY



Rys. 2

Mapa geologiczna kopalni Trepča
Białe pola oznaczają łupki
G — zieleńce

Koncesja kopalni Trepča leży w geologicznym obszarze Vardar (rys. 2), ciągnącym się od zatoki Salonickiej aż do basenu Panońskiego. Jest to szeroka strefa, biegnąca w kierunku dynarskim (NNW-SSE), z którą związane jest złożenie. Główną formacją skalną na terenie koncesji jest seria Stari Trg przypuszczalnie wieku staropaleozoicznego w skład której wchodzi: łupki ilaste, kwarcytowe, mikowe, fylity, łupki bogate w kwarciec. Wymienione skały zawierają wkładki wapienia zwykle zanieczyszczonego, przy czym jedna grubsza wkładka jest miejscem późniejszego osadzania się rudy. Cała ta seria w okresie górnej jury lub dolnej kredy przeciętną została licznymi żyłami poprzecznymi lub nawet grubszymi masami dolerytu przemienionego w zieleńce. Utwory te jednak na tym obszarze nie mają znaczenia dla mineralizacji.

W okresie trzeciorzędowym formacja wapienna Trepčy została zafałdowana z nadległymi łupkami i intruzjami dolerytów, przy czym przedstawia się jako połamana i sprasowana pozostałość większej struktury antyklinalnej. Os

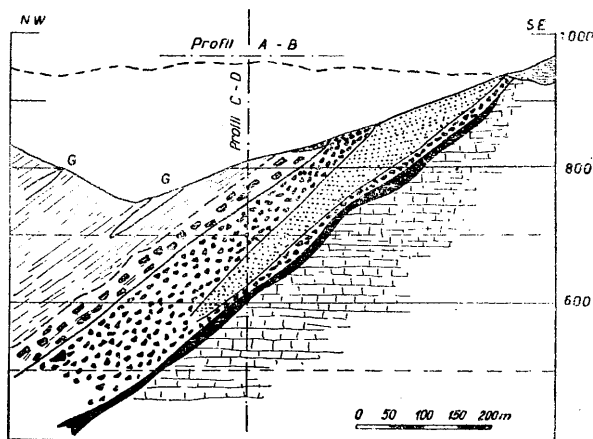
podłużna tej antykliny przebiega zgodnie ze wskazanym już wyżej kierunkiem. Pokrywa miocenijskiego tufu, zalegającego na powierzchni, utrudnia w znacznej mierze poszukiwania oraz stwierdzenie kontaktów geologicznych. Interesująca nas antyklina zbudowana jest z łupków, zawiera jednak jądro wapienne i przedstawia się w przecięciu poziomym blisko powierzchni ziemi jako trójkąt zwrócony wierzchołkiem na NW. W opisane skały osadowe wdzierają się intruzje andezytu i brekcji pomiędzy łupkami a wapieniem.

Historię geologiczną tego obszaru można podać według Ch. B. Forgana w tabelarycznym skrócie.

5. Powstanie ciała rudnego
4. Wylewy andezytu, tufy, zlepieńce i brekcja (złożona z utworów pod 1 i 2)
3. Zaburzenia i fałdowania alpejskie (zafałdowanie serii Stari Trg i dolerytów)
2. Wylewy dolerytów (greenstones)
1. Seria Stari Trg c) łupki, b) kwarcyty a) wapienie.

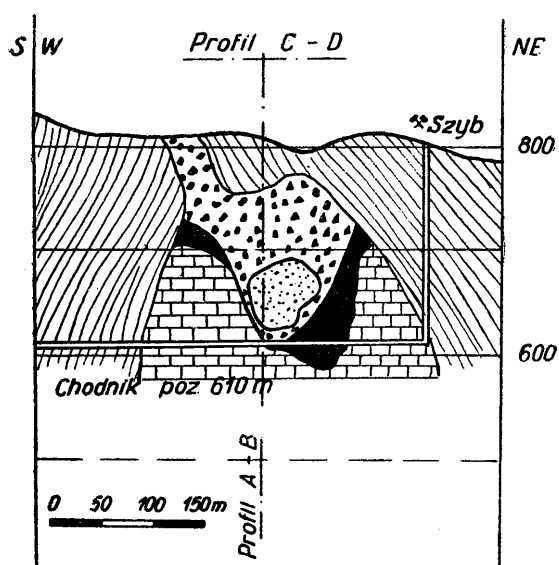
Występująca ruda jest zrostem siarczków metali: galeny, blendy cynkowej, pirytu i pirytu magnetycznego z niewielką domieszką minerałów płonnych przeważnie węglanów. Stosunek poszczególnych siarczków metali bywa wielce zróżnicowany, przy czym zdarzają się wypadki, gdzie przeważa jeden rodzaj, lub wreszcie że ułożone są wzdłuż pewnych smug mineralizacji. Galena zawiera domieszkę srebra 100 — 150 gr/t, ślady złota i bizmutu.

Samo skupisko rudne tworzy nieregularną nieckę półkolistą wyścielającą dno brekcji (rys. 3 i 4). Całość zapada pod kątem 30—40° ku NW. Ciało rudne stanowi masę zwartą lub roz-



Rys. 3

Profil podłużny A — B



Rys. 4
Profil poprzeczny C — D

widła się palczasto, przy czym powstało na dwóch kontaktach:

- 1) pomiędzy brekcją a wapieniem
- 2) pomiędzy łupkami a wapieniem (kontakt brekcja-łupek jest płonny).

O wielkości złoża świadczą liczby podane przez Schumachera w 1947 r., gdzie powierzchnia skupiska rudy w poziomie wynosi 7000 — 14.000 m². Tam gdzie krzyżują się kontakty geologiczne powstały największe i najbogatsze części złoża. Skąły łupkowe wstrzymały roztwory, kierując je do wapieni, powodując zupełną ich metasomatozę. Te t. zw. „nose ore bodies“ szczytowe partie złoża istnieją po obu stronach struktury.

Ważna dla eksploatacji jest zmiana składu rudy, która następuje z głębokością, oraz wiążąca się z tym zawartość minerałów towarzyszących. Nowsze badania Schumachera wykazały że zawartość PbS wolno zmniejsza się ku dółowi, natomiast ubytek cynku w tym samym kierunku postępuje szybko przy równoczesnym wzroście pirytu i pirytu magnetycznego. Ilustracją tych stosunków jest tabela procentowej zawartości w urobku.

Część złoża	PbS	ZnS	FeS ₂ i FeS
górną	10—12%	8—9%	do 50%
środkową	9%	3—5%	pir. magn. 25—30%
dolną	6—7%	2—4%	pir. 40% pir. mag. 25—30%

Ta zmiana składu rudy pozostaje w związku z powstaniem złoża i jest wynikiem kolejnego

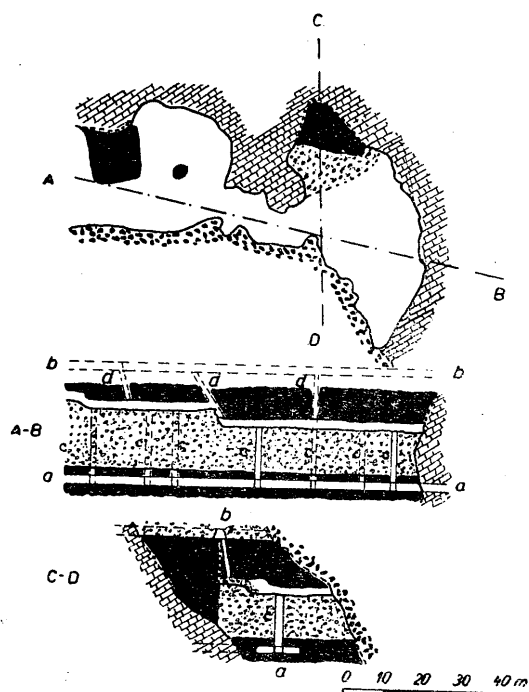
powstawania minerałów rudnych, którymi przypuszczalnie były: magnetyt i piryt magnetyczny — piryt i arsenopiryt — blenda cynkowa w żelazo bogata — galena i dzemsonit. Ogólnie można powiedzieć, że masa użytecznej rudy powstała przez metasomatyczne wypieranie wapienia, przy czym ruchy tektoniczne i intruzje otworzyły drogę krążącym roztworom. Główna część złoża należy do grupy hydrotermalnej średnich temperatur. Niżej położone partie wskazują swym składem mineralnym (piryt magnet. i magnetyt) na przejście do temperatur wyższych. Duża zmienność mineralogiczna na małej pionowej przestrzeni wskazuje na szybko zmieniające się temperatury roztworów. W tych warunkach występują zespoły metaliczne heterotermalne (odpowiadające różnym temperaturom powstania), przy czym występują one tym wyraźniej im:

- a) bliższy jest powierzchni poziom przynależnej intruzji,
- b) wyższa temperatura początkowa roztworów,
- c) szybszy spadek temperatury.

Zjawisko to nosi nazwę teleskopizmu a występuje bardzo wyraźnie w złożu Trepča.

Złożo, które obecnie jest odbudowywane, zostało udostępnione przy pomocy sztolni i szybu pionowego. Wszystkie poziomy powyżej 760 m. n. p. m. zostały udostępnione sztolniami. Pomiędzy 610 — 760 m zbudowano szyb, niższe zaś poziomy udostępniono upadową, poprowadzoną wzdłuż ciała rudnego. Z poziomów 610 i 760 m wykonano poszukiwania, mające na celu ustalenie kierunku dalszej eksploatacji.

Prace powyższe wykonano ze specjalnych wnek aparatami wiertniczymi Sullivan do głębokości ponad 300 m, przy czym starano się osiągnąć kontakt brekcji z wapieniem. Ciało rudne dzieli się chodnikami poprzecznymi co 20 m, tworząc odpowiednie poziomy. Przygotowanie do eksploatacji obejmuje wykonanie połączeń między poziomami dla wentylacji, dostarczanie podsadzki i umieszczanie rynien dla odstawy urobku. Do specjalnych problemów kopalni należy odwadnianie. Komora pomp została wykonana na poziomie 474 m przy wydajności pomp 34 m³/min. Przyływ wody jest bardzo duży i wynosi 8,8 m³/min. Ta duża rezerwa pomp jest utrzymana na wypadek zwiększonego przyływu wody, który może nastąpić w czasie otwierania nowych komór robotami górniczymi.



Rys. 5

System odbudowy wg Lorimera

- a — chodnik przewczowy poziomy niższego
- b — „ „ „ „ wyższego
- c — komin zsypany dla rudy
- d — „ „ „ „ podsadzki

Na kopalni Trepča stosowane są trzy systemy odbudowy, przy czym ich wybór uzależniony jest od warunków geologicznych zalegania rudy oraz skał otaczających.

System I. Najczęściej stosowanym sposobem odbudowy litego ciała rudnego jest równoczesne urabianie i podsadzanie, zwane przez Anglików „flat back cut-and-fill, tj. wyrównanie w tył (rys. 5). W metodzie tej strop nad całym wyrobiskiem jest odsłonięty a tylko w bezpośrednim sąsiedztwie wapienia pozostawia się filary 10 m szerokości, które wybiera się później.

Podsadzanie odbywa się specjalnymi zsypanymi otworami z góry, ruda natomiast wrzucana jest do szybików pionowych lub pochyłych, które u góry zaopatrzone są kratami o odstępach 25 cm. Większe kawałki rudy muszą robotnicy skruszyć ręcznie, aby przeszły przez siata do szybiku.

System II. Przy mniej wytrzymałym stropie, szczególnie tam gdzie brekcja lupek i ruda nie są zwarte, system ten zawodzi. Strop pod-

piera się gęsto ustawionymi kwadratowymi stolami, odsłania się go na znacznie mniejszej przestrzeni, szybko postępując z podsadzką za przodkiem odbudowy.

System III. Prócz podanych dwóch systemów w mniejszych skupiskach rudy stosuje się tzw. amerykański sposób bez podsadzki.

W przestrzeni ciała rudnego ustawia się bardzo silne pomosty, zamykające od dołu eksploatowaną przestrzeń. Górnicy pracują na pomoście i posuwając się ku górze wykonują otwory wiertnicze, strzelają, przy czym rudę zsypują przez otwór umieszczony w pomoście do wózków. System ten może być stosowany do gniazd rudnych o wysokości do 15 m przy niezbyt dużych wymiarach poprzecznych. Wyrobiska, w których stosuje się system I i II są rozmaitej wielkości od kilkuset do kilku tysięcy m² powierzchni. Odległość zaś pomiędzy stropem a podsadzką w spągu wynosi 3—5 m.

Do wiercenia otworów strzałowych używa się maszyn ręcznych Ingersoll I. R. 39 i Holman S. L. 10, wiertarkę taką obsługuje dwóch ludzi, górnik i pomocnik. W czasie jednej zmiany wykonują 15—20 otworów o głębokości do 1,5 m.

Strzela się materiałami amonowymi wyrobu jugosłowiańskiego. Prócz tego do urabiania używa się lekkich młotków odbudowy wyrobu angielskiego.

Dla podsadzania wyrobisk brany jest kamień z łomu na powierzchni. Materiał powyższy zgarniany jest specjalnym zgarniaczem, umieszczonym na linach, do rynny podsadzkowej.

Dla czytelnika ciekawe będzie zestawienie opisanego złoża jugosłowiańskiego ze złożami polskimi.

Nasze rudy cynku i ołowiu występują w trzech obszarach: kieleckim, śląsko-krakowskim i dolno-śląskim.

Na obszarze kieleckim występuje prawie wyłącznie galena w cienkich żyłach — bez znaczenia przemysłowego.

To samo dotyczy złóż Dolnego Śląska, gdzie w okolicy Miedzianej Góry, Wałbrzycha i Łądek występują cienkie żyły galeny, blendy z drobną domieszką miedzi.

Światowe znaczenie posiada natomiast złożo śląsko-krakowskie. Cały ten obszar można podzielić na 3 rejony: górno-śląski, olkusko-siewierski i chrzanowski.

Przemysłowe znaczenie posiada rejon górnośląski, przy czym występowanie złóż związane jest z formacją triasową.

Złoża śląskie występują w dolomitach kruszonośnych, gdzie tworzą dwa poziomy. Dolny stosunkowo stały i leżący prawie na wapieniu podstawowym. Miąższość jego jest zmienna przeciętnie wynosi 3—4 m. W pewnej odległości nad nim występuje czasem poziom drugi lub nawet parę poziomów o przebiegu niestałym.

Rudą właściwą są siarczki cynku i ołowiu, które występują w części środkowej niecki, bliżej zaś powierzchni zostały zamienione na tlenowe. Rudom cynku i ołowiu towarzyszą rudy żelaza, przy czym stosunek poszczególnych rud do siebie bywa bardzo zmienny. Przeciętna zawartość metalu w kruszcach wynosi:

galena	55% Pb
blendy cynk. z domieszką galeny	16,53% Zn; 3,72% Pb
galman	14,21% Zn; 3,00% Pb

Wspomnieć również należy o występowaniu w nieznacznych ilościach arsenu oraz kadmu, który występuje razem z blendą.

Wydobycie rudy cynkowo - ołowianej wynosi:

	1932	1938	1946
Kopalń	3	4	4
Produkcja koncentratu w tys. t.			
cynku	75	498	168
ołowiu	5,5	44	37

Zasoby stwierdzone i prawdopodobne w rej. Górnego Śląska wynoszą:

Rudy	Zawartość		Zasoby mln. t.
	Zn %	Pb %	
siarczkowe	15	2	12,0
utlenione	12,5	1,5	4,0
na starych hałdach	6,5	0,8	2,0
Razem			18,0 mln. t.

Ogólne zaś zasoby złóż cynkowo - ołowianych wynoszą 30,0 mln. t.

Z porównania złoża kop. Trepčy ze złożami naszymi wynika:

1) Koncentracja złoża Trepčy jest bardzo duża, albowiem na obszarze 1 km² powierzchni mamy zasoby 3,9 mln. t, podczas gdy w Polsce na pow. ok. 1000 km² występuje 30,0 mln. t rudy.

2) Sama kopalnia jest dużym zakładem górniczym o załodze 2000 pracowników, podczas gdy nasze kopalnie zatrudniają do 600 pracowników.

3) Średni skład rudy wynosi:

	Zn%	Pb%
Kopalnia Trepča	8	9
Złoża Śląska	15	2

4) Na Śląsku ważną rolę odgrywają rudy utlenione: galmany, cerusyt, limonit; występowanie ich na złożu Trepčy jest prawie nieznanne.

5) Blendy cynkowe występują u nas w formie skorupowej a w Jugosławii krystalicznej.

6) Zamiast piryty i piryty magnetycznego występuje w naszych złożach markazyt, co świadczy o niższych temperaturach powstania złóż.

7) Ruda nasza jest znacznie uboższa w srebro lecz zawiera ok. 0,15% kadmu, który nie występuje zupełnie w Trepčy.

8) Odmienna zupełnie forma występowania złóż i ich załęganie.

9) Powstanie złóż nastąpiło w różnych okresach geologicznych.

Zestawiając złoża kop. Trepča i złoża polskie widzimy, że zachodzą wielkie różnice między nimi, ale możemy znaleźć i pewne cechy wspólne.

Przed obu rodzajami złóż istnieją dalsze możliwości rozwoju dla wzmocnienia przemysłu krajowego.

Inż. KAZIMIERZ RADŹWICKI
C Z P H

Właściwe wykorzystanie odpadków stali stopowej

Przy przeróbce plastycznej wlewków stali stopowej w hutach powstaje znaczny odpad, wynoszący zależnie od jej gatunku, rodzaju i wymiarów wytworu 30—50% ciężaru surowego wlewka. Szczególnie wysoki odpad powstaje przy produkcji cienkich blach stali nierdzewnych i kwasoodpornych.

Podczas dalszej obróbki w zakładach mechanicznych znowu odpadają wióry, obcinki i wybraki w ilości 25—30% dostarczonej przez przemysł hutniczy stali stopowej. W ten sposób ogólny odpad stali stopowej od surowego wlewka do gotowego wytworu należy liczyć przeciętnie na ok. 60%, czyli więcej niż połowę produkcji stali stopowej winna powracać do stalowni stali w postaci złomu celem odzyskania zawartych w nim cennych składników stopowych. Kwestia wykorzystania złomu stopowego zaczęła interesować polski przemysł hutniczy w ostatnich latach przedwojennych, gdy rozwój krajowego przemysłu zbrojeniowego, samochodowego, lotniczego i chemicznego wymagał znacznego zwiększenia produkcji stali stopowej. Zagadnienie powyższe wówczas zostało niestety rozwiązane tylko częściowo w niektórych hutach odnośnie wykorzystania własnych odpadków wysokostopowej stali (szybkotnącej i kwasoodpornej), nie obejmując prawie zupełnie znacznej ilości odpadków własnych stali nisko i średniostopowych oraz całkowicie pomijając przemysł przetwórczy.

W pierwszych latach po wojnie kwestia wykorzystania odpadków stopowych nie została od razu odpowiednio uregulowana, przede wszystkim dlatego, że zapotrzebowanie na stal stopową było w ogóle bardzo małe, a poza tym zapasy w postaci półwytworów i żelazostopów, pozostałe na hutach po okupantach, zapewniały na pewien czas zaspokojenie nieznacznego na razie zapotrzebowania.

Obecnie, gdy w związku z wykonaniem Planu Odbudowy Gospodarczej, rozwój przemysłu motoryzacyjnego, maszynowego i chemicznego wchodzi w fazę realizacji, zagadnienie powyższe staje się specjalnie pilne, gdyż państwo, znajdujące się w okresie odbudowy, nie może sobie pozwolić na marnowanie cennych składników stopowych nie tylko całkiem bezużytecznie, a nawet często ze szkodą dla gatunku stali w wypadkach, gdy złom stopowy znajdzie się w złomie niesortowanym. Należy jasno sobie uzmysłwić, że przy tym zagadnieniu nie chodzi o oszczędności drobne lecz o bardzo znaczne, wynoszące setki i tysiące ton bardzo cennych

i trudnych dziś do otrzymania z zagranicy składników stopowych.

Mieliśmy możność osobiście przekonać się w okresie okupacji, ile wagi i wysiłków przykładali do tego zagadnienia Niemcy w celu jak najlepszego wykorzystania szczupłych zapasów składników stopowych.

W celu pełnego oświetlenia tego zagadnienia przypatrzmy się, jak przedstawia się ono obecnie w innych krajach, przede wszystkim zaś u naszego wschodniego sąsiada, którego bardzo znaczne bogactwa naturalne wszystkich składników stopowych nie zmuszają, wydawałoby się, do poważnego zajęcia się tą właśnie kwestią.

Otóż w Związku Radzieckim zagadnienie wykorzystania złomu stopowego, wobec dobrze zrozumianego interesu państwowego, od czasu wojny stoi na czołowym miejscu wszystkich zagadnień hutniczych, czego niezbitym dowodem jest cały szereg referatów i artykułów. Na ten temat we wszystkich prawie czasopismach hutniczych.

Dla scharakteryzowania osiągnięć w tym kierunku przytaczam dane z jednej tylko huty Związku Radzieckiego „Elektrostal“. W roku 1940 huta, używając tylko 20—30% odpadków stopowych do wsadu, wyprodukowała około 43% ogólnej ilości stali stopowej, w roku 1944 — 78%, zaś w roku 1945 — 84,5%, stosując do wsadu już do 60% złomu stopowego. Skutkiem tego jedna tylko ta huta zaoszczędziła w latach 1944-45 następujące ilości składników stopowych:

niklu	1.135 ton
żelazowanadu	254 „
żelazawolframu	1.013 „
żelazochromu	3.935 „

Jak już wyżej zaznaczyłem, w związku z rozwojem produkcji stali stopowej wzrasta również ilość złomu stopowego, wobec czego kwestia właściwego wykorzystania tegoż staje się czołowym zagadnieniem całego przemysłu hutniczego. Przy rozwiązywaniu tego zagadnienia należy zwrócić specjalną uwagę na następujące dwa czynniki:

1. Konieczność bardzo starannego sortowania złomu stopowego, celem uniknięcia zanieczyszczenia stali niepożądanymi dla poszczególnych gatunków składnikami.
2. Przez odpowiedni dobór najwłaściwszych metod przetapiania złomu stopowego za-

pewnić wysoki gatunek wytapianej stali, najmniejszą stratę składników stopowych oraz najniższe koszty własne stali.

Klasyfikacja złomu stopowego

Stopowym nazywamy złom, zawierający jeden lub więcej składników stopowych w takiej ilości, aby ich odzyskanie opłacało się przy istniejących urządzeniach i metodach stalowniczych. Złom stopowy powinien zawierać następujące ilości procentowe przynajmniej jednego ze składników: 0,3% molibdenu, 0,5% niklu, kobaltu, wolframu lub chromu, 5,0% manganu lub krzemu. Złom stalowy, zawierający niższe ilości składników stopowych od wyżej podanych, zalicza się do złomu niestopowego. Złom stopowy może być właściwie wykorzystany przez stalownię tylko w tym wypadku, jeżeli znany jest jego skład chemiczny lub przynajmniej numer wytopu i znak wytwórni stali. Złom stopowy niesortowany przedstawia dla stalowni stali gatunkowej mniejszą wartość od złomu niestopowego, gdyż użyty niewłaściwie powoduje niepożądane zaburzenia w normalnym biegu procesów metalurgicznych oraz wywiera znaczny wpływ na własności mechaniczne wytapianej stali. Z tego też powodu, zarówno wydziałom przeróbki plastycznej na hutach, jak też zakładom przetwórczym, zaleca się w interesie ogólnym stosowanie niżej podanych wytycznych klasyfikacji, sortowania i znakowania złomu stopowego. Pod względem wymiarowym złom stopowy dzieli się na dwie zasadnicze kategorie:

1. Złom gruby i pakiety blachy i obcinków, prasowane maszynowo lub wiązane ręcznie drutem, o ciężarze sztuki nie niżej 10 kg.
2. Złom drobny — wióry, obcinki blachy luzem i odpadki o ciężarze sztuki poniżej 10 kg.

Każda sztuka złomu grubego oraz pakiety winny być znakowane numerem wytopu i znakiem wytwórni stali. Oprócz tego w celu łatwiejszego rozpoznania rodzaju zawartych w złomie składników stopowych powinien być on oznaczony (każda pojedyncza sztuka złomu grubego i pakiety) farbą olejną w myśl następującej zasady:

odpadki zawierające chrom (Cr) — kolor zielony,
 odpadki zawierające nikiel (Ni) — kolor niebieski,
 odpadki zawierające molibden (Mo) — kolor żółty,
 odpadki zawierające wolfram (W) — kolor różowy,
 odpadki zawierające kobalt (Co) — kolor fioletowy,
 odpadki zawierające wanad (V) — kolor czarny,

odpadki zawierające mangan (Mn) — kolor brązowy,

odpadki zawierające krzem (Si) — kolor jasnoszary (srebrzysty),

odpadki stali szybkoctnącej i specjalnej — kolor karminowy.

Złom drobny (wióry, obcinki blachy i drobne odpadki) powinien być od razu zbierany na miejscu pracy (przy nożycach, piłach, obrabiarkach) do specjalnych skrzynek, zaopatrzonych w wymienne tablice z odpowiednim znakowaniem oraz przechowywany w osobnych zagrodach, również zaopatrzonych w odpowiednio znakowane tablice.

Wszystkie gatunki złomu stopowego muszą być znaczone barwami (farbą olejną) i to zarówno każda pojedyncza sztuka lub pakiet złomu grubego, jak też odpowiednie tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego, w następujący sposób:

Grupa I a. Złom chromowy o zawartości Cr od 0,5—5,0%. Dopuszczalne są zawartości Ni, Co, Mo, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Do grupy tej należą odpadki stali o następujących cechach hutniczych (NH): CCl, CMC1, CMC2, TC1, TC2, TC4, PCS, PCV, Złom gruby i pakiety oraz tablice przy skrzynkach i zagrodach tej grupy oznacza się barwnie: **jednym paskiem zielonym**.

Grupa I b. Złom chromowy o zawartości Cr powyżej 5,0%. Dopuszczalne są zawartości: Ni, Co, Mo, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

dwoma paskami zielonymi.

Grupa II. Złom chromowo - molibdenowy o zawartości Cr 0,5—5,0%, Mo 0,3—3,0%. Dopuszczalne są zawartości: Ni, Co, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Do grupy tej należą odpadki stali o następujących cechach hutniczych (NH): CT1, CT2, TR1, TR2, TR3 i TR4.

Złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem zielonym i jednym paskiem żółtym.

Grupa III a. Złom niklowy i chromowo-niklowy o zawartości: Cr 0,5—5,0%, Ni 0,5—5,0% Dopuszczalne są zawartości: Co, Mo, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Do grupy tej należą odpadki stali o następujących cechach hutniczych (NH): CP1, CP3, CP5, TP2, TP3.

Złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem zielonym i jednym paskiem niebieskim.

Grupa III b. Złom chromowo-niklowy o zawartości: Cr powyżej 5,0%, Ni powyżej 5,0%. Dopuszczalne są zawartości: Co, Mo, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

dwoma paskami zielonymi i dwoma paskami niebieskimi,

w następującej kolejności barw:
zielony niebieski, zielony niebieski.

Grupa IV. Złom chromowo-niklowo-molibdenowy o zawartości: Cr 0,5—5,0%, Ni 0,5—5,0%, Mo 0,3—3,0%. Dopuszczalne są zawartości: Co, Cu i W do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V. Do grupy tej należą odpadki stali o następujących cechach hutniczych (NH): TF1, TF3, TF4, TF5, TF6 i TF8,

Złom gruby i pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem zielonym, jednym paskiem niebieskim oraz jednym paskiem żółtym.

Grupa V. Złom wolframowy o zawartości W 0,5—7,0%. Dopuszczalne są zawartości: Ni, Co, Mo, Cu i Cr do 0,25% oraz normalne zawartości Mn, Si i V.

Złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynkach i zagrodach złomu drobnego tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem różowym.

Grupa VI. Złom manganowy o zawartości Mn powyżej 5,0%. Dopuszczalne są zawartości: Ni, Co, Mo, Cu, W i Cr do 0,25% oraz normalne zawartości Si i V.

Złom gruby i pakiety tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem brązowym.

Uwaga: Złom drobny tej grupy nie podlega sortowaniu i idzie jako złom niestopowy.

Grupa VII. Złom krzemowy o zawartości Si powyżej 5%. Dopuszczalne są zawartości: Ni, Co, Mo, Cu, W i Cr do 0,25% oraz normalne zawartości Md i V.

Złom gruby i pakiety tej grupy oznacza się barwnie:

jednym paskiem jasnoszarym (srebrzystym)

Uwaga: Złom drobny tej grupy nie podlega sortowaniu i idzie jako złom niestopowy.

Grupa VIII. Złom stali szybko tnącej. Złom gruby, pakiety oraz złom drobny (wióry, obciniki blach i drobne odpadki) sortuje się osobno podług hutniczych cech stali i złom gruby, pakiety oraz tablice na skrzynki i zagrody oznacza się barwnie w następujący sposób:

S 5 K — jeden pasek karminowy i jeden pasek fioletowy,

S 18 W — jeden pasek karminowy i jeden pasek różowy,

S 15 W — jeden pasek karminowy i jeden pasek zielony,

S 8 W — jeden pasek karminowy i jeden pasek czarny,

S 3 V — jeden pasek karminowy i jeden pasek żółty.

Złom stali specjalnej sortuje się tak samo jak złom stali szybko tnącej, tj. ściśle według cech hutniczych stali, znacząc barwnie jednym paskiem czerwonym oraz następnymi paskami zależnie od rodzaju głównych składników stopowych. Szczegółowe dane odnośnie barwnego oznaczania odpadków stali specjalnej oraz uzupełnienie innych grup złomowych odpowiednimi cechami hutniczymi stali, należących do każdej grupy złomowej, podane będą dodatkowo po zakończeniu prac komisji normalizacyjnej, ustalającej ogólnie obowiązujące cechy hutnicze stali.

Najważniejsze metody przetapiania złomu stopowego

Doświadczenia wykorzystania złomu stopowego w czasie przedwojennym wykazały, że przetapianie nisko- i średnio-stopowych odpadków w zasadowym piecu martenowskim, prowadzi do odzyskania tylko trudno utleniających się składników jak Ni, Co i Mo, natomiast powoduje prawie całkowitą stratę łatwo utleniających się pierwiastków jak V, W i Cr. Poza tym skutkiem przejścia do żużla tlenków tych pierwiastków, szczególnie chromu, obniża się znacznie zdolność reakcyjna żużla, co prowadzi do poważnego przedłużenia czasu trwania topu.

Przeprowadzone przy końcu wojny próby odzyskiwania chromu z odpadków stopowych w zasadowym piecu martenowskim dały wprawdzie

wyniki pozytywne, gdyż udało się odzyskać z odpadków do 60—80% zawartego we wsadzie chromu, lecz rentowność tej metody ze względu na znaczne przedłużenie czasu trwania topu, obniżenie wytrzymałości wyprawy pieca oraz konieczność dobierania specjalnie czystych pod względem zawartości fosforu i siarki materiałów wsadowych, wydaje się być wątpliwa. Ze względu jednak na brak szczegółowych wyników tej metody (Niemcy przeprowadzali te próby pod osłoną tajemnicy wojskowej) wskazane byłoby przeprowadzić szereg próbnych wytopów z odzyskiwaniem chromu ze złomu stopowego, w zasadowym piecu martenowskim. W przypadku dodatniego pod względem gospodarczym wyniku tych prób, powstałaby możliwość wykorzystania znacznej ilości nisko i średniostopowych odpadków stali chromowo-nikielowej i chromowo-nikielowo-molibdenowej, w procesie martenowskim.

Jak z powyższego wynika, w warunkach obecnych można z korzyścią przetapiać w piecach martenowskich wyłącznie odpadki stopowe, zawierające niewypalające się składniki, jak Ni, Co i Mo oraz niezawierające wcale lub tylko w nieznacznych ilościach inne składniki (Cr, V, W), których odzyskiwanie w piecach elektrycznych nie opłaca się ze względu na ich małą wartość w złomie.

Przetapianie stopowego złomu w piecach elektrycznych łukowych na podstawie doświadczeń przedwojennych wykazało, że stosując metodę przetapiania ze świeżeniem i ściąganiem żużla, traci się, podobnie jak w procesie martenowskim, większą część wypalających się składników stopowych (V, W i Cr). Przy przetapianiu zaś bez świeżenia wyłącznie stopowego wsadu, odzyskuje się z nieznacznymi stratami większość składników stopowych, jednak jakość wytapianej w ten sposób stali, zwłaszcza wysokostopowej (szybkotnącej), była znacznie niższa od jakości stali wytapianej ze wsadu niestopowego. Metoda ta nie nadawała się dla wszystkich gatunków stali stopowej, a mianowicie, wytapianie stali niskowęglowej (kwasoodpornej i nierdzewnej) o zawartości węgla poniżej 0,10—0,12%, z reguły nie udawało się ze względu na nawęglanie kąpieli.

Po szczegółowej analizie metody wytapiania stali z odpadków stopowych bez świeżenia w łukowym piecu elektrycznym stwierdzono, że

głównym powodem obniżenia się jakości stali, wytapianej tą metodą, był kompletny brak przerobienia stali w stanie płynnym i że częściowe utlenienie kąpieli przez dodatek pewnej ilości (20—30%) miękkich niestopowych odpadków (żelazo Armco) lub też niewielkiej ilości rudy żelaznej (do 1%), dodawanych do wsadu, daje wystarczający stopień przerobienia stali tak, że jakość stali w tym wypadku niczym nie ustępuje stali wytapianej ze wsadu niestopowego*).

Przetapianie odpadków stali kwasoodpornej i nierdzewnej celem uzyskania stali o niskiej zawartości węgla (0,12% i inne) może być przeprowadzone w piecach indukcyjnych bezrdzeniowych, gdzie następuje jeszcze pełniejsze, niż w piecach łukowych, odzyskanie składników stopowych a nie zachodzi wcale nawęglanie kąpieli.

W piecach indukcyjnych bezrdzeniowych możliwe jest przetapianie wsadu, składającego się nawet ze 100% odpadków stopowych bez żadnej szkody dla jakości stali, gdyż ruchy wirów płynnej kąpieli pieca indukcyjnego powodują zupełnie wystarczające przerobienie stali.

Z powyższych względów zaleca się przetapianie wysokostopowych odpadków stali szybko- i kwasoodpornej, nierdzewnej i ognioodpornej przeprowadzać wyłącznie w piecach indukcyjnych bezrdzeniowych.

Przetapianie odpadków stopowych w piecach próżniowych w celu odzyskiwania składników stopowych jest nieekonomiczne, gdyż bardzo wysoki koszt instalacji próżniowej przewyższa zysk na zwiększeniu odzyskiwanych ilości składników stopowych.

Straty składników stopowych przy przetapianiu odpadków w piecach indukcyjnych i łukowych

Nazwa składnika stopowego	Straty w %	
	piec indukcyjny	piec łukowy
Cr przy zawartości: 0,5—5,0 %	2—3	5—10
.. powyżej 5,0 %	3—5	10—15
W przy zawartości: 0,5—7,0 % ponad 7,0 %	2—3	3—5
	3—5	5—10
V przy zawartości: do 3,0 %	10	20—30
Mo, Ni i Co	2—3	3—5

*) Hutnik 1939, Nr 5 (K. Radzwicki).

Inż. WŁADYSŁAW KLIMCZYK
Hutniczy Instytut Badawczy

Wady żeliwnych walców półtwardych

Walce produkowane w naszych hutach w okresie powojennym odznaczały się małą trwałością, wynikającą między innymi przede wszystkim z tego, że walce te miały różne wady, które obniżały ich wytrzymałość.

Aby móc poprawić jakość walców żeliwnych i podnieść ich trwałość, trzeba dokładnie zanalizować ich wady, występujące tak na walcach półtwardych, jak i utwardzonych.

Wadami, z którymi walce półtwarde przychodziły na walcownię, były:

- Wydzielanie się grafitu w nadzbyt dużej ilości, oraz w postaci dużych płatków i związana z tym za niska twardość, niejednokrotnie nawet poniżej 170 jednostek Brinella.
 - Niejednorodność struktury walców. Zarówno na czopach jak i na becze, a co najgorsze na wykrojach pojawiały się pory czy rzadziwy międzykrystaliczne, co przy niskich twardościach dawało pojawienie się nadmiernie dużych płatków grafitu i następowało lokalne przedwczesne zniszczenie walców. Przy twardościach walców wyższych od HB 250 kg/mm², występowały miejsca o nieco większej twardości niż twardość pola otaczającego, co dawało się zauważyć przy toczeniu.
- Tego rodzaju twardsze miejsca odlewnicy nazywają „wilkami.”
- Występująca nadmierna twardość czopa dolnego, a często jego przehartowanie na wskroś, powodowała znaczną jego kruchość, sprzyjającą pękaniu rozety lub czopa w czasie pracy.
 - Ślady jamy usadowej w górnych czopach, które często były zbyt wielkie i mogły w znacznym stopniu osłabić czopy lub rozety.

Niska twardość walców

Walce półtwarde trafiały się bardzo często za miękkie. Twardość powierzchni beczki nie przekraczała 200 jednostek Brinella, a zdarzały się walce, których twardość powierzchni beczki była niższa od 170 jednostek Brinella. Twardość taka była zależna od składu chemicznego, jaki miały te walce, który przykładowo podaje tabela I.

TABLICA I

Nr walca	C ^{0/0}	Mn ^{0/0}	Si ^{0/0}	P ^{0/0}	S ^{0/0}	C ₁ ^{0/0}	Mo ^{0/0}
112—113	2,94	0,55	0,87	0,15	0,05	0,29	—
116—117	2,78	0,55	0,75	0,16	0,054	0,26	—
122—123	2,80	0,59	0,82	0,13	0,050	—	—

Z wytopu 25 ton odlewano 2 walce, więc średnia waga walca była ok. 12 ton brutto. Dla takiej wielkości walca zawartość węgla i krzemu nawet przy tej ilości chromu jest za wysoka i twardość tych walców nie może być większa niż 190 jednostek Brinella.

TABLICA II

Nr walca	C ^{0/0}	Mn ^{0/0}	Si ^{0/0}	P ^{0/0}	S ^{0/0}	Cr ^{0/0}	Mo ^{0/0}
454	2,47	0,47	0,59	0,29	0,051	0,11	0,25
450	1,41	0,42	0,65	0,30	0,041	0,24	0,22
443.444	2,57	0,55	0,73	0,35	0,038	0,21	0,24
441.442	2,50	0,58	0,69	0,32	0,045	0,18	0,22

Nie biorąc pod uwagę zastosowanych dodatków stopowych, ale porównując tylko zawartość węgla i krzemu w walcach z tabl. I i II, od razu staje się widoczne, że pod względem twardości walce uległy poprawie. Analizy bowiem z tabelicy II w odniesieniu do walców dużych ok. 17—20 ton wagi brutto, lanych pojedynczo z wytopu Nr walców 454 i 450 i do walców pozostałych lanych po dwa z wytopu wykazują, że twardość tych walców winna leżeć powyżej 220 jednostek Brinella.

Odlewnicy czasami pracując zgodnie z planem, narażeni są na to, że z jednego wytopu odlewają dwa lub kilka walców o różnej wielkości i różnej wadze. Prowadzi to do tego, że zawsze jeden walec ma złe własności, albo oba walce są nieodpowiednie. Jeżeli lejemy dwa walce z jednego wytopu, o tym samym mniej więcej stosunku wymiarów wysokości beczki do średnicy, przy czym jeden waży 16 ton, a drugi 7 ton, po dobór składu chemicznego odpowiedniego dla walca 16-tonowego czyni walec 7-tonowy utwardzony zupełnie, a więc kruchy.

Jeżeli skład chemiczny zastosujemy odpowiedni dla walca 7-tonowego, to walec 16-tonowy będzie miał twardość za małą, nawet poniżej 190 jednostek Brinella. Walce te bowiem stygną z różną szybkością i muszą mieć też różny skład chemiczny. Nieodzownym więc warunkiem odlewania dobrych walców jest, by z jednego wytopu odlewać walce możliwie równe lub bardzo zbliżone pod względem wymiarów i wagi. Jest to ważne przede wszystkim dla walców półtwardych, a także prawie w najmniejszym stopniu dla walców utwardzonych, o ile chodzi o grubość warstwy utwardzonej.

Warunek ten nie zawsze jest jednak przestrzegany w praktyce odlewniczej.

Wadę więc za niskiej twardości łatwo daje się usunąć odpowiednim doбором składu chemicznego walców i laniem walców równych, lub wielkością podobnych z jednego wytopu.

Dodatki stopowe zastosowane w tych niewielkich ilościach jak podano w tablicy II, odgrywają niezbyt wielką rolę pod względem zwiększenia twardości walców. Twardość walców głównie kształtuje węgiel i krzem. Stosowana ilość dodatków stopowych chromu i molibdenu, czyni ziarna grafitu drobniejszymi, zwiększając twardość o ok. 20 jednostek Brinella, co mogłem stwierdzić w praktyce.

Samo już obniżenie zawartości węgla i krzemu w walcach niestopowych prowadzi do uzyskania mniejszych płatków grafitowych, co ma też duży wpływ na trwałość walców. Przy drobnym graficie walce nawet o niższej twardości mogą pracować dłużej niż walce twardsze, ale o graficie grubszym.

Ścieralność walców drobnografitowych i drobnoziarnistych może być w tym wypadku mniejsza, a przy tym walce takie nie łatwo się łamią.

Wszystkie rysunki od 1 do 6 odnoszą się do walców tej samej wielkości o wadze ok. 7,0 ton po obtoczeniu na gotowo.

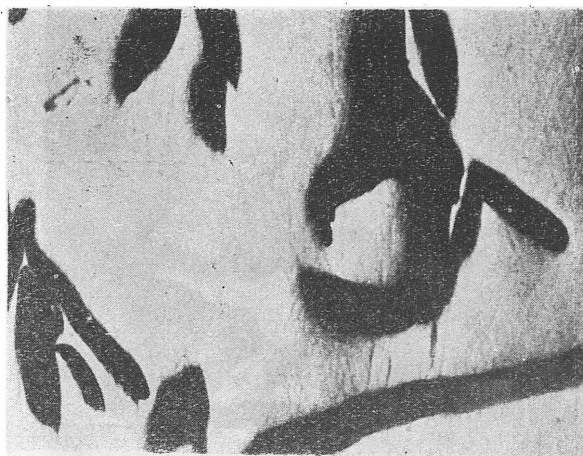
Rys. 1 przedstawia w powiększeniu 100 nietrawiony zgląd walca półtwardego bez dodatków stopowych o składzie chemicznym: C = 2,85%, Mn = 0,70%, Si = 0,85%, P = 0,34%, S = 0,052%.

Twardość becзки u góry i u dołu wynosi 170 jednostek Brinella. Widać duże płyty grafitu.

Rys. 2 przedstawia w powiększeniu 100 nietrawiony zgląd walca półtwardego o mniejszej ilości węgla i krzemu w stosunku do poprzedniego: C = 2,51%, Mn = 0,7%, Si = 0,52%, P = 0,41%, S = 0,041%. Twardość walca u góry becзки = 214 jednostek Brinella, twardość walca u dołu becзки = 225 jednostek Brinella. Widać grafit w płatkach drobniejszych niż na rys. 1.

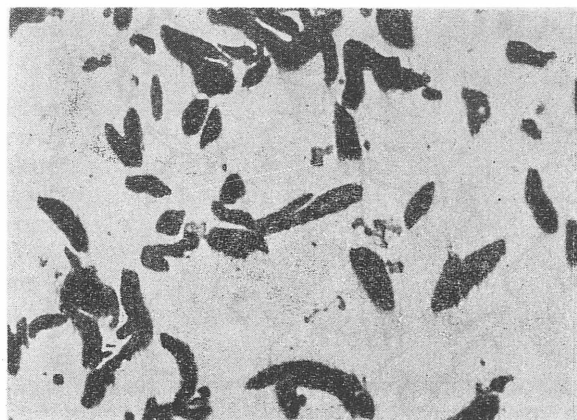
Rys. 3 pokazuje w powiększeniu 20-krotnym strukturę walca na zglądzie, trawionym rozcieńczonym kwasem azotowym; skład chemiczny walca: C = 2,46%, Mn = 0,66%, Si = 0,55%, P = 0,42%, S = 0,08%, Cr = 0,25%, Mo = 0,22%. Twardość walca wynosi 265 jednostek Brinella.

Na rys. 3 widać średnio drobną jednorodną strukturę, liczne pola cementytu powiększającego twardość, płatki grafitu średniej wielkości.



Rys. 1

Wielkość i rozłożenie grafitu w walcu półtwardym o wadze 7,2 ton, o składzie chemicznym: 2,85% C, 0,70% Mn, 0,85% Si, 0,34% P i 0,052% S. Zgląd nietrawiony, pow. x 100.



Rys. 2

Wielkość i rozkład grafitu w walcu półtwardym o wadze 7,2 ton, o składzie chemicznym: 2,51% C, 0,7% Mn, 0,52% Si, 0,41% P i 0,041% S. Zgląd nietrawiony, pow. x 100.



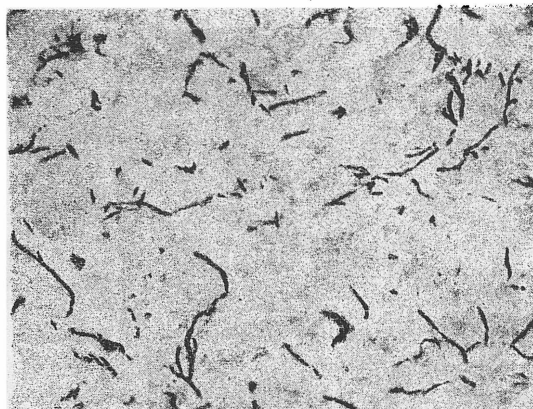
Rys. 3

Struktura walca półtwardego wagi 7,2 ton, o składzie chemicznym: 2,46% C, 0,66% Mn, 0,55% Si, 0,42% P, 0,08% S, 0,25% Cr i 0,22% Mo. Zgląd trawiony rozcieńczonym kwasem azotowym. pow. x 20.



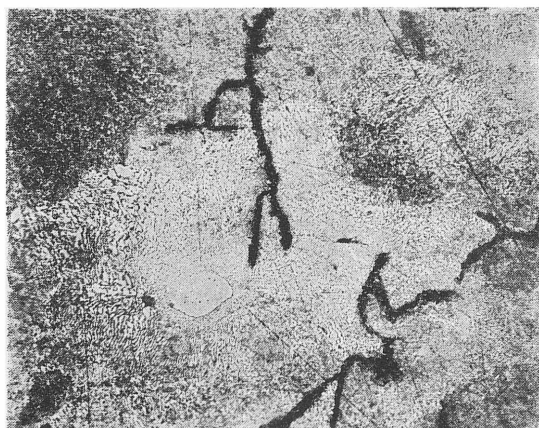
Rys. 4

Struktura walca z rys. 3 w powiększeniu x 100. Na tle perlitu widać średniej wielkości ziarna grafitu i dużo cementytu.



Rys. 5

Struktura walca o wadze 7,2 ton o składzie chemicznym: 2,17% C, 0,50% Mn, 0,89% Si, 0,35% P, 0,053% S, 0,17% Cr i 0,14% Mo, traw. rozcz. kwas. azotowym. Pow. x 20.



Rys. 6

Struktura walca z rys. 5 w pow. x 100. Na tle perlitu cienkie i drobne płatki grafitu, mało cementytu. Ładna struktura walców żeliwnych.

Na rys. 4 widać w powiększeniu stokrotnym średniej wielkości niezbyt liczne płatki grafitu, poza tym perlit i cementyt oraz eutektykę fosforową. Rys. 4 pokazuje strukturę tego samego walca co rys. 3.

Rys. 5 pokazuje w powiększeniu 20-krotnym strukturę walca o składzie chemicznym: 2,17% C, 0,5% Mn, 0,89% Si, 0,35% P, 0,053% S, 0,17% Cr, 0,14% Mo. Twardość HB — 218 kg/mm². Widać tu jeszcze drobniejsze ziarna grafitu na tle perlitu i bardzo małe drobne pola cementytu.

Rys. 6 pokazuje strukturę walca z rys. 5 w powiększeniu 100-krotnym. W porównaniu z rys. 1, 2 i 4 struktura ta jest bardzo drobna. Mała ilość cementytu sprawia, że twardość jest niezbyt wielka.

Jak widać z przedstawionych analiz i rys. 1, 2, 3, 4, 5 i 6 grube ziarna grafitowe towarzyszą wysokiej zawartości węgla i najniższej twardości.

Ziarna najdrobniejsze mamy przy węglu 2,17%, chociaż twardość tutaj nie jest większa, a właściwie mała — 218 jednostek Brinella, gdyż wysoki krzem nie sprzyja tworzeniu się cementytu w większej ilości, który jest nieodzownym składnikiem strukturalnym, przy twardościach powyżej 200 jednostek Brinella, a im więcej jest cementytu, tym większa jest twardość walca.

Ogólnie znany jest pogląd, że półtwarde walce żeliwne najlepiej pracują, gdy mają jednorodną strukturę drobnoziarnistą, drobne płatki grafitu i twardość około 250 jednostek Brinella. Wyższa ilość cementytu czyni walce kruchymi, dlatego trudno jest iść z twardością wyżej niż 265 jednostek Brinella.

Walce nawet twarde, ale o niejednorodnej strukturze i grubym ziarnie grafitu, mogą się zachowywać w pracy gorzej niż walce miększe, ale strukturalnie jednorodne i drobnoziarniste. Na drobno- czy gruboziarnistość struktury, a także na wielkość płatków grafitu żeliwa mają wpływ nie tylko jego skład chemiczny, ale w silniejszym nawet stopniu także inne czynniki, jak temperatura odlewania, temperatura przegrzania metalu w piecu, szybkość studzenia i ewentualne stosowanie zmieniaczy. Czynniki te poza szybkością studzenia nie wpływają zbyt wyraźnie na twardość żeliwa, lecz przez wyraźny wpływ na wielkość ziarna wpływają na trwałość walców w czasie pracy. Do czynników rozdrabniających strukturę i zmniejszających wielkość płatków grafitu, podnoszących twardość i wytrzymałość żeliwa, należą też dodatki stopowe Mo, Cr, Ni i inne, które dodane już w niewielkich ilościach podnoszą wyraźnie trwałość walców. Twardość żeliwa kształtuje przede wszystkim jego skład chemiczny i szybkość studzenia. Przy tych samych warunkach stygnięcia twardość walca zależy od odwrotnie proporcjonalnie od jego wielkości w stanie odlewającym. Przy tym samym składzie chemicz-

nym im większy jest walec odlewany, tym mniejsza jest jego twardość. Niższa temperatura odlewania, większa szybkość studzenia, dają grafit drobny, natomiast wysoka temperatura odlewania i związana z tym mała szybkość studzenia dają duże ziarna grafitu i w ogóle strukturę gruboziarnistą. Także metal musi doznać minimalnego przegrzania, któreby zniszczyło wpływ budowy materiałów wsadowych.

W tablicy III podajemy twardość walców, których skład chemiczny podaliśmy w tablicy II.

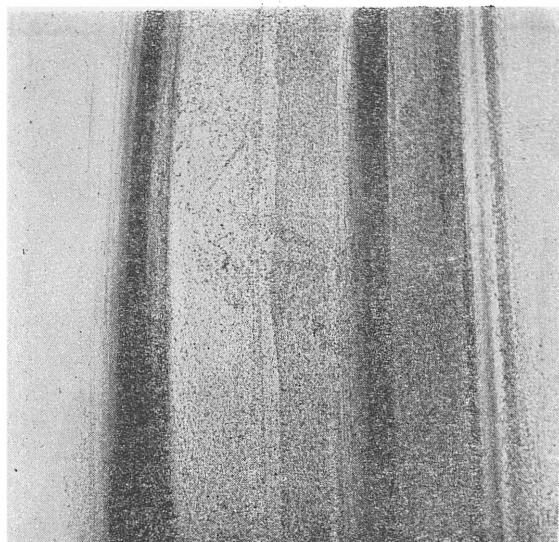
TABLICA III
Twardość

Nr walca	Dół beczki	Środek beczki	Góra beczki	Czop dolny	Czop górny
450	218	218	212	218	202
444	253	253	241	180	180
441	230	230	215	215	200
442	234	234	217	217	190

Z tablicy widać, że dwa walce tej samej wielkości po 12 ton NrNr 441 i 442 odlane z jednego wytopu, wykazują identyczną twardość. Walec Nr 450 mimo najniższej zawartości węgla 2,41% i niedużej ilości krzemu 0,65% wykazał twardość niezbyt wysoką 218 jednostek Brinella, a to z tego powodu, że walec ten w stanie surowym waży 20 ton i dlatego stygł bardzo powoli. W każdym razie twardość tych walców z tablicy III jest dobra w ramach projektu polskich norm walcowniczych.

Niejednorodność struktury walców, miękkie i twarde plamy oraz rzadzizny

Dalszą wadą, może najbardziej złośliwą, trudną do opanowania przy niektórych metodach produkcji walców, jest niejednorodność w strukturze, widoczna na obrabianej mechanicznie powierzchni w postaci plam.



Rys. 7

Ciemne plamy grafitowe na powierzchni walca półtwardego obrabianej mechanicznie. Pow. $\times \frac{1}{2}$.



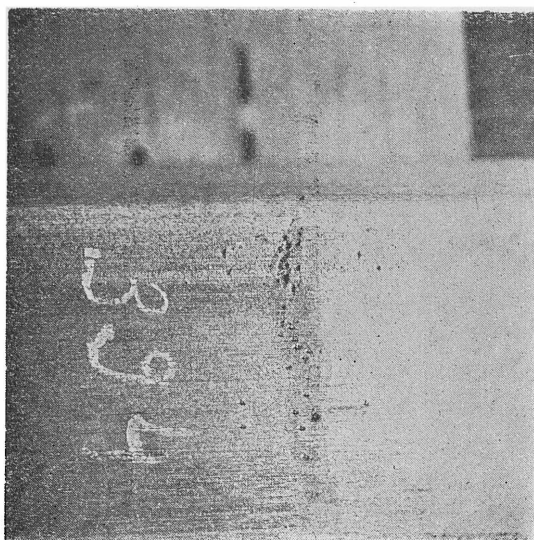
Rys. 8

Miejsce przedwcześnie wypalone na walcu półtwardym, gdzie przed zabudowaniem walca do pracy była ciemna plama. Pow. $\times \frac{1}{2}$.

Rys. 7 pokazuje miejsce plamiste na walcu. Plama ta wykazuje niższą twardość niż reszta powierzchni walca i robi wrażenie większego skupiska grafitu. Jeżeli plama taka trafi się na wykroju, to w tym miejscu następuje przedwczesne wypalenie się, lub wykruszenie walca. Wskutek wadliwej powierzchni walcowanego materiału walec taki musi być z klatki wybudowany, celem przetoczenia.

Rys. 8 przedstawia miejsce takie na walcu przedwcześnie wypalone, strzałka pokazuje wgłębienie wypalone w miększym miejscu walca. Na skutek tych plam miękkich, występujących na walcach, trwałość tych ostatnich spada poniżej 50% normalnej trwałości zdrowych walców. Te plamy na ogół występują na walcach o twardości niższej niż 200 jednostek Brinella, będącej następstwem wysokiej zawartości węgla ok. 2,80% i wysokiej zawartości krzemu ok. 0,8%. Twardość walca w plamie wynosi 164 jednostek Brinella, a twardość pola otaczającego 187 jednostek Brinella. Przy walcach twardszych (ok. 250 jednostek Brinella) pojawiają się plamy o twardości nieco większej niż twardość otaczającego zdrowego pola, co daje się zauważyć przy obróbce mechanicznej, gdyż nóż w tym miejscu nieco się odchyła i plama taka twardsza, jest wyraźnie widoczna jako wypuklenie.

Na rys. 9 widać taką plamę. Twardość walca w miejscu plamy twardszej wynosi 272 jednostek Brinella, a twardość pola otaczającego na tym walcu jest 253 jednostek Brinella. Oprócz tych plam miększych i twardszych od otaczającego pola walca na powierzchni tocznej walca można spotykać tak zwane rzadzizny, czyli miejsca o mało zwartej budowie, gdzie jednolita powierzchnia metalu poprzdzielana jest [pustkami międzykrystalicznymi,



Rys. 9

Plamy twarde na walcu półtwardym („wilki”).
Widoczne po obróbce mechanicznej. Pow. $\times \frac{1}{2}$

jak to widać na rys. 10. Zdarza się to na walcach o średniej twardości 200 — 240 jednostek Brinella.

Te różne plamy: 1. makroskopowe skupienia grafitu, 2. „wilki“ i 3. „rzadziny“, a szczególnie plamy pierwszego i drugiego rodzaju, świadczą o niejednorodności metalu. Twardsze miejsca w odlewie nie tylko żeliwnym, ale i staliwnym zdarzają się i są najczęściej wywoływane niejednorodnością składu chemicznego, t. zn., że w tym miejscu występują większe ilości składnika utwardzającego. Tak np. przy odlewach żeliwa stopowego z żeliwiaka, jeśli żelazostopy dodajemy w stanie wysokiej koncentracji (75%), czy to do pieca, czy też do kadzi, przy chłodnym biegu pieca, może nastąpić niezupełnie równomiernie rozpuszczenie żelazostopów i wystąpienie w całej masie odlewu punktów o większej twardości wskutek obecności małych skupień składników stopowych. Fakty te są znane. W ten sposób możnaby też tłumaczyć skupienia grafitowe występujące w formie ciemnych miękkich plam, że w tym miejscu wystąpił krzem w zwiększonej nieco ilości i spowodował większe wydzielenie grafitu. Miękkie plamy grafitowe mogą również powstawać, gdy zbyt niska temperatura żeliwa spowoduje, że grafit materiałów wsadowych nie zostanie w żelwie dostatecznie rozpuszczony i potem w czasie stygnięcia stworzy ośrodki dużego wydzielania grafitu. Jest to tym prawdopodobniejsze im grubsze płatki grafitu zawierają surowce wsadowe.

W warunkach wytapiania żeliwa w piecu martenowskim, skąd wypuszcza się żeliwo przy temperaturze wyższej od 1.500°C , o niskiej temperaturze metalu nie ma mowy. Jakże więc tworzą się tutaj te wady, które szczególnie jeśli

chodzi o plamy miękkie grafitowe, w pewnym czasie wystąpiły w nadzwyczaj dużej częstotliwości. W pewnym okresie produkcji w jednej z odlewni, prawie co drugi walec półtwardy był nacechowany tą wadą, która o tyle była niebezpieczniejsza, że plamy te sięgały w głąb przekroju walca i gdy przy przetaczaniu zniknęły jedne, pojawiały się drugie. Żeliwo w piecu martenowskim przegrzewane było i do temperatury 1.450°C wg wskazań pirometru Pyropto, tj. ok. 1.550°C (rzeczywistej temperatury) po uwzględnieniu poprawki promienowania przy $\epsilon = 0,4$ dla żeliwa.

Aby żeliwo było tak zimne, by nie rozpuścić dokładnie dodatków, trudno przypuszczać, zwłaszcza że z reguły dodaje się je do pieca, a nie do kadzi, przy czym często przed roztopieniem razem ze wsadem.

Wytop między spustem z pieca a odlaniem do form stał w kadzi normalnie 2—2,5 godzin celem ostygnięcia do temperatury odlewania. Pierwsze przypuszczenie byłoby, że może w kadzi na skutek tak długiego postoju zachodzi jakaś segregacja, która w rezultacie daje gołym okiem widoczną niejednorodność budowy. Robiono analizy prób żeliwa pobranych z pieca i z kadzi na C, Mn, Si.

1. tuż przed sprzyszczeniem żeliwa z pieca do kadzi, próba z pieca

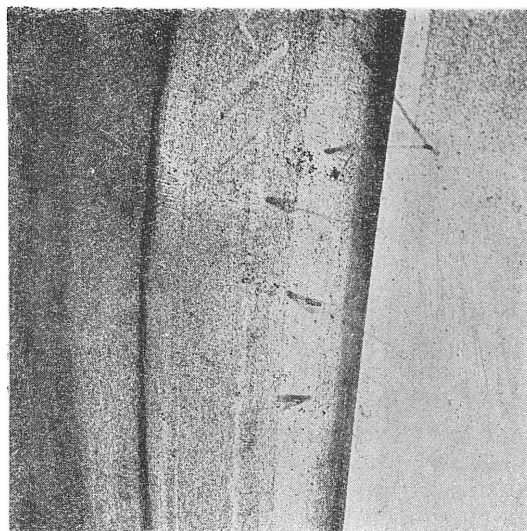
C = 2,45%, Mn = 0,57%, Si = 0,65%,

2. po 2,5 godz. odstania w kadzi przed rozpoczęciem odlewania wierzchem kadzi, próba brana z wierzchu kadzi

C = 2,48%, Mn = 0,58%, Si = 0,67%,

3. po zakończeniu lania, gdy w kadzi pozostało ok. 1,5 tony żeliwa, t. zn. próba ta pochodzi z dolnych warstw metalu w kadzi

C = 2,40%, Mn = 0,55%, Si = 0,65%.



Rys. 10

Pory, czyli rzadziny na powierzchni walca półtwardego. Pow. $\times \frac{1}{4}$

Analiza ta powtarzana przy 3 wytopach nie wykazała nic ciekawego. Różnice wyników były w ramach dokładności analizy, a lekka tendencja do mniejszej zawartości pierwiastków w dolnej warstwie niż w górnej mogła być powodowana długim staniem metalu płynnego w kadzi, jednak niejednorodności występującej na walcach nie tłumaczyła. Niejednorodność zresztą w stanie płynnym stopu zachodzić może w stopniu nieznacznym.

Niejednorodność więc stopu w stanie stałym nie jest wynikiem niejednorodności w stanie płynnym, a raczej wynikiem likwacji w czasie krzepnięcia.

Normalna likwacja zdrowego stopu, jaka zachodzi w czasie krzepnięcia, ma jednak charakter łagodny i nie mogłaby prowadzić do ta-

kich miejscowych skupisk grafitowych, nieregularnie rozrzuconych po całym przekroju walca.

Metalurgowie i odlewnicy w ogóle przypisują duże znaczenie dziedziczności materiału. Szczególnie właśnie skupiska grafitowe tłumaczone są sprawą dziedzicznego pochodzenia, to znaczy, że jeśli surowce wsadowe zawierają grafit skupiony w gniazdach, to podobne skupienia mogą występować i w żeliwie. W celu wyeliminowania wpływu wspomnianej dziedziczności były prowadzone wytopy na walce półtwarde bez udziału we wsadzie surówki odlewniczej i hematytowej, które to surówki mogą zawierać grafit grubo wykryształizowany.

Normalny wsad stosowany na walce półtwarde podaje tabl. IV.

TABLICA IV
Skład chemiczny

Rodzaj tworzywa	C ^o / _o	Mn ^o / _o	Si ^o / _o	P ^o / _o	S ^o / _o	ton	% we wsadzie
Surówka martenowska	3,66	1,03	0,35	0,52	0,026	10	40
Surówka odlewnicza	3,58	0,56	3,14	0,28	0,014	2	8
Złom walc. półtwardych	2,50	0,50	0,70	0,35	0,04	10	40
Złom stalowy	0,10	0,40	0,10	0,05	0,05	3	12

Wsad więc zmieniono o tyle, że krzem, jaki wprowadzała surówka odlewnicza, dodano na początku do wsadu w postaci FeSi (75% Si), a te 2 tony surówki odlewniczej zastąpiono innymi surówkami np. szwedzką. Pomimo tego płamy i rzadziżny jednak się pokazywały. Dochozilem do wniosku, że ta sprawa dziedziczności ma mniejsze znaczenie, a w każdym razie płamy powstają niezależnie od tego, czy do wsadu mamy surówkę odlewniczą czy nie.

Dodawanie do wsadu surówki szwedzkiej ok. 20% nie poprawiło sytuacji. Pomimo nieużywania surówki odlewniczej wady te występowały w dalszym ciągu.

W trakcie dalszych obserwacji nasunęło się przypuszczenie, że przyczyną powstawania wad płamistych na walcach była za wysoka temperatura żeliwa. Dziwnie to brzmi. Każdy przecie wie, że im żeliwo przegrzejemy wyżej, tym otrzymamy ładniejszą strukturę i lepsze własności.

Mówi się: grzać żeliwo wysoko i odlewać przy niskich temperaturach. Nikt jednak nie podał dokładnie, do jakich temperatur należy przegrzewać dany gatunek żeliwa. Musi być jakaś granica, gdyż o ile powiedzenie „grzać żeliwo wysoko“ w odniesieniu do żeliwiaków, niczego niebezpiecznego w sobie nie kryje, albowiem mamy tu górną temperaturę ograniczoną biegiem samego pieca, w którym z żeliwem powyżej 1.400° C wyjść prawie że nie możemy, o tyle w odniesieniu do pieców martenowskich, a tym bardziej elektrycznych, jak również pieców płomiennych z rekuperacją, nie można stosować bez ograniczenia reguły „grzać

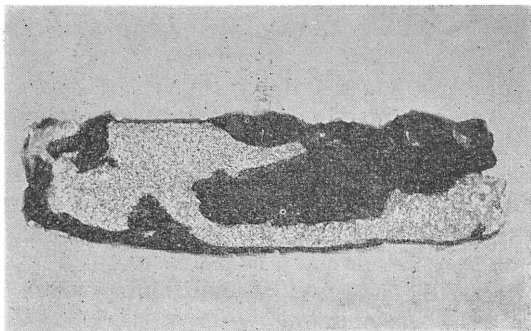
wysoko“. Tu bowiem możliwości uzyskania wysokiej temperatury są o wiele większe. Np. w piecu elektrycznym można osiągnąć temperaturę żeliwa nawet do 2.000° C, a ta temperatura na pewno jest nie potrzebna, jeśli nie szkodliwa.

Właśnie w wypadku występowania płam na walcach okazało się, że każdą maksymę należy ostrożnie stosować, gdyż w piecach żeliwiakowych i bardzo chłodno pracujących piecach płomiennych, gdzie żeliwo jest słabo przegrzewane, otrzymywano walce dobre, ze sporadycznym tylko występowaniem płam, gdy tymczasem w piecu martenowskim, gdzie żeliwo przegrzewano wysoko, płamy wszelkiego rodzaju były nagminne.

Wysoka temperatura przegrzewania pociąga za sobą długi postój żeliwa w kadzi przed odlewaniem do form.

Żeliwo np. z pieców płomiennych stoi w kadzi od spustu do odlewu 0,25 godziny, gdy tymczasem żeliwo z pieca martenowskiego stoi w kadzi 2,5 godziny.

W czasie postoju żeliwa w kadzi najsilniejsze jego chłodzenie odbywa się od góry, gdzie gorące płynne żeliwo styka się bezpośrednio z powietrzem. Żeliwo stoi w kadzi naprzód 1 godzinę pod żuzłem, potem ściąga się warstwę żuzła, która to czynność trwa do 30 minut i dalej żeliwo stygnie nie przykryte warstwą żuzła. Skutek jest taki, że na wierzchu żeliwa w kadzi tworzy się warstwa żeliwa skrzepłego. Ta warstwa jest tym grubsza, im dłużej z żeliwem stoimy po ściągnięciu żuzła, a stać musimy, bo temperatura żeliwa w środku kadzi jest za wysoka, aby go odlewać.



Rys. 11

Przełom odłamka skrzepu żeliwnego tworzącego się na powierzchni metalu w kadzi podczas studzenia żeliwa. Pow. x 2.

W czasie odlewania, co odbywa się przez dziób kadzi, ta skrzepła warstwa żeliwa, której nie da się zupełnie usunąć, rwie się na większe lub drobniejsze kawałki i razem z żuźlem oraz żeliwem płynnym dostaje się przez lej do dolnej części formy. Skoro teraz staramy się dostosować do zasady lać chłodno, to skrzepy takie nie mogą być rozpuszczone w metalu płynnym całkowicie, a tylko mniej lub więcej stapiając się z płynnym żeliwem, dają w miejscach tych po skrzepnięciu żeliwa rzadziny, czyli miejscową porowatość.

Rys. 11 przedstawia kawałek takiego skrzepu studzonego na powietrzu po wyjęciu drewnianą łopatką z kadzi. Widać tu przełom zupełnie biały. Czarne puste miejsca potworzyły się zapewne w czasie oddzielania łopatką skrzepu od reszty warstwy skrzepłej w kadzi. O ile w skrzepie jest porowatość, to raczej nie tak wielka. Chodziło teraz o to, czy skrzepy te poza porowatością nie wywołują również powstawania plam bogatszych w grafit lub cementyt.

Brane były tuż przed odlewem skrzepy z kadzi żeliwa wysokowęglatego na walce utwardzone i żeliwa niskowęglatego na walce półtwarde.

Skrzepy te były studzone od razu w wodzie, a następnie analizowane na węgiel ogólny i grafit. Trzeba tu zaznaczyć, że skrzepy żeliwa na walce utwardzone powstają znacznie trudniej wskutek większej jego płynności przy temperaturach odlewania.

Próby takie wykazały, że:

1. w skrzepie tym jest 99% żeliwa, a ok. 1% żuźla,
2. żeliwo wysokowęgliste zawierało grafit w skrzepach i przy $C_{\text{ogólne}} = 3,18\%$ było $C_{\text{grafit}} 0,55\%$,
3. żeliwo niskowęgliste w takich hartowanych skrzepach wykazało: przy $C_{\text{ogólnym}} 2,45\%$ $C_{\text{grafit}} 0,08\%$.

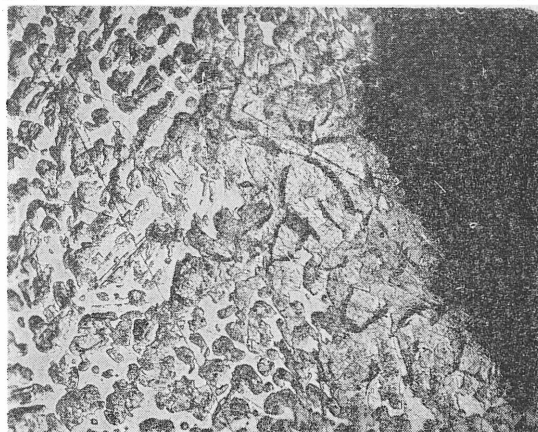
Tym można tłumaczyć, dlaczego powstają plamy miękkie, skupień grafitowych i twarde, skupień cementytowych t. zw. „wilki“.

Skrzepy przy walcach półtwardych miękkich t. zn. z dużą zawartością węgla i krzemu (C ok. 2,85%, Si ok. 0,85%), tworząc się na powierzchni metalu w kadzi, przy tej szybkości stygnięcia mogą wydzielać w czasie krzepnięcia grafit. Do grafitu tego w pewnych wypadkach może dołączyć się także i grafit szumowy, tj. grafit znajdujący się w płynnym żeliwie. Gdy skrzep taki z grafitem zatrzyma się w środku walca, to w kontakcie z metalem płynnym tworzą się pustki (rzadziny). W czasie dalszego stygnięcia żeliwo świeże i żeliwo w skrzepie wydzielają dalej grafit. Przy miękkim żeliwie (HB poniżej 200 kg/mm²), tendencją do wydzielania grafitu jest duża, pustki te więc wypełniają się grafitem i powstaje zjawisko skupień grafitowych w walcu. Skrzepy takie mogą znacząco swoją drogą do góry, dając skupienia grafitowe w kształcie prostych odcinków pionowych.

Jeśli żeliwo ma mało węgla i krzemu przy twardości walca ok. 250 jednostek Brinella, to skrzep tworzący się w kadzi, w czasie swego powstawania nie wydziela grafitu, ale krzepnie jako żeliwo białe. Skoro skrzep dostanie się do formy walca wraz z płynnym żeliwem, to również nie zostaje on przez chłodne żeliwo rozpuszczony, znowu na granicy skrzep — metal płynny mogą powstawać pustki, a sam skrzep tworzy miejsce twardsze.

Gdy skrzepy takie w czasie powstawania wydzielają niewielkie ilości grafitu, to wtedy w walcu nie dostajemy ani skupień grafitowych, ani skupienia cementytu jak w „wilkach“, ale tworzą się tylko zwyczajne rzadziny, różniące się od zdrowego przekroju walca tylko wystąpieniem miejsc porowatych.

Plamom więc, wszystkim tu opisanym, zazwyczaj towarzyszą pustki (pory), które w wypadku wilków i rzadziny są wypełnione grafitem tylko w bardzo małym stopniu, w wypadku plam miękkich wypełniają się grafitem prawie zupełnie.



Rys. 12

Struktura skrzepu żeliwa wyjętego z kadzi i studzonego na powietrzu; widać budowę cementytowo - perlityczną i w jednym miejscu małe wydzielanie grafitu. Pcw. x 100.

W ten sposób możnaby tłumaczyć mechanizm powstawania płam. Poza tym może powstawać porowatość na skutek skurczu w miejscach zmiany przekroju.

Rys. 12 pokazuje w pow. 100-krotnym fragmencie ze skrzepu pokazanego na rys. 11 po wytrawieniu zglądu rozcieńczonym kwasem azotowym. Zgląd pochodzi z żeliwa walca półtwardego. Cała struktura jest cementytowo-perlityczna, wolna od grafitu, jedynie w tym jednym miejscu na brzegu wydzieliło się nieco grafitu; możliwe, że w tym miejscu było trochę żuźla, a wskutek tego krzepnięcie odbywało się wolniej. Sprawa powstawania w żeliwie grafitu i rozpuszczania się grafitu w płynnym żeliwie, jak również ustalenie szybkości krytycznych stygnięcia różnych gatunków żeliwa, przy których następuje wydzielenie grafitu lub nie, wymaga osobnego wyjaśnienia i zbadania. Skrzepy na żeliwie walców utwardzonych mimo, że było ono przegrzewane, nie powstawały w tak znacznej ilości co dlatego, że żeliwo to jest rozlewane w płynniejszym stanie, niż żeliwo na walce półtwarde, gdyż w stanie mało płynnym odlewane do wlewnic żeliwnych dają pęcherze. Poza tym, jeśli nawet skrzepy takie potworzą się to wskutek tego, że lej do walca doprowadzony jest do dolnej części czopa dolnego i wskutek tego, że różnica w przekroju beczki i czopów jest niewielka i ponieważ beczka jest gładka, skrzepy te zmieszane z żuzłem wypływają łatwiej na wierzch. Jeżeli zbierzemy żużel, układający się u góry formy walca utwardzonego zaraz po jego odlaniu, to widać, że żużel pomieszany jest ze skrzepłym żeliwem tak, że wagowo metal o ciężarze gatunkowym $7,2 \text{ gr/cm}^3$ stanowi 52—63% tej szumowiny, t. j. mieszaniny żuźla i metalu, a żużel o ciężarze gatunkowym $3,95 \text{ gr/cm}^3$ stanowi 48—37% tej szumowiny. Taka mieszanina musi wypływać dość szybko i łatwo.

Można obserwować, że naprzód na powierzchni odlanego walca pojawia się dużo żuźla, a mało metalu. W następnym etapie, gdy żużel pierwszy zbieramy, mamy już żużel z większą ilością skrzepów żeliwnych, a dopiero znacznie później, gdy metal już zupełnie przestał wrować, ukazują się prawie same skrzepy żeliwne. Tę samą kolejność wypływania można obserwować przy odlewaniu walców półtwardych, czy utwardzonych. Analizy szumowiny podanej tutaj są robione z prób pobranych w pierwszej fazie wypływania szumowiny, t. j. zaraz po zakończeniu lania walca.

Skład żuźla oddzielonego od metalu z szumowiny walca jest: Fe metaliczne — 5,1%, FeO — 59,60%, P_2O_5 — 0,98%, MnO — 4,42%, SiO_2 — 26%, Al_2O_3 — 3,0%, MgO + CaO — 0,80%.

Widać z ilości FeO, że żużel ten tworzył się przy znacznym utlenianiu Fe żeliwa.

Gdy jednak odlewamy walce półtwarde zwłaszcza wykrojowe, to wypływanie żuźla i skrzepów jest utrudnione przez wykroje. Przy odlewaniu walca przez lej dochodzący do dolnej części beczki, gdy skrzepy dostaną się do dolnego czopa, na skutek tego, że świeży metal tam nie dopływa, nie są tym metalem wymywane od razu, a wprowadzone później w niewielki ruch wirowy mogą się podnosić w masie płynnego żeliwa z pewnym opóźnieniem. W rezultacie dawać to może zatrzymanie się takich skrzepów w masie żeliwa i tworzenie się tych czy innych płam, co niewątpliwie następuje przy nieco chłodniejszym laniu.

Lej doprowadzony do beczki daje lepsze wirowanie metalu, łatwiej wypływają zanieczyszczenia i skrzepy, które dostają się do metalu powyżej leja, jednak zanieczyszczenia, które dostają się do czopa, położonego niżej leja, wydostają się stamtąd trudniej.

Sam żużel nawet bez skrzepów żeliwa, gdy przyczepia się do ścianki formy powoduje powierzchniowe plamy w połączeniu z pęcherzami. Szumowina zebrana z walca półtwardego zaraz po zakończeniu lania wygląda tak:

metal	90—93%
żuźla	10—7%

przy odlewaniu walców z pieca martenowskiego.

Przy odlewaniu walców z pieca płomiennego szumowina taka składa się z:

70—80% metalu
20—30% żuźla

Widać więc, że mieszanina żuźla z metalem, która wypływa na wierzch walca, większą ma ilość metalu w walcach półtwardych, niż utwardzonych i większą przy wytapianiu w piecu martenowskim, niż w płomiennym, co związane jest z dłuższym postojem metalu w kadzi.

Wady płam możnaby usunąć przez zwrócenie uwagi na to, by:

1. skrzepy powstawały w jak najmniejszym stopniu, oraz
 2. by absolutnie nie dostawały się do formy.
- Ustalono, że:

1. metal, jeśli nawet jest przegrzany, z pieca wypuszcza się go w stanie ochłodzonym,
2. czas postoju żeliwa w kadzi zredukowało się przez to do 20 minut,
3. lej doprowadza się do czopa dolnego,
4. odlewanie odbywa się w stanie bardziej płynnym, a więc przy temperaturze nieco wyższej.

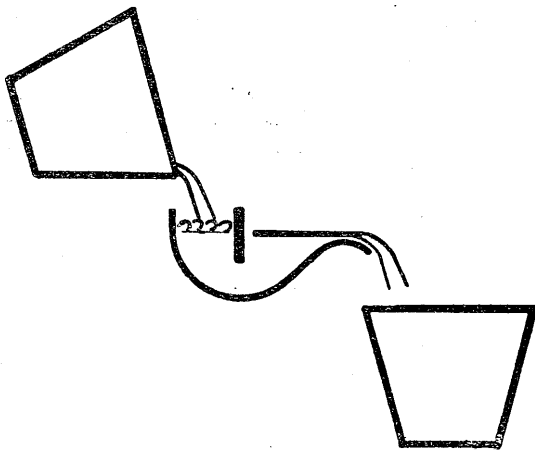
Oczywiście, że zastosowanie dodatków stopowych jak Cr i Mo, oraz zwiększenie twardości żeliwa przez obniżenie węgla i krzemu, wyeliminowało zupełnie powstawanie płam miękkich z dużym wydzieleniem grafitu.

Nie mogło uchronić jednak przed tworzeniem się rzadziny i płam twardych. Nie usunęło oczywiście samej przyczyny choroby.

Żeby nie dopuścić do przedostawania się skrzepów z płynnym żeliwem do form, można zastosować przy utrzymaniu nie za wysokiej temperatury żeliwa wypuszczonego z pieca:

1. przelewanie żeliwa z jednej kadzi do drugiej przez wylew w dnie przez co możnaby zatrzymać całkowicie przedostawanie się żuźla i skrzepów do metalu płynnego, a metal już z drugiej kadzi bez postępu od razu dziobem lać do form; żuźel, któryby powstał w drugiej kadzi z jej wyprawy nie powinien być szkodliwy,
2. przelewanie z kadzi do kadzi dziobem przez naczynie pośrednie, któreby zatrzymywało skrzepy i żuźel za pomocą przegrady, i odlewanie z drugiej kadzi do form bez czekania. W ten też sposób można od razu odlewać żeliwo z pierwszej kadzi do formy.
3. Lanie do formy od razu z pierwszej kadzi, czy też po przelewie z jednej kadzi do drugiej przez wylew w dnie, a jeśliby duże ciśnienie żelazostatyczne w kadzi miało źle wpływać na jakość materiału przez to, że ostry strumień metalu zabierałby ścianki lejki, to można zastosować przelew niwelujący to ciśnienie. Uważam jednak, że jest to zbyt ciężkie, bo jeśli można odlewać walce stalowe i inne odlewy stalowe wylewem w dnie kadzi, nie ma powodów, któreby nie pozwalały zastosować tego rodzaju lania do żeliwa. Sprawa bowiem tych płam jest o tyle ważna, że występują one we wszystkich odlewach żeliwnych, a więc i we wlewnicach osłabiając ich wytrzymałość i wady te w niewielkim nasileniu występują zawsze bez względu na to, w jakim piecu żeliwo jest wytapiane.

Odlewanie żeliwa z pierwszej kadzi przez wylew w dnie wymaga jednakże wypuszczenia metalu z pieca o ściśle określonej temperaturze, jak to czyni się w stalowniach, bo z zatka-



Rys. 13

Schemat przelewania żeliwa z kadzi do kadzi w celu uwolnienia się od żuźla i skrzepów.

nym otworem kadzi nie można długo czekać, aż metal ostrygnie do odlewu.

Jeśli zwykle środki ostrożności nie dałyby dobrych wyników, musiałoby się zastosować jedną z przytoczonych trzech alternatyw rozwiązania tego zagadnienia. Przelewanie metalu z kadzi do kadzi ma jeszcze tę dobrą stronę, że żeliwo nie stoi zbyt długo w kadzi, a samo przelewanie niszczy skutki postępu, t. j. ewentualną segregację żeliwa oraz wyrównuje jego temperaturę.

Plamy i rzadziny, występujące na górnych czopach z powodu niezbyt częstego i spóźnionego dolewania metalu i przez to nie zachodzącego dobrego zespojenia się jednej partii metalu z następną, jako zbyt oczywiste co do pochodzenia i łatwe do usunięcia — nie wymagają szerszego omówienia.

Łatwo można obserwować na górnych czopach występowanie porowatości w połączeniu z płamami w czasie obróbki mechanicznej czopa w obszarze, gdzie metal lany na początku, a więc główny, stapiał się z metalem dolewającym.

Jeżeli metal był dość wcześniej dolewany, por (rzadziny) na granicy stapianych metali, nie otrzymujemy.

Jeżeli dolewanie odbywa się za późno, gdy metal w formie już zdążył zakrzepnąć, wtedy w miejscach stapiania się dwóch metali wystąpią pory i plamy mniej lub więcej ciemne.

Zjawisko to potwierdzałoby poprzednie przypuszczenie, że plamy twarde, miękkie i rzadziny powstają przy stapianiu się żeliwa stałego z płynnym, przy niewysokiej temperaturze płynu. Przy wysokiej temperaturze odlewania żeliwa do form skrzepy mogłyby nie tylko wpłynąć na powierzchnię, ale prawdopodobnie mogłyby się w żeliwie rozpuścić zupełnie.

Ta temperatura odlewania spowodowałaby zapewne znaczną likwację walca, pogarszającą jego jakość.

Wg mojej obserwacji tylko te walce półtwarde były wolne od płam tu przytoczonych, które były odlewane przy dość wysokiej temperaturze.

Najwięcej wad na walcach w postaci płam i por wystąpiło przy produkcji żeliwa w piecu martenowskim. Czy wskutek tego możnaby wyciągnąć wniosek, że żeliwa na walce nie powinno się wytapiać w piecu martenowskim?

Wcale nie, dziwić się tylko należy, że używa się innego systemu pieców płomiennych do topienia żeliwa niż pieców martenowskich. Są to piece najpewniejsze w ruchu, nie psują się wcale i przy wytapianiu żeliwa raz wymurowane mogłyby pracować latami, przy stosunkowo niedużym zużyciu paliwa — jedynie nie należy nadużywać możliwości przegrzania żeliwa, a przede wszystkim nie wypuszczać go z pieca za gorąco.

Poza tym krótki czas trwania wytopu daje mniejszy ugar, a więc mniejsze straty.

Piec martenowski, wymaga tylko pewnej ciągłości ruchu, gdyż rozgrzewanie jego jest kosztowne i studzenie szkodliwe ze względu na jego trwałość.

Twarde czopy

W walcach półtwardych o ile wykonujemy je z twardością około 250 jednostek Brinella i jeśli czopy dolne są zbyt cienkie w stosunku do beczki walca, to pomimo stosowania chłodników żeliwnych do chłodzenia beczki, czop stygnie szybciej i często zdarza się, że beczka ma twardość normalną ok. 250 jednostek Brinella i strukturę z wydzielonym grafitem, gdy czopy mają twardość znacznie wyższą ponad 300 jednostek Brinella i strukturę żeliwa białego, bezgrafitowego.

Dla przykładu podaję twardość walca Nr 357, który w stanie odlanym miał wagę 12 ton.

Twardość w jednostkach Brinella przedstawia się następująco:

Czop dolny — 350. Dół beczki — 245. Środek — 245. Góra beczki — 230. Czop górny — 168.

Czop dolny jest o 105 jednostek Brinella twardszy od beczki, a prawie o 200 jednostek twardszy od czopa górnego. Taka niejednorodność twardości może być spowodowana warunkami nierównego studzenia czopa dolnego i beczki, a czop górny wykazuje twardość tak niską dlatego, że materiał dolewany miał za dużą zawartość węgla i krzemu i przy znacznej grubości czopa górnego metal pierwotny został przy obróbce mechanicznej zebrany, a pozostał metal o niskiej twardości.

Wskutek tego czop dolny jest niedobry, gdyż jest za twardy, kruchy, łatwo się łamie, a czop górny jest miękki, nieco za słaby — też może niezupełnie dobry. Mimo, że beczka z kalibrami jest bardzo odpowiednia, walec cały należy uważać jako nieodpowiedni.

Jak już powiedziano, czop za twardy powstaje, gdy średnica jego jest za mała. Pogrubienie więc czopa usuwa tę wadę. Nie bez wpływu jednak na twardość czopa jest fakt, czy lej, przez który metal dostaje się do formy, dochodzi do dolnej części beczki, czy czopa. Doprowadzenie leja do beczki walca półtwardego daje tę korzyść, że otrzymujemy dobre wirowanie metalu w formie w czasie lania i wskutek tego metal czysty bez żużla, jako cięższy układa się po powierzchni walca i w kalibrach, a żużel gromadzi się wzdłuż osi walca i wypływa. Ten sposób łączenia leja z formą ma jednak swoje niedogodności, gdyż skrzepy, które przedtem dostały się do czopa, nim metal w formie osiągnął poziom leja i zaczął wirować, mogą łatwiej tam pozostać, metal bowiem tam stygnie i udział jego w wirowaniu jest niewielki. Poza tym lej doprowadzony do beczki sprzyja powstawaniu większej twardości dolnego czopa. Gdy metal podczas lania przechodzi przez czop dolny, piasek formierski czopa nagrzewa się gorącym przepływającym metalem i otrzymujemy w rezultacie wolniejsze stygnięcie czopa, a więc małą skłon-

ność jego do utwardzenia.

Doprowadzenie leja do czopa czy beczki w walcach o twardościach beczki 200 — 230 jednostek Brinella, ze względu na możliwość utwardzenia się czopa nie ma znaczenia, przy tych twardościach jest zbyt duża tendencja do wydzielania grafitu i normalnie nie spotyka się nigdy czopów za twardych — oprócz wyjątkowych wypadków, w których czopy są b. cienkie. Przy laniu walców o twardości wyższej, ok. 250 jednostek Brinella, a takie winniśmy mieć wszystkie walce, czopy dolne wykazują dużą skłonność do utwardzenia nawskroś i musi się na to zwrócić baczną uwagę. Uniknąć tego można więc przez:

1) pogrubienie odpowiednie czopa i

2) lanie metalu lejem dochodzącym do czopa.

Lanie metalu lejem, dochodzącym do czopa dolnego ma też i tę dobrą stronę, że wskutek mniejszego wirowania metalu odlewane musi się odbywać żeliwem bardziej płynnym tj. przy wyższej jego temperaturze.

Przy odlewaniu lejem dochodzącym do beczki, aby nie otrzymywać czopów za twardych i nie formować ich zbyt grubych, pomocnym byłoby smarowanie formy czopa dolnego, czernidłem, zawierającym drobnoziarnisty wysoko-procentowy żelazokrzem.

Krzem ten nie powinien być wymywany świeżym strumieniem żeliwa, a winiem rozpuszczać się w nim i sprzyjać wydzielaniu się grafitu w czopie dolnym. Sposób ten przeze mnie nie był wypróbowany.

Kiedy mowa o czopach, nie od rzeczy będzie nadmienić, że są używane i produkowane walce, stanowiące pewnego rodzaju curiosum konstrukcyjne, mianowicie przy dość znacznej grubości beczki ok. 900 mm jest bardzo mała grubość czopów 250 — 300 mm. Jest to zasadnicza wada konstrukcyjna, tak ze względów odlewniczych — łatwo otrzymać czopy utwardzone, obróbki mechanicznej — bardzo duża obróbka mechaniczna, jak i ze względu na wytrzymałość. Czopy takie nawet z najzdrowszego materiału przedstawiają niewielką wytrzymałość, a mają przenosić — sądząc po średnicy beczki walca — znaczne siły.

Walce te wymagają koniecznie przekonstruowania, polegającego na pogrubieniu czopów powyżej 450 mm, jeśli nie więcej. Twardość czopów winna się wahać w granicach 200 — 220 jednostek Brinella.

Centkowana struktura walców

Przy walcach twardszych, jeśli przekroczymy twardość 265 jednostek Brinella, to otrzymujemy na powierzchni walca, obrobionej mechanicznie strukturę centkowaną, którą można widzieć okiem nieuzbrojonym.

Rys. 14 przedstawia widok powierzchni takiego walca. Widać na tle jasnym, ciemne plamki regularnie i równo na powierzchni walca rozrzucone. Takie plamki naturalnej wielkości na próbce małej wyglądają jak pokazuje rys. 15.

Próbka ta przed fotografowaniem została tylko zestrugana.

Rys. 16 pokazuje strukturę takiego walca w powiększeniu 20-krotnym. Widać pola wolne od grafitu z cementytem i perlitem; cementyt układa się w siatkę otaczającą ziarna perlitu. Pola te stanowią w obrazie makro białe tło.

Obok tych białych pól perlityczno - cementytowych widać na fotografii pola składające się z perlitu, którego ziarna mniej lub więcej otoczone są grafitem w formie siatki.

Twardość próbki z rys. 14 mierzona aparatem Hausera typu EP z kulką o średnicy 1,2 mm podana w jednostkach Brinella wynosi:

w miejscach perlityczno - grafitowych 190 jednostek Brinella,

w miejscach perlityczno-cementytowych 300 jednostek Brinella.

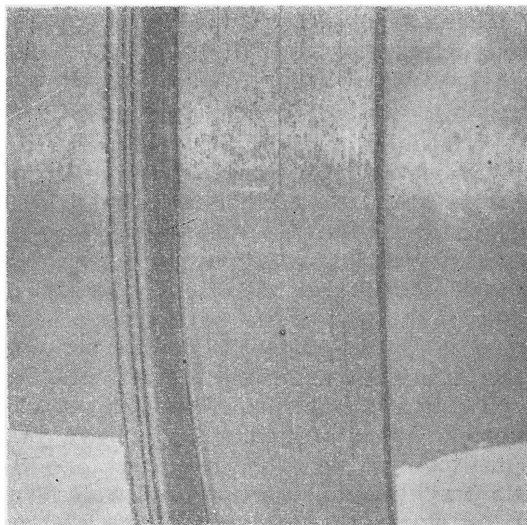
Średnia twardość tej samej próbki mierzona zwykłym aparatem Brinella o średnicy kulki 10 mm i obciążeniu 3000 kg wynosi 270 jednostek Brinella.

Niektórzy uważają taką budowę centkowaną walca za wadliwą. Niewątpliwie nie jest ta struktura najodpowiedniejszą; z taką strukturą może być związane nierównomierne zużycie walców w czasie pracy, i oczywiście walce te mają większą kruchość, niż walce równomiernie szare. Nie jest to jednak wada odlewania, lub wada procesu metalurgicznego.

Centkowana struktura jest strukturą przejściową między strukturą szarą a białą i występuje ona zawsze w strefie przejściowej walców utwardzonych.

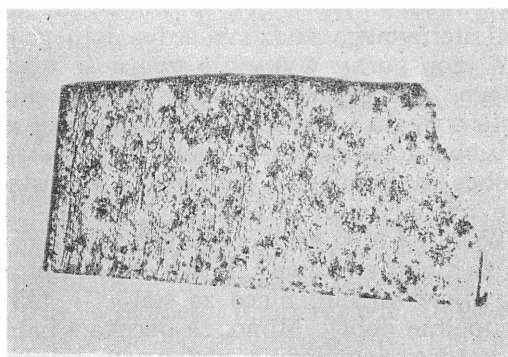
W walcach półtwardych otrzymujemy ją gdy chcemy odlewać walce dość twarde ponad 240 jednostek Brinella, jako właściwie najlepsze i gdy ilość węgla, czy krzemu, pierwiastków grafito-twórczych, obniży się za bardzo, lub zawartość pierwiastków karbido-twórczych jak Mn, Cr itp. wyjdzie o parę setnych za wysoko. Tu setne procenta składników odgrywają rolę, a decydują ilości 0,05%. Trzeba dodać, że zdarza się, iż struktura centkowana występuje tylko w dolnej części beczki, gdy górna część jest normalna, a dzieje się to z jednej strony na skutek drobnej likwacji, która powoduje, że dolna część walca jest twardsza, a z drugiej strony wskutek zmniejszonej szybkości studzenia górnej części walca przez stosowanie dolewki.

Chcąc więc robić walce najodpowiedniejsze, które by się zużywały bardzo mało w czasie pracy, należałoby robić walce o twardości 230 — 265 jednostek Brinella, do czego potrzebne jest szybkie oznaczenie w czasie wytopu chemicznych składników żeliwa, a przede wszystkim C, Si, Mn, Cr; tymczasem może żadne zakłady nie mają tak nisko postawionych laboratoriów chemicznych, jak właśnie odlewnie. Przeważnie pracują, jak pracowały nasze stalownie 25 lat temu, bez laboratorium podręcznego. Wiemy, o ile więcej mieliśmy braków na stalowni wówczas, niż obecnie. Bez laboratorium pod-



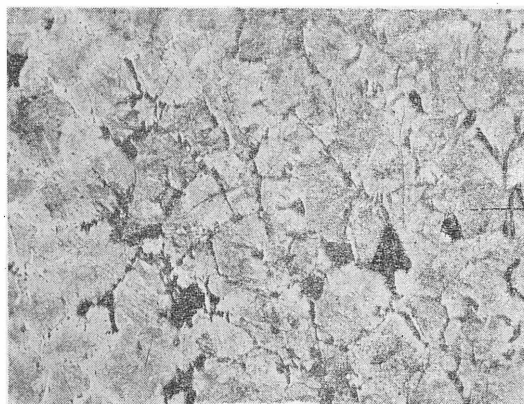
Rys. 14

Widok całkowitej powierzchni walca półtwardego. Pow. $\times \frac{1}{5}$



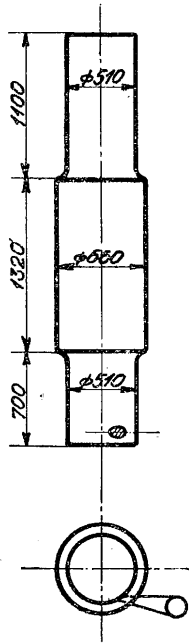
Rys. 15

Zestrugana powierzchnia próbki walca centkowego. Pow. $\times 1$.



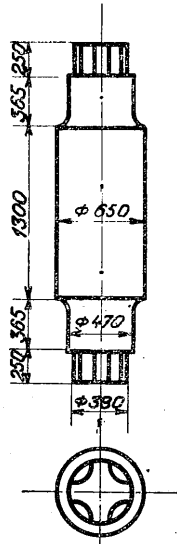
Rys. 16

Centkowana struktura walca półtwardego z rys. 14 i 15, po wytrawieniu rozcieńczonym kwasem azotowym. Widać siatkę cementytu i grafitu.



Rys. 17

Walec żeliwny utwardzony w stanie odlanym.



Rys. 18

Walec utwardzony po ukończonej obróbce mechanicznej.

ręcznego trudno trzymać się w tych granicach twardości walców, gdyż bardzo łatwo zrobić je za twarde ze strukturą centkowaną, co jeszcze nie jest najgorsze, ale ze strukturą całkiem białą perlityczno - cementytową, co oczywiście dyskwalifikuje walce jako zanadto kruche.

Ślady jamy usadowej.

Pozostała nam do omówienia jeszcze jedna wada, która chociaż najłatwiejsza do usunięcia, dała jednak dużo wypadków zabrakowania walców półtwardych. Wadą tą jest jama usadowa, lub jej ślady występujące w czopach górnych. Jama usadowa jest wynikiem skurczu w czasie krzepnięcia. Walce utwardzone wydzielające dużo grafitu w czasie stygnięcia, a więc doznające bardzo małego skurczu, oraz na skutek tego, że są studzone we wlewnicy żeliwnej, więc szybciej, nie wykazują na czopach górnych śladów jamy usadowej; jama usadowa niewielka jest zlokalizowana w nadlewie. Walce natomiast półtwarde odlewane z żeliwa o większym skurczu i studzone wolniej, zawsze tworzą w czasie krzepnięcia jamę usadową i jeśli odlewnik nie zabezpieczy się przed nią, może otrzymać w górnych czopach dużą jej pozostałość, która niewątpliwie osłabia te czopy. Przed jamą usadową można się zabezpieczyć, albo przez stosowanie dużego nadlewu, jak to się czyni w odlewniach staliwa, lub przez stosowanie częstych dolewek od góry, by metal świeży płynny wy-

pełniał powstającą jamę usadową, jak to praktykuje się w odlewniach walców żeliwnych. Oczywiście, że metal, który się dolewa, nie powinien daleko odbiegać analizą od materiału walca, by w ten sposób uniknąć budowy niejednorodnej.

Takie dolewanie przy dużych walcach 16—20 tonowych powtarza się 5—7razy i trwa przez 4—6 godzin. Po każdej dolewce dobrze jest cienkim prętem żelaznym, metal w nadlewie pomieszać.

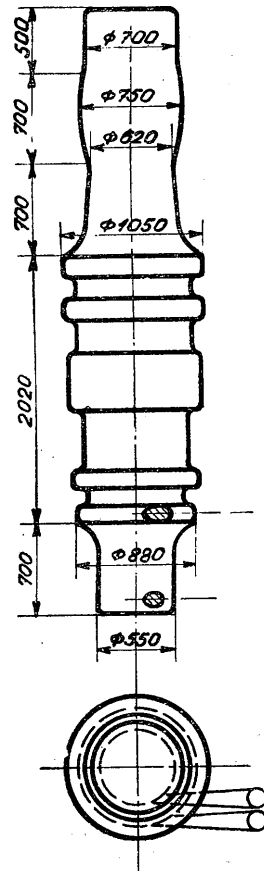
Poniżej podajemy sposób formowania walców utwardzonych i półtwardych, z podaniem dodatków na obróbkę i nadlewów.

Rys. 17 przedstawia walec utwardzony o długości beczki 1300 mm w stanie surowym po odlewie, czyli w stanie jak był formowany.

Rys. 18 pokazuje ten walec w stanie gotowym.

Rys. 19 przedstawia walec półtwardy wykrojowy dla walcowni grubej w stanie odlanym.

Na rys. 20 widać walec ten w stanie gotowym po obróbce mechanicznej.



Rys. 19

Walec walcowni grubej w stanie zaformowanym; lej dochodzić może do czopa lub do beczki.

Z rys. 19 i 20 wyraźnie widać, jakie zrobiono naddatki na czopie dolnym, by uniknąć jego utwardzenia i na czopie górnym, by uniknąć, a właściwie zlokalizować w górnej części nadlewu jamę usadową.

Lej jak podano, może dochodzić w walcach półtwardych albo do beczki, albo do czopa; jedno i drugie rozwiązanie ma swoje wady i zalety, jak to zostało omówione.

Rys. 21 przedstawia jamę usadową w czopie górnym.

Temperatura przegrzewania i temperatura odlewania żeliwa na walce

Mówiąc o plamach poddaliśmy krytyce za wysoką temperaturę przegrzewania żeliwa na walce, motywując to tym, że przy za wysokiej temperaturze przegrzewania otrzymujemy duże ilości skrzepów w kadzi, które z kolei prowadzą do powstawania tych, czy innych plam widocznych na powierzchni po obróbce mechanicznej walca.

Musimy rozróżnić trzy rodzaje temperatur; przegrzania, wypuszczenia żeliwa z pieca do kadzi i odlewania do form. W r. 1914 Akad. Bajkowskiej (1) podał, że szybkość topienia żeliwa zależy od stanu strukturalnego, w jakim się znajduje żeliwo topione. Przy temperaturze 1160°C żeliwo białe topi się 3,2 razy szybciej niż żeliwo szare, a 1,7 razy szybciej niż żeliwo połowiczne. Przy tym wszystkie żeliwa były tego samego składu chemicznego. Dopiero przy temperaturze 1260°C szybkość topienia jest prawie równa dla wszystkich wymienionych gatunków żeliwa.

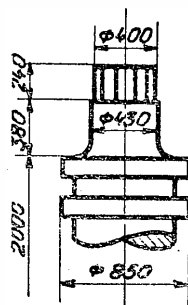
Wg Sauerwalda i Korenyego (2) grafit stapiany z żelwem (3,62% C i 0,16% Si) rozpuszcza się w nim w tym większej ilości, im wyższa jest temperatura przegrzania i im dłuższy czas przetrzymywania żeliwa przy tej temperaturze. Z początku rozpuszczanie idzie szybko, a potem coraz wolniej, jak to widać z rysunku 22.

Bunin i Kacnelson (3) badali ilość grafitu w roztopionym żelwie, zależnie od temperatury przegrzania, czasu wytrzymania i rodzaju topionego żeliwa białego czy szarego.

Rys. 23 i 24 pokazują, że przy wyższej temperaturze mniej jest grafitu w żelwie, niż przy niskiej, i że czas przetrzymania żeliwa w danej temperaturze większą rolę przy temperaturach niskich niż przy wysokich.

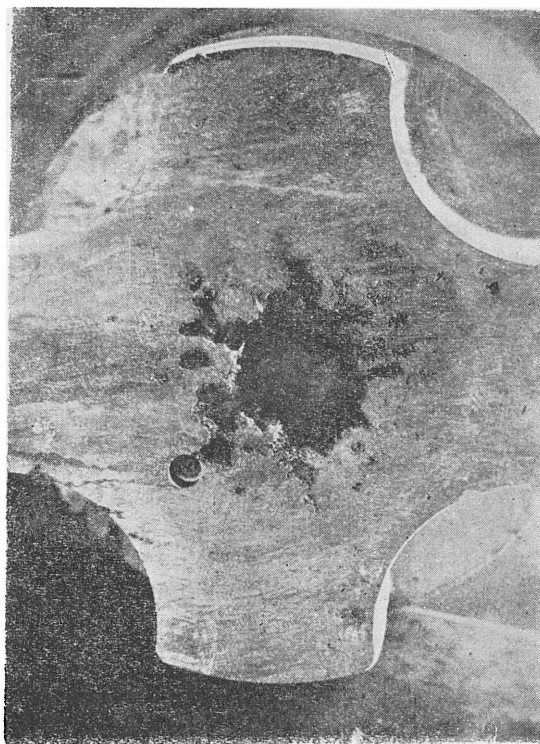
W każdym rozpatrywanym wypadku po upływie dłuższego czy krótszego czasu ilość grafitu stabilizuje się i gdy żeliwo białe po upływie 1 minuty przy temp. 1260°C zawiera grafitu 0,04%, to żeliwo szare ma grafitu przy tej temperaturze 0,2% po upływie 2 minut.

Wg Bogaczewa i Łobaczewej (17), oraz Bunina i Kacnelsona ilość grafitu w płynnym że-



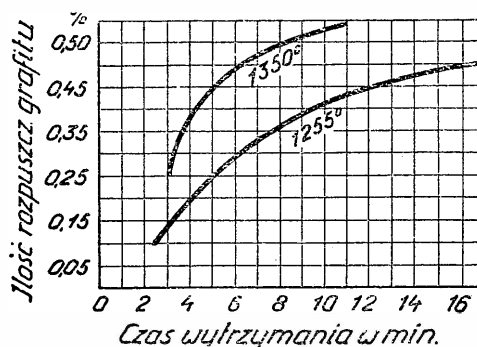
Rys. 20

Dolna część walca z rys. 19 obrobionego mechanicznie na gotowo.



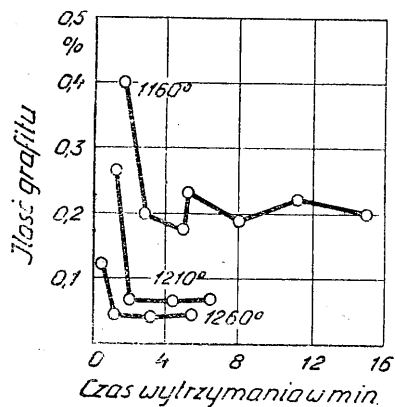
Rys. 21

Górna rozeta walca półtwardego z widoczną jamą usadową.



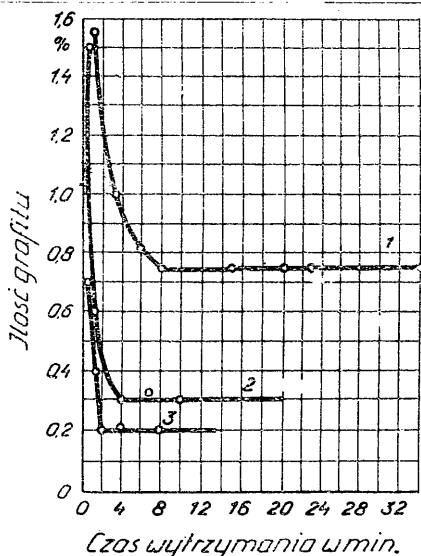
Rys. 22

Szybkość rozpuszczania grafitu w surówce (3,62% C, 0,16% Si) zależnie od temperatury i czasu wytrzymania (Sauerwald i Koreny).



Rys. 23

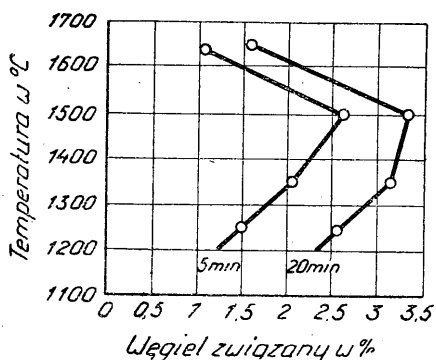
Ilość grafitu w płynnym białym żelazie : 3,28% C, 0,44% Si, 0,75% Mn, i 0,10% S. w zależności od temperatury i czasu wytrzymania (Bunin i Kacnelson).



Rys. 24

Ilość grafitu w płynnym żelazie szarym z 2,85% C, 1,75% Si, 0,87% Mn, 0,4% P i 0,09% S w zależności od temperatury i czasu wytrzymania w tej temperaturze wg Bunina i Kacnelsona.

Krzywa 1 wytrzymanie żelaza w temp. 1160°C.
 " 2 " " 1210°C.
 " 3 " " 1260°C.



Rys. 25

Wpływ temperatury przegrzania białej surówki szwedzkiej na ilość zawartego w niej węgla związanego po ostygnięciu wolnym z piecem do 1000°C i dalszym studzeniu w wodzie wg. Piwowarskiego.

liwie po ustaleniu się równowagi waha się od 0,04% do 0,90% i zależy od temperatury metalu, zawartości grafitu w surowcach wsadowych i od składu chemicznego żeliwa, a głównie od zawartości krzemu.

Prof. Piwowarski (4) topił surówkę szwedzką o składzie chemicznym: 4,01% C, 0,13% Mn, 0,065% Si, 0,019% P i 0,075% S w piecu Tammana w tyglu magnezytowym, przegrzewając go do temperatur: 1250, 1350, 1500 i 1650°C.

Surówkę tę następnie studził w piecu o temp. 1000°C z szybkością 3°C na minutę, a potem hartował przez zanurzenie w wodzie. Wyniki podaje rysunek 25 i tablica V.

TABLICA V

Temperatura przegrzewania	Czas przegrzewania	A n a l i z a		
		C og. %	C grafit %	C związany %
1250	5	4,0	2,50	1,50
1250	20	3,95	1,40	2,55
1350	5	4,01	1,99	2,02
1350	20	3,91	0,78	3,13
1500	5	3,88	1,28	2,60
1500	20	3,80	0,45	3,35
1650	5	3,82	2,77	1,05
1650	20	3,74	2,24	1,50

Z tych danych widać, że ilość węgla związanego, zawarta w ostudzonym żelazie rośnie, gdy temperaturę przegrzania podwyższamy stopniowo, aż do 1500°C, przy dalszym podwyższeniu temperatury przegrzania żeliwa, do 1650°C i do 1810°C, jak to robione było w innym doświadczeniu, ilość węgla związanego maleje. Temperatura 1500°C jest punktem zwrotnym, jeśli chodzi o otrzymanie maksymalnej ilości cementytu.

Z rysunku widać, że przetrzymanie surówki przy temperaturze 1250°C przez 20 minut daje ten sam efekt, który otrzymujemy przy przetrzymaniu surówki w ciągu 5 minut przy temperaturze 1500°C. Podobne wyniki, jeśli idzie o ilość węgla związanego otrzymał Piwowarski stosując różne temperatury przegrzania dla żeliwa 3,54% i 2,35% Si. Punktem zwrotnym dla tego żeliwa jest temperatura 1400°C.

Widocznym jest z tablicy V, że węgiel ogólny maleje w miarę podwyższenia temperatury przegrzewania. Przedłuża się bowiem czas przebywania żeliwa w wysokich temperaturach, a także szybkość wypalania węgla w żelazie zachodzi szybciej przy wysokich temperaturach.

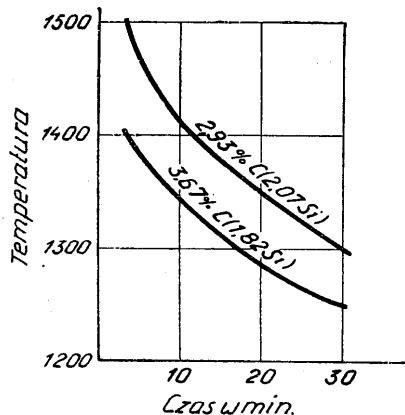
W innym doświadczeniu Piwowarski przegrzewał żeliwo: 3,2% C, 0,45% Mn, 2,2% Si, 0,02% P i ślady S do temperatur 1260°C i 1420°C oraz 1590°C, wytrzymując żeliwo przy tych temperaturach 10 minut, następnie studził z piecem do temperatury 1250°C i przy tej temperaturze odlewał do form: żeliwnej, piaskowej mokrej, piaskowej suchej i piaskowej pod-

grzanej do temperatury 500°C. W czasie stygnięcia była mierzona temperatura żeliwa w formach. Okazało się, że im wyższa była temperatura przegrzania i większa szybkość studzenia, tym drobniejsza była struktura żeliwa, tym mniejsze były płatki grafitu. Temperatura przegrzania 1590°C i studzenie w formie piaskowej suchej dało lepsze rozdrobnienie grafitu i struktury, niż studzenie szybkie tego żeliwa w formie żeliwnej przy temperaturze przegrzania 1260°C.

Z tego doświadczenia wynika dalej, że próba przegrzania do temperatury 1260°C studzona w piaskowej formie nagrzanej do 500°C miała punkt eutektyczny 1186°C, studzona w mokrej formie piaskowej miała punkt eutektyczny 1136°C. Próba odlana i studzona w piaskowej formie mokrej przegrzana przedtem do 1590°C miała punkt eutektyczny 1103°C. Stosowanie przegrzania do 1590°C i studzenie we wlewnicze żeliwnej obniżyło temperaturę eutektyczną surówki do 1013°C. Widać jak duże przechłodzenie żeliwa wywołuje wysoka temperatura przegrzania i szybkie studzenie. To jest powodem drobnej struktury. Esser i Lautenbusch ponadto dowiedli, że przy temperaturze przegrzania żeliwa wyżej 1450°C następuje w czasie studzenia obniżenie nie tylko przystanku eutektycznego, ale początku wydzielania austenitu z fazy płynnej.

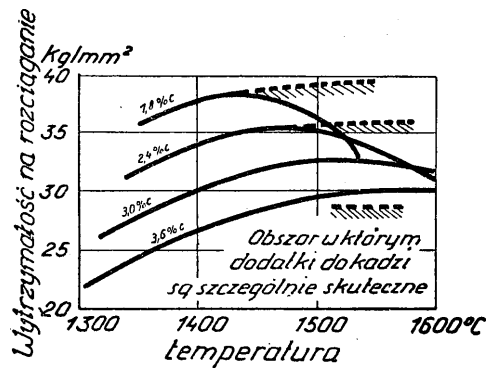
A. Di-Giulio i A. E. White (5) podają, że żeliwo przegrzane do temperatury 1700°C posiada drobniejszy i bardziej równomiernie rozłożony grafit, niż żeliwo przegrzane tylko do temperatury 1360°C. Już przy temperaturze przegrzania niższej 1430°C otrzymuje się grubszy grafit, a przy temperaturach przegrzania niższych od 1360°C drobny grafit zupełnie znika.

Gdy temperatura przegrzania była między 1475°C a 1665°C otrzymywano oprócz drobnych



Rys. 26

Zależność czasu i temperatury kąpieli żeliwa przy otrzymywaniu rozdrobnionego grafitu (Hanemann),



Rys. 27

Wpływ temperatury przegrzania na wytrzymałość na ciągnięcie żeliwa szarego w zależności od ilości węgla w żeliwie wg Pwowskiego.

płatków grafitu także strukturę perlityczno-sorbityczną. Przy temperaturach przegrzania niższych od 1540°C pojawiał się grubszy perlit, a przy temperaturach niższych od 1350°C występował ferryt. Temperatura przegrzania była jednocześnie temperaturą odlewania żeliwa do formy.

Hanemann analizując przyczynę dobrego skutku przegrzewania przyszedł do wniosku, że jeśli nierozpuszczony grafit w nieprzegrzanym żeliwie powoduje gruboziarnistość grafitu powstałą w czasie krzepnięcia, to nie tylko wysoką temperaturą przegrzania, ale długim czasem wytrzymania żeliwa przy niższej temperaturze można otrzymać ten sam wynik.

Hanemann ułożył zależność między temperaturą przegrzania i czasem wytrzymywania żeliwa (3,67% C, 1,82% Si i 2,93% C, 2,07% Si) przy tej temperaturze, by osiągnąć każdorazowo ten sam skutek. Pokazuje to rys. 26.

Z tego wynika, że stosując czas przegrzewania nie mniejszy niż 30 minut dla żeliwa o zawartości 2,93% i 2,07% Si, wystarcza temperatura przegrzania 1320°C.

Wg Hanemanna zakres temperatur przegrzania żeliwa winien się wahać od 1350 do 1450°C. Na tej zasadzie oparta była produkcja wysokowartościowego żeliwa maszynowego w firmie Borsig w Berlinie. W każdym razie, jeśli chodzi o żeliwo wysokowęgliste nadeutektyczne, eutektyczne i bliskie eutektycznego, to nie ma dowodów na to, by przegrzewanie do temp. powyżej 1500°C było szkodliwe. Raczej ogólny pogląd jest, że przegrzewanie żeliwa do coraz wyższych temperatur, poprawia wytrzymałość. Jeśli idzie natomiast o żeliwo szare z małą zawartością węgla od 3,5—2,0% — jakie przeważnie stosuje się na walce, to przegrzewa-

nie go do temperatur już powyżej 1450°C powoduje obniżenie się własności wytrzymałościowych, co widać z rys. 27.

Wg Piwowarskiego żeliwo małowęgliste przegrzane wysoko, wydziela w czasie krzepnięcia grafit w postaci siatki. Ze strukturą tą łączy się mała wytrzymałość na rozciąganie (zamiast 40 kg/mm² tylko 12—18 kg/mm²). Dlatego przy tego rodzaju żeliwach nie należy stosować wyższych temperatur przegrzania chyba, że jednocześnie z wysoką temperaturą przegrzania zastosujemy dodatki do kadzi czynników narzeczonych i odtleniających tzw. zmieniaaczy. Najstosowniejszymi dodatkami w tym wypadku są: Fe—Si i Ca—Si (ok. 35% Ca, 63% Si) w takiej ilości, by z tego przybywało Si w żelwie ok. 0,2%.

Wg dra Otta (4) zmienianie żeliwa samym tylko 75% żelazokrzemem podnosi zmęczeniową wytrzymałość udarową o 600% a inne własności mechaniczne, jak wytrzymałość na rozerwanie i na gięcie o 20—30%.

Meehan oparł na tym swój patent, że do żeliwa wytapianego w żeliwiaku przy udziale we wsadzie znacznej ilości (do 80%) złomu stalowego, dodawał do kadzi lub rynny Ca—Si, które wprowadzało ok. 0,2% Si. Okazało się, że jest to jeden z niewielu sposobów otrzymywania najlepszego żeliwa. Żeliwo Meehana po wyżarzeniu przy temperaturze 850—875°C i studzeniu na powietrzu podnosi swoją wytrzymałość na rozciąganie z 40 kg/mm² do 65 kg/mm².

Badania Loriga (6) potwierdzają spostrzeżenia Piwowarskiego. Wynika z nich, że przegrzewanie żeliwa (3,0% C, 2,15% Si) w zakresie temperatur wyższych od 1290°C daje tylko wtedy dobre wyniki, gdy żeliwo jest jednocześnie zmieniane. Żeliwo nie zmieniane przegrzane do temperatury 1730°C traci na wytrzymałości na rozciąganie 10% na strzałce ugięcia dwukrotnie w stosunku do przegrzanego do temperatury 1290°C.

Jedynie twardość wzrasta o 10%. Pogarsza się przy tym struktura żeliwa. Natomiast żeliwo przegrzewane do 1730°C i jednocześnie zmieniane albo za pomocą Fe—Si wprowadzającym 0,5% Si, albo Ca—Si wprowadzającym 0,2% Si, poprawiało swoje własności; wytrzymałość na rozerwanie o 40%, wytrzymałość na gięcie o 10%, przy zachowaniu strzałki ugięcia bez zmian. Optymalna struktura żeliwa zmienianego była przy stosunkowo niewysokiej temperaturze przegrzania i później z dalszym podwyższeniem temperatury nie poprawiała się.

Równiejsze jednak wyniki dawało żeliwo zmieniane żelazo-krzemem, niż wapnio-krzemem.

Jako zmieniaaczy można użyć czystych metali i stopów rozmaitego składu; Fe—Si, Ca—Si, Al, Al—Si, Al—Mn—Si, Fe—Mn, Cr—Si, Fe—Ti, Cu itd.

Mieszanina sody z wapnem nie tylko odsiarcza, ale i zmienia żeliwo. Stosowane są przy zmienianiu też gazy utleniające jak CO₂. Żelazo—molibden działa wybitnie zmieniająco podobnie, jak Fe—Si, lecz nie może być dodawany do żeliwa niskowęglatego jednocześnie z żelazo-krzemem, gdyż obniżają się jego własności zmieniające.

Duduet (4) ustalił, że do żeliwa na odlewy o grubości ścian; do 20 mm winno się dodawać 90%-wego Fe—Si w ilości 0,5% Si, od 20 do 100 mm 90%-wego Fe—Si w ilości 0,3% Si, a powyżej 100 mm grubości ścian należy dodawać Cr—Si w ilości 0,4%, aby otrzymać w grubym odlewie drobny grafit.

Należy uważać, by przy wprowadzeniu zmieniaaczy nie stać z kadzią dłużej, niż 15 minut, gdyż dłuższy postój osłabia działanie zmieniaaczy, a nawet całkowicie je niszczy.

Jeśli więc chodzi o ustalenie najwłaściwszej temperatury przegrzewania żeliwa na walce, to trudno opierać się na przytoczonych badaniach i wnioskach, gdyż spostrzeżenia te ważne są raczej dla prób małych odlewów.

Przy wytapianiu żeliwa na walce, należy być ostrożnym w stosowaniu zbyt wysokich temperatur przegrzewania wyżej 1450°C. Odpowiedniejszym wydaje się długie przetrzymywanie żeliwa przy tej temperaturze. Jak wynika z wykresu Hanemanna przetrzymywanie nie musi być nazbyt długie. Przetrzymanie żeliwa w temperaturze przegrzania 1—2 godzin jest wystarczające.

Stosowanie dodatków do kadzi lub do rynny jako zmieniaaczy winno dobrze wpłynąć na jakość walców. Dobór odpowiedniego zmieniaacza dla danego gatunku żeliwa nie jest rzeczą prostą. Zmieniacze można stosować także przy przelewaniu żeliwa z jednej kadzi do drugiej, jeśli żeliwo z pieca wychodzi za gorące. Najlepsze wyniki zmieniacze dają wtedy, gdy dodatek ich powoduje zmianę struktury białej na szarą. W żadnym razie nie powinno się dodawać do kąpieli w ostatniej chwili środków nawęglających jak surówka odlewnicza, koks czy węgiel, mogących doprowadzić zarodki grubego grafitu.

Przegrzewanie żeliwa na walce do temperatur wyższych niż 1450°C jest dopuszczalne przy jednoczesnym zastosowaniu zmieniaaczy.

Wypuszczać jednak żeliwo z pieca trzeba przy takiej temperaturze, by było gotowe do odlewania. Długie postoje żeliwa w kadzi

w świetle przytoczonych badań i własnej obserwacji nie mają uzasadnienia. Wg Hessea i Pinsla (4) długi postój żeliwa w kadzi, nawet niezmiennego, prowadzi może do pogorszenia jego wytrzymałości. Wynika z tego, że liczenie na poprawę własności żeliwa przez wytrzymywanie go w kadzi, byłoby zwykłym przesądem. Jeśli chodzi o temperaturę samego odlewania żeliwa do formy, to odlewanie przy niskich temperaturach daje drobne ziarna perlitu, budowę globularną, nie ma wyraźnej likwacji, którą wywołuje wysoka temperatura odlewania.

Mniejsza jest skłonność walców utwardzonych do pęknięcia we wlewnicy. Za niska jednak temperatura odlewania powoduje małą płynność metalu, związane z tym występowanie zalewów i pęcherzy i niewypływanie skrzepów żeliwnych i żużła. Także grafit przy zbyt niskiej temperaturze odlewania tworzyć się może grubopłatkowy (Bardenheuer) (9). Dlatego temperatura odlewania winna być taka, by żeliwo nie otrzymywało wad, związanych z temperaturą odlewania za niską czy za wysoką.

Trudno w ogóle ustalić temperaturę odlewania dla żeliwa, zmienia się ona bowiem ze składem chemicznym.

Ogólnie podaje się, że temperatura odlewania walców, winna być wg wskazań „Pyropto” około 1200°C dla walców utwardzonych, a około 1250°C dla walców półtwardych.

Należy jednak do tego zagadnienia podchodzić praktycznie i lać żeliwo przy takiej temperaturze, żeby wykazywało dostateczną płynność w czasie lania i by ta płynność była widoczna w formie w ten sposób, że żeliwo nie

zamarza na formie, wykazuje dużą ruchliwość i przy wirowaniu nie ma przy ściankach formy żużła, czy mieszaniny żużła i skrzepów, ale ściannę zalewa czysty metal. Z tego też względu z odlewaniem żeliwa na walce nie należy schodzić do zbyt niskich temperatur.

Jeżeli chodzi o odlewy maszynowe, to ogólnie przyjęty jest w ostatnich czasach pogląd, że żeliwo należy odlewać do form gorąco.

Także przy walcach dobrze byłoby trzymać się wyższych temperatur odlewania. Wystąpienie w przełomie walca likwacji w formie pierścieni będzie świadczyło o tym, że zastosowana temperatura odlewania była za wysoka dla danego składu chemicznego żeliwa, szybkości odlewania, wielkości walca i temperatury formy. Im większa jest szybkość odlewania, tym niższa winna być temperatura żeliwa. Szybkość odlewania winna się wahać od 200 kg/sek. dla walców 12-tonowych, do 400 kg/sek. dla walców 50-tonowych.

Właściwa temperatura odlewania raczej musi być określona okiem doświadczonym niż pirometrem. Bardziej pomocny do oceny odpowiedniego momentu odlewania byłby pomiar lejujności żeliwa (zdolności odlewniczej, fluidyty) niż pomiar temperatury.

Na zakończenie chciałem podać, że przed wojną odlewałem walce żeliwne półtwarde na szyny tramwajowe i inne walce dla walcowni grubej z zasadowych pieców martenowskich.

Jako wsad stosowano surowce wg tablicy VI.

TABLICA VI

	C ‰	Mn ‰	Si ‰	P ‰	S ‰
Złom walców; 40–50 ‰	2,60	0,70	0,70	0,25	0,035
Surówka martenowska 8–20 ‰	3,83	3,07	0,95	0,57	0,041
Surówka odlewnicza 20–30 ‰	3,89	0,90	3,00	0,45	0,030
Lub zamiast odlewniczej surówka hamatytowa	3,62	0,60	2,90	0,08	0,020
Złom stalowy 10 ‰ szyny					

Wytop 25 ton trwał 4 godziny 30 minut do 6 godzin; długo nie można było żeliwa w piecu trzymać, gdyż wypalały się składniki. Po stwierdzeniu, że surowce wsadowe zostały wszystkie roztopione, trzymano metal w piecu przez 15–30 minut i po przemieszaniu drągiem drewnianym lub hakiem żelaznym wypuszczano żeliwo do kadzi. Temperatura żeliwa w rynnice

nie przekraczała 1500°C (Pyropto 1400°C). Metal był przelewany do drugiej kadzi przez wylew w dnie pierwszej kadzi, by oddzielić żużel od żeliwa i po ostygnięciu w drugiej kadzi pod warstwą węgla drzewnego przez ok. 30 minut do pożądanej temperatury był odlewany w stanie dobrze płynnym do formy. Oprócz tego, że zdarzały się wytopy z niewłaściwą analizą

i związaną z tym nieodpowiednią twardością, czemu sprzyjało szybkie wypalanie się składników, innych wad walce nie wykazywały, mimo, że były robione z surowców tylko krajowych, jakie znalazły się pod ręką. Odlewano walce

szynowe niestopowe o składzie chemicznym: 2,2—2,6% C, 0,8—1,0% Mn, 0,5—0,80% Si, 0,2—0,3% P i S mniej niż 0,05% i stopowe z 0,3% Cr, 0,25% Mo, przy czym w tym wypadku mangan nie przekraczał 0,7%.

W n i o s k i

Wnioski, jakie się nasuwają w związku z wyżej powiedzianym, byłyby następujące:

- 1) Niejednorodność struktury, występująca na walcach w formie tych czy innych plam lub rzadziny, może być usunięta przez obniżenie temperatury, spuszczonego z pieca metalu i krótki postój w kadzi, a przede wszystkim przez zastosowanie wyższej temperatury odlewania. Rzadziny te i plamy mogą tworzyć skrzepy żeliwa, żużel i piasek formierski, który by się obrywał w czasie napełniania formy, przy czym w dwóch ostatnich wypadkach winniśmy otrzymać jednocześnie lokalne zanieczyszczenie żużlem. Przegrzewanie żeliwa do nadwyżki wysokich temperatur, powyżej 1450°C, w świetle przytoczonych danych z literatury i własnej obserwacji nie znajduje uzasadnienia.
- 2) Odpowiedni wymiar czopa dolnego i lanie lejem, doprowadzonym do tego czopa, usunie niebezpieczeństwo powstawania za twardego i kruche go czopa w walcach półtwardych.
- 3) Częste dolewki żeliwa do górnego czopa walców półtwardych usuną jamę usadową z czopa zupełnie.
- 4) Zastosowanie odpowiedniego składu chemicznego żeliwa, niski węgiel, krzem, niekoniecznie z używaniem dodatków stopowych, da nam walce o wymaganej twardości i wytrzymałości w pracy. Do tego konieczne jest zaprowadzenie na odlewniach nowoczesnych laboratoriów chemicznych, pozwalających na szybkie określenie C, Mn, Si, Cr, Mo, itp. składników, decydujących o jakości walców.

L I T E R A T U R A

1. Akad. A. Bajkow „Żurnal Ruskowo Miedalurgičeskawo Obszczestwa“ 1914, str. 846.
2. F. Sauerwald i A. Koreny Stahl u. Eisen, 1928, str. 537 — 540.
3. Bunin i D. Kacnelson „Miedalurg“ 1939, Nr 8, str. 2 — 10.
4. E. Piwowarsky „Hochwertiges Gusseisen“ 1942, str. 173 — 200.
5. A. Di - Giulio and A. E. White „Amer. Foundrym. Kongres Toronto 1935 i Bull. Ass. Techn. Found. Paris 1936. str. 417.
6. C. Lorig „The Foundry“ 1939, Nr 3 i 4, str. 26.
7. K. F. Starodubow i F. Mr. Gorbaczew „Miedalurg“ 1936, Nr 4.
8. K. S. Waszczenko „Modyfikowane żeliwo“ 1946 r.
9. P. Bardenheuer u. J. Zeyin Mitt K. W. I. Eisenforschung 1928.
10. Maj i Wusatowski, „Hutnik“, listopad 1947.
11. F. Hesse i H. Pinsl, „Giesserei“ 1928, str. 282.
12. A. L. Norbury i E. Morgan Journal Iron Steel Inst. tom 2, 1936, str. 327.
13. V. C. Crosby i A. L. Herzig „The Foundry“ tom 66, 1938, str. 28 i 73.
14. P. Bardenheuer „Giesserei“ tom 26, 1939, str. 543.
15. H. Hanemann Stahl u. Eisen 1931, str. 966/67.
16. Bleckmann Stahl u. Eisen 1941. str. 49.
17. Bogaczew i Łobaczewa „Miedalurg“ 1938, str. 56 — 58.

Inż. JAN FIGIEL

Wyciskanie stopów aluminiowych

Wyciskanie jest stosunkowo młodym procesem przeróbki metali. Wprowadzone początkowo jako proces formowania metali miękkich (ołów, cyna), z biegiem czasu zostało zastosowane do miedzi i jej stopów oraz metali i stopów lekkich. Ostatnio, nawet stal i nikiel są z powodzeniem wyciskane. Oczywiście jest, że maszyny używane do tego procesu zmieniły swój pierwotny kształt i przybrały na mocy w miarę zwiększania zakresu ich stosowania.

Do wyciskania stopów lekkich używa się obecnie pras od 600 do 5000 ton, zaś do wyciskania stali (stal nierdzewna) i niklu od 8000 do 15000 ton.

Wyciskanie jest jednym z najtańszych procesów przeróbki plastycznej na gorąco. W porównaniu do walcowania, które jest głównym współzawodnikiem wyciskania, zalety jego są następujące:

- 1) duża szybkość w przestawieniu produkcji (kilka minut wobec kilku godzin w walcowaniu),
- 2) stosunkowo niski koszt produkcji matryc wobec kosztu walców,
- 3) możliwość produkowania skomplikowanych przekrojów.

Dla oddziały prasowni ekonomiczne jest wykonywanie nawet bardzo małych zamówień (kilku ton a nawet kilkuset kg) żądanego kształtu, co dla walcowni byłoby nie do wykonania.

Pierwszorzędne zalety wyciskania zostały w pełni wyzyskane w plastycznej przeróbce aluminium i jego stopów, które okazały się trudne do walcowania na gorąco ze względu na bardzo wąski zakres temperatury walcowania.

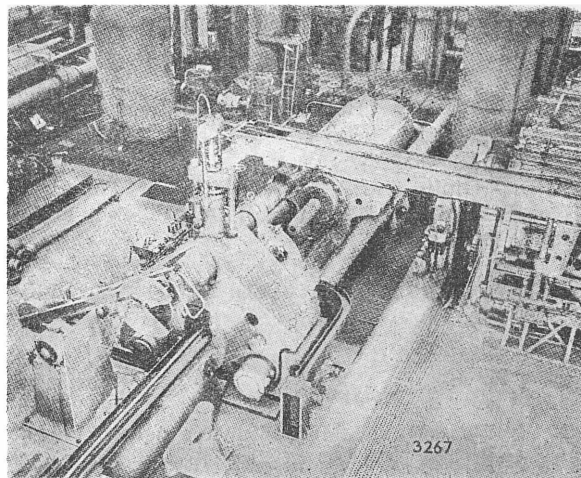
Wyciskanie jest prowadzone przeważnie na gorąco a to w celu zwiększenia plastyczności metalu i zmniejszenia ciśnienia, koniecznego do przeprowadzenia deformacji plastycznej. W niektórych wypadkach może być jednak przeprowadzone również na zimno z tym, że ciśnienie odpowiednio wzrośnie. W procesie tym wlewki aluminiowy (stopu aluminiowego) pod działaniem wysokiego ciśnienia jest wyciskany przez otwór w matrycy, odpowiednio sformowanej dla nadania pożądanego kształtu wyciskanemu produktowi.

Spośród wielu typów maszyn służących do prowadzenia tego procesu (maszyny pionowe i poziome — te ostatnie o pośrednim i bezpośrednim działaniu) ustalił się i wydaje się być obecnie standardowym typ prasy poziomej, bezpośredniego działania o napędzie hydraulicznym.

Prasa składa się z dwu zasadniczych zespołów (zespołu cylindrów hydraulicznych oraz zespołu głowicy prasy) związanych z sobą za pomocą 3-ch, 4-ch, lub większej ilości słupów. Całość jest zamontowana na płycie fundamentowej.

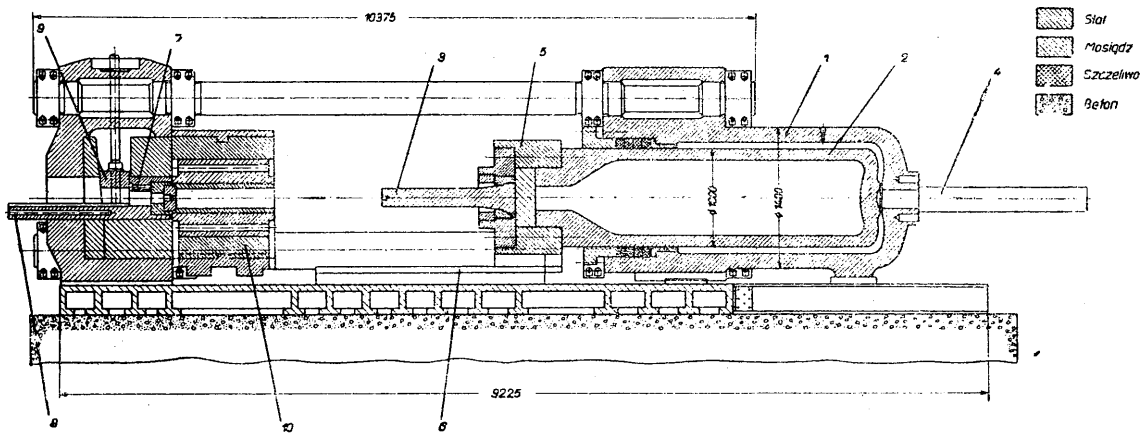
Prasy 3-słupowe sięgają 3000 — 4000 ton, natomiast dla większych mocy konstruuje się 4 lub więcej słupowe prasy. Prasa 3 słupowa jest tańsza, prostsza w konstrukcji i lepiej zachowuje swą centryczność przy odkształceniach, wywołanych naprężeniami cieplnymi, niż prasa więcej słupowa. Dla cięższych konstrukcji jednak bardziej ekonomiczne jest użycie większej ilości słupów o tej samej wytrzymałości, a poza tym daje ono konstrukcyjne rozwiązanie, pozwalające na wymianę zbiornika prasy od góry. Jest to ważny szczegół, jeżeli weźmie się pod uwagę, że ciężar zbiornika prasy sięga kilkunastu ton.

Zespół cylindrów hydraulicznych składa się: z (1) głównego cylindra, mieszczącego w sobie nur (2), do którego przytwierdzony jest tłok wyciskający (3), dwu bocznych cylindrów hydraulicznych (4), identycznych co do kształtu i wielkości, służących zasadniczo do nadania ruchu powrotnego głównemu nurowi, a prócz tego w połączeniu z całym systemem zaworów, spełniających rolę buforów głównego nura. Główny nur prowadzony jest w masywnych tulejach brązowych wewnątrz cylindra hydraulicznego i w dodatku głowica nura (5) ślizga się po przyrmatycznych powierzchniach (6), wykonanych jako prowadnice w jednej całości z płytą fundamentową.



Rys. 1

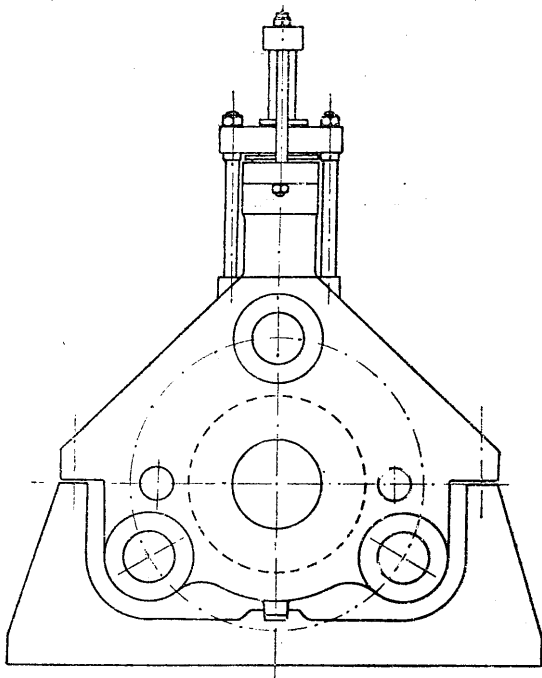
Prasa hydrauliczna pozioma o mocy 2000 ton.



Rys. 2

Pozioma prasa hydrauliczna o mocy 2500 ton

Zespół głowicy prasy mieści w sobie matrycę wraz z całą obsadą (7), przymocowaną do ruchomego stołu (8), urządzenie klinujące (9), uruchomiane za pomocą pionowego cylindra hydraulicznego, umieszczonego na głowicy prasy (Rys. 1). Głowica prasy jest podparta na stojaku, będącym częścią płyty fundamentowej. Punkty podparcia, będąc w płaszczyźnie poziomej osi prasy, pozwalają na równomierny, promieniowy rozkład odkształceń wywołanych naprężeniami cieplnymi głowicy, występujących w czasie ogrzewania cylindra prasy (Rys. 3).



Rys. 3

Umocowanie głowicy prasy

Do głowicy przymocowany jest cylinder prasy (10) (przy większych prasach cylinder prasy jest oddzielnie umocowany na płycie fundamentowej). Konstrukcja i sposób ogrzewania cylindra prasy są zasadniczymi cechami, odróżniającymi jeden typ prasy od drugiej. Nowoczesne cylindry prasy budowane są z kilku koncentrycznych cylindrów, nakładanych na siebie na gorąco. Ideą takiego pasowania jest wprowadzenie naprężeń ściskających do wewnętrznych części cylindra, naprężeń rozciągających do zewnętrznych. W rezultacie rozkład naprężeń w ścianach cylindra złożonego podczas pracy jest bardziej równomierny niż byłby w jednorodnym cylindrze, co z kolei pozwala na projektowanie cylindra złożonego o mniejszych wymiarach (a o tej samej wytrzymałości) niż cylindra jednorodnego. Środkowy, wewnętrzny cylinder składowy daje się z wysoko stopowej stali (Cr-Ni-Mo-W) ze względu na pracę przy wysokich temperaturach i pod wysokim ciśnieniem. W praktyce jest on wymieniany jeżeli zużycie jego przekroczy dopuszczalne granice.

Ogrzewanie cylindra prasy jest również problemem bardzo ważnym i od niego wielce zależy ekonomia oraz dokładność w pracy prasy. Ciągle jeszcze są w użyciu cylindry ogrzewane gazem generatorowym, względnie gorącymi gazami z pieca do podgrzewania wlewków. Nowsze jednak prasy mają cylindry nagrzewane elektrycznie prądem wysokiej częstotliwości, (urządzenie podobne do pieca indukcyjnego wysokiej częstotliwości) albo też urządzeniem oporowym (rys. 4, 5). Ogrzewanie indukcyjne jest bezsprzecznie najlepsze, ale koszt jego jest znaczny, wobec tego mało zakładów może sobie na nie pozwolić. Ogrzewanie oporowe, najczęściej obecnie spotykane, jest małoekonomiczne, bo tylko około 15 — 20% energii elektrycznej jest wykorzystane do podgrzewania cylindra prasy. Ogrzewanie oporowe systemem kanałowym (rys. 6) jest wynalazkiem ostatnich lat. Według niemieckich doświadczeń około 90% energii elek-

trycznej jest wyzyskane do podgrzania cylindra.

Rys. 7 przedstawia graficzny rozkład naprężeń ścinających w cylindrze prasowym „Triplex” z ogrzewaniem kanałowym. Teoretyczne ciśnienie wewnątrz cylindra jest 8000 atm. Całość skonstruowana jest w ten sposób, że cylinder Nr 2 jest pasowany na gorąco na cylinder Nr 1 (różnica w średnicach jest $+0,75$ mm) natomiast cylinder Nr 3 pasowany jest na zimno. Naprężenia wypadkowe w poszczególnych cylindrach są składowymi naprężeń, wywołanych ciśnieniem pracującym, pasowaniem oraz różnicą temperatur.

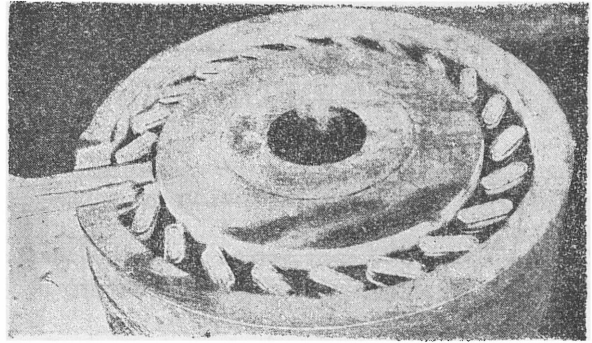
Umocowanie cylindra prasy, pokazane na rys. 6, pozwala na równomierne rozszerzanie promieniowe cylindra bez naruszenia centryczności jego względem innych części prasy.

Po ukończeniu prasowania jednego wlewka, matryca wraz z obsadą zostają zaklinowane w głowicy prasy za pomocą mechanizmu klinowego, tłok prasujący zostaje cofnięty do pozycji wyjściowej, nowo nagrany wlewek jest dostarczony z pieca przy pomocy dźwigu, temperatura wlewka zostaje sprawdzona termoparą, po czym na łożu podtrzymującym zostaje on umieszczony na osi tłok - cylinder prasowy. Ruchem do przodu — tłok wsuwa częściowo wlewek do cylindra. Tłok zostaje nieco cofnięty, uszczelniający krążek zostaje umieszczony między wlewkiem a tłokiem. Tłok wtedy przesuwany aż do oporu (do matrycy), zgniata go stopniowo tak, że plastyczna masa metalu wypełnia wprawdzie całkowicie wnętrze cylindra, a następnie wypływa przez otwór w matrycy.

Początek wyciskania musi być przeprowadzony bardzo ostrożnie, w przeciwnym razie ciepło zgniotu może spowodować stopienie metalu.

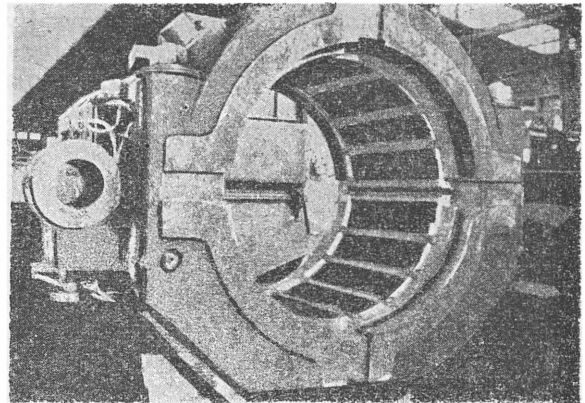
Z chwilą gdy metal zaczyna płynąć, objętość jego w cylindrze prasy zmniejsza się, zmniejsza się wobec tego siła tarcia wlewka o ściany cylindra. Siła oporu tarcia w samej matrycy pozostaje niezmienną. W celu utrzymania jednolitej szybkości płynięcia metalu podczas całego procesu wyciskania, operator zmniejsza stopniowo ciśnienie w głównym cylindrze hydraulicznym.

Bardzo pomocny w tej czynności jest szybkościomierz do mierzenia szybkości posuwu tłoka. Nagły wzrost ciśnienia na manometrze oznajmia koniec procesu prasowania. Pozostała część wlewka, składająca się w większości z tlen-



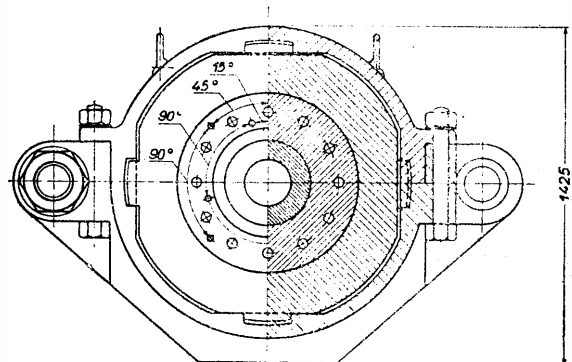
Rys. 4

Cylinder prasy z ogrzewaniem indukcyjnym.



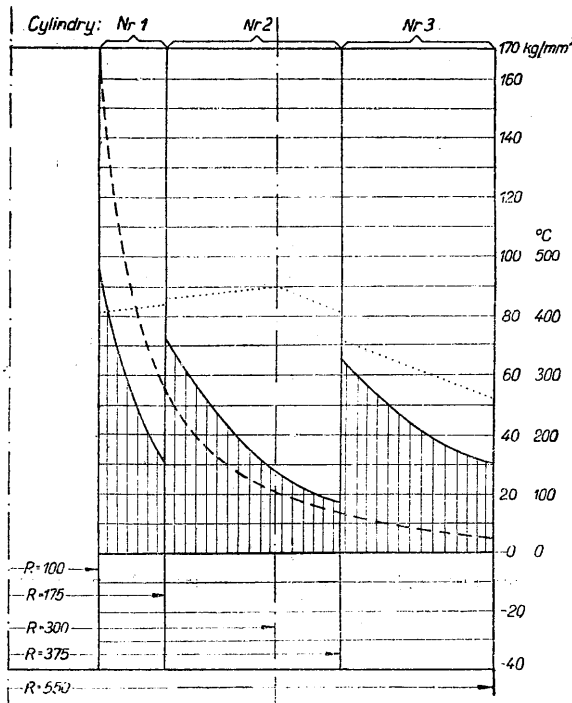
Rys. 5.

Urządzenie oporowe do ogrzewania cylindra prasy



Rys. 6

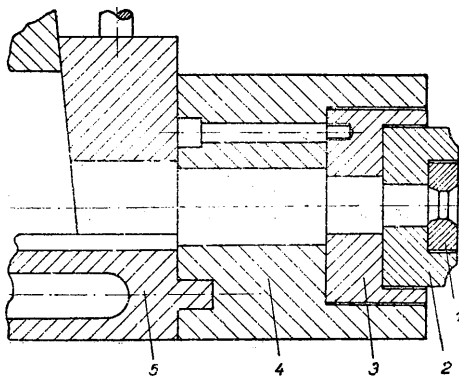
Cylinder prasy z ogrzewaniem kanałowym



Rys. 7

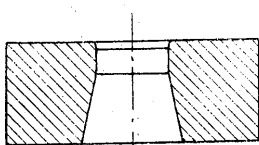
Wykres wypadkowych naprężeń ścinających w cylindrze prasy

- Naprężenie w cylindrze „triplex“ (cieniowane)
- - - Naprężenie w cylindrze jednorodnym
- Spadek temperatury w ściankach cylindra



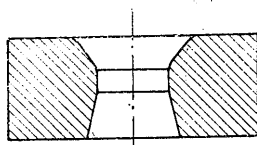
Rys. 8

Zespół matrycy jednoczerwowej



Rys. 9

Matryca do prasowania duraluminium



Rys. 10

Matryca do prasowania miedzi, mosiądzu

ków metalu i będąca w martwej przestrzeni cylindra, wymaga olbrzymich ciśnień, aby być wycisniętą przez otwór w matrycy.

Operator zwalnia wtedy klinujący mechanizm, co pozwala tłokowi na wypchnięcie do przodu zespołu matrycy, resztek wlewka oraz krążka uszczelniającego. Całe to zestawienie jest następnie odciągnięte za pomocą ruchomego stołu do miejsca, gdzie piła, względnie nożyce odcinają resztki wlewka tuż przy matrycy tak, że uformowany produkt może być bez trudu wyciągnięty z otworu matrycy.

Ilość części zespołu matrycy zależy od praktyki przyjętej w danym zakładzie, przy czym zespół matrycy jednoczerwowej różni się od wieloczerwowej. Typowy zespół matrycy jednoczerwowej jest pokazany na rys. 8. Składa on się z matrycy właściwej (1), osadzonej w obsadzie matrycy (2), ta z kolei osadzona jest w poduszce matrycy (3) i wreszcie ta ostatnia mieści się w głowicy matrycy (4). Dla ułatwienia montażu poduszka matrycy jest wprowadzona do głowicy matrycy za pomocą trzech śrub. Głowica matrycy jest przymocowana do ruchomego stołu napędzanego hydraulicznie (5).

Kalibrowanie samej matrycy jest rzeczą trudną i wymaga dużego doświadczenia — podobnie zresztą jak i kalibrowanie walców. Ekonomia pracy, jakość i wykończenie produktu w dużej mierze zależą od dobrego skalibrowania matrycy.

Przy projektowaniu matrycy charakterystyka metalu wyciskanego musi być wzięta pod uwagę. Stopy aluminiowe na przykład łatwiej jest wyciskać przez matryce o ostrych, względnie z bardzo małymi promieniami krzywizny, krawędziach (rys. 9). Miedź, mosiądz, stop Monela łatwiej płyną przez matryce o lejowatym wejściu (rys. 10). Płynięcie tych metali jest bardziej zbliżone do przepływu gęstej cieczy.

Przy wyciskaniu okrągłych prętów względnie rur, kwestia ta jest prosta. Symetryczna powierzchnia trąca o długości 5—12 mm, dokładnie wypolerowana, przechodząca następnie w powierzchnię stożkową o 3°—10° odchylenia, spełnia doskonale swoje zadanie.

W przekrojach asymetrycznych o ostrych kątach, gdzie grubości ścianek matrycy różnią się znacznie, długości powierzchni trących mogą różnić się od 5—25 mm (rys. 11). Opór przepływu jest najmniejszy w najgrubszej, a największy w najcieńszej ściance oraz w okolicy

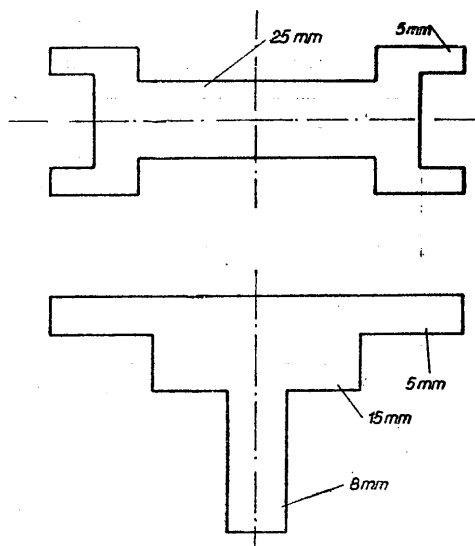
ostrych kątów. To może być wytłumaczone z jednej strony zmniejszeniem stopnia deformacji plastycznej w grubszej ściance, a z drugiej strony zwiększeniem powierzchni trącej, przypadającej na jednostkę objętości metalu w ściankach cienkich. Zwiększenie powierzchni powoduje również odprowadzenie większej ilości ciepła z przekroju i spadek temperatury, co obniża plastyczność prasowanego metalu. Gdyby więc długości powierzchni trących nie zostały odpowiednio uregulowane, metal płynął by szybciej przez otwór szerszy, wolniej przez węższy i wynurzający się produkt mógłby być zwichrowany, spęczniały, a w krańcowych wypadkach porwany na kawałki.

Oprócz zróżniczkowania powierzchni formujących stosuje się w praktyce lekkie rozchylenie ścianek w celu wywołania efektu dławienia i przez to opóźnienie wypływu metalu. Przykład różniczkowania ścianek formujących jest pokazany na rys. 11.

Matryce wielootworowe, coraz częściej używane w praktyce, z jednej strony pomnażają tempo produkcji i zmniejszają ciśnienie prasowania — a z drugiej strony dają produkt nieco gorszy jakościowo i narzucają trudności z jednoczesnym odciąganiem kilku profili naraz. Niższa jakość produktu spowodowana jest nadmierną segregacją zanieczyszczeń wlewka, które mają tendencję gromadzenia się wzdłuż osi pionowej wlewka. W wypadku wyciskania pojedynczego produktu zostają zanieczyszczenia wydłużone i więcej lub mniej regularnie rozmieszczone wzdłuż osi tego produktu. Takie rozmieszczenie zanieczyszczeń ma znikomy wpływ na własności mechaniczne i przeciwkorozyjne produktu. Natomiast przy wielootworowej matrycy, zanieczyszczenia te są rozbite, nieregularnie rozrzucone pomiędzy poszczególnymi profilami i przeważnie dostają się na powierzchnię zewnętrzną, powodując jej chropowatość, podatność na korozję i spadek własności mechanicznych.

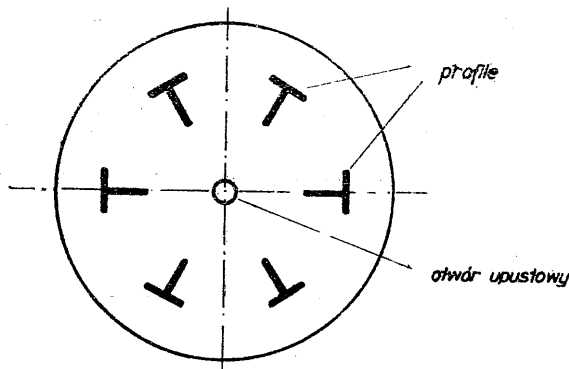
W celu zmniejszenia tych wad zaczęto ostatnio stosować dodatkowy otwór centryczny, tak zwany upustowy, grupujący większość zanieczyszczeń segregacji osiowej (rys. 12).

Rozlokowanie otworów w matrycy ma duży wpływ na jednorodność ziarn produktu wyciskanego, a to ma wpływ na jednolitość własności mechanicznych wzdłuż przekroju. Zróżniczkowanie wielkości ziarn w przekroju związane jest z ilością deformacji plastycznej, jakiej



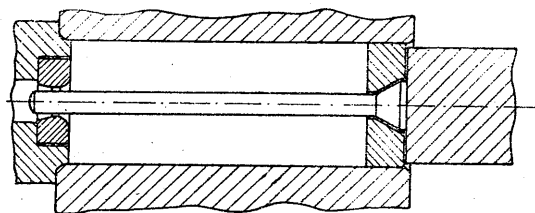
Rys. 11

Przykład różniczkowania ścianek formujących



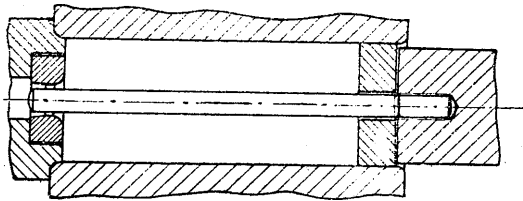
Rys. 12

Matryca wielootworowa z otworem upustowym



Rys. 13

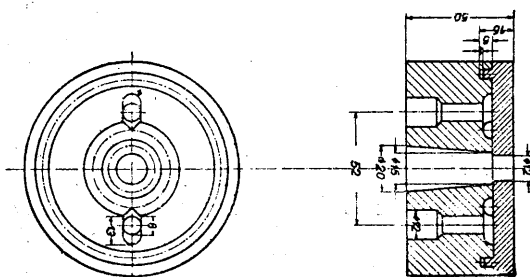
Urządzenie do wyciskania rur na rdzeniu luźnym



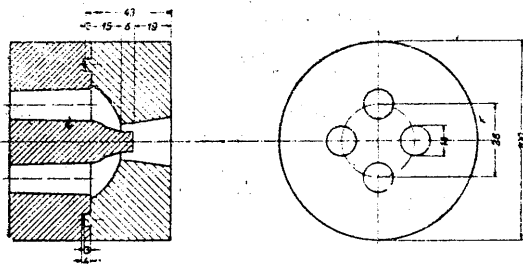
Rys. 14
Urządzenie do wyciskania rur na rdzeniu sztywnym

dane ziarno podlega, płynąc przez zbiornik prasy i przez otwór matrycy. Ten szczegół jest ważny, zwłaszcza u produktu, nie poddawanego dalszej przeróbce cieplnej.

Rury mogą być prasowane albo przez matrycę z rdzeniem, albo przez matrycę składaną. W wypadku pierwszym rdzeń może być luźno założony lub utwierdzony w głównym tłoku (rys. 13 i 14). W praktyce rdzeń luźny jest częściej używany, gdyż taki centruje się najlepiej wewnątrz prasowanego wlewka, gdy natomiast rdzeń jest sztywny zachodzi obawa decentralizacji nawet minimalnym przesunięciem się tłoka względem osi cylindra prasy.



Rys. 15
Matryca składana



Rys. 16
Matryca chłodzona wodą

Wlewki do prasowania rur na rdzeniu są albo odlewane w formach z rdzeniem albo przewiercane*). Równocześnie grubość ścianek rur zależy w wielkiej mierze od koncentryczności otworu wlewka, od struktury wlewka i od równomiernego nagrzania cylindra prasy. Oczywiście jest, że wlewki o strukturze jednorodnej dałyby najlepsze wyniki. Ten zabieg jest jednak bardzo rzadko stosowany ze względu na stosunkowo długi okres nagrzewu potrzebny do ujednoczenia struktury wlewka.

Matrycę składaną przedstawia rys. 15.

Metal wpływa do matrycy czterema okrągłymi otworami (rozszerzającymi się ku końcowi w celu zmniejszenia dławienia) do lejowato uformowanego pierścienia, gdzie następuje spawanie tak, że metal formowany jest w rurę podobnie jak na rdzeniu.

Ta metoda daje bardzo dokładne ścianki przekrojów i jest niezależna od lekkich przesunięć części składowych prasy względem siebie. Zwiększenie ciśnienia prasowania przez matrycę składaną jest proporcjonalne do zwiększonego oporu przepływu metalu. Koszt podwyższonego ciśnienia jest zrównoważony lepszym przetworzeniem metalu.

Matryce chłodzone, wprowadzone w ostatnich trzech latach, pozwalają na podniesienie szybkości wyciskania o 30—60% oraz zmniejszają współczynnik tarcia matryca-metal płynący. Zwiększona szybkość wyciskania jest spowodowana obniżeniem temperatury wyciskanego produktu. Produkt chłodzony posiada większą wytrzymałość na działanie wtórnych naprężeń rozrywających, skierowanych prostopadle do osi pływnięcia metalu.

Rys. 16 ilustruje matrycę, chłodzoną wodą, używaną do wyciskania okrągłych prętów z duraluminium i stopów pokrewnych. Zastosowanie chłodzonych matryc do przekrojów bardziej skomplikowanych jest ograniczone wytrzymałością tworzywa matrycy, która jest narażona na ciśnienie kilku-kilkunastu tysięcy atmosfer.

*)Istnieją prasy o podwójnym, niezależnym od siebie działaniu, które równocześnie przebijają i prasują.

Dr EUGENIUSZ UCKA
Huta „Pokój“

Zwalczanie zmęczenia jako czynnik zwiększenia wydajności pracy

Określenie pojęcia zmęczenia. Celem niniejszej rozprawy jest ustalenie pojęcia zmęczenia i wyjaśnienie jego stosunku do wydajności pracy, higieny pracy, higieny przemysłowej, społecznej itp.

W chwili obecnej istnieje dość wielka rozbieżność w określaniu pojęcia zmęczenia, albowiem poszczególni autorowie przystępują zazwyczaj do opracowania tego zagadnienia jedynie tylko na podstawie swych obserwacji w zakładach pracy i podchodzą do niego nie z punktu widzenia lekarskiego, lecz ekonomicznego.

Pojęcie zmęczenia znane było już b. dawno, ale dopiero w połowie XVIII wieku, gdy przemysł uległ silnym przeobrażeniom społecznym, produkcyjnym i gospodarczym, poświęcono zagadnieniu zmęczenia więcej uwagi. Pojawiły się też pierwsze głosy, że praca jest dla organizmu ludzkiego męcząca i dość często prowadzi przedwcześnie do inwalidztwa.

Z drugiej strony zdajemy sobie przecie sprawę z tego, że praca ludzka przedstawia niezbędny warunek istnienia społeczeństw i jest dla zdrowia zjawiskiem normalnym. Gdybyśmy zdrowemu człowiekowi zabronili wszelkiej pracy w przeciągu dłuższego czasu, pomimo dobrego odżywiania się, taka zupełna bezczynność musiała by spowodować zaburzenia w jego zdrowiu. Natomiast praca, wykonywana w złych warunkach lub nadmierna, b. często szkodzi zdrowiu człowieka i może nawet spowodować jego śmierć. Czynnikiem, szkodliwie działającym na zdrowie człowieka, zajmuje się higiena pracy.

Do szkodliwości, związanych z samą pracą, należy przede wszystkim zmęczenie człowieka. Co rozumiemy pod zmęczeniem? Wyraz ten oznacza swoisty stan fizjologiczny, który powstaje wskutek wykonanej pracy mechanicznej lub umysłowej. Od zmęczenia odróżniamy znużenie. Znużenie jest to podmiotowe uczucie, związane ze zmęczeniem, niejako uświadomienie sobie stanu, który przeżywa się podczas zmęczenia. Zazwyczaj zmęczenie i znużenie idą z sobą w parze, niekiedy jednak ścisły związek między nimi może nie zachodzić, np. człowiek w okresie silnego podniecenia przez dłuższy czas może nie odczuwać znużenia, które niezawodnie u niego istnieje. Znużenie stanowi główną różnicę ustroju ludzkiego, rozpatrywanego pod względem mechanicznym, od maszyny, która nigdy się nie nuży.

Podział zmęczenia. Rozróżniamy

zmęczenie mięśniowe, które spostrzegamy w pracującym narządzie i zmęczenie ogólne, rozciągające się na większą część ustroju. W praktyce możemy rozróżnić 3 rodzaje zmęczenia:

1) zmęczenie nieuniknione, powstające wskutek wykonywanej pracy;

2) zmęczenie zbyteczne, dające się uniknąć; powstaje ono wskutek nieprawidłowej organizacji pracy, np. nieekonomicznych ruchów i niehigienicznych warunków pracy;

3) zmęczenie tzw. domowe, które powstaje wskutek przyczyn, znajdujących się poza pracą zawodową.

Pomiary zmęczenia. Dobry przyrząd do badania zmęczenia mięśniowego przedstawia ergograf, którego czynność polega na mierzeniu ruchów palców, utrwalanym na walcu. Zapis zwiemy ergogramem; wpisane na nim kreski tworzą tzw. krzywe ergograficzne.

Drugim rozpowszechnionym sposobem jest metoda estezjometryczna, opierająca się na fakcie, że w miarę wzrastania zmęczenia słabnie wrażliwość skóry człowieka na dotyk. Do badania czuciowej wrażliwości skóry posługujemy się przyrządem, zwanym estezjometrem. Składa się z metalowej linii, z podziałką na milimetry. Jeden z jej końców zaopatrzony jest w nieruchome ostrze, drugi — ruchome ostrze — może się posuwać wzdłuż linii, tak iż jego odległość od nieruchomego ostrza może być ściśle zmierzona. Jeżeli ostrzami estezjometru dotykamy skóry człowieka, odczuwa on to jako lekkie, pojedyncze lub podwójne ukłucie, zależne: 1) od oddalenia od siebie obu ostrzy i 2) od badanej okolicy skóry, np. skóra na brzuściach palców jest czuła na dotyk, natomiast skóra na plecach jest mniej czuła.

Badając człowieka w różnych warunkach, np. pracownika przed dniówką i po niej, lub ucznia przed lekcją i po niej, zauważymy, że zmęczenie osłabia w wielkim stopniu czucie dotyku.

Stosowanie metody estezjometrycznej jest dość żmudne, posługujemy się więc sposobem dynamometrycznym, łatwiejszym, choć mniej dokładnym, nazwanym tak od dynamometru, tj. siłomierza.

Za pomocą tych przyrządów możemy oznaczyć siłę, z jaką rozgięliśmy palec lub tułów. W miarę wzrostu zmęczenia, spowodowanego przez pracę mięśniową, siła palców znacznie i prędko spada. Praca umysłowa również obniża

siłę mięśni, choć w znacznie mniejszym stopniu niż praca mięśniowa.

Podobniez bystrość wzroku i słuchu obniża się w miarę potęgowania się zmęczenia, do mierzenia zmęczenia możemy więc posługiwać się także badaniem wzroku i słuchu. Zwłaszcza badanie wzroku jest łatwo wykonalne. Przeprowadza się je za pomocą specjalnych tablic, na których wydrukowane są litery lub cyfry, które odczytuje się z pewnych określonych odległości. Z odległości, z której badany może jeszcze odczytywać szeregi liter lub cyfr wnioskuje o stanie jego wzroku i — co za tym idzie — o stopniu zmęczenia.

Zmęczenie mózgowe możemy badać za pomocą jakiejś jednostajnej pracy umysłowej, do której należy pisanie pod dyktando, liczenie, zapamiętywanie przeczytanych lub napisanych cyfr itd. Ilość zrobionych omyłek stanowi miarę zmęczenia.

Wreszcie dobrą miarą zmęczenia może być wydajność pracy, zależna od zmęczenia fizycznego i psychicznego.

Zależność wydajności pracy od zmęczenia fizycznego i psychicznego. Dawniej przypuszczano, że wydajność pracy robotnika jest w ciągu całego dnia mniej więcej równomierna. Dopiero w ostatnich latach zaczęto badać wydajność pracy w różnych godzinach dnia, zależnie od rozmaitego rodzaju szkodliwości pracy. Badania, przeprowadzone w różnych gałęziach przemysłu, wykazały, iż wydajność ulega stałym wahaniom, na które w wielkiej mierze wpływa zmęczenie fizyczne i psychiczne.

Zobrazowawszy to graficznie stwierdzimy, że wydajność pracy w pierwszej godzinie nie jest znaczna; największa staje się w drugiej godzinie, następnie zaś co godzinę spada. Po 2-godz. przerwie obiadowej, a więc po częściowym wypoczynku, wydajność pracy znacznie się podnosi, lecz nie osiąga wysokości drugiej godziny przedobiednjej pracy, po czym szybko — aż do ostatniej godziny pracy spada. Z tego widzimy jak w miarę zmniejszania się wydajności pracy rośnie liczba błędów i omyłek, co wskazuje na potęgowanie się zmęczenia fizycznego i psychicznego.

Tak więc w ciągu dnia roboczego obniża się nie tylko wydajność, lecz i jakość pracy.

Jeżeli praca wymaga większego wysiłku mięśniowego, spadek jej wydajności jest b. znaczny, albowiem zmęczenie mięśniowe wzrasta: po drugiej godzinie pracy = 10%, po trzeciej = 15%, po czwartej = 20%, po piątej = 35%.

Do pracy przystępuje człowiek wypoczęty i niez zmęczony, wydawało by się więc, że wydajność pracy powinna być największa właśnie w pierwszej godzinie, przekonaliśmy się jednak, że osiąga ona maksimum zazwyczaj w drugiej godzinie. Zjawisko to tłumaczy się tym, że w ciągu pierwszej godziny człowiek wprawia

się, pracuje nie tak zręcznie i dlatego wytwarza mniej niż w drugiej godzinie, w której zdażył już swe ruchy zautomatyzować i wprawić się.

Aczkolwiek wprawa i zautomatyzowanie nie tylko utrzymują się, lecz nawet w każdej następnej godzinie pracy wzrastają, wydajność pracy spada wskutek mechanicznego zmęczenia fizycznego i psychicznego.

Nie tylko wydajność pracy dziennej zależna jest od zmęczenia, ale również i tygodniowa wydajność pracy. Odgrywa tu rolę ta sama przyczyna, mianowicie stopniowe sumowanie się zmęczenia fizycznego i psychicznego.

Jeżeli przedstawimy to graficznie, stwierdzimy, że największa wydajność będzie w środę, spadek zaś wydajności zaczyna się od czwartku, albowiem zmęczenie, spowodowane pracą dzienną, niezupełnie ustępuje podczas nocnego odpoczynku i stopniowo się kumuluje. Jakkolwiek w niedzielę człowiek może dobrze wypocząć, o ile nie wykonuje jakiejś ciężkiej pracy domowej, wskutek przerwy w pracy traci część wprawy, nabytej w dniach pracy i w poniedziałek praca jego jest mniej wydajna od pracy przeciętnej. W pewnych przypadkach odgrywa rolę używanie przez robotników w niedzielę napojów wysokokowych, które osłabiają zdolność do pracy przez potęgowanie się zmęczenia. Na znaczne zmęczenie w końcu tygodnia wskazuje również zwiększenie się liczby nieszczęśliwych wypadków w ostatnich dniach tygodnia.

Wreszcie, w jak wielkim stopniu wydajność pracy zależna jest od zmęczenia fizycznego i psychicznego możemy przekonać się na wytwarzaniu przez pracownika przedmiotów, które możemy łatwo liczyć. Z liczby przedmiotów, wytworzonych w pierwszej, drugiej, trzeciej itd. godzinie pracy, możemy wnioskować o stopniu zmęczenia, gdyż w miarę potęgowania się zmęczenia zmniejsza się liczba wytworzonych przedmiotów. Niektórzy badacze wazyli opiłki, które powstawały podczas pracy szlifierza w pierwszej, drugiej, trzeciej itd. godzinie: im bardziej zmęczenie opanowywało pracownika, tym mniej stwierdzono opiłek.

Z m ę c z e n i e j a k o p r z y c z y n a n i e s z c z ę ś l i y c h w y p a d k ó w. — Wspomnieliśmy już, że zmęczenie jest powodem powstawania nieszczęśliwych wypadków, zwłaszcza w ostatnich dniach tygodnia. Mamy tu do czynienia z dwiema przyczynami: bezpośrednią i pośrednią.

Zmęczenie musimy zaliczyć do bezpośredniej psychicznej przyczyny wypadków. Zależy ono nie wyłącznie, ale jednak przeważnie od czasu pracy. Z tego wynika, że między czasem pracy, zmęczeniem i częstotliwością wypadków zachodzi ścisły związek. Poza tym wielki wpływ wywiera zmęczenie „fizyczne“ i „psychiczne“. Zmęczenie fizyczne jest określonym stanem pracującego organizmu i określonych przemian

w nim zachodzących, które dają się zmierzyć i oznaczyć metodami czysto fizjologicznymi, natomiast zmęczenie psychiczne jest pojęciem szerszym, obejmującym szereg pokrewnych, ale odmiennych faktów, jak np. pojęcie monotonii itd. i jest w znacznej mierze niezależne od fizjologicznego stanu zmęczenia.

Swego czasu sądzono, że zmęczenie psychiczne nie istnieje i jest po prostu udawane lub wmawiane. Pogląd taki jest absurdalny, ponieważ zmęczenie psychiczne ma wielkie znaczenie dla wewnętrznego nastawienia pracującej jednostki i tym samym jest powodem wypadków. Główną przyczyną nieszczęśliwych wypadków jest zmęczenie fizyczne, które zależne jest przede wszystkim od czasu pracy.

Liczne — poczynione w tym kierunku — badania wykazały, że skrócenie czasu pracy z 12 godz. na 10 godz. zmniejszyło liczbę wypadków o 60%, np. okazało się, że przy 12-godz. pracy wydarza się 5 razy tyle wypadków po południu, co przed południem, przy 10-godz. pracy natomiast tylko 3 razy tyle.

Uczony niemiecki Lipmann doszedł do przekonania, że czas pracy i wywołane przez to zmęczenie, tzn. obniżenie zdolności do wysiłków, ujawnia się w 2 kierunkach: 1) zwalniając tempo i wydajność pracy zmniejsza równocześnie sposobność do wypadków, redukując tym samym ich częstotliwość, 2) zwalnia szybkość reakcji, zwiększając tym samym ich szanse.

Warto jeszcze nadmienić, że zmęczenie posiada w ogóle o wiele większe znaczenie przy pracy kobiet, niż przy pracy mężczyzn. Przy pracy mężczyzn specjalną rolę odgrywa zmęczenie przy czynnościach, związanych z wysiłkiem mięśni, mniejszą zaś przy pracy maszynowej.

Oprócz tego temperatura i oświetlenie wpływają w znacznej mierze na zmęczenie „fizyczne”, „psychiczne” oraz na ogólną uwagę pracownika. Np. temperatura wpływa na zręczność pracującego; człowiek zmarznięty jest bez względu na stan zmęczenia skrępowany w swych ruchach przy pracy.

Należy odróżnić temperaturę wewnętrzną i zewnętrzną. Niektórzy uczeni wykazali, że istnieje w odniesieniu do wypadków pewne określone optimum temperatury (20° C). Począwszy od 25° C liczba wypadków u mężczyzn wzrasta b. szybko, natomiast kobiety przy tej temperaturze nie ulegają wypadkom w wyższym stopniu. Na ogół stwierdza się, że pracownik staje się pod wpływem ciepła zmęczony i leniwy w ruchach, natomiast pod wpływem zimna niezręczny, na co w wielkim stopniu wpływa ciepłe ubranie, które krępuje swobodę ruchów pracownika, co oczywiście także oddziałuje na powstawanie wypadków.

Drugim powodem powstawania wypadków, wywołanych bezpośrednio lub pośrednio, jest wadliwe oświetlenie. Badania angielskich, ame-

rykańskich i niemieckich uczonych wykazały, że 24% wszystkich wypadków, wywołanych jest przez wadliwe oświetlenie, a przy sztucznym oświetleniu liczba wypadków wzrasta nawet o 120%. Przy złym oświetleniu wzrasta w szczególności liczba urazów oczu, wskutek konieczności zbliżania oczu do narzędzi pracy; niekorzystne oświetlenie przyczynia się także dlatego do zwiększenia liczby wypadków, że wywołuje zmęczenie.

Ponadto pory dnia, roku oraz dni tygodnia mają ogromny wpływ na zmęczenie i są pośrednią przyczyną powstawania wypadków.

Na podstawie istniejących danych można stwierdzić, że największa liczba wypadków przypada na początek i na koniec tygodnia. Powody powstawania wypadków na początku tygodnia są różnorodne, np. ewentualne nadużycie alkoholu, zmęczenie z powodu zbyt intensywnego uprawiania sportów, niedostateczna koncentracja uwagi, wreszcie fakt, że właśnie w poniedziałki b. często rozpoczynają się nowe prace, z którymi pracownik nie jest jeszcze dobrze obznajomiony. Natomiast na zwiększenie liczby wypadków w końcu tygodnia może wpłynąć myśl o wolnym dniu, jakim jest niedziela, jej atrakcje oraz wzrastające zmęczenie, które w biegnącym czasie może przeobrazić się w zmęczenie. Stan przemęczenia prowadzi ostatecznie do wyczerpania całego ustroju, wywołując różnorodne objawy chorobowe, które czynią człowieka zupełnie niezdolnym do pracy.

Powyższe zjawiska może nam zobrazować dość ciekawy fakt, a mianowicie w Anglii poniedziałki są dniem, w którym zdarza się najmniej wypadków, w innych państwach np. w Polsce i w Niemczech są dniem, w którym zdarza się najwięcej wypadków.

Czym sobie to zjawisko wytłumaczyć? W Anglii zajęcia sportowe i większa konsumpcja alkoholu przypada już na sobotę, wskutek czego niedziela jest faktycznym dniem wypoczynku. W Polsce i w Niemczech dopiero niedziela poświęcona jest wszelkim imprezom sportowym oraz wyczynom alkoholowym i traci wskutek tego charakter wypoczynkowy.

B. często uważa się maszyny i urządzenia techniczne za główne źródło wypadków przy pracy, praktyka wykazała wszakże, że tylko 25% wypadków należy przypisać brakom technicznym oraz brakom ochronnych urządzeń przy maszynach. Reszta przyczyn, to przyczyny inne, wśród których zmęczenie wysuwa się na jedno z pierwszych miejsc.

W a l k a z c z y n n i k a m i , p o w o d u j ą c y m i z m ę c z e n i e . Obecnie wypada nam zastanowić się nad czynnikami, które są powodem powstawania zmęczenia i których jest tak wiele.

Jedną z przyczyn najbardziej wpływających na zmęczenie, jest czas pracy. Rozpatrując sprawę z punktu widzenia higieny społecznej doj-

dziemy do przekonania, że zbyt długi dzień pracy jest b. szkodliwy dla ustroju z następujących powodów: długa praca prędko wyczerpuje siły robotnika, powoduje zmęczenie, pozbawiając go zdolności do dalszej pracy w stosunkowo młodym wieku, obniża odporność ustroju ludzkiego na chorobę i wskutek tego podnosi się chorobowość i śmiertelność robotników. Zdajemy sobie sprawę z tego, że powyższe okoliczności wyrządzają niepowetowane szkody nie tylko samemu pracownikowi, ale również całemu społeczeństwu i państwu.

O ustalenie długości dnia pracy walka toczyła się już w ubiegłym stuleciu i miała na celu ustalić taką długość dnia roboczego, która by nie szkodziła zdrowiu robotnika i zapewniała największą wydajność pracy. Naturalną drogą, po której poszła higiena, było wprowadzenie przez niektóre państwa z końcem ubiegłego stulecia 8-godz. dnia pracy. Wyniki tej próby okazały się wprost fantastyczne. Zmniejszenie liczby godzin pracy nie tylko nie zmniejszyło jej wydajności, lecz przeciwnie podniosło ją.

W tym kierunku można było poczynić b. ciekawe spostrzeżenia podczas wojny. Wiemy, że zapotrzebowanie na amunicję i inny sprzęt wojenny dla wojska wzrosło ogromnie. Huty i fabryki musiały pracować b. intensywnie, pomimo że większa część robotników poszła na front. Wówczas przedłużono dzień pracy w fabrykach do 12 a nawet do 16 godzin, kasując nawet wypoczynek niedzielny. Cóż się okazało? Wydajność pracy na skutek zmęczenia zaczęła spadać, natomiast wzrosła liczba nieszczęśliwych wypadków oraz chorobowość wśród robotników.

Drugim czynnikiem, powodującym zmęczenie i wyczerpującym ustrój człowieka, jest praca w godzinach nadliczbowych i praca nocna. Podczas pracy w godzinach nadliczbowych zmęczenie wzrasta nader szybko, a wydajność pracy spada. Zobrazujemy to na przykładzie: na 2 jednakowych fabrykach mydła, z których w jednej pozostawiono normalny dzień pracy, w drugiej zaś przedłużono go o 2 godz. Okazało się, że wydajność pracy w fabryce, w której przestrzegano normalnego dnia pracy, była większa niż w tej, w której zostały wprowadzone godziny nadliczbowe.

Do pracy w godzinach nadliczbowych uciekamy się tylko wtedy, gdy brak jest rąk do pracy. Z punktu widzenia higieny pracy należało by w ogóle znieść pracę w godzinach nadliczbowych.

Zupełnie inaczej przedstawia się sprawa z pracą nocną. Mamy huty, kopalnie, koleje żelazne itd., gdzie praca musi trwać bez przerwy w dzień i w nocy. Zupełnie usunąć pracę nocną w dobie dzisiejszej jest rzeczą

wprost niemożliwą. Pomimo to musimy stwierdzić, że praca nocna jest b. męcząca i wyczerpująca, natomiast wydajność — nikła.

Organizm ludzki przystosował się już do pracy dziennej i do nocnego spoczynku, należy zatem ograniczyć pracę nocną do niezbędnych czynności. B. często zatrudnia się jeszcze w nocy w przemyśle kobiety oraz młodocianych, a wiemy jak praca nocna szkodzi słabemu ustrojowi kobiecemu i nierozwiniętej młodzieży.

Światło również może być poważnym czynnikiem, wpływającym na zmęczenie. Niedostateczne oświetlenie wymaga natężenia wzroku, męczy oczy i może być przyczyną nieszczęśliwych wypadków, natomiast silne światło drażni oczy i może wywołać ich stan zapalny, a nawet zupełną ślepotę. Należy więc dążyć do tego, aby warsztaty pracy były prawidłowo oświetlane nie tylko miejscami, ale w całości.

Wiadomo, że pracy w hutach, fabrykach, kopalniach towarzyszą hałas i wibracje, które działają szkodliwie nie tylko na uszy i na mózg człowieka, ale wpływają na potęgowanie się zmęczenia. Nie każdy ustrój reaguje jednakowo na hałas, a badania statystyczne wykazały, że istnieją wielkie indywidualne różnice przy reagowaniu na hałas, zależnie od wrażliwości nań stanu psychicznego pracownika, od objawów chorób nerwowych itd. W każdym razie możemy powiedzieć, że należy unikać hałasu, gdyż im niejszy hałas, tym wydajność większa.

Wielkie znaczenie na zmęczenie ma stan psychiczny pracownika. Robotnik stroskany, zajęty myślą o czym innym, nie zaś o tym co wykonuje i co się dzieje koło niego, męczy się prędzej od pracownika, nie mającego głowy, zaprzątniętej sprawami domowymi, ponieważ robotnik, zmęczony „psychicznie“, nie dostrzega drobnych nawet zjawisk, które mogą mieć poważne skutki.

Nie bez znaczenia na zmęczenie mają szkodliwości związane z otaczającym powietrzem.

Powietrze warsztatów pracy powinno posiadać odpowiednią temperaturę, wilgotność i ciśnienie, nie powinno zaś zawierać zanieczyszczeń pyłem i gazem.

Ciepłota powietrza w warsztatach pracy winna wynosić od 16 do 20° C. Zazwyczaj jednak spotykamy się z wahaniami ciepłoty w warsztatach, np. w odlewniach, kuźniach, pralniach itd., które nie tylko sprzyjają powstawaniu różnych chorób, ale mają wpływ na ogólne zmęczenie ustroju.

Wiemy, że praca zawodowa może wywierać ujemny wpływ na zdrowie człowieka. Cierpienia ludzkie mają ścisły związek z pracą lub zawodem, możemy więc słusznie uważać je za choroby zawodowe.

Nie będziemy się tu zajmowali chorobami zawodowymi w znaczeniu ściślejszym, kiedy choroba wywołana zostaje przez pracę, lecz w znaczeniu szerszym, jeżeli na powstanie choroby wpływają nie tylko warunki pracy, lecz także zespół warunków życiowych, np. mieszkanie, odżywianie, otoczenie, wpływ ludzi itd., które w tak wielkiej mierze wpływają na zmęczenie.

Zastanówmy się teraz nad tym, w jaki sposób powinniśmy zwalczać zmęczenie.

Na pierwszy plan wysuwa się ustawodawstwo przemysłowe, które normuje długość dnia pracy w poszczególnych gałęziach przemysłu pracę kobiet i młodocianych, uwzględnia środki, zapobiegające nieszczęśliwym wypadkom itd.

Drugim czynnikiem, który może w znacznym stopniu przyczynić się do zwalczania zmęczenia i przyczyn powodujących są ubezpieczenia społeczne. Zwłaszcza wdzięczna rola pod tym względem przypada Zakładom Ubezpieczeń Społecznych, które nie powinny jedynie leczyć, lecz również zapobiegać powstawaniu zmęczenia, głównie przy pomocy popularyzacji higieny wśród pracowników. W walce tej biorą udział nie tylko czynniki prawne i społeczne, lecz także higiena i technika.

O walce z tą szkodliwością należy już pamiętać podczas opracowywania planów mającego się budować zakładu przemysłowego, podczas wykonywania prac budowlanych i instalacyjnych, jak również przy opracowywaniu regulaminu wewnętrznego porządku w hutach i fabrykach, jak zachowanie czystości, środki bezpieczeństwa, zabiegi techniczne itp.

Budynek fabryki powinien być obszerny, dobrze oświetlony, ogrzewany i przewietrzony, sufity, ściany, podłogi należy zbudować tak, żeby je można łatwo czyścić.

Należy również zwrócić baczną uwagę na prawidłową budowę li urządzenia techniczne warsztatów, maszyn i w ogóle rozmaitych przyrządów, np. zmianę pracy ręcznej na maszynową, zautomatyzowanie pracy itd.

Wspomnieć należało by jeszcze o wentylacji, która jest tak koniecznie potrzebna w walce z kurzem i pyłem, będącymi przyczyną powstawania niektórych chorób zawodowych.

Środki stosowane w życiu gospodarczym, w celu zmniejszenia zmęczenia. Jeżeli zastanowimy się nad środkami, stosowanymi w jednostce gospodarczej w celu zmniejszenia zmęczenia, dojdziemy do przekonania, że mamy ich b. dużo.

Urządzenie higieniczno - sanitarne, np. natryski, przyczyniają się w znacznej mierze do zmniejszenia zmęczenia, albowiem kąpiel wpływa dodatnio na naczynia krwionośne skóry i na ogólny stan samopoczucia pracownika. W niektórych krajach natryski są w pewnych zakładach przemysłowych, np. przetwarzających ołów, ustawowo nakazane.

Następnym czynnikiem sanitarnym, przyczyniającym się do zmniejszenia zmęczenia, a zwłaszcza jego przyczyn, jak np. nieszczęśliwych wypadków, stanowią Izby sanitarne (opatrukowe), wiemy, że w warunkach możliwie najidealniejszych pracy, w zakładzie przemysłowym wypadki zawsze będą się zdarzały, ponieważ nieprzewidzianych i nieuchwytnych sił natury nie da się wyeliminować.

Mechanizacja i automatyzacja poszczególnych faz produkcyjnych posiada wielkie znaczenie higieniczne nie tylko w sensie ułatwienia pracy i uczynienia jej lżejszą i przyjemniejszą, lecz również i w zakresie profilaktyki chorób zawodowych.

Przerwy odpoczynkowe w czasie pracy zmniejszają wydatnie zmęczenie. Liczne doświadczenia wykazały, że wprowadzenie w czasie pracy regularnych przerw odpoczynkowych wywiera wpływ zarówno na wydajność pracy, jak i na ogólne samopoczucie pracownika. Częste przerwy są pożądane, szczególnie wówczas, jeżeli dany rodzaj pracy wymaga wydatkowania znacznych ilości energii lub może wytworzyć się tzw. niedosyt tlenu, wreszcie jeżeli praca dokonywa się w b. szybkim tempie i wymaga znacznego natężenia uwagi.

Chwile odpoczynku powinny być odpowiednio wykorzystywane dla regeneracji sił, jednocześnie zapewnić zachowanie ciągłości pracy i wprawy. Przy średnio ciężkiej pracy najbardziej jest wskazany 5 min. odpoczynek po 55 min. pracy. Praca, wymagająca szczególnie wielkiego wysiłku mięśni, wymaga dłuższych pauz odpoczynkowych, szczególnie jeśli dokonywa się przy wysokiej temperaturze powietrza.

B. ważne jest wprowadzenie pauz odpoczynkowych przy bieżącej taśmie produkcyjnej.

Organizacja przebiegu pracy przyczynia się przede wszystkim do usunięcia lub możliwie najznaczniejszego ograniczenia w nim statycznych części składowych, możliwie najbardziej równomiernego podziału wysiłku na poszczególne grupy mięśni oraz przystosowania kierunku wykonywanych przy pracy ruchów do naturalnych nawyków. Istotne znaczenie posiada uwolnienie obsługi maszyn od czynności ubocznych i usunięcie powtarzających się zbędnych ruchów.

Udoskonalenie maszyn, urządzeń fabrycznych i narzędzi posiada ogromne znaczenie przy usuwaniu zmęczenia, zwłaszcza zmęczenia zbędnego. Kierownictwo powinno zapewnić obsłudze wygodną pozycję w czasie pracy i ograniczyć wysiłek mięśni do minimum.

Nie tylko urządzenia higieniczno - sanitarne i techniczne mają wpływ na obniżenie zmęczenia. Również i ulepszenia organizacyjne możemy zaliczyć do środków obniżających lub usuwających zmęczenie.

Miejsce pracy powinno być dość obszerne, aby była zachowana swoboda poruszania się, być

utrzymane w czystości i w porządku. Praca, wykonywana w chaosie jest powodem szybkiego zmęczenia, szczególnie pod względem psychicznym. W czysto i porządnie utrzymanym miejscu pracy pracownik czuje się lepiej, musi dostosować się do otoczenia i nie traci czasu na szukanie narzędzi. Czyste i w należytych porządku utrzymane maszyny i urządzenia zwiększają ich wydajność produkcyjną, a zmniejszają zmęczenie.

Wyzbądźmy się przekonania, że czystość i porządek to rzeczy błahe, na które nie warto tracić czasu. Do zwiększenia wydajności, zmniejszenia zmęczenia i do racjonalizacji pracy możemy dojść tylko przez wzorowy porządek. Od dobrego rozwiązania miejsca pracy zależy wydajność i koszt wytwarzania, a więc wszystko, co decyduje o istnieniu jednostki gospodarczej.

Stół i krzesło robocze winno być przystosowane do pracy. Rozmieszczenie przyrządów, narzędzi i innych przedmiotów na stole roboczym zgodnie z przebiegiem pracy sprzyja zmniejszeniu zmęczenia.

Odzież pracownika musi być dostosowana do rodzaju pracy. Higiena wymaga, aby robotnik przed pracą w kopalni, hucie, fabryce zmieniał swój domowy strój na roboczy, który powinien mu zapewnić największą wygodę i swobodę ruchów. Noszenie zwykłych ubrań powoduje duże straty w wydajności pracy, wywołuje zmęczenie i jest często przyczyną wypadków.

Każda praca, wykonywana w pewnym określonym rytmie, jest o wiele mniej męcząca od takiej samej pracy, wykonywanej w sposób arytmiczny. W związku z tym w toku organizacji procesów produkcyjnych należy dążyć do osiągnięcia maksymalnej rytmiczności pracy.

Podstawowym, najbardziej zgodnym z fizjologią człowieka, środkiem do podwyższenia jego możliwości w dziedzinie pracy i dla przeciwdziałania zmęczeniu jest racjonalne odżywianie się.

Pracownicy nie zdają sobie sprawy z tego, jaki wpływ wywiera odżywianie. Spotykamy się często z niedożywianiem, które sprowadza u młodocianych — poza widocznym wychudnięciem — niedorozwój fizyczny; u dorosłych przejawia się ten stan w obniżeniu sprawności, w męczeniu się w stosunkowo krótkim czasie i odbija się na równowadze psychicznej.

Dlatego też z punktu widzenia higieny pracy i higieny zawodowej podawanie posiłków

w czasie pracy jest b. pożądane.

Posiłek powinien być podawany we wspólnej jadalni, tak umiejscowionej, aby z każdego pomieszczenia pracy można było przyjsć najwyżej w ciągu kilku minut. W razie konieczności urządza się dla oddalonych części zakładu oddzielne jadalnie dodatkowe, które otrzymują posiłki z kuchni centralnej. Spożywanie posiłku w jednej jadalni łączy się ściśle ze zmianą otoczenia, z pewnym przeżyciem psychicznym, z odprężeniem nerwowym, które nie jest możliwe w miejscu pracy.

Aby mieć możliwość całkowitego poznania środków, zmniejszających zmęczenie, należy dokładnie poznać całokształt bytowania robotnika, a więc nie tylko jego warunki pracy w zakładzie pracy, lecz również warunki jego bytowania poza zakładem pracy.

Jeżeli zwrócimy uwagę na robotników, opuszczających fabrykę, z łatwością zauważymy, że zachowanie się tych ludzi jest b. rozmaite. Jedni spieszą do domu, inni rozchodzą się powoli. Jedni poruszają się z wysiłkiem, inni niosą głowy wysoko, z wyrazem zadowolenia na twarzy. Jeszcze inni idą zgarbieni, a z twarzy ich wyczytać można, że życie nie przedstawia dla nich dużej wartości.

Z tego wszystkiego możemy wysnuć wnioski, że ludzie ci różnią się od siebie stopniem zmęczenia. Jednym z najważniejszych środków zmniejszenia zmęczenia i zwiększenia sił do pracy jest dostateczny odpoczynek, prawidłowo i w odpowiednim czasie zorganizowany. Najlepszą formą odpoczynku jest nie absolutny spokój, lecz wypoczynek aktywny, połączony ze sportem i rozrywką.

W praktyce wygląda to zupełnie inaczej, wiemy bowiem dobrze, że robotnik w czasie wolnym poza dniówką nie próżnuje.

Badania statystyczne wykazały, ile godzin (przeciętnie) zużywa człowiek na rozmaite zajęcia, odpoczynek i sen, np.:

Mężczyźni	Kobiety
Praca w fabryce . 8 godz. 32m. (36%)	8 godz. 9m. (34%)
Praca poza fabryką 4 „ 2m. (17%)	6 „ 46m. (28%)
Sen 7 „ 59m. (33%)	6 „ 44m. (28%)
Odpoczynek . 3 „ 27m. (14%)	2 „ 21m. (10%)

Z powyższego zestawienia widzimy, że praca domowa wynosi od $\frac{1}{2}$ do $\frac{2}{3}$ pracy zawodowej

w fabrykach, przy czym zajęcia domowe są wykonywane zwykle wówczas, kiedy człowiek jest już zmęczony pracą fabryczną.

Widzimy więc, że do zmęczenia nieuniknionego dochodzi jeszcze tzw. zmęczenie domowe.

Interesująco przedstawia się rozkład czasu podczas zajęć domowych:

	Mężczyźni	Kobiety
Przyrządzanie pokarmu	44 0/0	47 0/0
Sprzątanie mieszkanie	17 0/0	12 0/0
Ubieranie się	4 0/0	19 0/0
Czuwanie nad dziećmi	5 0/0	12 0/0
Pielęgnacja własnej osoby	30 0/0	10 0/0

Tu rzuca się w oczy, że na przygotowanie pokarmu zużywa się prawie połowę pracy domowej. Urządzenie stołówek fabrycznych może zmniejszyć stratę czasu w tej rubryce.

Dla zupełnego wypoczynku robotnika niezbędny jest niedzielny odpoczynek, przy czym b. pożądana jest tzw. „angielska sobota“.

Jest rzeczą b. ważną, aby niedziela była rzeczywiście poświęcona odpoczynkowi, a nie innym pracom. Rozrywki również nie powinny być męczące, jak np. wyczerpujący sport. Najlepiej czas, wolny od pracy, spędzić w parku, w domach kulturalno - oświatowych, przy dobrej lekturze lub w ogródkach działkowych. Doświadczenie poucza, że nawet ścisłe przestrzeganie odpoczynku niedzielnego nie usuwa dościsłonie zmęczenia, które sumuje się w ustroju, tak, iż dopiero dłuższy wypoczynek w końcu roku pracy może je usunąć zupełnie. Czas urlopu powinien być rzeczywistym odpoczynkiem, a nigdy zmianą pracy zawodowej na inną, mniej męczącą.

Obecnie pracownicy w okresie urlopu wypoczynkowego korzystają z wczasów, wyjeżdżając do domów wypoczynkowych.

Przy dzisiejszej ciasnocie mieszkaniowej, z powodu której nieraz kilka rodzin zamieszkuje wspólnie 1 lub 2 izby, wystarcza, gdy choć tylko członek tej wspólnoty nadużyje alkoholu, aby wszyscy zamieszkali nie zaznali dostatecznego wypoczynku i stawili się do pracy w stanie zmęczenia i podrażnienia.

Z tego względu należy dbać o odpowiednie mieszkania dla robotników, o ile możliwości w pobliżu zakładu. Mieszkania takie powinny odpowiadać wymaganiom higieniczno - sanitarnym, aby pracownik po pracy mógł należycie wypocząć.

Poza tym dobra komunikacja ma wielkie znaczenie na ogólne zmniejszenie zmęczenia. Pracownicy, dostawszy się do pracy i z powrotem bez straty czasu nie ulegają jeszcze dodatkowemu zmęczeniu, np. przez tłok, stanie itd.

Również budowa osiedli, urządzeń żłobków dla niemowląt i przytułków dziennych dla małych dzieci może znacznie zaoszczędzić czas, przeznaczony na chodzenie oraz zużywany na pielęgnację dzieci.

Jednym ze środków, stosowanych w życiu gospodarczym celem zmniejszenia zmęczenia, jest ogrodnictwo działkowe, które zwłaszcza w centrum przemysłu śląskiego tak się rozpow szechniło, że mamy ich już kilkadziesiąt tysięcy stanowiących przeważnie własność robotników.

Ogródek działkowy z pięknymi kwiatnikami i warzywnikami jest idealnym miejscem odpoczynku po mozolnej pracy.

LITERATURA

- Dr Józef Lisak. Ekonomia jednostkowa. Katowice 1946.
 Prof. dr Kazimierz — Karaffa-Korbutt. Przemysł a zdrowie. Kraków 1926.
 Nieszczęśliwe wypadki w przemyśle. Kraków 1927.
 Walka z kurzem w przemyśle. Kraków 1927.
 Dr Karol Sęczyk. Ochrona zdrowia górnika. Warszawa 1939.
 Dr Emil Paluch. Zwalczenie chorób zawodowych. Łódź 1946.
 Prof. Ryszard Szretter. Praca w przemyśle. Warszawa 1947.
 Władysław Baliński. Gospodarowanie czynnikiem ludzkim. Warszawa 1947.
 Inż. Ludwik Spiss. Czy alkohol naprawdę jest szkodliwy? Kraków 1945.
 Otto Lipman. Unfallursachen und Unfallbeherschung. Berlin 1925.
 Bezpieczeństwo i higiena pracy. Grudzień 1947.
 Przegląd Górniczy. Marzec i czerwiec 1947
 Przegląd Organizacji. Kwiecień, lipiec i sierpień 1947.
 Śląska Gazeta Lekarska. Wrzesień 1947.
 Kalendarz. „Bezpieczeństwo i higiena pacy“. Kraków 1947.

Nowości z dziedziny hutnictwa

WIELKIE PIECE

Nowe wielkie piece w Stanach Zjednoczonych A. P. *)

Koncern „Carnegie Illinois Steel Corporation“ w USA przystąpił do budowy w Zakładach Południowych dwu nowych wielkich pieców o zdolności produkcyjnej 1500 t dziennie i oczekuje, że piece te będą mogły być uruchomione w I kwartale 1949 roku. Trzeci wielki piec w hucie Gary, tego samego koncernu, został przebudowany i powiększony, dla użytkowania tych samych wymiarów i profilu jak nowe piece.

Oba nowe piece w Zakładach Południowych budowane są w jednej osi, w odległości 127 m od siebie, obok istniejących wielkich pieców. Zasobniki dla nowych wielkich pieców są przebudowywane i powiększone.

Windy wyciągowe ulokowane są poniżej mostu na poziomie huty. 6 nagrzewnic po 3 dla każdego pieca ustawione są szeregiem pomiędzy pomieszczeniami wind. Między piecami w ich osi są trzy chłodnice gazu z oczyszczalnikami elektrycznymi nad nimi oraz stacje pomp i pomiarów, wspólne dla obu pieców.

Hale odlewnicze umieszczono naprzeciw wyciągów, a pomiędzy nimi, przylegając do nich, znajdują się odpylniki wstępne, oraz basen granulacyjny z suwnicą nad nim.

Wyciąg osobowy umieszczono pomiędzy nagrzewnicami i chłodnicami gazu.

Główne wymiary obu wielkich pieców są następujące:

średnica garu	8,50 m
średnica przestronu	9,45 m
średnica gardzieli	6,55 m
średnica dużego dzwonu	5,05 m
kąt spadków	81° 40' 27"
wysokość od osi otworu spustowego do linii zasypu	28,38 m
ilość dysz	20
objętość użyteczna	1500 m ³

Fundament oparty jest na stalowych palach i posiada wymiary następujące: średnica 18 m, wysokość 6 m, z okrągłym otworem dla trzonu pieca o średnicy 11 m i głębokości 3,3 m. 8 kolumn podtrzymujących pierścień podszybowy spoczywa na fundamencie, związane u dołu pierścieniem o średnicy 13,3 m. Są one nachylone w kierunku pieca tak, że górny pierścień wiążący posiada średnicę 11,9 m.

Gar. Trzon pieca posiada 7 warstw cegieł szamotowych, każda warstwa grubości 460 mm, czyli razem 3220 mm. Dalej idą dwie warstwy bloków węglowych, każda grubości 570 mm, składające się z bloków szerokości 760 mm i długości 4600 mm. Ściany boczne garu zbudowane są z podwójnego rzędu bloków węglowych, rząd wewnętrzny ma grubość 450 mm, rząd zewnętrzny 360 mm. Wewnątrz piec wyłożony jest jedną warstwą cegieł szamotowych grubości 230 mm. Bloki ścian bocznych sięgają 75 mm ponad pancierz garu. Między chłodnicami i ścia-

namy bocznymi przestrzeń 82 mm wypełniona jest ubijaną mieszaniną drobnego koksiku i smoły. Chłodnice trzonu i garu posiadają grubość 150 mm. Pancierz spawany ma grubość 38 mm.

Oś otworu spustowego znajduje się 1500 mm ponad linią bloków węglowych trzonu. Piec posiada 2 żuźłowiki. Część chłodnicy obok otworu spustowego jest wymienna.

Dysze, w ilości 20, rozdzielone są na obwodzie garu w odległości 18" od siebie. Osie dysz znajdują się 2500 mm ponad osią otworu spustowego i 1100 mm ponad osiami żuźłówek. Wewnętrzna średnica dysz wynosi 177,5 mm. Okrężnica o średnicy wewnętrznej 1500 mm wymurowana jest cegłą szamotową na grubość 230 mm i 75 mm izolacji.

Spadki posiadają mur grubości 685 mm. Ściągnięte są pierścieniami spawanymi, szerokości 250 mm i grubości 38 mm. Chłodnice płytowe dla chłodzenia ścian spadków umieszczone są w 7 rzędach, razem w sumie 280 płyt. Dodatkowe 4 rzędy, razem 118 chłodnic znajdują się pomiędzy żuźłówkami i dyszami.

Przestron posiada wysokość 2750 mm, szyb—17300 mm, walcowa część gardzieli 2500 mm. Grubość muru przestronu i dolnej części szybu wynosi 1200 mm, górnej części 1000 mm. Pancierz jest spawany z blachy 25 mm, pomiędzy pancierzem a wymurowaniem jest przestrzeń 75 mm, wypełniona tłuczoną szamotą. W ścianie przestronu znajduje się 120 płyt chłodzących w 3 rzędach, w dolnej części szybu jest 144 płyt w 6 rzędach.

Cztery rury o wewnętrznej średnicy 1750 mm odprowadzają gaz z pieca. Rury te połączone między sobą parami po dwie rury o średnicy 2100 mm, z kolei łączą się w jedną odprowadzającą gaz do I odpylnika. Rurociągi są spawane z blachy 12,5 mm i na zakrętach wyłożone są płytami grubości 12,5 mm. Wszystkie urządzenia na piecu smarowane są centralnie.

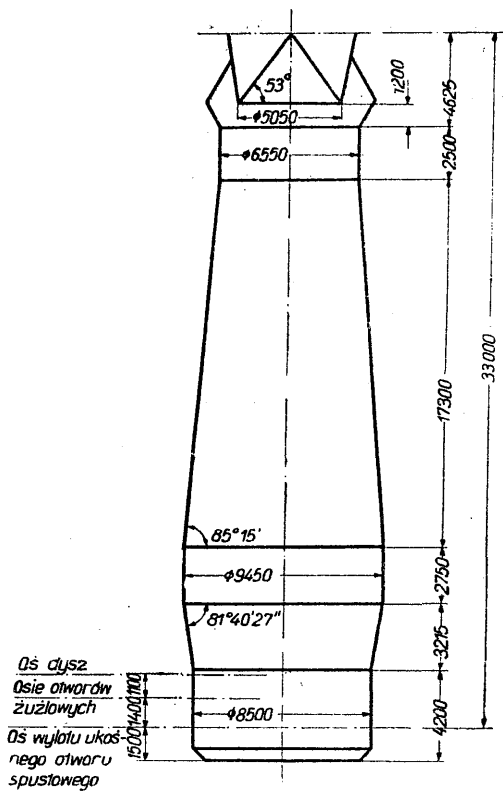
Most wyciągowy oparty jest w dole na fundamencie, a w górze na pancierzu szybu. Cała długość jazdy skipów wynosi 69 m, a nachylenie mostu 55° 28'. Pojemność każdego skipu wynosi 8,6 m³, waga skipu pustego 8,6 t. Każdy skip zawieszony jest na dwu linach. Przy maksymalnym ciężarze 18 t, skip może być podnoszony z szybkością 110 m/min.

Pomieszczenie windy skipów, windy dzwonów i urządzenia sondowego pod mostem posiada klimatyzowaną atmosferę, pod ciśnieniem, dla uniemożliwienia dostawania się tu brudnego powietrza z zewnątrz.

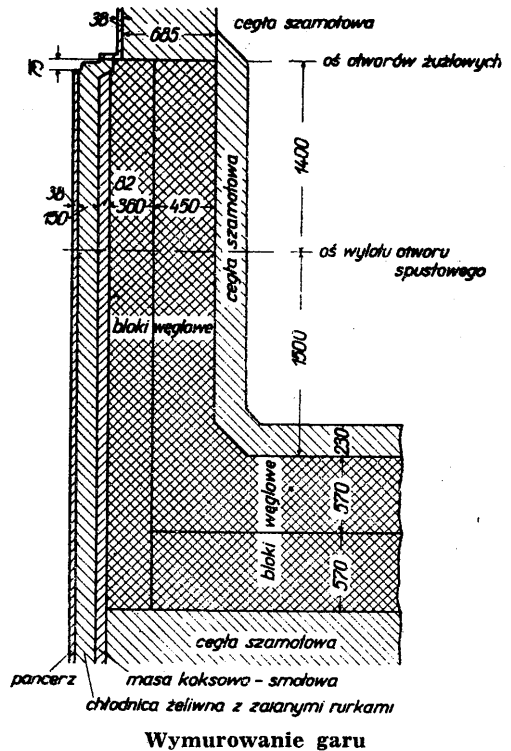
Nagrzewnice. Ciepłego powietrza dostarczają dla każdego pieca 3 nagrzewnice o średnicy 7,2 m i wysokości 37,6 m. Szyb spalania jest eliptyczny. Krata posiada otwory 50 mm, przy grubości ścianki 32 mm. Całkowita powierzchnia grzewcza wynosi 23 300 m². Zawory w przewodzie ciepłego powietrza są typu grzybowego. Temperatura powietrza jest regulowana przez dopuszczanie zimnego powietrza do rurociągu ciepłego dmuchu za nagrzewnicami.

I Oczyszczalnik dla każdego pieca posiada średnicę 11,5 m i wysokość 12,5 m. Pancierze są spawane i izolowane z zewnątrz blokami magnezji grubości 50 mm i okryte azbestem. Z I oczyszczalnika gaz przechodzi do chłodnic i znajdujących się nad nimi, elektrycz-

*) Iron and Steel Engineer, grudzień 1947 r., str. 100/104.



Wielki piec 1500 t Carnegie Illinois



Wymurowanie garu

nych oczyszczalni typu McKee. Chłodnice mają średnicę 6,4 m i wysokość 20 m. Oczyszczalnik elektryczny posiada 224 rur o średnicy 300 mm i długości 4,5 m.

Granulacja. Dla granulowania żuźła służy basen betonowy o wymiarach 18 × 37 m i nad nim suwnica 10 t, rozpiętości 20 m.

Zasobniki o konstrukcji stalowej w dwu rzędach posiadają nad sobą 3 tory. Dla każdego pieca jest 7 zasobników rudnych o całkowitej pojemności 1600 t, 2 zasobniki na topnik 340 t i 8 zasobników koksowych pojemności 300 m³. Rudę do skipów dowozi

wagon-waga pojemności 40 t, podawanie koksu jest całkowicie automatyczne. Koks jest odsiewany na siatach wibracyjnych, po czym dostaje się do zasobniczków pośrednich pojemności ok. 8 m³. Nabój w skipie może być polewany wodą z automatycznie działającego urządzenia posiadającego zbiornik pojemności 700 litrów.

Hala odlewnicza dla każdego pieca posiada 18 m szerokości i 42 m długości od osi pieca. W hali jest suwnica 25 t dla materiałów pomocniczych oraz usuwania śmieci, spalonych koryt itd. Surówka wylewa się do kadzi 75 t. Otwór spustowy zabijany jest elektryczną zabijarką ze zbiornikiem na masę 350 litrów. Pod halą znajduje się 5 torów: 2 dla surówki, 2 dla żuźła i 1 dla materiałów pomocniczych.

E. Mazanek

STALOWNICTWO

Stalownictwo USA w 1947 r. *)

Z początkiem roku było w USA 1170 pieców wytwarzających stal, w tym: 924 pieców martenowskich, 29 konwertorów Bessemera oraz 217 pieców elektrycznych. Całkowitą ich zdolność produkcyjną, wynoszącą 82 900 000 ton, starano się w ciągu roku utrzymać, ograniczając jedynie produkcję pieców elektrycznych, gdyż zapotrzebowanie na stal elektryczną zmniejszyło się z chwilą zakończenia wojny.

Jednym z głównych zagadnień był brak złomu, który starano się usunąć w rozmaity sposób. Najprostszym sposobem, jaki chciano zastosować, było zwiększenie udziału płynnej surówki do wysokości 70% całkowitego wsadu. Jednak brak surówki stał temu na przeszkodzie. Zwiększono również wsad rudy żelaznej, normalnie wystarczający do przeprowadzenia reakcji chemicznych. Dodawano większe ilości rudy celem podniesienia uzysku żelaza i w ten spo-

sób zastąpiono 13% złomu kupnego przez żelazo zredukowane z rudy.

Do tego celu potrzebna jest wysokoprocentowa ruda kawałkowa i koks w stosunku 3 kg rudy na 1 kg koksu, aby zapewnić przeprowadzenie wymaganej redukcji. Czas topu został w ten sposób przedłużony o około 4% z powodu większej ilości zimnego wsadu.

Największy rozwój w prowadzeniu topów dało zastosowanie tlenu w piecach martenowskich. Użyto do tego dwóch sposobów. Pierwszy polegał na wzbogaceniu płomienia w tlen, osiągając przez to gorętszy płomień i skracając czasokres topienia. Użycie tlenu podnosi temperaturę płomienia oraz zmniejsza zużycie paliwa o 10—25%. Czas topienia może być skrócony do 30%.

Dodawanie tlenu w okresie topienia może być szczególnie korzystne, gdy udział złomu jest stosunkowo wysoki i sadzenie pieca bardzo szybkie, a jest wskazane o ile udział złomu we wsadzie wynosi przynajmniej 35%.

Drugim sposobem użycia tlenu w piecu marte-

*) Iron and Steel Engineer, styczeń 1948 r.

nowskim jest wdmuchiwanie go do roztopionej kąpieli i zwiększenie szybkości wypalania węgla w płynnym metalu, przy czym temperatura kąpieli wzrasta. Oszczędność na czasie przy tym procesie wynosi od 17—30%. Do prób tych stosowano tlen 99,5 procentowy. Okazało się jednak, że użycie tej samej ilości tlenu o niższej procentowości dało jednakową wydajność wypalania węgla. Sprężone powietrze może też być z powodzeniem użyte do przyspieszenia tej reakcji, jednakże wdmuchiwanie powietrza, posiadającego większą objętość daje więcej spalin i powoduje rozpryskiwanie metalu, wpływające niekorzystnie na materiały ogniotrwałe.

Stosuje się obecnie wiele sposobów doprowadzenia tlenu do pieców, lecz które z nich są najlepsze nie można dziś powiedzieć. Następujące metody zastosowania tlenu były próbowane, celem skrócenia czasu topienia:

1. wprowadzenie tlenu do palników na ropę lub smołę,
2. wprowadzenie tlenu przez pomocnicze palniki,
3. wprowadzenie tlenu przez komory,
4. wprowadzenie tlenu strumieniem wprost na rozgrzany złom.

Tlen stosowany jest do odwęglania w następujący sposób:

1. wprowadzenie tlenu do kąpieli przez rurę,
2. wprowadzenie tlenu do kąpieli przez dyszę, która jest chłodzona wodą.

Wylot dyszy trzymany jest ponad powierzchnią żuźla i tlen włączany jest do kąpieli z szybkością większą od szybkości głosu.

Doprowadzenie tlenu przez główne palniki.

Najważniejszym powodem doprowadzenia tlenu do głównych palników jest poprawienie własności grzewczych w celu otrzymania wyższych temperatur spalania. Stosuje się dwa rodzaje palników opalanych ropą lub smołą. Jeden rodzaj palników posiada pierścieniowy przelot, który doprowadza tlen o stosunkowo małej szybkości w postaci osłony naokoło paliwa, natomiast drugi rodzaj palników posiada tylko jeden przelot, który doprowadza tlen z wielką szybkością poniżej strumienia paliwa. W rozwiązaniu najlepszym stosuje się doprowadzenie tlenu z szybkością większą od szybkości głosu poniżej i równoległe do strumienia paliwa. Zużycie paliwa zostaje zwiększone, a płomień skrócony do tego stopnia, że nie wchodzi do przewodów odprowadzających. Gdy tlen jest pod strumieniem paliwa otrzymuje się pewną przestrzeń o wyższej temperaturze płomienia i większym promieniowaniu na dolnej powierzchni płomienia, podczas gdy górna część płomienia, która promieniuje na sklepienie posiada prawie normalne warunki spalania. Użycie tlenu w głównych palnikach wykazuje około 10% zwiększenia promieniowania płomienia, które obniża się do 5% na przeciwległej stronie pieca. Zastosowanie tlenu w głównych palnikach powoduje skrócenie czasu topu od 10—25% przy zużyciu tlenu od 11—21 m³ na tonę wytopionej stali. Złom powinien być sadzony z szybkością równą szybkości topienia, jeżeli chcemy w pełni osiągnąć korzyści z zastosowania tlenu. Szybkie topienie złomu powoduje roztopienie kąpieli z wyższą zawartością węgla i może wymagać pewnego dodatku materiałów wsadowych. Należy oczekiwać, że kapiel pochłonie mniej starki z paliwa.

Doprowadzenie tlenu przez pomocnicze palniki.

W czasie najwyższego przenoszenia ciepła, podczas gdy płomień o wysokim natężeniu i temperaturze uderza bezpośrednio na wsad, który ma być topiony, robiono próby celem poprawienia szybkości topienia przez użycie dodatkowych palników, w których spala się paliwo tlenem w ilościach obliczonych ze wzorów stechiometrycznych oraz przez skierowanie płomienia na wsad. Przeprowadzono wiele prób z palnikami pomocniczymi w doświadczalnych piecach obrotowych oraz w 4-tonowym doświadczalnym piecu martenowskim w jednej z hut. Palniki były wprowadzone przez uszczelnione okna wsadowe i tak ustawione, że płomień dotykał wsadu z odległości 0,25—0,75 m. Podobne próby zostały przeprowadzone również w 175-tonowym piecu martenowskim.

Wynikiem sześciu próbnich topów w 175-tonowym piecu martenowskim było skrócenie czasu trwania topu o 1,6 godziny przy zużyciu tlenu 5,6 m³ na tonę stali. Jednakże ostre i potężne płomienie, wytworzone z ilości paliwa i tlenu, obliczonej stechiometrycznie, były zbyt krótkie by być skutecznymi. Płomienie o małej szybkości z pomocniczych palników były odchylane przez płomienie z głównego palnika, a płomienie o wysokiej szybkości z pomocniczego palnika odchyłały płomień z głównego palnika i powodowały niszczenie wyprawy pieca. Powyższe próby techniczne, aczkolwiek dające duże możliwości, należy uważać jedynie jako doświadczenie wstępne.

Doprowadzenie tlenu do komory.

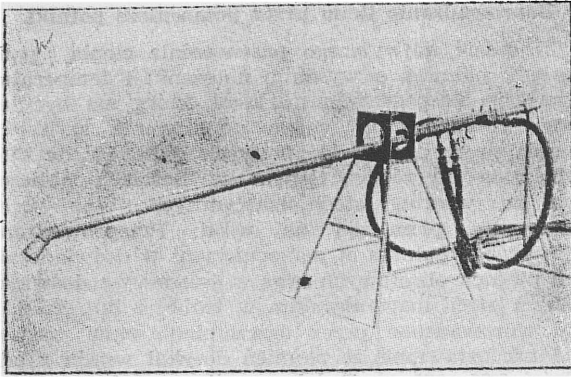
Próbowano wprowadzić tlen do komór bezpośrednio nad kratą. Wdmuchiwany tlen podnosił zawartość tlenu w powietrzu o 2%. Metoda ta skraca czas topienia, przyspiesza wzrost temperatury w piecu, skraca czas trwania topów w piecach, w których kapiel nie pracuje dostatecznie z powodu słabszego przenoszenia ciepła z płomienia oraz zmniejsza pierzenie się kąpieli.

Deprowadzenie tlenu strumieniem.

Dalszą odmianą tego procesu jest doprowadzenie tlenu nad przegrzany wsad. Według tej metody doprowadza się tlen o wysokiej szybkości strumieniem na przegrzany wsad. Przegrzanie wsadu odbywa się normalnymi palnikami. Tym sposobem uzyskano lepsze wykorzystanie tlenu niż przy zastosowaniu tlenu w palnikach głównych. Przy wsadzie 60% złomu uzyskano skrócenie czasu topu o 25%, doprowadzając 1,12 m³ tlenu na 1 tonę przegrzanego złomu w piecu martenowskim o pojemności 180 ton. Tlen doprowadzany strumieniem 840 m³ na godzinę. Wynik ten jest trzykrotnie lepszy od wyników, otrzymanych przez doprowadzanie tlenu przez palniki. Większa część wytworzonego tlenku żelaza zostaje potem zredukowana na żelazo w okresie wykończania topu.

Doprowadzenie tlenu do kąpieli rurkami.

Najwięcej prób przeprowadzono nad doprowadzaniem tlenu do kąpieli. W normalnym procesie rudowym wypalanie węgla przebiega z szybkością 0,5 punktu (0,005°C) na minutę, podczas gdy doprowadzenia 2,8 do 8,4 m³ tlenu na 1 tonę metalu zwiększy wypalanie węgla dwu- do pięciu-krotnie. Pierwsze próby przeprowadzono z rurą 1 calową, której wylot zanurzony był w kąpieli. Rury w ten sposób użyte



Rys. 1

Urządzenie do wdmuchiwania tlenu do kąpieli o wydajności 84—1960 m³/godz. Zapotrzebowanie wody do chłodzenia: 2200 do 9000 litrów/godz.

pracowały zaledwie kilka minut. Następnie stwierdzono, że ten sam efekt otrzymuje się przy zanurzeniu rury do żużla, co przedłużało jej pracę do 1 godziny. Jednakże stosowanie tlenu do odwęglania tym sposobem jest jeszcze uciążliwe i przewody doprowadzające tlen z innymi urządzeniami stwarzają możliwości przeszkód w innych pracach na stalowni.

Wprowadzanie tlenu do kąpieli przez dyszę, chłodzoną wodą.

Wynaleziono dyszę, chłodzoną wodą, która okazała się bardziej odpowiednią, niż używana dotychczas rurka. Zastosowano wysokie szybkości tlenu od 400—460 m³/sek. i przy tych szybkościach koniec dyszy może być trzymany od 75—150 mm ponad powierzchnią żużła, ponieważ ciśnienie tlenu wprowadza go do kąpieli.

Dzięki wysokiemu ciśnieniu tlenu uzyskuje się dobre wymieszanie kąpieli. Wyniki prowadzenia wytopu przy użyciu rurki i dyszy wskazują, że można zwiększyć wydajność od 10—35%. Dotychczas nie można jeszcze określić, który z wyżej opisanych sposobów jest lepszy. Jedno da się stwierdzić, że gdy przez rurkę włączano dwa razy większe ilości niż przez dyszę, szybkość wypalania węgla przy zastosowaniu rurki była zaledwie o około 30% wyższa. Niektórzy stalownicy twierdzą jednakże, że dysza nie jest tak wydajna jak rurka przy końcowym niskim węglu od 0,02 do 0,03% C.

Przy stałym doprowadzaniu tlenu szybkość wypalania węgla zmniejsza się równoległe z obniżeniem zawartości węgla w kąpieli, co odpowiada znanym prawom chemicznym. Niektóre stalownie stosowały zwiększenie doprowadzanego tlenu, gdy zawartość węgla obniżała się, lecz ta metoda okazała się niepraktyczna z powodu zwiększenia rozprysków stali, które to zjawisko działa niszcząco na materiał ogniotrwały.

Podwyższanie temperatury kąpieli przez doprowadzenie tlenu powoduje konieczność dosadzania rudy żelaznej w okresie świeżenia.

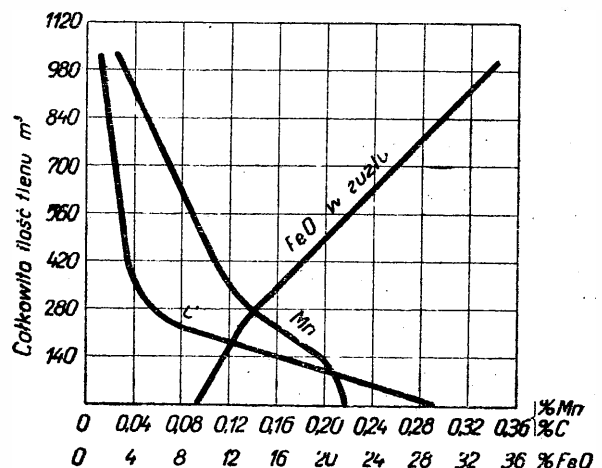
Jeden z zakładów podał obszernie sprawozdanie o próbach, jakie zostały dokonane z wprowadzeniem czystego tlenu do kąpieli, celem szybkiego wypalania węgla. Około 10% produkcji tego zakładu stanowi stal o niskim węglu, 0,07%C i poniżej, około 85% produkcji — stal o zawartości węgla od 0,07 do 0,10%C. Zakład ten wyliczył, że przy cenie tlenu 80 \$ za 1 t oplaca się używanie tlenu, z powodu skrócenia czasu sadzenia i wykończania topu. Stosowano

tu świeżenie tlenem pod ciśnieniem 7 atm przez rurę zanurzoną w kąpieli. Tenże zakład, stwierdził, że najszybszy spadek węgla przy najniższym zużyciu tlenu miał miejsce, gdy wylot rury był umieszczony 150 — 250 mm poniżej powierzchni stali. Zużycie rury żelaznej wynosiło około 760 mm na minutę, a długość jej wystarczała na około 6 minut pracy. Dla podobnych wytopów stwierdzono, że przy zastosowaniu tlenu, wytop którego świeżenie normalnie trwało 2 godz. 35 minut z dodatkiem 5,5 tony rudy, by obniżyć węgiel od 0,10%C do zawartości węgla, pożądanej przy spuście, mógł być wyrobiony w ciągu 50 minut przy wdmuchiwananiu do kąpieli 196 — 560 m³ tlenu. Oszczędność na paliwie w porównaniu ze średnim zużyciem była wystarczająca do opłacenia kosztów tlenu. Jako zysk otrzymuje się tu skrócenie całkowitego czasu topu o 50 minut. Wypróbowano, że przedwydy do każdego pieca z głównego przewodu, dostarczającego tlen, powinny mieć średnicę 2,5 cala oraz powinny być zaopatrzone w zawór, aparat rejestrujący ilość tlenu, oraz przyrząd do mierzenia ciśnienia. Przyrządy te powinny być umieszczone przy zaworze tlenowym, ażeby prowadzący top mógł łatwo obserwować wskazania aparatów.

Ogólne użycie 2,8 — 8,4 m³ tlenu na 1 tonę stali przyspiesza odwęglanie 3- do 5-cio krotnie. Wprowadzenie 0,028 m³ tlenu na 1 tonę stali podnosi temperaturę kąpieli o 0,61°C, przyjmując, że całe ciepło jest pochłonięte przez stal. Spalenie 0,01%C tlenem podnosi temperaturę kąpieli o 1,6°C. Reakcja z rudą obniża średnio temperaturę kąpieli o 2,15°C, przy obniżeniu węgla o 0,01%. Korzyści, wynikające z wtłaczania tlenu do kąpieli, są następujące: skrócenie okresu wypalania węgla, podniesienie temperatury, oszczędność paliwa, lepsza kontrola pieca, zmniejszenie zużycia kamienia wapiennego oraz lepsze odsiarczenie.

Przed szerszym zastosowaniem użycia tlenu należy pokonać następujące trudności: ulepszenie materiałów ogniotrwałych, obniżenie ceny tlenu i ekonomiczne rozwiązanie problemu pyłu i dymu. W pewnym zakładzie stwierdzono, że czas topu przy użyciu tlenu może być skrócony powyżej 40%, a zużycie paliwa zmniejszone o 30%.

Miesięczny wzrost produkcji w tym zakładzie nie był znaczny, ponieważ w tym czasie piece oddano do naprawy, głównie z powodu uszkodzeń sklepienia,



Rys. 2

Wykres zmian składu chemicznego żużla i metalu w czasie wdmuchiwania tlenu do kąpieli z szybkością 26 kg min. pod ciśnieniem 6,3 atm.

spowodowanych rozpryskiem stali płynnej oraz infiltracją tlenków żelaza.

Następnym poważnym zagadnieniem po materiałach ogniotrwałych jest tworzenie się pyłu w czasie dmuchania tlenu. Po wypróbowaniu urządzenia w jednym z zakładów, piece zostały zaopatrzone w mokre oczyszczacze gazu o wydajności 85%, w celu zmniejszenia pyłu wydzielającego się na zewnątrz. Jednakże należy dążyć do lepszego usuwania pyłu. Próby, przeprowadzone w tym doświadczalnym zakładzie, wykazały, że 95 — 98% pyłu może być usunięte przez rurę Venturi z przepływem wodnym, umieszczoną przed i w połączeniu z istniejącym mokrym oczyszczaczem.

Badania, dokonane na czerwono-brązowym gazie, wydzielającym się w czasie wdmuchiwania tlenu, wskazują, że jest on wysoce magnetyczny i zawiera około 88% tlenków żelaza o wymiarach od 0,115 — 0,183 mikronów. Zawartość pyłu tych gazów, wchodzących do płuczki podczas świeżenia tlenem wynosi od 1—6 ziarn na 0,028 m³ przy temperaturze 15,6°C.

Istnieje również możliwość zastosowania tlenu w konwertorach Bessemera. W Niemczech używano dmuchu o zawartości 45% tlenu z b. dobrymi wynikami. Kapitza uzyskał skrócenie czasu dmuchu z 15 min. do 1 min., stosując wyższy procent tlenu w powietrzu.

Tlen daje również możliwość skrócenia płomienia przy opalaniu ropą i gazem czadnicowym. Takie ogrzewanie może być wprowadzone bez podniesienia temperatury wyprawy pieca, podobnie jak przy zastosowaniu normalnego płomienia. Dostawa tlenu do hut odbywa się cysternami samochodowymi i kolejowymi, w zależności od zapotrzebowanych ilości. Ostateczny rodzaj dostawy będzie zależał w przyszłości od rozwoju rynku zbytu oraz opłacalnego stopnia czystości tlenu.

Tlen, wytwarzany dla hutnictwa, dzieli się na dwa rodzaje: jeden, o wysokiej czystości 99,5%, wymaga specjalnego urządzenia do praktycznie dającego się usunąć całego argonu i azotu. Drugi rodzaj o niższej czystości 80 — 95%, który wymaga prostszych urządzeń, mniej energii i robocizny, ponieważ wytwarzany jest w dużych ilościach. Tlen ten wyklucza kosztowne urządzenia, o ile nie jest zapotrzebowany o ciśnieniu znacznie wyższym od ciśnienia atmosferycznego.

Budowa urządzeń do produkcji tlenu w hutach może być rozwiązaniem problemu zaopatrzenia. Oszacowano, że budowa urządzenia do produkcji 100 ton dziennie tlenu 90—96% kosztowałaby 940 000 dolarów. Potrzebuje 2 ludzi do obsługi, a koszt tlenu wynosiłby 64 cent. za 100 m³. Zużycie energii elektrycznej do wytwarzania tlenu wynosi 40 — 54 kWh na 100 m³.

Jedna z hut buduje obecnie urządzenie do wytwarzania tlenu za cenę 4 000 000 dolarów, o zdolności produkcyjnej 400 ton tlenu dziennie. Urządzenie to będzie użyte do zwiększenia wydajności surówki i stali.

Jeden z producentów tlenu zbudował duży, przodujący zakład, który może produkować 11,200 m³ tlenu na godzinę o czystości 99,5%. Przez pewien okres około 200 ton dziennie z tej produkcji tlenu, wykonanego w różnych czystościach, poświęcono na próby i badania.

Jeżeli metody produkcyjne w zakładach, wytwarzających tlen, które obecnie zostały zbudowane w tym kraju, porówna się z praktyką europejską, to wielkie zakłady produkujące tlen, powinny dostarczyć tlen

o czystości 80% lub wyższej, po cenie niższej 10 dolarów za tonę.

Ostatni rok przynosi kilka nowych ulepszeń w konstrukcji pieców elektrycznych oraz w rozwoju pieca, używanego do procesu duplex. Wynikiem jest nowy typ pieca elektrycznego, zbudowanego do pracy z głębszą kąpielą i transformatorem elektrycznym, przeznaczonym na specjalny woltaż, który pozwala na szybkie wykończenie wytopu w drugim piecu.

W procesie duplex zastosowano nowy projekt, składający się z żeliwiaka zasadowego i kwaśnego pieca elektrycznego do wytopu stali o zawartości węgla od 1,20 — 1,45%.

Takie urządzenia było zwykle stosowane do produkcji żeliwa o zawartości węgla od 2—3,5%.

W Europie zastosowano piece elektryczne do topienia rud. Urządzenie to, nazwane piecem elektrycznym o niskim szybie, zostało wykonane w dwóch rozwiązaniach: jako piec Tysland - Hale i jako piec elektryczny Siemens do topienia. Przy jednakowych nabojach piec elektryczny i wielki piec są identyczne z punktu widzenia zużycia energii, o ile cena 1 funta węgla jest 3,6 krotnie wyższa od ceny 1 kWh. Natomiast według ogólnych zasad piec elektryczny jest ekonomiczny, jeżeli cena 1 funta węgla jest 2,7 razy wyższa od ceny 1 kWh.

Piec elektryczny do topienia zezwala na użycie węgla mniej wartościowego oraz zużywa o 10% mniej węgla niż wielki piec, w wyniku czego proporcjonalnie surówka z pieca elektrycznego posiada mniej siarki. Gaz z tego pieca zawiera 17% CO² i 83% CO.

Rozwój stalownictwa w tym roku szedł głównie po linii osiągnięcia najwyższej produkcji. Przeciętna pojemność pieca martenowskiego wynosi obecnie 200 t przy produkcji dziennej 400 ton. Powszechnie piece są opalane ropą z dodatkiem smoły, paku i gazów z produkcji ubocznej.

W wielu zakładach spotyka się przednie ściany i głowice wykonane z cegieł zasadowych. Obecnie jest w ruchu piec martenowski 122 tonowy całkowicie wykonany z cegieł zasadowych. Piec ten wymurowany jest z cegieł zasadowych z wyjątkiem ścian, sklepień i spodów w komorach, kratownic i ścian przedziałowych komór. Piec ten został wybudowany, celem nabycia doświadczenia nad wyprawą zasadową oraz dla przeprowadzenia prób z zastosowaniem tlenu. Trzony pieców martenowskich wykonuje się obecnie różnymi sposobami np. z cegieł lub ubijane z prażonego magnezytu.

Tlenek magnezu jest najbardziej odpornym materiałem na działanie żuźla i z tego powodu cegły o najwyższej zawartości MgO najlepiej będą się nadały do tego celu.

Cegły zasadowe mają wyższy punkt topliwości, niż cegły krzemionkowe, mają jednak duże wady: mięknią pod obciążeniem przy wysokich temperaturach z powodu zawartości lepszego nisko topliwego. Te właściwości są powodem, że cegły zasadowe muszą być zawieszane w sklepieniach. Poza tym cegły zasadowe pękają łatwiej przy wysokich temperaturach niż cegły dynasowe. Dalszą wadą tych cegieł jest skłonność do wchłaniania na gorącej powierzchni tlenków żelaza, wapna i krzemionki, a gdy sklepienie zostanie ochłodzone, łatwo pękają.

Cement ogniotrwały był używany do budowy kanałów w piecach martenowskich w kilku hutach. Użycie cementu skraca czas budowy i zezwala na prostsze konstrukcje przy zmianie przekrojów kanałów. Koszt budowy obniżono o 50%. Pierwszy taki kanał zbudowano w 1943 r. i nie zauważono na nim żadnych pęknięć, oprócz powierzchniowych.

Z E S T A W I E N I E
topów z pieca martenowskiego z użyciem tlenu przez palniki końcowe

Zakład	A	A ₁	A ₂	A ₃	A ₄	A ₅	B	C	C ₁	C ₂	C ₃	C ₄	D	E	F	G	G ₁	H	H ₁
Wielkość topu (tony wlewków)	64	219	225	227	228	224	173	201	198	196	201	197	100	183	124,4	126	130	236	332
Ilość topów	20	20	13	28	64	47	53	48	58	30	102	31	23	20	18	8	4	21	120
% złomu	60	60	60	60	60	60	61	2	35	22	32	2	40	53	51	32	49	60	58
% płynnej surówki	-	40	40	40	40	40	39	78	65	78	68	78	52	47	44	53	-	37	37
% stałej surówki	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1	-	-	4	47	3	5
% rudy	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7	-	5	11	4	-	-
Paliwo	smoła	smoła	smoła	smoła	smoła	smoła	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa	ropa
Zużycie kalorii w 10 ⁶ /t z O ₂	1,14	0,73	0,95	1,1	0,93	105	1,00	102	-	0,76	1,20	0,72	-	-	0,92	0,87	1,09	1,05	1,15
„ „ w 10 ⁶ /bez O ₂	1,14	0,91	0,91	1,07	1,10	1,10	1,00	0,97	0,97	0,97	-	-	-	-	-	-	-	-	-
„ paliwa w czasie topienia 1 godz. z O ₂	1230	2070	2030	2300	2240	2400	2520	-	-	-	-	-	1720	2220	1700	1780	1740	3100	2950
„ „ „ bez O ₂	725	1500	1500	1630	-	-	1890	-	-	-	-	-	1450	1940	1510	-	-	-	-
Średnie zużycie O ₂ m ³ / godz.	280	1420	1560	745	1030	708	1270	2620	-	-	-	-	720	670	460	400	470	1360	590
Czas dmuchania w godz.	3,3	3,5	4,1	4,1	5,0	3,6	3,2	2,0	-	-	-	-	2,7	3,4	2,6	3,6	5,5	4,0	4,4
użycie tlenu m ³ /t wlewków	45,0	22,5	28,5	13,2	22,2	11,3	24,1	12,2	25,0	31,0	27,2	34,5	19,4	12,8	9,4	12,4	20,0	23,0	11,2
„ „ poza palnikami m ³ /h	-	-	-	-	-	-	-	-	1350	3700	2000	4100	-	-	-	-	-	-	-
Czas topu bez napraw w godz. z O ₂	8,2	9,6	11,9	14,9	11,37	12,95	10,4	11,0	11,36	8,95	12,00	9,18	7,2	9,1	8,7	7,4	10,1	13,7	14,7
„ „ „ „ bez O ₂	11,8	13,2	13,2	15,22	15,55	15,55	13,4	12,9	12,0	12,0	12,0	12,0	8,7	11,0	11,5	9,9	13,0	15,2	15,4
% skrócenia czasu z O ₂	31	27	10	8,8	26,9	16,7	22,0	8,0	5,32	25,4	-	23,5	17,3	17,3	24,2	25,3	22,3	9,9	4,5
Czas sadzenia złomu w godz.	-	2,5	3,0	4,4	3,25	4,2	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,6	4,8
Czas topu w godz. z O ₂	9,1	11,2	13,9	15,57	13,75	14,62	12,00	-	-	-	-	-	-	10,6	9,2	-	-	15,3	16,1
„ „ „ „ bez O ₂	13,6	14,5	14,5	17,30	17,12	17,12	-	-	-	-	-	-	-	-	12,0	-	-	16,7	16,8
Wydajność t/godz. od początku sadzenia do spustu z O ₂	7,79	22,9	18,9	16,35	20,03	17,30	16,6	18,2	17,4	21,85	16,75	21,45	13,9	20,1	14,2	17,0	12,9	17,3	15,8
„ „ „ „ bez O ₂	5,42	16,6	16,6	14,73	14,16	14,16	12,2	16,3	16,7	16,7	-	-	11,5	16,7	10,8	12,7	10,0	15,6	15,1
% wzrostu produkcji	43,7	38,0	13,8	11,0	41,5	22,2	28,7	8,9	4,2	31,8	-	-	20,8	20,3	31,7	33,8	29,0	10,9	4,6

Do naprawy trudno dostępnego wnętrza pieca martenowskiego zastosowano nowe urządzenie do natryskiwania sprężonym powietrzem. Głównym składnikiem masy używanej jest ruda chromowa z Kuby.

Ostatnio wypróbowano szybkości odlewania niskowęglowej stali nieuspokojonej i półuspokojonej przez wylewy o średnicy od 50 — 100 mm, celem zbadania wpływu na jakość powierzchni wlewków oraz wywalcowanych kesów i słabów.

Stwierdzono zdecydowaną poprawę przy zwiększonej szybkości lania i w wypadku stali nieuspokojonej; odpad wlewków lanych przez wylewy 100 mm wynosi tylko 2,4%, w porównaniu z 15% odpadu wlewków lanych przez wylewy 50 mm. Wymiary wlewnic były następujące: 750 x 1200 mm oraz 780 x 1420 mm.

Grafitowe wlewnice też były używane do odlewu małych wlewków. Użycie ich okazało się korzystne, ponieważ czas pracy wlewnic zwiększył się 14-krotnie, podczas gdy wlewnice grafitowe są tylko 4-krotnie droższe od wlewnic żeliwnych. Powierzchnie i struktura wlewków okazały się lepsze i nie stwierdzono wtrąceń węglowych.

Zmniejszenie produkcji tej zimy, na skutek braku opału, powinno ulec poprawie, gdyż niektóre towarzystwa przedsięwzięły skuteczne przygotowania. Jedno z towarzystw zaopatrzyło się w płynny propan w zbiornikach, który w razie braku paliwa będzie dostarczony do gazowni. Przebudowano również i piece w celu umożliwienia opalania ich ropą, wzgl. gazem ziemnym. Podobnie zabezpieczają się i inne zakłady.

K. Wanner

Wypalanie węgla w procesach stalowniczych*)

Przedstawienie zagadnienia w literaturze. Kine-tyce reakcji zachodzących w piecach stalowniczych poświęcono ograniczoną ilość prac, z czego część jest wyłącznie teoretyczna, a część oparta na badaniach ruchowych, nie mogących pretendować do zbyt wielkiej dokładności.

Przebieg wypalania węgla przedstawiono w różny sposób. De Loisi¹⁾ uważa, że reakcja chemiczna między węglem a tlenkiem żelaza w roztworze płynnej stali przebiega momentalnie, zatem szybkość całego przebiegu reguluje szybkość dyfuzji węgla ku granicy żużel-metal. Podobnie Larsen²⁾ objaśniając proces martenowski stwierdza, że równowaga między węglem i tlenem, a tlenkiem węgla w roztworze płynnego metalu praktycznie ustala się momentalnie. Wydzielanie jednakowoż tlenku węgla jest utrudnione i odbywa się przez powstawanie baniek gazowych na dnie pieca. Bańki wypływając w górę powiększają się. Reakcja zatem przebiega na powierzchni baniek gazowych.

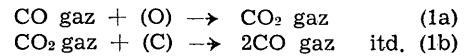
Lewin³⁾ uważał, że reakcja wypalania węgla przebiega w całej masie kąpieli metalowej, a nie na powierzchni styku faz metal-żużel, chociaż czynniki fizyczne decydują o jej szybkości.

Schenck⁴⁾ i pewna liczba innych autorów przyjęła, że w warunkach kąpieli piecowej dyfuzja węgla i tlenku żelaza przebiega bardzo szybko. Szybkość

*) Ł. A. Szwarzman, A. M. Samarin i M. J. Tiomkin. Żurnal fizycznej chemii 1947 r., Nr 9, str. 1027/1032.

całego przebiegu regulowana jest szybkością samej reakcji chemicznej.

Można tu także wspomnieć Jaya⁵⁾, który jest zdania, że prawdopodobieństwo zaciecia tworzenia się baniek CO w kąpieli stalowej na zasadzie samej reakcji: (C) w roztworze + (O) w roztworze CO nierozpuszczalny gaz (l) jest niewielkie. Bardziej prawdopodobny jest przebieg złożony, mianowicie tlenek węgla reaguje z tlenem, dając CO₂, ten zaś znów z kolei reaguje z węglem, dając dwie drobinny CO



Jay, opierając się na wielkości drobin, oblicza, że dla przebiegu tej reakcji potrzebny jest nadmiar FeO w roztworze płynnej stali, wynoszący 0,04%; w przeliczeniu nadmiar tlenu winien wynosić 0,009% ponad stan równowagi.

Istotnie ruchowe obserwacje Larsena²⁾, na które Jay powołuje się, potwierdzają, że świeżenie węgla zachodzi, gdy zawartość FeO w roztworze metalu przekracza co najmniej o 0,04% teoretyczny stan równowagi. W stalach nieskowieglowych (0,10% C i niżej) bańki gazowe zawierają nie czysty CO lecz mieszaninę CO i CO₂, podobnie jak gaz wydobywający się z krzepnących wlewków stali nieuspokojonych.

Jay prowadził obserwacje na kwaśnych piecach martenowskich, Larsen na zasadowych.

Praca badawcza. Wobec tak poważnej różnicy zdań autorzy zdecydowali się zbadać w możliwie prostych warunkach laboratoryjnych zagadnienie wypalania węgla z płynnej stali. Pracę swą wykonali w piecach wysokiej częstotliwości, pojemności 7 kg i 50 g. Pierwszy piec miał wyłożenie magnezytowe, drugi korundowe. Temperaturę płynnej stali mierzono termoparą Pt-PtRh z dokładnością do $\pm 10^{\circ}$. Tworzący się żużel zgarniano z powierzchni kąpieli, która dzięki temu była w bezpośrednim stałym zetknięciu z powietrzem.

Z pieca 7 kg w ustalonych odstępach czasu pobierano próby stali do analizy. Natomiast piec 50 g po określonym czasie zatrzymywano i zastygnięty metal analizowano. Dla otrzymania obrazu szybkości wypalania musiano dla danej serii prób brać wsad o stałej analizie w małym piecu.

W piecu indukcyjnym kapiel ulega silnemu mieszaniu, to też tworzenia się baniek gazowych nie zaobserwowano. Powierzchnia kąpieli była lustrzana-gładka. Reakcje przebiegały zatem na powierzchni zetknięcia się metalu z powietrzem. Dzięki silnemu przemieszaniu należy przyjąć, że koncentracja węgla w kąpieli jest jednakowa z wyjątkiem warstwy powierzchniowej, gdzie zachodzi reakcja z powietrzem.

Przyjmując przebieg reakcji jako momentalny, należy wnioskować, że szybkość dyfuzji z głębi kąpieli ku powierzchni reguluje szybkość wypalania węgla. Oznaczając:

koncentrację węgla w kąpieli przez C.

koncentrację węgla w warstwie reakcji przez C_s czas w minutach przez t

możemy napisać dla szybkości wypalania węgla, równanie szybkości dyfuzji węgla do warstwy reakcji

$$-\frac{dC}{dt} = k(C - C_s) \quad (1)$$

Ponieważ stała reakcji chemicznej jest bardzo wielka, można przyjąć, że koncentracja węgla w war-

stwie reakcji jest w stosunku do koncentracji węgla w kąpieli nieznaczna, bliska zeru i opuścić Cs w równaniu (2). Zatem

$$-\frac{dc}{dt} = k \cdot C \quad (3)$$

Po scałkowaniu otrzymujemy

$$k = \frac{1}{t} \ln \frac{C_0}{C}$$

gdzie C_0 jest koncentracją początkową węgla w pomiarze. Autorzy nie ustalają zależności stałej k od koncentracji węgla C , nie znajdują także żadnej zależności od temperatury.

Dla sześciu topów po 7 kg stali, świeżąc ją od 2,3%C do 0,7%C w najszerszych granicach, wyliczono średnie wartości stałej k podane w tabl. I. W poszczególnych pomiarach otrzymywano wartości k leżące w granicach $1,34 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$ do $0,54 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$.

TABLICA I

Wartość stałej k dla topu 7 kg stali w piecu indukcyjnym pojemności 7 kg

L. p.	Temperatura °C	Średnia stała $k \cdot 10^3$
1	1520	0,75
2	1600	0,86
3	1600	0,90
4	1600	0,83
5	1650	0,90
6	1650	0,74

Gdy zmniejszono wsad w tym samym piecu, wartość stałej k wzrastała. Dla wsadu 5,3 kg otrzymano $k = 2,47 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$, dla wsadu zaś 4 kg $k = 3,48 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$.

Z kolei dla pieca 50 g przy wsadzie ok. 30 do 50 g otrzymano średnią wartość $k = 30 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$ (tabl. II).

TABLICA II

Stała k dla topu stali w piecu indukcyjnym pojemności 50 g

Czas od wzięcia 1-szej próby, w minutach	Zawartość węgla w stali %	$k \cdot 10^3$
0	1,54	—
3	0,93	31,7
7	0,47	31,7
21	0,10	26,0

Średnie $k = 30 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$

Wnioski. Z prób tych wynika, że wielkość stałej k , a tym samym i szybkość wypalania węgla, jest zależna zdecydowanie od stosunku objętości świeżonego metalu do powierzchni, na której odbywa się proces świeżenia, a przy tym także od intensywności mieszania, które zmieniało się zależnie od wielkości tygla i wielkości wsadu.

Dla porównania autorzy przeliczyli stałą k dla bessemerowskiego topu stali, podanego przez Karnachowa⁶⁾ i otrzymali średnio $k = 29,2 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$ (tabl. III), zatem liczbę podobną jak dla 50 g pieca indukcyjnego.

TABLICA III

Stała k dla cytowanego topu stali bessemerowskiej.

Czas od wzięcia 1-szej próby, w minutach	Zawartość węgla w stali %	$k \cdot 10^3$
0	2,50	—
6	1,70	2,3
9	1,05	28,1
12	0,55	31,7
14,5	0,25	

Średnie $k = 29,2 \cdot 10^{-3} \text{ min}^{-1}$

Zbadane warunki wypalania węgla w indukcyjnym piecu raczej odpowiadają warunkom świeżenia w konwertorze niż w piecu martenowskim.

Na podstawie otrzymanych wyników można stwierdzić, że szybkość wypalania się węgla w piecu martenowskim uzależniona jest od warunków fizycznych.

LITERATURA

1. De Loisi — Revue de Métallurgie, 7, 369, 1926.
2. Basic Open Hearth Steelmaking, Physical Chemistry of Steelmaking Committee. A.I.M.E. 1944.
3. Lewin, — Teoria i praktyka mietałurgji, 1, 38, 1940.
4. Scheck, Riess und Brügemann — Ztschr. f. Elektrotechn., 38, 1932.
5. A. H. Jay. Journal of the Iron and Steel Institute Vol 157, Nr 2 (1947), str. 167/172.
6. Karnachow. Mietałurgja stali, cz. 1, 1934.

E. Bućko

Termopara do pomiaru temperatury stali^{*)}

Autorzy prowadzili pomiary temperatury przez małe okienko w tylnej ścianie pieca martenowskiego, gdzie na dźwigni umieścili termoparę. Przy pomocy tej dźwigni można termoparę wsuwać do pieca i wyjmować. Termopara zanurzała się w kąpieli między środkiem pieca i tylną ścianą na głębokość 230 mm. Seria pomiarów wykazała, że jeśli kapiel gotuje się i nie jest martwa, temperatura jej w przekroju poziomym jest w różnych punktach ta sama. Znalezione różnice nie większe niż 3°. Nieco większe różnice zachodzą ze zmianą głębokości pomiaru.

Zależnie od tego jak daleko chce się wsunąć termoparę do pieca, ramię jej można zrobić dłuższe lub krótsze.

Opisana termopara ma ramię, wykonane z rury ze stali ognioodpornej długości 3075 mm zewnętrznej średnicy 20,5 mm. Rura ta długości 2600 mm jest chroniona przed działaniem stali, żużła i płomienia osłoną grafitową, złożoną z rurek 300 mm długich o zewnętrznej średnicy 44,5 mm. Dolna ostatnia rurka grafitowa długości 150 mm jest zamknięta od spodu korkiem grafitowym i połączona z rurą stalową na gwint gazowy 3/4". Przez otwór w korku wypuszczona jest końcówka termopary Pt-Pt Rh (13% Rh) w osłonie kwarcytowej. Osłonę tę zmienia się po każdym pomiarze. Druty termopary wewnątrz rury stalowej poprowadzone są w ognioodpornym izolatorze. Wypuszczone końce długości ok. 40 mm dobrze skręca się dla otrzymania połączenia.

Całość waży ok. 10 kg. Urządzenie jest łatwe w obsłudze i nie niszczy się szybko, osłona grafitowa wytrzymuje ok. 200 zanurzeń, inne zaś części praktycznie biorąc nie zużywają się.

E. Bućko.

^{*)} D. Manterfield and J. R. Thurston. Blast Furnace and Steel Plant 1946 r., Nr 12, str 1520/21 i 1535/36.

Wygląd powierzchni wlewków i smarowanie wlewnic

Wyniki badań z lakierami do wlewnic w ruchu stałym podaje P. Jakowlew*)

Lakier wlewnicowy musi posiadać następujące własności:

- 1) Lakier nie powinien reagować ze stalą.
 - 2) Musi natychmiast spalać się zupełnie przy zetknięciu się z płynną stalą. Wcześniejsze spalanie jest bezużyteczne, późniejsze zaś szkodliwe, gdyż przez to powstają wady powierzchniowe oraz pęcherze gazowe tuż pod powierzchnią odlewanych wlewków.
 - 3) Lakier musi poza tym posiadać właściwości niezbędne w ruchu, a więc: wilgotność, ciągliwość, punkt zapłonu przy odpowiedniej temperaturze oraz pewną zawartość pozostałości stałych po spalaniu.
 - 4) Musi być nieszkodliwy dla zdrowia i w obsłudze dogodny, poza tym cena jego musi stać w odpowiednim stosunku do pożytku jaki przynosi.
- Podstawowymi składnikami najczęściej używanych lakierów są:

- 1) Wygotowany ter.
- 2) Lakier — wytwór chemii organicznej.
- 3) Melasa — odpadki przy przeróbce buraków cukrowych.
- 4) Pak — pozostałości z przeróbki ropy naftowej.
- 5) Lakol — roztwór kolloidalny teru.

Jako rozpuszczalniki służące do rozrzedzenia ich należy wymienić:

- 1) olej terpentynowy, 2) benzol, 3) alkohol butylowy.

Dla wzmocnienia zaś działania palącego używa się:

- 1) pył grafitowy, 2) pył aluminiowy, 3) Fe - Si rozpylony, 4) sadzę.

Badania wykazały, że nie ma takiego lakieru, któryby był uniwersalny dla wszystkich stali i dla wszystkich sposobów odlewania.

I tak na przykład lanie z góry do wlewnic, wysmarowanych pakiem nawet w połączeniu z terem i sadzą jest złe, gdyż rozpryskiwanie się stali w dolnej części wlewnicy powiększa się wskutek gwałtownego spalania powłoki.

Dla niektórych gatunków stali elektrycznych do tej pory nie udało się opracować odpowiednich lakierów, takich któreby dawały wyniki zawsze bez zarzutu.

Wybór gatunku lakieru musi być uzależniony od szybkości i rodzaju rozlewania stali.

W zakładach „Elektrostał“ przeprowadzono próby z lakierami bardzo prostymi oraz złożonymi, przy 746 spustach stali. Wyniki badań podane są jedynie dla ważniejszych mieszanin w tablicy I.

TABLICA I
Główne rodzaje smarów do wlewnic

	Cechy smary			Sta'e pozostałości przy 165° w %	Dodatki w stosunku objętościowym	Ilość spustów zbadanych
	Wilgotność wg Sarka	Wiskoza wg Englera	Temper. zapłonu °C			
Lakier	do 5,6	do 2,2	do 20	do 50	25% proszku Al.	123
Pak	0,25	1,8—3,0	86—114	40—45	25% sadzy	160
Mieszanina Lakol 60% Ter — 40%	5,0	1,1—1,5	54—74	14—30	25% sadzy	184
Melasa	2,0 do 3,0	6,0—8,0	—	40—60	25% proszku aluminiow.	4

Lakier z proszkiem aluminiowym. Główną wadą tego smarowania jest tworzenie się wtrąceń żużlowych oraz pór w dolnej części powierzchni wlewka.

Równocześnie na całej powierzchni wlewka powstają jakby ospowate blizny oraz pęcherze. Tego rodzaju wady pozwalają przypuszczać, że lakier wskutek zbyt zimnych wlewnic w czasie smarowania zawierał w sobie jeszcze wilgoć.

Działania tego lakieru nie da się poprawić, nawet gdyby zawartość proszku aluminiowego zwiększyć do 60%.

Pak i sadza. Próby z różnymi dodatkami (proszek aluminiowy, sadza, alkohol butylowy, lakol i ter) wykazały, że najlepsze wyniki dała mieszanina paku z 25% dodatkiem sadzy (na objętość). Zadanie sadzy polega na powiększeniu stałego składnika powiększającego ilość spalających się składników paku. Bez dodatku sadzy już przy smarowaniu gorącej wlewnicy ulatniają się łatwiej lotne części paku, a reszta spala się za wcześniej, wtedy mianowicie gdy zwierciadło wznoszącej się stali jest grubo poniżej. Mieszanina ta jednak musi być równomiernie i nie za grubo rozsmarowana, gdyż w takim przypadku spa-

*) Stal 1940, Nr 4, str. 17/18.

lanie się lakieru następuje za późno już w płynnej stali, co powoduje powstawanie pęcherzy tuż pod powierzchnią wlewka.

Na podstawie tych badań nasunęło się przypuszczenie, że występujące na powierzchni wywalcowanych kęsów pęknięcia włoskowate w przypadku wysmarowania wlewnicy zbyt grubo mieszaniną paku z sadzą pojawiają się w mniejszej ilości, jeśli do tej mieszaniny dodamy proszku aluminiowego.

Stwierdzono dalej, że przy równomiernym i cienkim rozsmarowaniu tej mieszaniny (paku z sadzą) wlewki wychodzą z reguły czyste i tylko miejscami występują skorupki żuźlowe, a pęcherze bardzo rzadko. Dobrą stroną tego smarowania jest jeszcze i to, że pak ma prawie stały skład chemiczny, zawartość wilgoci ulega małym wahaniom oraz jest łatwy w rozsmarowywaniu.

Mieszanina: Lakol — 60% } z dodatkiem sadzy
Ter — 40% } 25%

Zupełnie bez dodatków jest lakol nieprzydatny jako smar do wlewnic, posiada on bowiem za małą płynność i za mało stałych pozostałości. W mieszaninie z terem i sadzą dał on dobre wyniki przy laniu wlewków 800 kg ze stali elektrycznej. Dla wlewków 400 kg nadaje się on mniej, natomiast nie poleca się go dla niestopowych stali. W czasie smarowania wlewnica musi mieć temperaturę 90 — 120°. Wyższa temperatura powoduje przedwczesne wypalanie się, niższa zaś wskutek znajdujących się jeszcze w dużej ilości części lotnych oraz nie usuniętej wilgoci, powoduje przy odlewie wydzielanie się dużych kłębow dymu oraz wadliwe wlewki.

Melasa z proszkiem aluminiowym. Dodatek 25% proszku aluminiowego do melasy czyni taki smar bardzo odpowiednim dla wlewków z wysokostopowych stali, jak na przykład szybkoznających, jednak przy odlewaniu z góry. Korzystne działanie tego smarowania zdaje się polegać na zdolności tworzenia ścisłej, gęstej, dobrze spalonej i twardej warstewki, która przeszkadza stykaniu się płynnej stali ze ściankami wlewnicy. Ta mieszanina normalnie jest dosyć gęsta. Wilgotność jej jest nieszkodliwa, jeśli rozsmar-

rowywać ją przy temperaturze 150 — 250°. Wadą tego smarowania jest konieczność mieszania, gdyż proszek aluminiowy opada na dno.

Wynik oględzin wlewków podaje tablica II. Smarowanie wlewnicy winno nadać wlewkowi nie tylko ładną i czystą powierzchnię, lecz również i kęsy przewalcowane po wytrawieniu nie powinny wykazywać żadnych wad, pochodzących od złej powierzchni wlewka. Wpływ smarowania wlewnic na czystość kęsów był zbadany w zakładach „Elektrostał“ na przeszło 1000 spustach. Wyniki ze spustów stali typu „RKA“, podaje tablica III, gdzie podany

TABLICA III

	Wlewki z zadowalającą powierzchnią /o sztuk		Kęsy z zadowalającą powierzchnią /o sztuk			
	Bez wad	Razem z grupą I i II	Przed wytrawieniem		Po wytrawieniu	
			bez wad	Razem z grupą I i II	bez wad	Razem z grupą I i II
Pak + 25% sadzy	10,0 4	97,5 39	—	46,2 36	—	27,5 22
Lakol 60% Ter — 40% + 2% sadzy	70,6 26	100 34	—	10 69	—	16,0 11

jest wpływ lakierów na wygląd powierzchni kęsów. Widać w niej wyraźny wpływ rodzaju lakieru na wygląd powierzchni kęsów. Wielka różnica w ilości kęsów o zadowalającej powierzchni przed i po wytrawieniu wskazuje, że przyczyny nie leżą w rodzaju lakieru, chociaż trudno jest na podstawie dotychczasowych wyników to stwierdzić. Autor jest zdania, że przyczyna tego leży w prowadzeniu wytopu i sposobie walcowania.

Zużycie lakierów podaje tablica IV.

TABLICA IV

Średnica wlewnicy w mm	Zużycie na jedną wlewnicę (g)		
	Pak + 5% sadzy	Lakol — 60% Ter 40% Sadza 25%	Melasa z proszkiem alum.
200	40 — 45	—	46 — 50
300	65 — 70	—	78 — 80
400	95 — 100	100 — 110	100 — 166
800	165 — 175	187 — 1.0	—

Autor kończy następującymi uwagami:

- 1) Smar — pak + 25% objętościowo sadzy jest dobry dla stali niskostopowych, jeśli go cienko rozsmarowywać.
- 2) (Lakol 60% + ter 40%) + 25% sadzy daje dobre wyniki dla wlewnic o ciężarze 400 kg.
- 3) Dla stali wysokostopowych dobrze nadaje się smar: melasa + 25% proszku aluminiowego. Wysoka zawartość wilgoci w melasie nie przeszkadza, jeśli wlewnice przy smarowaniu mają temperaturę ponad 120°.

St. Maj

TABLICA II

	Wygląd powierzchni wlewków /o sztuk					
	Zadowalające					Wymagalny gruntownego dutowania, czysto otoczone
	Bez wad	z drobnymi wadami		Razem	Grupa III	
		Grupa I	Grupa II			
Lakier 25% proszek Al.		47,8 1502	28,4 891	76,2 2392	14,4 450	9,1 286
Lakol 60% + ter 40% z sadzą 25%	19,6 787	51,0 2049	14,4 579	85,0 3415	6,2 219	8,8 356
Pak + 25% sadzy	25,0 1402	52, 2028	18,2 1023	95,3 4453	3,3 189	1,2 65

WALCOWNICTWO

Walcownictwo USA w 1947 r. *)

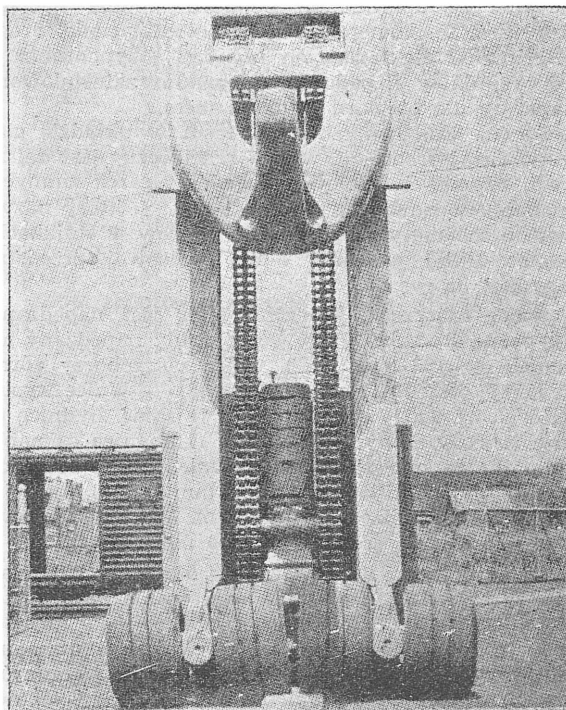
Rok 1947 zaznaczył się w dziedzinie walcownictwa dużym postępem, gdy chodzi o modernizację i inwestycje. Interesowano się głównie walcowniami taśm — szczególnie zimno walcowanych — oraz ich dalszą przeróbką.

Prace konstruktorskie, dotyczące zmodernizowanych walcowni, szły przeważnie w kierunku zwiększenia szybkości walcowania.

W zakresie natomiast inwestycji przewidziana jest budowa 22 walcowni taśm na zimno. Jako standardowe typy przewiduje się 3 do 5 klatek Quarto w układzie ciągłym, przy długości beczki walców 42' — 1070 mm, 54' — 1370 mm i 2 zespoły trójkłatkowe o długości beczki 93' — 2360 mm. Większość tych walcowni w 1947 r. już wykonano. Ważnym wydarzeniem było uruchomienie 13. V. 47 r. pierwszej w dziejach walcownictwa walcowni ciągłej 5-cio klatkowej Quarto — o długości walców 42" (1070 mm), która walcuje taśmy na zimno o grubości 0,008" (0,203 mm) z szybkością 1 mili na minutę, tj. około 27 m/sek. Wsad dla tej walcowni stanowią taśmy gorąco walcowane o grubości 0-093" (2,36 mm) wytrawiane. Walce robocze tej walcowni mają średnicę 21" (532 mm), a oporowe 53" (1345 mm). Po raz pierwszy zastosowano dla tego typu walcowni napędy indywidualne — przy czym 4-ta i 5-ta klatka napędzana jest silnikiem bliźniaczym w ten sposób, że każdy z walców roboczych napędzany jest oddzielnym silnikiem.

Celem zwiększenia wydajności zastosowano spawanie kilku kregów w jedną całość, przez co uzyskano taśmy gotowe o długości 8.000 m i ciężarze 13,6 tony. Dla transportowania tak ciężkich kregów musiano wykonać specjalny typ wozu transportowego, o napędzie akumulatorowym nośności do 27,2 tony (rys. 1). Celem ułatwienia pracy, wóz transportowy zaopatrzone jest w dźwig o pionowym ramieniu. Ramię to posiada zakończenie w postaci podkowy ze sworzniem, na który nasadza się przewożony ładunek w postaci kregu. Dla zabezpieczenia ładunku od wstrząsów i deformacji w czasie przewożenia, mechanizm udźwigowy wozu transportowego wyposażony jest w specjalne urządzenie kleszczowe, zaciskające się automatycznie pod obciążeniem.

Dla dostarczenia wsadu z walcowni gorącej do wytrawialni ciągłej wybudowała firma Weirton Steel Co. specjalny typ transportera. Transporter ten działa na wzór łańcucha bez końca i składa się z połączonych razem 126 małych wagonetek platformowych, na które załadowywane są kregi. Użyteczna długość transportera wynosi około 92 mtr. — obwód zaś łańcucha wynosi około 195 m. Kregi pozostają na transporterze około 2 godz., ostygając w tym czasie z temperatury około 650—540°C do 150—95°C. Elektryczny kontroler uruchamia i zatrzymuje transporter automatycznie, powodując, że w każdym momencie zatrzymywania na początku transportera zostaje załadowany, a równocześnie na końcu rozładowany — jeden kreg. Jako piece do żarzenia kregów taśm, po zimnym walcowaniu, znalazły szerokie zastosowanie piece, działające na zasadzie promieniowania. Zbudowane one są w postaci walczaka pionowego o dużej średnicy (rys. 2). Zasada ich działania polega na doprowadzeniu strumienia ciepła do krawędzi załadownych kregów, skąd strumień krąży wirowo przez przewodnik i oddzielnice kregów do wewnętrznych krawędzi kregów i znów z powrotem. Piece takie znalazły po raz pierwszy zastosowanie w Kanadzie dla kregów znormalizowanych



Rys. 1

o średnicy wewnętrznej 508 mm i średnicy zewnętrznej 1170 mm (największa możliwa średnica 1370 mm). Ciężar takiego kregu wynosi około 5 ton. Budowane są jednostki o możliwości załadunku 8 kregów dwupiętrowo i wydajności 2,5 ton na godzinę. Kregi nagrzewa się do temperatury 640—650°C w ciągu około 17 godzin, co odpowiada połowie czasu nagrzewania w piecach dotąd stosowanych. Dalszą zaletą tych pieców jest otrzymanie dużej jednolitości temperatur między wewnętrzną i zewnętrzną powierzchnią kregów, czego przy starych metodach nie osiągnano. Czas chłodzenia trwa około 18 godz. Załadowanie kregów do pieca odbywa się w ten sposób, że dolny rząd kregów umieszczony jest na specjalnych podstawkach, zaopatrzonych w wirnikowe przepływy dla obiegu gazów. Pomiędzy poszczególnymi piętrami kregów zakładane są podobne oddzielacze w postaci wirnikowych pierścieni. Kregi przykryte są szczelną pokrywą dzwonową, zapewniającą utrzymanie atmosfery obojętnej w czasie żarzenia. Doprowadzenie paliwa odbywa się przez specjalne przewody, umieszczone równoległe do pokrywy wewnętrznej.

Przy wytwarzaniu blach białych widać wyraźny zwrot w kierunku elektrolitycznego ocynowania blach. Po raz pierwszy w lipcu 1947 r. produkcja elektrolitycznych ocynowni przewyższyła produkcję ocynowni ogniowych. Autor artykułu przewiduje, że w 1950 r. w USA zastosowanie systemu ogniowego spadnie prawdopodobnie do 34% całej produkcji blach białych. W ciągu roku 1947 produkcja blach białych w ilości 3.200.000 ton wynosi zaledwie 50% produkcji okresu przedwojennego. Powodem spadku tej produkcji był brak zimno walcowanych blach i taśm, a nie brak cyny. Z uzyskanej w 1947 r. produkcji 3.200.000 t blach białych ocynowano elektrolitycznie 1.820.000 t. Zdaniem autora — proces ogniowy ocynowania, choć nie będzie się rozwijał, jest jednak niezastąpiony dla puszek na konserwy z kwaśnych przetworów owocowych i jagód.

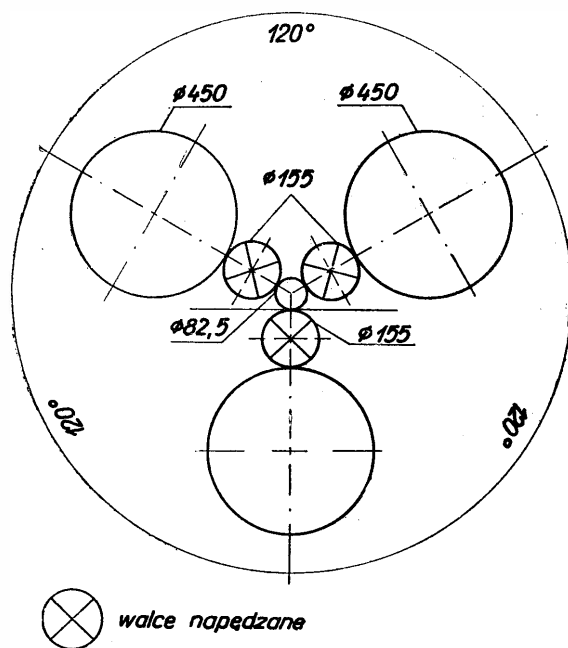
*) Iron and Steel Engineer, styczeń 1948 r.

Na walcarkach ciągłych taśm, pomiędzy klatkami pracującymi i pomiędzy walcarkami a zwijarkami instalowane są aparaty do pomiaru stopnia naciągu taśmy (tzw. tensiometers), które automatycznie, drogą przekaźników elektrycznych regulują i synchronizują obroty silników napędowych, ponadto zainstalowane są aparaty dla pomiaru grubości taśm.

Oprócz walcowni zimnych taśm w układzie ciągłym o dużej produkcji, w 1947 r. widoczny jest dalszy rozwój zwrotnych wielowalnkowych walcarek zimnych. Uruchomiono nowy typ walcarki tzw. Y, który nazwę wziął od schematycznego układu walców w stojakach; schemat takiej walcarki 7-mio walcowej przedstawiony jest na rys. 3.

Walce robocze z których jeden jest napędzany, mają różne średnice: i tak wałek dolny napędzany ma średnicę ok. 155 mm ($6\frac{1}{8}$ "), wałek zaś roboczy górny jest luźny, o średnicy ok. 82,5 mm ($3\frac{1}{4}$ "). Walce wspierające górny wałek roboczy mają tę samą średnicę co wałek roboczy dolny 155 mm ($6\frac{1}{8}$ ") i obydwa są napędzane. Walce oporowe mają również różne średnice, wałek dolny ma średnicę ok. 492 mm ($19\frac{3}{8}$ ") i jest jedynym wałkiem oporowym dolnym. Walce zaś oporowe górne są 2 i mają średnicę ok. 450 mm ($17\frac{3}{4}$ ").

Długość beczki walców wynosi 510 mm (20"). Walcarka ta przeznaczona jest do walcowania taśm o szerokości 430 mm (17"). Szybkość walcowania 182—366 m/min. co odpowiada 3—6 m/sek. Walcarka ma zainstalowany aparat kontrolujący dokładność wymiarów i jest przeznaczona do walcowania tak taśm cienkich jak i grubszych. Praca walcarki oparta jest na zastosowaniu wyższego naciągu taśmy i dużego nacisku na walce, który dochodzi do 325 t. Moc silnika napędowego wynosi 600 KM. Walcarka ta może być stosowana



Rys. 3

do walcowania taśm ze stali niskowęglowych, wysokowęglowych, nierdzewnych jak również i blach temperowanych (blach, które po wyżarzeniu zmniejszającym utwardza się gniotem celem otrzymania określonych granic sztywności arkusza).

Walcarki typu Sędzimir w USA rozwijają się w dalszym ciągu w sensie udoskonalenia dodatkowych urządzeń. Walcarka zainstalowana do walcowania taśm ze stali nierdzewnej o szerokości 915 mm (36") — o specjalnie cienkich wymiarach — zdała doskonale swój egzamin, zapewniając równomierność grubości w całym kręgu. Osiągnięto produkcję 1360 t/mies. specjalnie cienkich taśm stali nierdzewnej o grubości 0,1 mm — 2,0 mm.

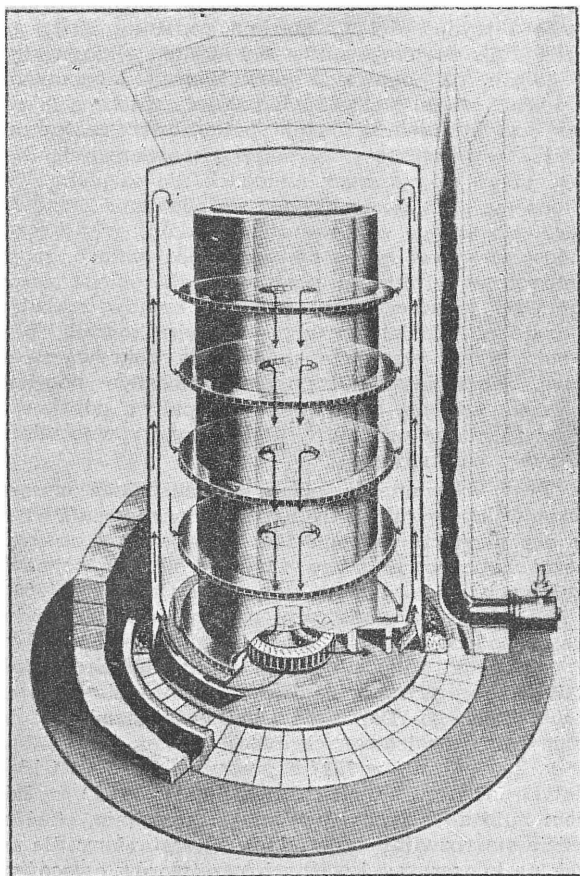
Wiele prac poświęcono walcarkom do walcowania „naskórkowego“ i blach „temperowanych“ — są to walcarki odpowiadające w Polsce walcarkom Quarto dla blach zimnych.

W USA wykonuje się 16 takich walcowni dla blach o szerokości 660—2130 mm (26"—84").

W USA wykonuje się również 6 nowych walcowni ciągłych do walcowania taśm na gorąco. Dalszy rozwój tego typu walcowni ogranicza się głównie do modernizowania urządzeń wykończających.

Dla czyszczenia powierzchni blach zastosowano mokre szlifowanie obu stron ciętych blach, względnie taśm. Szlifowanie odbywa się przy pomocy specjalnych taśm ścierających, naciągniętych na gumowe bębny. Normalna operacja wymaga 3 agregatów szlifujących, rozmieszczonych w układzie ciągłym. Urządzenie to może być użyte dla usuwania powierzchniowych braków, jak również do polerowania blach. Buduje się 2 typy takich agregatów — jeden dla blach szerokości 610—1066 mm oraz drugi dla blach szerokości ok. 1525 mm i szerszych.

Oprócz walcarek taśm walcowanych na gorąco w układzie ciągłym — buduje się również dla tych celów walcarki zwrotne. Nowa walcarka, zbudowana dla taśm o szerokości 1680 mm (66"), walcuje bez zwijarek do grubości ok. 19 mm ($\frac{3}{4}$ "), a następnie dopiero zastosowane są zwijarki, wbudowane w piec ponad samotkiem walcarki.



Rys. 2

Zwijarki te przy jednoczesnym podgrzewaniu brzegów w czasie walcowania pozwalają osiągnąć takie grubości, jakie są produkowane na walcarkach ciągłych. Zastosowano nowy typ specjalnej prostownicy wielowalkowej dla blach, która może działać w szerokich granicach wymiarów. Nastawienie rolek może być tak dostosowane, że jednostka taka może pracować jako walcarka zimna zamiast jako prostownica.

Dla podgrzewania kęsów płaskich (slabów) wybudowano piec o wydajności 127 t/h. Piec posiada długość ok. 29 m i szerokość 8,5 m i jest przeznaczony dla podgrzewania kęsów 1060 mm \times 140 mm \times 3700 mm o wadze ok. 4,5 t sztuka.

Ponieważ w roku 1947 wzrósł koszt opału, więc przy nowych instalacjach zauważyć można wybitną dążność do zastosowywania rekuperatorów. Głównie instaluje się rekuperatory metalowe, przy których istnieje możliwość zastosowania wysokiego ciśnienia powietrza. Jednostki te są w ten sposób budowane, że segmenty są wymienne i pozwalają na wymontowanie ich celem przeglądu i oczyszczenia.

W 1947 r. nadal, mimo wyprodukowania 5.350.000 ton rur, nie pokryto całego zapotrzebowania USA.

Dlatego też duża ilość nowych walcowni rur jest w budowie. Największą walcownię rur, wyposażoną w specjalne urządzenia pomocnicze buduje F-ma National Tube Co. w Lorain.

Większe rozbudowy walcowni rur były uniemożliwione w 1947 r. na skutek braku urządzeń elektrycznych i innych.

Rozwój nowoczesnych walcowni rur bez szwu dąży w kierunku zwiększenia wydajności w procesie wydłużania tulei po wyjściu jej z walców skośnych drogą zastosowania — zamiast walców wykuwających — ciągu klatek duo z walcami bruzdowymi.

Nowo wybudowana walcownia przez National Tube dla rur o średnicy 2" — 4" (50,8 mm — 101,6 mm) wprowadziła w walcach skośnych zwiększenie szybkości walcowania o 100% w stosunku do normalnie stosowanych. Walce skośne jako walcarki wstępne uzupełnione są przez ciąg 9 klatek w układzie ciągłym typu duo bruzdowych o indywidualnym napędzie każda. Drogą użyty w czasie dziurowania tulei przechodzi dalej przez ciąg 9 klatek przez wszystkie wykroje wraz z wydłużaną sztuką. Szybkość walcowania ostatniej klatki ciągu wynosi 274 m/min = 4,56 m/sek, tuleje walcuje się do 20 m długości.

Redukcja grubości ścianki w tym ciągu jest około 2 razy większa niż w 2 walcarki wykuwającej. Dla podgrzewania wsadu stosuje walcownia piece obrotowe.

Po przejściu przez walce skośne i przez układ 9-klatkowy — tuleje są podgrzewane i następnie wykończane w 16-klatkowym duo ciągłym, w którym walcowana sztuka — już bez drąga wewnątrz — poddana jest redukcji średnicy, a równocześnie przez zastosowanie siły naciągu powodowana jest redukcja grubości ścianki.

Wg autora ubytek średnicy i grubości ścianki w 16-klatkowym reduktorze jest o 20% większy niż w dotychczas stosowanych urządzeniach. Szybkość walcowania ostatniej klatki reduktora wynosi ok. 670 m/min tj. ok. 11 m/sek.

Zdolność miesięczna produkcji opisanego zespołu walcowni rur bez szwu wynosi 16.500 t.

National Bureau of Standards opracowało nową metodę pokrywania powierzchni metali niklem i kobaltem bez prądu.

Proces ten nazywa się „electroless plating“ tj. pokrywanie bez prądu. Proces polega na redukcji Ni i Co z gorących soli superfosfatowych.

Reakcja jest katalityczna i w pewnych warunkach stężenia pH — pokrywanie przebiega, gdy tylko pewne ilości metalu, np. stali są wprowadzone do kąpieli. Redukcja przebiega tylko na powierzchni pokrywanego metalu, tworząc powłokę o czystości 93 — 97%.

Stworzono również metodę odzyskania Zn i Fe z blach ocynkowanych galwanicznie. Proces polega na podwyższeniu temperatury aż do odparowania materiału lotnego, a pozostający materiał zostaje w stanie ciekłym. Destylacja odbywa się w atmosferze pozbawionej O₂, CO₂ i CO, przy temperaturze ok. 1650°C.

Zapotrzebowanie energii wynosi 1,1 kW/1 kg odzyskanego cynku przy zużyciu 1,25 robotniko-godzin/t odzyskanego cynku.

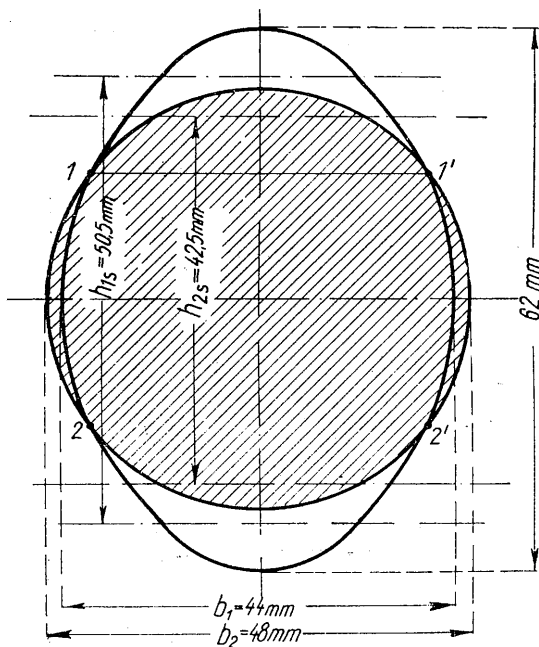
Przeprowadza się próby użytkowania odpadów kąpieli trawiących dla otrzymania z nich tlenków żelaza, które mogą być użyte do wsadu w wielkim piecu. Przez doprowadzenie do roztworu zużytej kąpieli — wody amoniakalnej (taniego produktu odpadkowego w koksowniach) dąży się do otrzymania siarczanu amonu — przez co oszczędza się w koksowniach kwas siarkowy, a równocześnie uzyskuje się tlenki żelaza zamiast siarczanu, który trudno jest zbyć.

Metoda ta jednak nie jest jeszcze ostatecznie opanowana.

Z. Jaglarz

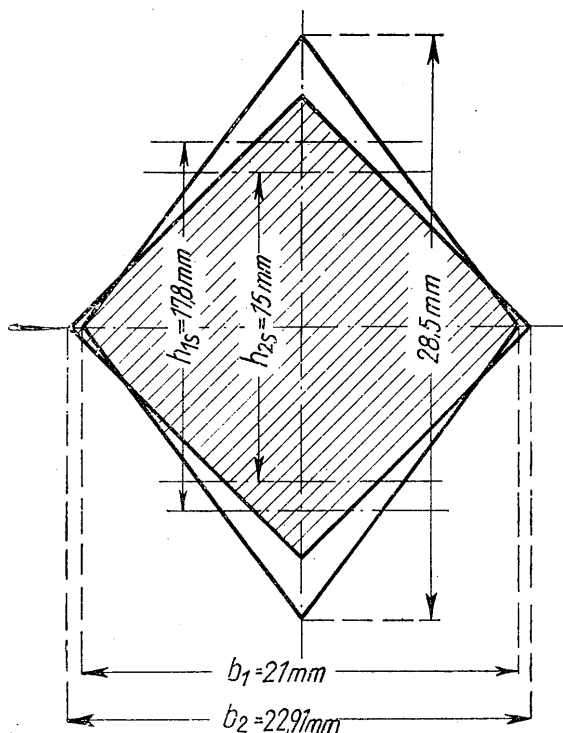
Kalibrowanie z najmniejszą odchyłką wymiarów*).

Zagranicą dąży się obecnie do zmniejszenia zwykłych odchyłek wymiarów wyrobów walcowanych. Jeśli przez przeciąganie na zimno walcowany pręt otrzymuje odpowiedni kształt i powierzchnię, przydatną do dalszej przeróbki, na przykład do obróbki mechanicznej na automatach, to na skutek dużego obciążenia dodatkowymi kosztami przez taką obróbkę, musi ona odpaść, jeśli cena gotowego wyrobu nie pozwoli na jej stosowanie. W takich przypadkach jedynie wy-



Rys. 1

*). Porówn. „Hutnik“ z 1948 r., Nr 3, str. 134.

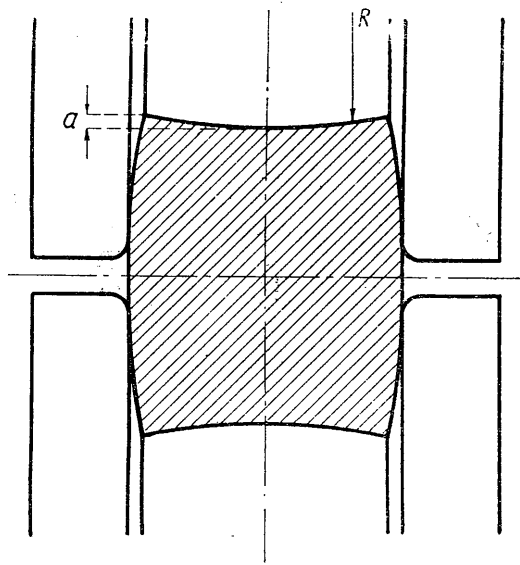


Rys. 2

walcowanie pręta z najmniejszą odchyłką wymiarów spełni to zadanie.

Nie wchodząc w takie wyjątki, przy których walcownik — wyzyskując całkowicie swe umiejętności — udowodni, że można otrzymać ciaśniejsze tolerancje, konieczność oszczędzania cennego materiału zmusza go do tego o wiele bardziej, gdyż przy pewnych założeniach tolerancje te są do utrzymania.

E. A. Lendl zajmuje się w swej pracy¹⁾ warunkami, przy jakich można walcować pręty okrągłe, kwadratowe lub płaskie z ciaśniejszymi zakresami tolerancji, odpowiednimi do obróbki mechanicznej na automatach.



Rys. 3

W swych rozważaniach nad walcowaniem prętów okrągłych i kwadratowych idzie Lendl śladami W. Tafla²⁾. Przelicza jedynie rozciąganie przygotowanego owalu w wykroju gotowym oraz przygotowanego rombu w końcowym kwadracie dokładnie według wzoru na rozciąganie S. Ekelunda³⁾. W. Tafel i inni kalibrownicy podają dla rozciągania owalu w wykroju okrągłym stałe wielkości, na przykład: 1 mm dla profilów okrągłych dla średnicy od 5 do 10 mm, a 4 mm dla średnicy 200 mm.

Na rys. 1 naniesiono wykroj okrągły 48 mm średnicy (1,89") z wchodzącym doń owalem przygotowanym. Linie ograniczające oba wykroje przecinają się w punktach 1, 2, 3 i 4. Średnia wysokość owalu między tymi punktami jest h_{1s} , średnia wysokość wykroju okrągłego między punktami 1, 2, 3 i 4 jest h_{2s} .

Dane do obliczenia są następujące:

$h_{1s} = 50,5$ mm (1,99") średnia wysokość przed przejściem

$h_{2s} = 42,5$ mm (1,675") średnia wysokość po przejściu

$\Delta h_s = h_{1s} - h_{2s} = 8$ mm (0,315")

$b_1 = 44$ mm szerokość przed przejściem

$b_2 =$ obliczona szerokość po przejściu

$$\frac{1}{\gamma_s} = \frac{h_{1s}}{h_{2s}} = 1,19$$

$$\beta = \frac{b_2}{b_1} = 1,09$$

$d = 450$ mm (17 $\frac{3}{4}$ ") średnica walców

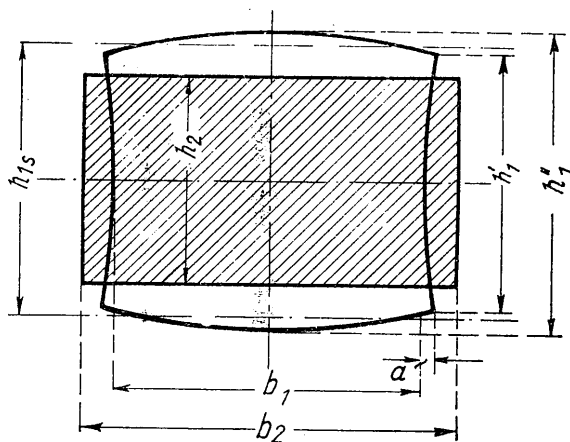
$t = 850^\circ$ temperatura walcowania.

Z tych danych oblicza się $b_2 = 48$ mm (1,89")

Samo obliczenie przeprowadzono suwakiem A. V. Mogiljańskiego, przystosowanym do obliczania wzoru S. Ekelunda³⁾. Walcowano stal wolframową, co objaśnia nam stosunkowo niską temperaturę końcową 850°.

Ten sam sposób obliczenia można zastosować do przekroju, który wprowadzamy do owalu przygotowanego, niezależnie od tego czy będzie to kwadrat, kwadrat z zaokrąglonymi krawędziami, czy też „zdeformowany“ profil okrągły.

Rys. 2 podaje podobny przykład dla walcowania kwadratu o boku 16 mm (0,63") z przygotowanego rombu 28,5 × 21 mm² (1,122 × 0,827"), wzięty też z książki Tafla²⁾, str. 135.



Rys. 4

Podstawy do obliczenia są następujące:

$h_{1s} = 17,8$ mm (0,7") średnia wysokość przed przejściem

$h_{2s} = 15,0$ (0,59") średnia wysokość po przejściu

$\Delta h_s = h_{1s} - h_{2s} = 2,8$ mm (0,11")

$b_1 = 21$ mm (0,827 mm) szerokość przed przejściem

$b_2 =$ do obliczenia — szerokość po przejściu

$$\gamma_s = \frac{h_{1s}}{h_{2s}} = 1,19$$

$$\beta = \frac{b_2}{b_1} = 1,09$$

$d = 330$ mm (13") średnica walców (przyjęta)

$t = 1000^\circ$ temperatura walcowania (przyjęta)

ślad $b_2 = 22,91$ mm. Jest to przekątnia kwadratu o boku 16 mm.

W ten sam sposób należy obliczyć każdy wykroń poprzedni. Trzeba jeszcze raz stwierdzić, że rachunek wtedy tylko zgadza się, jeśli w wykrojach walcuje się tylko tę samą stal.

Dla pręta płaskiego, który ma być obrabiany na automatach, oprócz ciasnych tolerancji stawia się jeszcze dodatkowe wymagania:

1. ostrych krawędzi
2. dokładnie prostych kątów
3. dokładnie równoległych powierzchni.

Wymagania te mogą być spełnione jeśli wykroń osadczy zostanie dokładnie obliczony. Lendl używa tu znowu wzoru Ekelunda³⁾, gdyż daje on najlepsze wyniki. Jednak wybrzuszenie „a” dla wykroju osadczego (rys. 3) wylicza osobno „a” zależny od Δh_s , h_{1s} , i może być znalezione według następującego wzoru:

$$a = c \cdot \frac{\Delta h_s^2}{h_{1s}}$$

Wzór ten jest ważny tylko dla gniotów przy wartości

$\frac{h_{1s}}{h_{2s}} = 1,3$, i dlatego jest szczególnie przydatny do

przeliczania płaskowników, gdzie większe gnioty nie zachodzą. Stała c jest przeważnie niezmienna i wynosi 1,4.

Zależności, które zachodzą przy odkształcaniu wykroju osadczego w końcowym płaskim obrazuje rys. 4. Dla obliczenia zamierzonej szerokości b_2 należy przyjmując początkową b_1 pomiędzy wklęsłymi powierzchniami wykroju osadczego. Wysokość początkową h_{1s} otrzymuje się jako średnią między h'_1 i h_1 ".

Tablica I, w której zestawiono obliczone i zmierzone wymiary dla 12 różnych prętów płaskich, wykazuje użyteczność tego wzoru.

W tablicy tej oznaczenia są następujące:

b = poszukiwana szerokość

h = poszukiwana wysokość

b_2 = zmierzona szerokość po przejściu (w środku)

$b \frac{1}{2}$ = zmierzona szerokość po przejściu (przy krawędziach)

h_{2s} = zmierzona wysokość po przejściu

b_1 = zmierzona szerokość przed przejściem (między wklęsłymi powierzchniami)

h_{1s} = średnia wysokość przed przejściem

a = wysokość wybrzuszenia wykroju osadczego

d = średnica walca

$\Delta h_s = h_{1s} - h_{2s}$

t = temperatura walcowania $^\circ C$

$$\frac{1}{\gamma_s} = \frac{h_{1s}}{h_{2s}}$$

$$\beta = \frac{b_2}{b_1} \text{ spóczynn timeroztłaczania}$$

b_{2ob} = obliczona szerokość w wykroju

$$a = \text{obliczone wybrzuszenie} = 1,4 \frac{\Delta h_s^2}{h_{1s}}$$

TABLICA I

Porównanie zmierzonych i obliczonych rozciągaczy 12 płaskowników

Nr	Płaskownik	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	b mm	16,00	25,25	23,00	13,00	24,0	30,00	22,20	17,53	20,02	23,00	26,00	31,50
2	h mm	6,00	6,50	9,00	10,00	10,00	10,00	12,10	13,55	15,50	16,51	20,02	27,94
3	b_2 mm	16,10	25,52	22,91	12,80	23,80	30,00	21,80	17,30	19,91	23,00	26,00	30,86
4	$b \frac{1}{2}$ mm	16,10	25,52	22,91	13,10	24,13	30,10	22,00	17,53	20,24	23,20	26,00	31,50
5	h_2 mm	6,14	6,40	9,00	10,11	10,11	10,10	12,06	13,55	15,75	16,64	20,14	27,94
6	b_1 mm	14,30	24,00	21,10	12,20	23,40	29,10	20,70	16,40	19,43	22,00	25,17	30,28
7	h_{1s} mm	7,40	8,10	10,50	11,40	11,00	11,00	13,11	15,01	17,20	18,19	21,51	29,46
8	a mm	0,25	0,40	0,30	0,30	0,30	0,20	0,30	0,30	0,30	0,30	0,10	0,50
9	d mm	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	279,30	450,80
10	Δh_s mm	1,25	1,30	1,50	1,30	0,90	1,05	1,35	1,50	1,45	1,55	1,37	1,52
11	$t^\circ C$	900	900	850	900	900	900	900	900	900	900	900	900
12	Tworzywo walców	żeliwo utw.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.	dt.
13	β	1,11	1,085	1,07	1,056	1,025	1,026	1,043	1,052	1,03	1,03	1,025	1,025
14	b_{2ob} mm	15,90	26,10	22,61	12,90	24,00	29,84	21,60	17,30	20,10	23,73	25,86	31,04
15	$\frac{b_{2ob}}{b_{2rz}}$	0,99	1,02	0,987	1,01	1,008	0,995	0,99	1,00	1,015	0,988	0,995	1,00
16	a mm	0,30	0,50	0,30	0,21	0,11	0,14	0,19	0,21	0,17	0,19	0,12	0,125
17	k mm	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18	a'' mm	0,30	0,50	0,30	0,17	0,13	0,14	0,21	0,19	0,13	0,20	0,01	0,18
19	$\frac{a}{a''}$	0,988	1,00	1,00	1,205	0,765	1,03	0,9	1,13	1,27	0,935	0,19	0,657

k = wielkość odchyłki równoległości powierzch-

$$\text{chni} = \frac{b_2 - b_2^1}{2}$$

a'' = $a - k$ obliczone wybrzuszenie jako różnica przewidzianego wybrzuszenia w wykroju osadczym i odchyłki równoległości powierzchni

$\frac{b_{2ob}}{b_{2rz}}$ = wskazuje odchyłki obliczonych i zmierzonych wartości

$\frac{a}{a''}$ = wskazuje różnicę obliczonego i rzeczywiście potrzebnego wybrzuszenia.

Kolumny 15, 16, 18 i 19 tablicy I pokazują porównanie wyników z obliczeń i rzeczywiście zmierzonych, gdzie różnice szerokości wahają się pomiędzy 0,3 — 2%.

Różnice wybrzuszeń wykroju osadczego z rzeczywistości otrzymanymi wartościami leżą między —37 a + 27%. Ponieważ jest to wymiar bardzo mały i trudny do zmierzenia, można to uważać za bardzo dobry wynik.

LITERATURA

1. A. E. Lendl. Roll more tons. Iron and Steel, T. 14, 1941 r., str. 146/50.
2. Walzen und Walzenkalibrieren, Dortmund 1923.
3. S. Ekelund. Jernkontorets Annaler, T. 111, 1927 r., str. 39/97.

Z. Wusatowski

OBRÓBKA CIEPLNA

Obróbka cieplna w USA w 1947 r.*)

Ostatnie badania Kura i Rosenthala, jak również Marcotte'a i Eddy'ego pozwalają na wyprowadzenie wniosku, że homogenizacja nie polepsza ani właściwości mechanicznej, ani też hartowności o tyle, by jej zastosowanie miało być uzasadnione. Racjonalniejsze wydaje się zastosowanie tańszego i krótszego normalizowania w miejsce kosztownej i długotrwałej homogenizacji.

Rozkładowi austenitu poświęcono ostatnio wiele badań, zarówno teoretycznych jak i praktycznych. Krzywa „S” Baina zmieniła swą nazwę na „TTT” (time-temperature-transformation). Wprowadzono nowe metody jej oznaczania. Troiano i Demoss zastosowali pomiary dyfrakcji promieni rentgenowskich dla oznaczania stosunków osi martenzytu i użytkowali je do wyznaczania krzywych TTT. Jeszcze inaczej postąpił McReynold: krótkie próbki drutu ogrzewał i studził w próżni lub powietrzu, przy czym automatycznie rejestrował temperaturę i opór elektryczny. Z otrzymanych w ten sposób danych można wyprowadzić krzywą rozpadu austenitu w tych wypadkach, gdzie rozpad odbywa się za szybko by go można było uchwycić metodą poprzednią.

Stwierdzono, że kobalt przyspiesza rozpad austenitu i obniża hartowność perlitu, obniżając zarówno szybkość tworzenia się ośrodków rozpadu jak i ich rozrostu, zarazem podnosi on zakres temperatury tworzenia się martenzytu. Badania odpuszczania austenitu (izotermicznego rozpadu) przeprowadzano również i na innych stalach jak np. na stalach do azotowania z Al (Grange, Holt, TKac). Zauważono przy tym, że choć 1,25% Al wpływa na zmiany punktów przemianowych, nie ma wpływu na hartowność stali. Hultgren badając krzywe rozpadu austenitu na 19 stalach (przeważnie manganowych i wolframowych) doszedł do wniosku, zgodnego z poprzednimi badaniami, że załączkami dla tworzenia się perlitu i jego form przejściowych (sorbit, troostyt, martenzyt) są węgliki, podczas gdy załączki tworzenia się bainitu stanowi ferryt. Oba zaś są agregatami ferrytu i węglików. Wiele jeszcze pozostaje do wyjaśnienia w zakresie wzajemnego oddziaływania bainitu i martenzytu w dolnych częściach krzywej rozpadu, oba bowiem nie odróżniają się pod mikroskopem, a pomimo to bainit uwa-

ża się za gorszy od odpuszczonego martenzytu pod względem mechanicznym. Digges i Reinhart znaleźli, że bor nie wywiera specjalnego wpływu na stal, choć hartowność polepsza się przez dodatek boru, nie ma jednak żadnego związku pomiędzy ilością boru a hartownością. W każdym razie hartowność, zwiększona skutkiem obecności azotu maleje, jeśli doda się boru, prawdopodobnie przez wiązanie części rozpuszczonego azotu w azotki boru. Ponieważ krzywych rozpadu austenitu nie można zastosować bezpośrednio w praktyce, Liedholm przeprowadził szereg badań nad rozpadem austenitu podczas ciągłego studzenia. Z tych badań wynika, że przemiany, zachodzące podczas ciągłego studzenia, mają bardzo duży wpływ na następujące po nich przemiany izotermiczne. Wydzielanie ferrytu podczas ciągłego studzenia powoduje wskutek równoczesnego wzbogacania się pozostałej części w węgiel (w stalach podeutektoidalnych) znaczne zwiększenie czasu potrzebnego do zakończenia przemiany izotermicznej w zakresie powstawania bainitu. Manning podkreślił w swych badaniach, że masa posiada wpływ na przemiany nie tylko przez swe przewodnictwo, lecz również przez naprężenia powstające zarówno przy przemianie jak i wskutek nierównomiernego rozłożenia ciepła w masie. Naprężenia rozciągające sprzyjają, ściskające przeciwdziałają rozkładowi austenitu. Oczywiście wpływy te stają się widoczne dopiero w przekrojach o wymiarach większych niż 50 mm. Badania Hollomona i współpracowników wykazały, że jednak zahartowany i odpuszczony martenzyt posiada optymalne właściwości. Trudność zahartowania środka stali występująca niekiedy przy przekrojach o wymiarach większych niż 50 mm nie da się inaczej obejść jak tylko przez zwiększenie zawartości węgla lub dodatków stopowych albo obu równocześnie. Próba Jominy'ego wykazuje zgodność z przehartowaniem próbki ale tylko do wymiaru 50 mm. Rosenthal i Manning wykazali jednak, że jeżeli hartowność stali jest tak wysoka, że pozwala na zahartowanie całej długości próby Jominy'ego, to wówczas stal ta hartuje się całkowicie na przekrojach odprowadzających ciepło z szybkością 0,5° na sekundę. Boegehold podał ostatnio poprawione średnie szybkości studzenia w próbie Jominy'ego.

Dla stali płytko hartujących się, tj. z szybkością większą niż 25° na sekundę przy temperaturze 700° dająca 50% martenzytu, wprowadził Shepherd nową próbę hartowności, zwaną próbą P-V (penetration-velocity: przenikanie szybkości). Ma ona tę zaletę, że rozszerza znacznie zakres szybkich studzeń. Próbkę

*) Metals Review z 1948 r., Nr 1.

dla tego badania stanowi klin o kącie wierzchołkowym 90° i długości krawędzi 30 mm ($1\frac{1}{8}$ "), woda oblewa oba boki klina. Ze środka tak zahartowanego klina wycina się płytkę prostopadle do krawędzi klina. Twardość mierzy się na przekroju (powierzchni) płytki wzdłuż dwusiecznej kąta wierzchołkowego. Odległość od wierzchołka do miejsca, posiadającego 50% martenzytu, liczona w calach, zwie się liczbą P-V. Oczywiście te 50% martenzytu ma sens tylko w próbkach płytko hartujących się. Podobną do tej próby jest próba stożka Posta i Greene'a, jest ona jednak bardziej kosztowna i łatwiej ulega wpływowi wykonania, choć jest czulsza, nadaje się raczej do prób badawczych. Zagadnienie otrzymania budowy całkowicie martenzytycznej nie rozwiązuje hartowność stali. Stale o wysokiej hartowności mogą posiadać pęknięcia hartownicze, mogą się z czasem paczyć, a nawet z biegiem czasu zwiększać swa kruchość (skutkiem przechodzenia pozostałego austenitu w martenzyt). Kappel zaobserwował taki wypadek w lotnictwie. Sworznie lotnicze, odebrane i zastosowane na podstawie znacznej udarności, zawiodły w locie. Po zbadaaniu okazało się, że udarność ich jest bardzo niska, a to skutkiem przemiany resztek austenitu w martenzyt przy niskich temperaturach, panujących na dużych wysokościach podczas lotu. Dlatego zachodzi nieraz potrzeba stosowania obróbki cieplnej poniżej zera (chłodzenie do temperatur niższych od zera) jako kontrolnej. Według Udy i Barnetta nie sama hartowność jest przyczyną pęknięć hartowniczych, lecz raczej obniżenie przemiany martenzytycznej, wywołane przez różne dodatki stopowe, dodawane dla zwiększenia hartowności. Do najsilniejszych promotorów pęknięć hartowniczych zaliczyć należy węgiel, mangan, chrom i fosfor, przy czym węgiel działa najsilniej. Siarka, krzem, nikiel, molibden i aluminium nie mają żadnego lub tylko bardzo mały wpływ na pojawianie się pęknięć hartowniczych. Powyżsi autorzy opracowali praktyczną próbę podatności stali do tworzenia pęknięć hartowniczych. Dla uniknięcia pęknięć hartowniczych stosowano odpuszczanie martenzytu (martempering, słowo - twórczo podobny do austempering, w języku polskim stosuje odpuszczanie martenzytu i odpuszczanie austenitu, termin pierwszy oznacza zatem co innego niż odpuszczanie stali, określenie odpuszczania martenzytu jest pojęciowo niepodobne do odpuszczania austenitu; przyp. refer.). Odpuszczanie martenzytu polega na hartowaniu przedmiotu w stopionej soli lub innym odpowiednim środkiem do temperatury tuż powyżej przemiany martenzytycznej (Ms), na wytrzymaniu przy tej temperaturze aż do wyrównania w całym przedmiocie różnic temperatury i na następnym bardzo powolnym oziębianiu poprzez zakres przemiany martenzytycznej. Przez taki zabieg przedmiot przechodzi z wolną z budowy całkowicie austenitycznej w martenzytyczną, przez co eliminuje się możliwość pęknięć. W praktyce jednak proces ten ma ograniczone zastosowanie z powodu kosztów, zwłaszcza przy dużych wymiarach przedmiotów. Boyer zauważył, że nisko i średnio węglowe stale stopowe, hartujące się w oleju nadają się do odpuszczania martenzytu, podczas gdy wysokowęglowe stale hartujące się w oleju są bardziej skłonne do pęknięcia podczas odpuszczania martenzytu niż podczas zwykłego hartowania w oleju. Cohen podał jako wynik obszernych badań, że stal szybko tnąca ogrzana do 1300° tworzy martenzyt przy 230° . Jeżeli się ją zahartuje bez przerywania procesu hartowania do temperatury poniżej zera, wówczas prawie cały austenit przejdzie w martenzyt. Jeśli jednak hartowanie przerwie się przy temperaturze pokojowej, wówczas pozostanie w stali szybko tnącej około 20%

niERCzłozonego austenitu. Obecność tego austenitu nie jest pożądana w stalach narzędziowych, gdyż pod działaniem naprężeń występujących podczas pracy przechodzi on w martenzyt, zwiększając tym samym kruchość stali. Podobnie niepożądana jest jego obecność w sprawdzianach i narzędziach pomiarowych. Już 0,75% pozostałego austenitu wywoła przy przemianie w martenzyt 0,01% zmiany kształtu. Odpuszczanie stali narzędziowej węglowej do $200-300^\circ$ przemieni resztki austenitu w martenzyt, a z tego ostatniego wydzieli się bardziej przy tych temperaturach stałe formy węgla żelaza. Natomiast stopowe stale narzędziowe wymagają dla całkowitego usunięcia austenitu dwu- lub nawet trzykrotnego odpuszczania. Zamiast tej ostatniej procedury poleca Cohen hartowanie poniżej zera. Jackson jednak twierdzi, że hartowanie takie powoduje w stalach szybko tnących mikro pęknięcia, obniżające trwałość narzędzia. Zagadnienie powyższe wymaga więcej materiału doświadczalnego, zwłaszcza w dziedzinie warsztatowej. Izotermiczna przemiana austenitu w zakresie $230-300^\circ$ wytwarza bainit, jednak około 40% austenitu pozostaje niezmiennione i trwałe przy tych temperaturach. Jeśli się jednak w ten sposób częściowo przemienioną stal wygrzeje ponownie przy 560° przez kilka godzin i następnie ochłodzi do $230-300^\circ$, wówczas według Baera i Paysona utworzy się dodatkowy bainit. Powtarzając ten zabieg kilkakrotnie, można uzyskać budowę, składającą się prawie całkowicie z odpuszczonego bainitu. Narzędzia w ten sposób obrobione przewyższają narzędzia obrobione cieplnie w sposób zwykły.

Dowiedziano tego zarówno w próbach laboratoryjnych jak i w próbach praktycznych. Jest to dotychczas jedyne praktyczne zastosowanie bainitu odpuszczonego. Przypomnieć należy, że już Davenport i Bain wskazali, że stale wysokowęglowe z odpuszczonym austenitem posiadają w wąskim zakresie nadzwyczajne połączenie twardości i ciągliwości. Zjawisko nadzwyczajnej trwałości resztek austenitu w stalach stopowych wytłumaczyć można wzbogaceniem pozostałego austenitu w składniki stopowe. Podgrzewanie do obszaru znajdującego się pomiędzy maksimum wydzielenia perlitu i maksimum wydzielenia bainitu pozwala na zmianę cementytu na złożone węgliki (stopowe), przez co ułatwia dalszą przemianę austenitu. Gdy austenit zahartujemy do temperatury niższej od temperatury oznaczanej w literaturze amerykańskiej przez Ms, przemiana jego w martenzyt staje się gwałtowna. Zakres temperatur poniżej Ms jest więc zakresem tworzenia się martenzytu. W stalach stopowych i wysokowęglowych temperatura ta leży tak nisko, że zahartowane poniżej jej przedmioty pękają wskutek powstania naprężeń wewnętrznych. Odpuszczanie martenzytu jest jednym ze sposobów zredukowania naprężeń termicznych do minimum.

Interesujące badania przeprowadzono nad zagadnieniem zależności właściwości mechanicznych od odpuszczania. Kombinując różne czasy odpuszczania i różne temperatury można w wyniku otrzymać żądane właściwości mechaniczne. Właściwości te wyraża się w pierwszym zastosowaniu przez pomiar twardości. Manning i Krumlauf stwierdzili, że istnieje w niskostopowych stalach, odtlenionych przy pomocy aluminium, zadowalająca zależność pomiędzy twardością Brinella a innymi właściwościami mechanicznymi (wytrzymałością itp.) bez względu na sposób, w jaki tę twardość uzyskano (zmieniając czas i temperaturę odpuszczania). Zależność ta istnieje nawet pomiędzy twardością i udarnością mierzona na próbkach Charpy, o ile stale nie są wrażliwe na kruchość odpuszczania. Trudność wykrywania kru-

chości odpuszczania, usunęli częściowo Cohen, Hurlich i Jacobson, trawiąc specjalnie w tym celu opracowanym odczynnikami. Stale kruche po odpuszczaniu lub wolnym studzeniu wykazują silne wytrawienie granic ziarn pod działaniem tego odczynnika. Widocznie składniki odpowiedzialne za kruchość odpuszczania wydzielają się przeważnie na pierwotnych granicach ziarn austenitycznych. W doborze czasu i temperatury odpuszczania leżą możliwości uniknięcia kruchości odpuszczania. W 1942 r. wykazał Gensamer, że twardość i wytrzymałość zależą od przeciętnej wielkości cząsteczek węglików. Crafts i Lamont opracowali metodę obliczania twardości (w skali Rockwell C) po odpuszczaniu, badając wpływ dodatków stopowych na odporność na odpuszczanie. Metoda ta daje wyniki zgodne z dokładnością - 5 jednostek skali C Rockwella. Jest to więc raczej dokładność orientacyjna tym cenniejsza, że określa wpływ dodatków stopowych przy odpuszczaniu. Wpływ tych dodatków na zdolność do odpuszczania jest różny od ich wpływu na hartowność. Stosunek odporności na odpuszczanie do hartowności wzrasta w następującej kolejności dodatków stopowych stali: bor, węgiel, nikiel, mangan, krzem, chrom, molibden, wanad. Dla przykładu podają, że ilość dodatków stopowych potrzebna do zmniejszenia zmięknienia stali zawierającej 0,3%C o jednostkę skali Rockwella C po 2 godzinnym odpuszczaniu wynoszą 0,77% Ni, 0,40% Mn, 0,22% Si, 0,19% Cr, 0,06% Mo, 0,03% V.

Z zagadnień związanych z nawęglaniem poruszono następujące tematy. Zwykle stała średki do nawęglania powodują wprowadzenie 0,9%C i więcej w warstwie powierzchniowej. Czasami jednak wskazane jest utrzymanie węgla na poziomie 0,5%, przez

co przy dostatecznej twardości uzyskuje się większą ciągliwość. Już w 1929 r. podali Mahin i Spencer, że dodatek sproszkowanego żelazo-krzemu do środka nawęglającego obniża maksymalną zawartość węgla w warstwie macementowanej. Rosenthal i Manning prowadzili dalej w tym kierunku badania. Otóż dodanie samego żelazo - krzemu daje rozbieżne wyniki, natomiast dodanie ponadto chlorku sprzyja tworzeniu się w pierwszym rzędzie chlorku krzemu, z którego następnie wytrąca się warstewka krzemu na powierzchni części cementowanej, osłabiając przenikanie węgla. Sam dodatek chlorku przeciwnie sprzyja cementacji. Jako chlorki stosuje się chlorki niklu lub chromu. Stanley opisuje ciekawe wyniki nawęglania przy pomocy $BaCO_3$ zawierającego izotop C^{14} . Tą drogą będzie można wyjaśnić mechanizm nawęglania i działanie środków pobudzających. Kopecki zastosował do tego celu wskaźniki (tracers) radioaktywne.

Atmosfera ochronna była tematem badań Jenkinsa. Stwierdził on, że częściowo spalony gaz mieszkany jest nie tylko bezpieczny (nie wybucha), lecz zachowuje również swe właściwości redukcyjne. Badania nad tym zagadnieniem ujął on w pracę, liczącą 532 strony. Liedholm stwierdził, że pękanie śmigieł samolotowych nie powoduje ani nawęglanie ani odwęglanie przez atmosferę piecowa, lecz wodór pochłonięty z tej atmosfery.

(Odnosiłki prac autorów, podanych powyżej bez roku badania, znajdują się w Review of Current Literature wydanym w 1946 r. i w zeszytach Metals Review z 1947 r., wydanych przez American Society for Metals; prz. ref.).

Z. Jasiewicz

SPAWANIE I CIĘCIE

Hartowność i spawanie stali. *)

Kruchość, która występuje w okolicy spoiny przy spawaniu niektórych gatunków stali, często uważa się za skutek zahartowania. Z tego powodu zwykle uważa się, że stale węglowe, niestopowe, są spawalne tylko poniżej 0,25—0,30% zawartości C. Powyżej tych wartości pojawiać się ma zahartowanie. Jednak wobec licznych możliwych przyczyn kruchości należy bezpośrednio stwierdzić powstanie zahartowania. Rozważania teoretyczne nie prowadzą do żadnych pewnych wyników. Należy posługiwać się możliwie bezpośrednio niezależnymi od zdolności spawacza sposobami badań.

Badanie spawania palnikiem acetylenowym.

Próby przeprowadzono na płytkach $200 \times 200 \times 10$ mm.

Palnik grzał środek płytki, aż do nadtopienia, ponieważ właściwej próby na spawanie nie potrzeba dokonywać. Po pewnym czasie rozkład temperatur w płytce ustalał się, co sprawdzano barwami „termokolor”. Wtedy oddalano palnik z różnymi, określonymi szybkościami tak, że można było otrzymać dowolną szybkość ostygnięcia. Automatyzacja urządzenia pozwalała na dokładną powtarzalność danych cykli.

Badanie spawania łukiem elektrycznym.

Ponieważ przy spawaniu elektrycznym nie da się uniknąć spoiny, wybrano próbę (rys. 1), uwzględniającą spawanie różną ilością warstw.

Po ostudzeniu robiono szlify AB, CD, EF, GH, które badano na strukturę i na twardość.

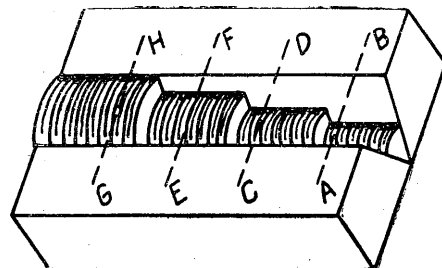
Badania zostały przeprowadzone obiema powyż-

szymi metodami na różnych stalach węglowych i na kilku stalach stopowych. Próbne blachy miały zawsze grubość 10 mm

Przy stalach węglowych na pierwszy plan występują objawy przegrzania, silniejsze przy spawaniu palnikiem niż przy spawaniu łukiem. Otrzymuje się siatkę ferrytu, otaczającą pola perlitu do 0,4% C, oraz troostytu powyżej 0,4% C, dla szwów (spoin) łukowych. Jednak przemiana pozostaje stale w strefie Ar_1 i nigdy nie stwierdzono martenzytu w okolicy szwu (spoiny) stali węglowych.

Zawartość C nie działa więc bardzo energicznie w kierunku zahartowania spoin. Zupełnie inaczej zachowują się stale, zawierające składniki stopowe, nawet w małej ilości. Np. dla stali o zawartość 0,36% C i 0,76% Mn stwierdzono, że część przemiany odbyła się w strefie Ar .

Jednakże martenzyt pojawia się tylko przy spawaniu stali samohartujących się i to często pomieszany z bainitem. Należy być ostrożnym w ekstrapolacji wyników na większe grubości blach, ponieważ stale samohartujące się dają bardzo kruche spoiny



Rys. 1

*) Revue de Métallurgie z 1947 r., Nr 5—6, str. 187/192.

z powodu powstania czystego martenzytu. Znany jest również ujemny wpływ spoiny przy grubych sztukach. Wchodzi tu w grę wzmoczona szybkość ostygnięcia, która zmienia warunki istniejące przy badaniach powyżej opisanych.

St. Block

Przyczyny i skutki obecności wodoru w spoinach *)

Zagadnienie gazów w stali jest specjalnie ważne dla spawania, podczas którego metal w postaci drobnych kropli, przy wysokiej temperaturze, znajduje się w atmosferze gazów i pochłania anormalne ilości tlenu, wodoru i azotu. W miarę postępu techniki spawania zajęto się najpierw ochroną spoiny przed tlenem i azotem. Wprowadzenie otulin ochronnych, zawierających odtleniacze i pierwiastki wiążące azot, stanowiło duże udoskonalenie. Wpływ wodoru pozostawał jednak długo nierozpoznany skutkiem przeważającego działania tlenu. Dopiero po obniżeniu zawartości tlenu w spoinach stwierdzono wpływ wodoru.

Przedwojenne wiadomości o wodrze w spoinach były niedostateczne. Wiedzano, że nawet kilka cm³ wodoru na 100 g metalu może zmienić własności mechaniczne pewnych stali stopowych i powodować pęknięcie spoin. Odnoszono zawartość wodoru w stali do ilości drobin wodoru w atmosferze otaczającej spoinę. Nie znano wpływu związków wodoru, jak para wodna. Obecnie uznaje się zgodnie, że wodór może się znajdować w spoinach tylko pod 3-ma postaciami:

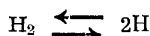
1. Wodór drobinowy H₂ jako wtrącenie gazowe na granicach ziarn, często pod dużym ciśnieniem.
2. Wodór drobinowy H₂ lub atomowy H jako wtrącenie na płaszczyznach siatki przestrzennej.
3. Wodór atomowy H lub jony wodorowe H⁺ (protony) w siatce.

Są przypuszczenia, że wodór może też być obecny pod postacią pary wodnej w pęcherzykach gazowych.

Można uważać za dowiedzione, że wodór wchodzi do żelaza tylko pod postacią atomów, tworzących roztwór stały z metalem. W tym roztworze wodór dyfunduje łatwo w stanie atomowym, zwłaszcza jako proton, jeżeli elektron atomu wodoru staje się wspólnym dla atomów żelaza i wodoru. W przypadku spawania wodór rozpuszcza się w płynnej stali według prawa Henry'ego, określającego równowagę układów gaz — ciecz: przy stałej temperaturze stężenie wodoru atomowego w żelazie jest proporcjonalne do jego ciśnienia cząstkowego w atmosferze okalającej.

$$[H] = k \cdot P_H$$

Biorąc pod uwagę reakcję dysocjacji cieplnej



otrzymuje się znane prawo „pierwiastka“ Sievertsa'a

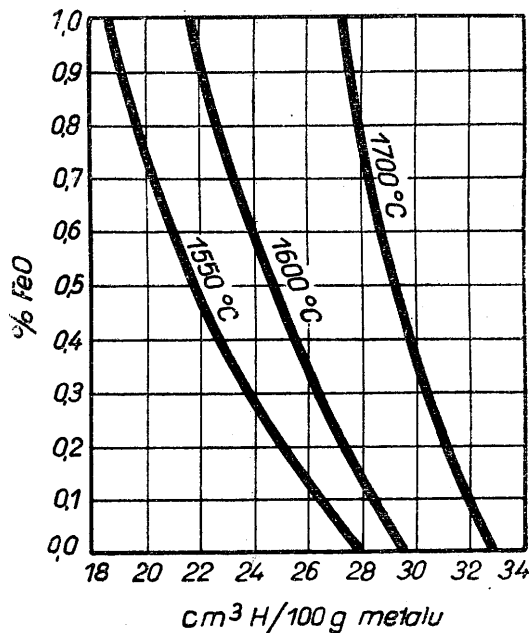
$$[H] = K \sqrt{P_{H_2}}$$

W przypadku czystego żelaza płynnego K zmienia się proporcjonalnie do temperatury według wzoru:

$$K = 275 \cdot 10^{-8} t - 175,5 \cdot 10^{-5}$$

Z tego wynika, że przy ciśnieniu wodoru 1 atm jego rozpuszczalność waha się od 29,6 cm³ do 41,9 cm³ w 100 g metalu dla temperatur od 1600 do 2000°.

*) Revue de Métallurgie z 1947 r., Nr 5-6, str. 180/186.



Rys. 1

Ilości wodoru, rozpuszczane podczas spawania, w myśl tego prawa byłyby więc niezmiernie małe wobec małego ciśnienia cząstkowego wodoru w atmosferze otaczającej spoinę, z wyjątkiem spawania „arcatom“.

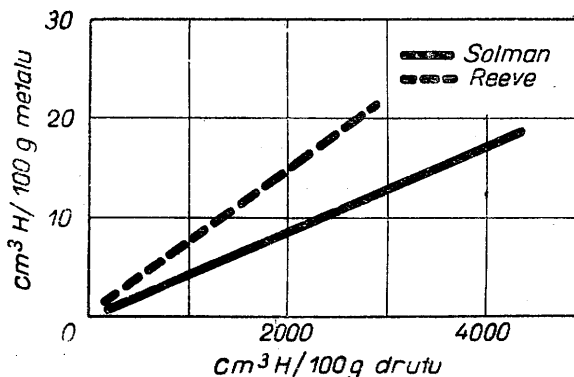
Muszą więc być inne przyczyny obecności wodoru w spoinach. Wodór może tworzyć z tlenem, zawartym w metalu H₂O. Reakcja jest odwracalna, a jej stała równowagi

$$K' = \frac{(FeO) \cdot P_{H_2}}{P_{Fe_2O}}$$

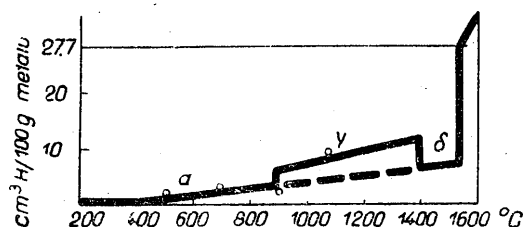
K' zmienia się zależnie od temperatury według wzoru Chipmana

$$\lg K' = - \frac{10 \cdot 200}{T} + 5,5$$

Na podstawie tego wzoru krzywe Reeve'a (rys. 1) podają rozpuszczalność wodoru w stanie równowagi, w zależności od zawartości FeO w metalu. Lecz spoiny zawierają i inne składniki, które działają na rów-

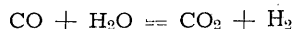


Rys. 2



Rys. 3

nową Fe-O-H, przede wszystkim węgiel. Znana reakcja równowagi



jest — jak wykazały studia Mallett'a w Battelle Memorial Institute — w pełni ważną, mimo szybkości przebiegu spawania.

Autor mógł, wzorując się na metodach Reeve'a, ustalić dla każdego typu elektrod maksymalną ilość wodoru, którą metal może rozpuścić, zależnie od temperatury. Zestawienie poniższe wykazuje zgodność ilości obliczonych i ilości rzeczywiście stwierdzonych:

Elektrody	cm ³ H ₂ na 100 g spoiny			Obliczono
	Znaleziono na zimno	Znaleziono na gorąco	razem	
X 1	15,3	1,7	17	17,9
X 3	14	1,5	15,5	18,1
X 9	5,6	1	6,6	9,2
X 10	6,6	0,9	7,5	8,3
X 11	2,9	1,8	4,7	4,1

Elektrody X1 i X3 posiadały otulinę celulozową, X9, X10 i X11 otulinę mineralną. Te ostatnie suszono normalnie przy temperaturze pokojowej, z wyjątkiem X11, którą trzymano godzinę przy 540°. Wyniki te zgadzają się z wynikami Słomana.

Wyniki Battelle Memorial Institute wskazują jasno, że ilość wodoru, zawartego w spoinach, zależy bezpośrednio od ogólnej ilości wodoru, zawartego w otulinach elektrod. Celuloza bogata w wodór i pewne ciała mineralne, jak azbest, zawierające wodę związaną, dają więcej wodoru niż otuliny zwykłe. Hopkin nazywa „wodorem potencjalnym“ tj. mogącym wydzielić się w łuku, wodór odpowiadający ilości wody, uzyskanej przez prażenie otuliny przy temperaturze 1200°.

Wyniki Reeve'a oraz Słoman'a wykazują, że istnieje zwykła proporcjonalność pomiędzy wodorem w spoinie a wodorem potencjalnym (rys. 2). Nachylenie prostych zależy od warunków spawania (ilość nakładana, szybkość chłodzenia itd).

Rys. 3 przedstawia rozpuszczalność wodoru w żelazie pod ciśnieniem 1 atm. Krzywa ta, ustalona przez Sievertsa w 1910 r., została kilkakrotnie sprawdzona przez innych badaczy.

Powyższe rozważania teoretyczne tłumaczą obecność wodoru w spoinach. Uważa się za dowiedzione, że pewne wady spoin, jak pęcherze, płatki i pęknięcia włoskowate powodowane są obecnością wodoru. Za-

pfe i Sims opublikowali w 1940 r. obszerne badania nad tym zagadnieniem, które omówimy poniżej. Porowatość metalu może w pewnych wypadkach, pochodzić od wodoru. Jeżeli ilość wodoru, rozpuszczonego w stanie płynnym, przekracza znacznie ilość rozpuszczalną w stanie stałym, wydziela się on podczas krzepnięcia. Tłumaczy to fakt, że otuliny czysto mineralne, zawierające mało wodoru, dają mniej pęcherzy. Obecność odtleniaczy Mn, Si, Ti, Al może doprowadzić do rozkładu pary wodnej przez zwiążanie tlenu. Wodór będzie tym bardziej wywoływał pęcherze, im ilość FeO będzie mniejsza na skutek redukcji przez odtleniacze. Wreszcie wodór może pochodzić z zanieczyszczeń metalu (rdza, smary) i z wilgoci powietrza.

Płatki występują wyłącznie w spoinach jakościowych, dobrze odtlenionych, zrobionych elektrodami grubo otulonymi lub zawierającymi składniki organiczne. Nie spotyka się ich nigdy przy spawaniu gołym drutem lub elektrodami z otuliną, zawierającą dużo tlenu żelaza.

Z różnych hipotez co do ich pochodzenia, należy, stosownie do badań Schenck'a i Müller'a, przyjąć działanie wodoru. Liczne próby wykazały bowiem, że powstawanie płatków zależy od:

1. Szybkości chłodzenia, od której zależy ilość wodoru, uwieczniona pod ciśnieniem w metalu oraz jego postać.
2. Istnienia naprężeń, które sumują się z ciśnieniem gazu, ułatwiając powstanie miejscowych pęknięć.
3. Składu chemicznego metalu, który zmienia zdolność dyfuzji atomów wodoru i ewentualnie obniża punkt przemiany metalu do temperatury, przy której zdolność dyfuzji jest bardzo mała.

Usunięcie płatków można osiągnąć dwoma sposobami:

1. Unikaniem wodoru w atmosferze otaczającej spoinę, co jest bardzo trudne przy obecnych elektrodach, w których otulina jest źródłem wodoru.
2. Usunięciem wodoru ze skrzepłego metalu, co można skutecznie trzema sposobami:
 - a) Spawaniem gorąco, tj. sposobem ciągłym.
 - b) Spawaniem po dostatecznym podgrzaniu.
 - c) Poddaniem spoiny obróbce cieplnej, a mianowicie: nagraniu do 920° i wolnym studzeniu lub żarzeniu przy niskiej temperaturze.

Léfevre stwierdził następujące zjawisko: spoiny, wykazujące płatki, normalizowano przy 920°. Po następującym żarzeniu i wolnym studzeniu, płatki zniknęły. Ale jeżeli następnie znowu ogrzano do 920° i ochłodzono szybko na powietrzu, płatki występowały ponownie. Przeciwnie, spoiny żarzone kilka godzin pomiędzy 500—700° traciły ostatecznie skłonność do płatków. Można to tłumaczyć następująco: powyżej przemiany perlitycznej rozpuszczalność wodoru się zwiększa i dążność do wydzielenia go zanika. Przy wolnym ostudzeniu wodór rozchodzi się równomiernie, a przy szybkim ostudzeniu wodór pozostaje w nierównościach siatki.

Należy zaznaczyć, że pewne badania amerykańskie dały wyniki niezgodne z teorią powstawania płatków na skutek obecności wodoru.

Również powstawanie pęknięć włoskowatych w spo-

inach przypisuje się wodorowi. Można ich uniknąć następująco:

1. Przez używanie elektrod ferrytycznych, żarzonych poprzednio przy 350—500° dla usunięcia wody strukturalnej z otuliny.
2. Przez użycie elektrod nieotulonych,
3. Przez użycie elektrod austenicznych, o otulinie wolnej od celulozy i ciał hygroskopijnych.

Na podstawie powyższych wyników opracowano typ elektrod ferrytycznych z otuliną zasadową, bogatą w węglany, które rozrzedzają wodór w atmosferze spoiny. Liczne badania ostatnich 5-ciu lat nad wodorem w spoinach wykazały jego szkodliwy wpływ. Jeżeli sprawa płatków jeszcze nie jest dokładnie wyjaśniona, nie ma najmniejszej wątpliwości, że wodór powoduje kruchość i pęknięcia włoskowate. Te twierdzenia powinny przyczynić się do powstania nowych typów elektrod, usuwających wpływ wodoru.

St. Block

METALE NIEŻELAZNE

Miedź i stopy miedzi w 1947 r.

Nie ma ostatnio w metalurgii miedzi osiągnięć rewalacyjnych, są jednak osiągnięcia wartościowe. Zapotrzebowanie miedzi w samej tylko Anglii wzrosło o 50% w porównaniu z rokiem 1938, złoża miedzi natomiast wyczerpują się. Wspólnota Brytyjska pokłada nadzieje w nieeksploatowanych rezerwach w Rodezji. Z innych rezerw zdobywają znaczenie złoża siarczków miedzi w Fungurme w górnej Katandze. Rozległe lecz biedne są złoża San Manuel w Arizonie i Butte Montana, wreszcie Paipote w Chile, gdzie puszczono ostatnio w ruch nowe zakłady przetapiania. Do złóż siarczkowych stosuje się łatwo flotację, trudniej jednak opracować metody przerobu rud tlenowych. Ponieważ próby wspólnego przetwarzania siarczków i koncentratów tlenków okazały się nieekonomiczne, przerabia się obecnie koncentraty tlenków elektrolitycznie. Przepisy odlewania stały się obecnie normą B.S.I.

W odlewnictwie zastosowano porowate krażki metalowe lub grafitowe, umieszczane między odlewem a nadlewem, przez co filtruje się strumień płynnego metalu i ułatwia następne odbicie nadlewu. Użycie mas plastycznych pozwala na uwielokrotnienie modeli odlewniczych. Ośrodkowe odlewianie przedmiotów kolistych daje zdrowsze odlewy. Stwierdzono, że wydzielanie się wodoru podczas krzepnięcia powoduje porowatość brązów. Wodór dostaje się do metalu bądź to z atmosfery piecowej, bądź z wilgoci formy odlewniczej. Z tego ostatniego źródła czerpie brąz wodór przez reakcję fosforu zawartego w brązie z wilgocią. Dla uniknięcia porowatości wprowadza się na dno tygla trochę rudy manganowej, która wytwarza tlen i dwutlenek węgla. Gazy te przechodzą przez płynny stop unosząc część niepożądanego wodoru. Podobną rolę spełniają rzucane na powierzchnię płynnego wsadu kawałki marmuru. Pell-Walpole stosuje dla usunięcia wodoru lub zapobieżeniu pochłaniania go z atmosfery żużel, składający się z tlenku miedzi, boraksu i krzemionki. Malowanie

formy piaskowej aluminium zapobiega częściowo pochłanianiu wilgoci z piasku. Oczywiście pożądane jest utrzymywanie zawartości fosforu w brązach na możliwie niskim poziomie. Zaleca się odlewanie przy 1080—1180° przy 0,01—0,1%P; przy 0,25%P temperatura ta wynosi 1050—1150°, a przy 0,5% P nawet 1020—1120°.

Ulepszenie w dziedzinie głębokiego tłoczenia polega na pokrywaniu blach, przeznaczonych do tłoczenia, warstwą masy plastycznej (stosuje się to i do stali nierdzewnej), przez co zwiększa się gładkość powierzchni po tłoczeniu.

Badania nad kruchością miedzi, wywołaną obecnością bizmutu, wykazały, że przy temperaturach niższych od 600° wydziela się w tych stopach krucha warstewka na granicach ziarn. Zgłoszono patent, mający na celu usuwanie tej kruchości przez dodatek litu. Porównawcze badania nad pełzaniem brązów wykazały, że spośród wszystkich brązów aluminium (10%Al) są najbardziej odporne na pełzanie przy umiarkowanych temperaturach (250°).

Podczas gdy stopy miedzi z manganem (wytrzymałość przy 2% Mn—25 kg/mm², a przy 20% Mn — 37 kg/mm²) posiadają słabo zaznaczające się starzenie (jedynie powyżej 6% Mn w zakresie 150—200°) a temperatura rekrytalizacji ich waha się między 370—425° i jest prawie niezależna od składu, to stopy z manganem (do 15%) i kobaltem (2—4%) utwardzają się bardzo znacznie przez wydzielanie. W stanie wyżarzonym twardość ich wynosi 40—55 jednostek Vickersa, starzone posiadają 150 j. V. a nawet 213 j. V., jeśli zastosowano zgmiot na zimno pomiędzy operacją roztwarzania a wytrącania przy starzeniu. Nie osiąga się w tych stopach jednak twardości takich jak w stopach Cu-Mn-Ni.

Porównawcze badania 32 różnych materiałów na śruby okrętowe pozwoliły ustalić jako najlepszy stop. Cu—28, 10%, Ni—66, 14%, Si—3, 65%, Fe—1, 49%, Mn—0,62%.

Z. Jasiewicz.

METALOZNAWSTWO

Nowe stale stopowe i specjalne *)

Najwyraźniej zaznaczył się rozwój w dziedzinie stali odpornych na pełzanie i gorąco. Od stali tego rodzaju wymaga się wytrzymałości na pełzanie przy temperaturze ok. 750°, odporności na utlenianie i konstrukcyjnej stałości przez długi okres pracy. Istnieją trzy rodzaje stopów ognioodpornych: 1) o zasadzie żelaznej, 2) o zasadzie niklowej, 3) o zasadzie kobaltowej. Poniższe zestawienie podaje składy stali sto-

powych i stopów, używanych na łopatki turbin i krażków silników odrzutowych, używanych w Ameryce i w Anglii.

Z podanych stopów najczęściej stosuje się Ni-monic 80 i Vitallium na łopatkę turbin gazowych a G18B i 16'25/6 na tarcze silników odrzutowych. Oba urządzenia są podobne, jednak żywot turbiny gazowej oblicza się na 100 000 godzin, podczas gdy silnika odrzutowego tylko na 300 godzin. Stąd wynikają trudności doboru materiału odpornego na pełzanie dla turbin. Wszystkie te stale kują się i obrabiają skrawaniem trudniej od innych stali i stopów.

*) Metallurgia 1947 r., Nr 218, str. 75/79.

Nazwa	C	Si	Mn	Ni	Cr	Mo	W	Cu	Co	Ti	Nb	Al	N
Nimonic 80	0,04	0,5	0,5	75	20	—	—	—	—	2,5	—	0,5	—
G. 18 B	0,4	1,0	0,8	13	13	2	2,5	—	10	—	3	—	—
R.ex78	0,1	0,5	0,5	18	14	3,5	—	3,5	—	0,75	—	—	—
R.ex337A	0,2	0,5	0,5	18	14	3,5	—	3,5	7	0,75	—	—	—
* 16/25/6	0,05	0,8	1,5	25	16,5	6,25	—	—	—	—	—	—	0,1
*) Hazteloy B	0,05	0,25	0,6	65	—	29	—	—	—	—	—	—	—
*) K42B	0,05	0,4	0,7	42	18	—	—	—	22	2,2	—	—	—
*) Vitallium	0,3	0,25	0,3	2	27	5	—	—	reszta	—	—	—	—
*) X40	0,5	0,7	0,6	9,5	25	7,25	—	—	55	—	—	—	—
*) S590	0,4	0,6	0,8	20	20	4	4	—	20	—	4	—	—
*) S816	0,4	0,6	0,6	20	20	4	4	—	44	—	—	—	—
*) 422-19	0,45	0,25	0,3	27	16	6	—	—	50	—	—	—	—
*) N155	0,1-0,4	0,5	1,0	20	20	3	2	—	20	—	1	—	0,14
*) 19/9 DL	0,3	0,55	1,0	9	19	1,25	1,25	—	—	0,3	0,4	—	—

*) Oznacza stopy amerykańskie.

Łatwość przegrzewania stali zależy od stopnia czystości, im mniej w stali zanieczyszczeń, tym niższa jest temperatura przegrzewania, dlatego też stale z pieców elektrycznych łatwiej się przegrzewają niż stale martenowskie. Jeśli jednak ostudzimy szybko stal od temperatury przegrzania, wówczas zmniejsza się stopień przegrzania. Obecność w stali tlenu, siarki i wtrąceń bardzo wybitnie podnosi temperaturę przegrzania, skąd nasuwa się przypuszczenie, że przegrzanie związane jest w jakiś sposób z procesem wytrącania. Wykazano, że temperatura przegrzania nie stoi w żadnym związku z atmosferą piecową i w tym leży zasadnicza różnica pomiędzy przegrzaniem a spaleniem stali.

Angielskie badania hartowności stali potwierdzają obserwacje amerykańskie, że mniejsze dodatki różnych pierwiastków stopowych (np. Mn, Cr, Mo) wywołują większą hartowność niż dodatek tylko jednego z nich w ilości równej sumie wszystkich innych.

O wodorze, jego wpływie na charakter stali i właściwości poświęcono dwie prace J. H. Andrewsa i współpracowników*) i C. Sykesa i współpracowników**). Obie prace stwierdzają, że obecność wodoru wywołuje kruchość stali, przy czym kruchość ta występuje wyraźnie, zależnie od wytrzymałości, jaką stal posiada. $4\text{cm}^3/100\text{ g}$ wodoru wywołuje kruchość przy każdej wytrzymałości, zaś $2\text{ cm}^3/100\text{ g}$ wodoru ujawnia wyraźną kruchość dopiero przy wytrzymałości 160 kg/mm^2 , słabą natomiast przy wytrzymałości 70 kg/mm^2 . Chociaż wyjaśniono, że wodór powoduje kruchość, to jednak trudno dziś jeszcze powiązać obecność wodoru z występowaniem pęknięć włoskowatych. Pewne jest tylko, że przez usunięcie wodoru zmniejsza się ilość pęknięć włoskowatych. Znalezione, że stale z pieców martenowskich kwaśnych posiadają przeciętnie $4\text{ cm}^3/100\text{ g}$ wodoru, zasadowe elektryczne $6-8\text{ cm}^3/100\text{ g}$ w kadzi. Aby te ilości zmniejszyć do $1\text{ cm}^3/100\text{ g}$ trzeba, jak stwierdzono wyrażać przy 650° i średnicy przekroju.

25 mm	przez 1 godz
250 mm	przez 100 godz.
500 mm	przez 400 godz
1000 mm	przez 1600 godz

*) J. H. Andrews, H. Lee, H. K. Lloyd i N. Stephenson: Hydrogen and transformation characteristics of steel (Journal of Iron and Steel Institute t. 156, część 2 czerwca 1947, str. 208).

***) C. Sykes, H. H. Burton i C. C. Gegg: Hydrogen in steel manufacture. Journal of Iron and Steel Institute t. 156, 2 czerwca 1947, str. 155.

Strona teoretyczna pęknięć włoskowatych wciąż czeka jeszcze na rozwiązanie

Stwierdzono, że dodatek siarki do stali nierdzewnych 18/8 lub 14% chromu polepsza skrawalność stali, nie obniżając jej odporności na korozję. Wywołuje on jednak pewne utrudnienie przy przerobieniu na gorąco, dlatego też rozpoczęto teraz próby z wprowadzeniem ołowiu do stali w tym celu.

Z. Jasiewicz

Wpływ struktury cementytu na odporność stali w zetknięciu z ropą naftową

Możliwość praktycznego stosowania wielu metali, których przyrodzoną odporność na działanie ośrodków korozyjnych nie jest szczególnie wysoka, zawdzięczamy częstokroć temu, że na powierzchni elementu powstaje warstwa trudno rozpuszczalnych produktów reakcji metalu z otoczeniem. O ile warstwa jest szczelna, to zapobiega ona dalszej korozji. Na tej zasadzie opiera się np. masowe użycie zbiorników stalowych do przewozu i magazynowania stężonego kwasu siarkowego lub zbiorników aluminiowych do stężonego kwasu azotowego. Niestety w wielu przypadkach okazuje się, że trwałość i równomierność rozmieszczenia powłoki produktów korozji nie jest dostateczna. Wówczas ogólne zaatakowanie powierzchni metalu może być wprawdzie słabe, ale w poszczególnych jej miejscach pojawiają się lokalne wżery, będące wynikiem niebezpiecznego ogniskowania się korozyjnych wpływów. Wżery takie, zazwyczaj pierścieniowo rozmieszczone na wewnętrznej powierzchni rur wiertniczych, w pobliżu pogrubionego ich końca, obserwowano m. in. w amerykańskim przemyśle naftowym*). Badania wykazały, że zjawisko to zachodzi jedynie wtedy, gdy w tworzywie, pod wpływem nieodpowiedniej obróbki pogrubionych końców rury, nastąpi zapoczątkowanie globulizacji cementytu w sferze przejściowej pomiędzy odkształconą i nieodkształconą częścią rury. Zdaniem autora pracy, lokalna różnica w strukturze stali powoduje niekorzystną zmianę własności produktów korozji, osadzających się pod wpływem oddziaływania ropy naftowej na stal. Drogą normalizacji rur po obróbce plastycznej można tę wadę usunąć. Na potwierdzenie swej tezy autor przytacza szereg fotografii wżer i struktur.

M. Śmiałowski

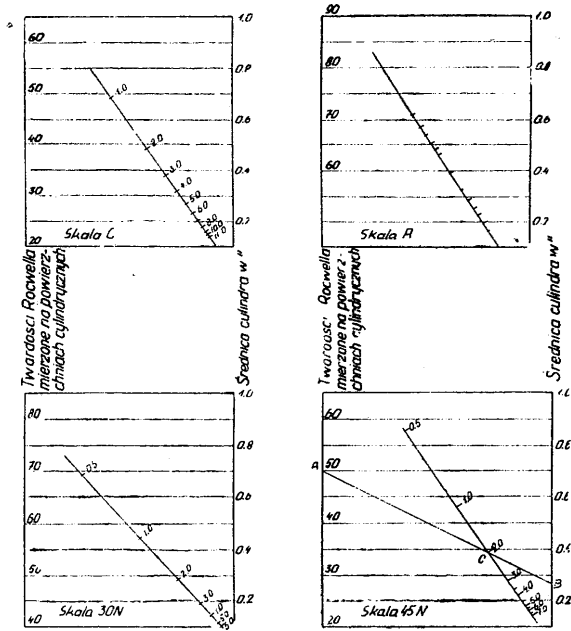
*) R. W. Manuel. Effect of Carbide Structure on corrosion resistance of Steel, Steel z 1947 r., Nr 15, str. 82/84 i 126.

Poprawki na twardość Rockwella, mierzone na powierzchniach cylindrycznych *)

Stosunek między wartościami twardości stali, mierzonymi w skali Rocwell C oraz 3ON**) na krzywych powierzchniach walców a twardościami „prawdziwymi“, mierzonymi na powierzchniach płaskich, podano w literaturze technicznej w latach 1945—1946. Ponieważ okazała się potrzeba takich samych stosunków dla skali A i 45N, biuro badań amerykańskiej firmy Pratt & Whitney Aircraft Division opracowało podczas ostatniej wojny program, wg którego dało by się ustalić te związki i sprawdzić dawniej podane wartości. Robiono pomiary twardości Rockwella na powierzchniach stalowych cylindrów o średnicy do 1" a odpowiednią „prawdziwą“ twardość oznaczano na powierzchniach płaskich. Otrzymane związki zestawiono na 4 wykresach.

Pomiary dokonywano na próbkach stali S. A. E. 6150 o średnicach od 0,1 do 1", poddając je takiej obróbce cieplnej, by uzyskiwać przyrosty twardości Rockwell C co 5 jednostek, w zakresie od 20 do 65C. Przy mierzeniu twardości na powierzchniach cylindrycznych próbek o średnicy powyżej 0,25" używano kowadła „Cylindron—Ir“, zaś przy próbkach o średnicy mniejszej, bloku z nacięciem V. Przy pomiarach twardości na powierzchniach płaskich używano stolika 3" lub kowadła punktowego. W każdym przypadku robiono przynajmniej cztery odczyty, zależnie od rodzaju otrzymywanych odcisków. Wykresy sporządzono z krzywych zależności między twardościami, zmierzonymi na powierzchniach płaskich i cylindrycznych dla każdej z 11 średnic. Dane dla skali Rockwell C i 3ON zgadzają się dokładnie z wynikami, otrzymanymi przez dawniejszych badaczy.

Celem określenia poprawki prowadzi się przez odpowiedni wykres prostą, przecinającą dwie pionowe osie w punktach, podających średnice cylindra oraz twardość Rockwella, zmierzona na powierzchni cylindrycznej. Poprawkę odczytujemy z punktu przecięcia się tej prostej z osią przekątną wykresu. Wy-



kresu wolno używać tylko w zakresie wartości, podanych na osiach. Przykład jak należy odczytywać poprawkę podaje dolny prawy wykres. Badając wałek stalowy o średnicy 0,26" znaleziono, że twardość jego wynosi 50 w skali 45N. Punkt B, odpowiadający średnicy 0,26" i punkt A, odpowiadający znalezionej twardości 45N — 50, łączymy linią prostą. Przecina ona oś przekątną w punkcie C, który podaje wartość poprawki, równą 2. Gdyby więc dla danej próbki zmierzono twardość na powierzchni płaskiej, wynosiła by ona $50 + 2 = 52$ na skali 45N.

J. Zabłocki

CERAMIKA METALI

Postęp w ceramice metali ***)

Badania nad ceramiką metali w Anglii są silnie rozwinięte niż w Ameryce, choć produkcja angielska ustępuje ilościowo amerykańskiej. Nawet jednak amerykańska produkcja (700 ton miedzi i 150 ton żelaza miesięcznie) nie jest wyrazem rzeczywistych potrzeb. Czynnikiem hamującym produkcję spieczonych proszków jest cena proszku. Cena ta stałaby się konkurencyjną w porównaniu do produktów topionych dopiero wtedy, gdyby dzienna produkcja wzrosła z 3 ton do co najmniej 100 ton. Najbliższa konkurencyjnie możliwej ceny 1 kg proszku żelaza jest cena 11 centów amerykańskich za 1 kg szwedzkiego proszku gąbczastego żelaza. Ostatnio jakość tego ostatniego poprawiła się przez obniżenie zawartości tlenu do 0,7%.

Proszek żelaza elektrolitycznego, choć droższy, bywa używany do pewnych celów. W Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej projektuje się obecnie budowę zakładu o produkcji dziennej 10—12 ton. Projekt opiera się na taniej energii elektrycznej i od-

padkach maszynowych. Szlam zbiera się na katodach ze stali nierdzewnej. Cena takiego proszku w nrawidłowo prowadzonym zakładzie wynosi przy produkcji 1 tony tygodniowo 2s2d—2s11d za 1 kg, a w najkorzystniejszych nawet warunkach nie da się obniżyć do 1s8d za 1 kg. Obliczenie to jest zgodne z obliczeniem amerykańskim, kalkulującym 64 do 81 centów za 1 kg.

Ostatnio zaczęto przemysłowo produkować w Ameryce proszek stali nierdzewnej jako materiał wyjściowy na filtry porowate. Proszek ten stosuje się też do pokrywania powierzchni stali zwyczajnej.

Proszki ze stopów mają dużą przyszłość, ponieważ unikają tworzenia stopu podczas spiekania. Trudność stosowania proszków tego rodzaju polega na ich większej twardości i gorszej zdolności do prasowania. Dlatego też stosuje się w tych przypadkach prasowanie na gorąco.

Stwierdzono, że pozorna gęstość proszków elektrolitycznych jest większa niż proszków otrzymanych drogą redukcji tlenków. Strata ciśnienia w środku zgniatanego z obu podstaw walca z proszku elektrolitycznego żelaza jest praktycznie niezależna od ciśnienia i wzrasta ze wzrostem długości walca, czyli, że na właściwości wytworu spieczonego wpływa stosunek powierzchni ścian do powierzchni tłoczenia.

*) Metal Progress 1947 r., Nr 5, str. 775 i 776-B.

**) Skala zleciona 30 i 45 jest obciążona w kg; stożek diamentowy.

***) Metallurgia 1947 r., Nr 218, str. 95—99.

Wzrost ciśnienia zwiększa jeszcze bardziej nierównomierność rozłożenia ciśnienia w masie. Poprawiają tę nierównomierność smarowanie form. Jeszcze lepsze rozłożenie ciśnienia uzyskuje się podczas ściskania w próżni, wprowadzonego ostatnio w Stanach Zjednoczonych. Korzyść tej metody występuje jeszcze wyraźniej przy prasowaniu proszków tak drobnych, że nie dają się prasować w powietrzu. Oczywiście korzyść prasowania na gorąco ograniczają trudności doboru materiałów na matryce. Jakkolwiek zależność właściwości mechanicznych spieczonych proszków nie została całkowicie wyjaśniona, to przecież gęstość zdaje się być wskaźnikiem charakterystycznym i dla tych właściwości.

Z różnych sposobów wyrobu spiekanych pierścieni tłokowych najlepsze okazało się spiekanie proszku żelaza z proszkiem żeliwa białego i grafitu. Stwierdzono możliwość hartowania i cementowania wyrobów ze spieczonego proszku stalowego.

Ze spieczonych mieszanin proszków żelaza i miedzi najlepsze właściwości mechaniczne posiadają wyroby zawierające 25% Cu.

Do wyrobu spiekanych części magnetycznych najbardziej nadaje się proszek z karbonyłku żelaza. Opłaca się ten sposób wtedy, gdy chodzi o masowy wyrób małych (wagi poniżej 30 g) magnesów. W cza-

sie ostatniej wojny wyrobiono około 1000 ton magnesów tego rodzaju.

Głównym zastosowaniem ceramiki miedzianej są łożyska. Oprócz brązu stosuje się do tego celu mieszaniny spiekane żelaza z miedzią. Te ostatnie dają się silnie obciążać niż łożyska brązowe przy powolnych obrotach. Przy szybkich jednak obrotach nie zachowują się one tak dobrze. Koszt spieczonych łożysk żelazo-miedzianych jest wyższy od kosztu łożysk brązowych. Nowym zastosowaniem porowatych brązów są wpusty, dozujące oliwę do łożysk. Nową odmianę łożysk stanowią taśmy stalowe z napiękaną mieszaniną miedzi i ołowiu, którą się następnie prasuje i ponownie spieka. Podobnie można postępować z brązami porowatymi. Zaletą tego rodzaju łożysk jest większa wytrzymałość.

Twardych metali (spieczonych węglików) używa się dziś na części o wymiarach, dochodzących do 610 mm średnicy: na wykrojniki, ciągnadła, narzędzia do głębokiego tłoczenia. Uzyskuje się przez to dłuższy żywot narzędzia i lepszy wygląd powierzchni wyrobu. Spieczone węgliki znalazły zastosowanie do łożysk szybkobieżnych, na walce do walcowania taśm na zimno itp.

Z. Jasiewicz

ANALIZA HUTNICZA

Określenie zawartości tlenu w stali przez dyfuzję glinu*)

Metody określenia zawartości tlenu w stali posiadają na ogół dużo wad. Jedną z lepszych jest metoda Gray'a i Sandersa, polegająca na tym, że próbka stali w kształcie płytki jest grzana przy 1100° pomiędzy 2 płytkami glinu w atmosferze wodoru. Powstaje płynny stop żelaza z glinem. Cały tlen łączy się z glinem Al_2O_3 , który określa się znanymi sposobami chemicznymi.

Jedną z największych trudności tej metody jest usunięcie śladów tlenu z atmosfery pieca. Dla usunięcia tej trudności opracowano metodę cementacji stali glinem, bez stapiania próbki. Metoda ta okazała się bardzo pożyteczna. Tlen, zawarty w piecu lub wprowadzony jako rdza na próbkach, nie jest szkodliwy, ponieważ próbki są oczyszczane z zewnętrznych śladów Al_2O_3 . Metoda dyfuzji jest prosta i szybka w porównaniu z innymi.

Wióry, otoczone proszkiem, złożonym z mieszaniny glinu i tlenku glinu, są umieszczone w rurce, ogrzanej do 1300°. W tych warunkach glin dyfunduje do stali i łączy się z tlenkiem, zawartym w różnych tlenkach, dając Al_2O_3 . Po skończeniu operacji przemywa się próbkę kwasem, żeby uwolnić ją od powierzchniowych osadów Al_2O_3 , po czym Al_2O_3 , zawarty w metalu, określa się znanymi metodami analizy chemicznej. Sposób ten daje wyniki, zgodne z metodą topienia w próżni.

Przebieg oznaczenia tlenu w stali metodą dyfuzji był następujący: użyto zwykłego laboratoryjnego pieca muflowego. Przez mufłę przeprowadzono trzy rurki z masy ogniotrwałej o długości 700 mm i średnicy 30 mm. Pręty grzewcze sylvitowe były prostopadłe do rurek. Próbkę umieszczano w próbówce cylindrycznej z tlenku glinu, o długości 100 mm, uszczelnionej az-

bestem. W każdej rurce jest miejsce na dwie próbki, tak że jednocześnie można przeprowadzić 6 oznaczeń. Rurki zatkałe są korkami gumowymi, przez

TABLICA I

Porównanie metody dyfuzji z metodą topienia w próżni

Stał	Zawartość tlenu w % oznaczona metodą:	
	Topienia w próżni	Dyfuzji
Nr 1 Armco	0,101	0,104
„ 2 Węglowa	0,024	0,024
„ 3 „	0,011	0,013
„ 4 „	0,017	0,018
„ 5 „	0,016	0,018
„ 6 „	0,042	0,042
„ 7 Stopowa	0,004	0,007
„ 8 „	0,007	0,012
„ 9 „	0,021	0,021

które dochodzi rurka włoskowata. Korki te są chronione od promieniowania przez dodatkowe próbki, napełnione tlenkiem glinu i zamknięte wata szklaną. Próbkę stali stanowi 40 g wiorów, grubości 0,7 mm, o długości ok. 10 mm. Trzeba unikać zagrzania metalu przy przygotowaniu próbki. Wióry nie powinny być za silnie zgniecione, ponieważ nierówności utrudniają usunięcie z powierzchni tlenku glinu podczas mycia. Wióry miesza się dokładnie z 15 g mieszanki cementującej (1 część Al, 3 części Al_2O_3). Glin powinien być w postaci takiego proszku, żeby 80% przechodziło przez sito o 2500 oczkach na cm^2 . Drobniejsze ziarno jest niewygodne w użyciu, grubsze nie daje właściwego znaczenia. Próbkę umieszcza się w piecu i grzeje w ciągu godziny przy 1300°, po czym dla szybszego chłodzenia zdejmuje się górną część pie-

*) Revue de Métallurgie z 1947 r., Nr 5—6, str. 174/179.

TABLICA II
Porównanie wyników

Próba	Oznaczenie	Zawartość tlenu w % obliczona		
		z osadu nierozpuszczalnego w HNO ₃	z osadu nieoczyszczonego ALPO ₄	z osadu AlPO ₄ oczyszczonego
A	1	0,0235	0,022	0,020
	2	0,0235	0,022	0,020
B	1	0,0190	0,019	0,018
	2	0,0236	0,021	0,019
C	1	0,0750	0,071	0,069
	2	0,0705	0,070	0,067
D	1	0,0235	0,021	0,019
	2	0,0235	0,021	0,020
E	1	0,0235	0,022	0,020
	2	0,0235	0,022	0,020

ca i wyjmuje rurki przed zupełnym ostygnięciem. Zawartość próbki i mieszankę cementującą wysypuje się na sito o 25 oczkach na cm², dla oddzielenia wiórów. Mieszanki cementującej można użyć powtórnie, jednak działa ona gorzej i wymaga dłuższego grzania.

Wióry myje się kolejno w wodzie bieżącej, stężonym kwasie azotowym, w tymże kwasie rozcieńczonym do 1/3 i w wodzie, po czym natychmiast płucze spirytusem 95% i w końcu — eterem. Po tych zabiegach wióry muszą być czyste, błyszczące, bez wyżarów, bez najmniejszej plamki rdzy i śladu żółtego zabarwienia. Strata ciężaru wynosi ok. 15%. Wióry, cementowane.

glinem, są kruche i gruboziarniste. Drobne ziarno wskazuje, że temperatura była za niska lub czas grzania za krótki. Ilościowo określa się zawartość Al₂O₃ na 10 g wiórów, robiąc podwójne oznaczenie. W pierwszym przybliżeniu można przyjąć jako Al₂O₃ osad, nierozpuszczalny w kwasie azotowym, trzykrotnie rozcieńczonym. Dla większej dokładności należy rozpuścić obecny w osadzie krzemionkę kwasem fluorowodorowym. Dla szybkich oznaczeń ruchowych nie jest konieczne rozpuszczanie osadu i stracanie Al jako fosforanu.

TABLICA III
Różne zawartości tlenu oznaczone metodą dyfuzji

Materiał	Zawartość tlenu %
Zelazo Armco	0,068
Zelazo elektrolityczne	0,030
Stal thomasowska	0,026
" "	0,013
" "	0,011
" "	0,013
" " nieuspokojona, bardzo gorąca	0,056
" " " normalna	0,031
" "	0,023
" "	0,024
" " uspokojona (1 kg Al/t stali)	0,013
Stal elektryczna	0,009

Metoda dyfuzji może oddać wielkie przysługi jako metoda kontroli produkcji i badań w laboratoriach hutniczych. Wymaga ona wielkiej staranności, lecz nie większej niż każde dokładne określenie analityczne. Wymaga również pewnej zręczności.

Aparatura jest prosta i nie kosztowna. Oznaczenie jest szybkie, gdyż wynik można otrzymać po 3½ godzinach, jeżeli ograniczy się analizę do osadu, nierozpuszczalnego w rozcieńczonym kwasie azotowym.

St. Block

WIADOMOŚCI EKONOMICZNE

Rozwój hutnictwa francuskiego w latach powojennych

Uboga w węgiel, zwłaszcza koksujący (tylko w Departamentach Nord i Pas de Calais), lecz niezwykle bogata w rudy żelazne (głównie w Lotaryngii), Francja była przed ostatnią wojną co do wytwórczości hutniczej 4 z kolei państwem w Europie. Hutnictwo francuskie, oparte o podstawę rudzianą na wschodzie kraju, wykazywało dużą prężność rozwojową. Wobec wielkiego wydobycia rud przeszło 40% tego wydobycia szło na eksport, przede wszystkim do Niemiec. Natomiast z uwagi na brak węgla Francja importowała ok. 30% konsumpcji krajowej węgla i ok. 20% konsumpcji krajowej koksu. W szczytowym dla życia gospodarczego Europy 1929 r. huty francuskie wytworzyły 10,4 mln. t surówki, 9,8 mln. t stali surowej i 6,8 mln. t wyrobów walcowanych.

Dzięki reparacjom niemieckim hutnictwo francu-

skie przeprowadziło po 1918 r. poważne unowocześnienie swych urządzeń w dziedzinie walcowni. Huty, opierając się zasadniczo na rudzie, wytwarzały przeszło 60% stali w zmodernizowanych gruntownie po pierwszej wojnie światowej konwertorach Thomasa. Ponieważ 50% ludności francuskiej mieszka na wsi, wytwórczość hutnictwa francuskiego nie tylko pokrywała zapotrzebowanie rynku krajowego lecz szła również na eksport, kierowany przeważnie do kolonii francuskich. Wywóz ten stanowi ogółem 1,5 mln. t/rok i osiągnął w 1938 r. 25% ogólnej wytwórczości hut francuskich.

Na tle powyższych uwag warto rozpatrzeć dalszy rozwój hutnictwa francuskiego po drugiej wojnie światowej. Polegając na danych z sierpniowego numeru „Iron and Steel“, należy stwierdzić, iż wytwórczość hut francuskich po ostatniej wojnie stale wzrasta, tak iż przekroczyła już poziom przedwojenny (tabl. I i II).

TABLICA I
Przegląd wykorzystania jednostek piecowych

Rodzaj pieców	Wykorzystanie	1938 (styczeń)		1947 (styczeń)		1948 (lut)	
		Sztuk	%	Sztuk	%	Sztuk	%
Wielkie piece	Ogólna ilość	199	100	151	100	151	100
	Z tego w ruchu	86	43	56	37	72	48
Piece martenowskie	Ogólna ilość	155	100	125	100	125	100
	Z tego w ruchu	76	49	56	45	63	50
Piece elektryczne	Ogólna ilość	95	100	125	100	125	100
	Z tego w ruchu	85	90	80	64	88	70

TABLICA II
Przegląd wytwórczości miesięcznej

Rodzaj wytworu	1929		1938		1947		1948 (styczeń)		1948 (maj)	
	t/mies.	%	t/mies.	%	t/mies.	%	t/mies.	%	t/mies.	%
Surówka	866000	100	501000	58	420000	48	450000	55	562000	65
Stal surowa	817000	100	518000	63	470000	57	560000	68	588000	72

Podkreślić przy tym wypada, iż po wojnie eksport francuskich wyrobów hutniczych prawie ustał, gdyż wzrosły ogromnie własne potrzeby kraju, zniszczonego przez wojnę. W każdym razie, pomimo stałego wzrostu, wytwórczość francuskich hut leży jeszcze poniżej danych z 1929 r., osiągnąwszy w maju br. —

w stosunku do przedwojennych maksymalnych liczb — 72% dla stali i 65% dla surówki.

Z punktu widzenia nowoczesnej techniki trzeba zaznaczyć, iż jednostki wielkopiecowe i stalownicze, znajdujące się na francuskich hutach, są na ogół niezbyt duże. Tabl. III i IV, dotyczące bezpośrednio okresu po drugiej wojnie,

TABLICA III
Przeгляд wielkości wielkich pieców
(po 2 wojnie światowej)

Pojemność pieców w tonach	< 125	125—250	251—300	301—400	> 400
Ilość pieców	26	49	38	32	11

TABLICA IV
Przeгляд wielkości pieców martenowskich
(po 2 wojnie światowej)

Pojemność pieców w tonach	10—20	21—30	31—50	51—100
Ilość pieców	23	21	48	33

wykazują, iż 26 wielkich pieców miało wydajność dzienną poniżej 125 t. Obecnie 20 spośród tych najstarszych jednostek ma być zastąpionych przez nowoczesne jednostki wielkopieczowe, o wydajności 500 t, tj. przez piece, jakich dotychczas Francja nie posiada. Trudności, związane z otrzymaniem koksu o odpowiedniej jakości, narzucają prawdopodobnie ograniczenie wielkości jednostek wielkopieczowych. Wraz z dodatkowym wprowadzeniem przygotowania wsadu hutny francuskie spodziewają się obniżyć w ten sposób zużycie koksu wielkopieczowego o 10%, co w kraju, tak biednym w węgiel koksujący, jest niezmiernie ważnym momentem.

Również w dziedzinie pieców martenowskich największe jednostki nie przekraczają pojemności 100 t. Dopiero teraz, w ramach planu Marshalla, ma nastąpić dalsza modernizacja hut francuskich. Tak np. jeden z największych koncernów hutniczych „Union Sidérurgique du Nord de la France“, będący wynikiem fuzji znanych przedsiębiorstw „Société des Forges et Aciéries du Nord et de l'Est“ oraz „Société de Denain-Anzin“, uruchomił nowoczesną ciągłą walcownicę taśm. W 1949 r. stanie pierwsza walcownia zimna taśm w Montataire, nowa zaś gorąca walcownia taśm ma być uruchomiona w Denain w 1950 r.

Trudności złomowe Zachodniej Europy

Dotkliwy brak złomu w hutnictwie światowym prowadzi do coraz większych komplikacji. Jak wiadomo, jednym z najważniejszych źródeł złomu po drugiej wojnie były Niemcy Zachodnie, gdzie — wg oceny fachowców angielskich i amerykańskich — znajduje się ok. 9 miln. t tego cennego materiału, ze względu jednak na sprzeczne interesy głównych partnerów Wielka Brytania i Stany Zjednoczone nie mogą dotąd uzgodnić rozdziału złomu. Londyński „The Economist“ z dnia 21 sierpnia br. podaje, że hutnictwo brytyjskie liczyło się ze wzmocnionym sprowadzaniem złomu niemieckiego po przeprowadzeniu reformy walutowej w 3 strefach zachodnich. W kwietniu br. ustalono, iż za okres od czerwca br. do czerwca 1949 r. eksport złomu z Bizonii ma wynieść 1 200 000 t. Kwota ta została podana Organizacji Europejskiej Ekonomicznej Współpracy (Organization for European Economic Cooperation, skrót OEEC). Początkowo Anglicy

i Amerykanie próbowali ustalić rozdziałnik dla pierwszych 600 000 t w ten sposób, iż Wielka Brytania miała otrzymać 300 000 t, Stany Zjednoczone 200 000 t, pozostałe zaś kraje, objęte planem Marshalla, 100 000 ton. Brytyjcy przedstawiciele opierali się wszelkimi siłami narzuconemu rozdziałnikowi, pamiętali bowiem, iż potrzeby importowe wszystkich krajów, objętych planem Marshalla, były ustalone aż na 1 000 000 do 1 500 000 t złomu rocznie, przy czym ogólne sprawozdanie OEEC stwierdzało, iż manko złomu europejskiego mogą pokryć jedynie Stany Zjednoczone, jako dawny główny eksporter tego surowca.

Mimo to utrzymująca się wciąż na niezmiernie wysokim poziomie wytwórczość hut amerykańskich skłoniła Stany Zjednoczone nie tylko do wstrzymania wszelkiego eksportu, ale nawet nakazała szukać złomu w Europie. Dlatego też Stany Zjednoczone ustaliły w szeregu dalszych konferencji z delegacją brytyjską, iż rozdziałnik całorocznej dostawy złomu niemieckiego ma wynosić ostatecznie: dla Anglii 540 000 t, dla Stanów Zjednoczonych 440 000 t, pozostałe zaś 220 000 t — dla innych 15 krajów, objętych planem Marshalla. Ponieważ jednak angielskie Ministerstwo Spraw Zagranicznych odmówiło zgody na podobny rozdziałnik, amerykański dowódca naczelny gen. L. Clay zarządził embargo na eksport złomu niemieckiego aż do uzgodnienia stanowiska obu rządów.

Nic dziwnego, iż w tych warunkach, wbrew swym przewidywaniom, w I półroczu 1948 r. Anglia otrzymała tylko 86 000 t złomu z Niemiec. Ilość ta była już zakontraktowana po znacznie wyższych cenach niż dotychczas, albowiem po £ 7 10 \$ za tonę fob. Dla ratowania własnego hutnictwa Wielka Brytania znalazła inną furtkę na złom niemiecki, wywożąc znacznie większe ilości tego złomu jako zdobycz wojenną. Amerykanie sprzeciwiają się wszakże tego rodzaju eksportowi złomu. Rezygnując samy ze złomu jako zdobyczy wojennej, domagają się, aby i Anglicy pokrywali swe zapotrzebowanie całkowicie w ramach oficjalnych przydziałów. Nie można nie podkreślić faktu, iż żądania amerykańskie, gdy chodzi o złom niemiecki, sprzeciwiają się do pewnego stopnia wytycznym planu Marshalla, utrudniając dalszy rozwój wytwórczości hutnictwa europejskiego.

Z. Warczewski

Z wydawnictw

Inż. A. Wójcik. Zagadnienia technologiczne i jakościowe mosiądzu prętowego. Biblioteka Hutnika. Nakładem Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego. Katowice 1947. Str. 416.

Książkę inż. A. Wójcika rozpoczyna dedykacja i przedmowa autora, z których dowiadujemy się ile poświęcenia od niego, a nawet i od jego rodziny, wymagało napisanie tego dziełka wśród codziennych trosk i w warunkach normalnej pracy zarobkowej. Przedmowa ta świadczy, iż posiadania własnej myśli technicznej, własnych szkół naukowych i pozyskania kadr wysoko wykwalifikowanych naukowców, niezbędnych w obecnym, dynamicznym rozwoju naszego przemysłu, możemy oczekiwać jedynie tylko w przypadku stworzenia im możliwie idealnych warunków pracy, które nie wymagały by od nich i ich rodzin nadmiernych ofiar w godzinach, przeznaczonych na wytchnienie. Takie warunki istnieją już od dawna w innych krajach, zwłaszcza w ZSRR. Przy braku ich prace naukowe, podobne do niżej omówionej, będą — niestety — w polskiej literaturze technicznej równie rzadkim zjawiskiem jak meteory na firmamencie niebieskim. Książka inż. A. Wójcika jest istotnie swego rodzaju me-teorem w powojennej literaturze metaloznawczej, jeżeli chodzi o szczegółowość opracowania danego zagadnienia. Każdy z 14 rozdziałów, opisujących kolejno proces wytopu i odlewania mosiądzu, jakoś odlewu i wady odlewnicze półfabrykatów w postaci prętów, obrabialność plastyczną, tłoczenie i jego wady, wyżarzanie, przeciąganie i prostowanie prętów, naprężenia wewnętrzne, sposoby ich wykrywania i usuwania oraz wpływ dodatków stopowych i skrawalność, wykazują duży nakład pracy i staranność, cechującą prawdziwego naukowca o wielkiej erudycji. To samo dotyczy metodyki i — przedstawionych w powyższej pracy — wyników własnych badań autora, z których na szczególną uwagę zasługuje opracowanie sposobu ujednorodniania początku i końca wytłoczonych prętów mosiężnych o strukturze $\alpha + \beta$, uważanego dotąd za praktycznie niemożliwe.

Niestety, praca ta posiada wiele braków, które obniżają nieco jej wartość. Pierwszym z nich jest niewyczerpujące zestawienie literatury przedmiotu, w którym to zestawieniu nie uwzględniono licznych podstawowych prac przedwojennych, zwłaszcza rosyjskich i w którym brak prawie wszystkich prac z okresu wojennego i powojennego. Wskutek tego, szeregu zagadnień nie oświetlono ze wszystkich stron, co uwidoczniła się szczególnie w pominięciu najlepszej zdobyczy techniki odlewania, jaką jest odlewanie ciągle, powszechnie stosowane zagranicą, w przestarzałym przedstawieniu wpływu dodatków stopowych na strukturę mosiądzu za pomocą dawno już obalonych, nawet dla stanu równowagi trwałej, spólczynników zamiany, w nieuwzględnieniu prac, dotyczących mosiądzów trój- i wieloskładnikowych, ogłoszonych po pracach O. Bauera i M. Hansena, w braku matematycznego ujęcia procesu tłoczenia, w niewymienieniu niektórych prac zasadniczych o sezonowym pękaniu itd.

Poza tym dużą wadą dziełka jest wybór głównego tematu, stale poruszanego w pracy, a mianowicie produkcji mosiądzu prętowego 60/38/2 Pb do wyrobu elementów zapalników, temat ten bowiem, pasjonujący przed wojną, jest w obecnej chwili całkiem nieaktualny, zarówno co do rodzaju materiału, jak i jego własności, albowiem deficytowość mosiądzu zmusza do zastępowania go innymi tworzywami, wła-

sności zaś mechaniczne, wymagane teraz od prętów mosiężnych, są zupełnie odmienne od przedwojennych. Dłuższe obserwacje praktyczne doprowadziły mianowicie do poglądu, iż ujednorodnianie struktury końca i początku wytłoczonego pręta wydaje się być przesadnym wymaganiem, dookoła którego zrobiono zbyt wiele hałasu w odniesieniu do różnicy skrawalności. Najnowsze prace (np. D. K. Crampton, Metall Progress 46/1944/275-284) stwierdzają jednakże, że wpływ wahań twardości, wielkości i orientacji ziarna w mosiądzu $\alpha + \beta$ są drugorzędnymi czynnikiem dla skrawania w porównaniu do dyspersji wtrąceń ołowiu. Takie podejście wydaje się rzeczywiście bardziej właściwym niż przypisywanie zasadniczego wpływu odmienności struktury końca i początku pręta. Wpływ ten nie został zresztą udowodniony w jednoznaczny sposób nawet przez autora omawianej pracy. To samo potwierdzają wyniki powojenne w fabrykach krajowych, które przeszły do porządku dziennego nad owym zagadnieniem i produkują pręty handlowe drogą zaciągania bezpośrednio po wytłoczeniu, bez międzywyżarzania, nie spotykając się z żadnymi reklamacjami ze strony odbiorców. Ujednorodnianie struktury konieczne jest jedynie w przypadku potrzeby przeróbki plastycznej na gorąco dostarczonych prętów lub ich odcinków, które w tym przypadku powinny posiadać strukturę iglastą $\alpha + \beta$, lepiej podatną do takiej przeróbki, bez powstawania drobnych rys i pęknięć. Niejednorodność struktury prętów uzyskuje się jedynie w przypadku stosowania zbyt niskich temperatur oraz zbyt małych szybkości tłoczenia. W dzisiejszej praktyce zjawisko to jest niegroźne, jeżeli warunki tłoczenia są odpowiednio dobrane i jeżeli recypient tłoczni jest podgrzewany, co stosuje się obecnie prawie we wszystkich nowoczesnych tłoczniach wielkiej mocy, umożliwiającymi uzyskanie tylko nieznacznej spadku temperatury bloku w czasie tłoczenia. Dzięki temu produkcję prętów o jednakowej strukturze można uważać za opanowaną, zwłaszcza dla niezbyt długich bloków. Sposób ujednorodniania, podany przez autora, polegający na zgnioście po wytłoczeniu, wyżarzeniu i ponownym zgnioście, w celu uzyskania żądanych własności mechanicznych, jest dla praktyki trudny do przyjęcia ze względu na koszt dodatkowej operacji oraz poważny wzrost czasu schematu technologicznego produkcji.

Braki powyższe można jednak autorowi wybaczyć, biorąc pod uwagę trudności zdobycia przez niego odnośnej literatury technicznej, lub zasugerowanie się ważnością zagadnienia, opracowywanego przez niego przez wiele lat. Nie podobna natomiast przejść do porządku nad wieloma nieściślościami w dziełku, jak np. nieodróżnianie destylacji smaru od spalania produktów destylacji (str. 33 i nast.), określenie szybkości odlewania jako szybkości przepływu przez otwór lejka — zamiast jako szybkości podnoszenia się poziomu metalu we wlewnicy (str. 39—40 i inne), niedocenywanie wpływu rodzaju smaru na jakość powierzchni odlanego bloku (str. 44), przypisywanie krzemowi nadawania gęstości mosiądzom (str. 44), twierdzenie o niezmienności oporu elektrycznego aluminium wskutek zgniotu (str. 181), zbyt duży kąt wierzchołkowy stożka ciągadła, który w praktyce powinien wynosić 6—8° zamiast 9—13° (str. 182), co zostało sprawdzone w b. wyraźny sposób w Fabryce Kabli i Drutu (Będzin) i co zgodne jest z danymi, opracowanymi przez I. L. Perlina, przedstawienie mos. 70/1 Sn/1,5Al (str. 293) jako znanego tworzywa do produkcji rur do skraplaczy (jest to powtórzenie błę-

du projektu normy PN — H 626 z 1938 r.), przypisywanie Dickowi pierwszeństwa opatentowania mosiądzów specjalnych z żelazem (str. 303), gdy tymczasem znane są one z patentu Keira z 1779 r., niezbyt dokładne odróżnianie likwacji od segregacji żelaza (str. 303) itd.

Zwraca też uwagę niewłaściwe słownictwo techniczne, jak np. skrap zamiast łom (str. 15), dezoksydacja zamiast odtlenienie (str. 17 i inne), inkluzje zamiast wtrącenia (str. 21), forma zamiast wlewnica (str. 40), shomogenizowane zamiast ujednorodnione (str. 62), stempel zamiast tłok, nasadka zamiast przetłoczka (str. 109), ekwiwalent zamiast równoważnik (str. 139), prasa zamiast tłocznia (str. 141), matryczka (!) zamiast ciągnadło (str. 181), szpicarkę zamiast zaostrzarki (str. 183), bejcowanie zamiast trawienie (str. 195), kapilara zamiast rurka włoskowata (str. 257), koncentracja zamiast stężenie (str. 270) i inne. Nader trafny jest natomiast termin odżarzanie, wprowadzony przez autora zamiast sezonowania. Należy pragnąć, aby termin ten został oficjalnie przyjęty w słownictwie technicznym, ustalonym obecnie przez PKN.

Ponadto musimy wymienić tu jeszcze szereg drobnych niekonsekwencji, jak np. tlenki cynku i tlenki miedzi, podczas gdy mowa jest stale o cząsteczkach tlenku cynku, czy też miedzi (str. 15 i nast.), odróżnianie miedzi katodowej od elektrolitycznej (str. 28), metal Delta zamiast stop Delta (str. 303) itp. Całkiem zbyteczne jest podawanie w nawiasach obcych wyrazów, o ile ich tłumaczenie nie budzi wątpliwości, np. minia (red lead), zaprawa (Vorlegierung), fosforan miedzi (cuprous phosphate) lub w cudzysłowach, gdy przetłumaczenie ich nie przedstawia żadnych trudności, jak np. metal „gun“ (str. 21), związki chemiczne natury „cupramine“ (str. 276) itp.

Pewne usterki należy przypisać nie autorowi lecz redakcji i korektorowi. Redakcja dobrze uczyni zatrudniając polonistę, którego zadaniem było by wygładzanie stylu techników, nie zawsze poprawnego i przeważnie rozwlekłego oraz usuwanie błędów gramatycznych. Korektor zaś nie powinien dopuszczać do odwracania rysunków o 180° (rys. 254), do zmieniania symboli chemicznych z As na AS (str. 320), do używania słów „srona“ (str. 194), „wł. machaniczne“ (str. 207), „gramotom“ zamiast „gramoatom“ itp.

Mimo wszystkie niedociągnięcia dziełka należy się jego autorowi najszersze uznanie za wysiłek i piękny przykład pracy prawdziwie naukowej, tak rzadko spotykanej w naszej literaturze technicznej, a Centralnemu Zarządowi Przemysłu Hutniczego głęboka wdzięczność za wydawanie tego rodzaju książek. Ci, co umiłowali wiedzę i praktycy, którzy z niej korzystają, poczuli nowy powiew w polskiej literaturze metaloznawczej.

C. Niewiadomski

Ivor Jenkins. Controlled Atmospheres for the heat Treatment of Metals. (Kontrola atmosfery w procesach obróbki cieplnej metali). Wyd. Chapman and Hall Ltd. Londyn 1946. Str. 532, rys. 268, tabl. 68.

Kontrola lub — ściślej — regulacja atmosfery pieca w czasie obróbki cieplnej zyskuje sobie coraz szersze zastosowanie, umożliwiając bowiem panowanie nad reakcjami chemicznymi, odbywającymi się na powierzchni obrabianego cieplnie przedmiotu, pozwalając zachować pożądaną stan tej powierzchni, czy

też zewnętrznych warstw metalu. Osiąga się przez to szereg korzyści, usprawiedliwiających wysokie nieraz koszty inwestycyjne i eksploatacyjne koniecznych urządzeń. Korzyści natury ekonomicznej polegają np. na tym, że nie dopuszczając do utlenienia powierzchni lub odwęglania stali, oszczędzamy na późniejszym trawieniu czy obróbce mechanicznej. Ograniczając zgar obniżamy straty na metalu, co posiada niepoślednie znaczenie, szczególnie gdy chodzi o metale drogie albo trudno dostępne. W szeregu wypadków, np. w odniesieniu do taśm i blach zimno walcowanych czy też narzędzi ze stali szybko tnącej, obróbka cieplna bez regulacji atmosfery pieca jest w ogóle nie do pomyślenia. Są również materiały, którym najwyższy osiągalny poziom własności możemy nadać jedynie tylko obrabiając je cieplnie w regulowanej atmosferze. Należą tu blachy transformatorowe.

Szersze stosowanie atmosfer regulowanych, a przede wszystkim pełne i prawidłowe wykorzystanie możliwości, jakie one w sobie kryją, stały się możliwe dopiero dzięki opanowaniu praw fizyko-chemicznych, rządzących reakcjami, odbywającymi się zarówno między poszczególnymi składnikami fazy gazowej, jak i między nimi a samym metalem lub składnikami stopu. Wcześniejsze usiłowania i obecnie jeszcze powtarzające się dorywcze próby stosowania atmosfer ochronnych, nie oparte na należytych przestudiowaniu strony fizyko-chemicznej zagadnienia, prowadziły i prowadzą nieraz do przykrych niespodzianek tudzież rozczarowań, zwłaszcza, że procesy, zachodzące między atmosferą a metalem, bywają niejednokrotnie b. skomplikowane. W czasie obróbki cieplnej stali wyższej węglowych, np. w zależności od temperatury, zawartości węgla w stali i wahań w składzie fazy gazowej, może zachodzić nawęglanie lub odwęglanie, utlenianie lub redukcja, a nawet osadzanie się elementarnego węgla na powierzchni przedmiotu.

Autor, który — jak ze sposobu ujęcia tematu wynika — ma za sobą wielką praktykę i bogaty udział w rozwoju problemu atmosfer regulowanych, postawił sobie zadanie przerzucenia pomostu między ściśle teoretycznym a praktycznym aspektem zagadnienia i przeniesienia jego podstawowych zasad do praktycznego życia przemysłowego. Zadanie to udało mu się w całej pełni rozwiązać. Skomplikowane zjawiska ujmuje on od strony teoretycznej w sposób wyczerpujący lecz wybitnie przystępny, choć b. daleki od popularnego. Wykład jasny, metodyczny i nie nużący pozwala łatwo zrozumieć złożone procesy fizyko-chemiczne. Rozległe własne doświadczenie i krytyczne podejście do rezultatów cudzych prac nadają dziełu charakter niemal zupełnie oryginalnej pracy, mimo licznych obcych źródeł, na których się autor opiera. Czytelnik nie jest nigdy pozostawiony sam sobie przy interpretowaniu sprzecznych opinii czy wyników doświadczeń, jak to nieraz się zdarza. Podobnie dokładnie i przejrzysto jak strona teoretyczna potraktowana jest strona praktyczna tematu. Duża ilość tabel, wykresów, schematów budowy pieców oraz urządzeń, służących do przygotowywania i stosowania atmosfer regulowanych, daje czytelnikowi wiele cennych wskazań praktycznych. O drobiazgowości i sumienności podejścia do praktycznej strony zagadnienia świadczy między innymi fakt podawania dokładnych kosztów produkcji jednostki objętości każdej z omawianych mieszanek gazowych.

Książka dzieli się na 3 części. Część I omawia surowce, służące do produkcji atmosfer regulowanych, sposoby przetwarzania ich oraz dalszego traktowania otrzymanych mieszanek gazowych, mających na celu

uzyskanie zamierzonego składu chemicznego. Rozważania zaczynają się od amoniaku i mieszanek, otrzymywanych z niego bądź tylko drogą dysocjacji, bądź ew. następnego spalania, a więc złożonych z azotu i wodoru w różnych stosunkach. Z kolei przechodzi autor do gazu świetlnego i węglowodorów, takich jak propan i butan. Omawia produkowane z nich mieszanki, złożone z tlenu węgla, wodoru i azotu lub samego tylko azotu, otrzymywane drogą spalania podstawowego surowca i następnego regulowania składu spalin przy pomocy odpowiednich zabiegów. Dalszy rozdział poświęcony jest węglowi drzewnemu, który, traktowany w specjalnych czadnicach powietrzem, parą wodną i produktami częściowego spalania gazu świetlnego lub węglowodorów, daje mieszanki, składające się z CO i azotu albo CO i wodoru. Wreszcie — pobieżnie już — omówione są różne inne gazy ochronne, jak czysty wodór, mieszaniny wodoru z azotem, otrzymywane przez częściowe spalanie H_2 , a nawet taki egzotyki jak gazy spalinowe, nasycone parą litu.

Część II zajmuje się oczyszczaniem mieszanek z gazów szkodliwych lub zakłócających wymaganą równowagę, jak woda, CO_2 , CO i związki siarki. Zawiera też szereg praktycznych wskazówek, dotyczących sposobu przeprowadzenia dorywczych i bieżących analiz składu gazów.

Część III omawia przemysłowe zastosowanie atmosfer regulowanych i podaje wytyczne doboru mieszanek ochronnych, w zależności od rodzaju metalu, podlegającego obróbce cieplnej i stosowanego zabiegu cieplnego. Dzieli się na rozdziały o stalach niskowęglowych, wysokowęglowych i stopowych, ze szczególnym uwzględnieniem stali nierdzewnych, kwasoodpornych, szybko tnących i wysokokrzemowych (transformatorowych) oraz o metalach nieżelaznych. Poruszone są tu także inne, nie tylko ochronne zastosowania atmosfer regulowanych. Poza rozdziałami o nawęglaniu i azotowaniu stali wspomina tu autor również o używaniu mieszanek odtleniających do redukcji zgorzeli, a więc o procesie cieplnym, eliminującym ogólnie stosowane wytrawianie w kwasach i o możliwościach natrawiania powierzchni stali przed powlekaniami jej innymi metalami, np. cyną.

W całości jest to książka b. cenna i godna ze wszelkich miar polecenia dla interesujących się tematem, który traktuje. Jedyne bodaj zarzut, jaki można jej postawić, to powtarzanie się, wynikające zresztą z przyjętego podziału treści. W części III, poświęconej praktycznemu stosowaniu atmosfer regulowanych, powtarzają się rozważania teoretyczne, zawarte w 2 pierwszych częściach, nie obniża to jednak bynajmniej wartości dzieła, lecz przeciwnie przyczynia się do gruntowniejszego opanowania tematu przez czytelnika.

St. Orzechowski

Stal. Rocznik VIII (1948), Nr 4 (kwiecień). **L. I. Ulicki.** Maksymalna głębokość wzbogacania węgla koksujących. — **N. G. Machanek.** Dobór składu żużla dla wielkich pieców huty w Nowym Tagilu. — **D. F. Nagowicyn.** Obliczanie wsadu materiałów pomocniczych topów martenowskich. — **I. W. Polin.** Określanie temperatury metalu w piecach stalowniczych. — **S. Z. Judowicz.** Kalibrowanie walców klatki wstępnej trio. — **P. T. Jemieljanenko** i **J. M. Matwiejew.** Kalibrowanie głowic trzpieni klatek ukośnego walcowania. — **J. W. Grdina** i **W. F. Zubarew.** Podniesienie wytrzymałości styków szyn. — **S. M. Baranow.** Wpływ wysokokrzemowych krzemianów na własności stali. —

B. A. Andrejew. Rozkład temperatur w wyprawie małej gruszki bessemerowskiej. — **A. D. Popow.** Zdolność zlepienia się mas formierskich. — **I. G. Klimowicki.** Właściwe charakterystyki sprężynowych taśm. — **I. N. Ożiganow.** Przemysłowe fosfatowanie wody obiegowej. — Nr 5 (maj), **I. J. Fomin.** Ocena możliwości wzbogacania węgla. — **S. I. Panczenko.** Zadania maksymalnego wzbogacania i metody oceny możliwości wzbogacania koksujących węgla. — **W. J. Toporkow.** Możliwości wzbogacania koksujących węgla ZSRR i metoda oceny możliwości wzbogacania węgla. — **L. I. Ulicki.** Określanie możliwości wzbogacania koksujących węgla. — **N. L. Goldsztejn.** Podniesienie wytrzymałości garów wielkich pieców. — **A. N. Ried'ko** i **P. I. Żerebcow.** Zabezpieczenie płaszczy wielkich pieców przed przerwaniami i odkształceniami. — **N. G. Burylew.** Czynniki, przyspieszające przebieg topu pieca martenowskiego. — **M. I. Winograd.** Stal nierdzewna typu 18-8 z tytanem, niobem i molibdenem. — **L. D. Sokolow.** Wpływanie metalu w rozciętych wykrojach. — **N. I. Swiede-Szwec, T. G. Piegowa** i **A. A. Protasow.** Właściwe naskiki przy gorącym walcowaniu stali stopowych. — **I. N. Golikow, Z. M. Kalinina, I. I. Murzin** i **M. A. Fierin.** Wytwarzanie stali o najmniejszej skłonności do rys włoskowatych. — **P. M. Lerinman** i **W. D. Sadowski.** Wpływ dużej szybkości elektrycznego nagrzewania przy odpuszczaniu na udarność stali konstrukcyjnych. — **M. I. Jachnienko.** Odlewanie wlewką o ciężarze 230 t.

K. Radzicki

Revue de l'Aluminium. Rocznik. XXV (1948). Nr 140 (styczeń). — **L. Albert.** Metale, zastępujące miedź w konstrukcjach linii kontaktowych tramwajowych i trolejbusowych. — **M. Victor.** Samochód „Trucker“ 1948. — **G. A. Baudart.** Przemysł przetwórczy Australii. — **P. Prévot.** Aluminium w Salonie Opakowań. — Nr 141 (luty). **M. Chartron.** Deformacja metali na gorąco pod prasą i młotem (cz. I). — **P. Lapeurière.** Alcoa-Cavalier, miniaturowy transportowiec dla boksytu i pasażerów. — **G. Seuvin.** Suszarka na promieniowanie podczerwone. — **M. Victor, J. Blanchet** i **L. Alff.** Samochody wyścigowe, przemysłowe oraz motory i rowery w 34 Salonie Samochodowym. — Nr 142 (marzec). **J. Hérenguel.** Badanie kabli z almeleku i stal-aluminium po 15 do 25 latach pracy. — **G. Bourrague.** Zlewy. — **J. Frasch.** Wytrawianie sposobem Framonol; nowy sposób przygotowywania i ochrony powierzchni aluminium. — **A. Jaton.** Opakowanie konserw. — **R. Chevigny** i **R. Syve.** Obróbka cieplna „rewersyjna“ (krótkotrwałe zagrzanie do wyższych temperatur stopów samoulepszonych, wzgl. zestarzonych; uwaga sprawozd.). — **M. L. V. Gayler.** Zmiany twardości podczas samoulepszenia (dojrzewania) stopów ekstra-czystych Al—Cu. — Wieże triangulacyjne z lekkich stopów. — Megatom. — Maszyna do cięcia tlenem. — Pokrycie dachowe radia „Monte-Carlo“. Jeep, skarcosowany lekkimi stopami. — Podniesienie mocy silnika Forda V8 ciężarowego o 70% przez zastosowanie głowic z lekkiego stopu. — Nr 143 (kwiecień). **G. A. Baudard.** Kombinat w Wołchowcie — pierwsza huta aluminium w ZSRR. — **M. Chartron.** Deformacja metali na gorąco pod prasą i młotem (cz. II). — **J. Reinhold.** Mosty z aluminium. — Odłuszczenie trychloretylenem części z aluminium i jego stopów. — **P. Tournier** i **M. Victor.** 20 Salon Maszyn Rolniczych. — **M. Victor.** Szlachetny sport łuczniczy. — Lekkie metale w konstrukcji okrętowej.

Wi. Łoskiewicz

Przegląd Górniczy. Tom IV (1948). Nr 7 (lipiec). **Inż. M. Gawędzki.** Rola Zagłębia Dolno-Sląskiego w strukturze gospodarczej polskiego przemysłu węglowego. — **Inż. W. Czechowicz.** Techniczne zagadnienia i wytyczne w rozwoju dolno-sląskiego przemysłu węglowego. — **Inż. W. Sielawa.** Zagadnienie wybuchów dwutlenku węgla. — **Inż. T. Piotrowski i inż. M. Sidillo.** Węgiel dolno-sląski jako surowiec dla koksowni. — **Inż. E. Wutzen.** O racjonalnym wykorzystaniu noworudzkiego łupku ogniotrwałego. — **Inż. A. Kłodnicki.** Koksownie dolno-sląskie. — **Inż. F. Kwaśnicki.** Elektrownia Victoria. — **Inż. H. Olszewski.** Gaz w gospodarce Dolnego Śląska. — **Inż. St. Gisman.** Normalizacja słownictwa. — Nr 8 (sierpień). **Inż. M. Budkiewicz.** Łupki, towarzyszące pokładom węgla w krakowskim obszarze zagłębia węglowego. — **Prof. dr inż. M. Śmiałowski.** Stopnie naukowe w różnych państwach i sposoby ich nadawania.

Węgiel. Rok II (1948). Nr 7 (lipiec). **Inż. Fr. Topolski.** Uwagi o zbyciu polskiego węgla w latach 1947 i 1948. — **St. Zachorowski.** Inwestycje przemysłu węglowego w portach polskich. — **Inż. Z. Butler.** Górnictwo węglowe w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej. — Nr 8 (sierpień). **Inż. Wł. Żukowski.** Zasilanie zagłębia węglowego górno-sląskiego w wodę z obszaru Białej Przemyśły. — **Przegląd zagraniczny** (m. in. notatka o specjalnej sesji Światowej Konferencji Energetycznej w sprawie oszczędności paliwa i energii). — **Przegląd prasy krajowej** (m. in. omówienie artykułu inż. K. Nowakowskiego pt. „Zagadnienie zaopatrywania w wodę zakładów hutniczych w górno-sląskim okręgu przemysłowym“, wydrukowanego w N-rze 3 „Hutnika“ z 1948 r.).

Wiadomości Hutnicze. Rok IV (1948). Nr 5—6 (maj — czerwiec). **Hutnictwo na Ziemiach Odzyskanych.** — **H. Zajosz.** Zmniejszenie wybraków hartowniczych wierceł krętych przez przydział odpowiedniego gatunku stali. — **Inż. M. Zdunkiewicz.** Walcowanie na zimno blachy taśmowej. — **Mgr M. Sikora.** Hutnictwo polskie po wojnie (1945—1947). — **W. Stopczyk.** Naukowa organizacja pracy. — **Inż. St. Rurański.** Kącik językowy. — **Mgr R. Kulezycki.** Organizacja odpoczynku na wczasach.

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Rok III (1948). Nr 5—6 (maj—czerwiec). **Prof. dr inż. A. Bolewski.** Ziemie Odzyskane podstawą surowcową polskiego przemysłu ceramicznego. — **Mgr E. Görlich.** Minerale ilaste. — **Inż. Zb. Tokarski.** Wyniki badania kaolinów i glin. — **Dr inż. J. Konarzewski.** Sprawozdanie z prac Komisji Racjonalizacji Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. — **J. Kostecki.** Kopalnictwo Zjednoczonych Zakładów Materiałów Ogniotrwałych na Ziemiach Odzyskanych. — **J. Fidler.** Problem szybkiego obrotu wagonów.

Cement. Rok IV (1948). Nr 5 (maj). **Prof. dr inż. M. Gregor.** Przemysł cementowy w państwach skandynawskich. — **Inż. J. Nechay i dr inż. W. Olszak.** Żelbet w prefabrykacji włoskiej. — **Inż. W. Pogany.** Oszczędność drewna w budownictwie żelbetowym. — **Amerykańskie budowle szklone.** — Nr 6—7 (czerwiec — lipiec). **Inż. H. Gruszczyk.** Wpływ warunków suszenia na hydrauliczne własności granulowanych żużli wielkopieczowych. — **Inż. K. W. Nikulin.** O typie urządzeń dla nowych cementowni w ZSRR. — **Cement na Wystawie Ziemi Odzyskanych.** — **Współpraca z przemysłem cementowym Czechosłowacji.** — **Dystrybucja cementu bez opakowania.** — **A. Nowak.** Żelbet czy ceramika zbrojona?

Nafta. Rok IV (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Dr inż. St. Wyrobek.** Telluryczne metody poszukiwawcze. — **Inż. J. Ostaszewski i inż. A. Waliduda.** Palki na gaz ziemny w gospodarstwie domowym (dokończenie). — **Inż. R. Glaser.** Postęp w konstrukcji samochodów a ekonomia paliwa. — **Dr J. Pilecki.** Z przeszłości nafty (ślądami Łukasiewicza).

Przegląd Chemiczny. Rok VI (1948). Nr 5—6 (maj — czerwiec). **Mgr Z. Kaszuba.** O chlorowaniu metanu chlorem. — **A. Krause.** Katalizatory redukcyno-oksydacyjne. — **W. Tomassi i W. Palczewska.** Badania nad podniesieniem wydajności złota z rud arsenowych. — **Inż. Stanisława Trojok.** Prace nad otrzymywaniem tiomocznika. — Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Zeszyt poświęcony V Zjazdowi Chemików Polskich.**

Wiadomości Chemiczne. Miesięcznik. Wydawca: Komitet Studenckich Kół Chemicznych w Polsce. Redaktor odpowiedzialny: Zbigniew Schabowski. Redakcja i administracja: Łódź, ul. Uniwersytecka 3, m. 5. Cena pojedynczego numeru 60 zł.

Rok II (1948). (czerwiec). **Prof. dr W. Jakób.** O związkach sprzężonych. — **Prof. dr A. Basiński.** O najcięższym izotopie wodoru. — **Doc. dr B. Skarżyński.** Witamina B₁ — tiamina — aneuryna. — **R. Mierzecki.** Jakże czasopisma chemiczne prenumerować? — **Kronika naukowa** (50-lecie odkrycia polonu i radu).

Przegląd Mechaniczny. Rok VII.I (1948). Nr 6 (czerwiec). **Inż. M. Lesz.** Po Konferencji Narzędziowo-Obrabiarkowej w Poznaniu. — **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Wytrzymałość na obciążenia zmienne. — **Prof. dr inż. A. Langrod.** Teoria tarcia w świetle zjawiska zejścia pojazdu kolejowego z szyn. — **Prof. dr inż. Z. Kłębowski.** Współpraca inżyniera z fizykiem jako warunek do ożywienia postępu technicznego. — **Inż. A. Rummel.** Wtrysk paliwa lekkiego w silniku samochodowym. — **Inż. St. Krassowski.** O interferencji zębów w przekładniach zębatych o wewnętrznym ząbieniu. — **Inż. T. Czajkowski.** Użycie niewłaściwego paliwa jako jeden z przejawów marnotrawstwa w przemyśle. — **Inż. J. Rafalski.** Izolacja cieplna i akustyczna. — **Dyskusja w sprawie artykułu prof. dra inż. Wł. Burzyńskiego pt. „Moment“** (uwagi inż. St. Bodaszewskiego, prof. dra inż. W. Moszyńskiego, inż. W. Urbanowskiego, prof. dra inż. Z. Kłębowskiego, Wł. Jarominka i prof. dra inż. Wł. Burzyńskiego). — **Inż. T. Ołpiński.** Uwagi o artykule prof. K. Wesołowskiego „Ulepszanie cieplne jednostopniowe“. — **Prof. inż. K. Wesołowski.** Wyjaśnienia do artykułu „Ulepszanie cieplne jednostopniowe“.

Mechanik. Rok XXI (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Redakcja.** O warunkach realizacji planu technicznego. — **Inż. M. Złowodzki.** Tokarki o cyklu automatycznym. — **Inż. St. Kulesza.** Obrabiarkę na Międzynarodowych Targach Poznańskich. — **S. K. Narzędzia na Targach Poznańskich.** — **Inż. J. Tuszyński.** Wrażenia z wystawy obrabiarkowej w Chicago. — **Inż. J. Obalski.** O interferencyjnym pomiarze długości (dokończenie). — **Dr inż. J. Wiecezorek.** Produkujemy w kraju spawalnice przetwornicowe. — **Prof. inż. K. Gierdziejewski.** Czy zmechanizowane ładowanie żeliwiaków zawsze jest wskazane? — **Inż. M. Materny.** Kilka praktycznych wskazówek do obliczania wsadów i prowadzenia żeliwiaków. — **Prof. inż. K. Gierdziejewski.** Z dziejów odlewnictwa na Ziemiach Polskich. — **Inż. A. Minchejmer.** Typy samochodów, używanych w Polsce. — **A. M.** Samochodowe turbiny spalinowe. — **A. M.** Konferencja w sprawie samochodów akumulatorowych. — **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Tarcie. —

Prof. dr inż. M. T. Huber. Granica płynności, czy granica plastyczności? — **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Równokierunkowość, równozwrotność, bezkierunkowość czy izotropia? — **Inż. H. Pabijanek.** Metr. — **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Osobliwa herezja mechaniczna. — **Inż. T. Gutkowski.** Pomiary promieni krzywizn soczewek. — **Inż. Fr. Hwozdzeński.** — Uproszczony sposób obliczania ciężaru prętów stalowych za pomocą suwaka. — **S. K.** Jak wykonywa się otwory do doprowadzania chłodziwa w wiertłach krętych? — **Inż. T. Lisewski.** Produkcja soczewek z mas plastycznych.

Politechnika. Rok III (1948). Nr 4 (kwiecień). **Inż. J. Piaskowski.** Krystaliczna budowa metali i stopów. — **Inż. A. Siekierski.** Nowoczesne maszyny do liczenia.

Biuletyn Techniczny. Wydaje Komitet Redakcyjny Polskiego Towarzystwa Technicznego we Francji (Société Technique Polonaise en France). Redaktor naczelny: inż. Marian Jutisz. Adres redakcji i administracji: 23, rue Taitbout, Paris 9e. Rok 1948, Nr 1. **Od redakcji.** — **Inż. W. Dostatni.** Jednoroczny bilans Polskiego Towarzystwa Technicznego. — **Inż. M. Jutisz.** Francuski Ośrodek Narodowy do Badań Naukowych i Technicznych. — **Inż. W. Szwidowski.** Międzynarodowa Wystawa Urbanistyczna w Paryżu. — **Inż. W. Dostatni.** Wibrofor wysokiej częstotliwości Amslera. — **Inż. A. Miączynski.** Pomiary niskich ciśnień. — **Inż. R. Konicki.** Konstrukcje z betonu przedsprężonego. — **Inż. Z. Petion.** Zakład wodno-elektryczny „Génissiat” (Francja). — **Inż. W. Dostatni.** W sprawie obliczania naprężeń w łopacie śmigła. — **Bibliografia.** — Nr 2. **Inż. J. Kopcewski.** Doświadczenia, osiągnięte przy budowie Dworca Morskiego w Le Havre. — **Inż. R. Konicki.** Racjonalny dobór składników betonu. — **Inż. M. Złowodzki.** Niskie temperatury w zastosowaniu do obróbki termicznej narzędzi. — **Inż. A. Miączynski.** Ogrzewanie wysoką częstotliwością. — **Inż. W. Dostatni.** Francuskie ośrodki dokumentacji technicznej. — **Inż. A. Miączynski.** Udział przemysłu elektro- i radiotechnicznego w wiosennych Targach Paryskich 1948 r. — **Bibliografia.** — **Skrzynka pocztowa.**

Powstałe w lutym 1947 r. Polskie Towarzystwo Techniczne we Francji, znajdujące się w ścisłym kontakcie z naszą Naczelną Organizacją Techniczną (NOT), zaczęło obecnie wydawać (na razie co trzy miesiące) — na powielacz — „Biuletyn Techniczny”, który pragnął by nawiązać bezpośrednie stosunki ze stowarzyszeniami i czasopismami technicznymi w Polsce. Celem „Biuletynu Technicznego” jest ogłaszanie na jego łamach prac oryginalnych, — technicznych i naukowych — naszych kolegów we Francji, informowanie o postępach techniki i nauki we Francji, omawianie najnowszych wydawnictw francuskich oraz przegląd francuskiej prasy technicznej. Spośród prac, zamieszczonych w pierwszych dwu numerach „Biuletynu Technicznego”, na szczególną uwagę zasługuje artykuł inż. Dostatniego pt. „Jednoroczny bilans Polskiego Towarzystwa Technicznego”.

Przegląd Elektrotechniczny. Rok XXIV (1948). Nr 7—8 (sierpień). W numerze tym zamieszczony został cykl artykułów, poświęconych linii przesyłowej Śląsk-Łódź na napięcie 220 kV, obejmujący 4 grupy tematów: I. Założenia gospodarcze, techniczne i organizacyjne. II. Wytwarzanie części składowych linii w fabrykach. III. Budowa linii w terenie oraz podstacji krańcowych. IV. Uwagi, wnioski i wyniki.

Dzięki wydaniu omawianego tu zeszytu redakcja „Przeglądu Elektrotechnicznego” umożliwiła ogółowi elektryków polskich zapoznanie się z — posiadającymi wielką i trwałą wartość — materiałami, dotyczącymi

budowy linii Śląsk-Łódź. Autorowie odnośnych artykułów, którymi są projektodawcy, kierownicy i wykonawcy budowy linii, roztaczają przed czytelnikiem plastyczny obraz swych wysiłków nad zrealizowaniem powierzonego im zadania, przy czym treść ich prac stanowią nie matematyczne obliczenia, czy też teoretyczne rozważania, lecz wyłącznie wyjaśnienia i wskazówki praktyczne. Na specjalną uwagę zasługuje ponadto obfitość ilustrujących tekst rysunków i fotografii.

Przegląd Telekomunikacyjny. Rok XXI (1948). Nr 4 (kwiecień). **I. Wasutyńska.** O układach jednostek, używanych w nauce o elektryczności i magnetyzmie. — **L. K.** O zastosowaniach techniki telewizji (Latająca torpeda z okiem elektrycznym). — **Prof. dr W. Majewski.** Uwagi o specjalizacji w tele- i radiotechnice. — **Stereofonia.**

Inżynieria i Budownictwo. Rok V (1948). Nr 5 (maj). **Inż. Wł. Danilecki.** Odbudowa gmachu Państwowych Zakładów Wydawnictw Szkolnych w Warszawie. — Nr 6 (czerwiec). **Mgr St. Mizera.** Zasadnicze wskazania w dziedzinie usprawnienia i potanienia budownictwa. — **Prof. dr inż. Cz. Kłoś.** O właściwe projektowanie obiektów inżynierskich.

Przegląd Budowlany. Rok XX (1948). Nr 6 (czerwiec). **Cz. Klarner.** W sprawie finansowania budownictwa prywatnego. — Nr 7 (lipiec). **Rola prywatnej inicjatywy budowlanej w odbudowie Ziemi Odzyskanych.** — **Dr J. J. Guranowski.** Budownictwo mieszkaniowe w miastach Ziemi Odzyskanych. — **A. Sadra-kuła.** Odbudowa wsi na Ziemiach Odzyskanych. — **Prof. dr inż. J. Zachwatowicz.** Pomniki kultury polskiej na Ziemiach Odzyskanych, ich losy, ochrona i upowszechnienie. — **Inż. J. Rybicki.** Problemy odbudowy miasta Wrocławia. — **Prof. dr St. Kulczyński.** Architektura Wrocławia szkołą polskich budowniczych. — **Inż. A. Szafkowski.** Odbudowa „Pafawagu”. — **Dr inż. K. Wejchert.** Wystawa prac Zakładu Urbanistyki Politechniki Warszawskiej. — **Inż. J. Nechay.** Budownictwo doświadczalne we Włoszech. — **Prof. dr inż. Cz. Kłoś.** Zalety i wady stali lub stalbetu przy budowie fundamentów pod turbogeneratory.

Przegląd Komunikacyjny. Rok 1948. Nr 6 (czerwiec). **Inż. W. Grobicki.** Pęknięcie szyn i jego przyczyny. — **Dr inż. A. Kręglewski.** Szkicowy projekt gazyfikacji Polski dla celów komunikacji i motoryzacji. — **Dział językowy.** — Nr 7 (lipiec). **Dr T. Bissaga.** Transport europejski w świetle zmian powojennych — dokument ONZ. — **Przegląd prasy zagranicznej** (m. in. notatka pt. „Metro w Sztokholmie”). — **Dział językowy.**

Drogownictwo. Rok III (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Inż. Fr. Przewirski i inż. J. Francos.** Odbudowa wiszącego Mostu Grunwaldzkiego na Odrze we Wrocławiu (ciąg dalszy). — **Inż. St. Rodkiewicz.** Drzewa i krzewy przy drogach (dokończenie).

Gospodarka Wodna. Rok VIII (1948). Nr 5—6 (maj — czerwiec) **Inż. Z. Kornacki.** Odra — **Wł. Magiera.** Opłacalność inwestycji na Odrze na tle nowego układu gospodarczego Polski. — **Inż. St. Ichnatowicz.** Perspektywy rozbudowy drogi wodnej Odry. — **Inż. J. Himmer.** Odbudowa Odry skanalizowanej i Kanału Gliwickiego. — **Inż. W. Muszyński.** Rozwój regulacji Odry. — **Inż. St. Baszyński.** Prace zbiorowe w dorzeczu Odry i projekty na przyszłość. — **Inż. A. Arku-szewski.** Śródlądowe porty na Odrze. — **Inż. J. Lam-bor.** Szczecin — port żeglugi śródlądowej. — **Inż. Zb.**

Kuszewski. Tabor żeglugowy na Odrze, jego stan obecny i perspektywy rozwoju. — **Inż. L. Nekanda-Trepka.** Nowe holowniki dla Odry. — **Inż. St. Hawrylikiewicz.** Wydobywanie zatopionych obiektów, pływających na Odrze. — **Inż. A. Arkuszewski.** Zasilanie Odry ze zbiorników dla potrzeb żeglugi oraz dalsze możliwości na najbliższe lata. — **Inż. J. Lambor.** Statystyka ruchu żeglugowego na Odrze i przewidywane przewozy. — **Inż. St. Baszyński.** Roboty uszczelniające na zaprze w Lubachowie. — **Techn. T. Bauman.** Budowle wodne na Dolnym Śląsku. — **Inż. J. Grodzki.** Odwodnienie niziny Słubicko - Kostrzyńskiej. — **Inż. L. Skibniewski.** Łęgi Odrzańskie. — **Inż. J. Wokroj.** Charakterystyka przebiegu stanów wody w okresie I. XI. 1947 — 30. IV. 1948.

Zeszyt ten, poświęcony drodze wodnej Odry, informuje czytelnika w szeregu artykułów — w sposób dokładny i wyczerpujący — o tym, co zastaliśmy na Odrze, czego na niej i w jej dorzeczu przez ostatnie 3 lata dokonaliśmy, tudzież jakie są nasze plany i zamierzenia na przyszłość. Temat to interesujący dziś nie tylko specjalistów hydrotechników, lecz również i sfery gospodarcze kraju oraz całe społeczeństwo polskie, Odra jest bowiem kręgosłupem Ziemi Odzyskanych, naturalnym szlakiem komunikacyjnym, łączącym górną - śląskie zagłębie węglowe — poprzez Gliwice i Koźle — ze Szczecinem jest drogą wodną nie wyłącznie Polski, ale i bratniej Czechosłowacji, która już w niedalekiej przyszłości, po wybudowaniu pierwszego odcinka kanału Odra—Dunaj, od Koźla do Morawskiej Ostrawy, będzie mogła w pełni korzystać z portu morskiego w Szczecinie. Całość omawianego — w liczne ilustracje wyposażonego — numeru przedstawia się nadzwyczaj dodatnio.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Rok XXII (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Inż. E. Kwiatkowski.** Rola gazownictwa w nowej Polsce. — **Prof. inż. mgr Z. Rudolf.** Linia rozwojowa techniki sanitarnej w Odrodzonej Polsce.

Przegląd Geodezyjny. Rok IV (1948). Nr 5 — 6 (maj — czerwiec). Jest to zeszyt specjalny, na którego treść składają się artykuły, opracowane wyłącznie przez geodetów czeskich.

Dom — Osiedle — Mieszkanie. Rok XIV (1948). Nr 3 — 4 (marzec — kwiecień). **J. Goryński.** Na drodze do właściwego planu budownictwa mieszkaniowego. — **Akcja finansowania budownictwa mieszkaniowego przez BGK w latach 45 — 47.** — **J. Cegielski.** Mieszkania duże, czy małe? — **St. Gryniewicz.** Gospodarka budynkami mieszkalnymi na Ziemiach Odzyskanych.

Wiadomości Urzędu Patentowego. Rok XXIV (1948). Nr 5 (maj). **Patenty na wynalazki.** Udzielony został patent Nr 33444 na termometr dylatacyjny (Roman Dawidowski, Kraków). — Nr 6 (czerwiec). **Rzeczniccy patentowi.** Na urzędową listę rzeczników patentowych został wpisany ob. Józef Felkner (Warszawa, Al. Jerozolimskie 59). — **Patenty na wynalazki.** Udzielony został patent Nr 33451 na sposób nawęglania stali lub podobnych materiałów żelaznych gazem świetlnym (British Iron and Steel Corporation, Harry Lister Riley i John Taylor, Wielka Brytania).

Wiadomości PKN. Rok XVI (1948). Nr 5 (maj). **Dr inż. L. Krauze.** Uwagi o normalizacji metali niezależnych („kolorowych“). — **Mgr K. Wiśniewski.** Sta-

tystyczne metody kontroli produkcji. — **Projekty norm.** Miedź. Określenia i klasyfikacja. — **Katody.** — **Wlewki.** — **Blachy.** — **Taśmy.** — **Drut przeciągany.** — **Rury ciągnione bez szwu.** — Nr 6 (czerwiec). **Projekty norm.** Stal węglowa walcowana (pręty ośmiokątne, półokrągłe, półeliptyczne). — **Miedź (pręty miedziane przeciągane okrągłe, kwadratowe, sześciokątne, płaskowniki miedziane przeciągane).** — **Rury kondensatorowe bez szwu.** — **Mosiądz przeciągany (pręty okrągłe, kwadratowe, sześciokątne, prostokątne).**

Przegląd Organizacji. Rok XVIII (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **J. Żółtaszek.** Współzawodnictwo pracy w świetle naukowej organizacji. — **Dr inż. Z. Zbiehorski.** Transport wewnętrzny. — **Wł. Baliński.** Kontrola gospodarowania czasem jako zabieg, poprzedzający podwyższanie wydajności prac biurowych. — **W. G. Tordeur.** Psychotechniczny dobór majstrów. — **Inż. A. Bajkowski.** Inspekcja maszyn i urządzeń technicznych. — **Inż. Z. Danek.** Karta nieobecności.

Motoryzacja. Rok III (1948). Nr 7 (lipiec). **K. J. Weber.** Niemiecki przemysł samochodowy ubiega się o rynki zbytu. — **Kpt. E. Jaško.** Jak kierowca winien się zachować w razie wypadku? — **R.** Nowy polski samochód. — **Witr.** Samochód Skoda 1101.

Skrzydłata Polska. Rok IV (1948). Nr 7 (lipiec). **Zdobycze techniki lotniczej w ZSRR.** — Nr 8 (sierpień). **Mjr J. Przymanowski.** Luftwaffe podnosi głowę. — **Źródła potęgi lotnictwa radzieckiego.**

Bank Gospodarstwa Krajowego. Przegląd Kwartalny. Rok XVII (1948). Nr 2 (czerwiec). **Narodowy Plan Gospodarczy na rok 1948.** — **Przegląd sytuacji gospodarczej** (Charakterystyka ogólna. Pieniądz i kredyt. Przemysł państwowy. Przemysł spółdzielczy. Przemysł prywatny. Rzemiosło. Rolnictwo. Obrót towarowy. Komunikacja. Wykresy).

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Rok IV (1948). Nr 6 (czerwiec). **Sytuacja ekonomiczna Polski w kwietniu 1948 r.** — **Przegląd bibliograficzny ważniejszych pozycji literatury ekonomicznej z zakresu pieniądza, kredytu i bankowości z okresu 1939—1947.** — Nr 7 (lipiec). **Sytuacja ekonomiczna Polski w maju 1948 r.** — **Dr Z. Witkowski.** O udoskonaleniu gospodarki pieniężnej przedsiębiorstw. — **Przegląd bibliograficzny ważniejszych pozycji literatury ekonomicznej z zakresu pieniądza, kredytu i bankowości z okresu 1939 — 1947 (ciąg dalszy).**

Biuletyn Instytutu Gospodarstwa Narodowego. Rok III (1948). Nr 7 (czerwiec). **Dr W. H. Hagemeyer.** Przegląd ogólny. — **W. Fischer.** Rynek pieniężny w Polsce. — **Mgr W. Iwaskiewicz.** Płace i zatrudnienie w II połowie 1947 r. — **T. Zawadzki.** Produkcja przemysłowa w II półroczu 1947 r. — **Mgr T. Witt.** Obrót zagraniczny Polski 1947. — English summaries.

Prace Instytutu Gospodarstwa Narodowego. Rok II (1948). Nr 4 (sierpień). **J. Wojtyniak i mgr W. Iwaskiewicz.** Wskaźniki zatrudnienia. — English summaries.

J. Chmielowski

Różne wiadomości

Produkcja koksowni „Walenty“. Koksownia „Walenty“ w Rudzie Śląskiej wyprodukowała — od chwili objęcia jej po okupancie przez CZPW i uruchomieniu — do dnia 1 kwietnia 1948 r. 1.045.005 ton koksu, 40.119 ton smoły, 9.159 ton siarczanu amonu i 13.313 ton benzolu.

Ożywiony eksport stali i żelaza z Czechosłowacji. Ostatnio daje się zauważyć znaczne ożywienie eksportu żelaza i stali z Czechosłowacji. Wg doniesień misji czeskiej, przebywającej obecnie w Bombaju, wyroby stalowe z Czechosłowacji mają być eksportowane do Indii. Czechosłowacja będzie mogła wysyłać do Indii maszyny użytkowe i maszyny dla ciężkiego przemysłu. Ponadto delegacja burmańska przeprowadziła niedawno w Pradze pertraktacje w sprawie zakupu szeregu artykułów inwestycyjnych i konsumcyjnych. Czechosłowacja ma dostarczać Burmie artykuły żelazne, samochody, rowery itp., otrzymywać zaś m. in. metale kolorowe.

Rekordowe liczby transportu rudy. Na jednym z dworców kolejowych w pobliżu Kiruny (płn. Szwecja) zdobyto ostatnio rekord transportu rudy, który znacznie przekracza szczytowe osiągnięcia w tej dziedzinie z 1938 r.: w ciągu jednego dnia zdołano wyeksportować 1034 wagony rudy (dziennie wysyła się z Kiruny — w kierunku portu Narvik — przeciętnie 22 pociągi rudy, składające się z ok. 40 — 42 wagonów każdy). Dalszy rozwój transportu rudy będzie z powodu trudności technicznych ograniczony, przeszkodę bowiem stanowi brak wagonów i koleje szwedzkie domagają się budowy 500 nowych wagonów. Zdolność przepustowa portu w Narvik jest również szkopułem w rozwoju transportu rudy, a liczne wraki i okręty, znajdujące się na dnie tego fiordu, utrudniają żeglugę. Wprawdzie od zakończenia wojny wydobyto już 11 okrętów, jednakże na dnie morza pozostają jeszcze 23 okręty, których wydobyć — ze względu na to, że zatopiono je z pełnym ładunkiem — nie jest łatwe do wykonania. Jak najszybsze pełne wykorzystanie portu w Narvik leży w interesie rządu norweskiego, a przystosowanie 3 nadbrzeża ma — przez umożliwienie ładowania 3 okrętów naraz — uintensywnić ekspedycję rudy.

Terminy dostawy wyrobów stalowych z Zachodnich Niemiec wynoszą 4 do 5 miesięcy dla szyn kolejowych, kształtowego i szerokostopowego żelaza, 8 miesięcy dla rygli i grubych blach, a 9 do 10 miesięcy dla cienkich blach, rur i drutów. Wyroby ocynkowane mogą być — z powodu trudności w otrzymywaniu cynku — dostarczone z terminem 2 lat.

Produkcja aluminium w Bizonii ma być — zgodnie z zarządzeniem władz okupacyjnych — podjęta na nowo. Zakład Lippe koło Lünen otrzymał program produkcyjny na 11.000 t rocznie. Niezbędne do rozpoczęcia pracy ilości boksytu zostały już dostarczone. Również zakład Bayern koło Töging ma — w celu zapotrzączenia w aluminium południowej części strefy okupacyjnej — podjąć produkcję na nowo.

Rewizja zapotrzebowania cyny z powodu zmniejszenia produkcji. Międzynarodowe Biuro Cynowe oceniło światową produkcję cyny na 150 tys. ton dł. w 1948 r., wobec 170 tys. t dł. w 1949 r. i 200 tys. t dł. w 1950 r. Liczby te są mniejsze niż przewidywano

(163 tys. t dł. w 1948 r. i 201 tys. t dł. w 1949 r.) na zebraniu Biura w 1947 r. Przyczyną zmniejszenia produkcji są trudności w odbudowie kopalń cyny na Dalekim Wschodzie, jak również redukcja tonażu, pochodzącego z innych źródeł.

Tygielki z blachy molibdenowej o czystości, przekraczającej 99,9% Mo stosuje się nieraz zamiast tygielków platynowych. Wyrabia się je przez wytłaczanie blachy, dzięki czemu są one wytrzymałe i stosunkowo tanie.

Najgłębszy odwiert naftowy w Europie. W 1947 roku osiągnięto w odwiercie naftowym Puymaurin Nr 1 koło l'Isle en Dodon (Francja, departament Haute Garonne) głębokość 4043 metrów. Jest to najgłębszy z dotychczas wierconych otworów naftowych w Europie. Odwierciła go załoga francuska pod kierunkiem francuskich inżynierów i techników.

Dmucha o podwyższonym ciśnieniu w wielkich piecach. Amerykańska Republic Steel Corporation zastosuje jeszcze w br. do 5 wielkich pieców w zakładach swych w Warren, Buffalo, South Chicago i Youngstown dmucha o podwyższonym ciśnieniu (porówn. artykuł inż. E. Mazanka w „Hutniku“ z 1947 r., Nr 11, str. 541—545). Najważniejszą instalacją otrzyma wielki piec w Warren, który będzie posiadał olbrzymią turbodmuchawę o wydajności 212.000 Nm³/h, przy ciśnieniu 2,8 atn. Dzięki niej i pracy pieca przy podwyższonym ciśnieniu produkcja tego pieca powinna osiągnąć 1450 t surówki/24 h, tj. o ok. 25% więcej niż wynosiła dotąd normalna jego wydajność. Turbodmuchawa w zakładach w Buffalo będzie 5-stopniową sprężarką o wydajności 160.000 Nm³/h, przy ciśnieniu 2,8 atn. Nowe dmuchawy zostaną zbudowane jedynie tylko w Warren i w Buffalo, do reszty zaś wielkich pieców przystosuje się już istniejące tam urządzenia.

Przemysł stalowy Stanów Zjednoczonych posiada — wg stanu z kwietnia 1948 r. — ogółem 944 piece martenowskie, 29 konwertorów Bessemera i 217 pieców elektrycznych.

Amerykańska Coppers Company uruchomiła w ciągu jednego roku 452 piece w 8 koksowniach. Zdolność przeróbki węgla w nowouruchomionych bateriach wynosi ok. 3,5 miln. t/rok.

Zwyżka cen stali w Ameryce Północnej. Wielką sensacją w kołach gospodarczych USA wywołała w lipcu br. zmiana systemu cen sprzedaży stali, zamiast dotychczasowego systemu cen rejonowych wprowadzono bowiem na stal ceny loco huta. W związku z tym koszt nabycia stali podniósł się dla większości odbiorców o 1 — 2 \$ za 1 t. Niezależnie od tego — ogłoszone niedawno przez główne koncerny stalowe — nowe cenniki wykazują zwyżkę cen wyrobów stalowych o ok. 8 \$ za 1 t. Zarzuca się owym koncernom, że w polityce cen kierują się one nie potrzebami kraju lecz jedynie swymi osobistymi interesami, przy czym wskazuje się na fakt, iż zarządza w kwietniu br. przez United Steel Corporation obniżka cen miała charakter manewru wyłącznie strategicznego, którego celem było powstrzymanie wysuwanych przez Związki Zawodowe żądań podwyżki płac.

Dział normalizacyjny

ODKUWKI STALOWE SWOBODNIE KUTE Naddatki i tolerancje

Przedmiotem normy są naddatki na obróbkę mechaniczną i tolerancje kucia dla odkuwek swobodnie kutych, a mianowicie:

- A. krążków i kostek
- B. pierścieni
- C. tulei.

Wszystkie naddatki i tolerancje odnoszą się:

- 1) do wymiarów t. zn. nie są liczone na stronę
- 2) do odkuwek wykonanych ze stali konstrukcyjnych węglowych i niskostopowych t. zn. do ok. 5% sumy zawartości składników stopowych.

Dla wszystkich innych stali np. szybkotnących, narzędziowych, ognioodpornych itp. — naddatki na obróbkę oraz tolerancje kucia zwiększa się o 50%.

Otrzymane przy obliczeniach wyniki dla naddatków i tolerancji kucia należy zaokrąglić do pełnych milimetrów, przy czym: do 0,5 mm — w dół
powyżej 0,5 mm — w górę.

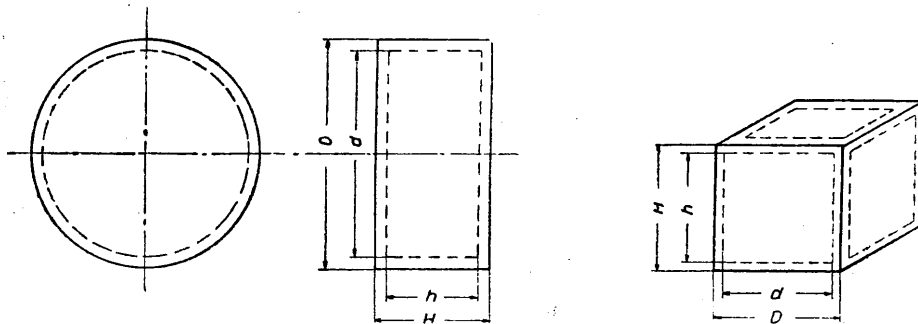
Uwaga: w tablicach Nr. 3, 5, 6, 8, grube linie łamane obejmują zakres wymiarów odkuwek normalnie wykonywanych.

A. Krążki i kostki.

Odkuwki te są swobodnie kute przez wyciąganie i spęczanie.

D i H — oznaczają wymiary odkuwki

d i h — „ „ gotowej części po obróbce mechanicznej.



Podane w tablicach naddatki na obróbkę (tabl. 1) i tolerancje kucia (tabl. 2) odnoszą się do odkuwek, dla których wysokość „H” zawarta jest w granicach:

$$0,1 D \leq H \leq 1,0 D$$

Tablica 1.
Naddatki na obróbkę mechaniczną w mm.

Wymiar „d” części got. (po obr. mech.)	Wysokość „h” części gotowej (po obr. mechanicznej)																						
	powyżej		40	63	100	160	200	250	315	400	500	Naddatki na obróbkę dla:											
	do 40		63	100	160	200	250	315	400	500	630	d	h	d	h	d	h	d	h	d	h		
powyżej	do																						
63	100	6	6	6	6	7	7	8	8														
110	160	7	6	7	6	8	7	8	8	9	9	10	10										
160	200	8	6	8	7	8	8	9	9	10	10	11	11	12	12								
200	250	9	7	9	7	9	8	10	9	11	10	12	12	13	13	15	15						
250	315	10	8	10	8	10	9	11	10	12	11	13	12	14	14	16	16	19	19				
315	400	12	9	12	9	12	10	13	11	14	12	15	13	16	15	18	18	21	21	24	24		
400	500	14	10	14	10	14	11	15	12	16	14	17	15	18	17	20	19	23	23	27	27		
500	630			17	13	18	14	19	15	20	16	21	17	22	19	23	22	26	25	30	30		

Ciąg dalszy na str. 2

Zatwierdzono do użytku wewnętrznego w zakładach podległych C. Z. P. H. na okres przejściowy do 1. I. 1949 roku.

Wydanie	1			NORMY HUTNICZE	NH	PM — 50
Data	I. 1948			C. Z. P. H.		

ODKUWKI STALOWE SWOBODNIE KUTE
Naddatki i tolerancje

T a b l i c a 2.
Tolerancje kucia w mm.

Wymiar odkuwki „D”		Wysokość odkuwki „H”															
		powyżej do 40	40 63	63 100	100 160	160 200	200 250	250 315	315 400	400 500	500 660						
powyżej	do	Dopuszczalne odchylenia na plus i minus															
		D	H	D	H	D	H	D	H	D	H	D	H	D	H	D	H
63	100	2	2	2	2	3	3	3	3								
100	160	2	2	2	2	3	2	3	3	3	3	4	4	4	5		
160	200	3	2	3	2	3	3	3	3	4	4	4	4	5	5	5	6
200	250	3	2	3	2	3	3	4	3	4	4	4	4	5	5	6	6
250	315	4	3	4	3	4	3	4	4	5	4	5	5	6	6	7	7
315	400	4	3	5	3	5	4	5	4	6	5	6	5	7	6	8	8
400	500	6	4	6	4	6	4	6	5	7	6	7	6	8	7	9	8
500	660			7	5	8	6	8	6	9	7	9	7	9	8	10	9
																11	11
																12	12
																13	13

Przykłady:

dla stali konstr. wymiary gotowej części: d — 180 mm h = 140 mm
wymiary odkuwki: D — 189 mm H = 149 mm
wymiary odkuwki z toler.: D — 189 ± 3 mm H = 149 ± 3 mm

dla stali szybkozn. wymiary gotowej części: d — 180 mm h = 140 mm
wymiary odkuwki: D — 193 mm H = 153 mm
wymiary odkuwki z toler.: D — 193 ± 4 mm H = 153 ± 4 mm

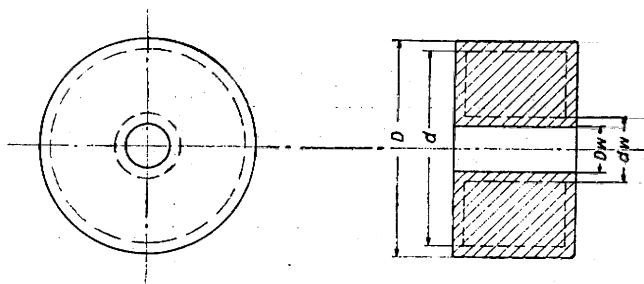
B. Pierścienie.

Odkuwki te, są to swobodnie kute krążki z otworami przy czym otwory mogą być:

- a) przebijane na gorąco
- b) przebijane na wałku i rozkuwane.

D, Dw, H — oznaczają wymiary odkuwki

d, dw, h — oznaczają wymiary gotowej części po obróbce mechanicznej.



Podane w tablicach naddatki na obróbkę (tabl. 3) i tolerancje kucia (tabl. 5) odnoszą się do odkuwek, dla których wysokość „H” zawarta jest w granicach:

$$0,1 D < H < 1,0 D$$

Dla cienkościennych pierścieni o grubości ścianki od 8 mm do 40 mm należy:

- 1) naddatki normalne na obróbkę (tabl. 3) powiększyć o pewien procent. Procent tego dodatkowego naddatku jest określony w tabelicy 4.
- 2) tolerancje kucia podane w tabl. 5 zwiększyć o 20%.

ciąg dalszy na str. 3

ODKUWKI STALOWE SWOBODNIE KUTE
Naddatki i tolerancje

Tablica 3.
Naddatki na obróbkę mechaniczną w mm.

Srednica „d” części gotowej (po obr. mechanicznej)		Wysokość „h” części gotowej (po obróbce mechanicznej)																												
		powyżej	40	63	100	160	200	250	315	400	500																			
		do	40	63	100	160	200	250	315	400	500	630																		
		Naddatki na obróbkę dla:																												
powyżej	do	d	dw	h	d	dw	h	d	dw	h	d	dw	h	d	dw	h	d	dw	h	d	dw	h								
63	100	6	9	6	6	9	6	7	10	7	7																			
100	160	7	10	7	7	10	6	8	12	7	8	12	8																	
160	200	8	12	6	8	12	7	8	12	8	9	13	9	10	15	10														
200	250	9	13	7	9	13	7	9	13	8	10	15	9	11	15	10	12	18	12											
250	315	10	15	8	10	15	8	10	15	9	11	15	10	12	18	11	13	19	12	14	21	14								
315	400	12	18	9	12	18	9	12	18	10	13	19	11	14	21	12	15	22	13	16	24	15	18	27	18					
400	500	14	21	7	14	21	10	14	21	11	15	22	12	16	24	14	17	25	15	18	27	19	23	34	23					
500	630			17	25	13	18	27	14	19	28	17	20	30	16	21	30	17	22	33	19	23	34	22	26	39	25	30	45	30

Tablica 4.

Dodatkowe naddatki na obróbkę w procentach dla cienkościennych pierścieni.

Srednica „d” części gotowej (po obr. mechan)		Przy grubościach ścian $\frac{d-dw}{2}$ w mm				
		powyżej	8	10	16	25
		do	10	16	25	40
powyżej	do	Powiększyć naddatki wg tabl. 3 o %:				
63	100					
100	160	20				
160	200	30	20			
200	250	30	20			
250	315	40	30	20		
315	400	40	30	20		
400	500	50	40	30	20	
500	630	50	40	30	20	

Tablica 5.

Tolerancje kucia w mm.

Srednica zewnętrzna odkuwki „D”		Wysokość odkuwki „H”																							
		powyżej	40	63	100	160	200	250	315	400	500														
		do	40	63	100	160	200	250	315	400	500	660													
		Dopuszczalne odchylenia na plus i minus																							
powyżej	do	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H			
63	100	3	5	3	3	5	3	3	5	3	3	5	3	3	5	3	3	5	3	3	5	3	3	5	
100	160	3	5	3	4	6	3	4	6	3	4	6	3	4	6	3	4	6	3	4	6	3	4	6	
160	200	4	6	3	4	6	3	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	
200	250	4	6	3	4	6	3	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	4	4	6	
250	315	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	
315	400	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	4	5	7	
400	500	6	9	4	6	9	4	6	9	4	6	9	4	6	9	4	6	9	4	6	9	4	6	9	
500	660			7	10	5	8	12	6	8	12	6	8	12	6	8	12	6	8	12	6	8	12	6	8

Przykłady:

1) pierścień normalny ze stali konstrukc.

wymiary gotowej części: d = 300 mm dw = 170 mm h = 150 mm
wymiary odkuwki: D = 311 mm Dw = 155 mm H = 160 mm
wymiary odkuwki z toler.: D: 311 ± 5 mm Dw: 155 ± 7 mm H: 160 ± 4 mm

Ciąg dalszy na str. 4

ODKUWKI STALOWE SWOBODNIE KUTE

Naddatki i tolerancje

Str. 4

2) pierścień cienkościenny ze stali konstrukc.

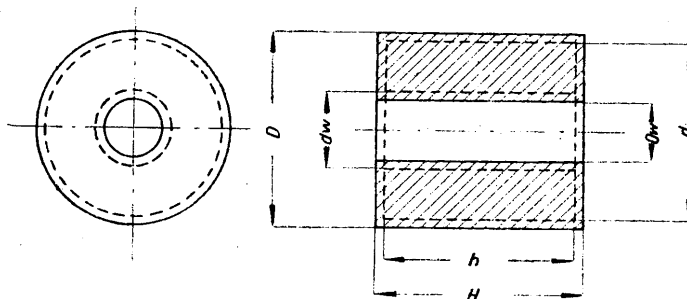
wymiary gotowej części:	$d = 320 \text{ mm}$	$dw = 280 \text{ mm}$	$h = 80 \text{ mm}$
wymiary odkuwki:	$D = 334 \text{ mm}$	$Dw = 260 \text{ mm}$	$H = 92 \text{ mm}$
wymiary odkuwki z toler.:	$D = 311 \pm 6 \text{ mm}$	$Dw = 260 \pm 8 \text{ mm}$	$H = 92 \pm 5 \text{ mm}$

C. Tuleje.

Odkuwki te, są to swobodnie kute krążki z przebijanymi otworami, a następnie wyciągane na wału.

D, Dw, H — oznaczają wymiary odkuwki

d, dw, h — oznaczają wymiary gotowej części po obr. mechanicznej.



Podane w tablicach naddatki na obróbkę mechaniczną (tabl. 6) i tolerancje kucia (tabl. 8) odnoszą się do odkuwek dla których wysokość „H” i średnica wewnętrzna „Dw” zawarte są w granicach:

- 1) $1 D \leq H \leq 2 D$
- 2) $50 \text{ mm} + 0,1 D + 0,05 H \leq Dw \leq 250 \text{ mm}$

Dla cienkościennych tulei o grubości ścianki od 10 mm do 40 mm należy:

- 1) naddatek normalny na obróbkę (tabl. 6) powiększyć o pewien procent. Procent tego dodatkowego naddatku jest określony w tabl. 7.
- 2) tolerancje kucia, podane w tabl. 8. zwiększyć o 20%.

T a b l i c a 6.

Naddatki na obróbkę w mm.

Średnica zewnętrzna części got. (po obr. mechanicznej)		Wysokość „h” części gotowej (po obr. mechanicznej)						
		powyżej 100 do 160	160 200	200 250	250 315	315 400	400 500	500 630
		Naddatki na obróbkę dla:						
powyżej	do	d c w h	d dw h	d dw h	d dw h	d dw h	d dw h	d dw h
100	160	10 15 8	10 15 12	11 16 16	12 18 23	13 19 23		
160	200		12 18 10	13 19 13	14 21 18	15 22 27		
200	250			14 21 12	15 22 16	17 25 23	18 27 33	
250	315				17 25 14	19 28 20	20 30 28	23 34 28
315	400					21 31 18	23 34 24	26 39 34
400	500						26 39 23	29 43 30
500	630							32 48 30

Ciąg dalszy na str. 5.

ODKUWKI STALOWE SWOBODNIE KUTE
Naddatki i tolerancje

Tablica 7.

Dodatkowe naddatki na obróbkę w procentach dla cienkościennych tulei.

Średnica zewnętrzna „d” części gotowej (po obr. mechanicznej)		Przy grubościach ścian $\frac{d-dw}{2}$ w mm		
		powyżej 10	16	25
		do 16	25	40
powyżej	do	Powiększyć naddatki wg tabl. 6 o 0/0:		
100	160	10		
160	200	20		
200	250	20		
250	315	30	10	
315	400	30	10	
400	500	50	30	10
500	630	50	30	10

Tablica 8.

Tolerancje kucia w mm.

Średnica zewnętrzna odkuwki „D”		Wysokość odkuwki „H”																						
		powyżej 100	160	200	250	315	400	500																
		do 160	200	250	315	400	500	660																
		Dopuszczalne odchylenia na plus i minus dla:																						
powyżej	do	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H	D	Dw	H								
100	160	4	6	3	4	6	5	4	6	7	5	7	10	5	7	15	7	11	15					
160	200	5	6	3	5	7	4	5	7	5	6	9	8	6	9	12	8	11	15					
200	250				6	8	4	6	9	5	6	9	7	7	10	10	8	12	15			9	14	20
250	315							7	9	5	7	10	6	8	12	8	8	12	12			10	15	17
315	400										8	12	6	9	13	8	10	15	10			11	16	13
400	500													10	15	8	11	16	10			13	19	13
500	660																13	18	10			14	21	13

Przykłady:

1) tuleje normalne ze stali konstrukc.

wymiary gotowej części: d = 200 mm dw = 100 mm h = 260 mm
 wymiary odkuwki: D = 214 mm Dw = 79 mm H = 278 mm
 wymiary odkuwki z toler.: D = 214 ± 6 mm Dw = 79 ± 9 mm H = 278 ± 7 mm

2) tuleje cienkościenne ze stali konstrukc.

wymiary gotowej części: d = 190 mm dw = 160 mm h = 300 mm
 wymiary odkuwki: D = 207 mm Dw = 135 mm H = 322 mm
 wymiary odkuwki z toler.: D = 207 + 9 mm Dw = 135 + 13 mm H = 322 + 13 mm

Statystyka

A. HUTNICTWO ŻELAZA

Wytwórczość i wysyłka (w tonach)

WYTWORY	Wytwórczość			Wysyłka			
	Maj 1948	Czerwiec 1948	Ogółem (styczeń- czerwiec) 1948	Czerwiec 1948		Ogółem (styczeń-czerwiec 1948)	
				Kraj ²⁾	Eksport	Kraj ²⁾	Eksport
Koks	81 520	79 450	483 776	8 263	3 189	65 477	20 871
Surówka	93 857	92 037	545 928	4 746 ³⁾	15 990 ³⁾	70 862 ³⁾	23 104 ³⁾
Stal surowa	148 172	158 809	925 981	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	103 814	109 279	642 484	74 455	11 792	417 931	71 761
Rury ze szwem	1 794	1 811	10 163	1 045	638	6 678	3 353
Wytw. kute i prasowane	9 623	10 212	59 288	3 405	205	17 979	238
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno	4 215	4 251	24 840	2 399	109	12 097	420

1) Wytw. walcowane gotowe, łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).

2) Bez obrotu międzyhutniczego.

3) Łącznie z żelazostopami.

B. ZJEDNOCZONE KOPALNIE RUDY ŻELAZNEJ I TOPNIKÓW

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
	Maj 1948	Czerwiec 1948	Ogółem (styczeń- czerwiec) 1948	Czerwiec 1948		Ogółem (styczeń-czerwiec 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe *)	50 944	53 381	290 445	13 524	—	49 488	—
Piryt	4 527	4 691	26 123	4 555	4 555	25 912	22 937
Rudy wzbogacone	27 251	28 425	158 527	28 675	—	160 374	—
Topniki **)	16 210	20 164	104 381	11 231	222	76 467	1 160

*) łącznie z dostawą rud darniowych **) dolomit surowy, kamień wapienny i wapno palone

C. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY METALI NIEŻELAZNYCH

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
	Maj 1948	Czerwiec 1948	Ogółem (styczeń- czerwiec) 1948	Czerwiec 1948		Ogółem (styczeń-czerwiec 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	75 860	76 480	462 328 *)	—	—	—	—
Cynk ogółem	7 986	7 998	47 994	1 405	2 166	10 222	11 355
Blacha i taśmy cynkowe	3 126	3 034	18 579	1 163	1 708	8 210	9 133
Ołów rafinowany	1 402	1 456	8 647	943	—	4 979	300

*) łącznie z pirytem.

D. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
	Maj 1948	Czerwiec 1948	Ogółem (styczeń- czerwiec) 1948	Czerwiec 1948		Ogółem (styczeń-czerwiec 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	18 312	23 344	133 507	5 185	1 271	26 432	9 729
Wytwory	15 897	17 107	99 318	16 139	9 190	87 212	55 697
Zaprawy i mieliwa	4 676	5 622	27 815*)	5 450	3 393	26 877	17 211

*) liczba skorygowana

A. HUTNICTWO ŻELAZA

Wytwarzalność i wysyłka (w tonach)

WYTWORY	Wytwarzalność			Wysyłka			
	Czerwiec 1948	Lipiec 1948	Ogółem (styczeń- lipiec) 1948	Lipiec 1948		Ogółem (styczeń-lipiec 1948)	
				Kraj ?	Eksport	Kraj ?	Eksport
Koks	79 450	78 173	561 949	8 120	3 731	73 597	24 602
Surowka	92 037	91 357	637 285	14 166 ³⁾	8 034 ³⁾	85 028 ³⁾	31 138 ³⁾
Stal surowa	158 809	161 755	1 087 736	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	109 279	115 443	757 927	75 568	17 024	493 499	88 785
Rury ze szwem	1 811	1 597	11 760	881	398	7 559	3 751
Wytw. kute i prasowane	10 212	10 385	69 673	3 123	386	21 102	624
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno .	4 251	4 360	29 200	2 815	—	14 912	420

1) Wytw. walcowane gotowe, łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).

2) Bez obrotu międzyhutniczego.

3) Łącznie z żelazostopami.

B. ZJEDNOCZONE KOPALNIE RUDY ŻELAZNEJ I TOPNIKÓW

Wydobycie, wytwarzalność i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwarzalność			Wysyłka			
	Czerwiec 1948	Lipiec 1948	Ogółem (styczeń- lipiec) 1948	Lipiec 1948		Ogółem (styczeń-lipiec 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe *)	53 381	56 271	346 716	13 158	—	62 646	—
Piryt	4 691	4 775	30 898	4 871	4 871	30 783	27 808
Rudy wzbogacone	28 425	28 532	187 059	28 745	—	189 119	—
Topniki **)	20 164	23 948	104 329	19 572	8 284	96 039	9 444

*) łącznie z dostawą rud darniowych **) dolomit surowy, kamień wapienny i wapno palone

C. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY METALI NIEŻELAZNYCH

Wydobycie, wytwarzalność i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwarzalność			Wysyłka			
	Czerwiec 1948	Lipiec 1948	Ogółem (styczeń- lipiec) 1948	Lipiec 1948		Ogółem (styczeń-lipiec 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe . *)	76 480	85 850	548 178	—	—	—	—
Cynk ogółem	7 998	8 380	56 374	1 628	2 502	11 850	13 857
Blacha i taśmy cynkowe	3 034	3 146	21 725	360	1 833	8 570	10 966
Ołów rafinowany	1 456	1 380	10 027	564	—	5 543	300

*) łącznie z pirytem.

D. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Wydobycie, wytwarzalność i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwarzalność			Wysyłka			
	Czerwiec 1948	Lipiec 1948	Ogółem (styczeń- lipiec) 1948	Lipiec 1948		Ogółem (styczeń-lipiec 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	23 344	22 524	156 031	5 179	2 085	31 611	11 814
Wytwory	17 107	18 208	117 526	18 003	10 765	105 215	66 462
Zaprawy i mieliwa	5 622	5 461	33 276	5 475	2 819	32 352	20 030

WSKAZÓWKI, DOTYCZĄCE PRZYGOTOWYWANIA DO DRUKU ARTYKUŁÓW, NADSYŁANYCH DO REDAKCJI „HUTNIKA“

W celu ułatwienia i przyspieszenia prac redakcyjnych, związanych z przygotowywaniem materiału do druku tudzież drukowaniem poszczególnych zeszytów „Hutnika“, redakcja „Hutnika“ zwraca się niniejszym do autorów, aby przy opracowywaniu swych artykułów przestrzegali podanych niżej wytycznych.

- 1) Poszczególne artykuły powinny omawiać możliwie wąskie tematy; zagadnienia obszerniejsze należy dzielić na kilka artykułów pod różnymi tytułami.
- 2) Układ treści artykułów powinien być przejrzysty, zwarty i podzielony logicznie na ustępy.
- 3) Styl artykułów powinien być jasny i zwięzły, pisownia zaś oparta na zasadach, ustalonych przez Polską Akademię Umiejętności w 1936 r.
- 4) Słownictwo techniczne, jednostki miar, skróty oznaczeń najważniejszych wielkości we wzorach fizycznych, znaki matematyczne itp. powinny być zgodne z terminologią, przyjętą przez Polskie Normy oraz słowniki: Polskiej Akademii Nauk Technicznych i Komisji Słownictwa Technicznego PKN.
- 5) Objętość artykułów głównych (drukowanych garmentem) nie może przekraczać 15 stron maszynopisu, artykułów sprawozdawczych (drukowanych petitem) — 10 stron, a notatek i wzmianek — 2 stron.
- 6) Artykuły należy nadsyłać w 2 egzemplarzach (oryginał i jedną kopię); obydwa egzemplarze mają być pisane na gładkim papierze maszynowym, nie zaś przebitkowym.
- 7) Maszynopis powinien być napisany czysto i tylko po jednej stronie arkusza formatu A4 (210 x 297 mm), z odstępem jednego wiersza (interlinią) i pozostawieniem — z lewej strony — marginesu, szerokości 5 cm.
- 8) Na marginesie tekstu należy zaznaczać miejsca, w których powinny być umieszczone rysunki, wzgl. tablice, załączone do tekstu oddzielnie.
- 9) Wzory matematyczne i chemiczne należy podawać w oddzielnych wierszach tekstu, przy czym wzory proste pisać na maszynie, a wzory złożone wpisywać (czytelnie) odręcznie. Litery greckie, których nie należy nadużywać, wpisywać b. wyraźnie.
- 10) Wszystkie strony maszynopisu powinny być ponumerowane u góry, pośrodku strony, np.: — 2 —, — 3 — itd.
- 11) Maszynopis powinien być bezwarunkowo przejrzany i poprawiony przez autora.
- 12) Rysunki i wykresy należy wykonywać w sposób zgodny z Polskimi Normami tudzież wyciągać je czarnym tuszem na białym, gładkim papierze rysunkowym lub na białej kalce rysunkowej. Wszelkie napisy na rysunkach powinny być wykonane czytelnie **miękkim ołówkiem**. Wielkość rysunków i wykresów oraz grubość linii, jakimi są wyciągnięte, winna uwzględniać 2,5 do 3-krotne zmniejszenie przy wykonywaniu klisz kreskowych. Rysunki, zamieszczane w jednej szpalcie, powinny posiadać szerokość (łącznie z napisem) od 20 cm do 25 cm, a rysunki, zamieszczane w kolumnie (dwie szpalty), od 40 cm do 50 cm.
- 13) Mikrofotografie i zdjęcia, przeznaczone do wykonania klisz siatkowych (bez zmniejszenia, w skali 1 : 1) powinny posiadać szerokość 8 cm, wzgl. 16 cm i być wykonane na białym, gładkim i błyszczącym papierze fotograficznym.
- 14) Wszelkie rysunki, wykresy i fotografie należy nazywać **rysunkami** (skrót: rys.) i nie używać określeń takich jak: figura, szkic, fotografia, rycina itp. Numerować należy bieżąco, liczbami arabskimi.
- 15) Oprócz numeru na odwrocie każdego rysunku ma być czytelnie zaznaczone atramentem nazwisko autora, tytuł artykułu (może być skrócony) i objaśnienie rysunku.
- 16) Rysunki powinny być nadesłane w jednym egzemplarzu, nie wklejone do tekstu lecz załączone oddzielnie w usztywnionej kopercie.
- 17) Spis rysunków, zawierający objaśnienia do poszczególnych rysunków (drukowane tłustym petitem pod rysunkami, zamieszczanymi na łamach „Hutnika“), należy sporządzać oddzielnie od tekstu artykułu i nadsyłać w 2 egzemplarzach.
- 18) Wszelkie zestawienia i tablice należy nazywać tablicami, a nie tabelami itp., numerować bieżąco liczbami rzymskimi (TABLICA I) i załączać oddzielnie od tekstu w 2 egzemplarzach.
- 19) Odnośniki (odsyłacze) należy numerować bieżąco ¹⁾, ²⁾, ³⁾, a spis ich pod tytułem LITERATURA nadsyłać w 2 egzemplarzach, oddzielnie od tekstu.
- 20) Przy wyszczególnieniu źródeł należy podawać:
 - a) nazwisko autora, z inicjałami ale bez tytułu,
 - b) pełny tytuł dzieła czy czasopisma,
 - c) tom,
 - d) rok wydania,
 - e) numery stron w postaci ułamka,Np. I. M. Obuchowski. Stal 1947, Nr 5, str. 402/410.
- 21) Wskazane jest stosować skróty tytułów czasopism, zawarte w „Przeglądzie Piśmiennictwa Hutniczego“ 1948, Nr 1—2, str. 3. Maszynopisów nadesłanych artykułów redakcja nie zwraca.

Redakcja „Hutnika“