

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XV

KATOWICE - WRZESIEŃ - 1948

NR 9



1/X/48 *I. P. Bardin* *Bardin*

I. P. BARDIN

Znakomity uczony i jeden z najwybitniejszych współczesnych fachowców radzieckich w dziedzinie metalurgii żelaza — prof. I. P. Bardin, którego nie tylko nazwisko ale i liczne specjalne prace naukowe znane są dobrze szerokim kołom inżynierów polskich, jest członkiem Akademii Nauk ZSRR i obecnie jej wiceprezesem. Ma on za sobą długoletnią działalność w przemyśle hutniczym i reprezentuje — rzadki stosunkowo — typ naukowca, umięjącego we wzorowy sposób wiązać zawsze teorię z praktyką.

Po ukończeniu Instytutu Politechnicznego w Kijowie prof. Bardin zatrudniony był przez kilka lat w hutach amerykańskich, po czym — powróciwszy do kraju — pracował w szeregu wielkich zakładów hutniczych na południu Rosji, zajmując w nich coraz to wyższe stanowiska kierownicze, do naczelnego dyrektora włącznie. W 1937 r. przeszedł do Ministerstwa Metalurgii Żelaza w Moskwie.

LUDWIK HOROCH
CZPH

Profesor Bardin gościem polskiego hutnictwa

Zacząło się — jak zwykle w życiu — od dużych trudności. Przeglądając listę uczestników delegacji radzieckiej na Kongres Intelktualistów we Wrocławiu dowiedzieliśmy się z niej o przyjeździe do Polski prof. Bardina. Wniosek prosty — zaproszenie go na Śląsk, na co najmniej kilkudniowy pobyt. Telefony, pertraktacje. Okazuje się, że rzecz nie jest taka łatwa, jakby się wydawało. Niektórzy członkowie delegacji ZSRR pozostają po Kongresie jeszcze parę dni w Polsce, profesora Bardina wszakże pilne — i na pewno niemałej wagi — sprawy zmuszają do natychmiastowego powrotu do Moskwy. Dalsza seria starań, telefonów i pierwszy błysk nadziei: zgoda na przedłużenie jego pobytu o jeden dzień. Jeden dzień — to wygrana!

Dyr. Olszak i dyr. Orłowski udają się — w imieniu Naczelnej Organizacji Technicznej oraz Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego — do Wrocławia, aby oficjalnie zaprosić Profesora na Śląsk. Dłuższa rozmowa, rzecz oczywista na tematy hutnicze. Wynik jej: nie jeden lecz dwa dni, z tego jeden, poświęcony Akademii Górniczo - Hutniczej w Krakowie, drugi zaś — przemysłowi hutniczemu.

Dnia 30 sierpnia br., w godzinach porannych, witamy Profesora w Katowicach. Wielogodzinna konferencja, wprowadzająca go w obecną sytuację polskiego hutnictwa, w nasze plany, zamierzenia, troski i trudności. Widzimy jak z każdą godziną gość nasz staje się nam coraz bliższy, jak szybko znajdujemy z nim wspólny język i w tym momencie próbujemy ostatecznego „chwytu“ — proponujemy ułożenie programu jego pobytu u nas. Gość nieopatrnie zgadza się. Nawet do minimum skrócony program wykazuje niezbicie konieczność pozostania Profesora na Śląsku co najmniej przez dwa dni. Więc znów, za zgodą Profesora, telefony. Rozmowy z ambasadą ZSRR. Chodzi o „drobiazg“ — o zapewnienie środka lokomocji, który by dowiózł prof. Bardina na środe, dnia 1 września br., w godzinach południowych, do Moskwy. Śmiałym szczęście sprzyja. Stwierdzamy, że będzie to możliwe. Pozaturnusowy samolot może dowieźć Profesora w oznaczonym terminie do Moskwy. Pełne zwycięstwo! Możemy pogłębić nasze rozmowy na temat projektów i planów. Padają różne nader cenne i trafne uwagi, wskazówki i porady. A potem ruszamy na objazd zakładów. O ile w dyskusjach co do naszej przyszłości hutniczej prof. Bardin dał się poznać jako uczony wielkiej mia-

ry, przy bezpośrednim zetknięciu się z praktycznymi zagadnieniami zakładów zabłysnął jako wytrawny praktyk - ruchowiec. Nie uszły jego bacznej uwagi nawet małe niedociągnięcia ruchowe, z wielkim zainteresowaniem zapytywał o każdy szczegół, dotyczący produkcji. Wieczorem — odczyt o hutnictwie w ZSRR. Barwnie, a przy tym treściwie nakreślony został przez niego obraz wielkich zmagañ Związku Radzieckiego z trudnościami przy odbudowie hutnictwa po wojnie domowej. Potem zarys wspianego zwycięskiego pochodu ku coraz wydatniejszej i sprawniejszej produkcji. Lata drugiej wojny, lata nowych zniszczeń, zawczasu zaplanowana i błyskawicznie wykonana odbudowa i modernizacja i — jako szczytowy wysiłek — plan ostatniej 5 - latki hutniczej. Przy wieczery eksplo- atujemy Profesora niezliczoną litanią pytań. W końcu, o dość późnej nocnej godzinie, niezme- czony, uśmiechnięty, żegna się z nami. Na drugi dzień rano ponowny objazd zakładów, później długa konferencja w Instytucie Metalurgii w Gliwicach i referat w auli Politechniki Śląskiej o przemyśle radzieckim. Przewodniczący, stary znajomy Profesora — rektor Kuczewski. Na sali, po odczycie, przywitanie się z dawnym kolegą z pierwszych lat pracy zawodowej — inż. Krotkiewskim.

Zbliżają się ostatnie godziny przed odjazdem. Dalsza wymiana myśli, cierpliwe wsłuchiwanie się w nie kończący się szereg pytań i interpelacyj, związane odpowiedzi.

Nadchodzi godzina wyjazdu. W serdecznym przemówieniu prof. Bardin żegna swych dawnych znajomych i kolegów w osobach rektora Kuczewskiego i inż. Krotkiewskiego tudzież liczne grono nowopoznanych pracowników hutnictwa polskiego. Krótki przegląd spostrzeżeń, stwierdzenie dodatnich punktów i wyjazd samochodem do Warszawy. Kolega dyr. Zemaitis zapewnił nas po swym powrocie, że towarzysząc Profesorowi nie zamęczał go dalszymi pytaniami. Czy tak było — nie wiem, przekonamy się o tym przy następnej, oby jak najrychlejszej, bytności prof. Bardina na Śląsku.

Znaliśmy prof. Bardina z jego dzieł jako wielkiego hutnika i naukowca; w ciągu krótkiego pobytu jego u nas poznaliśmy wielkiego człowieka. Przedtem już zdobył on nasze umysły, teraz — nasze serca.

Inż. WOJCIECH NOWAKOWSKI
Hajduckie Zakłady Hutnicze

Sztuczne żywice fenolowe i ich zastosowanie w walcownictwie

Wyroby z masy plastycznej fenolowej, mającej zastosowanie w przemyśle elektrotechnicznym (płyty bakelitowe, oprawy kontaktów, wtyczek, osłony wyłączników itd), chemicznym (części aparatów odporne na działanie chemikaliów), na przedmioty codziennego użytku (bakelitowe pudełka do przechowywania i opakowania kosmetyków, naczynia wszelkiego rodzaju itd.) i na przedmioty ozdobne (masy imitujące róg, kość słoniową), znane już były od r. 1909.

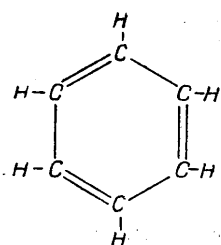
Rok 1928 jest datą, od której udało się taką na pozór „niewinną“ masę zaprząć do ciężkiej pracy w hutnictwie oraz w przemyśle maszynowym. Jedną z walcowni niemieckich przeprowadziła wtedy próby zastosowania panewek do walców sprasowanych ze skrawków papieru w jednym wypadku i ze skrawków tkaniny w drugim wypadku, nasyconych sztuczną żywicą fenolową. Próby te dały wyniki pomyślne, dzięki czemu przystąpiono do produkcji panewek ze sztucznej żywicy na większą skalę. Są one wygodniejsze w użytku i tańsze od dotychczas stosowanych panewek brązowych, dzięki czemu prawie wszystkie walcownie bruzdowe na świecie pracują na panewkach żywicznych. Gdziekolwiek jako przeżytek spotkać można jeszcze na walcowniach panewki brązowe, które dzięki specyficznym trudnościom wojennym i powojennym lub dzięki niedbałości personelu technicznego dotychczas się zachowały. Tam, gdzie jeszcze pokutuje brąz, należy dołożyć wszelkich starań, aby jak najszybciej wprowadzić panewki żywiczne.

Obok zastosowania na panewki do walców, znalazła sztuczna żywica zastosowanie w przemyśle maszynowym na panewki łożyskowe, koła zębate, klocki hamulcowe itp.

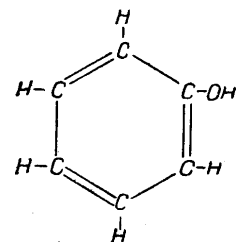
Wyrób masy plastycznej fenolowej

Zasadniczymi surowcami wyjściowymi do produkcji masy plastycznej fenolowej, zwanej także sztuczną żywicą są:

1. Fenol o wzorze chemicznym C_6H_5OH . Jest on pochodną benzenu C_6H_6 , od którego w jednym narożu jest odszczepiony wódór H, a na jego miejsce jest wprowadzona grupa wodorotlenowa OH. Uwidocznione to jest poniżej na wzorach strukturalnych:



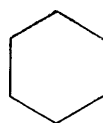
benzen C_6H_6



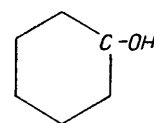
fenol C_6H_5OH

Fenol, inaczej nazywany kwasem karbолоwym, jest najprostszą pochodną wodorotlenową benzenu; jest on częścią składową smoły pogazowej, którą otrzymuje się jako produkt uboczny przy koksowaniu węgla kamiennego.

W dalszych rozważaniach tak, jak przyjęto w podręcznikach chemii, będziemy oznaczać dla uproszczenia benzen sześciokątem, w którym naroże rozumiemy jako grupę CH bez pisania jej. Przy pochodnych, gdzie nastąpiła zmiana w narożu na skutek przyłączenia się nowej grupy, wpiszemy ją dokładnie np.:

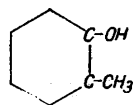


benzen

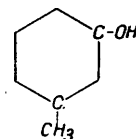


fenol

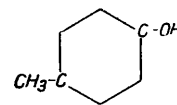
2. Krezole (metylofenole), które są pochodnymi fenolu i występują w 3-ach odmianach pod nazwą orto- meta- i parakrezolu. Różnicę tych trzech odmian uwidaczniamy poniżej na wzorach strukturalnych:



ortokrezol



metakrezol



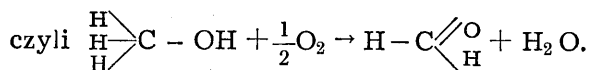
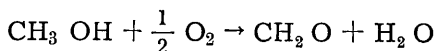
parakrezol

Różnica w trzech odmianach krezolu polega na tym, że ortokrezol ma obie grupy OH i CH_3 , zastępujące dwa atomy wodoru H w benzenie, umieszczone na sąsiadujących narożach, metakrezol ma je prze-

dzielone jednym narożem, a parakrezo! dwoma narożami CH. Wzór sumaryczny trzech odmian krezolu (metylofenolu) jest jednakowy — $\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_4\text{OH}$.

Krezole obok innych produktów tak samo jak fenol otrzymuje się także ze smoły pogazowej przy koksowaniu węgla kamiennego. Można je także otrzymać syntetycznie.

3. Formalina inaczej zwana formaldehydem lub aldehydem mrówkowym H_2CO lub inaczej HCHO jest wytwarzana przez utlenianie alkoholu metylowego CH_3OH za pomocą tlenu atmosferycznego i platyny, miedzi lub srebra jako katalizatora przy miernym ogrzewaniu:



Alkohol metylowy jako produkt wyjściowy do wytwarzania formaliny otrzymujemy przy suchej destylacji drewna. Formalinę można także produkować syntetycznie z tlenku węgla CO i wodoru H_2 w sposób następujący:

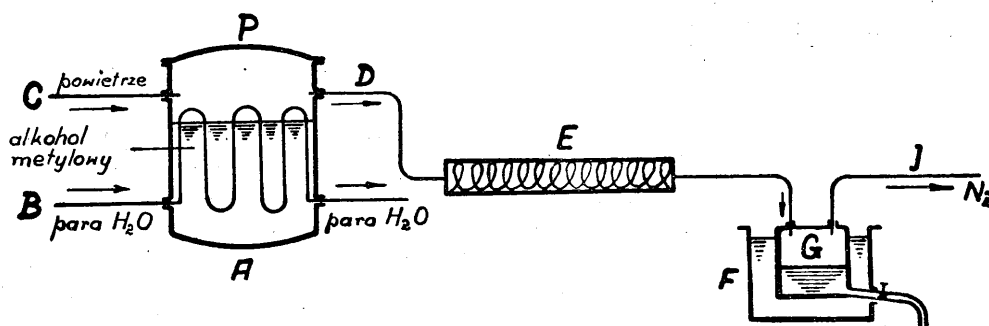
Wpierwszej fazie procesu otrzymujemy alkohol metylowy (metanol) według reakcji $\text{CO} + 2\text{H}_2 \rightarrow \text{CH}_3\text{OH}$, która przebiega w temperaturze 280—400° C pod ciśnieniem 150—250 atm. w obecności tlenków Ce, Cr, Mo, Ti, Zn, Mn jako katalizatorów. Wysokość temperatury i ciśnienia zależy od tego, którego tlenku lub mieszaniny tlenków użyjemy jako katalizatora; w drugiej fazie procesu otrzymujemy formalinę

(formaldehyd), utleniając alkohol metylowy (metanol) według podanej już powyżej reakcji.

Schemat aparatury do utleniania alkoholu metylowego (metanolu) na formalinę przedstawia rys. 1.

Zbiornik (autoklaw) A, w którym jest umieszczony system rur B do ogrzewania parowego, napełnia się metanolem, który następnie ogrzewa się do temperatury wrzenia metanolu 66° C. Para metanolu wraz z powietrzem przechodzi rurociągiem D do katalizatora E, w którym znajduje się spirala z drutu platynowego, miedzianego lub srebrnego, ogrzana dla zapoczątkowania reakcji do temperatury 400—450° C, kiedy para metanolu utlenia się przy pomocy tlenu powietrza na formalinę. Gdy reakcja utleniania już rozpocznie się, odłączamy źródło ciepła, spirala żarzy się dalej pod wpływem ciepła, wydzielanego przy reakcji. Produkty utleniania formalina (formaldehyd), para wodna i azot powietrza przechodzą do kondensatora (skraplacza) G, chłodzonego w zbiorniku F. Formaldehyd i woda skraplają się, dając wodny roztwór, czyli formalinę, a azot N_2 uchodzi rurą I. Użytkany produkt oczyszcza się drogą redestylacji. Formalina przy wytwarzaniu masy plastycznej służy jako środek kondensujący i polimeryzujący fenol i krezole. Należy jej używać świeżą, gdyż po dłuższym magazynowaniu sama się polimeryzuje (łączenie się molekuł), czego wskaźnikiem jest gęstnienie jej. Masa plastyczna otrzymana ze spolimeryzowanej formaliny jest zawsze w gorszym gatunku.

Formaliny używa się poza tym jako środka redukcyjnego w przemyśle chemicznym i jako środka odkażającego w medycynie.



Rys. 1

Schemat aparatury do wytwarzania formaliny

- A — autoklaw z pokrywą P
 B — rurociąg parowy i system rur
 C — rurociąg do włączania powietrza
 D — rurociąg przeprowadzający mieszaninę pary metanolu i powietrza do katalizatora E
 E — katalizator (rura), w którym znajduje

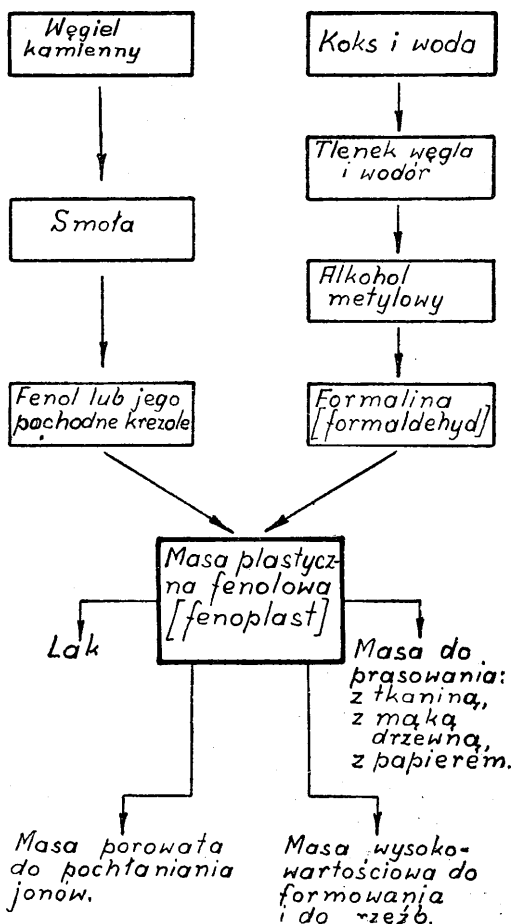
- się spirala z drutu platynowego, miedzianego lub srebrnego i urządzenie do podgrzewania
 F — zbiorniki do ochładzania (woda + lód) kondensatora
 G — kondensator do skraplania formaliny
 I — wylot azotu powietrza

Przed opisem ostatecznych reakcyj otrzymywania masy plastycznej fenolowej podamy na rysunku 2 schemat całokształtu otrzymywania jej. Masa do prasowania, którą się interesujemy w niniejszym artykule i która odgrywa największą rolę w przemyśle, występuje w handlu pod nazwą bakelitu. Oprócz tego istnieje jeszcze kilka nazw dla tego samego bakelitu, pochodzących od firm, które go wyrabiają jak np.: Durophen, Hares C, Kerit, Neoresit, Resinol, Trolitan, Vigopas.

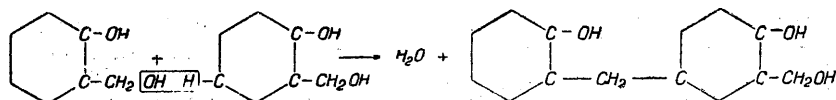
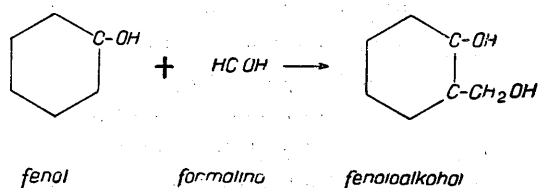
Z trzech opisanych powyżej składników do wytwarzania masy plastycznej (fenoplastu) używa się tylko dwóch, a mianowicie:

- fenol + formalina lub
- krezol + formalina

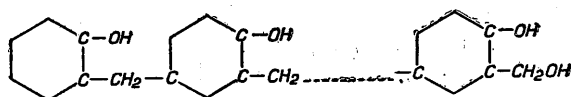
Oba składniki w odpowiedniej proporcji 1 mol fenolu lub krezolu na 2,5 mola formaliny wprowadza się do kotła (autoklawu), zamkniętego pokrywą o wymiarach około Φ 1.500 mm i wysokości 2.000 mm, ogrzewanego wewnątrz przy pomocy pary wodnej, która przepływa przez system rur. Reakcja fenolu (krezolu) z formaliną w temperaturze około 100° C, polegająca na kondensacji (łączeniu się OH z jednej cząstki i H z drugiej na jedną cząstkę wody H₂O) i polimeryzacji zmienionych członów, przebiega bardzo wolno. Kondensacja przyspiesza się przez zastosowanie środka kondensacyjnego. Najwłaściwszym do tego celu jest sześciometyleno-czteroamina C₆H₁₂N₄. Kondensację przeprowadza się w kwaśnych lub zasadowych roztworach, od czego zależy gatunek produktu.



Rys. 2
Schemat wytwarzania masy plastycznej fenolowej (fenoplastu)



Trzecia faza — przyłączanie się dalszych pierścieni w cały łańcuch czyli polimeryzacja:



Jak widzimy, ostatni pierścień łańcucha ma grupę CH₂OH, która ma skłonność do dalszego reagowania, a więc produkt A nie jest odporny

Produkt A

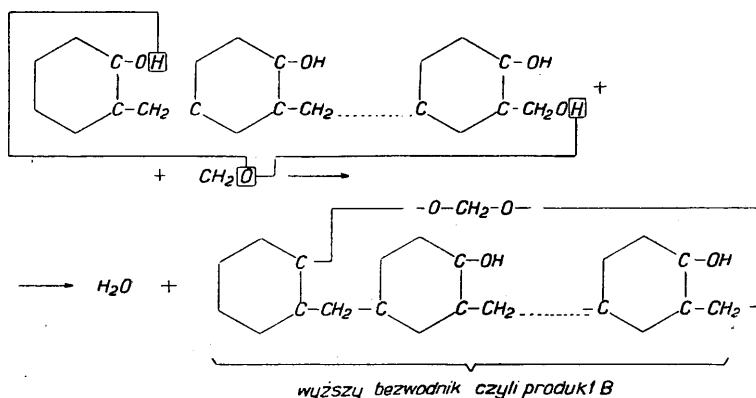
Jest to pierwsza faza reakcji, gdzie formalina przyczepia się do jednego naroża CH, dając fenoloalkohol, którego dwie cząstki w drugiej fazie procesu podlegają kondensacji, wydzielając jedną cząstkę wody H₂O i łącząc się z sobą za pomocą grupy CH₂:

na działania chemiczne. Ostatnie wyrażenie, otrzymane w postaci łańcucha przez spolimeryzowanie cząstek, przedstawia wzór strukturalny pierwszej odmiany masy plastycznej fenolowej, tak zwanego początkowego produktu kondensacji czyli produktu A, który w temperaturach zwykłych jest płynny, gęsto-płynny lub wreszcie stały i kruchy. Zasadniczo jest on bezbarwny, posiada jednak często jasne odcienie aż do

barwy żółtej. Rozpuszcza się w alkoholu, acetonie, fenolu, glicerynie i w ługu sodowym. Produkt skrępy przy ostrożnym podgrzewaniu staje się płynny, przy ostudzeniu znów krzepnie, nie tracąc rozpuszczalności w wyżej wymienionych rozpuszczalnikach.

Produkt B

Na produkt A działamy formaliną, kondensując go dalej (ilość formaliny musi być prawidłowo przeliczona w stosunku do ilości produktu A; reagenty podgrzewa się do temperatury 80—120° C):

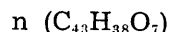


W ten sposób otrzymaliśmy t. zw. pośredni produkt kondensacji czyli produkt B, który w temperaturach zwykłych jest stały i kruchy. Jest on nierozpuszczalny, można go jednak w acetonie, fenolu lub terpeneolu doprowadzić do stanu płynnego i częściowego rozpuszczenia, całkowicie jednak rozpuścić się nie da. Produkt B nie roztapia się pod wpływem ogrzewania tak, jak produkt A, ale przy ogrzewaniu mięknie i staje się elastyczny, podobny do gumy. Przy ponownym ostudzeniu staje się znów stały i kruchy. Mimo to, że jest nietopliwy, da się jednak skleić w podgrzanych formach pod naciskiem w jednorodną masę, która po ostudzeniu przybiera postać stałą, twardą.

Produkt C

Otrzymuje się go przez dalszą polimeryzację produktu B, która dochodzi wreszcie do takiego punktu, że nastąpi nieaktywność chemiczna i koniec wszelkich reakcyj, na skutek tego, iż wszystkie grupy reagujące końcowe podczas polimeryzacji zostały związane między sobą. Dzięki temu uzyskaliśmy produkt odporny na działanie wszelkich związków chemicznych kwasów, zasad itd. Tego gatunku używa się do wyrobu części aparatów, używanych w przemyśle chemicznym, np. maszyn stosowanych przy wyrobie sztucznego jedwabiu. Masę tę nazywamy „żywicą szlachetną“.

Jest to w najprostszej formie bakelit; należy go uważać jako spolimeryzowany bezwodnik oksybenzylometylenoglykolan, któremu przypisywać można by następujący wzór sumaryczny:

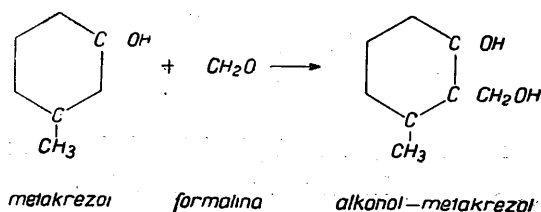


Produkt C nazywamy także produktem końcowym; nie topnieje on przy nagrzewaniu i jest nierozpuszczalny we wszystkich, nawet alkalicznych rozpuszczalnikach.

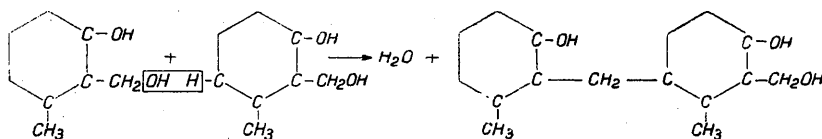
Wyrób masy plastycznej z krezolu

Dla przykładu podamy zasady wyrobu masy plastycznej, gdzie zamiast fenolu stosujemy krezole. Poniżej podamy przykład, w którym wychodzimy z krezolu w jego odmianie meta. Odpowiednio przeliczone ilości metakrezolu i formaliny (formaldehydu) umieszcza się w autoklawie, gdzie dodaje się także odpowiednie środki przyspieszając kondensację i podgrzewa się ostrożnie do temperatury 80—120° C.

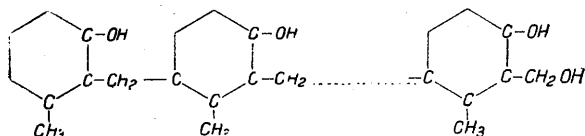
W pierwszej fazie otrzymujemy krezoloalkohol:



W drugiej fazie reakcji następuje kondensacja i łączenie się po 2 pierścienie:



W trzeciej fazie reakcji następuje polimeryzacja, czyli łączenie się pierścieni w łańcuch:



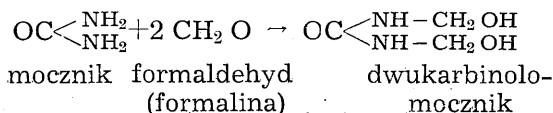
W ten sposób otrzymaliśmy produkt podobny do powyżej otrzymanego produktu A. Dalsza przeróbka na produkt B i produkt C podobna jest do wyżej opisanej.

Sposób wyrobu masy plastycznej z pozostałych dwóch odmian krezolu, tj. orto i para jest podobny, z tym że na poszczególnych pierścieniach grupy charakterystyczne —OH i —CH₃ są odpowiednio rozstawione, a grupa aktywna —CH₂OH reaguje z wodorem —H jednego z czterech wolnych naroży.

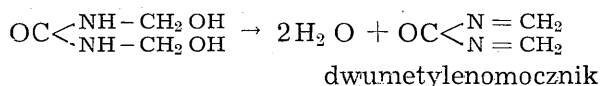
Oprócz mas plastycznych fenolowych (fenoplasty) znane są jeszcze masy plastyczne węglamidowe (aminoplasty). Schemat ich wytwarzania przedstawia rys. 3.

Aparatura do wytwarzania aminoplastu jest podobna do aparatury do wytwarzania fenoplastu. Przebieg kondensacji przedstawia się następująco:

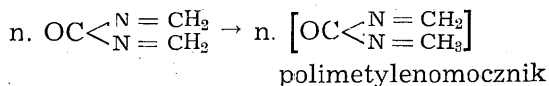
Pierwsza faza — wytwarzanie dwukarbinolomocznika:



Druga faza — kondensacja:



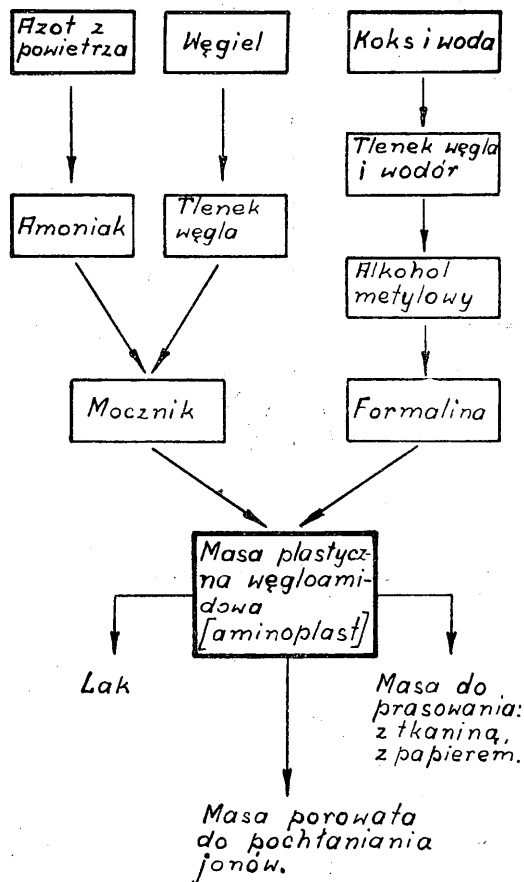
Trzecia faza — polimeryzacja:



czyli masa (żywica) zestalona twarda.

Aminoplasty występują w handlu pod nazwami: Pollopas, Cibanoid, Plaskon i Beetle.

Jednym z zastosowań sztucznej żywicy w ostatnich latach jest użycie jej w postaci porowatej (gąbczastej) w przemyśle chemicznym do pochłaniania anionów i kationów, co ma ważne zastosowanie w laboratoriach chemicznych przy analizach i w praktyce przy zmniejszaniu i odsalaniu wody. Do tego celu używa się obu typów żywic fenoplastu i pewnych aminoplastów, które zostały uaktywnione przez wprowadzenie do nich silnie kwaśnych lub silnie zasadowych



Rys. 3

Schemat wytwarzania masy plastycznej węglamidowej (aminoplastu)

składników w postaci grup sulfonowych SO_3H , poliamin, względnie związków amoniowych, połączonych ze związkami aromatycznymi lub alifatycznymi. Chemicznie czynnymi grupami są przeważnie grupy sulfonowe, aminowe lub wodorotlenowe, a własności wymienne zależą od wyjściowych materiałów użytych do kondensacji.

Z punktu widzenia przemysłu hutniczego i metalowego będą nas obchodzić masy żywiczne, które można stosować do wyrobu panewek żywicznych do walców, panewek łożyskowych i kół zębatach. Będzie to produkt A, dający się rozpuszczać dla nasycenia nim masy wypełniającej np. tkaniny, papieru. Produktu B używa się do wyrobu bakelitowych przedmiotów dla przemysłu elektrycznego i przedmiotów codziennego użytku. Ponieważ produkt B nie da się rozpuszczać, miele go się na proszek i miesza ze zmielonym drzewem w odpowiedniej proporcji z dodaniem barwnika i prasuje w ciepłych matrycach, ogrzewanych parą wodną, na pożądane kształty.

Produktu C, odpornego na działanie chemikaliów, używa się z odpowiednią masą wypełniającą na wyrób specjalnych części do aparatów chemicznych. Sposób wyrobu przedmiotów podobny jak przy produkcie B.

W Polsce mamy dwie fabryki wyrabiające sztuczne żywice: Kabel w Krakowie oraz Państwowa Fabryka Materiałów Wybuchowych (Lignoza) w Krywałdzie w powiecie rybnickim.

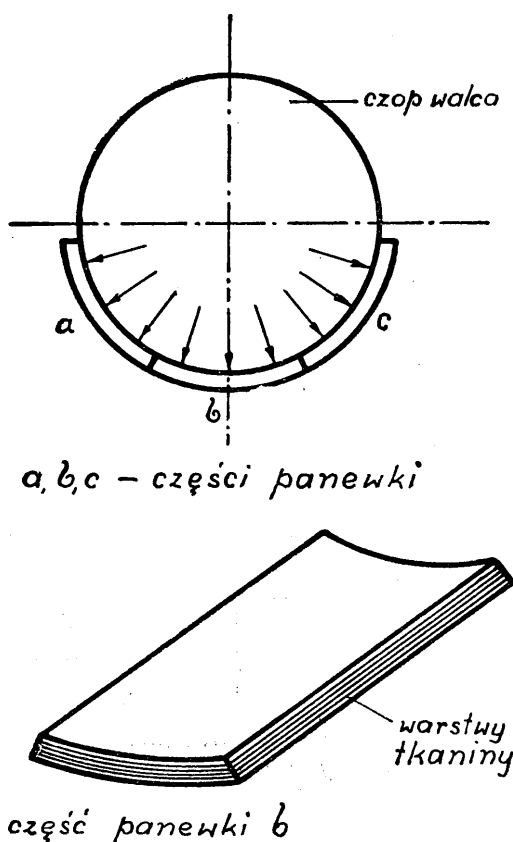
Panewki do walców ze sztucznej żywicy

Wyrób panewek

Produkt A rozpuszcza się w alkoholu i nasycy się tym roztworem tkaninę najlepiej lnianą, którą przepuszcza się następnie przez walce, aby nadmiar roztworu z niej usunąć. Tkaninę nasyczoną roztworem umieszcza się w suszarniach, urządzonych tak, aby pozwoliły schwytać i skroplić pary alkoholu, który w ten sposób odzyskuje się i dalej używa do rozpuszczania żywicy. Tkaninę nasyczoną i wysuszoną tnie się na kawałki o formie przybliżonej do rzutu w kierunku działania siły na panewkę lub część panewki, o ile składa się ona z kilku części. Potrzebną ilość tych wycinków układa się jeden na drugim poziomo w matrycę i prasuje się na ciepło, ogrzewając matrycę w ciągu całego pro-

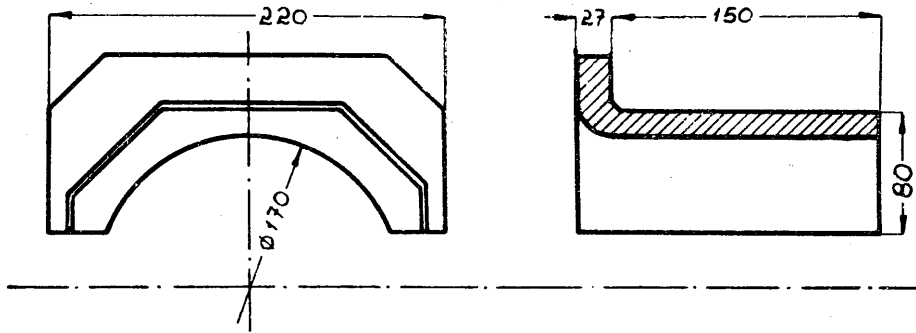
cesu prasowania do temperatury około 80°C przy pomocy przepływu pary, krążącej przez system kanałów w matrycy. Prasowanie jednej panewki lub części panewki na prasie hydraulicznej trwa kilka godzin. Tkanina, sklejjąc się dzięki przejściu masy pod wpływem podwyższonej temperatury i ciśnienia w stan półpłynny, tworzy po ostudzeniu litą masę. Warstwy tkaniny ułożyliśmy tak, aby były one prostopadłe do nacisku czopa walca (rys. 4).

Z powodu braku tkaniny lnianej, używała firma Kabel w Krakowie, zaopatrująca po wojnie prawie wszystkie nasze walcownie w panewki ze sztucznej żywicy, dotychczas odpadków bawełnianych. Odpadki te były prasowane nie warstwowo, lecz poszczególne kawałki przybierały położenie przypadkowe. Panewki takie w pracy są gorsze od panewek o osnowie (masie wypełniającej) z tkaniny lnianej i żywotność ich wynosi tylko 50—70% panewek o osnowie z tkaniny lnianej. Obecnie firma Kabel produkuje już panewki o osnowie z tkaniny lnianej uwarstwionej, jak pokazano na rys. 4.



Rys. 4

Uwarstwienie panewki żywicznej



Rys. 5
Panewka główna dolnego i górnego walca walcowni D = 290, podwójne duo

Panewki dla walcowni $D \leq 500$ wykonuje się w całości (rys. 5).

Zakładanie takiej panewki do wkładki czopowej nie przedstawia najmniejszej trudności, wkłada ją się prosto w wystrugane na przelot łożę bez jakiegokolwiek przymocowania.

Dla walcowni $D \geq 500$ wykonuje się panewki składane jak pokazano na rys. 6. Przede wszystkim panewkę dzieli się na kołnierz i muszlę; kołnierz i muszla są podzielone każde na trzy części.

Kołnierze wkłada się do odpowiedniego wytoczenia we wkładce czopowej, tak że skos S kołnierza ząbebia się z odpowiednim skosem na wkładce czopowej, muszlę układa się w wytoczeniu wkładki i wszystko przymocowuje się łubkami za pomocą śrub. Części panewek są poznaczone przez dostawcę po uprzednim dopasowaniu całego kompletu panewki.

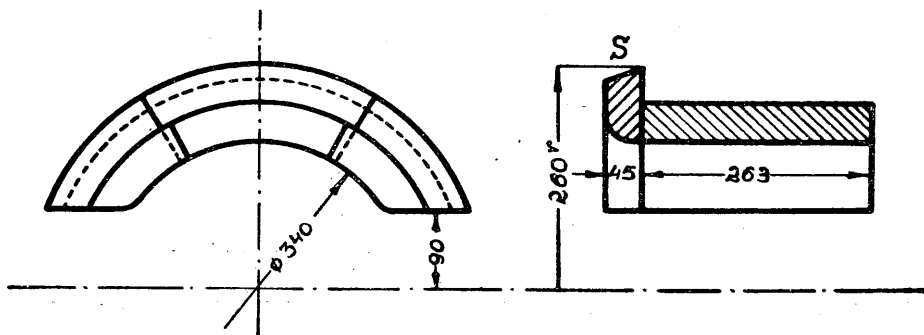
Oprócz panewek głównych używa się jeszcze panewek o mniejszych wymiarach (pomocniczych) do łożysk wiszących.

Ponieważ resztki zużytych panewek nie dają się przerabiać na nowe, należy kształt panewki tak dobrać, aby materiał panewki prawie całkowicie się zużył. Grubość muszli przy małych łożyskach powinna wynosić 10—15% średnicy czopa, przy średnich 7,5—10% i przy dużych 5% i mniej. Kąt opasania czopa wynosi około 120° .

Próbowano także stosować panewki o masie wypełniającej papierowej, wykazały one dobry poślizg lecz papier szybko rozmiękczał się pod wpływem wody, powodując szybkie zużycie się panewki. Panewkami o masie wypełniającej papierowej nie będziemy się w dalszym ciągu zajmować.

Własności

Panewka walca jest narażona na silny nacisk, silne uderzenia, nagrzanie ciepłem, promieniującym od walcowanej sztuki i ciepłem tarcia czopa o panewkę oraz na działania chemiczne wody chłodzącej i zawarty w niej składników.



Rys. 6
Panewka główna walcowni D = 650, trio

Własności fizyczne sztucznej żywicy o masie wypełniającej z tkaniny charakteryzują poniższe liczby:

ciężar właściwy	1,32 — 1,40 kg/dm ³
wytrzymałość na rozciąganie	250 — 1000 kg/cm ²
wytrzymałość na ściskanie	1500 — 3200 kg/cm ²
wytrzymałość na zginanie	600 — 1500 kg/cm ²
wytrzymałość na uderzenie	12 — 40 mkg/cm ²
moduł elastyczności E	70000 — 140000 kg/cm ²
twardość mierzona odciskiem kulki	29,7—60 kg/cm ²
zdolność nasiąkania wodą	0,5 — 2,5%

Sztuczna żywica jest odporna na działanie roztworów słabych kwasów, tłuszczów i olejów. Na działanie stężonych zasad nie jest ona odporna. Panewki żywiczne są odporne na ścieranie, pomimo wysokiej elastyczności i pewnej plastyczności — polerują one podczas pracy powierzchnię czopa walca. Jeżeli materiał czopa walca posiada twardość poniżej 200 jednostek Brinella, panewka wyciera się szybciej. Własności panewek żywicznych nie są jeszcze zadowalające; należy pracować nad polepszeniem ich, szczególnie należy zwrócić uwagę na powiększenie przewodnictwa cieplnego, aby panewka mogła szybko odprowadzać ciepło.

Konserwacja panewek w ruchu

Nacisk czopa na panewkę wynosi od 100 kg/cm² na walcowniach bruzdowych do 300 kg/cm² na walcowniach taśmy i blachy. Wymaga to intensywnego odprowadzenia wytwarzającego się ciepła, co uskutecznia się za pomocą bezpośredniego studzenia strumieniem wody, który wprowadza się tak, aby obracający się czop wprowadzał ją między trące się o siebie powierzchnie czopa i panewki. Woda spełnia tu w pierwszym rzędzie rolę czynnika odprowadzającego ciepło i w drugim rzędzie rolę środka smarującego. Dla zwiększenia żywotności panewek i dla zmniejszenia zużycia energii napędzającej walcownię, konieczne jest stosowanie smaru, który wprowadza się między trące powierzchnie w dwojaki sposób, a mianowicie:

a) przez wprowadzenie smaru mazistego pod ciśnieniem przez otwory we wkładce czopowej i samej panewki żywicznej,

b) przez umieszczanie w szczelinach między wkładkami czopowymi brykietów smaru twardego.

Ponieważ jeden i drugi sposób jest niewygodny, na wielu walcowniach pomija się smarowanie czopów smarem, a pozostawia się tylko smarowanie wodą.

Konieczne jest, przy zatrzymywaniu walcowni na postój, trwający co najmniej kilka godzin po wyłączeniu wody chłodzącej, nasmarować każdy czop olejem. Ażeby wykonać to szybko, zanim walcownia po wyłączeniu silnika napędowego i wody stanie, należy przy każdej klatce postawić jednego smarownika, który na każdy czop naleje trochę oleju. Zapobiega to rdzewieniu czopa i przywieraniu do panewki. W przeciwnym razie przy uruchomieniu walcowni silnik napędowy w pierwszej chwili zostaje mocno obciążony, co nie jest korzystne dla urządzenia. Często dla ulżenia silnikowi trzeba popuszczać śruby nastawnicze, rozregulowując walce, co powoduje już przerwę w ruchu.

Ponieważ fabrykacja panewek żywicznych i ich zastosowanie w walcownictwie ma za sobą dopiero kilkanaście lat i jest kwestią całkiem nową, mamy w tej dziedzinie wiele do zrobienia.

Opanowaliśmy już trudności powojenne, produkcja już się ustabilizowała, toteż musimy znaleźć trochę czasu, aby przy pomocy narybku młodych inżynierów i techników zajrzeć w panujący w tej dziedzinie chaos, wyświetlić wiele niejasności i, współpracując z wytwórcą panewek żywicznych, dążyć do polepszenia ich własności.

LITERATURA

1. Walter Kwasnik. Die neuen Werkstoffe. Köln 1942.
2. Prof. Dr. Fritz Ullmann. Enzyklopädie der technischen Chemie. Berlin, Wien 1928.
3. Prof. T. Kirkor. Zmiękczenie i odsalanie wody za pomocą żywic sztucznych (mas plastycznych). Przemysł Chemiczny 1946. Nr 8 — 9 str. 160—166.
4. J. Arens. Stahl und Eisen. 1939. Nr 8. Walzenzapfenlager aus Kunstharzpressstoffen.

Inż. CYRYL NIEWIADOMSKI
ZPKP

Mosiądze specjalne

I. Definicja

Mosiądzami specjalnymi nazywamy stopy miedzi i cynku o przeważającej zawartości miedzi, które oprócz tych zasadniczych składników stopowych zawierają jeszcze jeden lub kilka innych dodatków stopowych, umyślnie wprowadzonych w celu nadania mosiądzom określonych własności, jak np. wysokie własności wytrzymałościowe, dobra odporność przeciw korozji, dobra odporność przeciw ścieraniu itd., przy czym te dodatki stopowe nie powinny jednocześnie zmieniać istotnych własności charakterystycznych mosiądzu oraz w miarę możliwości jego podatności do przeróbki plastycznej.

Z tych względów zawartość miedzi w mosiādzach specjalnych wynosi przeważnie powyżej 54%, zaś zawartość dodatków stopowych 1—4% rzadziej 5—7% lub więcej, przy czym ołów nie jest uważany za dodatek stopowy. W ostatnich latach dąży się do zmniejszenia zawartości miedzi do ok. 50%.

W metaloznawstwie przyjęło się uważać za mosiādze specjalne te mosiādze, w których zawartość miedzi nie przekracza ok. 62%. Takie stanowisko jest jednak niesłuszne, ponieważ mosiādze o większej zawartości miedzi, do których dodano inne składniki stopowe, powinny być również zaliczone do mosiādów specjalnych dzięki ich odpowiednim własnościom fizycznym i mechanicznym (np. mosiādź 68 z fosforem lub krzemem, mosiādź 76 z aluminium itp.).

Należy zaznaczyć, że mosiādze specjalne są często nazywane niesłusznie brązami (np. brąz manganowy), ponieważ ich własności pod wieloma względami rzeczywiście odpowiadają własnościom brązów. Nazwę tę, jako niewłaściwą, należy usunąć ze słownictwa metaloznawstwa.

II. Zarys historyczny rozwoju mosiādów specjalnych

Mosiādze specjalne są jednymi z najbardziej znanych materiałów, ponieważ pierwszy patent na mosiādź specjalny z żelazem zgłosił Keir już w 1779 r. Patent ten, mający tylko znaczenie historyczne, został wkrótce zapomniany i dopiero w drugiej połowie XIX oraz na początku XX wieku zostały zgłoszone nowe, liczne paten-

ty pod najbardziej fantastycznymi nazwami, jak np. Aichmetall, Sterrometall, Rübbronze, Tobinbronze, Durana, Delta, Brąz Pearsona, Aterna, Superbronze itd. Ilość patentów świadczy, iż w mosiādach specjalnych widziano materiał o rzeczywiście dobrych własnościach; jednakże brak systematycznych badań naukowych uniemożliwił określenie optymalnych składów chemicznych, wskutek czego i opatentowane stopy były dalekie od doskonałości. Tym właśnie tłumaczy się stosunkowo małe ich zastosowanie w pierwszej ćwierci XX wieku, w której nie mogły one zwalczyć konkurencji brązów cynowych i aluminiowych. Wyczerpujące opracowanie i zestawienie wyników z tego okresu wykonali P. Reinglass (1), W. Guertler (2) oraz A. Ledebur i O. Bauer (3).

Systematyczne badania naukowe w celu określenia optymalnego składu chemicznego i mikrostruktury przedstawiają poważne trudności ze względu na dużą ilość zmiennych, jakimi są różne dodatki stopowe. Pierwsze takie badania, przeprowadzone przez L. Guilleta (4) w jego studium o mosiādach specjalnych, nie dały praktyce zbyt cennych wskazówek, ponieważ ograniczyły się przeważnie do badań w stanie odlanym. Dla rozwoju nauki były one natomiast nawet pewnego rodzaju hamulcem ze względu na ustalenie powszechnie znanych t. zw. współczynników zamiany mikrostruktury, do dnia dzisiejszego pokutujących w niektórych podręcznikach. Pojęcie współczynnika zamiany generalizowało bowiem niesłusznie wpływ dodatku stopowego na mikrostrukturę mosiādzu bez względu na zawartości miedzi i cynku, czego nie potwierdziły bynajmniej później wykonane prace. Wskutek tego np. panowało ogólne mniemanie, iż tylko mosiādze o strukturze co najwyżej $\alpha + \beta$ nadają się do przeksztalcenia w mosiādze specjalne za pomocą dodatków stopowych. Utwierdzeniu się pojęcia współczynnika zamiany dopomógł również O. W. Ellis, który fałszywie twierdził, iż własności mosiādów wieloskładnikowych można łatwo określić dzięki addytywności wpływów poszczególnych składników stopowych (5).

Pierwszym badaczem, który poddał wątpliwości założenia L. Guilleta był W. Guertler (6).

Dopiero jednakże systematyczne badania mikrostruktury trójskładnikowych mosiądzów, które wykonali O. Bauer i M. Hansen, potwierdziły całkowicie powyższe wątpliwości i stworzyły fundamenty dla dalszych badań (7). Od tego czasu datuje się szybki rozwój mosiądzów specjalnych (8—34).

Początkowo niesłusznie zwracano główną uwagę na mosiądze trójskładnikowe, przeważnie manganowe (35—62), niklowe (63—96), aluminiowe (97—109) i krzemowe (110—120). Rzadziej wspomniano o mosiądzach wieloskładnikowych, np. mosiądzach Al — Mn (121—122) lub Ni — Mn (123—127), przy czym prawie do wszystkich powyższych mosiądzów chętnie dodawano poza tym cynę.

Podczas ostatniej wojny brak surowców importowanych, w szczególności niklu, cyny i miedzi, zmusił Niemcy do jak najbardziej ekonomicznej gospodarki nimi. W związku z tym rozpoczęto prace w celu znalezienia materiałów zamiennych brązu cynowego i aluminiowego, zawierających zbyt dużo miedzi, oraz w celu znalezienia mosiądzów specjalnych, które spełniając powyższe wymagania, nie zawierały by cyny i niklu i posiadały by możliwie minimalną zawartość miedzi. Nieliczne publikacje na ten temat wykazują, iż założone zadanie zostało rozwiązane.

W wyniku tych prac ustalono optymalne składy chemiczne wieloskładnikowych mosiądzów specjalnych odlewniczych, nie zawierających cyny i niku (128), składy mosiądzów specjalnych, niekiedy zupełnie nowych, podatnych do przeróbki plastycznej i posiadających szczególnie dobre własności mechaniczne lub cierne (129, 130) oraz stworzono możliwości zastosowania wieloskładnikowych mosiądzów specjalnych o wydatnie zmniejszonej zawartości miedzi (131). Pracami tymi rozpoczęto nowy etap rozwoju mosiądzów specjalnych, który dla naszej gospodarki ma zasadnicze znaczenie ze względu na podobne trudności surowcowe.

III. Własności mosiądzów specjalnych

A. Wiadomości ogólne

Jak już wyżej wspomniano, początkowo sądzono, że wpływ dodatków stopowych na mosiądz zależy jedynie od zawartości miedzi. Poza tym przypuszczano, iż dodatki stopowe na siebie nie wpływają i własności mosiądzów wieloskładnikowych można łatwo określić dzięki addytywności wpływu dodatków.

Po przeprowadzeniu bardziej wyczerpujących badań sprawdzono nieprawdziwość obydwu twierdzeń. Okazało się, że własności mosiądzów wieloskładnikowych są funkcją również i zawartości cynku oraz że wpływ danego dodatku stopowego zależy od ilości i rodzaju innych dodatków stopowych.

Dzięki temu stwierdzono, że do zastosowania nadają się nie tylko mosiądze o strukturze $\alpha + \beta$ lecz również i mosiądze o strukturze β , którym przypisuje się optymalne własności mechaniczne. Jedynym warunkiem zastosowania mosiądzów specjalnych jest brak kruchej fazy γ lub niektórych związków międzymetalicznych. Okazało się również, że pewne dodatki stopowe, uważane dawniej za szkodliwe (fosfor), są niekiedy pożyteczne.

W wyniku badań otrzymano materiały, które w zależności od składu chemicznego posiadają doskonale własności wytrzymałościowe przy obciążeniach statycznych i dynamicznych, dobrą odporność przeciw ścieraniu, dobrą odporność przeciw korozji, w szczególności wody morskiej i niektórych kwasów oraz dobrą odporność przeciw wysokim temperaturom. Zwłaszcza pod względem odporności przeciw ścieraniu zrobiono duże postępy dzięki uzyskaniu odpowiedniej mikrostruktury, to znaczy twardych wydzielań związków międzymetalicznych o właściwym kształcie, ilości i rozproszeniu w mniej twardej osnowie. Jednocześnie w przeciwieństwie do brązów cynowych i wieloskładnikowych brązów aluminiowych mosiądze specjalne odznaczają się dobrą podatnością do przeróbki plastycznej na gorąco, dzięki czemu produkcja półfabrykatów prasowanych i kutych nie przedstawia poważniejszych trudności. W niektórych wypadkach mosiądze specjalne okazują się nawet materiałem o dobrej ciągliwości (mosiądz 68 z fosforem lub krzemem). Poza tym mosiądze specjalne charakteryzuje dobra podatność do odlewania, przy czym wsad ich nie wymaga zastosowania wyłącznie czystych surowców. Do wsadu można mianowicie użyć przetopów niektórych stopów aluminium, których zanieczyszczenia żelazem, manganem, miedzią i cynkiem nie mają żadnego znaczenia, ponieważ są one składnikami stopowymi mosiądzów specjalnych. Zawartość krzemu jest również dopuszczalna w niezbyt wielkiej ilości. Do wsadu nadają się także przetopy niektórych stopów cynku, z zastosowaniem których należy w przyszłości poważnie się liczyć.

Mosiądze specjalne nie przedstawiają trudności również i przy obróbce mechanicznej (toczenie, wiercenie itd.), której sprzyja dodatek ołowiu. Półfabrykaty prasowane przez dodatkowy ściąg posiadają wąskie tolerancje, umożliwiające obróbkę na automatach, przy czym obróbka ta jest bardziej ekonomiczna niż dla brązów.

W rezultacie mosiądze specjalne są doskonałym materiałem zamiennym brązów cynowych, spiszów i brązów aluminiowych, których zastosowanie powinno być ograniczone do szczególnych wypadków.

B. Wpływ dodatków stopowych w mosiądzach trójskładnikowych

I. ALUMINIUM

Aluminium wywiera największy wpływ na własności i mikrostrukturę mosiądzu spośród innych dodatków stopowych. Podwyższa ono bardzo wydatnie własności wytrzymałościowe i obniża wydłużenie, przy czym spadek wydłużenia jest szczególnie katastrofalny przy ukazaniu się nowej fazy. Wpływ aluminium na te własności przedstawia tabl. I.

TABLICA I

Wpływ aluminium na własności mechaniczne mosiądzu

Stan materiału	Zawartość w %		Własności mechaniczne			Literatura
	Cu	Al	R _r kg/mm ²	A %	H _B jednost. Brine'la	
Odlany	60,0	0,8	42,0	33	100	(128)
	59,48	1,0	49,6	30	114	(1)
	60,0	1,2	45,0	26	115	(128)
	60,0	1,5	48,0	15	130	(128)
	58,35	1,54	51,5	17	129	(1)
	60,0	1,8	50,0	14	135	(128)
	58,26	2,18	56,4	16	138	(1)
	59,85	3,02	65,0	18,5	159	(1)
Walcowany wyżarzony	59,9	2,0	39,1	17	123	(1)
	59,8	2,7	44,5	16	123	(1)
Kuty	59,48	1,0	48,5	41	104	(1)
	58,26	2,18	57,9	27	143	(1)
	59,85	3,02	62,8	24,5	154	(1)

Poza tym aluminium jest szczególnie korzystne dla polepszenia odporności przeciw wysokim temperaturom oraz nadaje odlewom ładną błyszczącą powierzchnię.

2. MANGAN

Mangan jest jednym z najkorzystniejszych dodatków, ponieważ polepsza znacznie odporność przeciw korozji m. in. wody morskiej, chlorków, kwasu solnego i przegrzanej pary.

Na własności mechaniczne mosiądźców $\alpha + \beta$ wywiera nieznaczny wpływ, natomiast wpływ ten jest tym większy im bardziej struktura mosiądzu jest zbliżona do czystej fazy β , przy czym w tych mosiądźcach zwiększa jednocześnie własności wytrzymałościowe i plastyczne w porównaniu do analogicznych własności mosiądźców $\alpha + \beta$. Dodatek manganu sprzyja również podatności do przeróbki plastycznej na gorąco i nie utrudnia przeróbki na zimno.

Własności mosiądzu z manganem przedstawia tablica II.

TABLICA II

Wpływ manganu na własności mechaniczne mosiądzu

Stan materiału	Zawartość w %		Własności mechaniczne			Literatura
	Cu	Mn	R _r kg/mm ²	A %	H _B jednost. Brinella	
Odlany	59,92	0,8	34,9	49	54	(132)
	59,71	1,9	35,5	49	57	(132)
	48,0	3,0	50	2,5	160	(131)
	48,0	5,0	60	15—20	140	(131)
Walcowany i wyżarzony	58,85	2,6	38,7	35	65	(1)
	57,07	2,66	35,6	36	81	(1)

Ze względu na zbyt mały wpływ na własności mechaniczne mangan dodawany jest do mosiądźców $\alpha + \beta$ i β tylko wraz z innymi dodatkami.

3. ŻELAZO

Podobnie jak i mangan — żelazo w ilości do ok. 2,5% nie wpływa wydatnie na własności mechaniczne mosiądzu, o czym łatwo przekonać się z danych, zamieszczonych w tabl. III.

TABLICA III

Wpływ żelaza na własności mechaniczne mosiądzu

Stan materiału	Zawartość w %		Własności mechaniczne			Literatura
	Cu	Fe	R _r kg/mm ²	A %	H _B jednost. Brine'la	
Odlany	59,4	0,9	41,5	44	90	(1)
	59,0	1,6	1,5	33	85	(1)
	59,1	2,5	41,0	46	92	(1)
Kuty	59,4	0,9	44,6	44	107	(1)
	59,0	1,6	42,7	43	98	(1)
	59,1	2,5	43,8	39	110	(1)

Wpływ żelaza uwydatnia się dopiero w obecności manganu lub niklu, wskutek czego jest ono używane również wyłącznie w mosiądźcach wieloskładnikowych dla rozdrabniania ziarna i polepszenia własności plastycznych.

Zbyt wielkie ilości żelaza powodują kruchość wskutek wydzielania się związku między-metalicznego.

4. KRZEM

Krzem zwiększa silnie własności wytrzymałościowe i obniża własności plastyczne, tym bardziej im mosiądz jest uboższy w miedź. Jednocześnie krzem jest bardzo korzystny dla zwiększenia rzadkopląnności oraz nie utrudnia przeróbki plastycznej na gorąco i zimno.

Ze względu na występowanie kruchej fazy znajduje zastosowanie prawie wyłącznie jako dodatek do mosiądzów α , którym nadaje doskonałe własności cierne przy zawartości ok. 1%. Do mosiądzów $\alpha+\beta$ może być dodawany w ilości co najwyżej ok. 0,5—1,0% w celu polepszenia ich rzadkopląnności, co jest wykorzystywane w produkcji drutów do lutowania i spawania. Przed wojną usiłowano również wprowadzić odlewki z mosiądzu krzemowego o zawartości ok. 80% miedzi. Cel ten wydaje się chybiony, ponieważ zamiast mosiądzu o dużej zawartości miedzi lepiej jest używać mosiądzów o małej jej zawartości, tym bardziej, że własności takich mosiądzów nie są gorsze od własności mosiądzów poprzednich.

5. FOSFOR

Fosfor, uważany uprzednio za dodatek szkodliwy, okazał się wg nowszych badań dodatkiem pożytecznym, posiadającym na mosiądzu α taki sam wpływ jak krzem. W związku z powyższym mosiądzu z fosforem o zawartości ok. 0,3—0,4% znalazły zastosowanie w produkcji półfabrykatów o szczególnie dobrych własnościach ciernych.

6. OŁÓW

Ołów dodaje się do mosiądzów specjalnych w ilości do 0,9—1,2% w celu polepszenia obróbki skrawaniem. Poza tym ołów polepsza własności cierne i rozdrabnia ziarno, dzięki czemu ułatwia przeróbkę plastyczną na zimno. Większych zawartości ołowiu nie należy dodawać z powodu spadku własności plastycznych.

7. NIKIEL I CYNA

Wpływu tych dodatków, chętnie stosowanych przed wojną, nie będziemy rozpatrywać ze względu na unikanie ich używania z wyżej omówionych względów. Mosiądzu specjalne z niklem mają pewne znaczenie jedynie do produkcji części szczególnie odpornych na korozję.

C. Wpływ dodatków stopowych w mosiądzach wieloskładnikowych

Jak już wyżej wspomniano, wpływ dodatków stopowych w mosiądzach trójskładnikowych, nie odznaczających się specjalnie korzystnymi własnościami, jest inny niż w wieloskładnikowych.

Właściwość ta była znana i wykorzystana od dawna w licznych patentach przedwojennych, które dotyczyły prawie wyłącznie mosiądzów wieloskładnikowych. Składy chemiczne tych mosiądzów były ustalane prawdopodobnie jedyną drogą przypadku a nie systematycznych badań, których śladów do czasu ostatniej wojny prawie nie ma w literaturze.

Pomijając mosiądzu z cyną i niklem, zawartość składników stopowych w omawianych przedwojennych mosiądzach specjalnych wahała się w następujących granicach:

Mosiądzu

Al - Fe	Al	1-2%	Fe ok. 1%
Al - Mn	Al	1-2%	Mn 1-1,6%
Mn - Fe	Mn	0,8-1,4%	Fe 0,8-1,3%
Al - Mn - Fe	Al	1,2%	Mn 3,2% Fe 1,3%

Dopiero w czasie wojny opublikowano dwie prace zasadnicze, które dzięki systematycznym badaniom rzuciły nieco więcej światła na zagadnienie optimum składu chemicznego mosiądzów specjalnych. Wyniki pierwszej z nich, dotyczącej mosiądzów odlewniczych, przedstawia tabl. IV, wyniki drugiej, dotyczącej mosiądzów o szczególnie małej zawartości miedzi, są zamieszczone w tabl. V.

TABLICA IV

Wpływ składników stopowych na mosiądz 60 w stanie cdlanym (128)

Zawartość składników stopowych w %			Własności mechaniczne		
Al	Mn	Fe	R _r kg mm ²	A %	H _B ednos Brinella
0,8			42	3	100
1,2			45	6	115
1,5			48	15	130
1,8			50	14	135
0,84		0,66	44	37	100
1,14		0,66	45	28	114
1,44		0,66	48	23	120
1,74		0,66	49	17	137
2,04		0,66	50	9	150
0,84		0,66	44	37	100
1,12		0,88	41	9	115
1,40		1,10	40	8	130
1,67		1,33	39	7	135
1,96		1,54	51	18	140
0,9	0,63		44	35	95
1,2	0,63		43	18	115
1,5	0,63		41	12	125
1,8	0,63		53	15	150
0,9	0,63		44	35	95
1,2	0,84		45	18	120
1,5	1,05		50	22	128
1,8	1,26		50	13	140
1,16	0,42	0,44	47	36	100
1,42	0,52	0,53	49	30	120
1,74	0,63	0,66	52	25	125
2,06	0,73	0,79	50	16	130

TABLICA V

Wpływ składników stopowych na własności mosiądzu o szczególnie małej zawartości miedzi w stanie odlanym (131)

Skład chemiczny w %						Własności mechaniczne			
Cu	Mn	Fe	Al	Si	Pb	R _r kg/mm ²	Q _r kg/mm ²	A %	H _B jednostek Brinella
47,9	2,80	1,77	0,96			56,7	41,4	4,0	169
48,08	2,82	1,21	0,4	0,04		66,0	31,0	16,0	150
48,15	2,76	1,65	0,59			60,2	24,3	27,5	138
48,4	2,68	0,78		0,53	1,12	56,1	25,6	15,5	132
48,46	3,17	1,42	0,67			58,4	19,8	16,0 _x	147
48,61	2,80	2,0	0,46	0,06	1,27	63,2	30,0	16,2 _x	147
49,26	3,41	1,17	0,65			60,8	19,6	37,7 _x	132
49,31	4,51	0,80	1,19	0,02		68,0	24,5	26,0 _x	175
49,4	2,44	0,32	0,08	0,03		60,1	22,4	28,8	141
49,52	0,13	1,62	0,18			47,8	25,0	10,0	145
49,94	2,8	0,52		0,4		59,0	21,2	20,6	138
50,0	2,6	0,89		0,42		59,0	23,7	20,8	134
50,3	2,42	1,0		0,38		57,8	22,3	1,5	138
50,33	2,68	1,18	0,3	0,82		49,6	16,2	12,0 _x	139
50,76	4,32	1,09	2,29	0,17		61,0	34,1	6,5 _z	177
51,19	2,69	0,3		0,61	0,93	51,0	17,7	12,5 _x	121
51,19	4,51	1,6	2,68	0,15		62,4	27,1	26,0	177
51,3	4,0	1,77	1,8			68,0	34,7	16,5	165
51,4	5,04	0,94	2,30	0,16		70,9	30,2	25,0 _x	164
52,03	3,45	1,34	0,52	0,06		60,5	31,6	18,8	160
52,17	2,07	0,62	0,56	0,04		58,2	17,9	30,1	150
52,18	1,35	0,77	0,32		1,12	57,0	28,2	16,2	151
52,82	4,32	1,43	3,66	0,16		71,3	37,0	13,8	190

*) A₅ pozostałe A₁₀

Poza tym stwierdzono w drugiej z powyższych prac, iż mosiądze o małej zawartości miedzi nadają się również do przeróbki plastycznej, która podwyższa jeszcze bardziej ich własności mechaniczne, przedstawione na tabl. VI dla mosiądzu o składzie: Cu — 50,80%, Mn — 3,40%, Fe — ok. 0,7%, Al — ok. 0,75%, Pb — ok. 0,5%, Si — 0,12%.

TABLICA VI

Wpływ przeróbki plastycznej na własności mechaniczne wieloskładnikowego mosiądzu specjalnego o zawartości 50,80%Cu (131)

Stan mat riału	Własności mechaniczne			
	R _r kg/mm ²	Q _r kg/mm ²	A %	H _B jednostek Brinella
Prasowany ciągniony	65,6 — 74,8	23,6 — 21,8	26 — 20	131
	68,4 — 78,5	41,2 — 44,8	22,5 — 21,0	188
	75,2 — 82,1	5,2 — 67,5	16,3 — 10,0	215
Wyżarzony	66,2 — 75,0	25,5 — 25,1	25,0 — 24,0	135

Z prac tych można wyciągnąć następujące wnioski:

— największy wpływ na własności mechaniczne mosiądzów wieloskładnikowych wywiera aluminium,

— mały dodatek żelaza jest bez wydatniejszego wpływu na własności mosiądzu aluminiowego, natomiast większy dodatek wpływa korzystnie tylko w mosiądzach o strukturze β , w których podwyższa zarówno własności wytrzymałościowe jak i plastyczne oraz rozdrabnia ziarno,

— mangan wpływa korzystnie na własności plastyczne, nie wywierając wydatnego wpływu

na własności wytrzymałościowe mosiądzu aluminiowego,

— jednoczesna obecność manganu i żelaza w mosiądzu aluminiowym zmniejsza jego kruchość i umożliwia podwyższenie własności wytrzymałościowych bez niebezpiecznego spadku własności plastycznych, zwłaszcza w mosiądzach o strukturze β ,

— przy ograniczonej ilości dodatków stopowych i strukturze $\alpha + \beta$ optymalne własności w stanie odlanym posiadają mosiądze Al—Mn—Fe o zawartości ok. 1,75% Al, 0,65% Fe i 0,65% Mn,

— dodatki stopowe w powyższej ilości zapewniają uzyskanie następujących własności dla mosiądzu 60 i mosiądzu 56:

mosiądz 60 R_r — 50 kg/mm²

A — 28%,

mosiądz 56 R_r — 59 kg/mm²

A — 18%,

— obniżenie zawartości miedzi do ok. 50% nie utrudnia zastosowania mosiądzów specjalnych i umożliwia zastąpienie nimi dotychczas znanych mosiądzów,

— ich optymalny skład powinien wahać się w następujących granicach:

Cu 47 — 51 %

Mn 2,0 — 4,0%

Fe 0,5 — 2,5%

Al 0,5 — 2,5%

Si 0 — 0,8%

Pb 0 — 1,0%

przy czym w stopach, nie przeznaczonych na materiały cierne, zawartość krzemu nie powinna przekraczać 0,4%, jeżeli mosiądz zawiera aluminium,

— mosiądze o strukturze β i odpowiednim

TABLICA VII

Skład chemiczny msiadżów specjalnych wg norm niemieckich

Rodzaj msiadżu	Oznaczenie		Skład chemiczny w %															
	Norma	Msiadż	Składniki stopowe						Zanieczyszczenia									
			Cu	Mn	Al	Fe	Sn	inne	Pb	Sn	Si	Ni	r	As	Sb	S	Bi	
Odlewniczy	DINE 1 726	So G Ms 57	54-60	1-3	0-2	0-2				1,0	0,5	0,5	0,5	0,1	0,1	0,1	0,02	0,01
	HgN 12 213	So G Ms 1	54-64	Mn + Fe + Al < 7,5						1,5	0,5	1,0	0,5	0,1	0,1	0,1	0,02	0,01
	HgN 12 213	So G Ms 2	54-64	Mn + Fe + Al < 7,5						1,0	0,5	1,0	0,5	0,1	0,1	0,1	0,02	0,01
	KM 9 206	So G Ms I	54-64	1-3	0-2	0-2			0,5	0,5								
	KM 9 206	So G Ms II	54-64	1-3	0-2	0-2				0,5								
Podatny do przeróbki plastycznej na gorąco	DINE 1 726	So Ms 58 F 45	56-60	0,5-2	0-1					1,5		0,2	0,5(Fe)					
	DINE 1 726	So Ms 58 F 60	56-60	0,5-2,5	1-3	0-2			1,5	0,5	0,5	0,5						
	Flw.	2 205	55-58	0,5-2,5	1,5-3	0-1			0,1		0,5	0,5						
	HgN 12 214	So Ms 1	55-61	Mn + Fe + Al + Sn < 7,5						0,8		1,0	0,5					
	HgN 12 214	So Ms 2	55-61	Mn + Fe + Al + Sn < 7,5						0,8		1,0	0,5					
	KM 9 203	So Ms A	55-61	Mn + Fe + Al + Sn < 7,5						0,8								
Jak wyżej, ze specjalnym przeznaczeniem dla przemysłu okrętowego	KM 9 203	So Ms B	55-61	1-3	0-3			2-3 Ni	0,8	0,5		0,5(Fe)						
	DINE 1 726	So Ms 59	58-60	1-3	0-3			2-3 Ni	0,8	0,5		0,5						
Jak wyżej, bardzo wysokie własności mechaniczne, niemagnetyczny (bez żelaza)	DINE 1 726	So Ms 64	62-66	3-5	5-8	1,5-3,5					0,3							
	Flw.	2 411	62-66	3-5	5-8	1,5-3,5					0,3							
Podatny do przeróbki plastycznej na zimno	DINE 1 726	So Ms 68	66-70					0,2-0,4 P										
	HgN 12 214	So Ms 68	66-70					0,2-0,4 P										
	Flw.	2 230	66-70					0,2-0,4 P										
	Flw.	2 31	66-67					0,8-1,1 Si										
	HgN 12 214	So Ms 68	66-67					0,8-1,5 Si										
	DINE 1 726	So Ms 68	66-70					0,8-1,1 Si										

TABLICA VIII
Własności mechaniczne mosiądzów specjalnych wg norm niemieckich

RODZAJ MOSIĄDZU	Oznaczenie		Rodzaj półfabrykatu	Własności mechaniczne			
	Norma	Mosiądz		R _r kg/mm ²	Q _{0,2} kg/mm ²	A ₁₀ %	HB
Odlany	DINE 1726	SoGMs 57	Odlew	45		20	100
	DINE 1726	SoGMs 57	„	60		15	130
	HgN 12213	SoGMs 1	„	45	18	20	100
	HgN 12213	SoGMs 2	„	60	25	15	130
	KM 9206	SoGMs I	„	45	18	20	100
	KM 9206	SoGMs II	„	50	20	18	120
Podatny do przeróbki plastycznej na gorąco	DIN 1726	SoMs 58F45	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ² Rury	45 40 45		15 15 15	
	DIN 1726	SoMs 58F60	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ² Rury	60 52 55		10 10 10	
	Flw.	2205	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ² Rury < 7 mm ścianka Rury > 7 mm ścianka Odkuwki	60 52 60 55 50-60	25 22 25 25 25	12 (A ₅) 12 (A ₅) 12 (A ₅) 12 (A ₅) 12 (A ₅)	140-180 140-180 140-180 140-180 140-180
	HgN 12214	SoMs 1	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ² Rury	45 40 45	18 15 18	15 15 15	90 80 90
	HgN 12214	SoMs 2	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ² Rury < 7 mm ścianka Rury > 7 mm ścianka	60 52 60 55	25 22 25 25	10 10 10 10	120 110 120 120
	KM 9203	SoMs A	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ²	45 35	18 15	15	90
	Jak wyżej, ze specjalnym przeznaczeniem dla przemysłu okrętowego	KM 9203	SoMs B	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ²	50 40	30 22	16
	DINE 1726	SoMs 59	Pręty < 2000 mm ² Pręty > 2000 mm ³	50 40		16 16	
Jak wyżej, bardzo wysokie własności mechaniczne, niemagnetyczny (bez żelaza)	DINE 1726	SoMs 64	Pręty Odkuwki	80 85		8 (A ₅) 10 (A ₅)	
	Flw.	2411	Pręty Odkuwki	85 80	60 60	10 (A ₅) 8 (A ₅)	
Podatny do przeróbki plastycznej na zimno	DINE 1726	SoMs 68	Rury < 4 mm ścianka Rury > 4 mm ścianka	45 36		6 38	130 80
	HgN 12214	SoMs 68	Stan pół twardy Stan twardy	40 50	19 30	15 6	80 130
	Flw.	2230	Rury < 4 mm ścianka Rury > 4 mm ścianka Odkuwki	45 36 36	31 12 12	6 38 18	130-160 80-100 80-130
	Flw.	2231	Rury twarde Rury pół twarde	55 45	41 25	10 20	130-170 100-130

U w a g a. Dla odlewów podano wyężnienie pięciokrotne, zaś dla pozostałych półfabrykatów — dziesięciokrotne (z wyjątkiem wypadków zaznaczonych w tablicy).

składzie chemicznym nadają się zarówno do produkcji części znacznie obciążonych jak i narażonych na tarcie.

Oprócz powyższych prac wieloskładnikowymi mosiądzami specjalnymi zajmuje się doskonała praca, opublikowana w 1943 r. w *Jahrbuch der Metalle* (129). Praca powyższa przedstawi dorobek naukowy i praktyczny Niemiec do tego okresu oraz podaje optymalne składniki chemiczne i szczegółowy opis własności mosiądzów specjalnych, zarówno wieloskładnikowych jak i nieznanymi do tego czasu mosiądzów trójskładnikowych z krzemem lub fosforem o własnościach ciernych. Niestety praca ta nie wspomina jeszcze o mosiądzach z małą zawartością miedzi.

Na podstawie omówionej pracy metaloznawstwo uzyskało następujące doskonałe gatunki mosiądzów, które można podzielić na poniższe grupy w zależności od ich własności i przeznaczenia:

— mosiądze podatne do przeróbki plastycznej na gorąco o stosunkowo małej zawartości miedzi oraz umiarkowanej zawartości Al, Fe i Mn, posiadające dobre własności mechaniczne i cierne,

— mosiądze podatne do przeróbki plastycznej na gorąco o małej lub dużej zawartości miedzi oraz dużej zawartości składników stopowych, odznaczające się wysokimi lub bardzo wysokimi własnościami mechanicznymi,

— mosiądze podatne do przeróbki plastycznej na zimno o stosunkowo dużej zawartości miedzi oraz zawierające krzem lub fosfor, odznaczające się umiarkowanymi własnościami mechanicznymi i dobrymi własnościami ciernymi.

Wyniki tego dorobku naukowego, zrekapitulowane w powyższej pracy, zostały jednocześnie ujęte w nowe normy przemysłowe, wojskowe i lotnicze, których aktualne zestawienie przedstawiają tabl. VII i VIII (w tablicach tych są uwzględnione najnowsze poprawki wymienionych norm).

Mosiądze grupy pierwszej są używane do produkcji półfabrykatów prasowanych, które poddaje się nieznacznemu ściągowi na zimno w celu otrzymania dokładniejszych tolerancji. Jeżeli od materiału wymaga się lepszej podatności do przeciągania, można ją uzyskać przez podwyższenie zawartości miedzi do 63 — 65% oraz wyeliminowanie żelaza jako dodatku stopowego. Taki mosiądz specjalny posiada w stanie zgniecionym w zależności od wielkości zgniotu następujące własności mechaniczne:

R_r — 50 — 80 kg/mm²

$Q_{0.2}$ — 45 — 80 kg/mm²

A — 18 — 4%

H_B — 150 — 200 kg/mm².

Powyższe własności można również otrzy-

mać bez przeciągania dzięki obróbce cieplnej, której mosiądz ten poddaje się wskutek zmiennej rozpuszczalności związku manganu z krzemem w zależności od temperatury.

Mosiądze drugiej grupy odznaczają się szczególnie wysokimi własnościami mechanicznymi już w stanie prasowanym i nie są przeważnie poddawane dalszej przeróbce plastycznej na zimno, która jest bardzo utrudniona.

Mosiądze ostatniej grupy są doskonale podatne do przeciągania nawet na najcieńsze rury lub pręty oraz odznaczają się dobrymi własnościami ciernymi.

Wszystkie mosiądze są odporne na wysokie temperatury, co uwidocznią tabl. IX.

TABLICA IX
Wpływ temperatury na twardość mosiądzów specjalnych.

Gatunek mosiądzu jego oznaczenie	Temperatura °C	Twardość w jednost. Brinella
Flw. 2205	0	165
	100	150
	200	125
	300	60
	400	25
Mosiądze 63 — 65 z Mn i Al	20	164
	100	150
	200	142
	300	115
	400	50
Flw. 2230	20	140
	100	132
	200	120
	300	90
	400	53

IV. Zastosowanie

Dzięki ich doskonałym własnościom mosiądze specjalne mogą znaleźć szerokie zastosowanie, przede wszystkim jako materiały zamienne brązów cynowych, aluminiowych i spiszów, co dla gospodarki krajowej ma pierwszorzędne znaczenie i wymaga jak najszybszego i jak najszerszego wprowadzenia ze względu na możliwość uzyskania poważnych oszczędności dewizowych.

W zależności od składu chemicznego możemy dysponować przy tym materiałami o wysokich własnościach mechanicznych i ciernych, które znajdują duże zastosowanie w produkcji maszyn, obrabiarek, silników oraz w przemyśle samochodowym, lotniczym, okrętowym, elektrotechnicznym i innych.

Pierwsze próby produkcji i wprowadzenia mosiądzu specjalnego w Polsce, przeprowadzone przez Walcownię Metali w Dziedzicach już w 1946 r., dały wyniki zupełnie zadawalające i rozwiązały kilka trudnych problemów w niektórych dziedzinach przemysłu (np. produkcja biegaczy obrączkowych w przemyśle włókienniczym).

L I T E R A T U R A

- 1) P. Reinglass. — Chemische Technologie der Legierungen (1926), O. Spamer, Leipzig.
- 2) W. Guertler. — Metallographie. Band II, Teil 4, Gewerbliche Metallkunde (1926), Gebr. Borntraeger, Berlin.
- 3) A. Ledebur, O. Bauer. — Die Legierungen, 6. Ausgabe (1924), Auflage Kraysn, Berlin.
- 4) L. Guillet. — Rev. Met. 2 (1905) 97, 3 (1906) 243, 9 (1909) 252, 10 (1913) 1130, 17 (1920) 484, 18 (1921).
- 5) O. W. Ellis. — Trans. Amer. Inst. min. met. Eng. Techn. Publ. 167, Z. Metallkunde 22 (1930) 30.
- 6) W. Guertler. — Z. Metallkunde 13 (1921) 128.
- 7) O. Bauer, M. Hansen. — Z. Metallkunde 21 (1929) 145, 190, 357, 406; 22 (1930) 387, 405; 23 (1931) 19; 24 (1932) 1, 73, 104; 25 (1933) 17; 26 (1934) 121.
- 8) J. Ensslen. — Z. Metallkunde 15 (1923) 211.
- 9) Anon. — Canad. Foundryman 15 (1924) 48.
- 10) L. Guillet. — Rev. Mét. 21 (1924) 295.
- 11) P. Reinglass. — Maschinenbau 3 (1924) 1090.
- 12) W. H. Bassett, C. H. Davis. — Trans. Amer. Inst. min. met. Eng. 71 (1925) 745.
- 13) A. E. Logan. — Proc. Inst. Brit. Foundr. 17 (1923/4) 140.
- 14) C. P. Laval. — Z. ges. Giessereipraxis. Das Metall (1925) 46, 78.
- 15) Anon. — Engineering 120 (1925) 744.
- 16) Anon. — Machinery 35 (1929) 68.
- 17) Ausschuss zur Untersuchung der Einwirkung von Vereinigungen in Messing. — Z. Metallkunde 21 (1929) 152.
- 18) Guillet. — Cuivre et Laiton 2 (1929) (18) 7, (23) 11.
- 19) A. Schimmel. — Metallographie der technischen Kupferlegierungen (1930), J. Springer, Berlin.
- 20) G. Dubercet. — Rev. Fonderie moderne 26 (1932) 384.
- 21) Ch. Vickers. — Foundry, Cleveland 60 (1932) 28.
- 22) W. Lambert. — Metallurgia 8 (1933) 83.
- 23) W. Lambert. — Met. Industry 42 (1933) 169, 201; 45 (1934) 567.
- 24) Anon. — Metallbörse 23 (1933) 50, 61, 113.
- 25) L. S. Ivanoff. — Met. Industry 45 (1934) 7.
- 26) T. Tanabe, G. Koiso. — Sumitomo 11 (1933) 415.
- 27) Anon. — Techn. Zentr. prakt. Metallbearb. 46 (1936) 526.
- 28) C. H. S. Tuphohne. — Canad. Chem. and Met. 21 (1937) 190.
- 29) J. Laing, R. T. Rolfe. — Met. Industry (1938) 585.
- 30) Anon. — Usine Belge (1940) 13.
- 31) W. Engelhardt. — Werkstoff-Handbuch Nichteisenmetalle (1940) VDJ — Verlag, Berlin.
- 32) W. Müller, M. Niessner. — Metallwirtsch. 21 (1942) 5, 65.
- 33) A. J. Murphy. — Met. Industry 47 (1935) 229, 319, 346.
- 34) A. J. Murphy. — Foundry Trade J. 53 (1935) 270, 291.
- 35) E. H. Dix. — Trans. Amer. min. met. Eng. 68 (1923) 642.
- 36) F. C. Livermore. — Met. Industry 23 (1923) 85.
- 37) R. R. Moore. — Proc. Amer. Soc. Test. Mat. 23 (1923) 106.
- 38) Anon. — Waste Trade J. 23 (1923) (1) 16.
- 39) A. E. Logan. — Foundry Trade J. 29 (1924) 486, 550.
- 40) Anon. — Met. Industry N. Y. 25 (1927) 449.
- 41) Anon. — Z. ges. Giessereipraxis, Das Metall. 49 (1928) 191.
- 42) J. Silberstein. — Met. Industry 35 (1929) 618.
- 43) A. I. Szpagin. — Spieczjalnyje łatuny (1931) Orgis-Gostransizdat, Moskwa.
- 44) F. A. W. Livermore. — Met. Industry 41 (1932) 175.
- 45) E. R. Thews. — Metallurgist 8 (1932) 139.
- 46) E. T. Richards. — Metallbörse 22 (1932) 1357, 1389.
- 47) Anon. — Soudeur — Coupeur 12 (1933) (10) 8.
- 48) W. Lambert. — Foundry Trade J. 51 (1934) 369, 52 (1935) 45.
- 49) W. O. Gagen. — Torn. — Metallurg (1935) (1) 74.
- 50) W. Lambert. — Proc. Inst. Brit. Foundr 28 (1934/5) 712.
- 51) F. R. Hensel. — Trans. Amer. Foundr. Assoc. 44 (1936) 457.
- 52) F. R. Hensel. — Met. Industry 49 (1936) 158.
F. R. Hensel. — Canad. Chem. and Met. 20 (1936) 230, 235, 261.
- 54) H. J. Miller. — Met. Industry 49 (1936) 201, 229.
- 55) S. T. Kolenow. — Cwietnyje metally (1936) (10) 104.
- 56) J. Laing, R. T. Rolfe. — Met. Industry 31 (1939) 159.
- 57) J. S. Roberts. — Foundry Trade J. 72 (1944) 101, 158.
- 58) P. Dwyer. — Foundry Trade J. 71 (1943) (9) 90, 190, (10) 112, 199.
- 59) N. K. B. Patch. — Foundry Trade J. 71 (1943) (9) 106, 153.
- 60) Anon. — Canad. Metals 7 (1944) (2) 18.
- 61) A. H. Hesse, E. F. Myskowski, B. M. Loving. —

- Trans. Amer. Foundr. Assoc. 51 (1944) 821.
- 62) G. P. Halliwell. — Trans. Amer. Foundr. Assoc. 51 (1944) 837.
- 63) W. M. Corse. — Brass World 20 (1924) 397; 21 (1925) 317.
- 64) W. M. Corse. — Met. Industry 22 (1924) 234.
- 65) L. Guillet. — Comptes rendues 180 (1925) 1268.
- 66) L. Guillet. — Rev. Mét. 22 (1925) 383.
- 67) F. M. Ostroga. — Rev. Mét. 22 (1925) 776.
- 68) O. Smalley. — Met. Industry 27 (1925) 408, 431, 457, 486.
- 69) O. Smalley. — Foundry Trade J. 32 (1925) 366.
- 70) Anon. — Metallwaren — Ind. u. Galvano — Techn. 24 (1926) 27, 51.
- 71) Anon. — Metallbörse 16 (1926) 1142, 1256, 1311, 1422, 1674.
- 72) O. Smalley. — Trans. Amer. Inst. min. met. Eng. 73 (1926) 799.
- 73) O. Smalley. — Foundry 54 (1926) 14, 60.
- 74) Anon. — Metallwirtsch. 6 (1927) 989.
- 75) Hengstenberg. — Metallbörse 17 (1927) 1965, 2021, 2077.
- 76) A. C. Stinney. — Met. Industry 33 (1928) 485, 494, 521.
- 77) A. Le Thomas. — Metallbörse 18 (1928) 1996.
- 78) O. Junker. — Metallwirtsch. 9 (1930) 406.
- 79) A. Le Thomas. — Rev. Mét. 28 (1931) 518.
- 80) Anon. — Z. ges. Giesserei-Praxis, Das Metall 52 (1931) 119.
- 81) Anon. — Nickel — Bulletin 5 (1932) 129.
- 82) Anon. — Z. ges. Giesserei — Praxis, Das Metall 53 (1932) 12, 313.
- 83) E. R. Thews. — Z. ges. Giesserei — Praxis, Das Metall 53 (1932) 106.
- 84) A. Le Thomas. — Mech. World 92 (1932) 334.
- 85) Anon. — Nickel — Bulletin 6 (1933) 18.
- 86) Anon. — Met. Industry N. Y. 30 (1932) 466.
- 87) G. Dubercet. — Rev. Fonderie Moderne 26 (1932) 424; 28 (1934) 193.
- 88) A. Heinz. — Z. ges. Giesserei — Praxis, Das Metall 53 (1932) 477; 54 (1933) 99.
- 89) Anon. — Z. ges. Giesserei — Praxis, Das Metall 54 (1933) 224.
- 90) J. Cournot, F. Hiltbold. — Comptes rendues 198 (1934) 749.
- 91) J. Cournot, F. Hiltbold. — Rev. Nickel 5 (1934) (1) 16.
- 92) E. R. Thews. — Metallbörse 23 (1933) 1181, 1213, 1277.
- 93) K. Yamaguchi, K. Nakamura. — Regwagaku — Kenkyn jo Iho 13 (1934) 89.
- 94) F. Renaud. — Aciers spéciaux 9 (1934) 387.
- 95) Nickelmessing. — Nickel — Handbuch (1935) 22 str.
- 96) Anon. Apparatenbau 48 (1936) (8) 81.
- 97) E. R. Thews. — Giesserei — Ztg. 25 (1928) 391.
- 98) E. R. Thews. — Canad. Chem. and Met. 12 (1928) 264.
- 99) Anon. — Met. Industry 41 (1932) 98.
- 100) W. W. Wood. — Met. Industry 41 (1932) 137.
- 101) L. Guillet. — Cuivre et Laiton 3 (1930) 31.
- 102) Anon. — Z. ges. Giesserei — Praxis, Das Metall 53 (1932) 126.
- 103) H. Reininger. — Giesserei 19 (1932) 5.
- 104) E. T. Richards. — Metallbörse 24 (1934) 408, 438, 470.
- 105) A. A. Bocharow, N. Laktionow. — Cwietnyje mietały (1935) (1) 104.
- 106) G. D. Preston, L. L. Bircumshaw. — Phil. Mag. 20 (1935) 706.
- 107) H. J. Miller. — Met. Industry 49 (1936) 201, 289.
- 108) J. S. Dunn. — J. Inst. Metals 46 (1931) 25.
- 109) Robin. — Bull. Soc. d'Encour. 112 (1913) 12.
- 110) H. W. Gould, K. W. Ray. — Metals and alloys 1 (1930) 455, 502.
- 111) L. Guillet. — Cuivre et Laiton 3 (1930) 311.
- 112) E. Vaders. — Cuivre et Laiton 4 (1931) 469.
- 113) E. T. Richards. — Met. Industry 44 (1934) 269.
- 114) Anon. — Engineering 140 (1935) 9.
- 115) A. P. Smiriagin. — Cwietnyje mietały (1936) (6) 101.
- 116) N. Orłow. — Nowosti Tiechniki (1936) (32/33) 12.
- 117) J. Laing, A. T. Rolfe. — Met. Industry (1939) 315.
- 118) G. Porro. — Metallurg. Ital. 34 (1942) 393.
- 119) Frei. — Z. Metallkunde 15 (1923) 225.
- 120) E. Vaders. — Metallwirtsch. 20 (1941) 961.
- 121) T. Mukai. — Bull. Military Arsenal (Japan) 3 (1925) (1) 39.
- 122) Anon. — Met. Industry 37 (1930) 59.
- 123) A. Le Thomas. — Rev. Nickel 3 (1932) 65.
- 124) A. I. Czerniak. — Mietałurg (1940) (8) 53.
- 125) A. Le Thomas. — Foundry Trade J. 32 (1925) 447.
- 126) A. Le Thomas. — Met. Industry 27 (1925) 456.
- 127) Anon. — Metallwirtsch. 6 (1927) 959.
- 128) E. Pelzel, R. Hanel. — Metallwirtsch. 22 (1943) 383.
- 129) E. Lay. — Jahrbuch der Metalle (1943) 120.
- 130) K. Kaiser. — Jahrbuch der Metalle (1943) 107.
- 131) E. Vaders, E. Lay, J. Fankhänel. — Metallwirtsch. 23 (1944) 81.
- 132) O. Smalley. — Z. Metallkunde 15 (1923) 40/1, 80,

FELIKS MARKIEWICZ
CZPPW

Historia światowej walki o cynę i obecna sytuacja na rynku cynowym

Cyna jest znanym metalem nieżelaznym, podobnie jak miedź, ołów, cynk, aluminium czy nikiel. Cyna znajduje szerokie zastosowanie we współczesnym życiu gospodarczym i to zarówno w technice jak i życiu codziennym. Swoją zwycięską pochód we współczesnej gospodarce światowej zawdzięcza cyna jednak głównie ogromnemu rozwojowi przemysłu konserwowego i samochodowego. Najszersze zastosowanie znajduje cyna w produkcji blachy cynowanej, służącej do wyrobu puszek konserwowych. W przemyśle samochodowym, podobnie jak i przy budowie samolotów i okrętów, używa się cyny do lutowania oraz w stopach z innymi metalami do produkcji łożysk, chłodziń czy naczyń benzynowych. W życiu codziennym zyskała sobie cyna popularność jako środek do lutowania oraz jako ocynowanie puszek konserwowych. Wspomniane przemysły, tak konserwowy, stocznioowy, jak i lotniczo - samochodowy, mają pierwszorzędne znaczenie w programie zbrojeniowym. Przemysł konserwowy zapewnia system dostawy żywności armiom, celem tych drugich przemysłów jest motoryzacja armii oraz budowa flot morskich i powietrznych. Zatem cyna posiada wielkie znaczenie w czasie pokoju, ale jeszcze większe w czasie wojny. Na kształtowanie się ceny cyny dominujący wpływ wywierają: wielkość zbioru warzyw i owoców, nadmiar artykułów żywnościowych, nadających się do przechowywania w puszkach konserwowych oraz wysokość budżetów zbrojeniowych.

Nad innymi metalami góruje cyna swoją odpornością na wpływy atmosferyczne i chemiczne, niską temperaturą topnienia, miękkością oraz łatwością tworzenia stopów z innymi metalami.

Produkcja cyny

Światowa produkcja cyny stoi tonażowo o wiele niżej od produkcji żelaza i stali, czy takich metali kolorowych jak miedź, ołów, aluminium czy mangan. Dotychczas światowe wydobycie rudy cynowej (licząc zawartość czystego metalu w rudzie) rzadko przekraczało 200.000 t rocznie. Jeśli chodzi o geograficzne rozmieszczenie na globie ziemskim złóż rudy cynowej, to ciekawy jest fakt, że największe jej pokłady występują z dala od największych światowych ośrodków przemysłowych i cywilizacyjnych. Ameryka Północna nie dysponuje własnymi złożami rud cynowych, a Europa posiada je tylko w znikomej ilości. Najboleśniej odczuwają ten fakt St. Zjednoczone, przyzwyczajone do rozporządzania w dostatecznej ilości własnymi

surowcami i to tym boleśniej, że są największym konsumentem cyny na świecie. Natomiast w dobrej sytuacji pod tym względem są Brytyjczycy, gdyż prawie połowa ogólnoświatowego wydobycia rudy cynowej przypada na kraje imperium brytyjskiego (53% w r. 1913, 41% w r. 1938). W daleko większym stopniu zależy W. Brytania w swym ręku hutniczą produkcję cyny, gdyż jej chytra polityka na odcinku cynowym, wyrażająca się zapobieganiem budowie hut cynowych poza terytoriami imperium brytyjskiego, doprowadziła do tego, że nawet wiele rud cynowych, wydobywanych poza granicami tegoż imperium przetapia się w hutach brytyjskich. Przed drugą wojną światową ponad 80% cyny, znajdującej się na światowym rynku, pochodziło z hut imperium brytyjskiego i tym tłumaczy się fakt, że przy ustalaniu światowej ceny cyny główną rolę odgrywała przez długie dziesiątki lat giełda londyńska, a nie nowojorska. Cyna była i pozostaje nadal metalem „brytyjskim“.

To monopolowe stanowisko W. Brytanii na odcinku cynowym usiłowano w ubiegłych latach zachwiać kilkakrotnie, jednakowoż wysiłki były daremne. Historia światowej walki o cynę to w przeważnej części gospodarcze zmaganie się St. Zjednoczonych z W. Brytanią, to walka kapitału amerykańskiego o brytyjskim, to walka dolara ze szterlingiem. Obecnie w dobie powojennego kryzysu gospodarczego cyna jest dla W. Brytanii głównym środkiem zdobywania drogocennych dolarów amerykańskich.

Światowe wydobycie rudy cynowej utrzymywało się w minionych latach na bardzo nierównym poziomie. Te wahania były wynikiem światowych koniunktur i depresji gospodarczych lub rezultatem międzyimperialnych zmagania gospodarczych i działań wojennych. Ilustrację tego nierównego stanu dają poniższe liczby, przedstawiające światowe wydobycie rudy cynowej w kilku charakterystycznych latach bieżącego stulecia:

1913	—	131.000 ton
1929	—	193.000 „
1933	—	90.000 „
1937	—	207.000 „
1938	—	150.000 „
1941	—	238.000 „
1945	—	84.000 „
1946	—	88.500 „
1947	—	114.000 „

W roku bieżącym przewiduje się wydobycie 150.000 ton rudy cynowej.

Geograficzne rozmieszczenie kopalnictwa rudy cynowej na świecie ilustruje poniższe zestawienie, przedstawiające wydobycie rudy cynowej w r. 1937:

Kraj	Wydobycie rudy w tonach	% światowego wydobycia
Malaje	77 000	37,2
Indie Holenderskie	39 000	18,9
Boliwia	25 000	12,1
Syjam	16 000	7,7
Chiny	11 000	5,3
Nigeria	11 000	5,3
Kongo Belgijskie	9 000	4,3
Australia	3 000	1,4
Inne	14 000	7,8
	207 000	100,0

Inaczej przedstawia się hutnicza produkcja cyny:

Malaje	95.000 ton
W. Brytania	34.000 „
Holandia	27.000 „
Indie Hol.	14.000 „
Chiny	13.000 „
Niemcy	7.000 „
Belgia	5.000 „
Australia	3.000 „
Japonia	2.000 „

Zestawienia wykazują, że znaczne ilości rudy cynowej były przewożone przed wojną z zamorskich krajów do Europy i w tutejszych hutach, zwłaszcza angielskich i holenderskich, przerabiane na czysty metal.

Największym producentem rudy cynowej są Malaje. Tamtejsze złoża rudy cynowej znaj-

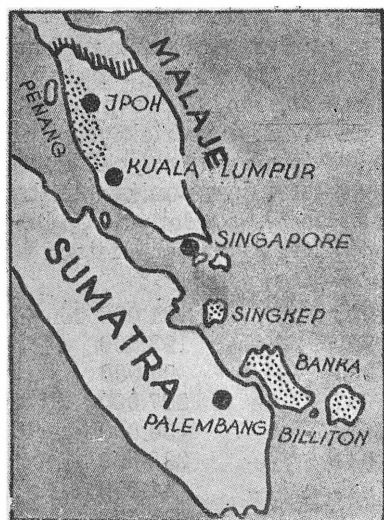
dują się między Ipoh i Kuala Lumpur na zachodnim wybrzeżu półwyspu malajskiego, a ich eksploatacja odbywa się metodą odkrywkową. System eksploatacji został w ostatnich latach przed drugą wojną światową w poważnym stopniu zmechanizowany, tak że ponad 50% eksploatowanej rudy cynowej wydobywano przy pomocy bagrów, umieszczonych na stalowych lub drewnianych pływakach, poruszających się wolno na sztucznie utworzonych jeziorkach. Wydobywany przez czepaki muł rudy cynowej był odpowiednio wzbogacany, tak że w końcowym efekcie ruda zawierała około 70% czystego metalu. Przeróbka rudy na czysty metal odbywa się w miejscowych hutach.

Drugie miejsce w produkcji rudy cynowej zajmują Indie Holenderskie, których złoża znajdują się na trzech wyspach: Banka, Billiton i Singkep, położonych między Sumatrą i Borneo. Indyjsko - holenderskie złoża cynowe są kontynuacją pokładów malajskich. Dalszymi odgałęzieniami cynowych złóż na Malajach i Indiach Holenderskich są rudy cynowe, spotykane w Dolnej Burmie, Syjamie, Indochinach i Chinach.

Wielkość wydobycia rudy cynowej na Malajach i w Indiach Holenderskich ma decydujący wpływ na poziom światowej produkcji, której rekordowy stan zanotowano w 1941 r. Kiedy malajskie i indyjsko-holenderskie tereny cynowe znalazły się w orbicie aliancko - japońskich działań wojennych, produkcja cyny na Malajach, jak również w Indiach Holenderskich została prawie w całości przerwana, skutkiem czego światowa produkcja załamała się i wynosiła w latach 1941—1943 od 131 do 110 tys. ton. Wobec tego wzmożono w ostatnich latach wojny produkcję cyny w krajach pozostających bezpośrednio pod wpływem mocarstw alianckich. Ten stan utrzymał się również w pierwszych latach po wojnie, tak że w r. 1946 na pierwszym miejscu w światowej produkcji cyny znalazła się Boliwia, następnie Kongo Belgijskie i Nigeria.

W r. 1941, a więc roku rekordowego wydobycia rudy cynowej, w kopalniach malajskich były zainstalowane 74 bagry. Liczba ta w następnych latach na skutek działań wojennych zmalała ogromnie. W styczniu 1947 r., dwa lata po zakończeniu wojny z Japończykami, pracowało w malajskich kopalniach cyny tylko 20 bagrów. Obecnie władze brytyjskie starają się wszelkimi siłami przyspieszyć proces odbudowy tamtejszych terenów cynowych. W grudniu 1947 r. dysponowały kopalnie malajskie 56 bagrami, na skutek czego grudniowe wydobycie rudy było trzykrotnie wyższe od styczniowego. W roku bieżącym planuje się wydobycie 72.800 ton, a w r. 1949 — 73.500 ton.

Powojenną produkcję cyny na Malajach hamowały obok zniszczeń wojennych z lat 1942—1945 brak środków transportowych, siły roboczej (obecnie pracuje ok. 40.000 robotników),



Rys. 1

Malajskie i Indyjsko -holenderskie
złoża rudy cynowej

niedobór środków energetycznych, a zwłaszcza węgla i prądu elektrycznego.

Kopalnictwo cyny w Indiach Holenderskich odbudowuje się szybko ze zniszczeń, spowodowanych inwazją Japończyków. Zeszłoroczne wydobycie rudy cynowej w Indiach Holenderskich wynosiło niepełne 16.000 ton, co nie stanowi nawet połowy poziomu przedwojennego; w r. 1941 wyprodukowano 41.000 ton. W lutym br. tamtejsze wydobycie cyny, dzięki zainstalowaniu 8 nowych bagrów, dorównywało lutowemu wydobyciu malajskiemu.

Natomiast bardzo niekorzystnie przedstawia się powojenne wydobycie rudy cynowej w Syjamie i Burmie, a w Indochinach zamierza się wznowić powojenną produkcję cyny dopiero w roku bieżącym.

Australijskie kopalnie cyny znajdują się w Tasmanii (Dorset Flats) i w Queensland (Mount Garnet). W latach 1873 — 1882 Australia była największym producentem cyny na świecie, produkując ponad 11.000 ton rocznie. W następnych latach produkcja stale zmniejszała się i w ostatnich latach przedwojennych wynosiła nieco ponad 3.000 ton. Obecnie dąży się wszelkimi siłami do zwiększenia produkcji.

Dalsze większe złoża rud cynowych znajdują się na zachodniej półkuli ziemskiej. Eksploatacja rudy cynowej w Boliwii odbywa się systemem szybowym, co znacznie podraża jej produkcję. Boliwijska ruda cynowa była przetapiana przed wojną przeważnie w hutach brytyjskich. Wydobycie rudy cynowej w Boliwii przedstawiało się następująco:

1937 r.	—	25.000 ton
1940 „	—	37.000 „
1941 „	—	42.000 „
1942 „	—	38.000 „
1946 „	—	43.000 „

W latach 1942 — 1946 Boliwia dostarczała największych ilości rudy cynowej na świecie. Państwa alianckie, utraciwszy na rzecz Japonii kopalnie południowo-azjatyckie, nie szczeniły pomocy kopalniom boliwijskim.

W r. 1947 wydobycie rudy cynowej w Boliwii było o 10 tys. ton mniejsze niż w r. 1946. Eksport boliwijskiej rudy cynowej w r. 1947 wyniósł ponad 33.000 ton i był kierowany zarówno do Wielkiej Brytanii jak i Stanów Zjednoczonych.

Trzecim większym ośrodkiem górnictwa cynowego na świecie są kraje afrykańskie: Kongo Belgijskie, Nigeria i Unia Południowo - Afrykańska.

Eksploatacja rud cynowych w Europie jest prawie bez znaczenia o ile traktuje się zagadnienie w skali światowej. W Europie wydobywano przed wojną małe ilości rudy cynowej w Portugalii, w Górach Kruszcowych w Niemczech i w Kornwalii w W. Brytanii.

Międzynarodowe obroty cyną

O ile największymi producentami rudy cynowej na świecie są przeważnie kraje międzyzrotnikowe, o tyle największymi konsumentami tego metalu są uprzemysłowione państwa, położone w północnej strefie umiarkowanej. Ilustrują to liczby zużycia cyny w r. 1937:

			światowej konsumpcji
St. Zjednoczone	80 000 ton	43,7%	„
Wielka Brytania	26 000 „	14,2%	„
Niemcy	16 000 „	8,7%	„
Z. S. R. R.	12 000 „	6,6%	„
Francja	9 000 „	4,9%	„
Japonia	9 000 „	4,9%	„
Włochy	4 000 „	2,2%	„
Inne	27 000 „	14,8%	„
	183 000 ton	100,0%	światowej konsumpcji

Potwierdzenie powyższego twierdzenia daje również eksport rudy cynowej. Na ogólnoswiatowy eksport rudy w r. 1938, wynoszący 143.700 ton, 115.630 ton przypadało na następujące kraje:

Malaje	42.570 ton	30%
Boliwia	24.970 „	17%
Indie Hol.	20.670 „	14%
Syjam	13.290 „	9%
Kongo Belg.	7.220 „	5%
Nigeria	6.910 „	5%

Powojenny obraz światowej gospodarki cyną nie doznał większej zasadniczej zmiany. Dowodem tego są wyniki gospodarcze z roku 1947, w którym wydobycie rudy cynowej, hutnicza produkcja cyny i jej zużycie oraz międzynarodowy eksport rudy cynowej i cyny przedstawiały się wg statystyki International Tin Study Group następująco (w tonach):*)

	Ruda cynowa		Cyna hutnicza		Szacowane zapasy cyny uzgl. rudy przy końcu 1947 r.	Zużycie
	Produkcja	Eksport	Produkcja	Eksport		
Kongo Belgijskie . .	14 897	11 309	3 588	3 588	—	—
Belgia . .	—	—	12 059	12 346	3 747	2 014
Boliwia . .	33 259	33 259	—	—	1 454	—
Burma . .	600	2 009	—	—	—	—
Chiny . . .	4 000	—	3 600	4 200	—	—
Malaje . .	27 026	—	30 000	32 072	4 330	—
Holandia . .	—	—	8 750	4 771	5 600	1 860
Wsch. Indie Hol. . . .	15 915	15 627	—	—	5 300	—
Nigeria . .	9 139	10 217	—	—	—	—
Syjam . . .	1 401	5 277	—	—	—	—
Anglia . .	898	—	27 544	3 909	18 058	27 384
Stany Zjedn. . .	—	—	33 280	412	65 555	60 000
Ogółem .	114 000	78 700	124 000	67 000	123 600	131 600

*) Kreski oznaczają brak danych.

Import rudy cynowej i cyny w r. 1947 głównych krajów importujących przedstawia poniższe zestawienie:

	Ogólny import w tonach	Główne źródła dostawy
a) Ruda cynowa		
W. Brytania	39 300	Boliwia (24 600), Nigeria (12 600)
Stany Zjednoczone	30 500*)	Boliwia (23 000), Wsch. Indie Holenderskie (4 900), Syjam (2 300)
Holandia	15 900	Wsch. Indie Holenderskie (8 800)
Belgia	11 100	Kongo Belgijskie (10 900)
b) Cyna:		
Stany Zjednoczone	25 000	Malaje (13 400), Kongo Belgijskie (4 600), Syjam (4 000), Chiny (2 600)
Francja	9 300	Malaje (4 200), Kongo Belgijskie (1 900)
Kanada	4 000	Malaje (2 600), Belgia (1 200)
Belgia	2 600	Kongo Belgijskie (2 400)

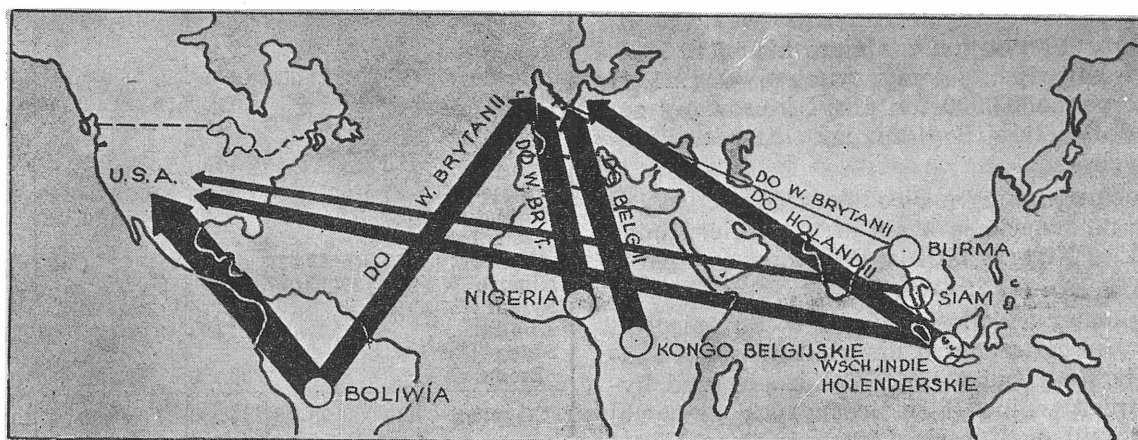
*) Zawartość metalu.

Z krajów, zużywających większe ilości cyny, jedynie imperium brytyjskie jest samowystarczalne na odcinku cynowym. Ale mimo to Anglia, będąca drugim największym konsumentem cyny na świecie, importuje znaczne jej ilości z poza imperium brytyjskiego.

Amerykańsko - brytyjska walka o cynę

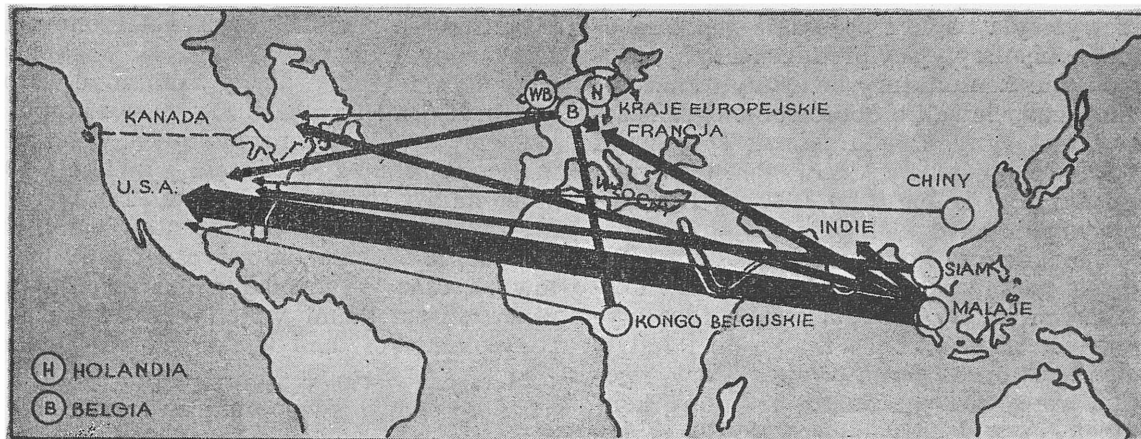
Największy konsument cyny, a mianowicie St. Zjednoczone, zużywające prawie połowę cyny, produkowanej na świecie, nie posiadają własnego kopalnictwa rudy cynowej. Produkowały one przed wojną ponad 2 miliony ton blachy ocynowanej rocznie, gdy natomiast uprzemysłowione Niemcy przedwojenne tylko niepełne 300.000 ton. Z tego też powodu St. Zjednoczone dążyły wszelkimi środkami do zapewnienia sobie niezbędnej ilości cyny. Kiedy po-

szukiwania złóż rudy cynowej na własnym terytorium nie dały pozytywnego rezultatu, Stany Zjednoczone ruszyły na podbój złóż zagranicznych ze swą kapitalistyczną bronią — dolarem. Przez pozyskanie jak największego udziału w kapitale zakładowym firm zagranicznych starały się zapewnić sobie jak największy wpływ na produkcję cyny w innych krajach. Indie Holenderskie nie nadawały się na tego rodzaju operację, gdyż tam przemysł cynowy był silnie scentralizowany w rękę krajowego rządu. Za to silniejsze były uderzenia amerykańskiego kapitału na górnictwo cynowe na Malajach, lecz tam spotkano się ze stanowczo zorganizowanym oporem. Jedynie przemożnemu kapitałowi grupy Guggenheima udało się zdobyć kontrolę nad kopalnią, operującą tylko kilkoma bagrami. Większym powodzeniem uwieńczony został atak na kopalnie boliwijskie, gdzie kapitałowi St. Zjednoczonych udało się wciągnąć pod swą bezpośrednią lub pośrednią kontrolę prawie połowę produkcji cyny. Lecz i ten sukces znaczył mało, gdyż zapewniał tylko zaledwie 50% pokrycia zapotrzebowania na cynę w St. Zjednoczonych. Kapitał Guggenheima zawiądnął w Boliwii kilkoma przedsiębiorstwami cyny, z których największe było „Caracoles Tin Company“, jednakowoż król cyny boliwijskiej Simon Patino nie dał się poznać kapitałowi dolarowemu. W rękach Patino pozostała nadal większa część akcji największego boliwijskiego przedsiębiorstwa cyny „Patino Mines and Enterprises Consolidated“, dostarczającego od 55 do 60% produkowanej w Boliwii cyny. Na drodze do osiągnięcia pełnego sukcesu w Boliwii stanęła St. Zjednoczonym Wielka Brytania, która swą polityką dyskryminacyjną przeszkodziła wybudowaniu huty cynowej w St. Zjednoczonych. Kiedy St. Zjednoczone, kierując się tym zamiarem, poczęły w r. 1902 skupywać większe ilości rudy cynowej na Malajach, Wielka Brytania nałożyła na eksport rudy cynowej poza imperium brytyjskie wysokie cło, które praktycznie równało się zakazowi jej wywozu. Huty cynowe, wybudowane podczas pierw-



Rys. 2

Główne kierunki eksportu rudy cynowej w roku 1947



Rys. 3

Główne kierunki eksportu cyny w roku 1947

szej wojny światowej w okolicy Nowego Jorku dla przeróbki boliwijskich rud, zawiesiły swą działalność w r. 1924, gdyż nie mogły gospodarczo wytrzymać konkurencji brytyjskiego hutnictwa cynowego. Malajskie rudy cynowe wytapiają się łatwo, natomiast boliwijskie, silnie zanieczyszczone siarczkiem żelaza, arsenem, miedzią itp. wytapiają się trudno. Przekonano się, że domieszka rud malajskich ułatwia w wielkim stopniu ich wytapianie, ale wysokie cło nie zezwalało na tego rodzaju proces hutniczy. W dodatku rudy boliwijskie są wydobywane systemem szybowym i na ogół wysoko w górach, co ze względu na cięższą pracę, trudne warunki transportu i brak wody znacznie podrażało produkcję. Tylko stosowanie rud malajskich jako domieszki i zakup tych rud bez wspomnianych wysokich ceł gwarantowały rentowność amerykańskich hut cynowych. Zrozumiał to Patino. Przez przystąpienie do brytyjskiego koncernu cynowego „Consolidated Tin Smelters“ wstąpił na drogę ścisłej współpracy z Brytyjczykami, pozostawiając w przeciwnym obozie przedsiębiorców amerykańskich, skazanych na nierentowną produkcję w swych firmach. Wydarzenia z czasów drugiej wojny światowej i konferencje powojenne, zwłaszcza najświeższej doby, zwiastują zmianę w światowej walce o cynę między kapitałem amerykańskim i brytyjskim. Ze względów wojskowych wybudowały Stany Zjednoczone w roku 1940 hutę cyny w Texas City, która, korzystając z olbrzymich subwencji rządowych, odegrała poważną rolę w zaopatrywaniu armii alianckich. Jednak właściwy zwrot w tym angielsko-amerykańskim zmaganiu się gospodarczym o cynę dokonuje się w dobie obecnej i dziś nie wiadomo jeszcze, jaki będzie końcowy rezultat współczesnych wydarzeń. Wielka Brytania, przeżywająca obecnie nienotowany dotychczas w swej historii kryzys gospodarczy, zgodziła się w międzynarodowych układach, zawartych z końcem ubiegłego roku w Genewie, na poważne ustępstwa na odcinku międzynarodowej wymiany cyny. Podczas tych pertraktacji genewskich potrafiły Stany Zjednoczone wy-

korzystać obecną ciężką sytuacją gospodarczą Anglii i zażądały redukcji ceł eksportowych, nakładanych dotychczas na malajską rudę i koncentraty cyny oraz zakończenia tym samym praktykowanej niemal od początku bieżącego wieku niezwykle jasnej dyskryminacji gospodarczej. Cel ten Stany Zjednoczone osiągnęły, jednakowoż Wielka Brytania nie skapitulowała całkowicie. Wielka Brytania postawiła warunek, że układ będzie obowiązywał, jeśli rząd amerykański nie będzie bezpośrednio ani pośrednio udzielał subwencji amerykańskim zakładom cynowym. Układ wydaje się mieć zatem tylko formalne znaczenie, gdyż huta cynowa w Texas City pracuje nierentownie i jej obecna sytuacja wskazuje na to, że bez ogromnej pomocy finansowej, udzielanej jej obecnie przez rząd Stanów Zjednoczonych, nie będzie w stanie kontynuować swej produkcji. Zatem najbliższa przyszłość wykaże, czy układ genewski przyniesie w światowej walce o cynę zwrot, pożądaný tak długo i gorąco przez amerykańskie sfery kapitalistyczne, czy też pozostanie tylko czystą formalnością na papierze.

W każdym razie powojenne zaopatrzenie Stanów Zjednoczonych w rudę cynową jest daleko korzystniejsze od przedwojennego, a to wskutek wielkiego głodu dolarowego na świecie, który pozwala Stanom Zjednoczonym importować ok. 50% rudy cynowej, wydobywanej obecnie w Indiach Holenderskich.

Cena cyny na rynku światowym

Światowa walka o cynę znajduje swe odzwierciedlenie w kształtowaniu się jej ceny na rynku światowym. Po pierwszej wojnie światowej przez długie lata popyt przewyższał znacznie podaż ceny. Był to okres powodzenia producentów cyny, której cena w roku 1927 (marzec) wzrosła do 313 funtów szterlingów za 1 tonę. W roku 1930 ogólnoswiatowy kryzys gospodarczy spowodował olbrzymie zmniejszenie konsumpcji cyny na świecie. Ówczesna produk-

cja przewyższyła nagle i ogromnie zapotrzebowanie na cynę. Brytyjcy producenci cyny, którzy w okresie koniunktury zwiększyli znacznie produkcję, zaapelowali o dobrowolne ograniczenie produkcji cyny, czemu jednak sprzeciwili się producenci holenderscy. Skutkiem tego cena cyny spadła przy końcu roku 1930 na 105 funtów szterlingów za tonę. Spowodowało to rozpaczliwą sytuację w kopalnictwie Boliwii i Nigerii, gdzie na skutek trudnych warunków eksploatacyjnych koszty produkcji są bardzo wysokie. Również kopalnictwo malajskie i indyjsko-holenderskie nie gwarantowało zysków. Zgodzono się wobec tego na międzynarodową kontrolę planu produkcji i ustalono, że od 1 stycznia 1931 r. wysokość produkcji będzie wynosić 78% stanu z roku 1929. W roku 1932 obniżono ten poziom nawet do 33 $\frac{1}{3}$ %. Cena cyny natychmiast zwyżkowała i wynosiła w marcu 1933 r. 180 funtów szterlingów. Rok 1937 był dla producentów cyny rokiem pomyślnej koniunktury, spowodowanej gorącą zbrojeniową mocarstw światowych. Cena cyny wynosiła w marcu 1937 r. 311 funtów szterlingów. Kwoty produkcyjne podniesiono do 110% w odniesieniu do stanu z roku 1929. Jednak szybkie nasycenie się przemysłu zbrojeniowego i niepomyślny wynik pólno-wnożniwych w Stanach Zjednoczonych w roku 1938 spowodowały spadek ceny na 155 funtów szterlingów i obniżenie kwot produkcji do 35%.

Na ukształtowanie się powojennej ceny cyny wpłynęły wojenne wydarzenia w południowo-wschodniej Azji. Już przed zakończeniem się drugiej wojny światowej zapotrzebowanie na cynę przekraczało dwukrotnie jej podaż. By temu zaradzić, Stany Zjednoczone rozpoczęły kampanię za redukcją zużycia cyny w przemyśle samochodowym i konserwowym. I tak, gdy przed wojną na produkcję jednego samochodu przypadało 3,5 kg cyny, obecnie zredukowano to zużycie do 1 kg, względnie usiłuje się zastąpić cynę materiałami zastępczymi, np. aluminium.

Mimo to cena cyny zwyżkuje nadal. Dnia 17 grudnia 1947 r. obowiązująca od marca 1947 r. cena za 1 tonę angielską cyny — 437 funtów została podniesiona do 510 funtów. Dnia 6 stycznia 1948 r. nastąpiła dalsza podwyżka do 519 funtów.

W tym samym czasie uległy korekturze również ceny na innych rynkach światowych. Stany Zjednoczone płacą za boliwijską rudę cynową 90 centów za 1 lb fob porty południowo-amerykańskie. Odnośne ceny wynosiły 67 centów w roku 1946 i 76 centów w roku 1947. Bezpośrednim następstwem tej podwyżki był oczywiście wzrost ceny cyny na krajowym rynku amerykańskim, która obecnie wynosi 94 centy za 1 lb.

Obecna zwyżka ceny powodowana jest naciskiem, wywieranym przez producentów cyny na rządy anglosaskie. Każde podniesienie ceny

przy zakupie przez Stany Zjednoczone boliwijskiej rudy cynowej pociąga za sobą zwyżkę ceny cyny na rynku brytyjskim, a ze wzrostem cen brytyjskich podnosi się cena zakupu rudy cynowej w Nigerii i na Malajach. Cena zakupu malajskiej cyny zwyżkowała 7 kwietnia 1948 r. z 500 na 504 funty szterlingów. Ten wzrost cen nie zadowala jednak producentów cyny, którzy żądają już obecnie fantastycznej ceny 600 funtów za tonę. Te żądania uzasadniają producenci zniszczeniami wojennymi swych kopalń i wysokimi kosztami wydobycia rudy cynowej.

I rzeczywiście, w dniu 1 czerwca 1948 roku nastąpiła nowa gwałtowna zwyżka ceny cyny na rynku światowym. Cena zakupu malajskiej cyny podskoczyła z 504 na 554 funty szterlingów za tonę, a cena nigeryjskiej rudy cynowej z 485 funtów i 10 szylingów na 535 funtów i 10 szylingów. Cena sprzedażna malajskiej cyny wzrosła z 505 funtów i 10 szylingów na 555 funtów i 10 szylingów. Równocześnie Brytyjskie Ministerstwo Dostaw zarządziło podwyżkę ceny cyny na rynku brytyjskim z 519 na 569 funtów za tonę. W związku z tym należy spodziewać się podwyżki ceny cyny boliwijskiej.

W celu zapewnienia dostaw minimalnych ilości cyny krajom, które jej nie posiadają lub dysponują niedostatecznymi ilościami, istnieje międzynarodowa instytucja pod nazwą „The Combined Tin Committee“, która trudni się wyznaczaniem im minimalnego przydziału cyny. Alokacje cyny na pierwsze półrocze br. przedstawiają się następująco:

Stany Zjednoczone	17.850	ton	ang.
Francja	4.760	„	„
Indie	2.450	„	„
Kanada	1.905	„	„
Polska	870	„	„
Szwecja	700	„	„
Bizonia	564	„	„
Strefa francuska	120	„	„
Czechosłowacja	586	„	„
Pakistan	395	„	„
Szwajcaria	335	„	„
Brazylia	300	„	„
Dania	280	„	„
Unia Płd. Afr.	280	„	„
Nowa Zelandia	256	„	„
Inne	1.595	„	„

33.246 ton ang.

The Combined Tin Committee będzie miał jeszcze przez kilka lat poważne zadanie do spełnienia, gdyż zdaniem międzynarodowych czynników obecna przewaga popytu nad podażą na światowym rynku cynowym potrwa jeszcze dłuższy okres czasu. W każdym razie nie należy się spodziewać zmiany sytuacji przed 1950 r., nie ma bowiem widoków na istotne powiększenie produkcji i należy liczyć się z dalszymi krokami kapitalistycznych producentów, dążących do stałego podwyższania cen.

Inż. PAWEŁ ZMIJEWSKI
Biprohut

Racjonalne oświetlenie światłem dziennym hal i budynków warsztatowych

Zapewnienie dostatecznego oświetlenia światłem dziennym miejsc pracy i dróg transportu wewnątrz hal i budynków warsztatowych jest zagadnieniem nie bez znaczenia, wiąże się z tym bowiem sprawność w wykonywaniu czynności oraz stan bezpieczeństwa pracy.

Jest rzeczą ogólnie znaną, że dobre oświetlenie miejsc pracy zwiększa wydajność pracy, a w konsekwencji daje wzrost produkcji; poza tym temat poruszany w niniejszym artykule jest tematem — jak sądzę — aktualnym, gdyż znajdujemy się w stadium realizacji rozbudowy i przebudowy wielkiego ośrodka przemysłowego Śląska, a co za tym idzie budowy wielu hal i warsztatów, oświetlenie wewnątrz których winno być rozwiązane w sposób należyty, dający rękojmię maksymalnej wydajności pracy, spełniającej postulat higieny i bezpieczeństwa pracy.

Spotykane ciemne wnętrza hal, stosunkowo niedawno wybudowanych, stanowią przestrożę dla konstruktorów, sugerujących się rozwiązaniami, dającymi początkowo efekt dobrego oświetlenia, lecz niezupełnie uwzględniających możliwości odpowiedniej konserwacji oszklonych płaszczyzn świetlików.

Jak wiemy dobre oświetlenie górne wewnątrz hal i budynków warsztatowych otrzymuje się przez odpowiednie ukształtowanie konstrukcyjne wiązarów dachowych lub rygli ram, pozwalające na właściwe rozmieszczenie oszklonych płaszczyzn świetlików, tj. takie, które by wykluczało pogorszenie się warunków oświetlenia wnętrza hal i budynków warsztatowych z biegiem czasu (zanieczyszczenie szkła).

Celem niniejszego artykułu jest zwrócenie uwagi inżynierów i konstruktorów, pracujących nad rozbudową przemysłu, na powyższe zagadnienie, ponieważ wszelkie pomyłki przy rozwiązywaniu tego rodzaju zagadnień muszą z reguły doprowadzić do pomniejszenia wydajności pracy i warunków bezpieczeństwa pracy, tudzież higieny w halach i budynkach warsztatowych.

Punktem wyjściowym do omówienia tego zagadnienia muszą być oczywiście obowiązujące przepisy. Zacytujemy więc w całości niektóre wyjątki z rozporządzenia Ministra Pracy i Opieki Społecznej i in. z dnia 6. 11. 1946 r. o ogólnych przepisach, dotyczących bezpieczeństwa i higieny pracy, a mianowicie § 21, pkt. 3 wspomnianego wyżej rozporządzenia głosi:

„Szyby w oknach powinny być czyste i przepuszczać dostateczną ilość światła. W razie

potrzeby okna należy zaopatrzyć w urządzenia, ochraniające pracowników przed promieniowaniem słońca“.

§ 21 pkt. 5 (tegoż rozp.):

„Wszystkie okna i oszklone części dachu powinny być łatwo dostępne do mycia“.

W ramach tych zasadniczych wytycznych należy więc szukać właściwych rozwiązań, które by w całości zadośćuczyniły tym przepisom.

W dalszym ciągu naszych rozważań będziemy się zajmować prawie wyłącznie zagadnieniem światła górnego budynków warsztatowych i hal, a więc przede wszystkim omówieniem konstrukcyjnego ukształtowania świetlików, które by czyniło zadość stawianym wyżej żądaniom. Wpływ bocznego światła bowiem przenikającego przez okna hal jest stosunkowo niewielki w porównaniu ze światłem górnym, przepuszczanym przez świetliki a to z uwagi na duże rozpiętości tych hal (sposprzeżenia w pracy inż. E. Möhlera: „Beurteilung der Tagesbeleuchtung in Werkstätten vom Standpunkt des Betriebsingenieurs aus“).

Przede wszystkim musimy się zwrócić do znanego wzoru, określającego naświetlenie względne dowolnego punktu płaszczyzny pracy w pomieszczeniu, wyrażone w luksach:

$$E = k_1 \cdot a_1 \cdot a_2 \cdot a_3 \cdot a_4 \cdot k_2 \cdot E_0$$

we wzorze tym:

E_0 = naświetlenie zewnętrznej powierzchni otworu świetlika bezpośrednimi promieniami, przechodzącymi przez pełny otwór niczym niezaciemniony;

k_2 = współczynnik wyrażający zależność pomiędzy wymiarami świetlnych otworów i ich położenia względem płaszczyzny pracy;

k_1 = współczynnik określający stopień zanieczyszczenia powietrza w budynku;

a_1 = współczynnik osłabienia światła przy przejściu przez szkło i wypełniającą otwór świetlika konstrukcję (np. szprosy itp.);

a_2 — współczynnik osłabienia światła spowodowanego zanieczyszczeniem zewnętrznych i wewnętrznych powierzchni szkła;

a_3 — współczynnik rozproszenia światła;

a_4 — współczynnik zaciemnienia przeciwnymi ścianami sąsiedniego budynku.

Spółczynniki a_1 i a_2 wymagają szerszego omówienia w związku z poruszonym tematem. Wartości ich zależą od przyjętego typu świetlika i położenia oszklonych płaszczyzn tych świetlików w stosunku do poziomej płaszczyzny wnętrza hali, naświetlanej światłem górnym czyli tak zw. płaszczyzny pracy znajdującej się 1 metr nad podłogą.

Spółczynnik oznaczony przez nas „ a_1 ” określa straty na świetle przy przejściu promieni przez szkło świetlików; wyraża się on stosunkiem ilości promieni przepuszczanych przez szkło do ilości promieni padających na powierzchnię oszkloną otworu świetlika. Spółczynnik więc ten zależy przede wszystkim od rodzaju szkła. Są dwa zasadnicze rodzaje szkła używanego do szklenia świetlików dachowych hal: szkło lane surowe o przepuszczalności światła wynoszącej 80% oraz szkło zbrojone o przepuszczalności wynoszącej 60—70%. Należy nadmienić, że ze względu na bezpieczeństwo pracy szkło lane surowe może być stosowane tylko w pionowych otworach świetlnych—istnieje bowiem zresztą uzasadnione niebezpieczeństwo spadnięcia pękniętej (z jakiegokolwiek bądź przyczyny) tafli szklanej lub drobnych jej odłamków ze znacznych wysokości na pracujących w hali. Natomiast szkło zbrojone może być użyte bez zastrzeżeń do szklenia pochyłych otworów świetlnych.

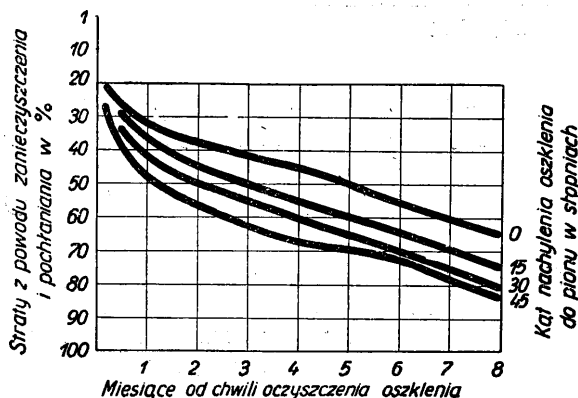
Wartość zaś współczynnika „ a_2 ” jest funkcją czasu; maleje on bowiem wraz ze wzrostem zanieczyszczenia powierzchni oszklonych. Występuje więc zmniejszenie przepuszczalności świetlnej szkła oraz zjawisko absorpcji promieni świetlnych.

Wartość tego współczynnika może spaść z biegiem czasu bardzo znacznie. Prace badawcze nad tym zjawiskiem były przeprowadzone w St. Zjednoczonych, ZSRR, Niemczech, dając tym samym świadectwo, że zagadnienie odpowiedniej konstrukcji świetlików umożliwiającej łatwą konserwację ich powierzchni oszklonych jest zagadnieniem nie bez znaczenia w budownictwie przemysłowym.

Przytaczamy tutaj zaczerpnięty z pracy Randa i Martina (Trans. Illum. Eng. 1929, Nr 3), pracy poświęconej wyżej wspomnianym zagadnieniom, wykres sporządzony na zasadzie pomiarów fotometrycznych (rys. 1).

Obserwacje, przeprowadzone w St. Zjednoczonych wykazały, że w ciągu półrocznej eksploatacji hal powierzchnie oszklone świetlików tych hal straciły na skutek zanieczyszczenia od 40% do 98% przepuszczalności świetlnej; hale te znajdowały się w wielkich ośrodkach przemysłowych.

Zanieczyszczenie powierzchni oszklonej świetlików stanowi więc problem dość ważny dla hal i budynków warsztatowych znajdujących



Rys. 1

się w obrębie dużych ośrodków przemysłowych jak np. w ośrodku Śląsko - Dąbrowskim, gdzie setki kominów oraz piece koksownicze itp. zanieczyszczają w znacznym stopniu atmosferę. Niestety nie ma danych liczbowych co do stopnia zanieczyszczenia atmosfery naszego ośrodka przemysłowego, ale w celu zorientowania się można przytoczyć przykład, zaczerpnięty z książki R. Humery „La lutte contre les fumées, poussières et gazes toxiques” co do ilości cząstek stałych znajdujących się w atmosferze wielkich ośrodków miejskich i zarazem przemysłowych — jak Paryż i Londyn: ilości te ulegają wahaniom od pewnego minimum do maximum. Przytaczamy tutaj zestawienie zamieszczone na str. 83 wyżej wspomnianej książki:

Ilość cząsteczek na 1 m ³	Minimum	Maximum
Wierchołek Righi (Szwajcaria)	210	2 000
Wieś angielska	500	2 000
Londyn	116 000	480 000
Paryż	160 000	210 000

W ośrodkach wybitnie przemysłowych jak np. w Zagłębiu Ruhry zanieczyszczenie atmosfery dochodzi do 3 500 000 cząsteczek na 1 m³ powietrza! Zanieczyszczenie powierzchni oszklonych świetlików powstaje tak na zewnętrznych jak i na wewnętrznych powierzchniach. Źródłem zanieczyszczeń są przeważnie pyły i sadze oraz substancje zawarte w parach i gazach, bardzo często smoliste, tworzące błony, ściśle przylegające do powierzchni szkła a zatem trudno zmywalne. Do zmywania należy używać specjalnych emulsji.

W związku z tym co było wyżej powiedziane należy dążyć do osiągnięcia właściwych rozwiązań form konstrukcyjnych świetlików w celu zadość uczynienia wymaganiom ich eksploatacji, w szczególności zaś ułatwiających okresowy ich przegląd oraz oczyszczanie.

Wiemy, że przy takiej samej powierzchni oszklenia świetlików największą wartość naświetlenia względnego powierzchni pracy dają świetliki o najbardziej pochyłych płaszczyznach oszklenia tj. o najmniejszych kątach jakie tworzą oszkłone płaszczyzny świetlików z płaszczyzną poziomą.

Lecz zastanówmy się jak wygląda zagadnienie racjonalnego usytuowania płaszczyzn oszklenia świetlików pozwalającego na uzyskanie z biegiem czasu jak najmniejszych strat na świetle, przepuszczanym przez wyżej wspomniane płaszczyzny oszklenia; w każdym bądź razie usytuowanie powierzchni oszkłonych świetlików nie może mieć na względzie uzyskania tylko dorywczych efektów świetlnych. W ten sposób bowiem otrzymuje się rzeczywiście w pierwszym okresie bardzo dobre naświetlenie, lecz z biegiem czasu korzyści te szybko maleją.

Porównajmy dwa systemy świetlików: o pionowym oszkleniu tak zw. „latarniane“ (system Bualo) i rozpowszechnione u nas „trójkątne“ o nachyleniu płaszczyzn oszklenia pod kątem 45° do poziomu. Dla przeprowadzenia porównania przepuszczalności świetlnej tych dwóch rodzajów świetlików zasadnicze dane zostały zaczerpnięte z prac Randla i Martina (cyt. wyżej) oraz H. Maier-Leibnitza („Der Industriebau“). Przy pionowych płaszczyznach oszklenia świetlików latarnianych (system Bualo) współczynnik światła dziennego wynosi tylko 11,8%, dla tych samych warunków przy świetlikach trójkątnych współczynnik ten osiąga wartość 28,6%; w tym więc przypadku pionowe oszklenie przepuszcza tylko 41,2% promieni świetlnych, przechodzących przez świetlik trójkątny, lecz jak uczą nas spostrzeżenia Randla i Martina, wpływ zanieczyszczenia powierzchni oszkłonych na przepuszczalność świetlną jest następująca:

a) przy pionowym oszkleniu świetlika „latarnianego“

czyste szkło lane	80%
po upływie miesiąca	68%
po upływie 3 miesięcy	58%

b) przy oszkleniu pochyłym pod kątem 45° (świetlik trójkątny)

czyste szkło lane	80%
po upływie miesiąca	54%
po upływie 3 miesięcy	36%

Wartości porównawcze: przy oszkleniu pochyłym pod kątem 45° przy użyciu szkła zbrojonego przepuszczalność świetlna wyniesie 60%; przy pionowym oszkleniu przy zastosowaniu szkła lanego 0,80 · 41,2 = 33%.

Jak wynika z tych zestawień, po upływie trzech miesięcy spada przepuszczalność świetlna:

przy pochyłym oszkleniu	o 55%
przy pionowym oszkleniu	o 27%

a więc ostatecznie przepuszczalność świetlna wyniesie:

a) przy nachylonych pod kątem 45° płaszczyznach oszklenia

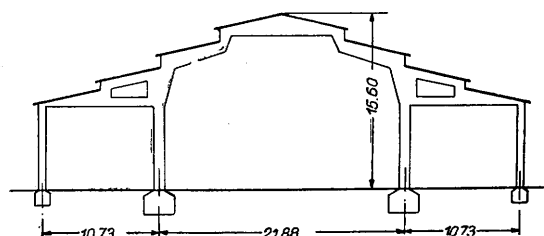
zgodnie z przepisami winno być użyte szkło zbrojone	60%
zanieczyszczenie 65 · 0,55	— 36%
	<u>24%</u>

b) przy pionowym oszkleniu

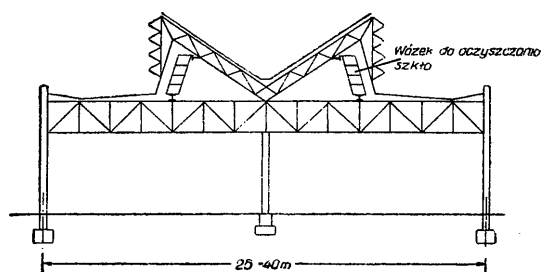
czyste lane szkło	33%
zanieczyszczenie 33 · 0,27	— 9%
	<u>24%</u>

Jak z tego zestawienia wynika, korzyści zastosowania świetlika trójkątnego, dającego efekty świetlne początkowo bardzo duże, po upływie 3 miesięcy całkowicie znikają. Podobny przykład znajdujemy w książce E. Neuferta „Bauordnungslehre“ (strona 179), w którym to przykładzie przeprowadzono porównanie konstrukcji szedowej (dach pilasty) budynków warsztatowych o oszkleniu pionowym z taką konstrukcją o oszkleniu pochyłym pod kątem 60°. Z tego porównania wynika, że już po jednym miesiącu, na skutek zanieczyszczenia powierzchni oszkłonych konstrukcja szedowa o oszkleniu pionowym, przy takiej samej powierzchni oszkłonej jak i dla konstrukcji szedowej o oszkleniu pochyłym, miała przepuszczalność o 24% większą od przepuszczalności świetlnej powierzchni oszkłonej nachylonej pod kątem 60°.

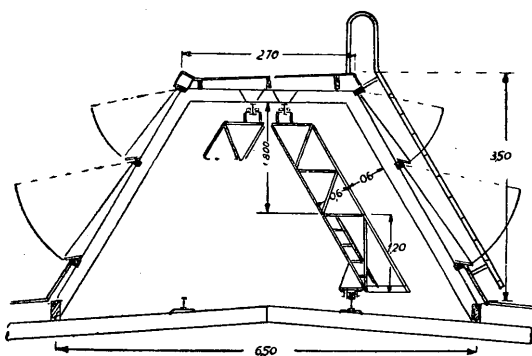
Jeśli zaś zastosujemy pionowe oszklenie w układzie schodkowym wzdłuż kalenicy dachu (jak na rys. 2) (Zakłady Lotnicze w Rzeszowie — żelbet 1938 r.; hala wystawowa w Lipsku — konstrukcja stalowa 1924 r.) bądź też w układzie świetlika wklęsłego pionowego typu „Ponda“ (jak na rys. 3), który jest stosowany na wielką skalę w przemyśle hutniczym St. Zjednoczonych a obecnie również



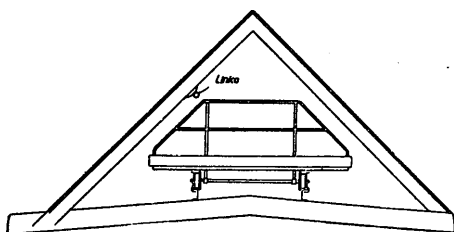
Rys. 2



Rys. 3



Rys. 4



Rys. 5

w ZSRR z powodu swych dużych niezaprzeczalnych zalet przewietrzania hal, w których powietrze jest silnie nagrzane i zanieczyszczone, wówczas — po przeprowadzeniu analogicznych obliczeń — widzimy, że już po miesiącu użytkowania przepuszczalność świetlna pionowych oszkleń staje się większa o 34% od przepuszczalności świetlnej układu świetlików trójkątnych dla hali o takich samych wymiarach i przy takich samych powierzchniach oszklenia. Z tego też powodu w literaturze technicznej, poświęconej budownictwu przemysłowemu, znajdujemy słuszną zresztą uwagę, że w halach o zanieczyszczonej atmosferze na skutek procesów produkcyjnych jak kuźnie, odlewnie itp. należy pierwszeństwo oddać pionowym oszkleniom świetlików. Tę uwagę należy stosować wówczas, gdy atmosfera dużych ośrodków przemysłowych jest bardzo zanieczyszczona pyłami, sadzami itp.

Jeżeli zaś chcemy przez wprowadzenie pochylonych powierzchni oszklonych świetlika (świetliki trapezowe, trójkątne itp.) zwiększyć nasświetlenie względne płaszczyzn roboczych w halach i budynkach warsztatowych, winniśmy bezwzględnie tak je zaprojektować, aby okresowe zmywanie powierzchni oszklonych świetlików (dwa, trzy razy do roku) nie nastęcało żadnych trudności w sensie wykonywania prac oczyszczania i odpowiedniego zabezpieczenia ludzi, wykonujących tę pracę. Dlatego też zagranicą są w użyciu bardzo wygodne ruchome wózki, przetaczające się wzdłuż powierzchni oszklonych świetlików. Wymaga to jednak z reguły poziomego usytuowania świetlików, a więc wzdłuż kalenicy dachu (rys. 4 i 5).

Wszelkie pomysły zastosowania dla hal świetlików trójkątnych, tj. biegnących w kierunku poprzecznym do kalenicy, tzw. gąsienicowych, są całkowicie nieracjonalne z powodu trudnego i niebezpiecznego, często wręcz niemożliwego oczyszczania wewnętrznych powierzchni oszklonych.

Pragnąłbym, aby spostrzeżenia moje były przez szeroki ogół konstruktorów, przy realizowaniu nowych projektów hal i budynków warsztatowych, wzięte pod uwagę.

Nowości z dziedziny hutnictwa

WIELKIE PIECE

Zębaty dzwon zasypowy *)

Już dawno zauważono, że sposób załadowania tworzyw do wielkiego pieca odgrywa ważną rolę w jego racjonalnym prowadzeniu i wywiera znaczny wpływ na jego bieg. Zastosowanie w 1850 r. na piecu w Walii urządzenia zasypowego, zbliżonego do dziś stosowanych stożków i mis, a mającego na celu należyty rozdział materiałów wsadowych oraz uchwycenie gazów wielkopieczowych jako paliwa, nie dało pomyślnych wyników. Zużycie paliwa wzrosło, a jakość surówki ucierpiała do tego stopnia, że dalszych prób zaniechano. Dopiero konieczność wykorzystania gazu wielkopieczowego w nagrzewnicach dmuchu (patent z 1840 r.) i przekonanie, pomimo licznych sprzeciwów, o znacznych korzyściach, płynących z zastosowania wysokich temperatur dmuchu, przyczyniły się do ponownego wprowadzenia tych zamknięć jako stałego wyposażenia wielkiego pieca.

Spośród pierwszych ulepszeń należy wymienić podwójny stożek Bauman-Firmstone, który dokonywał rozdzielania tworzyw na 2 pierścienie zamiast jednego. Dalsza konstrukcja — to urządzenie Durham — Bauman — Witherbee, umożliwiające wybór miejsca złożenia ładunku.

Pierwsze urządzenie skipowe zainstalowano na wielkich piecach w Pittsburgu w 1883 r. Już po rozpowszechnieniu się tych urządzeń zauważono, że oszczędności, uzyskane przez wprowadzenie skipu, zostały zniweczone błędnym rozdziałem tworzyw, poprzednio bowiem, przy ładowaniu ręcznym, łatwo było rozdzielić materiał równomiernie na obwodzie misy, a tym samym i pieca; ponadto można było częściowo wyrównywać zmiany w biegu pieca, spowodowane innym charakterem i własnościami tworzyw. Możliwości te przy pierwszych urządzeniach skipowych odpadły. Na skutek tego zaczęto przeprowadzać próby należytego rozdzielania tworzyw już poniżej stożka zasypowego. Wspomnieć należy o takich urządzeniach jak pierścienie rozdzielające Mc Donalda lub „grzebień” Slicka. Poprawiły one zasyp tworzyw i pracę pieca.

W tym samym czasie wprowadzono różne rozdzielcze urządzenia zasilające (dystrybutory) obrotowe, mające na celu racjonalny i równomierny zasyp tworzyw.

Zastosowanie misy obrotowej rozpowszechniło się najwięcej dla pieców o średnicy garu 5,5 m i gardzieli 5,2 m. Były one wyposażone w stożek o średnicy 4 m. Piece o większej wydajności posiadały gardziel o średnicy 5,5 m i dzwon o średnicy 4,1 m lub 5,8 m i odpowiednio 4,27 m.

Obecnie wielkie piece, podobnie jak 100 lat temu, ładowane są w ten sposób, że ruda w przeważnej części tworzy pierścień przy ścianach pieca, w środku zaś znajduje się przede wszystkim koks. Prąd gazów wielkopieczowych przepływa głównie środkiem pieca, stosownie do względnej oporu warstw tworzyw wielkopieczowych.

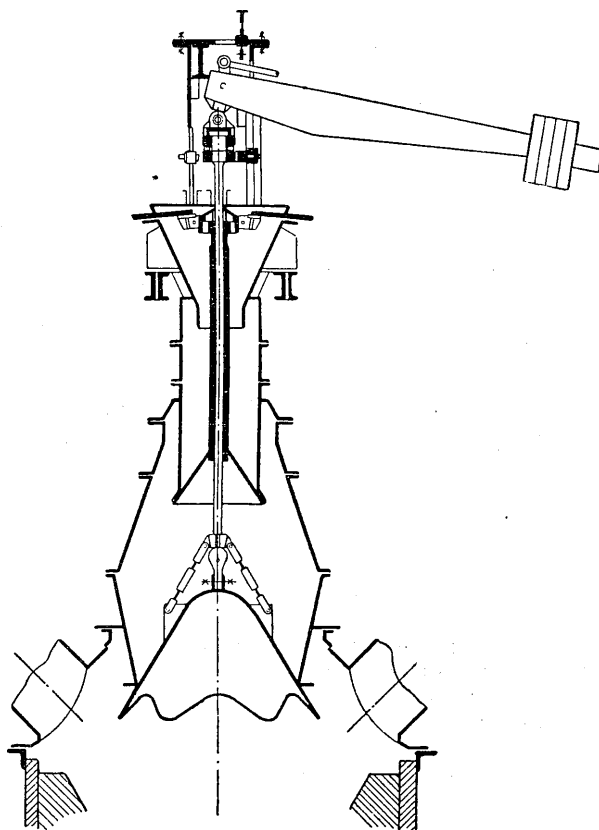
Przy mniejszej średnicy gardzieli wielkopieczownik ma możliwość kontroli i regulacji sposobu zasypu tworzyw, np. przez dobór wysokości spadania tworzyw,

wykorzystanie różnic między naturalnym kątem zsypania rudy i koksu i in. Natomiast przy dużej średnicy gardzieli kontrola i możliwości regulacji są małe.

Na podstawie badań praktycznych i rozważań teoretycznych przyjęto, że czynna powierzchnia przekroju garu wielkiego pieca odpowiada powierzchni pierścienia szerokości 1,83 m, licząc od ściany bocznej garu. Przyjęto ponadto, że powierzchnia gardzieli powinna być mniej więcej równa powierzchni czynnej. Wynika z tego, że powierzchnia gardzieli o średnicy 5,2 m (21 m²) odpowiada czynna powierzchnia garu o średnicy 5,5 m (21 m²). Analogicznie — na tej samej zasadzie — obliczono, że dla garu o średnicy 7,9 m i powierzchni czynnej 35 m², powierzchnia gardzieli powinna być taka sama i jej średnica ma wynosić 6,7 m (35 m²).

Zastosowanie tych rozważań w praktyce i budowa gardzieli o takich wymiarach napotykały na szereg trudności nie tylko z powodu braku doświadczenia w tym kierunku, lecz również dlatego, że istnieją poważne wątpliwości, czy zwyczajny dzwon może rozdzielić rudę po dostatecznie szerokim pierścieniu na powierzchni słupa tworzyw, środek słupa tworzyw, w którym zgromadziłyby się jedynie większe kawałki koksu i rudy, nie powinien bowiem być zbyt duży.

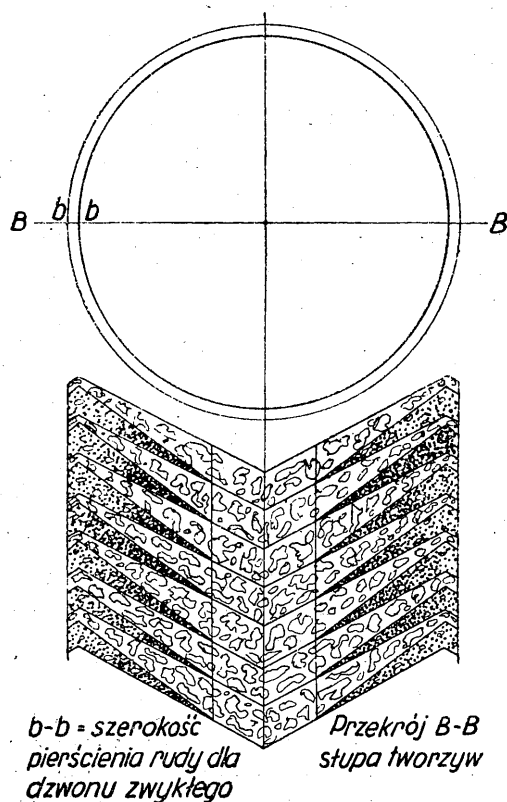
Przy zasypywaniu rudy o niejednorodnej ziarnistości następuje segregacja wg wielkości ziarna. W miejscu



Rys. 1

Schemat urządzenia dzwonu zębatego

*) Kennedy T. H. Blast Furnace Bell Development. Year Book of Amer. Iron and Steel Institute, 1947 r., str. 113/124.



Rys. 2

Rozkład tworzyw w wielkim piecu przy stożku zwykłym

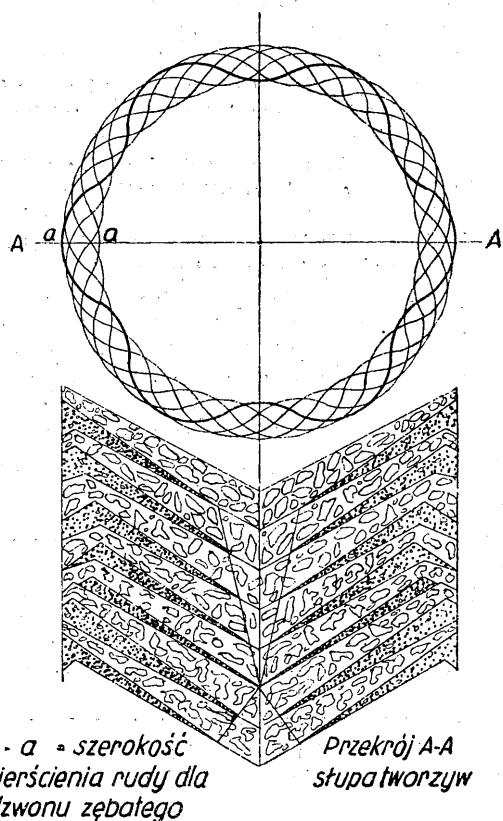
zsyphu pierścien rudy jest najgrubszy i zawiera tam rudę najdrobniejszą, gdyż kąt jej zsyphu jest większy od kąta dla rudy kawałkowej. Aby temu zapobiec i osiągnąć możliwie równomierny zsyph, zastosowano dość dokładne sortowanie rudy, przy czym należy ładować do pieca naboje, zawierające ziarna jednakowej wielkości. Dokładny i odpowiedni rozdział rudy na powierzchni słupa tworzyw ma na celu umożliwienie równomiernego przepływu gazu na całym przekroju pieca i zapobieżenie utworzenia się warstwy martwej, nieprzenikliwej dla gazu. Środkiem, prowadzącym do tego celu, było by rozszerzenie pierścienia rudy, który tworzy się po opuszczeniu dzwonu, a przez to zapobieżenie utworzeniu się — nieprzenikliwego dla gazu — grubszego „grzebieńca“, składającego się z rudy drobnej. Wtedy też było by możliwe zastosowanie gardzieli o większej średnicy niż dotychczas.

Urządzeniem, przeznaczonym do równomiernego zasypywania rudy na szerszej powierzchni, jest dzwon zębaty, zainstalowany w 1944 r. w zakładach National Tube Comp. w Pensylwanii.

Dzwon ten podobny jest do normalnego i wyróżnia się jedynie tym, że na obwodzie poniżej miski posiada 6 zębów o głębokości 0,26 m, rozmieszczonych co 60° na krawędzi dzwonu. Posiada ponadto urządzenie obrotowe, umieszczone na wierzchołku zawieszania dzwonu. Ponieważ jest to pierwsza instalacja tego rodzaju, wymiary dzwonu i ich stosunek do innych części pieca są wynikiem raczej studiów aniżeli doświadczenia. W normalnych wymiarach zamknięcia pieca nie poczyniono żadnych zmian i przedstawiają się one następująco: średnica gardzieli wynosi

5,8 m, średnica dzwonu, mierzona na czubku zęba, 4,27 m, średnica dzwonu u nasady zęba 3,75 m. Dzwon zawieszony jest na oporowym łożysku rolkowym, które umożliwia obrót dzwonu — przy użyciu nieznacznej siły — w czasie jego podnoszenia. Obok łożyska znajduje się zapadka i prowadnica tak skonstruowana, że po każdorazowym opuszczeniu dzwonu wykona obrót o 10°. Samo opuszczanie dzwonu odbywa się bez ruchu obrotowego. Po osiągnięciu najniższego punktu wyskakuje zapadka, kierowana w czasie podnoszenia dzwonu prowadnicą tak, że dzwon — po dojściu do górnego położenia — wykona obrót o 10°. Siła, potrzebna do tego celu, jest nieznaczna i stanowi jedynie ułamek siły, przeznaczonej do podnoszenia dzwonu. Kontrolę obrotów przeprowadza przekładnik i rejestrator Selsyna. Schemat urządzenia przedstawia rys. 1.

Działanie zębatego dzwonu polega na tym, że nabój rudy, ześlizgujący się w czasie opuszczania, uzyskuje różne szybkości, zależnie czy ślizga się po całej długości zęba, czy też tylko do jego nasady. Różnica wymiarów średnicy grzbietów i nasady zębów powoduje rozsypywanie się rudy na pierścieniu prawie 2-krotnie szerszym aniżeli dla zwyczajnego dzwonu bez zębów. W wyniku ruda rozłożona jest na 2-krotnie większej powierzchni, co wpływa dodatnio na bieg i prowadzenie pieca. Ruch obrotowy dzwonu powoduje ponadto układanie się grzbietu pierścienia rudy, złożonego z rudy najdrobniejszej, nie w formie pierścienia lecz sinusoidy. Wał rudy drobnej rozłożony jest w ten sposób na większej i dłuższej przestrzeni, a więc równomierniej niż przy zwyczajnym dzwonie. Schemat rozłożenia materiałów wsadowych dla obu wypadków przedstawia rys. 2 i 3.



Rys. 3

Rozkład tworzyw w wielkim piecu przy stożku zębatym

Trzyletni okres obserwacji pracy tego urządzenia potwierdził korzystny wpływ na bieg pieca. W porównaniu z innymi piecami tej samej wielkości, pracującymi w analogicznych warunkach, stwierdzono, że ilość pobranego dmuchu na jednostkę powierzchni garu a także i wydajność pieca są większe. Natomiast zużycie koksu oraz straty w pyłe wielkopieczowym zmalały. Nie zauważono przy tym żadnych trudności mechanicznych i konstrukcja okazała się zupełnie zadowalająca.

Wobec tak zachęcających wyników czyni się obecnie przygotowania do zainstalowania podobnego urządzenia na innych wielkich piecach. Na podstawie doświadczeń skorygowano wszakże odpowiednio wymiary: średnica gardzieli wzrosła do 5,94 m, średnica dzwonu na czole zęba do 4,42 m a średnicę dzwonu u nasady zęba zmniejszono do 3,66 m.

Opierając się na wynikach pracy opisanego tu urządzenia i możliwości dalszego jego ulepszenia, można przypuszczać, że średnica gardzieli dla dużych pieców będzie mogła być zwiększona do rozmiarów, odpowiadających powierzchni czynnej garu.

A. Ofiok

Nowości wielkich pieców amerykańskich*)

Jedną z najbardziej interesujących nowości jest zastosowanie materiałów wybuchowych do otwierania spustowego otworu wielkiego pieca. Wiertłem o średnicy 63,5 mm wierci się otwór aż do czerwonej warstwy obmurza, a następnie — po wyczyszczeniu i wydmuchaniu pyłu z otworu przy pomocy sprężonego powietrza — wsadza się do niego nabój o długości 0,3 m i średnicy 50,8 mm, zawierający 57 g materiału wybuchowego. Nabój zapala się elektrycznie. Okazało się, że przy tego rodzaju otwieraniu otworu spustowego strumień surówki jest pełny od pierwszej chwili, a zamykanie otworu na końcu spustu nie napotyka na żadne trudności.

Dotychczas wykonano jedynie nieliczne próby, ze względu na to, że naboje — jako nowość — nie były produkowane masowo. Z 5 nabójów, zastosowanych w Republic Steel Corp., 3 dały rezultaty dodatnie, 1 zawiódł na skutek niepełnego wywiercenia gliny z otworu spustowego. Zauważono, że otwór musi być dostatecznie długi, ażeby ułatwić przebiecie. Obecnie pracuje się nad ulepszeniem naboju, w celu zwiększenia jego siły przenikania.

Sposobu tego można użyć również do otwierania pieców martenowskich.

O ile chodzi o koszty, na razie — ze względu na zupełną nowość, jaką sposób ten przedstawia — nie można jeszcze skalkulować ceny jednego naboju, przypuszcza się wszakże, iż otwieranie pieca opisaną wyżej metodą będzie tańsze o ok. 1 \$ niż dotychczas stosowane otwieranie przy pomocy tlenu (uwzględniając koszty rurek i gazu).

Nad wprowadzeniem tego sposobu pracuje się usilnie dalej i proponuje się „wyrzucenie“ 40 dalszych otworów spustowych wielkopieczowych i 10 otworów w piecach martenowskich. Jeżeli próby te dadzą wyniki pomyślne, przystąpi się do masowej produkcji nabójów.

W. G. Trognitz w wykładzie pt. „Ekonomiczne rozważania na temat napraw obmurza wielkiego pieca“ zwraca uwagę na rosnące zastosowanie trzonów węglowych i na konieczność poprawy jakości materiałów szamotowych, tak, aby dorównały one wytrzymałością — o ile chodzi o czas trwania w piecu — cegle węglowej. Autor przedstawił następnie b. ciekawy sposób wymiany obmurza szybu na wysokości 7,6 m powyżej pierścienia nośnego szybu, bez zniszczenia wymurowania powyżej tej wysokości. Ponad miejscem zniszczonym, tzn. na wysokości ok. 7,6 m, przyspawano do płaszcza szybu 24 specjalnych podpórek, których drugie końce podtrzymano linami, umocowanymi w górze pieca, biegnącymi naokoło wewnętrznej ściany szybu. Zabezpieczono w ten sposób górną część obmurowania przed zawaleniem się. Zniszczone obmurze poniżej zawieszenia usunięto aż do dołu szybu i zastąpiono nowym. Autor nadmienia, że metodę tę zastosowano nie z zamiarem oszczędzenia czasu, lecz w celu zaoszczędzenia materiałów ogniotrwałych.

W. S. Unger wygłosił referat na temat: „Konstrukcja otworu spustowego“, a T. J. Wells w wykładzie „Prowadzenie pieca na dmuchu o wysokim ciśnieniu“ wskazał na niektóre trudności, jakie w tym wypadku trzeba było przezwyciężyć. Np. masa plastyczna, chłodzona wodą, zastosowana do uszczelnienia dzwonu i misy, uległa zniszczeniu w ciągu 24 godz. Natomiast, przy zastosowaniu utwardzonej powierzchni, zużycia prawie nie zauważono.

A. M. Baker w odczycie pt. „Jak zapobiec przepalaniu się dysz wielkopieczowych“ wskazał na to, że przepalanie się dysz jest zazwyczaj wynikiem złego rozdziału tworzyw. Wadliwe ułożenie misy, ekscentryczne zawieszenie stożka, narosty na obmurzu — są powodem nadmiernego spalania się dysz. Niekiedy już zmiana w sposobie zasypywania może trudności te usunąć. Przytoczył on przykład, gdy piec, wytapiający surówkę odlewniczą, zniszczył 134 dysze w ciągu miesiąca. Przy przejściu na surówkę zasadową spaliło się jedynie 13 dysz w danym miesiącu. Podał dalej — na podstawie praktyki — jaki powinien być koks i żużel, aby dysze się nie paliły. Woda chłodząca powinna znajdować się do dyspozycji w dostatecznej ilości i dochodzić przynajmniej 50 mm do noska dyszy. Stwierdzono, że ciśnienie wody na przepalanie się dysz nie ma wpływu. Połcono ciśnienie ok 2,3 atm., przy czym lepsza jest woda rzeczna.

A. Ofiok

STALOWNICTWO

Dyfuzyjne odtlenianie kąpieli stalowej**)

Próby dyfuzyjnego odtleniania kąpieli w zasadowym piecu martenowskim przy pomocy węgla wapnia nie mogły znaleźć praktycznego zastosowania, pomimo dodatnich wyników, ze względów ekonomicznych.

Odtlenianie żużla mielonym żelazo - krzemem

(30—45% Si), również nie miało powodzenia ze względu na równoczesną redukcję fosforu w żużlu. Z tych samych względów zawiodły próby odtleniania mieszaną sproszkowanego glinu z wapnem.

Odtlenianie stali kwaśnym żużlem, wykorzystując jego własność pochłaniania FeO, dały wprawdzie dodatnie wyniki przy składzie żużla 55—60% SiO₂, 10% Al₂O₃, 10—15% CaO i ok. 25% (FeO + MnO), jednakże sposób ten nie jest jeszcze dostatecznie technologicznie opracowany w celu zastosowania go w produkcji masowej.

Jak widać z powyższego, wszystkie próby stoso-

*) Experiments with Explosives for Opening Furnace Tap Holes. Steel 1948, Nr 7, str. 107/110.

**) K. K. Czuprin. Stal 1948, Nr 2, str. 135/42.

wania dla odtleniania dyfuzyjnego tak silnych odtleniaczy jak glin i krzem, zawiodły głównie dlatego, że — pomijając już równoczesne wzbogacenie kąpieli w fosfor — zarówno glin jak i krzem prócz odtleniającego działania na FeO w żużlu, w pewnej mierze przechodziły do kąpieli i odtleniały bezpośrednio tlenki kąpieli, co prowadziło do zanieczyszczenia stali produktami bezpośredniego odtleniania.

Stosowany w okresie wojny sposób hamowania szybkości świeżenia przez dodatek koksu na żużel (w ilości ok. 0,7 kg na 1 t stali) naprowadził na myśl wykorzystanie koksu do dyfuzyjnego odtleniania analogicznie do stosowania koksu jako odtleniacza w procesie zasadowym w piecu elektrycznym. Szereg przeprowadzonych prób ze stosowaniem koksu w ilości do 2 kg na 1 t stali, dały b. dobre wyniki, znacznie obniżając ilość wybraków przy dalszym przerobie stali.

W celu zbadania dyfuzyjnego odtleniania kąpieli mielonym koksem w zasadowym piecu martenowskim wykonano 15 próbnych topów w piecu 100 t, przy czym — dla porównania — 5 topów wykonano sposobem zwykłym.

Wsad wszystkich topów składał się z 55% złomu i 45% płynnej surówki. Przebieg wszystkich topów do początku odtleniania był identyczny.

Po wyświeżeniu kąpieli do wymaganej zawartości węgla dodawano równomiernie przez wszystkie okna wsadowe na całą powierzchnię żużła % ogólnej, przewidzianej do odtleniania, ilości koksu, tj. ok. 2 — 3 kg/t stali. Po dodaniu koksu można było w przeciągu 5—7 min. zaobserwować na powierzchni kąpieli znaczne burzenie się żużła i powstawanie rodzaju skorupy, która następnie stopniowo roztopiała się.

Po upływie 10 min. po dodaniu koksu dodawano do kąpieli właściwe metaliczne odtleniacze i żelazostopy (Fe — Si, Fe — Mn, Fe — Cr), przy czym nie uwzględniano wcale możliwości wypalania się składników stopowych. W okresie dodawania żelazostopów dodawano na żużel ½ pozostałej ilości koksu, a nie później niż na 10 min. przed spustem — resztę koksu. Te — stosunkowo niewielkie — ilości koksu nie wywoływały burzenia się żużła. Od początku dodawania koksu do spustu upływało 55 min. do 1 godz. 30 min.

Płynność żużła wg wiskozymetru Hertego przy stosowaniu odtleniania koksem obniżała się o ok. 20%. Podczas spustu żużel spuszcany był również do kadzi. Przy stygnięciu miał on zabarwienie jasne, lecz nie rozsypywał się. Stosowanie odtleniania koksem nie wywołało żadnych trudności technologicznych, ani nie przedłużyło ogólnego czasu topu. Koks był mielony na ziarna 1—5 mm.

Na podstawie badania zawartości F_2O_3 w żużlu oraz P w stali w różnych okresach prowadzenia topu i porównaniu tych danych z zawartością P_2O_5 w żużlu i P w stali topów odtlenianych zwykłym sposobem, można śmiało powiedzieć, że odtlenianie dyfuzyjne koksem w zasadowym piecu martenowskim nie wpływa na redukcję fosforu z żużła, a przez to nie wpływa na zawartość P w stali.

Dodawanie koksu w ilości 5,5 kg/t stali nie nawęglia kąpieli, gdyż część jego (ok. 60%) spala się na Co, reszta zaś (ok. 35%) odtlenia tlenki żelaza w żużlu. Stwierdzono znacznie mniejsze wypalanie się manganu, dodanego w okresie odtleniania (9,3%), w porównaniu z wypalaniem się przy odtlenianiu zwykłym (19,1%), dodatek zaś chromu przechodził do stali bez strat; przy zwykłym natomiast odtlenianiu strata wynosiła ok. 9,0%. Wypalanie się krzemu wynosiło 19,4%, zamiast 29,0% przy zwykłym odtlenianiu.

Daje to znaczne oszczędności w zużyciu manganu, chromu i krzemu.

Dyfuzyjne odtlenianie koksem daje następujące korzyści:

- 1) otrzymanie wymaganej zawartości węgla po ukończeniu świeżenia;
- 2) większa dokładność otrzymania składu chemicznego stali wobec niewypalania się składników stopowych;
- 3) usunięcie niebezpieczeństwa wtórnego utlenienia kąpieli w wypadkach konieczności przedłużenia topu (trudności przy przebijaniu otworu spustowego, nie gotowa hala odlewnicza itd.).

Do kadzi dodawano podczas spustu potrzebną ilość żelazokrzemu oraz glinu (ok. 0,5 kg/t stali).

Rozlewano stal syfonowo na wlewki kwadratowe o ciężarze 3,4 t.

Przy badaniu składu chemicznego żużli topów doświadczalnych stwierdzono, że:

- 1) zawartość tlenków żelaza (FeO i Fe_2O_3) w żużlu przy odtlenianiu koksem stale obniża się, przy czym w żużlu tworzą się pęcherzyki gazu (CO), powodujące porowatość i burzenie się żużła;
- 2) żużel końcowy topów, odtlenianych zwykłym sposobem, jest znacznie bogatszy w tlenki żelaza; stwierdzono też pewne przejście tlenków z żużła do kąpieli;
- 3) zawartość tlenków żelaza ($FeO + Fe_2O_3$) w końcowym żużlu topów, odtlenianych koksem, wynosi ok. 6—7% i jest 2-krotnie niższa od zawartości w końcowym żużlu topów, wytopionych sposobem zwykłym (ok. 14% $FeO + Fe_2O_3$).

Prównanie zawartości tlenków żelaza w żużlu

O k r e s	Odtlenianie koksem		Odtlenianie zwykłe	
	FeO %	Fe ₂ O ₃ %	FeO %	Fe ₂ O ₃ %
Po roztopieniu	9,39	3,47	11,9	4,61
Na początku spokojnego wrzenia	11,54	4,12	9,59	3,41
Przed odtlenianiem	11,73	3,52	10,43	3,63
Przed spustem	5,81	2,96	7,97	6,00
Z kadzi, po odlaniu stali	3,81	0,65	6,39	1,64

Przy porównaniu własności mechanicznych stali, wykonanych ze stosowaniem odtleniania dyfuzyjnego koksem oraz zwykłym sposobem, stwierdzono, że:

- 1) przewężenie i wydłużenie próbek poprzecznych wynosi przeciętnie 28,7% i 9,5% dla topów, odtlenianych koksem i odpowiednio 15,1% i 4,3% dla topów, odtlenianych zwykłym sposobem;
- 2) udatność próbek poprzecznych i podłużnych topów, odtlenionych koksem, jest wyższa przeciętnie o 1 kgm/cm² w porównaniu do odpowiednich próbek topów, odtlenianych zwykłym sposobem.

Zawartość gazów i wtrąceń niemetalicznych, określona sposobem metalograficznym i elektrolitycznym, jest znacznie mniejsza dla topów, odtlenionych dyfuzyjnie koksem i topy te dają znacznie większe uzyski przy dalszej przeróbce.

Porównanie własności stali

O d t l e n i a n i e		Koksem	Zwykle
Przeciętny skład chemiczny %	C	0,28	0,31
	Mn	0,99	1,04
	Si	1,03	0,99
	Cr	0,98	0,99
	Ni	0,20	0,18
	P + S	0,049	0,046
Przeciętne własności mechaniczne podłużne	Wytrzymałość kg/mm ²	120,0	118,7
	Granica płynności kg/mm ²	114,3	111,2
	Wydłużenie %	13,3	12,9
	Przewężenie %	55,3	55,3
	Udarność kgm/cm ²	9,3	8,6
Przeciętne własności mechaniczne poprzeczne	Wytrzymałość kg/mm ²	116,0	123,9
	Granica płynności kg/mm ²	106,9	112,0
	Wydłużenie %	9,5	4,3
	Przewężenie %	28,7	15,1
	Udarność kgm/cm ²	5,1	3,8

Wnioski

1) Odtlenianie kąpeli koksem, dodawanym na powierzchnię żużła w zasadowym piecu martenowskim, jest czysto dyfuzyjnym sposobem odtleniania, opartym na reakcji między węglem a tlenkiem żelazowym żużła, skutkiem czego powstaje dyfuzja tlenka żelazowego z kąpeli do żużła.

2) W celu skutecznego odtleniania kąpeli wystarcza dodatek koksu na żużel w ilości 4 kg/t stali, dodawanego w 2—3 porcjach, przy czym pierwszą (2—3 kg) dodaje się w celu przerwania wrzenia kąpeli i wstępnego jej odtleniania.

3) Koks, dodawany na żużel, zużywa się na utworzenie odtleniającej pokrywy gazowej nad żużlem (ok. 65%), odtleniania tlenków żelaza w żużlu (ok. 30%) oraz nawęglania, uwolnionego przez odtlenianie metalicznego żelaza w żużlu (ok. 5%).

4) Odtlenianie koksem nie wywołuje żadnych technologicznych trudności w prowadzeniu topu. Wprawdzie zachodzi pewne zagęstnienie żużła (ok. 20%), nie ma to jednak żadnego praktycznego znaczenia. W b. rzadkich wypadkach zachodzi konieczność powiększenia płynności żużła przez niewielki dodatek fluorku wapnia (0,3 kg/t stali).

5) Dodawanie koksu (węgla drzewnego lub mielonych elektrod) w ilości nie mniej niż 2 kg/t stali, daje możliwość przerwania wrzenia kąpeli, wstępnego jej odtleniania i znacznej oszczędności na żelazo-krzemie.

6) Zawartość tlenków żelaza w żużlu z kadzi w topach, odtlenianych koksem, jest znacznie niższa niż przy topach, odtlenianych zwykłym sposobem i wynosi ok. 1,37% FeO i ok. 2,40% Fe₂O₃.

7. Dyfuzyjne odtlenianie koksem nie powoduje

nawęglania kąpeli i nie wpływa na zawartość fosforu i siarki w stali. Wypalanie się manganu jest 2-krotnie, krzemu zaś 1½-krotnie niższe niż przy zwykłych sposobach odtleniania; wypalania się chromu nie stwierdzono.

8) Dyfuzyjne odtlenianie koksem znacznie podnosi własności mechaniczne wytapianej stali (głównie ciągliwość), co tłumaczy się lepszym odtlenieniem kąpeli, niższą zawartością gazów i wtrąceń niemetalicznych oraz lepszą makrobudową stali.

9) Hartowność stali, wytapianej z odtlenianiem koksem, niczym się nie różni od hartowności stali, odtlenianej zwykłym sposobem.

10) Stosowanie dyfuzyjnego odtleniania stali koksem daje następujące korzyści ekonomiczne:

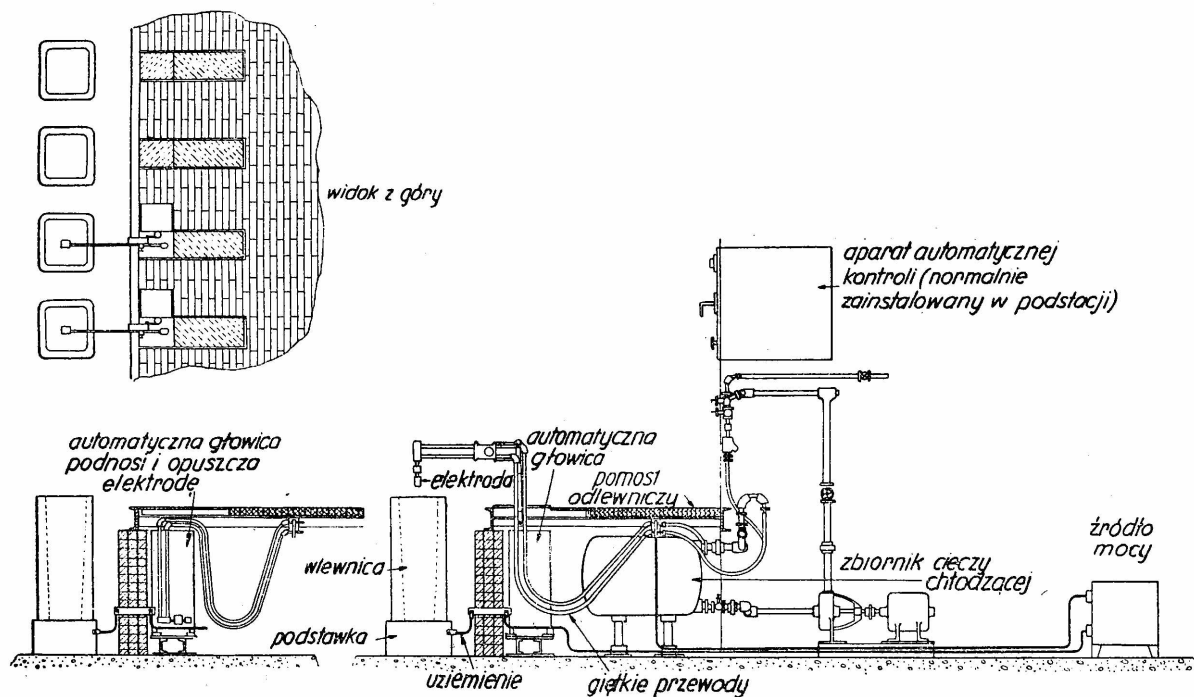
- a) większy uzysk przy dalszej przeróbce,
- b) mniejsze straty składników stopowych (Mn, Si Cr),
- c) zmniejszenie zużycia glinu i innych odtleniaczy.

K. Radźwicki

Ogrzewanie głów wlewków stalowych przy pomocy prądu elektrycznego*)

W celach zwalczania jamy usadowej stosuje się wlewnice, rozszerzające się ku górze, podgrzane nadstawki szamotowe i przysypawanie płynnego jeszcze wlewka materiałem egzotermicznym. Niemniej i w ten sposób nie usuwa się całkowicie jamy usadowej. Dlatego też stosuje się także obcinanie części wlewka, w której mieści się jama. Metoda ta daje straty, tak że normalne uzyski wynoszą tylko 75% do 90%.

*) E. S. Kopecki. The Iron Age, 1948, Nr 13, str. 80/86.



Rys. 1

Schemat połączeń automatycznej aparatury do elektrycznego nagrzewania głów wlewków stalowych

Nową metodę zwalczania jamy usadowej zastosował R. K. Hopkins w Allegheny Ludlum Steel Corp. i w 3 innych stalowniach. Dane odnoszą się do wlewków kwadratowych 225 mm.

Rys. 1 pokazuje schemat grzewczej instalacji elektrycznej. (Z elektrodą w stanie spoczynku i podczas w pracy.) Składa się ona zasadniczo ze źródła mocy oraz z elektrody niezużywającej się i nie mogącej zanieczyścić metalu. Elektroda chłodzona jest cieczą. Ciepło wytwarza się między elektrodą, zanurzoną w płynnym żużlu, a metalem, przykrytym tym żużlem.

Elektroda jest jedyną częścią, którą się podczas pracy manewruje. Jest ona niewielka i stosunkowo lekka (waży ok. 10 kg). Napięcie robocze wynosi ok. 40 V, tak że dla pracującego personelu nie przedstawia niebezpieczeństwa. Zużycie prądu wynosi ok. 20 KWh na 1 tonę wlewka. Obiegowa ciecz chłodząca ma niski punkt zamarzania, co zmniejsza niebezpieczeństwo zamarznięcia jej w otwartej hali.

Zaletą instalacji jest automatyczna kontrola: 1) napięcia na elektrodzie, 2) utrzymania tego napięcia przez okres pracy, 3) wyłączenie dopływu prądu we właściwym czasie i 4) cofnięcia elektrody z głowy wlewka.

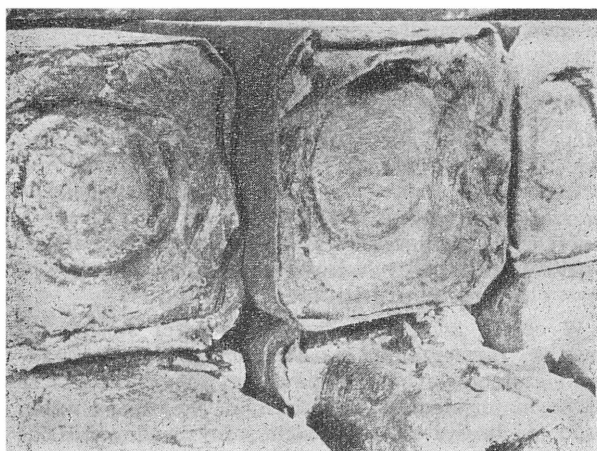
Kolejność pracy przy odlewaniu jest niemal normalna. Po nalaniu wlewka zasypuje się go sproszkowanym żużlem, po czym ustawia się elektrodę w położeniu roboczym i nastawia się przełącznik na pracę automatyczną.

Zużel, używany do zasypywania, nie powinien działać chemicznie na stal; poza tym musi mieć pewną zdolność przewodzenia prądu elektrycznego, gdyż elektroda nie może stykać się bezpośrednio z metalem. Otrzymana płynna powłoka żużla musi chronić metal od wpływu atmosfery i możliwie obniżyć straty ciepłe głowy wlewka, aby krzepnięcie postępowało od dołu do góry.

Metodą tą odlewano stale kwasoodporne, ognioodporne silchromy, otrzymując uzysk rygli z wlewka od 90% do 95% . średnio 92,3%.

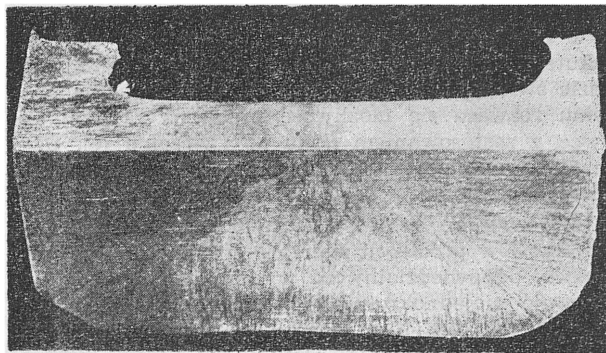
Z kolei zastosowano tę metodę z powodzeniem do dużych wlewków. Np. odlano wlewek płaski ok. 45 t, o wymiarach 2300 mm x 1000 mm, wysokości 2800 mm, zbieżny ku górze. Głowę wlewka nagrzewano 8 elektrodami. Dzięki tej metodzie osiągnięto oszczędność 3 do 4,5 t materiału.

Oszczędności pochodzą stąd, że w czasie krzepnięcia wlewków, nagrzewanych elektrodą, otrzymuje się



Rys. 2.

Widok wlewków stali kwasoodpornej, w górnym rzędzie — skrzepłych pod nagrzewającą elektrodą, w dolnym rzędzie — skrzepłych normalnie, z zastosowaniem nadlewów



Rys. 3

Przekrój głowy wlewka, skrzepłego pod nagrzewającą elektrodą (stal kwasoodporna)

stosunkowo płaskie powierzchnie głów w porównaniu do wlewków, krzepnących w sposób normalny. Jeżeli zastosować jeszcze pierścien szamotowy dla głowy wlewka, podobny do nadstawki, można osiągnąć dodatkową oszczędność materiału, wynoszącą 1%. Często jednak można otrzymać wówczas wady z powodu nieuszczelnego przylegania pierścienia do wlewnic. Rys. 2 daje porównanie głów wlewków, odlanych normalną metodą i metodą nagrzewania elektrycznego. Widzimy, że te drugie są całkowicie wolne od tzw. nadlewu i jamy usadowej. Rys. 3 daje przekrój głowy takiego wlewka.

Porównanie likwacji we wlewkach, odlewanych obiema metodami z tego samego wytopu, nie wykazało różnicy. Zachodząca likwacja jest tego samego rodzaju i tej samej wielkości w obu wlewkach. Omówiona tu metoda przedstawia więc poważne korzyści dzięki znacznemu podniesieniu uzysku, wymaga wszakże dodatkowych urządzeń w hali odlewniczej stalowni.

E. Bućko

Stalownie USA w 1947 r.*)

Wstęp. Produkcja stali w USA wyniosła w 1947 r. ponad 76 miln. t, lecz pomimo wielkiego zapotrzebowania stali nie wykorzystano ok. 6 miln. t zdolności produkcyjnej pieców. Wiąże się to częściowo z złą jego jakością i niezadawalającą jakością węgla. Zapasy złomu w 1947 r. były najniższe od 1939 r. Jakość węgla uległa pogorszeniu wskutek czego obniżyła się i jakość koksu. Z kolei obniżyła się także wydajność wielkich pieców o 8 do 10%. Zapotrzebowanie na stal z pieców elektrycznych i konwertorów było niskie, tak że w dziale tym nie wykorzystano zdolności produkcyjnej 2 do 3 miln. t.

Łączna ilość pieców i ich zdolność produkcyjna na dzień 1. I. 47 r. wynosiła:

Piece martenowskie 924, o zdolności produkcyjnej	73 500 000 t
Konwertory 29, o zdolności produkcyjnej	4 670 000 „
Piece elektryczne 217, o zdolności produkcyjnej	4 600 000 „
Razem	82 770 000 t

W planie rozbudowy hutnictwa USA*) na ogólną kwotę ok. 1 milrd. dol. przewidziano dla stalownictwa zwiększenie zdolności produkcyjnej wlewków o 3 000 000 t. Prace, związane z zaplanowaną rozbudową, są w toku, nastąpi tu wszakże pewne opóźnienie, spowodowane zwłoką w dostawie wyposażenia.

Stalownie martenowskie. Tlen. Aktualnym zagadnieniem stalowniczym jest zastosowanie tlenu w pracy pieców martenowskich. Pierwotnie (czerwiec 1946 r.) tlen 99,5% wprowadzony do głowic pieca, opalanego ropą. Wyniki pracy przy użyciu tlenu były b. dobre, przekonano się jednak, że można zastosować tlen o niższej czystości, bez obniżenia sprawności procesu.

Topy przy użyciu tlenu do spalania paliwa trwają znacznie krócej: dla pieca 160 t nieco ponad 8 godz., zamiast ok 12 godz. przy wsadzie 60% złomu, w większości lekkiego i reszcie z płynnej surówki. Równocześnie zużycie paliwa na 1 t stali znacznie obniża się.

Nieco później zastosowano tlen do świeżenia stali, zwłaszcza miękkich, ok. 0.03% C w gotowej analizie. Świeżenie tlenem takich miękkich stali pozwala znacznie skrócić czas wyrabiania ich, przez co trzon pieca cierpi mniej niż przy normalnym sposobie wyrabiania. Istnieje opinia, że topy, świeżone tlenem, lepiej odsiarczają się; niestety, ruchowcy nie podają na razie dokładnych danych na ten temat.

Na podstawie doświadczeń z ub. r. można powiedzieć, że szerokie zastosowanie tlenu zamiast powietrza w opalaniu pieców martenowskich hamowane jest ograniczonymi możliwościami dostarczenia tlenu, budowa zaś odpowiednich tlenowni wymagałaby 18 do 34 miesięcy, a nikt nie może przewidzieć, czy tlen z tych tlenowni będzie wówczas stalowniom potrzebny. Stosowanie tlenu w stalowni do palników (zasadniczo na płynne paliwo) ma sens, gdy istnieje duże zapotrzebowanie na stal i gdy pomocnicze urządzenia pozwalają na szybkie sadzenie przy wysokim odsetku wsadu zimnego, ponieważ można wtedy znacznie zwiększyć wydajność pieców. Jeżeli jednak posiada się dobre piece nowoczesne i pracuje się z wysokim udziałem wsadu płynnego, tlen do palników może nie dać wielkich korzyści. Dlatego też bardziej interesujące staje się zastosowanie tlenu do świeżenia stali w piecu, szczególnie gdy brak wysokowartościowej rudy do tego celu. Mając do dyspozycji niewielkie ilości tlenu, można kombinować świeżenie rudą i tlenem, czym wydatnie przyspiesza się pracę. Przy zimno biegnących piecach łatwo jest regulować tlenem temperaturę kąpieli stali, gdyż reakcje świeżenia tlenem mają przebieg egzotermiczny. Krótko mówiąc, zastosowanie tlenu w stalowniach rozszerza się dla regulowania i kontrolowania procesów metalurgicznych oraz temperatury kąpieli stali. Kierunek ten odpowiada obecnym możliwościom zaopatrzenia w tlen. Stopniowe zwiększenie zastosowania i użycia tlenu jest kwestią bliskiej przyszłości. Zagadnieniu tlenu poświęcono w ub. r. wiele pracy, czego dowodem jest kilkadziesiąt artykułów, ogłoszonych w tym okresie w czasopismach technicznych.

Cegły krzemionkowe. Ostatnio zastosowano — tytułem prób — cegły krzemionkowe o podwyższonej ogniotrwałości. Są one podobno b. wytrzymałe przy pracy tlenem, zarówno na intensywniejsze działania cieplne, jak i na działanie niszczące rozbrzygów żuźla w czasie świeżenia tlenem. Produkcja tej cegły

*) Blast Furnace and Steel Plant 1948, Nr 1.

*) „Hutnik“ 1947, Nr 9, str. 445.

jest jednak obecnie b. ograniczona. Autor podaje, że wartość jej leży w nader niskiej zawartości tlenku glinu. Jest ona 2-krotnie wypalana. Jeżeli produkcja jej zaspokoi zapotrzebowanie, zagadnienie polepszenia materiałów ogniotrwałych, wywołane zastosowaniem tlenu w pracy stalowniczej, zostanie rozwiązane.

Cegły zasadowe. Materiały zasadowe do budowy pieców martenowskich, bądź tylko głowic, bądź też całych sklepień, znalazły w USA zastosowanie dopiero od kilku lat i na razie nie wyszło ono jeszcze poza stadium prób.

The Steel Company of Canada prowadzi od początku 1945 r. próby z piecem pojemności ok. 165 t. Piec ten otrzymał głowice i główne sklepienie z cegły zasadowej „Ritex 40”. Sklepienie grubości 450 mm wykonano podwieszane na członach łukowych. W kolejnych kampaniach piec wytrzymał 331, 382 i 347 topów. Ostatnio przepracował on 370 topów i przewidyuje się że wytrzyma co najmniej jeszcze 100 topów.

Dotychczasowe sklepienia miały pewien błąd konstrukcyjny, polegający na tym, że przestrzeń między sklepieniem pieca na skosach a ścięgami była — ze względu na rośnięcie sklepienia — niewystarczająca. Obecnie zdecydowano przestrzeń tę zwiększyć ze 125 na 175 mm. W ciągu pracy sklepienia obserwowano odpryskiwanie cegły, stwierdzono wszakże poprawę przy 4 z kolei sklepieniu. Pomimo pewnych niedociągnięć, dotychczasowych zarówno materiału, z którego wykonano sklepienie, jak i jego konstrukcji, autor sądzi, że 4 sklepienie można już uznać — jeśli chodzi o konstrukcję — za standartowe. Na podstawie doświadczeń stosowanie zasadowego sklepienia może być usprawiedliwione, jeśli wytrzymałość sklepienia będzie wynosiła ok. 500 wytopów przy niewielkich kosztach napraw. Zachęcająca jest wyższa ogniotrwałość sklepienia zasadowego, która pozwala na intensywniejszą pracę pieca, wyrażającą się wzrostem wydajności o 14%. W związku z tym zdecydowano rozszerzyć próby z zasadowymi sklepieniami na 2 piece. Podobne próby prowadził więcej stalowni w USA.

Siarka w paliwie. Węgla z niskim popiołem i niską siarką dla czadnic jest coraz bardziej brak i stalownie przechodzą na gaz ziemny tudzież paliwo płynne. Destylaty ropne są również bogate w siarkę. Proponuje się, aby paliwa płynne bogatsze w siarkę, zastosować do pieców grzewczych, dla stalowni zaś brać paliwo, mające możliwie niską zawartość siarki (ze względu na problem odsiarczania stali).

Elektrostralownie. W 1947 r. wyprodukowano 3 500 000 t stali elektrycznej, w tym dużą ilość stali półuspokojonych. Zapotrzebowanie na stal elektryczną było więc stosunkowo niskie i pokrywało tylko 60% lub mniej zdolności produkcyjnej elektrostralowni (po odliczeniu stali półuspokojonej).

Niezależnie od tego zainstalowano w ub. r. pewną ilość nowych jednostek piecowych (w tym 2 piece po 70 t pojemności).

Tlen w stali. Zastosowanie tlenu do elektrostralowni pozwoli na obniżenie kosztów produkcji, wpływając równocześnie dodatnio na jakość stali. Wdmuchując tlen do kąpieli metalowej mamy możliwość wywołać sztucznie energiczne gotowanie kąpieli, co ma duży wpływ na jakość stali przez zmniejszenie ilości zanieczyszczeń i zawartości gazów. Szczególnie interesujące zastosowanie znajduje tlen w produkcji stali nierdzewnej (produkcja w 1947 r. — 700.000 t): tlen przyspiesza świeżenie węgla, a przez wysokie przegrzanie kąpieli ułatwia późniejszą redukcję chro-

mu z żużla do metalu. Jest to ważne, gdyż żużel, bogaty w tlenki chromu, jest ciężki i ma dużą lepkość, wskutek czego praca z nim jest — przy zwykłej metodzie świeżenia rudą — trudna. Ze względu na brak złomu rozważa się możliwość pracy na płynnej surówce, z zastosowaniem tlenu do świeżenia jej. Użycie tlenu w piecach elektrycznych wymaga jeszcze dalszych badań.

Wodór w stali. Jednym z najważniejszych czynników w produkcji stali jest wodór, lub ew. inny czynnik, odpowiedzialny za wyrastanie wlewków (co powoduje niejednokrotnie wyrzucenie na złom całych topów). Ten sam czynnik jest prawdopodobnie winowajcą powstawania płatków w stalach stopowych. Rozwój nowych metod oznaczania wodoru w stali i zebranie oznaczeń wodoru z szeregu topów w ciągu ich wyrabiania jest wynikiem długotrwałej pracy badawczej; dalsze prowadzenie tej pracy umożliwi kontrolę wodoru lub innego czynnika w piecach elektrycznych.

Wiele pracy poświęcono też przedmuchiowaniu kąpieli stali nierdzewnej różnymi gazami, głównie argonem. Otrzymano wyniki dobre, jednakże nie zawsze. Proces polega na mechanicznym przemieszaniu, przy czym nie zachodzą żadne reakcje chemiczne. Proces ten nie sięga jednak do źródła powstawania błędów.

Rozwój kontroli w stalowniach. Wyniki, osiągnięte dzięki kontroli, dały widoczne korzyści, jakkolwiek wielu problemów jeszcze nie rozwiązano i nie zbadano. Zachęca to do intensywniejszego rozwoju metod, wyposażenia i personelu w pracy kontroli.

Wiele uwagi poświęca się zagadnieniu siarki we wszystkich fazach wytwarzania stali. Corocznie większość zakładów podaje w sprawozdaniach ujemny wpływ siarki we wlewkach na koszty produkcyjne, jakość produktu i wydobyć.

Obostrzenie wymagań odbiorców spowodowało głębsze poznanie tego zagadnienia. Zawartość siarki w będących do dyspozycji paliwach każe przypuszczać, że stanie się ona przyczyną zwiększenia się strat w produkcji stali, jeśli nie podejmie się nad tym zagadnieniem kontroli. Ok. 36% surówki, przeznaczonej dla pieców martenowskich, odsiarcza się węglanem sodu przy spuszczeniu z wielkiego pieca. W stadium prób znajduje się odsiarczanie karbidem. Jakkolwiek przy użyciu karbidu osiągnąo wysoki stopień odsiarczania, jednakże cena jego jest zbyt wysoka.

W pewnych zakładach hutniczych surówkę z wielkiego pieca spuszcza się z zawartością krzemu 1,25% do 1,75% w celu zapewnienia sobie odpowiednio jej wysokiej temperatury. Surówkę tę traktuje się zendrą, w celu wypalenia z niej krzemu do wymaganej zawartości. Spuszczanie takiej gorętszej surówki z wyższym krzemem ma tę zaletę, że unika się wysokich zawartości siarki, która normalnie wzrasta z obniżeniem zawartości krzemu w surówce.

Rozważano także możliwość użycia tlenu do wyświeżenia krzemu z surówki, lecz na razie jest za mało danych do zastosowania tego pomysłu.

Zastosowanie metod statystycznych do badania przyczyn wahań zawartości manganu i krzemu w surówce pozwoliło ustalić, że istnieje pewna współzależność między kierunkami zmian analizy surówki, a stosunkiem CO do CO₂ w gazach gardzielowych.

Stwierdzono też regularną cykliczność wstępowania zmian analizy surówki. Sądzi się ponadto, że zastosowanie cegieł węglowych na trzon wielkich pie-

ców spowodowało zaostrenie się gwałtowności zmian analizy. Badanie tych zagadnień jest w toku.

Dokładne poznanie zagadnień surówki może pozwolić na zmniejszenie wahań w analizie, a przez to i na wyeliminowanie z trudności stalowniczych jednego ważnego czynnika.

Zainteresowanie okazane surowcom i surówce wielkopiecowej, jest — być może — jednym z najbardziej charakterystycznych kierunków rozwoju kontroli procesów metalurgicznych. Bez wątpienia intensywne badania procesu martenowskiego, prowadzone w ostatnich latach, skierowały kontrolę na pracę wielkich pieców, aby przez to zapewnić stalowniom warunki, uznane za konieczne do produkcji stali o właściwej jakości. Przewidywanie w przyszłości niekorzystnych czynników w surówkach czyni pracę kontroli tym bardziej ważną.

Kontrola temperatury kąpeli stali. Obecny rozwój techniki pomiaru temperatury kąpeli stali nie dał przewagi żadnej z obu istniejących metod. Pewne hutnictwo chętnie stosują termopary Pt — PtRh, ponieważ dają one wprost odczyty rzeczywistej temperatury, bez konieczności cechowania. Termopary te są również łatwo przenośne z pieca do pieca. W innych hutach stosuje się z powodzeniem rury immersyjne. Wymagają one wprawdzie cechowania, nie zauważono wszakże znaczących różnic w odczycie temperatury między termoparą a należycie wycechowaną rurą immersyjną. Niektórzy ruchowcy są zdania, że jeśli immersyjne rury dają błąd odczytu, ma on charakter stały, przez co odczyty, robione tymi aparatami, posiadają swą względną wartość, wymaganą do celów kontrolnych.

Kontrola temperatury kąpeli stali w piecu ma poważną wartość. Jeden z zakładów hutniczych, stosujący tę kontrolę od kilku lat, podał, że zmniejszenie samych wylęgów w kadziach wyrównało koszty odczytów temperatury kąpeli w piecu, robionych w danym wypadku rurą immersyjną. Pomiar temperatury kąpeli prowadzi do zmniejszenia ilości wypadków wyrabiania topów przy krańcowo niskiej i krańcowo wysokiej temperaturze. Kontrolę temperatury kąpeli w piecu wciągnięto do normalnej praktyki stalownictwa.

Zastosowanie kontroli temperatur kąpeli pozwoliło ustalić najwłaściwsze warunki wyrabiania i odlewania stali różnych gatunków. Stwierdzono, że różnice ok. 10°C w temperaturze odlewania mają wy-

rażniejszy wpływ na jakość wlewków*). Wynika stąd, że prowadzący wytop musi nauczyć się pracować w węższym zakresie temperatur. Należy tu zauważyć, że dokładniejszy pomiar temperatury kąpeli zmienił dotychczasowe wskazania, oparte na pomiarze temperatury odlewania, mniej dokładnym pirometrem optycznym. Mogąc obecnie ściśle kontrolować temperaturę spustu stali, można — na ogół — opanować odlewanie stali i powstawanie wad powierzchniowych na wlewkach, a przez to zwiększyć uzysk i obniżyć koszty produkcji.

Wlewnice. Wiele uwagi poświęca się teraz wlewnicom. Stwierdzono, że konstrukcja wlewnic ma duży wpływ na uzysk z wlewków. Z tego punktu widzenia korzystniejsze są wlewnice smukłe. Jeśli chodzi o grubość ścianek, używa się ogólnie wlewnic cienkościennych. Wprawdzie spotyka się także opinie, że jakość ścian wlewków z wlewnic cienkościennych jest gorsza, obliczenia matematyczne pozwoliły jednak stwierdzić, że na szybkość krzepnięcia ma o wiele większy wpływ zmiana przekroju wlewków aniżeli zmiana grubości ścian wlewnicy, przyspieszyć więc krzepnięcie wlewków można raczej zmniejszając jego przekrój niż pogrubiając ściany wlewnicy. Być może, że odgrywały tu rolę czynniki, nieuwzględnione w przeliczeniu.

Stale półuspokojone znalazły w ub. r. szersze zastosowanie również w wypadkach, wymagających wysokiej jakości. Specjalnie dotyczy to prętów o czystej powierzchni, nakładając na stalowników konieczność znalezienia kompromisu między wydajnością a jakością powierzchni. Dla uniknięcia strat produkcyjnych w stali, przeznaczonej na te specjalne zastosowanie, ściślejsza kontrola odtleniania staje się konieczna.

Przy stalach półuspokojonych z mniejszymi wymaganiami przeprowadzono także badania, ponieważ jednak nie napotymano na trudności, zaniedbano ich kontrolę. Z chwilą gdy poświęcono więcej uwagi wydajności, okazało się, że można otrzymać duże oszczędności w produkcji przez ścisłą kontrolę odtleniania. Wobec tego, że część procesu odtleniania wykonywana jest w hali odlewniczej, personel hali odlewniczej musi być tak przeszkolony, aby umiał regulować różne stopnie odtleniania w kadzi, wynikłe z różnic w temperaturze stopu, analizy żużła, wielkości topu itd.

E. Bućko

METALOZNAWSTWO

Wpływ czynników produkcyjnych na własności magnetyczne blach transformatorowych **)

Wyrób blach transformatorowych jest zagadnieniem trudnym z powodu nadzwyczajnej wrażliwości własności magnetycznych na wszelkie wahania składu chemicznego i warunków przeróbki plastycznej lub obróbki cieplnej. Ponieważ ilość czynników, wchodzących w grę, jest duża, badania metodyczne są utrudnione, tym bardziej że nie można operować wy-

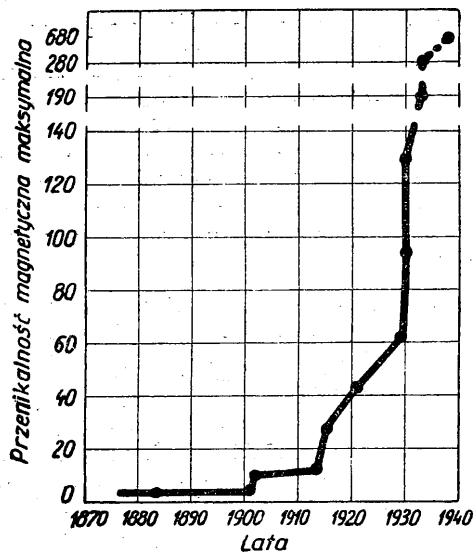
łącznie próbami laboratoryjnymi i trzeba sięgać do prób przemysłowych, kosztownych i narażonych na spazenie przez poboczne czynniki.

Stratność jest sumą strat, skutkiem prądów wirowych i histerezy. Np. dla blachy ze stali 4% Si, grubości 0,35 mm, o ogólnej stratności 1 — 1,2 W/kg, strata na prądy wirowe jest rzędu 0,15 — 0,20 W/kg, a strata na histerezę 0,85 — 1,0 W/kg. Strata na prądy wirowe rośnie proporcjonalnie do kwadratu grubości blachy, częstotliwości i indukcji maksymalnej, a jest proporcjonalna do ciężaru właściwego. Strata ta zmniejsza się przez używanie stali o dużej oporności elektrycznej i stosowanie rdzeni z cienkich blach, izolowanych jedna od drugiej.

Straty skutkiem histerezy przypisywane są stratom energii przy przesuwaniu ścianek elementarnych.

*) W ub. r. ten sam autor (H. J. Forsyth) wypowiedział odmienną opinię na temat temperatury odlewania (p. „Hutnik“ 1947, Nr 6, str. 311).

**) G. Delbart, R. Potaszkin i M. Sage. Revue de Métallurgie 1947, Nr 7—8, str. 193/209.



Rys. 1

Wpływ poprawy czystości stali na wysokość przenikalności magnetycznej (wg E. Houdremonta)

obszarów magnetycznych, zwanych „obszarami Weissa”. Energia ta rozprasza się jako ciepło. Wszystko, co zmienia warunki przesuwania się tych ścianek, a zwłaszcza wszystko, co zmienia energię potencjalną ścianki, ma wpływ na histerezę, należy więc liczyć się z faktem, że wszelkie zaburzenia w siatce krystalicznej zwiększą straty na histerezę.

Wpływ naprężeń wewnętrznych jest stwierdzony. Naprężenia te mogą mieć liczne przyczyny: odkształcenie na zimno, hartowanie, starzenie, obecność zanieczyszczeń, różnorodność struktury, magnetostrykcja, zmiany temperatury blach w pracy itd. Straty na histerezę zależą od wymiarów i kształtów ziarna. Są one tym mniejsze im ziarno jest większe i równomierniejsze, co zresztą ma związek bezpośredni z zanieczyszczeniami. Straty te są proporcjonalne do czystości i do potęgi 1,6 indukcji magnetycznej.

Między licznymi czynnikami, wpływającymi na stratność, można uważać za najważniejsze, a jednocześnie dające się opanować pewnymi zabiegami metalurgicznymi, 3 ich kategorie, a mianowicie:

- 1) zanieczyszczenia stałe, wprowadzone do stali podczas wytopu, przy zaliczeniu zawartości węgla do zanieczyszczeń,
- 2) różne gazy, zawarte w metalu,
- 3) wymiar i kształt ziarn.

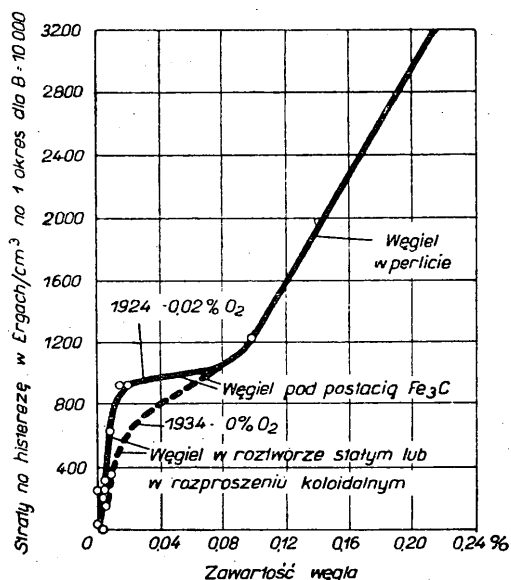
Czystość chemiczna może być uważana za najważniejszy czynnik, ponieważ odkształcenia siatki krystalicznej, których wpływ na straty z powodu histerezy jest przeważający, są tym słabsze im czystość metalu jest większa. Wpływ zanieczyszczeń na własności magnetyczne obrazuje dobitnie rys. 1, który pokazuje zwiększenie — najpierw stopniowe, a potem szybkie — przenikalności magnetycznej, w miarę jak uczono się wytwarzać metale czyste.

Wpływ węgla jest silny i zależy od tego, czy węgiel jest w postaci roztworu stałego, cementytu ku'kowego, perlitu, czy drobnego rozproszenia w martensycie. Jak wskazuje rys. 2 wpływ ten jest już znaczny przy zawartościach poniżej 0,01%.

Siarka i mangan działają jak węgiel, z tym, że wpływ siarki jest o wiele silniejszy i zaznacza się nawet przy b. niskich zawartościach.

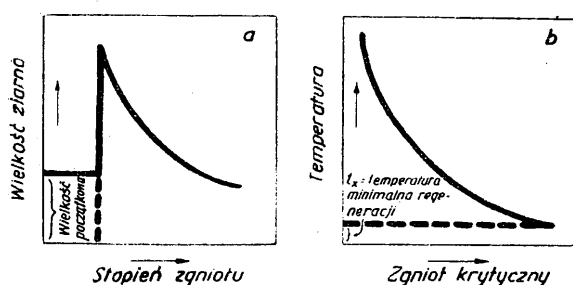
Działanie fosforu zaczyna się od zawartości 0,02% zmniejszeniem stratności. Wszelkie dodatki stopowe, zwiększające hartowność, jak: Ni, Cr, Mo, Cu itp., są szkodliwe dla własności magnetycznych nawet przy małych zawartościach. Obecność gazów, jak: wodór, tlen, azot jest mało ważna, o ile są one w roztworze, lecz b. szkodliwa, jeżeli znajdują się w innym stanie. Sposób oddziaływania wielkości i kształtu ziarn na własności magnetyczne nie jest jeszcze dobrze znany. Jedni przypisują zwiększenie stratności bezpośredniemu wpływowi granic ziarn, przecinających linie sił, inni zaś sądzą, że zachodzi tu pośredni wpływ zanieczyszczeń, gromadzących się na granicach ziarn, których rozproszenie zmienia się w zależności od obróbki, decydującej o wielkości ziarn. W każdym bądź razie otrzymanie wysokich własności magnetycznych wymaga grubych i równomiernych ziarn, wobec czego zjawiska rekrytalizacji nabierają dużego znaczenia. Jest to odbudowa na gorąco struktury, zmienionej przez zgniot na zimno. Zgniot podwyższa twardość i granicę płynności, zmniejsza własności plastyczne i powiększa znacznie straty na histerezę. Przy stopniowym podniesieniu temperatury stali zgniecionej zachodzą kolejno następujące objawy:

- 1) początkowo stopniowy powrót do normalnych własności, bez zmiany struktury,
- 2) zanik odkształceń siatki krystalicznej i powstawanie z ziarn zgniecionych nowych ziarn, b. małych, lecz wyraźnie widocznych w obrazach dyfrakcyjnych,
- 3) powstanie nowej struktury ustabilizowanej, o ziarnie mniej lub więcej grubym, przy prawie całkowitym powrocie do własności początkowych (jest to właściwa rekrytalizacja),
- 4) dalsze podwyższenie temperatury może dać wtórną rekrytalizację, z zanikiem wielu drobnych ziarn, wchłoniętych przez większe.



Rys. 2

Związek pomiędzy stratami na histerezę a zawartością węgla (T. D. Yensena)



Rys. 3

- a) Wpływ zgniotu na wielkość ziarna przy stałej temperaturze
 b) Związek pomiędzy zgniotem krytycznym a temperaturą (krzywa rekrystalizacji)

Rys. 3 przedstawia schematycznie zależność między zgniotem a temperaturą rekrystalizacji. Widać, że rekrystalizacja następuje po pewnym minimalnym zgniocie, tzw. krytycznym progiem i od pewnej temperatury, tym wyższej im próg jest mniejszy. Ziarno najgrubsze otrzymuje się przy najwyższej temperaturze rekrystalizacji, tj. przy zgniocie, odpowiadającym progowi. Wymiary tego ziarna będą w pewnej mierze zależne od grubości ziarna początkowego i od składu metalu. Zjawiska powyższe odnoszą się do zgniotu na zimno, po którym następuje wyżarzenie, ale zasadniczo podobne zmiany zachodzą przy zgniocie na gorąco. Wówczas rekrystalizacja następuje zaraz po zgniocie. Ponieważ wymaga ona pewnego czasu, odstęp między zgniotami może mieć wpływ na strukturę końcową. W stalach węglowych, o ile zawartość węgla jest większa od ilości rozpuszczalnej w żelazie α , temperatura rekrystalizacji, odpowiadająca progowi dla żelaza czystego, jest wyższa od punktu przemiany A_1 . Ziarna γ , które wtedy powstają, zmieniają zupełnie warunki rekrystalizacji. Wskutek tego otrzymuje się największe ziarno przy zgniotach znacznie wyższych aniżeli by stało się to z żelazem czystym i ziarno to jest znacznie mniejsze niż przy żelazie. W stalach krzemowych temperatura przemiany $\alpha-\gamma$ jest wysoka, wobec czego temperatura rekrystalizacji może być wyższa niż dla stali węglowej. Wynika z tego znaczne obniżenie zgniotu krytycznego, a zwłaszcza możliwość dużego wzrostu ziarna.

Działanie krzemu. Przewodnictwo elektryczne niższe jest w stopach o budowie roztworu stałego aniżeli w czystych metalach lub stopach niejednorodnych. Krzem jest rozpuszczalny w żelazie α , co zmniejsza silnie przewodnictwo i obniża straty na prądy wirowe. Krzem nie tworzy ani węglików ani struktur niejednorodnych, które by powiększyły stratność na histerezę. Ponadto krzem ułatwia powstania wolnego cementytu lub grafitu, mniej szkodliwych niż perlit. Krzem jest silnym odtleniaczem. Wiadome jest, że tlen powiększa stratność. Jak wyżej wspomniano, krzem sprzyja powstaniu dużych ziarn, co jest b. korzystne.

Działanie glinu podobne jest do działania krzemu, jednakże stopy glinu mają dążność do likwacji, przez co krzywa histerezy jest bardziej wypukła. W stopach żelazo — krzem — glin, stosowanych również dla blach transformatorowych, glin działa tylko jako silny odleniacz.

Badania. Metal na próby wytapiano w piecu łukowym zasadowym 5 t. Należało otrzymać metal o niskiej zawartości węgla i zanieczyszczeń, dobrze odgazowany i bez tlenków. Po roztopieniu zawartość węgla wynosiła 0,30 — 0,10% C. Okazało się pożądaną, aby nie była ona niższa niż 0,15% C. Świeżono rudą aż do 0,03% C, unikając przetlenia. Odtlenienie odbyło się 2 sposobami:

- żużlem odtleniającym z wapna i fluszcypatu do których dodawano żelazo - krzem 45% i koksu sproszkowanego; przy tym żużlu zachodzi obawa ponownego nawęglenia koksem,
- po doprowadzeniu węgla i manganu do pożądaných wartości, żużel dokładnie ściągano, dodawano dla odtlenienia żelazo - krzem 45% do metalu nie zawierającego żużla i po energicznym zmieszaniu metalu robiono nowy żużel, z nowym dodatkiem żelazo - krzem dla otrzymania białego żużla.

Czas działania białego żużla wynosił 9 — 35 min. Dla dopełnienia odtlenienia dodawano do pieca pewną ilość glinu. Żelazo - krzem 90% dodawany był częściowo (30 — 50%) do pieca na 10 — 20 min. przed spustem, a reszta do kadzi. Przed rozlewaniem trzymano metal 10 min. w kadzi, dla odstania się. Przy wytopach, zawierających jako domieszkę glin, ten ostatni dodawano do kadzi.

Walcowanie platyn. Wlewki sadzono do pieca wieczorem i grzano stopniowo przez noc, w atmosferze redukującej do 1280 — 1320° (pomiar Pyropto, bez poprawki). Walcowanie odbyło się na walcowni 550 o 2 klatkach. Zmianom podlegały: ciężar wlewków (100 — 600 kg), ilość nagrzań (1 — 2), grubość kęsów płaskich (50 — 150 mm) w wypadku 2 nagrzań i grubość platyn (6 — 17 mm). Kęsy płaskie nagrzewano podobnie jak wlewki. Początkowa temperatura walcowania wynosiła 1050 — 1200°, pod koniec walcowania kęsów płaskich 1000 — 1150°, a platyn 1100 — 850°. Każda platyna była analizowana na węgiel i badana mikrograficznie.

Walcowanie blach. Platyny i dalsze półprodukty grzano do 1050°. Czas nagrzewania wynosił 45 — 20 min. (dla ostatniego nagrzania). Przewalcowano blachy na walcowni blach cienkich 750 mm. Walcowano z 3 lub 4 nagrzewów.

Żarzenie końcowe odbywało się w zamkniętych skrzyniach, zawierających ok. 6 t blach. Badane blachy umieszczano w ilości ok. 2,5 t po środku, między blachami zwykłymi. Skrzynie grzano do 850° (temperatura mierzona zewnątrz skrzyni). Nagrzewanie trwało 13 godz., wytrzymaenie przy temperaturze 6 godz., studzenie do 600° 25 godz., po czym skrzynię wyciągano z pieca i studzono na powietrzu.

Wyniki badań

Badane topy dzielą się na 2 kategorie:

- topy, w których zawartość węgla jest niższa od ilości rozpuszczalnej; rozpuszczalność zależy od zawartości krzemu oraz glinu i rośnie ze wzrostem tych zawartości;
- wytopy o zawartości węgla większej niż ilość rozpuszczalna; wyniki średnie lepsze są dla kategorii a), lecz kategoria ta wymaga dużych zawartości krzemu i glinu (np. 4,25% Si i 1,58% Al), co czyni blachy kruchymi i powoduje duży odpad przy prostowaniu i cięciu.

Walcowanie platyn. Wydaje się, że w obu wypadkach a) i b) walcowanie z jednego nagrzewu daje lepsze wyniki, sprawa ta nie jest wszakże zupełnie jasna i wymaga jeszcze potwierdzenia. Optymalna grubość platyn zależna jest od rodzaju stali. Przy kategorii a) wynosi ona 12 — 15 mm. Dla grubości mniejszych lub większych zachodzi niewątpliwie pogorszenie stratności. Przy kategorii b) grubość platyn jest mniej ważna, wykazuje jednak małe polepszenie przy cienkich platynach (10 mm.). Wyniki mają duży rozrzut, w przeciwieństwie do kategorii a).

Zachodzi tu wpływ podwójny: im cieńsza platyna, tym odwęglenie jej jest przy nagrzewaniu większe, co działa korzystnie, lecz tym większy jest zgniot, co zdaje się działać niekorzystnie, choć wpływ ten trudny jest do wytłumaczenia z powodu następnych nagrzewów. Dlatego też przy kategorii a), dla której odwęglanie daje mniejsze polepszenie niż dla kategorii b) występuje punkt, w którym oba czynniki, o przeciwnym działaniu, dają wynik optymalny. Temperatura końca walcowania nie powinna zejść poniżej 900°, lub nieco mniej przy walcowaniu z jednego nagrzewu.

Walcowanie blach. Przewidziano co najmniej 3 nagrzewy; 4 nagrzew daje znaczne polepszenie (0,1 W/kg), nie jest wszakże niezbędny, o ile nie pragnie się zejść poniżej 1,2 W/kg. Temperatura końca walcowania nie powinna spaść poniżej 750°. Liczba przepustów w ostatnim nagrzewie powinna być jak najmniejsza, możliwie = 2. aby skończyć jak najgorzej i zmniejszyć zgniot po ostatnim nagrzewie.

Żarzenie. Pewne blachy mają po opisanym wyżej żarzeniu jeszcze wyraźne ślady zgniotu. Na innych blachach regularność ziarn nie jest zupełna i ziarna te są lekko wydłużone. Zachodziła więc możliwość, że stosowane żarzenie było nie zupełnie właściwe i że można poprawić strukturę przez lekkie podniesienie temperatury żarzenia. Dla wyjaśnienia tej kwestii wyżarzono dodatkowo — w rurkach zalepionych — pewną ilość próbek Epsteina. Należało stosować poprawkę, ponieważ normalnie wycina się próbki po żarzeniu, co stwarza pewien zgniot. W celu określenia poprawki przeprowadzono badania wstępne, porównując wyniki próbek, wyciętych normalnie i tych samych próbek, odprężonych przy 700°. Stwierdzono poprawę wyników od 0 do 0,13 W/kg przy 10.000 gausów do 0,25 W/kg przy 14.000 gausów i do 0,40 W/kg przy 15.000 gausów. Dodatkowe żarzenie, wykonane przy 900° na próbkach z blach, już poprzednio żarzonych w skrzyniach przy 850°, dało wyniki następujące:

1) Paczka niezupełnie rekrystalizowana:

Stratność przy indukcji	Przed wyżarzeniem przy 900°	Po wyżarzeniu przy 900°
10,000 gausów	1,74 W/kg	1,35 W/kg
14,000 „	3,52 „	2,90 „
15,000 „	3,99 „	3,37 „

tj. polepszenie 0,39 — 0,58 — 0,62 W/kg, a po zastosowaniu poprawki z powodu usunięcia zgniotu, polepszenie netto 0,26 — 0,33 — 0,22 W/kg.

2) Paczki różne, b. dobre lub b. złe.

Drugie żarzenie miało wpływ b. różny na poszczególne paczki. Niektóre z nich nie zostały poprawione, inne zaś poprawiły się znacznie, należy więc przyjąć, że jedne były dostatecznie żarzone, a inne nie (przy wyżarzeniu, przeprowadzonym w sposób, poprzednio opisany). Zwraca uwagę fakt, że blachy o tej samej zawartości węgla mają różne własności magnetyczne. Można zauważyć, że odwęglenie jest słabe podczas walcowania platyn, a nawet przy początku walcowania blach i powiększa się dopiero w ostatnich fazach walcowania. Z tego powodu wpływ stanu węgla, rozpuszczonego lub wydzielonego, jest znacznie mniejszy przy końcu walcowania. Może to tłumaczyć ważność początku walcowania, podczas którego stan węgla ma duży wpływ na przebieg rekrystalizacji. Spadek zawartości węgla poniżej zawartości, która jest praktycznie rozpuszczalna w żelazie α , działa różnie na strukturę i własności magnetyczne, w zależności od chwili, w której spadek ten nastąpił podczas walcowania. Jeżeli węgiel wydzielony istnieje aż do ostatnich przejść, hamuje on rekrystalizację aż do końca i wskutek tego wpływa na wynik końcowy. Zgniot jest niekorzystny we wszystkich fazach przerobu, lecz szczególnie podczas ostatnich przepustów.

Pewne, podane wyżej, wyniki są znane i ogólnie przyjęte, inne wymagają potwierdzenia, lecz warto je poddać jeszcze dyskusji. W każdym razie najmniejsza stratność blach związana jest z największą czystością strukturalną, tj. z brakiem odkształcenia siatki krystalicznej z jakichkolwiek bądź powodów. Czystość chemiczna jest pierwszym warunkiem. Cementyt, perlit, azotki i inne wtrącenia są poważnymi powodami stratności. Poza tym niekorzystnie wpływają naprężenia wewnętrzne. Badania techniczne winny zmierzać ku znalezieniu związku między przeróbką przemysłową a czystością siatki.

St. Block

RÓŻNE

Zagadnienia metalurgiczne, związane z wytwarzaniem energii atomowej*)

Aby zorientować się w problemach metalurgicznych, związanych z otrzymywaniem energii atomowej, trzeba — choć po krótko — zaznajomić się ze sposobami jej otrzymywania, polegającymi na rozpadzie jądra atomowego. Rozpad ten następuje wskutek bombardowania atomu neutronami, odkrytymi przez Chad-

wicka w 1932 r. Pierwiastki, bombardowane neutronami, niekoniecznie muszą się rozpadać, przeciwnie — znaczna ich liczba, zwłaszcza o niskiej liczbie atomowej, nie rozpada się pod działaniem takich bombardowań lecz tworzy izotopy radioaktywne, których użyteczność w metalurgii staje się coraz większa. Niektóre pierwiastki, posiadające wysoką liczbę atomową, m. in. uran, rozpadają się pod bombardującym działaniem neutronów. Ponieważ trafienie jądra neutronem jest trudne, a do uruchomienia neutronu potrzeba również energii, energia, otrzymana z rozpadu, może nie pokryć wydatków energii, włożonej w uruchomienie neutronu. Izotop uranu, o ciężarze atomowym 235,

*) Journal of the Institute of Metals 1947, t. 73, część II, str. 667/680 i Metallurgia 1948, Nr 221, str. 231/237.

oznaczany w dalszym ciągu przez U235, posiada tę ciekawą właściwość, że znajdując się w zwartej masie (w stanie naturalnym występuje on w ilości za ledwie 0,7% w uranie), pod działaniem choćby jednego uderzenia neutronem rozpoczyna samoczynny rozpad zwany łańcuchową reakcją rozpadu. Jeżeli masa U235 jest znaczna, np. ok. 1 kg, rozpad ten odbywa się błyskawicznie i daje olbrzymią ilość energii, jak to dzieje się w bombie atomowej. Wydzielenie izotopu U235 z masy uranu jest b. trudne i na razie, jako ekonomiczny sposób otrzymywania energii, nie może wchodzić w rachubę. Wobec tego że rozrzedzenie U235 w masie uranu jest znaczne, prawdopodobieństwo trafienia — tworzącymi się przy rozpadzie jądra U235 — neutronami jądra sąsiedniego atomu tego izotopu jest małe i reakcja łańcuchowego rozpadu nie następuje. W chwili obecnej należy więc wybierać inne sposoby wykorzystania tego źródła energii. Sposobów tych jest kilka.

Aby doszło do skutecznego zderzenia neutronu z jądrem, trzeba nie tylko odpowiedniej gęstości rozłożenia atomów lecz również zdolności reagowania na owe zderzenia. Istnieje więc możliwość zwiększenia zdolności chwywania neutronu i skompensowania w ten sposób rozrzedzenia atomowego. Okazało się, że zmiana szybkości biegu neutronu z 80 miln. km/godz. na ok. 8000 km/godz. zwiększa zdolność chwywania neutronu przez U235, zmniejsza zaś zdolność chwywania neutronu przez U238 (izotop uranu, występujący w 99,3%). Zmniejszenie szybkości można osiągnąć przez dopuszczanie do zderzeń z takimi atomami, które mają małą zdolność chwywania. Pierwiastkami, nadającymi się do tego celu, są: deuteron (izotop wodoru o ciężarze atomowym 2), znakomity, posiada bowiem masę zbliżoną do masy neutronu i słabą zdolność wchwywania, jest jednak dziś za drogi. Stosuje się go w postaci ciężkiej wody, w jednym tylko aparacie, wybudowanym w Kanadzie, łącznymi siłami Anglii, Kanady i Stanów Zjednoczonych. Dalej nadaje się do tego celu również beryl lecz jest także nieekonomiczny (rzadko występuje). Nie najgorszy jest węgiel, który w postaci grafitu stosują Amerykanie od czasu wojny. Wybudowali oni stopy grafitowe, zmieszane z uranem w postaci prętów, rozmieszczonych w takiej odległości od siebie, by neutrony mogły przechodzić z jednego pręta — ze zmniejszoną szybkością — do drugiego. Wytworzone przy tym ciepło winno być odprowadzane przy pomocy odpowiedniego ośrodka (cieczy lub gazu) do dalszego użytku. Wydawało by się, że najłatwiej zastosować wodę, która by zamięniała się — przepływając między prętami — w parę i zużywana była do dalszej przerobki energetycznej np. w turbinach parowych. Metaliczny uran posiada wszakże właściwości, które utrudniają to zadanie. Uran topi się przy 1150°C i doznaje poniżej tej temperatury 2 przemian allotropowych, związanych ze stosunkowo wielką zmianą objętości. Jest on ponadto chemicznie czynny i łączy się gwałtownie z tlenem, azotem, wodorem poniżej 300°C i węglem. Również łatwo działa nań woda, a produkty rozpadu są silnie radioaktywne. Dla przykładu należy podać, że siłownia atomowa na 100 000 kW posiada moc radioaktywną, równą mocy 2000—3000 t radu. Z tych powodów uran w prętach stosu musi być otoczony szczelną osłoną, pochłaniającą wytwory rozpadu. Osłona ta musi ponadto być dobrym przewodnikiem ciepła, a więc metalem. W wypadku użycia wody jako śródka, odprowadzającego ciepło ze stosu, najlepszymi osłonami prętów zdawały by się być stale nierdzewne, stopy miedzi z niklem albo nawet miedź. Żadna wszakże z owych osłon nie nadaje się, gdyż stopy te

posiadają dużą zdolność chwywania neutronów. Do wyrobu osłon pozostają przeto 2 pierwiastki: beryl i aluminium. Beryl jest znakomity ze względu na małą zdolność chwywania neutronów i dużą odporność na korozję, niestety trudno z niego wyrabiać rury na osłony, gdyż jest nieciągliwy. Zostaje zatem aluminium, choć nie jest ono najlepszym materiałem osłon, albowiem pod działaniem gorącej wody tworzy na swej powierzchni warstwę tlenku, źle przewodzącą ciepło, a co gorzej, działanie gorącej wody wywołują w tych warunkach poważne nadżarcia. Utworzenie z aluminium absolutnie szczelnej osłony jest również zadaniem niełatwym. Aby nie hamować przepływu neutronów osłona winna być jak najcieńsza, a odległości między prętami jak najkrótsze. Woda w stosie nie może zamieniać się w parę, gdyż osłony aluminiowe nie wytrzymały by wytworzonego ciśnienia. Oczywiście ani uran ani grafit ani aluminium nie mogą zawierać zanieczyszczeń, zwłaszcza takich jak bor. Czystość, potrzebna do tego celu, jest niespotykana w innych gałęziach przemysłu. Dla osłony przed działaniem promieni, wytworzonych podczas rozpadu, całe urządzenie musi być osłonięte płytami stalowymi i przynajmniej 2-metrową warstwą betonu. Prowadzenie siłowni tego rodzaju odbywa się na odległość, przez zanurzanie czy wyjmowanie ze stosu prętów kadmu lub boru, które — pochłaniając neutrony — hamują rozpad jąder U 235. Aby zmniejszyć straty rozpraszania neutronów stopy te muszą posiadać znaczne wymiary (w przybliżeniu, dla siłowni atomowej z wodą, jako środkiem przenoszenia ciepła, podaje się wiele tysięcy ton). Trudno dziś odpowiedzieć na pytanie, czy siłownia tego typu pozwoli na praktyczne wykorzystanie wytworzonej energii.

Zamiast wody można wprowadzić gaz, który winien dobrze odprowadzać ciepło, nie być chemicznie czynnym i nie chwytać neutronów. Hel spełnia te warunki, z wyjątkiem nieco za małej pojemności cieplnej. Lepiej od niego przewodzi ciepło płynny bizmut. Nie chwyta on neutronów, o ile jest b. czysty.

Już w 1939 r. i 1940 r. spostrzeżono, że U238 przechodzi — po pochłonięciu neutronu — w niestały U 239, który po kilku przemianach tworzy nowy pierwiastek, o liczbie atomowej 94, nienotowany dotychczas w układzie periodycznym, nazwany plutonem. Posiada on podobne właściwości jak i U235, a więc pod działaniem uderzeń neutronów rozpada się, a jako pierwiastek, odmienny od uranu (nie jego izotop), daje się łatwiej od tego ostatniego oddzielić na drodze chemicznej (technicznie biorąc, jest to wszakże operacja dość trudna). Uran, wzbogacony plutonem, pozwolił by na znaczne zmniejszenie rozmiarów siłowni, jednakże utworzenie plutonu odbywa się kosztem U235, przez co traci się część energii rozpadu U235, którego ilość, zmniejszona w ten sposób (przez wydzielenie plutonu), nie będzie mogła prowadzić rozpadu łańcuchowego. W procesie tym powstają produkty, silnie pochłaniające neutrony i dlatego trudno dziś przewidzieć praktyczne możliwości otrzymywania energii na tej drodze. Amerykanie zastosowali wyrób plutonu do bomb atomowych, oczywiście bez uwzględnienia gospodarki energetycznej. Pozostały przy tym wyrobie nieczysty uran odkładano do magazynów.

Istnieje jeszcze sposób wydobycia energii atomowej przy pomocy jednego z sąsiadów uranu w układzie periodycznym, a mianowicie toru (Th), o ciężarze atomowym 232. Tor występuje w przyrodzie częściej niż uran, podobnie jak U238 nie podlega rozpadowi lecz pochłania neutrony, tworząc 2-stopniowe produkty radioaktywne, skutkiem czego Th232 przechodzi

dzi w U233 — izotop uranu, podobnie jak U235 zdolny do rozpadu. Jasne jest, że U233 — jako chemicznie różny od Th — daje się z jego masy wydzielić na drodze chemicznej. Z uwagi na to, że do przekształcenia toru potrzeba neutronów, powstaje i tu również zagadnienie gospodarki neutronami. Część ich, zużyta do przemiany toru, wypada z procesu przemiany U238. Pociągający przy tym jest fakt, że ilość neutronów, wyrzucana przy rozpadzie U233, jest większa niż ilość, potrzebna do jego utworzenia. Raz utworzony U233 w torze będzie się wciąż powiększał i wytwarzał przy swym rozpadzie energię już bez pomocy uranu, wzgl. może pomóc do tworzenia plutonu z nieczynnego uranu (uranu, posiadającego za mało U235). Na tej drodze można najprędzej oczekiwać praktycznego rozwiązania otrzymywania energii atomowej. Pomimo to jednak zagadnienie osłon stanowi wciąż jeszcze poważną trudność.

W ostatnich 2 latach nastąpiły wydarzenia, które rokują, że możliwość wyzwania energii atomowej nabierze charakteru przemysłowego: zagadnienie wytwarzania energii atomowej przeszło w Stanach Zjednoczonych do specjalnej organizacji cywilnej, która kieruje całokształtem prac w tej dziedzinie. Laboratoria w skali przemysłowej znajdują się m. in. w Oak Ridge (Tennessee), Los Alamos (New Mexico), Brookhaven i Argonne National Laboratory (Chicago). W br. powstała w Anglii druga fabryka energii atomowej oparta na użyciu stosów grafitowych. Obecnie siłownie miałyby duże rozmiary lecz w miarę zagęszczania składnika, zdolnego do rozpadu, można by rozmiary ich znacznie zredukować.

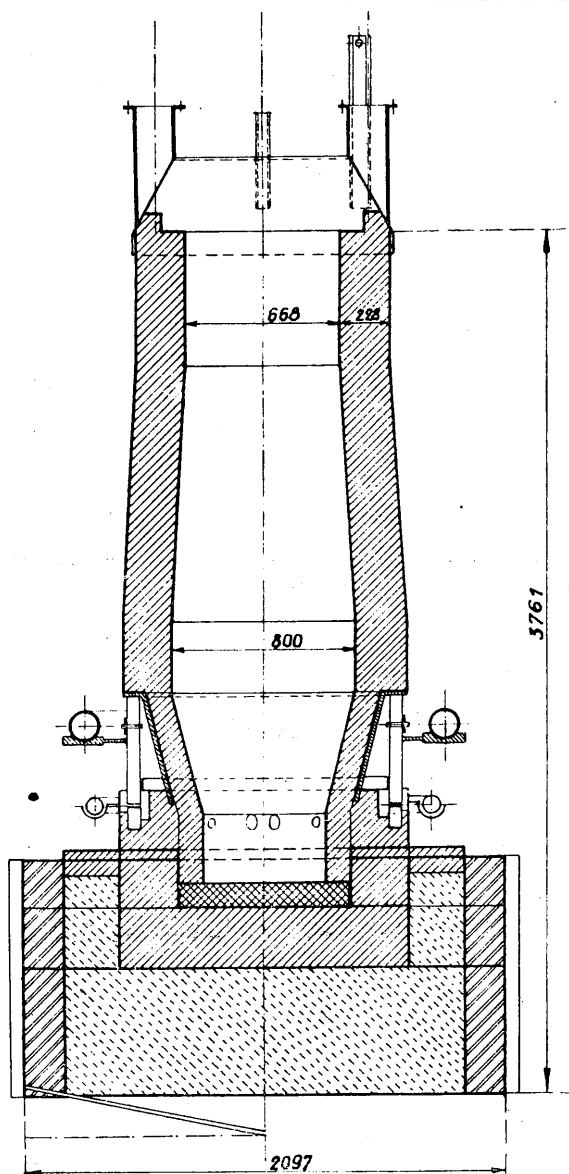
Przewiduje się, że w 1949 r. powstanie w Ameryce pierwsza siłownia atomowa, służąca nie — jak dotychczasowe — jedynie do wytwarzania izotopów radioaktywnych lecz do wyzyskania, na razie w celach próbnych, energii, a w ciągu najbliższych 5—10 lat projektuje się budowanie elektrowni o napędzie atomowym. Przypuszcza się już dziś w Ameryce, że elektrownie takie będą mogły rywalizować z elektrowniami, czerpiącymi energię z węgla, zwłaszcza ze złóż węglowych i miejscach, do których transport węgla jest kosztowny.

Energetycznie 1 kg U235 albo U233 lub plutonu równa się 2,5 mln. kg wysokokalorycznego węgla. Dla wytworzenia 50.000 mln. kWh rocznie, przy wydajności 27% (wydajność dobrej siłowni z turbinami parowymi), potrzeba by rocznie 7,5 t materiału, zdolnego do rozpadu, czyli ok. 1050 t zwykłego uranu. W celu zorientowania się w produkcji uranu należy podać, że w 1939 r. otrzymywano uran jako produkt uboczny przy wyrobie radu w ilości ok. 1000 t. Od tego czasu, a zwłaszcza w związku z użytkowaniem go do wytwarzania broni, produkcja jego z pewnością wzrosła. Jeżeli się uwzględni, że podana wyżej ilość kWh jest ilością, wytwarzaną w samej tylko Wielkiej Brytanii, trudno uważać jedynie uran za źródło energii w znaczeniu światowym. Rezerwy złóż uranu (największe w Kongo belgijskim i w Kanadzie) nie są określone. Nie należy jednak zapominać, że średnio w masach skałotwórczych znajduje się na świecie 0,000004 części uranu i 0,0000115 części toru, a więc znacznie więcej niż antymonu, rtęci lub złota. Uran nie tworzy wszakże skupisk opłacalnych, tak jak tor. W granitach i riolitach znajduje się uranu i toru 10 — 20 g na 1 t skały, z tego z reguły 1/4 zajmuje uran. Może i to źródło stanie się opłacalne.

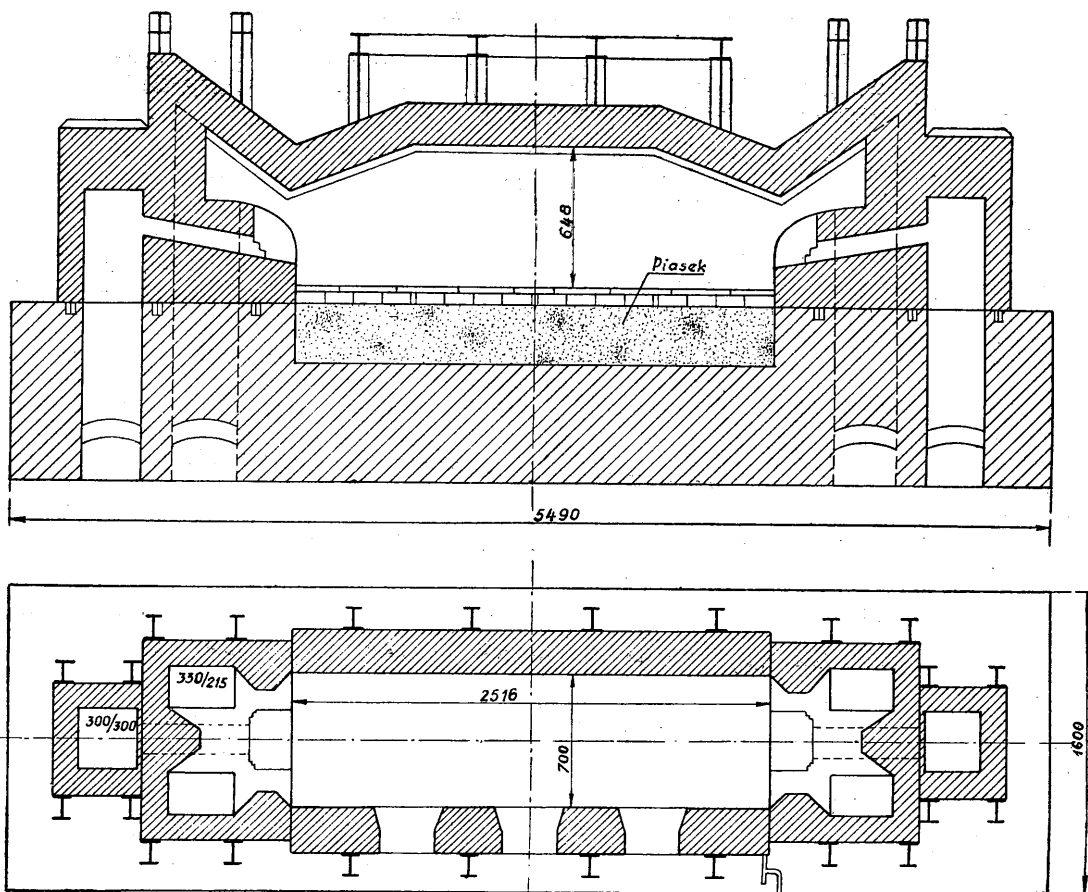
Prace badawcze w hutnictwie brytyjskim*)

Po zakończeniu ostatniej wojny światowej utworzono w 1945 r. w Anglii pod kierownictwem znanego specjalisty z dziedziny chemii fizycznej, dra Ch. Fr. Goodeve, „Brytyjskie Stowarzyszenie do Spraw Badawczych nad Żelazem i Stalą“ (British Iron and Steel Research Association, w skrócie BISRA).

BISRA liczy obecnie 200 pracowników naukowych i posiada na terenie Wielkiej Brytanii 6 stacji badawczych. M. in. stacje te rozporządzają doświadczalnym wielkim piecem i doświadczalnym piecem martenowskim. Prace badawcze mają na celu opracowanie zagadnień z dziedziny wiedzy czystej na ile ich praktycznych zastosowań. Oprócz własnych stacji badawczych prowadzi BISRA część swych badań również w uniwersytetach i w zakładach hutniczych. Spośród ważniejszych prac Stowarzyszenia można wymienić szczegółowe badania nad stroną pomiarową pieców martenowskich, nad opracowaniem monolitycznego



Rys. 1.
Doświadczalny wielki piec



Rys. 2.
Doświadczalny piec martenowski

wyłożenia dla konwertorów z bocznym dmuchem oraz nad wyjaśnieniem przyczyn i zapobieżeniem zimnokruchości w miękkich blachach grubych.

Doświadczalny wielki piec i doświadczalny piec martenowski znajdują się w zakładach hutniczych Shelton Iron and Steel Works w Stoke nad rzeką Trent, przy czym podnieść wypada, iż kierownictwo zakładów czynnie pomagało przy budowie obu jednostek piecowych.

Doświadczalny wielki piec (rys. 1) ma 4,23 m całkowitej wysokości, przy średnicy garu 66 cm; stoi on na specjalnej podstawie fundamentowej o wysokości 76 cm i produkuje stałe surówkę. Trzon pieca jest z bloków węglowych, ściany szybu i przestron z szamoty; dysze są stalowe i chłodzone wodą. Cały wielki piec jest naszpikowany aparatami pomiarowymi (termoelementy, otwory do pobierania prób, do pobierania analiz gazu, do mierzenia ciśnienia itd.) Jak dotąd prace badawcze nad tym piecem mają na celu przede wszystkim wyjaśnienie wpływu racjonalnego zasypu surowców na bieg wielkiego pieca. Jednocześnie bada się rozkład temperatur, ciśnienie i reakcje chemiczne na różnych wysokościach wielkiego pieca, redukcyjność rud krajowych i zagranicznych, wpływ przygotowania naboju na pracę pieca oraz wpływ wzbogacenia dmuchu w tlen.

Ze względu na trudności utrzymania w normalnym ruchu małego doświadczalnego pieca martenowskiego piec ten (rys. 2) ogrzewany jest przy pomocy zimnego gazu mieszanego (gaz wielkopieczowy i gaz

koksowy), o wartości opałowej, zbliżonej do wartości opałowej gorącego gazu czadnicowego po jego podgrzaniu w komorach regeneracyjnych. W ten sposób uzyskuje się wprawdzie w górnej części pieca temperaturę tylko ok. 1000°C, ale za to strona pomiarowa badań wykazuje wielką dokładność. Otrzymane wyniki należy oczywiście ekstrapolować, aby otrzymać dane, dające się zastosować do normalnych pieców martenowskich ze znacznie wyższym polem temperatur, a tym samym ze znacznie silniejszym promieniowaniem ciał stałych i gazowych w górnej części pieca. Trzon doświadczalnego pieca martenowskiego ma wymiary 2,51 m x 0,70 m, przy maksymalnej wysokości sklepienia 64 cm. Na trzonie, wykonanym z piasku, znajdują się 4 naczynia z przepływającą wodą chłodzącą do mierzenia przenoszonych ilości ciepła w poszczególnych miejscach trzonu. Wielka ilość aparatów pomiarowych mierzy ilości gazu, powietrza i spalin, pozwala określić pole temperatur w górnej części pieca i w kanałach, ustala pole ciśnień, pozwala obliczyć współczynniki przenoszenia ciepła itd. Dotychczas badania nad piecem martenowskim miały na celu ustalenie racjonalnych kształtów i wymiarów palników gazowych i powietrznych, optymalnej ilości gazu, optymalnego współczynnika nadmiaru powietrza tudzież optymalnego ciśnienia w piecu.

Badania te wykazują m. in., iż palnik gazowy może się składać z kilku wylotów, byle by ich ogólny przekrój był dostatecznie mały.

Z. Warczewski

Rototrol *)

Pomimo, że obecna produkcja stali bije wszelkie rekordy, popyt na nią jest większy niż podaż. W celu ulżenia sytuacji, producenci stali pilnie badają każdy możliwy środek, prowadzący do powiększenia jej wytwórczości. Jednym z nich jest „Rototrol” — mały generator prądu stałego, podobny w konstrukcji i działaniu do normalnej maszyny elektrycznej, z tą tylko różnicą w konstrukcji i uzwojeniu magnesów, że uzwojenie wzbudzące składa się z kilku — niezależnych od siebie — obwodów. Używany bywa zarówno w nowych instalacjach jak i w istniejących, zastępując stary system regulacji, przy czym główny napęd pozostaje bez zmian. Rototrol może być zastosowany do różnych napędów urządzeń hutniczych, jak zgniataczy, zimnych walcarek, wytrawialni i pieców łukowych. Zapewnia on równomierną i dokładną regulację oraz zmniejszenie kosztów ruchu. Opiszemy tu 2 zastosowania Rototrolu.

Rototrol na zgniataczu. W zgniataczu wlewek — o temperaturze białego żaru i ciężarze kilku ton — zgiatany jest na kęs, przechodząc tam i z powrotem między walcami. Po każdym przejściu rozstęp między walcami zmniejsza się i kierunek ruchu wlewka — w celu wykonania następnego przejścia — zostaje odwrócony. Czas każdego przejścia składa się z czasu właściwego walcowania i z czasu, potrzebnego do odpowiedniego ustawienia wlewka tudzież wykonania innych pomocniczych czynności pomiędzy następującymi po sobie przepustami. Zazwyczaj czynny czas walcowania wynosi jedynie 30 do 40% całkowitego czasu przejścia. Z tego wynika, że czas jałowy, niezbędny do wykonania czynności pomocniczych, jest b. znaczny. Aby czas ten skrócić, napędy pomocnicze mają regulowane napięcie przy pomocy urządzeń Rototrolu. Zastosowanie Rototrolu do napędu głównego skraca czas, konieczny do zmiany szybkości i kierunku obrotów silnika, wskutek czego zwiększa wydajność agregatu. Uderzenia prądu zostają zredukowane, dzięki czemu zmniejsza się iskrzenie komutatora oraz wibracje przekładników i styczników. Rezultatem jest zmniejszenie czasu jałowego i powiększenie czasu czynnego.

Na pewnym 44" zgniataczu przez modernizację elektrycznej regulacji głównego silnika napędowego produkcja podniosła się o 20%. Rototrol zastąpił dawny rewersyjno - stopniowy system i skrócił czas jałowy o tyle, że umożliwił przewalcowanie dodatkowo 300 t w ciągu 8 godz. Największy wlewek, przewalcowany na tym zgniataczu, miał wymiary 650x750x2100 mm i ważył 7,35 t. Po 23 przejściach został on przewalcowany na kęs o wymiarach 250x275x14000 mm, przy czym cała operacja trwała 2 min. i 15 sek. Średni czas przejścia wynosił zatem 6 sek.

Silnik walcowniczy posiada moc nominalną 5.800 KM, $n = 40-120$ obr./min., przy napięciu 600 V prądu stałego. Zasilany jest przez zespół motor-generator, składający się z 2 generatorów prądu stałego po 2500 kW każdy, które są napędzane przez silnik asyn-

chroniczny pierścieniowy. W celu zmniejszenia i złagodzenia szczytów po stronie prądu zmiennego, na wspólnym wale umieszczone jest ciężkie koło zamachowe. Oba generatory, których napięcie jest regulowane, połączone są w szereg z uzwojeniem silnika walcowniczego. W pierwotnym wykonaniu uzwojenie wzbudzące silnika i generatorów było zasilane z szyn prądu stałego o niezmiennym napięciu, przy czym prąd, płynący do wzbudzenia był bezpośrednio regulowany przy pomocy oporników i styczników. Ten typ regulacji nie daje elastyczności, koniecznej do najlepszej pracy zgniatacza i nie można go zastosować do szybkiej zmiany kierunku obrotów silnika. Również stałe czasu pól magnetycznych są wysokie i ograniczają częstotliwość zmian prądu i strumienia. Wynikiem tego był stosunkowo długi czas, niezbędny na rewersję silnika, a równocześnie napięcie generatora spadało przy obciążeniu. Aby poprawić te warunki zainstalowano system regulacji Rototrol, składający się z osobnych wzbudnic dla silnika i generatorów oraz 2 Rototrolu do regulacji pola wzbudnic. System ten daje szybką rewersję przez forsowną regulację pola, zarówno silnika jak i obu generatorów. Dzieje się to dzięki podwyższeniu o 300 do 400% normalnego napięcia i prądu, dla szybszej zmiany strumienia. Rototrol silnika działa jak regulator prądu. W tym układzie Rototrolu zastosowany jest ogranicznik prądu, który — działając na wzbudnicę silnika — ogranicza szczytową wartość prądu stałego w obwodzie generator - motor do dopuszczalnej, pozwalając jednak na zwiększenie średniej wartości prądu, co powoduje zwiększenie szybkości regulacji. Rototrol generatora działa jak regulator napięcia, który utrzymuje napięcie generatorów na wysokości, nastawionej dla każdego cyklu walcowania, niezależnie od obciążenia walców i szybkości obrotów zespołu motor-generator.

Regulacja przy pomocy Rototrolu zmniejszyła szczyty odzyskiwanego prądu stałego podczas zwalniania biegu silnika z 6000 na 4000 A, a szczyty prądu w czasie przyspieszania biegu z 10.000 na 6.500 A. To zmniejszenie szczytów prądu w łączności z lepszą koordynacją napięcia generatora i natężenia strumienia magnetycznego biegunów silnika w całym zakresie używanych szybkości, zredukowało straty na J^2R w maszynach prądu stałego. Szybsza i wydawniejsza praca utrzymuje większe obroty koła zamachowego zespołu motor - generator. Dzięki tej większej ilości obrotów ulegają zmniejszeniu straty w regulatorze poślizgu, uprzednio używane na remonty. Czynniki te (równiejsza i szybsza regulacja) dały jako skutek zwiększoną wydajność ze 162 t na 200 t na 1 godz.

Rototrol w wytrawialni. Stal, walcowana na gorąco, musi być wytrawiona przed walcowaniem na zimno, w celu usunięcia zendry, gdyż w przeciwnym razie zendra będzie wwalcowana do metalu, pozostawiając małe zagłębienia w gotowej blasze. Wytrawianie odbywa się dzięki przepuszczaniu taśmy walcowanej na gorąco przez szereg zbiorników z roztworem kwasu. Komplet wytrawialni ciągłych, o długości do 250 m, składa się z 3 sekcji: wstępnej, w której zainstalowane są rozwijarki, kompensatory i aparaty do spawania, zbiorników do trawienia oraz wyjściowej, ze zwijarkami i nożycami do obcinania. Zwo-

*) Westinghouse Engineer 1948, Nr 73.

je z walcowni gorącej są stosunkowo małe, gdyż ogranicza je ciężar kęsa, z uwagi zaś na to, że przeciąganie pojedynczych taśm przez szereg zbiorników i rolek prowadzących wymaga dłuższego czasu, pracuje się na wytrawialniach tych w sposób ciągły, przypawając do końca taśmy trawionej początek taśmy następnej. Nowoczesne zimne walcownie pracują z dużymi szybkościami, dochodzącymi do 27 m/sek. (100 km/h). Z tego też powodu taśmy wytrawione zwiąją się w zwoje większe niż gorąco walcowane. Podstawową czynnością do uzyskania taśmy ciągłej jest spawanie pojedynczych taśm. Czas, potrzebny do wykonania 1 spawu, wynosi 30 sek. Spawanie odbywa się przy zatrzymaniu sekcji wstępnej. Ponieważ w tym czasie taśma nie może leżeć nieruchomo w kadzi z kwasem, gdyż została by zbyt silnie wytrawiona, konieczne jest posiadanie zapasowej pętli, która „magazynuje” w sobie — w czasie ciągłego ruchu — pewną długość taśmy w kształcie olbrzymiego „U” i „zasila” każdą w czasie spawania. Po skończonym spawaniu sekcja wstępna automatycznie włącza się na pełną szybkość, aby znów dostarczyć potrzebnej długości taśmy do wyrównania pętli. W celu zautomatyzowania wszystkich tych czynności, przy zachowaniu stałej szybkości wytrawiania, zastosowano Rototrol.

Jeden z takich zespołów do wytrawiania, stosujący regulację Rototrol, posiada wejściową szybkość 7 m/sek., szybkość zaś wytrawiania 3 m/sek., przy czym różnica szybkości zużywa się na formowanie pętli. Są to szybkości niemal podwójne w porównaniu z tymi, jakie posiadały dotychczasowe zespoły do wytrawiania, co komplikuje problem regulacji. Jeżeli przy szybkości wytrawiania 3 m/sek. czas, potrzebny do całej czynności spawania (łącznie z zatrzymaniem i ponownym puszczeniem w ruch silników sekcji wstępnej), wynosi 50 sek., długość taśmy do zmagazynowania wyniesie 150 m. Taka długość nie jest pożądana i może być zmniejszona przez ograniczenie czasu, niezbędnego do zatrzymania i puszczenia w ruch 3 silników sekcji wstępnej. Moc tych silników wynosi od 60 do 350 KM, które można zatrzymać w 3,5 sek. a puścić w ruch w 4,5 sek. Normalny czas, konieczny do takiej czynności, wynosi odpowiednio 7 i 9 sek. W rezultacie długość, potrzebna dla pętli magazynującej, zredukowana jest o 18 m. Szybkie zatrzymywanie i uruchamianie są zwłaszcza wtedy pożądane, gdy spawanie trwa dłużej i pętla znajduje się na wyczerpaniu.

Dalsza zaleta Rototrolu występuje w czasie przewijania na wyjściowym końcu. Gdy zwój osiąga swą przepisaną długość, szybkość spada z 3 na 0,75 m/sek. i wówczas nożyce przecinają taśmę. Silnik związający zostaje zatrzymany, zwój zdjęty, a następnie silnik znów puszczone w ruch. W czasie tego okresu taśma stalowa była bardziej niż należało poddawana działaniu kwasu. Czas ten został skrócony o 50% dzięki szybkiemu zwalnianiu i przyspieszaniu biegu na końcu wyjściowym.

T. Kuratow

Hutnictwo żelaza w Wielkiej Brytanii

Londyński „The Economist” z dnia 28. VIII. br., „Monthly Statistical Bulletin” z br. Nr 6, 7 i 8 oraz

„Bulletin de la Chambre Syndicale de la Sidérurgie Française” z br. Nr 11 i 23 podają szereg informacji, dotyczących hutnictwa żelaza w Wielkiej Brytanii.

Na skutek ostatnich podwyżek cen węgla i podwyżek frachtów morskich na importowane rudy surówka martenowska, która jeszcze we wrześniu 1947 r. kosztowała w Anglii 157,5 szylingów/t, skoczyła w niecały rok później, gdyż już w sierpniu br., na 191 szylingów/t, a więc przeszło o 21%. Należy zaznaczyć, że koszty frachtów, zaliczane hutom za rudy zagraniczne, są w poważnym stopniu zniekształcone przez zawartą w nich subwencję. Jakkolwiek bowiem w stosunku do okresu przedwojennego, przyjętego za 100, obecny wskaźnik kosztów frachtów wynosi w Anglii 340, de facto huty płacą za rudy tylko 200% przedwojennej stawki, a więc o 14 szylingów/t mniej niż stawka ta faktycznie wynosi. Powyższa subwencja rządowa obowiązuje od sierpnia br., przedtem była jeszcze większa.

Z uwagi na politykę cen i płac rządu Wielkiej Brytanii hutnictwo żelaza przejęło tam na siebie część ogólnej podwyżki kosztów własnych, podnosząc cenę swych wytworów w znacznie słabszym stopniu. Tak np. w tym samym okresie czasu wrzesień 1947 r. — sierpień 1948 r. cena zasadnicza kęsów i rygli wzrosła o 10% (z 253,5 szylingów/t na 278 szylingów/t), cena szyn o 7% (z 307 szylingów/t na 328 szylingów/t), cena blach grubych o 7% (z 356 szylingów/t na 380 szylingów/t), cena blach cienkich o 5% (z 490 szylingów/t na 513 szylingów/t). Warto tu nadmienić, iż od 1946 r. specjalny Urząd Żelaza i Stali (Iron and Steel Board) kontroluje i ustala z ramienia rządu ceny wyrobów hutniczych dla wszystkich hut. W tym celu urząd ten otrzymuje bieżąco od wszystkich zakładów hutniczych zestawienie kosztów własnych oraz osiągniętych utargów i raz na rok rachunek zysków tudzież strat. Trzeba również zauważyć, że brytyjskie koncerny hutnicze mają pewne umowy, których celem jest wyrównanie kosztów własnych. Tak więc, z uwagi na wielki wzrost cen surówki martenowskiej w porównaniu z cenami złomu, utworzono wspólną pulę wyrównawczą, do której płacą huty, używające więcej złomu i z której otrzymują bonifikatę huty, używające więcej surówki. Tak samo huty, używające importowane półwytwory hutnicze, dostają od rządu poważną bonifikatę, ze względu na to, iż muszą sprzedawać później gotowe wytwory po niższych brytyjskich cenach krajowych.

Mimo ostatniej podwyżki cen wskaźnik cen gotowych wyrobów hutniczych w Wielkiej Brytanii wynosi obecnie 170 w stosunku do cen 1938 r., przyjętych za 100; dla ilustracji należy wspomnieć, że ten sam wskaźnik dla węgla wynosi teraz 240. Nic dziwnego, że na rynku światowym Wielka Brytania jest dziś obok Australii najtańszymi wytwórcą wyrobów hutniczych. Hutnictwo brytyjskie nie może jednak wykrzystać tej koniunktury, ponieważ w związku z większym zapotrzebowaniem rynku krajowego oraz koniecznym eksportem Wielka Brytania jest poważnym importerem stali. Tak więc, mimo iż wytwórczość miesięczna stali surowej przekracza obecnie 1,2 miln./t na miesiąc, Brytyjskie Ministerstwo Skarbu zmuszone

było zatwierdzić zakup pierwszej partii 100 000 t półwytworów stalowych z Belgii i Luksemburga na poczet ogólnej kwoty importowej, przyznanej tym 2 krajom w wysokości 500 000 t. Specyfikacja dostaw belgijsko - luksemburskich, które mają nastąpić w IV kwartale 1948 r., obejmuje przede wszystkim półwytwory (rygle, platyny i walcówkę), aby w ten sposób zaoszczędzić dewiz. Trudności przy powyższej transakcji sprawia kwestia zapłaty, albowiem Belgia nie chce przekroczyć kwoty 27 miln. £ swych wierzitelności szterlingowych, o ile nadwyżka nie będzie wymiennalna na dolary lub też płatna w zlocie.

Uwzględniając trudności finansowe Wielkiej Brytanii, Belgia dała b. korzystne ceny na swe półwytwory i zrezygnowała z dotychczasowego zwyczaju łączenia z eksportem wytworów hutniczych dodatkowego eksportu przedmiotów zbytku.

Już w ub. r. wytwórczość Wielkiej Brytanii w dziedzinie hutnictwa osiągnęła poziom 1939 r. W 1947 r. huty brytyjskie wytworzyły ogółem 12,92 miln. t stali surowej, z czego ok. 87% w piecach martenowskich, ok. 7% w konwertorach zasadowych i kwaśnych, pozostałe zaś 6% w piecach elektrycznych. We wsadzie pieców martenowskich stosowano średnio 42% surówki. Surówka ta stanowiła tylko 67% ogólnej wytwórczości surówki Wielkiej Brytanii w 1947 r., która osiągnęła 7,9 miln. t. Dla otrzymania tej ilości surówki wielkie piece brytyjskie zużyły 8,7 miln. t koksu oraz 23,9 miln. t rudy, w czym 59% rud krajowych. Ilość aglomeratorów we wsadzie wynosiła 2,2 miln. t. W wyniku tej pracy wielkich pieców i stalowni Wielka Brytania wytworzyła w ub. r. 9,9 miln. t gotowych wyrobów walcowanych, w czym blachy wszelkiego rodzaju stanowiły 37%. Trzeba zaznaczyć, że głównym hamulcem dla dalszego wzrostu wytwórczości hut brytyjskich jest brak surowców; jeżeli bowiem nastąpiła pewna poprawa w dziedzinie koksu, niepokojąco spadają zapasy surówki martenowskiej i złomu stalowniczego.

Dla ilustracji można przytoczyć, iż spadek tych zapasów wyniósł w ostatnich 18 miesiącach przeszło 680 000 t. Powyższą wytwórczość osiągnięto w 1947 r.

w Wielkiej Brytanii, zatrudniając 166 900 pracowników fizycznych w wydziałach ściśle produkcyjnych; poza tym przeciągalnie, druciarnie i kopalnie rudy zatrudniały dalszych 21 500 pracowników fizycznych. Jednocześnie w wydziałach pomocniczych pracowało 90 800 pracowników fizycznych, tj. prawie 50% ilości pracowników, zatrudnionych w wydziałach produkcyjnych. Ilość pracowników umysłowych wynosiła 25 300, a więc ok. 9% ilości pracowników fizycznych.

Trzeba tu wspomnieć o tak ważnym dla rządu brytyjskiego problemie wydajności jednostkowej na robotniko - dniówkę. Ogólnie wzięwszy w dziedzinie tej sytuacja Wielkiej Brytanii uległa pogorszeniu: przy małym wzroście wytwórczości i usług w br. w stosunku do 1938 r. ilość zatrudnionych wzrosła w tym samym okresie czasu o 1,8 miln. Przeszarżałe urzędnicy, zwiększona ilość świąt, zmniejszona ilość godzin pracy tłumaczą częściowo powyższe zjawisko. Otóż warto podkreślić, że brytyjski przemysł hutniczy jest w dziedzinie wydajności jednostkowej pracy jednym z niewielu wyjątków; jeżeli bowiem uwzględnić przesunięcia w wytwórczości hut w kierunku wymagających dłuższego cyklu produkcyjnego droższych materiałów, można obliczyć, iż co do wartości jednostkowej wytwarzanych produktów średni wskaźnik wydajności robotników, zatrudnionych w wydziałach produkcyjnych, wzrósł ze 100 w 1938 r. na 134 w II kwartale 1948 r. W odniesieniu do wszystkich zatrudnionych robotników ten średni wskaźnik jednostkowej wydajności wzrósł w tym samym okresie czasu ze 100 na 128. Równocześnie wzrosły poważnie zarobki pracowników fizycznych; o ile przyjąć 1938 r. za 100, to w połowie 1948 r. stanowiły one 208 (w wartościach bezwzględnych średnio 143,2 szylingów na tydzień).

Dane te wypadają uzupełnić charakterystyką techniczną hut brytyjskich pod koniec ub. r. Ogólna ilość rozporządzalnych jednostek piecowych wynosiła:

150 wielkich pieców (z czego tylko 94 w ruchu), 447 pieców martenowskich, 27 konwertorów i 185 pieców elektrycznych. Interesujący jest przegląd wielkości wielkich pieców:

Srednica garu w m	< 3,05	3,05—3,65	3,66—4,26	4,27—4,87	4,88—5,48	> 5,49
Ilość pieców	12	31	36	34	16	21

dowodzący wymownie, iż większość wielkich pieców stanowią małe jednostki.

Pouczające jest również zestawienie wielkości pieców martenowskich:

Pojemność pieca w tonach	< 40	41—51	52—61	62—81	82—102	103—151	152—203	> 204
Ilość pieców	83	74	95	90	56	19	9	21

Jak widać z powyższego przeglądu, stalownie angielskie są bardziej zmodernizowane niż wydziały wielkopiecowe.

Z. Warzewski

Z wydawnictw

Tadeusz Miłobędzki. Szkoła analizy jakościowej. Wydanie V poprawione i gruntownie przerobione. Kraków 1948. Wydawnictwo: Wiedza — Zawód — Kultura. Tadeusz Zapiór i Ska. Str. 402 + XII. — Sam fakt ukazania się nakładu „Szkoły analizy jakościowej“ mówi za siebie: 5 wydań książki fachowej — to przecież nie częste zjawisko na naszym rynku księgarskim. Prof. Miłobędzki omawia w I części swego podręcznika podstawowe pojęcia: substancji chemicznej, rozpuszczalnika, roztworu, krystalizacji, wartościowości, stężenia jonów wodorowych, indykatorów, zobojętniania, hydrolizy, iloczynu rozpuszczalności, utleniania i redukcji. Część II zawiera opis metod systematycznego wykrywania i rozdzielania 22 pospolitych metalicznych pierwiastków chemicznych (kationów) na drodze suchej i mokrej. Część III obejmuje metody wykrywania anionów 2 zasadniczymi sposobami: sposobem Bunsena, który dzieli aniony na 7 grup analitycznych oraz sposobem prof. Miłobędzkiego, polegającym na ujęciu pospolitych anionów w 4 grupy analityczne. Część IV podaje szczegółową identyfikację prostych i złożonych substancji chemicznych w jasno zestawionych tabelach, opracowanych przez śp. Zygmunta Szellera. Część V przynosi opisy i sposoby wykrywania rzadkich pierwiastków tudzież sposoby rozpoznawania kationów na drodze mikrochemicznej i widmowej.

W tekście znajdują się 4 tablice liczbowe: tabl. I podaje całkowity układ periodyczny pierwiastków z zaokrąglonymi wartościami ciężarów atomowych, tabl. II zawiera skrót analitycznej systematyki kationów, tabl. III — anionów, a tabl. IV — zestawienie kationów i anionów z danymi co do rozpuszczalności odpowiednich soli.

Przystępny podręcznik „Szkoły analizy jakościowej“ może stanowić nieocenioną pomoc dla wszystkich tych, którzy w praktyce swej stykają się z zagadnieniami analitycznymi, tj. dla chemików, lekarzy, przyrodników, farmaceutów, higienistów itd. Książka prof. Miłobędzkiego powinna znaleźć się we wszystkich laboratoriach zarówno szkół wyższych jak i zawodowych oraz w laboratoriach zakładów przemysłowych.

Na szczególne wyróżnienie zasługuje dobry styl, tak rzadko — niestety — spotykany w naszych książkach technicznych i poprawna — na ogół — korekta trudnego tekstu.

M. Śmiałowski

Inż. A. Kotka. Nawrotny układ Leonarda-Ilgnera. Biblioteka Hutnika. Przetłumaczył z rosyjskiego inż. Mikulski. Katowice 1947. Nakładem Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego. Str. 43 z tablicą pt. „Schemat komutacji nawrotowego zespołu Leonarda-Ilgnera“ i 7 rysunkami w tekście. — Książeczka zawiera krótki opis urządzeń elektrycznych napędu walcowni nawrotnych i ich działania. Tłumaczenie ma wiele usterek. Tłumacz stosuje — niestety — nieraz mylne określenia i nazwy, a układ zdań wskazuje, że tłumaczenie jest często dosłowne. Błędy rzeczowe, stylistyczne i językowe można znaleźć prawie na każdej stronie książki. Np.: „Przy pomocy głównego przełącznika i przełączeń można zmieniać ogólną pracę walców wstępnych i wykańczających“ (str. 9). „Uzwojenie przekąźnika zasilane jest prądem stałym z niezależnego źródła i załącza się przez zamknięcie specjalnego kontaktu przy odłączeniu od sieci olejo-

wego wyłącznika silnika asynchronicznego zespołu Ilgnera“ (str. 21). „Mogą być załączone tylko przy zegarowym położeniu dźwigni sterowniczej“ (str. 29). „Wciągająca cewka „M“ załączona na napięcie wirnika wyrównawczej prądnicy, które jest proporcjonalne do prądu wirnika nawrotnego silnika“ (str. 31). „Zużycie energii elektrycznej przez walcowane nawrotne“ (str. 37). „Zużycia energii liczonej na głównej mufie między walcarką a silnikiem“ (str. 39) itd. Poza tym w tekście znajduje się długi szereg błędów, które wskazują na to, że korektę przeprowadzała (b. zresztą powierzchownie) osoba, nie rozumiejąca odnośnych wyrazów, np. „uzbrojeniem“ zamiast „uzwojeniem“ (str. 7), „możny“ zamiast „nożny“ (str. 28), „samomowność“ zamiast „samohamowność“ (str. 29), „zabezpieczenie od przeciążenia“ zamiast „przed przeciążeniem“ (str. 30), „Kw i sW“ zamiast „kW“ (str. 35), „w kolibach“ i „w kolibrach“ zamiast „w kalibrach“ i „w wykrojach“ (str. 37) itd.

Wszystkie te usterki powodują, że niektóre ustępy mogą być dla czytelnika o mniejszym przygotowaniu całkiem niezrozumiałe, a przeciwieństwo dla takich właśnie czytelników przeznaczone są książki „Biblioteki Hutnika“.

Publikacje „Biblioteki Hutnika“, których zadaniem jest popularyzacja wiedzy technicznej, powinny odznaczać się jasnością i ścisłością wykładu. Dlatego też było by celowe, aby przed oddaniem książki do druku treść jej była przez redakcję „Biblioteki Hutnika“ przejrzana i starannie poprawiona, gdyż tylko w ten sposób szereg niedociągnięć lub niejasnych sformułowań, niemal nieuniknionych zresztą przy jednoosobowej redakcji tekstu, będzie mógł być usunięty.

Poza tym jeszcze jedna uwaga, która nasunęła mi się przy czytaniu tego tomiku. Czy nie było by celowe zamieszczanie na końcu tego rodzaju wydawnictw wykazu ważniejszych i nowych terminów, czy też określeń, użytych w tekście. Wykaz ten, uzupełniony krótkimi objaśnieniami, ułatwił by niewątpliwie zrozumienie pewnych zagadnień tym czytelnikom, którym z jakichkolwiek bądź powodów brak bardziej szczegółowych wiadomości z danego działu techniki.

A. Stupnicki

Revue de l'Aluminium. Rocznik XXV (1948). Nr 144 (maj). **J. Orsag.** Analiza spektrograficzna w metalurgii. — Aluminium na XXII Targach Brukselskich. — Zdobyte nauki niemieckiej w latach 1939—1946. — Raporty anglosaskie o przemyśle niemieckim i japońskim. — Nr 145 (czerwiec). **Ch. Roinet.** Przegląd odlewni francuskich lekkich stopów. — Nr 146 (lipiec — sierpień). **F. Even, J. P. Flamand, R. Guillemot, P. Penel, J. Piget, J. Prieux P. Prévot.** Aluminium na XXXVII Targach Paryskich. — Nr 147 (wrzesień). **A. Dumas.** Zagadnienia, stawiane przez ewolucję przemysłu aluminiowego. — **J. Valeur.** Wagon towarowy z lekkich stopów.

O. Nielubowiczawa

Przegląd Górniczy. Tom IV (1948). Nr 9 (wrzesień). Zeszyt ten przynosi streszczenia i uzupełnienia odczytów, wygłoszonych w lipcu, sierpniu i wrześniu br. w Instytucie Naukowo-Badawczym Przemysłu Węglowego w Katowicach, tudzież obszerny przegląd referatów z Międzynarodowej Konferencji

Kierowników Przemysłu Węglowego w Harrogate. Ponadto znajdujemy w nim interesującą notatkę **J. J. — M.** o gazyfikacji torfu (napisaną na podstawie pracy **N. N. Bogdanowa**, zamieszczonej w czasopiśmie „Torfianaja Promyszlennost“ z 1947 r., Nr 2, str. 37).

Węgiel. Rok II (1948). Nr 9 (wrzesień). Numer poświęcony Ziemiom Odzyskanym. — **Wstęp.** — **Inż. E. Fryczkowski.** Granica na Odrze i Nysie podstawą dobrobytu Polski i trwałego pokoju. — **Inż. J. Przedpelski.** Węgiel brunatny w polskiej gospodarce narodowej. — **Inż. A. Szpilewicz.** Ziemia Odzyskana podstawą rozwoju polskiego przemysłu koksowniczego. — **T. Adámiecki.** Rola Odry w przewozach węgla. — **B. Wysocki.** Zużycie węgla na Ziemiach Odzyskanych. — **Mgr Wł. Szczypa.** Zatrudnienie w przemyśle węglowym na Ziemiach Odzyskanych. — **Przegląd zagraniczny.** — **Statystyka.**

Nafta. Rok IV (1948). Nr 9 (wrzesień). **Inż. J. Wojnar.** Rozwój światowej produkcji ropy. — **Inż. Fr. Zamoyski.** Z przeszłości ropy. Wspomnienia starego nacierza (1900 — 1914). — **Przegląd zagraniczny.**

Wiadomości Hutnicze. Rok IV (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Js.** Współzawodnictwo i wynalazczość w hutnictwie. — **H. Zajosz.** Badanie przyczyn pęknięcia zgrzewanego ogniwa łańcuchowego. — **J. Glatman.** Proces wytapiania stali z punktu widzenia chemii fizycznej. — **Inż. K. Radzwicki.** Podwyższenie wytrzymałości i wydajności pieców martenowskich przy jednoczesnym podniesieniu gatunku stali. — **W. Stępczyk.** Naukowa organizacja pracy. — **Czechosłowacki przemysł hutniczy.** — **10-lecie huty „Stalowa Wola“.** — **Inż. St. Rurański.** Kącik językowy. — **Mgr R. Kulczycki.** „Wczasy codzienne“ w hutnictwie.

Wiadomości Chemiczne. Rok II (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. B. Modrzejewski.** Anderaua teoria elektronowej koordynacji. — **Kronika naukowa** (m. in. notatka o nagrodach Nobla z fizyki i chemii za 1947 r.). — Nr 2 (lut). **Doc. dr B. Skarżyński.** Witaminy D. — **Najciekawsze artykuły prasy zagranicznej** (m. in. o penicylinie i gramicydynie). — **Kronika naukowa** (m. in. notatki o zgonie prof. Konstantego Zakrzewskiego, o jubileuszu odkrycia elektronu, o produkcji mezonów i kruszeniu atomów, o obecnym stanie teorii fizycznych). — **Chemia na politechnice a na uniwersytecie.** — Nr 3 (marzec). **Dr Maria Trenkner.** Witamina E. — **O. Wołczek.** Nowoczesne przyspieszacze rezonansowe cząstek naładowanych. — **Prof. dr J. Suszko.** W sprawie programu studiów chemicznych na Wydziałach Matematyczno-Przyrodniczych. — **Kronika naukowa** (m. in. notatki o zgonie prof. Filipa Lenarda, o wynikach doświadczeń z nowymi przyspieszaczami i mikroskopie protonowym). — Nr 4 (kwiecień). Stulecie śmierci Jakuba Berzeliusa (1779—1848 r.). **Dr W. Solodkowska.** Życiorys. **Dr M. Łażniewski.** Berzelius na tle epki. — **Dr Br. Filipowicz.** Witamina F. — **Najciekawsze artykuły prasy zagranicznej** (o streptomycynie). — **Kronika naukowa** (m. in. notatka o akceleratorze liniowym — nowym przyspieszaczem). — Nr 5 (maj). **Prof. dr A. Krause.** Rozwój współczesnych teorii utleniania i redukcji. — **Inż. J. Kroh.** O luminescencji. — **H. Buchowski.** O pierwiastkach „brakujących“ w układzie okresowym. — **Doc. dr B. Skarżyński.** Witaminy B. — Nr 6 (czerwiec). Patrz „Hutnik“ z 1948 r., Nr 7—8, str. 365. — Nr 7—8 (lipiec — sierpień). 50-lecie odkrycia polonu i radu. **Prof. dr M. Grotowski.** Stan fizyki przed odkryciem polonu i radu. **Prof. dr A. Do-**

rabialska. Pięćdziesiąt lat rozwoju nauki o promieniotwórczości. **Prof. dr J. Rutkowski.** Znaczenie radu w medycynie. — **Prof. dr W. Jakób.** O związkach sprzężonych. — **Mgr H. Basińska.** Oznaczanie wieku minerałów uranu na podstawie pomiaru zawartości ksenonu.

„Wiadomości Chemiczne“ — miesięcznik, wydawany przez Komitet Studenckich Kół Chemicznych w Polsce — przedstawiają typ czasopisma referatowego ogólnego, zamieszczającego na swych łamach artykuły, omawiające całokształt pewnych zagadnień z dziedziny chemii, fizyki i nauk pokrewnych, w oparciu się o prace źródłowe. Artykuły te — jakkolwiek pisane w sposób przystępny — stoją na wysokim poziomie naukowym i przeznaczone są przede wszystkim dla studentów chemii w naszych uniwersytetach oraz politechnikach, mogą wszakże być czytane z wielką korzyścią również i przez szersze koła — interesującego się życiem umysłowym — społeczeństwa polskiego.

Czasopismo, o którym mowa, jest przedmiotem starannej troski i prawdziwie pieczołowitej dbałości ze strony nader żywo i umiejętnie redagującego je komitetu (w skład tego ostatniego wchodzi wybitne siły chemicznego świata Polski). Osiem ostatnich zeszytów „Wiadomości Chemicznych“ — to pokaz prawdziwej kultury myśli i słowa.

Biuletyn Centralnego Zakładu Techniczno-Badawczego Ministerstwa Przemysłu. Rok 1947. Nr 6 (listopad — grudzień). **Inż. St. Jabłoński.** Zasady obliczenia pieców do obróbki cieplnej — **Mgr inż. R. Skórski.** Materiały ognioodporne do celów konstrukcyjnych, ze szczególnym uwzględnieniem materiałów na łopatki dla turbin gazowych. — **Mgr inż. Wł. Kurcin.** Analiza błędów, powstających przy pomiarze twardości metodą Poldi. — **Inż. A. Kielkiewicz.** Działanie i budowa oscylografu elektronowego. — **Inż. A. Sawicki.** Zastosowanie oscylografów katodowych w przemyśle.

Biuletyn Techniczny Zjednoczenia Energetycznego Zagłębia Węglowego. Rok II (1948). Nr 3 (wrzesień). **Inż. St. Krzycki.** O ochronę i poparcie energetyki. — **Inż. L. Dzieniakowski.** Pionierskie osiągnięcie polskiej energetyki (Wykonanie pierwszych łopatek turbinowych w kraju dla turbiny 45 MW Elektrowni w Chorzowie). — **Inż. St. Bładowski.** Kontrola linii kablowych w ruchu. — **Inż. St. Andrzejewski.** Przyczyny zaszlakowania kotła i środki zaradcze. — **Inż. W. Olczakowski i inż. T. Tomaszkiwicz.** Usuwanie krzemionki z wody zasilającej. — **Inż. Br. Lis.** Zagadnienie gospodarcze cosp. — **Inż. N. Jakubowicz.** O oszczędność energii w zakładach przemysłowych. — **Inż. E. Zubowicz.** Rozbudowa Elektrowni Zabrze. — **Komunikaty** (m. in. notatki o energetyce na Zachodzie, o generatorach chłodzonych wodorem, o huraganie jako przyczynie zakłóceń w ruchu sieci na Śląsku i o kursie dla energetyków przemysłowych).

Przegląd Mechaniczny. Rok VIII (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Inż. J. Dąbrowski.** Rola inżyniera w gospodarce planowej. — **Inż. W. Korewa.** Ogólne problemy konstrukcyjne. — **Inż. T. Riedel.** Analiza opłacalności pomocy warsztatowych. — **Mgr Z. Gajewski.** O wykresach własności stopów dwuskładnikowych. — **Inż. P. Januszewicz.** Organizacja i planowanie pracy w odlewni. — **Inż. J. Piaskowski.** Perlityczne żeliwo ciągliwe. — **A. M.** Rozwój odlewnictwa brytyjskiego podczas wojny. — **A. M.** Produkcja rur lanych odśrodkowo w Niemczech. — **C. K.** Próby mechaniczne żeliwa szarego. — **Inż. R. Wyrzykowski.** Betatron o 20 milionach woltów.

Przegląd Telekomunikacyjny. Rok XXI (1948). Nr 5 — 6 (maj — czerwiec). **Prof. dr inż. J. Groszkowski.** Klasyfikacja i nomenklatura częstotliwości.

Inżynieria i Budownictwo. Rok V (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Inż. J. Nechay.** Znaczenie prac naukowo - badawczych w rozwoju techniki budowlanej. — **Inż. M. Wolkowiński.** O budowie mostów wiszących. — **Inż. T. Bilyk.** Wentylacja tuneli komunikacyjnych. — **Inż. A. Zboiński.** Most drogowy o jednej belce głównej. — **Inż. A. Zb.** Drogowy most łukowy z aluminium. — **Inż. J. Biernacki.** Zmierzchnitowania.

Przegląd Budowlany. Rok XX (1948). Nr 8 (sierpień). Wspomnienie o śp. Henryku Martensie sen. — Zagadnienia odbudowy w roku 1949. — **J. Nechay.** Nowy materiał budowlany — „Durisol“.

Przegląd Komunikacyjny. Rok 1948. Nr 8 (sierpień). **Dr T. Bissaga.** Komunikacja i transport na tle wojen minionego stulecia. — Jerzy Stephenson (1781 — 1848).

Gospodarka Wodna. Rok VIII (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). **Inż. K. Dębski.** Badanie bilansu wodnego Polski. — **Inż. L. Skibniewski.** Zapotrzebowanie wody dla celów komunikacji wodnej w państwowym planie gospodarczym. — **Inż. K. Dębski.** Pokrycie zapotrzebowania wody dla celów komunikacji wodnej w państwowym planie gospodarczym. — **Prof. dr inż. St. Bac i dr inż. J. Ostromecki.** Melioracje rolne w gospodarce wodnej Polski. — **Przegląd czasopism.** — **Bibliografia.** — **Krönika.**

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Rok XXII (1948). Nr 9 (wrzesień). **W. Szybalski.** Mikrobiologiczna korozja żelaza. — **Inż. J. Drzewiecki.** Rozbudowa sieci gazowych. — **Prof. mgr inż. Z. Rudolf.** Linia rozwojowa techniki sanitarnej w Odrodzonej Polsce (dokończenie). — **Sp. inż. Mieczysław Seifert** (wspomnienie pośmiertne).

Przegląd Geodezyjny. Rok IV (1948). Nr 7—8 (lipiec — sierpień). Prezydent Rzeczypospolitej Polskiej Bolesław Bierut pierwszym członkiem honorowym Związku Mierniczych Rzeczypospolitej Polskiej. — **Prof. inż. E. Warchałowski.** Triangulacja nowego typu. — **Inż. St. Gadziński.** Algorytm Gaussa a Banachiewicza.

Wiadomości PKN. Rok XVI (1948). Nr 7 (lipiec). **P. H.** Przegląd prasy normalizacyjnej zagranicznej. — **Projekty norm.** Stal do wyrobu nitów. — **Blacha mosiężna.** — **Taśma mosiężna walcowana.**

Wiadomości Urzędu Patentowego. Rok XXIV (1948). Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Ustawy, rozporządzenia, komunikaty.** Zarządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 6 lipca 1948 r. o używaniu znaków towarowych przez przedsiębiorstwa państwowe oraz przedsiębiorstwa, pozostające pod zarządem państwowym. — **Patenty na wynalazki.** Udzielony został patent Nr 33468 na sposób wprowadzania ołowiu do roztopionej stali oraz urządzenie do wykonywania tego sposobu (Inland Steel Company, Chicago), patent Nr 33479 na piec solny elektrodowy prądu trójfazowego o komorze czworokątnej do obróbki ciepl-

nej przedmiotów metalowych (inż. E. Żmihorski, Bielsko) i patent Nr 33491 na elektryczny piec hutniczy (Allmänna Svenska Elektriska Aktiebolaget, Västerås, Szwecja).

Przegląd Organizacji. Rok XVIII (1948). Nr 9 (wrzesień). **Mgr T. Witkowski.** Akcja oszczędnościowa w przemyśle. — **Inż. St. Bładowski.** Kontrola gospodarki materiałowej w zakładach przemysłowych. — **Inż. St. Stefaniak.** Planowanie kosztów ruchu. — **Prof. inż. St. Wojnarowicz.** Współzależność między zarobkiem robotnika a jego wydajnością. — **Dr inż. Z. Zbichorski.** Osady przemysłowe. — **Inż. Wł. Skoraśzewski.** Zasady amortyzacji i renowacji. — **Wł. Bałiński.** Liczebność personelu biurowego. — **Ali.** Korespondencja wewnętrzna.

Skrzydła Polska. Rok IV (1948). Nr 9 (wrzesień). **Gen. bryg. A. Romeyko.** Lotnictwo odrodzonego wojska polskiego. — **J. Osiński.** Polskie linie lotnicze. — **Ppor. J. Kwieczny.** Wyższe szkoły lotnicze. — **H. Ostromecki.** Studium lotnicze Politechniki Wrocławskiej.

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Rok IV (1948). Nr 8 (sierpień). **Sytuacja ekonomiczna Polski w czerwcu 1948 r.** — **Prof. dr J. Lubowicki.** Budżet w gospodarce planowej. — **K. Łubiński.** Inwestycje w I półroczu 1948 roku. — **Prof. dr St. Rozmarn.** Organizacja kredytu krótkoterminowego w ZSRR (dokończenie).

Prace Instytutu Gospodarstwa Narodowego. Rok II (1948). Nr 5 (wrzesień). **Mgr W. Iwaszkiewicz.** Zmienność pracowników w okresie powojennym. — **Mgr T. Witt.** Sytuacja gospodarstwa Europy w 1946 i 1947 r. — English summaries.

Gospodarka Planowa. Rok III (1948). Nr 9 (lipiec). **St. A. Majewski.** O wytycznych planu na rok 1949. — **Br. Minc.** Inwestycje — kapitałny remont — amortyzacja. — **L. A. Leontjew.** Z podstawowych zagadnień ekonomii socjalizmu. — **W. Kondracki.** Hutnictwo żelaza w I kwartale r. 1948. — **(S.W.).** Przemysł hutniczy w planach czeskich. — **Dodatek:** Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za kwiecień i maj 1948 r.) — Nr 10 (sierpień). **St. Róg.** Zagadnienie kwalifikowanych pracowników w przemyśle. — **St. Garczyński.** Planowanie w dziedzinie socjalnej i kulturalnej. — **A. Stam.** Praca w gospodarce socjalistycznej. — **Inż. K. Szwabowicz.** O dokładności w planowaniu i statystyce. — Nr 11 (wrzesień). **G. Sorokin.** Trzydzieści lat socjalistycznego planowania w ZSRR. — **L. Gluck.** Odbudowa Ziemi Odzyskanych w świetle Wystawy. — **J. Koszyk.** Nowy styl Wystawy. — **J. Sokołowski.** Rozszerzenie zasięgu planowania w planie roku 1949. — **A. Andrzejewski.** Ku gospodarce planowej na odcinku mieszkaniowym. — **W. Kondracki.** Hutnictwo żelaza w I półroczu 1948 r. — **Dodatek:** Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za czerwiec 1948 r.)

Bibliotekarz. Rok XV (1948). Nr 6 — 7 (czerwiec — lipiec). **J. Muszkowski.** Nauka o książce. — **Cz. Kozioł.** Pod hasłem upowszechnienia książki. — Nr 8—9 (sierpień — wrzesień). **A. Birkenmajer.** Z działalności Biblioteki Jagiellońskiej w roku akademickim 1947/48.

J. Chmielowski

Różne wiadomości

Śp. inż. Piotr Adamski. W czerwcu br. zmarł w Łodzi inż. Piotr Adamski, dyrektor Biura Planowania w Zjednoczonych Zakładach Metali Nieżelaznych. Urodził się w Warszawie dnia 17 października 1890 r.; studia wyższe odbywał w uniwersytecie w Leodium, który ukończył ze stopniem inżyniera-metalurga. Zrazu zatrudniony był dłuższy czas w belgijskim przemyśle cynkowym, po czym — zdobywszy na obczyźnie doświadczenie — osiedlił się w kraju, by stanąć do pracy dla swoich. Swą gruntowną wiedzą, szerokim kręgiem zainteresowań intelektualnych (znajdujących wyraz w wielu artykułach, dyskusjach, udziale w życiu społecznym i naukowym, m. i. w Instytucie Organizacji i Kierownictwa), wysokim poczuciem odpowiedzialności i umiejętnością harmonijnego współżycia z ludźmi zyskał On sobie u swych zwierzchników, kolegów z bliższego czy dalszego grona oraz podwładnych — wielki szacunek. Silnie nadwątlone w ostatnich latach zdrowie śp. inż. Adamskiego zmuszało Go do coraz dłuższych przerw w pracy, po których ze wzmożoną energią wracał znów do swych zajęć zawodowych i z całym zapałem dźwigał dalej na swych barkach — wciąż wzrastający — ciężar swych obowiązków. Zmogła Go nieuleczalna choroba.

Odszedł, pozostawiając wśród wszystkich, którzy Go znali, najlepszą pamięć wybitnego fachowca, szlachetnego człowieka i wzorowego obywatela.

Śp. inż. Józef Rouba. W dniu 17 sierpnia br. zmarł na Pomorzu — po długiej i ciężkiej chorobie serca — śp. inż. Józef Rouba, jeden z pionierów polskiego elektrostalownictwa. Urodził się On na Podolu w 1882 r.; po złożeniu egzaminu dojrzałości w gimnazjum w Libawie wstąpił do Szkoły im. Wawelberga i Rotwanda w Warszawie i ukończywszy ją w 1903 r. otrzymał tytuł technika-mechanika. Dalsze studia odbywał zrazu w Politechnice Warszawskiej, z której przeniósł się potem do Akademii Górniczej we Freibergu, na Wydział Hutniczy. Ukończył go w 1910 r. z dyplomem inżyniera hutniczego. Początkowo zatrudniony był jako asystent przy wielkich piecach w Ostrowieckich Zakładach, później zaś jako inżynier ruchu w odlewniach: fabryki Lilpop, Rau i Loewenstein w Warszawie tudzież J. Witwicki w Skarżysku-Kamiennej. W latach 1923—26 pracował w stalowni huty „Baillon“ w charakterze inżyniera ruchu, a w latach 1927—31 jako szef elektrostalowni huty „Batory“. Gdy w 1931 r. postanowiono w Starachowickich Zakładach wybudować i uruchomić elektrostalownię, powierzono to zadanie śp. inż. Roubie. Od 1931 r. do 1939 r. był on szefem elektrostalowni (2 piece łukowe o 5-tonowej pojemności każdy i 1 piec wysokiej częstotliwości o pojemności 500 kg) tych Zakładów. Różnorodność produkcji Starachowickich Zakładów nakładała bardzo poważne obowiązki na szefa elektrostalowni, którym dzięki swej rozległej wiedzy fachowej, doświadczeniu oraz zdolnościom organizacyjnym inż. Rouba doskonale potrafił sprostać. W 1939 r. objął odpowiedzialne stanowisko inspektora produkcji stali szlachetnych w hucie „Trzyniec“.

Ostatnia wojna i straszliwe lata okupacji hitlerowskiej podkopały całkowicie Jego — silny dotąd —

organizm. Gdy w 1945 r. stanął do pracy w CZPH w Dziale Planowania, zły stan zdrowia nie pozwolił Mu już długo pracować dla odradzającego się hutnictwa polskiego. Cześć Jego pamięci!

Złoża węgla w Słowacji. W okolicy Modrego Kamienia w Słowacji prowadzone są obecnie intensywne badania geologiczne w celu dokładniejszego ustalenia rozległości terenów nowoodkrytego zagłębia węglowego. W okręgu starcińsko - potorskim znaleziono dotąd zapasy węgla, dochodzące do 23 milionów ton, a w okręgu Stredne Plachtince do 40 milionów ton. Węgiel znajduje się w nich na głębokości 10—250 metrów i wykazuje doskonałą jakość. Eksploatacja pokładów zostanie umożliwiona dopiero po wybudowaniu w owych okolicach odpowiednich odnóg kolei żelaznych i dróg bitych.

Nowy most w Pradze. W ramach pięcioletki, której realizacja rozpocznie się w pierwszych miesiącach 1949 r., zbudowany zostanie w Pradze — ponad dzielnicą Nusle — olbrzymi most, łączący 2 wzgórza praskie: Winohrady i Pankrac. Będzie on liczył 600 metrów długości, a jezdnia 25 metrów szerokości. Most będzie 2-piętrowy, przy czym dolne piętro zostanie przeznaczone dla pieszych, górne zaś dla pojazdów.

Stan zatrudnienia i zarobki w czechosłowackim przemyśle. W dniu 30 czerwca br. było zatrudnionych w czechosłowackim przemyśle 1 206 490 osób, w tym 340 270 kobiet. Zarobki wszystkich tych osób wyniosły w I kwartale br. 9 866 463 koron czeskich brutto.

Czeskie Związki Zawodowe. Według stanu z dnia 1 sierpnia br. czeskie Związki Zawodowe liczyły 2 802 962 zorganizowanych członków. Około 300 000 nie zorganizowanych zawodowo — to przeważnie pracownicy drobnych przedsiębiorstw rzemieślniczych i handlowych, tudzież pracujący w rolnictwie oraz służba domowa.

Zwyzka cen metali nieżelaznych. Z początkiem sierpnia br. nastąpiła na rynku USA gwałtowna zwyzka cen metali nieżelaznych, zwłaszcza miedzi, ołowiu, cynku i niklu. Cena miedzi wynosi obecnie 23,50 cent. za 1 lb., wobec 21,50 cent. z końcem lipca br., ołowiu 19,30 cent. (17,30 cent.), cynku 15 cent. (12 cent.), niklu 40 cent. (33,75 cent.). Daje się też odczuć zwyzka cen innych metali, jak kadm, antymon itd. Zwyzka owa tłumaczy się ciągłymi przerwami w wydobywaniu rud tych metali, spowodowanymi strajkami robotników.

Odkrycie złóż minerałów w Labradorze. Podjęte już dość dawno badania geologiczne w Kanadzie doprowadziły do odkrycia wielkich złóż ropy naftowej na południu, a uranu i radu w okolicach arktycznych tudzież wielkich złóż rudy żelaznej i manganowej w okolicach Ungava, na północ od Quebecu. Złoża rud żelaznych rozciągają się w promieniu 600 km i gatunkowo mają odpowiadać rudzie szwedzkiej. Obszar, na którym znajdują się owe złoże, wynosi ok. 7.000 mil², co odpowiada w przybliżeniu powierzchni Szwajcarii, a złoże mają zawierać ok. 300 miln. ton metalu.

Dział normalizacyjny

Działalność Normalizacyjnej Podkomisji Walcowniczej.

Normalizacyjna Podkomisja Walcownicza rozpoczęła swą działalność na początku 1946 r. W krótkim czasie prace jej rozwinęły się, tak iż okazała się konieczność utworzenia kilku sekcji. Obecnie w ramach Podkomisji czynne są następujące sekcje: prętów, blach i słownictwa. Do zagadnień specjalnych, jak np. do opracowania normy na blachy białe, powołuje się — na czas opracowywania danej normy — sekcje specjalne. Ostatnio zorganizowano sekcję urządzeń i sprzętu walcowniczego.

W pracach Podkomisji bierze udział 21 inżynierów i techników z instytucji, podległych CZPH, przedstawiciele CZPH, Ministerstwa Komunikacji oraz — zależnie od tematu — przedstawiciele zainteresowanych zjednoczeń, wytwórni i instytucji.

Prace Podkomisji objęły szeroki zakres wyrobów walcowanych, przy czym większość tematów opracowywano po raz pierwszy w Polsce.

Poniżej podano nakreślony program i stan prac normalizacyjnych.

Grupa A. Wymagania techniczne i normy wymiarowe wyrobów walcowanych.

1. Półwyroby.

a) Kęsiska i kęsy — Stal węglowa	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 303
b) Kęsiska i kęsy ze stali stopowych i nierzędziowych	Wymagania techniczne i wymiary	W opracowaniu Podkomisji
c) Kęsiska płaskie — Stal węglowa	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 301
d) Platyny — Stal węglowa	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 302

2. Pręty i kształtowniki ze stali węglowych konstrukcyjnych.

a) Pręty okrągłe	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93200
b) Pręty kwadratowe	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93201
c) Pręty sześciokątne	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93203
d) Pręty ośmiokątne	Wymiary	Opublikowana jako projekt PN/H — 93204 oraz jako norma hutn. wewn. NH/PW—126
e) Pręty półokrągłe i półeliptyczne	Wymiary	Opublikowana jako projekt normy PN/H — 93205 oraz jako norma hutn. wewn. NH/PW—127
f) Pręty płaskie	Wymiary	Opublikowana jako projekt normy PN/H—93202 oraz jako norma hutn. wewn. NH/PW—122
g) Pręty okrągłe do wyrobu śrub obrabianych oraz nitów o główkach spęczanych	Wymiary	W uzgodnieniu między Komisjami PKN
h) Pręty płaskie do wyrobu nakrętek i nakrętek koronkowych	Wymiary	W uzgodnieniu między Komisjami PKN
i) Pręty profilowe do zbrojenia betonu	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 391
j) Kątowniki równoramienne	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93401
k) Kątowniki nierównoramienne	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93402
l) Ceowniki	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93403
m) Teowniki z zaokrąglonymi narożami	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93406
n) Dwuteowniki	Wymiary	Wydana jako PN/H — 93407
o) Zetowniki	Wymiary	Przygotowana do wydania jako norma hutn. wewn. NH/PW—132
p) Kształtowniki różne	Wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 221
r) Kształtowniki wagonowe	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
s) Wymagania techniczne dla prętów i kształtowników	Wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 310
t) Kształtowniki i blachy okrętowe	Wymiary	Rozesłana do krytyki

3. Szyny.		
a) Szyny wąskotorowe oraz łubki płaskie do szyn wąskotorowych	Wymagania techniczne i wymiary	Rozesłana do krytyki
b) Szyny dźwigowe	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 223
c) Szyny tramwajowe — Stal węglowa walcowana	Wymagania techniczne i wymiary	Rozesłana do krytyki
4. Walcówka w kręgach (druć)		
5. Bednarka gorąco walcowana		
6. Stal resorowa żłobkowana		
7. Taśma stalowa zimno walcowana		
8. Pręty ze stali stopowych i narzędziowych.		
a) Pręty okrągłe	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
b) Pręty kwadratowe	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
c) Pręty sześciokątne	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
d) Pręty płaskie	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
e) Pręty ośmiokątne	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
9. Pręty ze stali narzędziowych.		
a) Pręty trójkątne	Wymiary	Rozesłana do krytyki
b) Pręty klinowe	Wymiary	Rozesłana do krytyki
c) Pręty półokrągłe niepełne	Wymiary	Rozesłana do krytyki
d) Pręty półokrągłe ścięte	Wymiary	Rozesłana do krytyki
10. Walcówka w kręgach — Stal stopowa walcowana.		
	Wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
11. Bednarka gorąco walcowana — Stal stopowa walcowana		
	Wymagania techniczne i wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
12. Blachy ze stali węglowych		
a) Blachy cienkie czarne i blachy do ocynkowania i emaliowania	Wymagania techniczne	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW—360
b) Blachy cienkie jakościowe — w gatunkach B ₅ , B ₆ , B ₇ , B ₈ , B ₉ i B ₁₀	Wymagania techniczne	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW—361
Uwaga. Obie normy — połączone w jedną — wydano jako normę „cienkie“ — Wymagania techniczne PN/H—92121 pt. „Blachy		
c) Blachy cienkie czarne i blachy do ocynkowania i emaliowania	Wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 155 i wydana jako norma PN/H 92202
d) Blachy cienkie jakościowe w gatunkach B ₅ , B ₆ , B ₇ , B ₈ , B ₉ , i B ₁₀	Wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 160 i wydana jako norma PN/H — 92201
e) Blachy grube zwyczajne i o określonej wytrzymałości	Wymiary	Jako NH/PW — 151 i PN/H — 92200
f) Blachy grube ze stali węglowej zwyczajnej i o określonych własnościach mechanicznych	Wymagania techniczne	Jako NH/SW — 185
g) Blachy kotłowe ze stali węglowej	Wymagania techniczne i wymiary	W uzgodnieniu z Komisją kotłową PKN
h) Blacha uniwersalna — Stal węglowa walcowana	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW 390

i) Blachy białe (cynowane)	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 363
j) Blachy żeberkowe	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 368
k) Blacha falista czarna i ocynkowana	Wymagania techniczne i wymiary	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 367
l) Blacha stalowa ocynkowana — Stal węglowa walcowana	Wymagania techniczne	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 366
m) Taśma stalowa zimno walcowana sposobem Sędzimiry powyżej 300 mm szerokości	Wymagania techniczne	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
n) Ciężary formatów znormalizowanych blach cienkich i grubych	Wymagania techniczne	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 501
13. Blachy cienkie ze stali węglowych i stopowych konstrukcyjnych o określonych własnościach mechanicznych	Wymagania techniczne i wymiary	W opracowaniu Komisji
14. Blachy nierdzewne, kwasoodporne, ognioodporne i ze stali szybkołączych	Wymagania techniczne i warunki dostawy	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk
15. Blachy prądnicowe i transformatorowe	Wymagania techniczne i wymiary	W opracowaniu Podkomisji po zebraniu krytyk

Grupa B. Urządzenia walcownicze.

a) Walce dla hutnictwa żelaznego	Wymagania techniczne i warunki dostawy	Zatwierdzona jako norma hutn. wewn. NH/PW — 601
b) Walce żeliwne dla hutnictwa metali nieżelaznych		W opracowaniu

Grupa C. Słownictwo i mianownictwo.

a) Pojęcia i wyrażenia walcownicze, cz. I i II		Rozesłana do krytyki
b) Słownictwo półwyrobów i wyrobów walcowanych stalowych		W opracowaniu Podkomisji
c) Słownictwo i mianownictwo urządzeń walcowniczych		Rozesłana do krytyki
d) Słownictwo i mianownictwo uzbrojenia walców		Rozesłana do krytyki
e) Narzędzia pracy na walcowniach		W opracowaniu
f) Słownictwo i mianownictwo stanowisk pracy na walcowniach		Rozesłana do krytyki

Jak z powyższego zestawienia wynika, Podkomisja opracowała 67 tematów, z czego 37 norm hutniczych wewnętrznych zostało zatwierdzonych i wprowadzonych do użytku w instytucjach, podległych CZPH, a 12 norm zostało wydrukowanych przez Polski Komitet Normalizacyjny.

Wobec tego, że olbrzymia większość projektów norm dotyczy zagadnień, normalizowanych w Polsce po raz pierwszy, Komisja uchwaliła, że wszystkie projekty — mimo że były uzgodnione z zainteresowanymi instytucjami — będą ogłaszane w czasopiśmie „Wiadomości PKN” jako projekty Polskich Norm, w celu powtórnej krytyki przed wydaniem ich jako norm państwowych.

Prace normalizacyjne nad klasyfikacją wyrobów walcowanych zbliżają się obecnie ku końcowi, gdyż z norm nie wydanych dotychczas większość znajduje się w stadium końcowego opracowania.

Poza własnych tematów Podkomisja opracowuje krytyki i współpracuje zarówno z innymi Podkomisjami Komisji Hutniczej i przede wszystkim z Podkomisją Tworzyw, Kontroli Fabrykacji i Kuźnicznej jak i Komisjami PKN, zwłaszcza z Komisją Okrętownictwa, Techniki, Warsztatowej i Części Maszyn.

W chwili obecnej Podkomisja opracowuje grupę projektów norm, dotyczących sortymentów wymiarowych prętów ze stali stopowych i narzędziowych oraz słownictwa. Z końcem br. przewiduje się zakończenie pierwszego etapu prac nad normalizacją wyrobów walcowanych.

W przyszłych pracach na pierwszy plan wysunie się zagadnienie ujednostajnienia urządzeń walcowniczych.

Ostrzeżenie.

Wydział Normalizacyjny Instytutu Metalurgii ostrzega przed stosowaniem wstępnych projektów norm, rozsyłanych do krytyki poszczególnym instytucjom, hutom i użytkownikom. W szczególności ostrzega przed układaniem na ich podstawie norm wewnętrznych poszczególnych wytwórni, zjednoczeń, biur konstrukcyjnych itp., po zebraniu bowiem krytyk i po zapoznaniu się z opiniami użytkowników, hut i innych zainteresowanych instytucji, projekty te ulegają nieraz znacznym zmianom i dopiero po zatwierdzeniu ich przez Gen. Dyr. CZPH nabierają mocy obowiązującej w biurach i hutach, podległych CZPH.

Statystyka

A. HUTNICTWO ŻELAZA Wytwórczość i wysyłka (w tonach)

W Y T W O R Y	W y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Lipiec 1948	Sierpień 1948	Ogółem (styczeń- sierpień) 1948	S i e r p i e ń 1948		Ogółem (styczeń-sierpień 1948)	
				Kraj *)	Eksport	Kraj *)	Eksport
Koks	78 173	76 447	638 396	11 363	2 950	84 960	27 552
Surówka	91 357	88 472	725 757	11 474 ³⁾	1 727 ³⁾	96 502 ³⁾	32 865 ³⁾
Stal surowa	161 755	162 659	1 250 395	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	115 443	116 217	874 144	72 525	14 964	566 024	103 749
Rury ze szwem	1 597	1 958	13 718	1 115	504	8 674	4 255
Wytw. kute i prasowane	10 385	10 444	80 117	2 457	371	23 559	995
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno .	4 360	4 447	33 647	2 604	—	17 516	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	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Lipiec 1948	Sierpień 1948	Ogółem (styczeń- sierpień) 1948	S i e r p i e ń 1948		Ogółem (styczeń-sierpień 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe *)	56 271	55 284	402 000	15 002	—	77 648	—
Piryty	4 775	5 113	36 011	5 754	5 754	36 537	33 562
Rudy wzbogacone	28 532	29 597	216 656	29 346	—	218 465	—
Topniki **)	23 948	23 064	151 393	17 792	368	113 831	9 812

*) Łącznie z dostawą rud darniowych **) dolomit surowy, kamień wapienny i wapno palone

C. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY METALI NIEŻELAZNYCH Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Lipiec 1948	Sierpień 1948	Ogółem (styczeń- sierpień) 1948	S i e r p i e ń 1948		Ogółem (styczeń-sierpień 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe . *)	85 850	88 410	636 588	—	—	—	—
Cynk ogółem	8 380	8 211	64 585	2 075	1 597	13 925	15 454
Blacha i taśmy cynkowe	3 146	3 268	24 993	961	1 888	9 531	12 854
Ołów rafinowany	1 380	1 425	11 452	1 116	—	6 659	300

*) Łącznie z pirytem.

D. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Lipiec 1948	Sierpień 1948	Ogółem (styczeń- sierpień) 1948	S i e r p i e ń 1948		Ogółem (styczeń-sierpień 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	22 524	23 220	179 251	5 209	2 223	36 820	14 037
Wytwory	18 208	17 894	135 420	17 403	9 756	122 618	76 218
Zaprawy i mieliwa	5 461	5 227	38 503	4 864	2 788	37 216	22 818

WYDAWCA: CENTRALNY ZARZĄD PRZEMYSŁU HUTNICZEGO. REDAGUJE KOMITET REDAKCYJNY, PRZEWODNICZĄCY KOMITETU I REDAKTOR NACZELNY: INŻ. TADEUSZ MAŁKIEWICZ, CZŁONKOWIE KOMITETU: INŻ. JANUSZ CHMIEŁOWSKI, MGR STANISŁAW OLEŃSKI, INŻ. TADEUSZ PALMRICH, INŻ. STANISŁAW PRZEGALIŃSKI, INŻ. ZDZISŁAW WARCZEWSKI i INŻ. KIEJSTUT ZEMAITIS