

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XV

KATOWICE - KWIECIEŃ - 1948

NR 4

Inż. K. RADŹWICKI
CZPH

Wykorzystanie krajowych biednych rud żelaza

Po wznowieniu — po ostatniej wojnie — pracy w polskim przemyśle hutniczym na pierwsze miejsce wysunęło się zagadnienie zaopatrzenia go w podstawowe surowce (węgiel, koks, ruda i złom żelazny). O ile zaopatrzenie hutnictwa w węgiel i koks nie nastrecza u nas trudności, pokrycie zapotrzebowania na rudy żelaza sprawia w dzisiejszych warunkach dużo kłopotu, gdyż brak nam bogatych rud, niezbędnych do ekonomicznego prowadzenia wielkich pieców, a wytapianie surówki wyłącznie na biednych rudach krajowych przedstawia znaczne trudności ekonomiczne i techniczne (przy przerobie rud kwaśnych). Z tego też względu nasz przemysł hutniczy musi z konieczności opierać się głównie na dostawach zagranicznych rud żelaza, co wszakże zostało pomyślnie rozwiązane dzięki zawarciu odpowiednich umów handlowych z innymi państwami. O wiele gorzej wygląda kwestia zaopatrzenia naszego hutnictwa w złom żelazny*). Już w latach przedwojennych zmuszone było ono sprowadzać z zagranicy poważne ilości złomu (do 600.000 t rocznie), którego podaż była jednak wówczas na rynkach światowych częstokroć większa niż popyt. Dziś kwestia ta przedstawia się całkiem inaczej. Odbudowa zrujnowanych — wskutek działań wojennych — państw europejskich i potężna rozbudowa przemysłu amerykańskiego stworzyły silny popyt na złom żelazny, przy jednoczesnym zupełnym zaniku jego podaży. Stany Zjednoczone, które były jednym z największych dostawców złomu, obecnie chętnie same importują złom z rozbiórki zniszczonych niemieckich zakładów przemysłowych.

Zaopatrzenie w złom żelazny polskiego przemysłu hutniczego odbywało się w pierwszych latach powojennych z zapasów, pozostawionych przez okupanta i w drodze eksploatacji złomu wojennego, a w b. nikłym stopniu z importu zagranicznego. Zaopatrzenie naszego hutnictwa w złom jest do końca br. zapewnione, natomiast w latach następnych przewiduje się pewne niedobory. Pozostają więc tylko 2 drogi: albo

zmniejszyć do minimum zużycie złomu, wyzyskując rynek krajowy oraz nieznaczne możliwości importowe i opierając produkcję stali co najmniej w 70 — 75% na surówce, albo też dążyć do znacznie szerszego wyzyskania biednych krajowych rud żelaza.

Ponieważ przejście przy produkcji stali na proces surówkowy powoduje duże trudności techniczne tudzież ekonomiczne i nie rozwiązuje kwestii uniezależnienia się od dostaw zagranicznych, gdyż musi opierać się na bogatych rudach żelaznych, powzięto przed ostatnią wojną decyzję szczegółowego rozważenia możliwości prowadzenia procesu wielkopiecowego wyłącznie na rudach krajowych, lub z ominięciem procesu wielkopiecowego, przez uzyskanie — za pomocą bezpośredniej redukcji krajowych rud — produktu, mogącego zastąpić złom żelazny przy procesach stalowniczych. Zadanie rozwiązania tych zagadnień poruczone zostało w 1937 r. „Hucie Pokój Sp. Akc.“, a z jej ramienia zadanie rozwiązania zagadnienia bezpośredniej redukcji krajowych rud otrzymał autor niniejszego artykułu. Ze względu na aktualność tego zagadnienia dla naszego przemysłu hutniczego, o której świadczy szereg rozpraw na łamach „Hutnika“*), postaram się przedstawić poniżej wyniki moich badań w tym kierunku, przeprowadzonych w latach 1937 i 1938.

Po przestudiowaniu literatury, dotyczącej bezpośredniej redukcji rud, zatrzymałem się na metodzie dymarskiej (Rennverfahren) Kruppa, albowiem używa ona jako materiału wyjściowego rud biednych, można stosować ją na skalę techniczną i daje produkt końcowy, mogący w naszych warunkach zastąpić złom żelazny. Wprawdzie stalownicy niemieccy odmówili przeprowadzenia prób używania na większą skalę żelgrudy Kruppa zamiast złomu, obawiając się w niej wysokiej zawartości siarki, mnie to jednak nie zniechęciło, gdyż przewidywałem, że żelgruda z naszych rud będzie co do zawartości siarki znacznie czystsza. Nie będę tu oma-

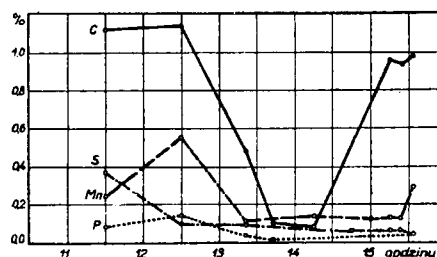
*) „Hutnik“ 1945, Nr 5, str. 212 i 1947 r., Nr 10, str. 484.

*) Patrz „Hutnik“ 1945, Nr 3, str. 109 (inż. St. Kawiński), 1946, Nr 11, str. 517 (inż. I. Borejdo) i 1947, Nr 5, str. 240 (inż. E. Mazanek).

wiał różnych metod bezpośredniej redukcji rud, ani też opisywał szczegółów procesu dymarskiego Kruppa, ponieważ uczynił to już inż. St. Kawiński, zaznaczę jedynie, że niezgadzam się z ostatecznymi wnioskami tegoż, iż żelgruda nadaje się głównie do wzbogacenia niamaru wielkopiecowego i zaledwie w ilości 10 — 15% może być stosowana przy produkcji stali martenowskiej.

I. Stosowanie żelgrudy do wytapiania stali w zasadowych łukowych piecach elektrycznych. Dodatkowo wyniki prób stosowania żelgrudy zamiast złomu — przy wytapianiu stali w zasadowych łukowych piecach elektrycznych na stalowniach niemieckich — skłoniły mnie do skontrolowania owych wyników osobiście. Przeprowadziłem więc szereg topów, stosując 100% wsad żelgrudy przy wytapianiu stali narzędziowej węglowej i uzyskałem wyniki całkowicie dodatnie, tj. nie napotkałem na trudności przy prowadzeniu topu, ani też nie zaobserwowałem żadnego obniżenia własności wytapianej stali. Powiedziałbym nawet, że otrzymany gatunek stali był lepszy, a to z tego względu, że stwierdzony przez szereg badaczy fakt pogarszania się własności stali, wielokrotnie przetapianych z tychże odpadków oraz konieczność „odnawiania“ stali od czasu do czasu dodawaniem surowki, z pewnością nie grozi stali, wytapianej bezpośrednio z żelgrudy. Poniżej przytaczam niektóre dane z wytopu stali narzędziowej, wykonywanego na 100% wsadzie żelgrudy, o składzie: C — 1,50%; Mn — 0,48%; Si — 0,10%; P — 0,21%; S — 0,75%. Ciężar wsadu 14.100 kg.

Czas trwania topu 6 godz. 20 min. Zużycie prądu na 1 t wsadu 945 kWh. Uzysk dobrych wlewków 93,7%. Skład ostateczny wytapianej stali: C — 0,98%; Mn — 0,29%; Si — 0,23%; P — 0,026%; S — 0,0027%.



Rys. 1

Przebieg świeżenia w piecu elektrycznym

II. Próby stosowania żelgrudy zamiast złomu przy wytapianiu zasadowej stali martenowskiej. W celu przeprowadzenia prób przetapiania żelgrudy w zasadowym piecu martenowskim sprowadziłem od Kruppa żelgrudę, o składzie: C — 0,62%; Mn — ślady; Si — 1,10%; P — 1,34%; S — 1,0%. Pragnąc wykonać próby w stosunkowo najniekorzystniejszych warunkach, wybrałem proces czysto złomowy, tj. bez wsadu surowki. Próby przeprowadzałem w 25-tonowym zasadowym stałym piecu martenowskim typu Maerza (przerobionym). Dysponując niewielką ilością (ok. 30 t) żelgrudy, postanowiłem przeprowadzić 2 topy z wsadem 50% żelgrudy i 50% złomu żelaznego.

Skład wsadu obu topów był następujący:

	Ilość kg	C kg	Mn kg	Si kg	P kg	S kg
Żelgruda	12,500	77,5	—	137,5	167,5	125,0
Złom	12,500	12,5	50	25,0	6,3	6,3
Żelazo-mangan	400	24,0	300	—	—	—
Koks	300	180,0	—	—	—	—
Razem	25,700 kg	294,0 kg	350 kg	162,5kg	173,8 kg	131,3 kg
	100 %	1,14 %	1,36 %	0,63 %	0,67 %	0,51 %

Top Nr 1 — miękka stal konstrukcyjna o składzie: C — 0,18%; Mn — 0,60%; Si — 0,26; P — 0,053%; S — 0,055%.

Top Nr 2 — normalna stal maszynowa, o składzie: C — 0,35%; Mn — 0,72%; Si — 0,33; P — 0,043%; S — 0,047%.

Przebieg obydwu topów był zupełnie normalny, jedynie czas trwania topienia pierwszego topu przedłużył się o ok. 0,5 godz. z powodu niekorzystnego załadowania żelgrudy w górnych warstwach wsadu. Przy ładowaniu wsadu drugiego topu załadowano żelgrudę wraz z drobnym złomem na trzon pieca, uzyskując normalny czas trwania topienia. Własności fizyczne i mechaniczne wytopionej w obu przypad-

kach stali w niczym nie ustępowały własnościom innych wytopów tychże gatunków. Z pozostałej reszty (ok. 5 t) żelgrudy wykonano top ze wsadem 25% żelgrudy, przy czym w czasie prowadzenia topu nie zaobserwowano żadnych różnic między tym topem a topami bez żelgrudy.

Wobec dodatniego wyniku prób zastąpienia złomu przez żelgrudę przeprowadziłem — na prośbę firmy Krupp — w dniach od 5 do 7 czerwca 1938 r., w jednej z hut jugosłowiańskich 2 próbne topy, z zastosowaniem — jako wsadu — żelgrudy w b. niekorzystnych warunkach metalurgicznych. Właściwym celem tych prób było wyjaśnienie kwestii możliwości zastosowania żelgrudy zamiast złomu w piecach martenowskich, a w szczególności wyjaśnienie

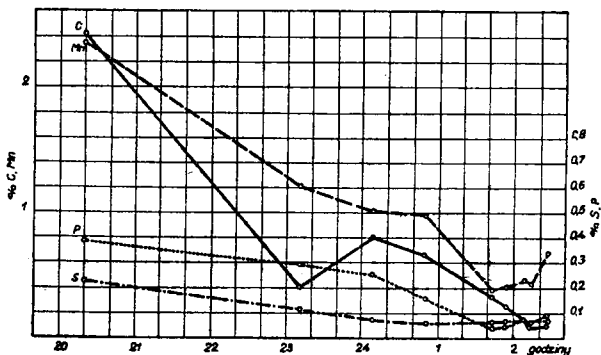
czy możliwe jest usunięcie stosunkowo wysokiej zawartości siarki, wzięwszy pod uwagę, że:

- a) przy produkcji żelgrudy w Jugosławii należy się liczyć ze zwiększoną zawartością siarki, przypuszczalnie w granicach 0,5 — 1,0%, ze względu na znaczną zawartość siarki w koksie, który był by używany do bezpośredniej redukcji rud;
- b) gaz czadnicowy, służący do opalania pieców martenowskich, zawiera 8 g/m³ siarki;
- c) aby uniezależnić się od surówki, dla wytwarzania której sprowadza się zagraniczny koks, pożądana jest praca w procesie martenowskim wyłącznie na wsadzie złomu i żelgrudy, przy czym, tej ostatniej w ilości co najmniej 50%; nawęglanie wsadu przy pomocy węgla drzewnego.

Celem dokonania prób sprowadzono 50 t żelgrudy z zakładu dymarskiego Borbeck, o składzie: C — 0,76%; S — 0,39%; P — 0,62%. Próby przeprowadzono w 20-tonowym zasadowym, stałym piecu martenowskim starej konstrukcji, bez możliwości normalnego ściągania żużła (wszystkie komory w jednym bloku).

Skład wsadu pierwszego próbnego topu:

Surówki	3.000	kg
Złomu	5.000	„
Żelgrudy (55%)	10.000	„
Żelazomanganu	370	„ (78% Mn, 6% C)
Węgla drzewnego	300	„
Wapna	1.000	„

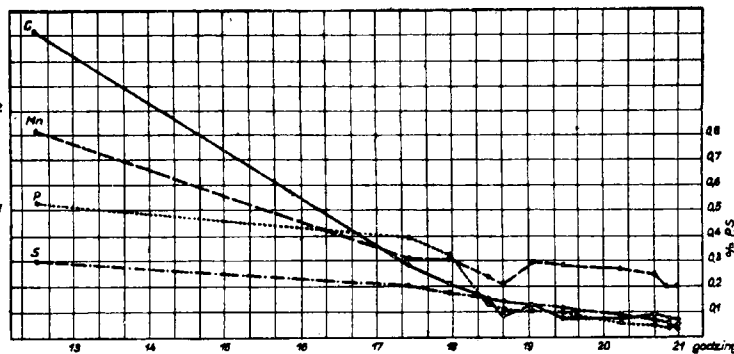


Rys. 2

Przebieg świeżenia pierwszego topu

Skład wsadu drugiego próbnego topu:

Złomu wlewnicowego	1.500	kg
Złomu żeliwnego	1.500	„
Złomu stalowego	1.550	„
Żelgrudy (75%)	14.250	„
Żelazomanganu (78% Mn)	370	„
Węgla drzewnego	300	„
Wapna	1.300	„



Rys. 3

Przebieg świeżenia drugiego topu

Co do przebiegu pierwszego topu należy pozyczyć następujące uwagi:

- a) Czas topienia był o 0,5 godz. dłuższy niż normalnych topów, zawierających we wsadzie 40% surówki i 60% złomu.
- b) Okres świeżenia i wykończenia topu również się przedłużył, co jednak spowodowane zostało jedynie konstrukcją pieca, nie przewidującą ściągania żużła, brakiem odpowiednich narzędzi oraz mis żużlowych i w znacznej mierze niedostatecznym wyszkoleniem załogi.

Proces odsiarczania miał przebieg następujący:

1 próba (po roztopieniu)	0,146% S
2 „	0,101% S
3 „	0,057% S
4 „	0,050% S
5 „	0,050% S
6 „	0,050% S
7 „ (z kadzi)	0,046% S

Na podstawie przebiegu pierwszego topu można twierdzić, że w trudnych miejscowych warunkach praca z 50% wsadem żelgrudy była zupełnie zadowalająca.

Co do przebiegu drugiego topu, z zawartością 75% żelgrudy we wsadzie, należy zauważyć:

- a) Znaczne przedłużenie czasu trwania topienia (ok. 1,5 godz.) nastąpiło skutkiem nieprawidłowego załadowania żelgrudy, którą załadowano w większej części w pobliżu wylotów pieca, nie zaś w środkowej jego części, jak być powinno.
- b) Przedłużenie czasu świeżenia i wykończenia topu spowodowane było tymi samymi warunkami co przy pierwszym topie.

Przebieg procesu odsiarczania topu przedstawiał się następująco:

1 próba (po roztopieniu)	0,200% S
2 „	0,171% S
3 „	0,150% S
4 „	0,080% S
5 „	0,123% S
6 „	0,110% S
7 „	0,078% S
8 „	0,073% S
9 „	0,048% S
10 „	0,038% S

Na podstawie wyników 2 próbnych topów można wysnuć takie wnioski:

- Ładowanie wsadu powinno się przeprowadzać jak następuje: na trzon pieca należy sadzić lekki złom (wióry, odpadki blach itp.), na to węgiel drzewny, wapno i żelgrudę, z tym, że tę ostatnią trzeba dawać więcej ku środkowi pieca i mniej na boki w stronę wyłotów, na żelgrudę zaś ładować złom ciężki i twardy.
- Przy ściąganiu żużla trzeba uważać, aby nie ściągnąć go od razu za dużo, ze względu na łatwość przechodzenia siarki z gazu do kąpieli (p. próbę 5 drugiego topu). Lepiej ściągać żużel częściej, lecz nie więcej niż połowę na raz.
- Z punktu widzenia metalurgicznego udowodniono możliwość — w warunkach jugosłowiańskich — pracy ze wsadem żelgrudy zamiast złomu w ilości 50% bez większych trudności, zaś przy wsadzie żelgrudy 75% i bez surówki, ze względu na dość znaczne przedłużenie czasu trwania topu, należało by wykonać jeszcze kilka topów po odpowiednim przygotowaniu narzędzi i załogi. Co się zaś tyczy zawartości siarki, to i w tym przypadku wynik był całkowicie dodatni.

Wyniki te zostały protokołalnie stwierdzone przez przedstawicieli jugosłowiańskich oraz firmy Krupp.

Wobec dodatnich wyników omówionych wy-

żej prób, postanowiono przeprowadzić próby bezpośredniej redukcji biednych rud krajowych metodą dymarską Kruppa. W tym celu, po porozumieniu się z firmą Krupp, przesłałem typowe rudy krajowe (syderyty i brunatne) oraz krajowy węgiel, w odpowiednich ilościach, do Magdeburga, gdzie mieściła się odnośna instalacja doświadczalna firmy Krupp. Poniżej przytaczam przebieg i wyniki, prób przeprowadzonych także w dniach od 17 do 22 marca 1938 r.

Próby przeprowadzono w piecu obrotowym dł. 8 m, i średn. w świetle 0,7 m. Piec robił 1 obrót na 58 sek. Pochylenie pieca wynosiło 2%.

1. Surowce użyte do prób. Do przeprowadzenia prób były do dyspozycji: brunatna ruda żelazna, oznaczona przez „H — B“ i syderyt, oznaczony przez „Trusk“. Rudy wstępnie rozdrobniono do wielkości kawałków 40 — 50 mm w łamaczu Nr 6 a następnie zmielono w młynie kulowym Nr 5, poniżej 2 mm. Suche rudy miały skład:

	Brunatna ruda »H-B«	Syderyt »Trusk«
Fe	42,80%	26,64%
Mn	1,25%	1,50%
SiO ₂	12,66%	15,58%
Al ₂ O ₃	6,20%	3,10%
CaO	2,20%	9,16%
MgO	0,40%	2,45%
S	0,09%	0,55%
P	0,18%	0,21%
Cr	0,06%	0,07%
TiO ₂	0,20%	0,17%
As	ślady	ślady
Straty prażenia	15,40%	28,36%
Zawartość wilgoci	9,93%	1,70%

Razem z rudami dostarczony był węgiel, oznaczony przez „III B“, który miał służyć do redukcji i opału. Węgiel ten odgazowano na koks w małym piecu obrotowym; 5.340 kg węgla „III B“ rozdrobniono na kawałki wielkości ok. 10 mm i odgazowano. Otrzymał przy tym 3.181 kg. koksu, tj. ok. 60% wyjściowej ilości węgla surowego. Materiały, użyte do redukcji rud, miały w czasie prób w stanie suchym skład:

	Miał koksowy niemiecki	Koks z węgla »III B«	Węgiel surowy »III B«
C stały	85,50%	65,80%	53,38%
Części lotne	2,62%	14,57%	33,48%
Popiół	10,54%	16,86%	11,10%
Siarka	1,10%	0,68%	0,76%
Zawartość wilgoci	10,77%	22—30%	6,4—6,2%

Początkowo przewidywano użycie do celów opałowych węgla „III B“ w postaci pyłu węglowego, ze względu jednak na zbyt wysoką zawartość części lotnych (33,48%) nie mógł on być użyty samoistnie i został zmieszany w stosunku 2:3 z niemieckim antracytem. Otrzymany w ten sposób pył węglowy zawierał ok. 22% części lotnych i po 2 dniach spalił się na skutek samozapalenia się. Z tego powodu piec doświadczalny był opalany tylko w ciągu 48 godz. mieszanym

(„III B“ i antracyt) pyłem węglowym, w następnych zaś dniach prób następującymi gatunkami pyłu węglowego:

	Pył węglowy C. Y.	E. L.
C stały	61,35%	66,55%
Części lotne	21,85%	21,29%
Popiół	14,75%	8,98%
Siarka	0,85%	1,56%
Zawartość wilgoci	1,76%	0,84%

2. Przebieg pracy pieca obrotowego. Wsad do pieca był przygotowywany ręcznie, porcjami co godzinę. Ostateczne przemieszanie odbywało się w okrągłym zasypniku, przy równoczesnym skrapianiu wodą. Ładowano do pieca sposobem łyżkowym. Zasadniczym celem próby było stwierdzenie: a) jak daleko można obniżyć dodatek syderytu w stosunku do rudy brunatnej bez wywołania trudności w przebiegu procesu dymarskiego i b) jaki skutek będzie miało stosowanie do redukcji rudy koksu „III B“ oraz surowego węgla „III B“.

Uwzględniając powyższe intencje, podzielono próby na 4 okresy.

Pierwszy okres. W okresie tym użyto do redukcji koksowego miału niemieckiego. Rudę brunatną mieszało z syderytym w stosunku 3 : 2. Namiar, dodawany co 1 godz., miał skład:

60 kg rudy brunatnej
40 „ syderytu
30 „ miału koksowego (30% mieszanki rud)

130 kg mieszanki.

O godz. 8 dnia 17. III. 38 zapalono piec doświadczalny i o godz. 11 załadowano pierwszy namiar. Co 1 godz. ładowano stale takież namiary. Na tej mieszance pracowano 24 godz., tj. do godz. 11 dnia 18. III. 38. Ponieważ bieg pieca był pod każdym względem zadowolający, a redukcja i tworzenie się żelgrudy dobre, na próbę zmniejszono ilość koksu do redukcji z 30% na 27%. Oddzielony w czasie mielenia i magnetycznego oddzielania z żużla w małych ilościach magnetyczny koncentrat „B“, od godz. 15 również dodawano do namiaru dodatkowo.

Drugi okres. Ponieważ mieszanka rudy brunatnej i syderytu w stosunku 3:2 dobrze się przerabiała, zmniejszono w drugim okresie ilość syderytu tak, że stosunek ten wynosił 3:1.

Dnia 18. III. 38 o godz. 23 rozpoczęto pracę z mieszanką w stosunku 3:1 o zmniejszonym ciężarze namiaru, a mianowicie:

60 kg rudy brunatnej
20 kg syderytu
21,6 kg miału koksowego (27% mieszanki rud)

101,6 kg mieszanki.

Dnia 19. III. 38 o godz. 9 zwiększono ciężar namiaru rudy do 100 kg na 1 godz. Skład namiaru był następujący:

75 kg rudy brunatnej
25 kg syderytu
27 kg miału koksowego (27% mieszanki rud)

127 kg mieszanki.

Do tego dochodziły zmienne ilości magnetycznego koncentratu „B“. Ponieważ przy tej nowej mieszance uzyskano dodatnie wyniki, a więc prawidłowy bieg pieca, pełną redukcję i dobre tworzenie się żelgrudy przy nieznacznej ilości koncentratu „B“, zmniejszono—ze względu na dużą jeszcze zawartość w żużlu niezużytego do redukcji miału koksowego—od godz. 1 dnia 19. III. 38 dodatek miału koksowego do namiaru z 27% na 25%. Rezultaty pozostały nadal te same. W tym okresie piec opalano pyłem węglowym C. Y.

Trzeci okres. Wobec tego, że w 2 pierwszych okresach prób uzyskano obniżenie zawartości syderytu w mieszance rud do 25%, dalsze zaś obniżenie zawartości syderytu nie było wskazane z uwagi na wymaganą wiskożę żużla, miał koksowy niemiecki zastąpiono od godz. 23 dnia 20. III. 38 w namiarze miałem koksowym z węgla „III B“. W materiale, opuszczającym piec, zaznaczyła się zmiana dopiero w 8 godz. później. Początkowo używano namiaru o składzie:

75 kg rudy brunatnej
25 „ syderytu
35 „ suchego miału koksowego „III B“ (35%
mieszanki rud)

135 kg mieszanki.

Do tego dochodziły zmienne ilości magnetycznego koncentratu „B“. Od godz. 7 dnia 21. III. 38 używano do opalania pieca mieszanki pyłu węglowego z antracytu i węgla „III B“. Proces przebiegał doskonale, tak że od godz. 19 dnia 21. III. 38 obniżono ilość dodawanego do namiaru, jako środka redukcyjnego, miału koksowego „III B“ do ilości 31,5%, zaś od godz. 11 dnia 22. III. 38 obniżono do 31,2%. Rezultaty nadal pozostały dobre.

Czwarty okres. W tym okresie prób należało stwierdzić przydatność węgla „III B“ dla redukcji. W tym celu węgiel rozdrobniono poniżej 10 mm. Pracę na namiarze z tym węglem rozpoczęto o godz. 23 dnia 22. III. 38. Skład namiaru był następujący:

75 kg rudy brunatnej
25 „ syderytu
50 „ surowego węgla „III B“ (50% mieszanki rud)

150 kg mieszanki.

Ponieważ bieg pieca na tej mieszance był dobry, materiał zaś opuszczający piec zawierał jeszcze węgiel, od godz. 7 dnia 23. III. 38 zmniejszono ilość węgla w namiarze do 40 kg, tj. do 40% mieszanki rudy. Z mieszanką tą przeprowadzono próby do końca. Dodatek rudy został o godz. 12 dnia 23. III. 38 wstrzymany, piec zaś pędzony był nadal na miale koksowym (luźny bieg pieca). Również przy dodatku węgla surowego

wego, wynoszącym 40%, otrzymano jeszcze dobre wyniki. Jednak okres próbny był za krótki, aby móc wydać stanowczy sąd. Można natomiast z całą pewnością przyjąć, że węgiel „III B” nadaje się do celów redukcji w ilości 40—50% ciężaru mieszanki do procesu dymarskiego. Okazuje się jednak, że zawartość siarki w żelgrudzie wzrosła. Przy stosowaniu koksu „III B” ilość siarki w żelgrudzie spadła do 0,34%, zaś przy surowym węglu „III B” wzrosła do 0,74%.

3. Przerób produktów wydobytych

4. Bilans żelaza.

Wsad.

11.460 kg brunatnej rudy (9,93% H ₂ O, 42,73% Fe)	4.410 kg Fe
4.540 kg syderytu (1,70% H ₂ O, 26,53% Fe)	1.185 „ „
	5.595 kg Fe

Odjęto:

109 kg nieprzerobionego produktu „B” (74,70% Fe)	81 kg Fe	
604 kg produktu luźnego biegu pieca (26,0% Fe)	157 kg Fe	
955 kg pyłu odlotowego (11,85% H ₂ O i 12,0% Fe)	101 kg Fe	339 kg Fe
		5.256 kg Fe
Stwierdzona różnica		32 kg Fe
		5.288 kg Fe

Wydajność.

5.266 kg żelgrudy (97,6% Fe) —	5.137 kg Fe	=	97,1% Fe
5.501 kg żuźła (2,75% Fe) —	151 kg Fe	=	2,9% Fe
	5.288 kg Fe	=	100,0% Fe

Przy zestawieniu bilansu odjęto od całkowitej ilości żelaza w rudach tę ilość, która znajduje się w magnetycznym koncentracie „B”, w biegu luźnym pieca i w pyłe odlotowym. Te ilości żelaza przy ruchu ciągłym pieca są w stałym obiegu i nie ulegają większym zmianom. Ustalona wydajność żelaza w żelgrudzie wynosi 97,1% ogólnego Fe w rudach.

5. Streszczenie wyników. Przeprowadzone próby wykazały, że oba gatunki rudy: ruda brunatna „H — B” oraz syderyt „Trusk” nadają się dobrze do przerabiania procesem dymarskim Kruppa, przy użyciu mieszanki w stosunku 3 : 1. Koks z węgla „III B” okazał się dobrym środkiem redukcyjnym i w stanie suchym wystarczał w ilości ok. 30%. Próba stosowania surowego węgla „III B” w ilości 40 — 50% mieszanki rud również udała się, jednakże czas trwania próby był za krótki, aby wysnuć konkretny wniosek. Prawdopodobnie dała by się dobrze stosować mieszanka węgla surowego z miałem koksowym. Niekorzystnym objawem dla jakości żelgrudy przy stosowaniu surowego węgla zamiast miału koksowego mogła by być wyższa zawartość siarki w żelgrudzie.

Bieg pieca był w czasie trwania prób b. dobry, jak również dobre było tworzenie się żelgrudy. Żużel był dobrze zredukowany i obniżenie ilości magnetycznego koncentratu „B”

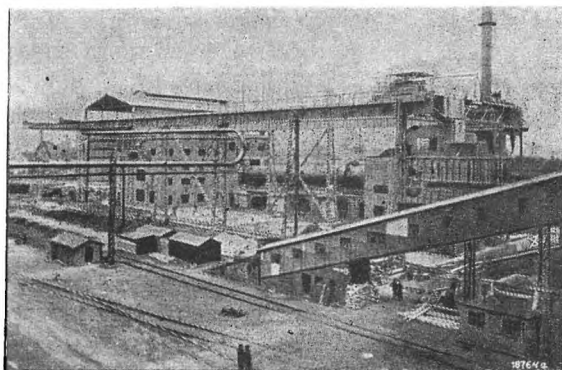
z pieca. Produkty, wychodzące z pieca, zbierano co 24 godz. i rozdrabniano w młynie kulowym, zaopatrzonym w sito Nr 3, poniżej 1 mm. Produkt, wychodzący przez sito, szedł na magnetyczny separator bębnowy, przy czym wydzielal się magnetyczny koncentrat „B”, który wracał do namiaru pieca, podczas gdy niemagnetyczny, ubogi w żelazo miał żuźłowy „C”, odrzucano. Żelgruda „A” była zatrzymana w młynie przy procesie mielenia i okresowo wyładowywana.

nieznaczne. Poniżej przytoczono skład chemiczny żelgrudy, uzyskany w różnych okresach próby, a mianowicie żelgruda „A” odpowiada okresowi 1 i 2, gdy piec szedł na mieszance rud w stosunku 3 : 2 i 3 : 1, redukcja odbywała się miałem koksowym niemieckim.

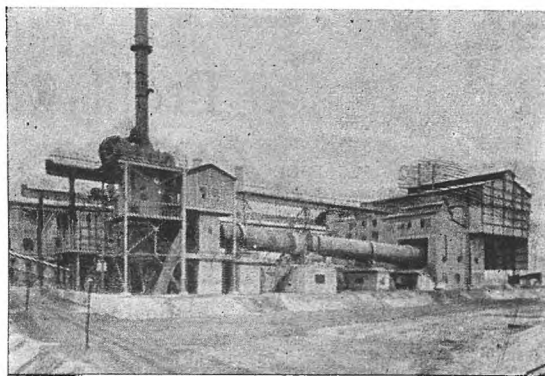
Żelgruda „B”, przy stosunku rud 3 : 1 i redukcja odgazowanym węglem „III B” oraz żelgruda „C” przy tymże stosunku rud i jako reduktor surowy węgiel „III B”.

	A	B	C
Fe	98,0 %	97,5 %	98,0 %
Mn	0,05 %	0,12 %	0,05 %
Si	0,10 %	0,12 %	0,05 %
C	0,88 %	1,42 %	0,54 %
P	0,47 %	0,52 %	0,52 %
S	0,57 %	0,34 %	0,74 %

III. Koszty własne produkcji żelgrudy. Przewidując instalację, składającą się z 2 pieców obrotowych, dł. 60 m, średn. 3,6 m, która na podstawie praktycznych danych będzie w stanie przerobić 500 — 600 t rudy na dobę, ustalamy najkorzystniejszy stosunek rud 3 : 1 (brunatnych rud i syderytów). Obliczenie produkcji będzie następujące: syderyty zawierają 27% Fe, rudy brunatne ok. 40% Fe, czyli że mieszanka będzie zawierała przeciętnie ok. 36,75% Fe. Przyjmując zawartość wilgoci 5%, otrzymamy jako faktyczną średnią zawartość Fe w mieszance 34,9%.



Widok z przodu.



Widok z tyłu.

Rys. 4

Dwupiecowa instalacja bezpośredniej redukcji rud metodą dymarską, w hucie „Borbeck“, Essen.

Na podstawie doświadczenia można określić wydajność 92% żelzrudy, zawierającej ok. 96% Fe. Przy przerobie na dobę 500 t mieszanki rud, wyprodukuje się 167 t żelzrudy na dobę, zaś przy 600 t ok. 200 t. Jak wynika z rachunku, do otrzymania 1 t żelzrudy, trzeba przerobić ok. 3 t mieszanki. Przy 320 dniach roboczych na rok uzyskamy roczną produkcję żelzrudy przy przeciętnej dziennej produkcji 167 — 200 t, od 53.600 — 64.000 t. Roczne zapotrzebowanie rudy dla tej produkcji żelzrudy wyniesie 40.000 — 48.000 t syderytów oraz 120.000 — 144.000 t rudy brunatnej.

Zużycie węgla do redukcji (miała kokсового) wynosi — jak potwierdziły badania — do 25% na 1 t mieszanki, co da zużycie na dobę 125 — 150 t, rocznie zaś 40.000 — 48.000 t.

Węgiel do ogrzewania zużywa się w ilości 6 — 8% na 1 t mieszanki rudy; zużycie dzienne 30 — 48 t, rocznie zaś 9.600 — 15.360 t.

Zużycie energii elektrycznej na mielenie rud wynosi ok. 10 kWh na 1 t rudy, w całej zaś reszcie instalacji (wg danych Kruppa) na 1 t rudy wypada ok. 30 kWh.

Na podstawie przeprowadzonej analizy przy instalacji 2-piecowej (Borbeck) można przyjąć — zgodnie z danymi Kruppa — na 1 t rudy 1 robotniko-godzinę. Szacując koszty kierownictwa instalacji (1 inżynier i 1 mistrz) również na 1 robotniko-godzinę na 1 t rudy, otrzymamy razem na 1 t rudy 2 robotniko-godziny.

Naprawy i części rezerwowe. Wg danych Kruppa, licząc $2\frac{1}{2}$ naprawy pieca rocznie, wypada 1,4 — 1,7 RM na 1 t rudy. Dla pewności można tę liczbę podnieść do 2 RM na 1 t rudy.

Amortyzacja. Na podstawie ofert Kruppa koszty całej instalacji wraz z kosztami budynków wynoszą ok. 3.500.000 RM (dane z 1938 r.).

Przyjmując, że amortyzacja nastąpi w ciągu 10 lat, obciążenie na 1 t żelzrudy wyniesie ok. 6,4 RM.

Koszty własne produkcji 1 t żelzrudy (wg cen z 1938 r.):

3 t rudy à 15,20 zł/t	45,60 zł
Prąd (30 + 10) 3 = 120 kWh po 0,10 zł/1 kWh	12,00 „
Robocizna 2 × 3 = 6 robotniko-godzin po 1,5 zł/godz.	9,00 „
Miało kokсовy 0,25 × 3 = 0,75 t po 25 zł/t	18,75 „
Pył węglowy 0,08 × 3 = 0,24 t po 14,05 zł/t	3,37 „
Naprawy 2 RM × 3 = 6 RM po 2,12 zł	12,72 „
Amortyzacja 6,4 RM po 2,12 zł	13,57 „
Razem	115,01 zł

Koszt własny żelzrudy wynosi zatem wg cen z 1938 r. ok. 115 zł/t. Przy cenie złomu (IV kwartał 1937 r.), wynoszącej 153 zł. za 1 t, różnica wynosiła 38 zł/t na korzyść żelzrudy.

Na podstawie dodatnich wyników prób przetwarzania rud krajowych metodą dymarską Kruppa oraz prób przetapiania żelzrudy w piecach elektrycznych i martenowskich, zdecydowano się na budowę pierwszej 2-piecowej instalacji w COP. Wojna przeszkodziła urzeczywistnieniu

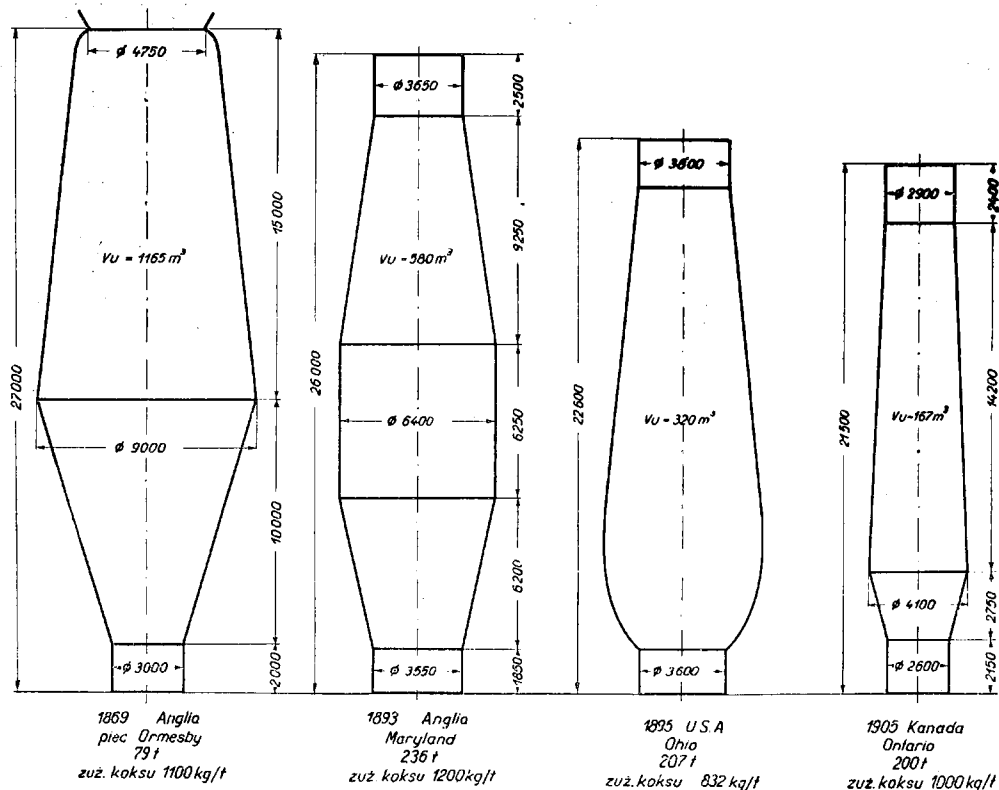
tego planu, niezmiernie ważnego dla zapewnienia ciągłości ruchu naszego przemysłu hutniczego przez uniezależnienie się od dostaw zagranicznych, w oparciu o zapasy rud krajowych. Poza tym zrealizowanie owego planu przyczyniłoby się znacznie do podniesienia dobrobytu mało uprzemysłowionych okolic Polski, obfitujących w rudy, dotąd mało lub wcale nie wyzyskane. Wpłynęło by to również dodatnio na bilans naszego handlu zagranicznego.

Inż. EUGENIUSZ MAZANEK
CZPH

Profil wielkiego pieca

Wielki piec jest piecem szybowym, w którym ruda, załadowana z góry do gardzieli, przechodzi — zmieszana z koksem — coraz to niżej, nagrzewana gazami, idącymi z dołu, a powstałymi ze spalania koksu przed dyszami w garze, redukuje się, topi i w postaci surówki oraz żuźla zbiera się w kotlinie garu, skąd zostaje wypuszczona. Kształt wewnętrzny wielkiego pieca przechodził w ciągu wieków ewo-

lucje, a dążeniem konstruktorów było stałe ulepszenie i zwiększanie produkcji. Prowadzi do tego nie tylko zwiększanie objętości, lecz również harmonijne zestawienie poszczególnych wymiarów wielkiego pieca, które może dać wyniki, osiągnięte w nowoczesnych jednostkach. Słynny piec ORMESBY Lowthiana - Bella (rys. 1), choć był wyższy i posiadał 3-krotną objętość wielkich pieców swego okresu, nie miał



Rys. 1

Profile starych wielkich pieców.

większej produkcji i mniejszego zużycia koksu. Ważnym czynnikiem, wpływającym na możliwość zwiększenia objętości wielkiego pieca, jest jego wysokość użyteczna, liczona przez inżynierów rosyjskich i amerykańskich od osi otworu spustowego do poziomu zasypu. Zależy ona od rodzaju przerabianych materiałów, a przede wszystkim od fizycznych własności paliwa. Im paliwo jest wytrzymalsze i mniej ścierane przy schodzeniu w piecu, tym piec może być wyższy. Próba bębnowa może dać pewien sprawdzian możliwości podwyższenia wielkiego pieca, lecz dopiero wypróbowanie koksu w piecu daje prawdziwe pojęcie o możliwościach tego ostatniego. Prawidłowy wybór wysokości pieca jest b. ważny. Zbyt mała wysokość zmniejsza możliwości nagrzania się

schodzących w dół materiałów, a lepsze odebranie ciepła gazów i wyższa temperatura nagrzania się tworzyw zwiększa wydajność pieca i zmniejsza zużycie paliwa. Zbyt wielka wysokość, przy słabym koksie, daje bieg pieca zarywowy; schodzenie nabojów jest wówczas oporne i do garu dochodzi dużo startego mialu koksowego.

W Zagłębiu Donieckim ZSRR stare wielkie piece miały wysokość 22—24 m; po poprawie koksu stosuje się tam wysokości do 27 m. Dla lepszych gatunków koksu kuźnieckiego, przy próbie bębnowej 310 — 320 kg, co odpowiada próbie polskiej ok. 75 proc., stawia się piece o wysokości użytecznej 27 — 28 m. Dla gorszych kokсів, o próbie bębnowej 260 — 280 kg (65%), wysokość użyteczna nie może przekro-

czyć 24 — 25 m. Wielkie piece amerykańskie mają użyteczną wysokość 25 — 28 m, a wielkie piece niemieckie w Wattenstedt 26,15 m.

Objętość i wysokość wielkiego pieca musi pozostawać w harmonii ze wszystkimi jego wymiarami. Dla ocenienia, jakim warunkom powinny odpowiadać wymiary i kształty poszczególnych części pieca, należy rozważyć, jakim zmianom podlega wsad przy przejściu przez wielki piec.

W gardzieli panuje normalnie temperatura powyżej 100° i ruda zaczyna tracić wilgoć, której zawartość może przekroczyć 20%. Suszenie rudy powoduje pewne kurczenie się jej objętości. Początek schodzenia naboju połączony jest również ze z biciem się materiału, a więc ze skurczeniem się jego objętości. Najwyższa część szybu może być, ze względu na odpowiedni rozkład tworzyw, walcowata, w niektórych piecach na wysokość do 4 m. Mimo, że profil nie rozszerza się w dół, trudno sobie wyobrazić, aby nabój w tej części pieca mógł zawisnąć: ciśnienie gazów jest zbyt małe, by przeciwdziałać schodzeniu naboju, a wydzielanie się węgla-sadzy także nie dało by dostatecznej podpory. W miarę schodzenia naboju temperatura jego podnosi się i oddziaływanie gazów jest coraz większe. Prawdopodobnie zmiany, jakie odbywają się w materiale, są częściowo powiększające, częściowo kurczące objętość naboju.

Na kurczenie się objętości wpływają:

- 1) wydzielanie wody, chemicznie związanej, które trwa aż do temperatury ok. 950 — 1000°;
- 2) wydzielanie CO₂, które kończy się przy temperaturze ok. 1000°, przy czym normalny nabój zawiera ok. 7% CO₂;
- 3) niektóre rudy rozpadają się przy temperaturze do 1000° na drobne kawałki.

Na zwiększenie objętości wpływa:

- 1) reakcja wydzielania się węgla-sadzy odbywa się w granicach temperatur 450 — 650°; węgiel-sadza powoduje pęcznienie naboju; badania wykazują, że zwiększenie objętości na skutek wydzielania się węgla-sadzy jest silniejsze niż kurczenie się wsadu wskutek wydzielania się wody i CO₂; dlatego też należy dać wsadowi miejsce do umożliwienia pęcznienia, tzn. szyb musi rozszerzać się ku dołowi;
- 2) poza tym istnieje inny czynnik, czysto mechaniczny, a mianowicie tarcie o ściany i przylepność tworzyw; wzrastają one ze zmniejszoną wielkością kawałków naboju, na skutek wzrostu wielkości powierzchni styku między ścianą a nabojem.

Do tego dochodzi nacisk tworzyw z góry, wzrastający w miarę coraz to niższego poziomu, częściowo równoważony ciśnieniem gazów, również tym większym, im niżej schodzi nabój;

rezultatem tego jest rozpychanie na zewnątrz, tym większe, im niżej w piecu znajdują się materiały wsadowe.

Przy temperaturze ok. 1000 — 1200°, rudy stają się plastyczne i ciastowate. Następuje redukcja i — w pewnym stopniu — aglomerowanie się rudy. Zanim materiały stopią się i upłynią, przylepność do ścian wzrasta. Z chwilą całkowitego upłynienia wsadu winien on wejść do dalszej części wielkiego pieca, w spadki. Z powyższego wynika, że szyb musi rozszerzać się ku dołowi i dobór odpowiedniego kąta szybu ważny jest specjalnie przy przetapianiu rud miałych i biednych, które dają duże ilości żużla i mają niską temperaturę topienia. Niezależnie od tego, trzeba zwrócić uwagę na fakt odpychania koksu ku osi pieca i rozpierania rudy w kierunku ścian. Istnieją więc pewne zasady do ustalenia wielkości kąta nachylenia szybu. Ponieważ trudno skonstruować profil uniwersalny, ze względu na niepewną dostawę określonej jakości rud, musi się dopuścić tolerancję, która powoduje, że przy przebudowie konstruktor dąży do nowego, korzystniejszego profilu. Rekapitulując powyższe należy zaznaczyć, że:

- 1) nachylenie szybu jest konieczne, z uwagi na wydzielanie się węgla-sadzy i połączone z tym pęcznienie wsadu,
- 2) nachylenie szybu w dolnych poziomach jest niezbędne, ze względu na rozpieranie wsadu i przylepność topiącej się rudy do ścian; przylepność ta wzrasta ze wzrostem ilości żużla, który utrudnia schodzenie naboju,
- 3) część walcowa pieca na przejściu szybu do spadków potrzebna jest, aby przejście to było mniej ostre. Gazy, idące z dołu, są o tyle gorące i czynne, że wyzyskują przestrzeń, albo jako przedłużenie spadków, w razie gdyby były one za krótkie, albo jako przedłużenie szybu; Barret¹⁾ wspomina o piecu, który miał część walcową (przestron) b. długą, gdyż ok. 9 m, nad b. krótkimi spadkami, ok. 1 m, w piecu o całkowitej wysokości ok. 19 m; piec ten nie mógł pracować i musiał być po kilku dniach wydmuchany;
- 4) istnieją próby budowania pieców o 2-krotnym załamaniu profilu szybu, tak że dolna część posiada kąt nieco większy niż górna; odnosi się to specjalnie do pieców, przetapiających rudy biedne,²⁾
- 5) większy kąt szybu obniża szybkość schodzenia naboju, czyli podwyższa czas przebywania naboju w szybie.

Pawłow poleca stosować kąt szybu:

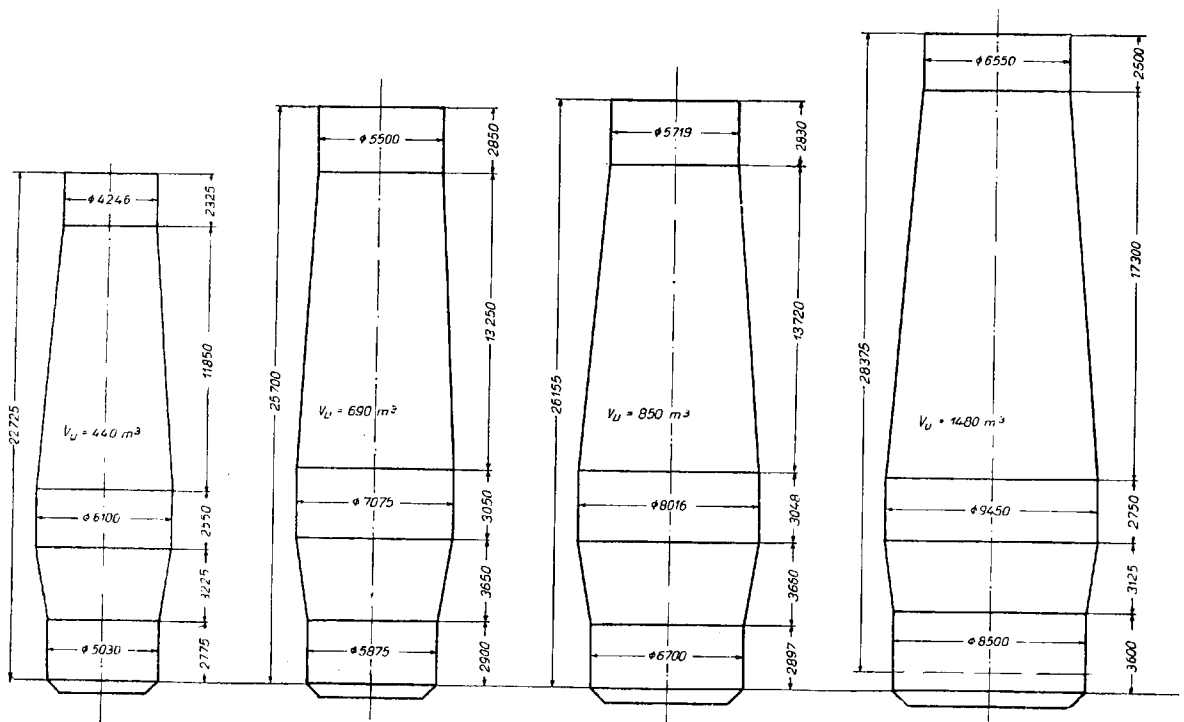
- 83—85° przy słabym koksie i rudach, zawierających dużo pyłu,
 85—86° przy rudach, z przeważającym udziałem kawałków,
 86—87° przy twardej, kawałkowej rudzie i b. twardym koksie.

Stosowanie różnych kątów pochodzi wg Pawłowa stąd, że przy rudach miękich i skupieniu się ich przy ścianach, łatwiej następuje uszczelnianie się wsadu przy ścianach, na skutek wydzielania się węgla-sadzy; przy rudach kawałkowych zaś przepuszczalność wsadu dla gazów przy ścianach jest większa. W warunkach amerykańskich stosuje się niemal jako zasadę kąt szybu $85^{\circ}44'$.

W profilu nowoczesnego pieca, w porównaniu z piecami z przed 20 lat, istnieje duża różnica w wymiarach i kącie spadków. Rolą spadków jest przygotować produkt ostateczny, jakim jest surówka. Tworzy się tu i kształtuje surówka i żużel; redukcja jest prawie zupełna. Część koksu jest już zużyta, a cały wsad — poza koksem — znajduje się w stanie płynnym. Objętość naboju zmniejsza się i gdyby spadki nie zwężyły się ku dołowi dla skompensowania zmniejszonej objętości, przepływ ze spadków do garu byłby nieregularny. Na przejściu z szybu do spadków jest normalnie nadtopiona masa wsadu, zagęszczona koksem, która w spadkach upłynnia się zupełnie. O ile by spadki były za wysokie, przy krótkim szybie, piec zwężyłby się w miejscu, gdzie jeszcze powinien się rozszerzać. Gdyby spadki były za niskie, kurczenie się materiałów jeszcze w szybie wywołało by nieregularny bieg pieca, powstawanie kanałów itd. Spadki w starych piecach zajmowały najmniej ok. 35% pracującej wysokości pieca, podczas gdy spadki pieców nowoczesnych tylko 15—16%. Ramm (Giprometz) zaleca przyjmować wysokość

spadków na 3 m, co stanowi zaledwie ok. 12% użytecznej wysokości pieca. W profilach amerykańskich wysokość spadków wynosi 3,2 — 3,5 m. Obniżenie spadków jest powszechne i widocznie polepszyło bieg wielkich pieców, gdyż produkcja pieców podniosła się. Normalnie kąt spadków wynosi, zgodnie również z zaleceniami Pawłowa, 80° — 82° . Zwiększenie kąta spadków nawet do 86° , jak np. w wielkim piecu „D“ Iron Tata Co (Indie), wyraża dążenie konstruktorów do zbudowania pieca o kształcie cylindrycznym. Sądzi się, że w celu utrzymania materiałów w stanie pulchym piec winien mieć kształt ściętego stożka rozszerzającego się ku dołowi. Taki również pomysł wysunął dr A. Korevaar, który — dla zmniejszenia zatoru w przestronie, przeszkadzającego ruchowi gazów przy ścianach — zaproponował, jako najwłaściwszy kształt wielkiego pieca — po usunięciu spadków — szyb, spoczywający wprost na cylindrycznym, szerokim i wysokim garze. Pogląd ten podziela również Pawłow³⁾. Piec taki zbudowano w hucie Schalke w Gelsenkirchen, nie był on wszakże w ruchu. Wydaje się, że jedynie tylko praktyka mogła by ocenić wartość podobnego rozwiązania, niemniej wszakże usunięcie spadków, które służą do wytworzenia sklepienia, zmniejszającego nacisk na roztopione masy, mogło by spowodować trudności, których nie zwalczył by najsilniejszy dmuch.⁴⁾

Średnica garu przyjmowana jest za miarę wielkości produkcji pieca. Projektowanie profilu zaczyna się od ustalenia tego wymiaru, któ-



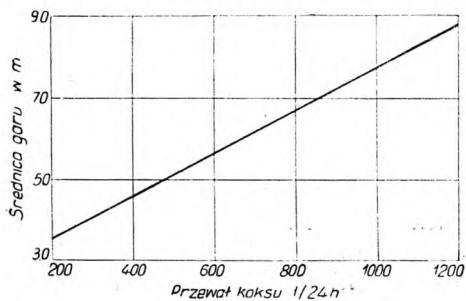
Profile nowoczesnych wielkich pieców

ry przyjęto uważać za podstawowy. Przy obliczaniu wymiarów wielkiego pieca zalecony jest przez Pawłowa stosunek średnicy przestronu do średnicy garu 1,05 — 1,20, przy czym średnicę przestronu oblicza się ze wzoru:

$$D = \frac{V}{m \cdot H} \quad \text{gdzie } m = 0,53 - 0,54$$

$V = \text{objętość całkowita}$
 $H = \text{wysokość całkowita}$

Wg Ramma średnica garu $d = 0,32 \cdot V^{0,45}$. Oba te wzory dają wyniki zupełnie zgodne.



Rys. 3

Przepływ koksu w zależności od \varnothing garu.

Rice ustalił praktyczny wykres (rys. 3), oparty na rzeczywistych liczbach 248 wielkich pieców w USA, który pozwala dla żądanej ilości spalonego w wielkim piecu koksu ustalić potrzebną średnicę garu. Na podstawie tego wykresu Rice podał wzór, przedstawiający zależność ilości spalonego koksu i średnicy garu wielkiego pieca:

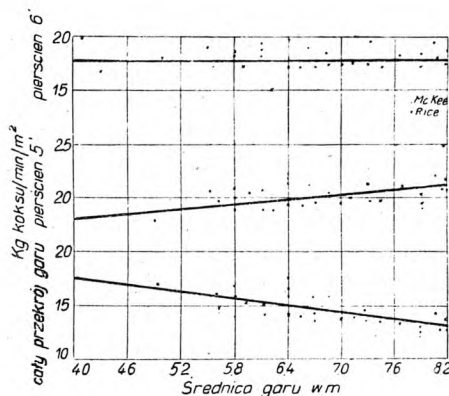
$$Q = 177 (d - 2,3)$$

gdzie $Q =$ ilość spalonego koksu t/24 h,

$d =$ średnica garu w m.

Podobny do niego jest wzór Havena.

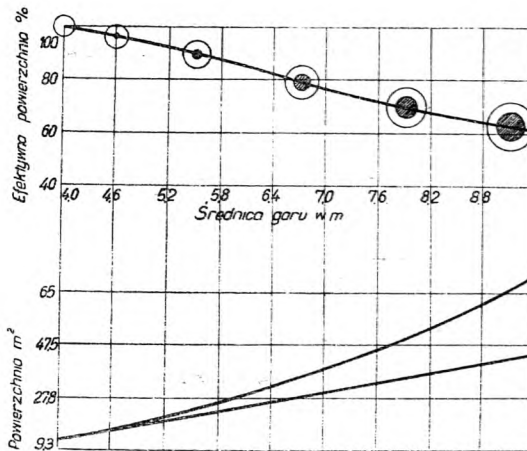
Z wykresu Eichenberga ⁵⁾, analogicznego do wykresu Rice'a wynika, że tylko dla średnic do ok. 3,5 m ilość spalonego koksu proporcjonalna jest do przekroju garu, czyli do d^2 ; przy większych średnicach garu ilość spalonego koksu proporcjonalna jest do d . Zgodne jest to z badaniami Kinneya, Perrota, Josepha i in., które ustaliły, że spalanie w wielkim piecu odbywa się w pierścieniu o stosunkowo niedużym zasięgu. W piecach do ok. 3,5 m średnicy garu przestrzeń spalania zajmuje cały przekrój garu; w miarę wzrostu średnicy garu w osi pieca pozostaje krąg, nie zajęty przestrzenią spalania. Rice proponuje — na podstawie obserwacji wyników spalania koksu w wielkim piecu — przyjąć pierścień o szerokości 1,83 m przed dyszami, jako rzeczywiście pracujący i — jako miarę porównawczą dla wielkich pieców — ilość koksu, spaloną na dobę, na jednostkę powierzchni tego pierścienia garu. Zdaniem Rice'a dobrze pracujący wielki piec powinien spalić koksu 30,8 t/m²/24 godz. Liczbę tę ustalono na podstawie dokonanych przez McKee i Rice'a badań dużej



Rys. 4

Wykres Rice'a intensywności spalania koksu w wielkim piecu.

ilości wielkich pieców amerykańskich. Wyniki owych badań zebrane są na wykresie, obrazującym zależność średnicy garu i ilości koksu spalonego w wielkim piecu (rys. 4). Dolna krzywa, przedstawiająca ilość koksu spalonego w kg/min/m² całego przekroju garu, obniża się ze wzrostem średnicy garu. Świadczy to o tym, że liczba ta nie może być wskaźnikiem porównawczym, gdyż powierzchnia nieczynna garu w obrębie osi pieca wzrasta z kwadratem średnicy. Należy stwierdzić, że ilość pobieranego przez wielki piec dmuchu i spalonego koksu nie jest określona warunkami pracy garu, lecz przede wszystkim szybu. Każdy wymiar wielkiego pieca, który ma być związany z wielkością produkcji, musi być związany z wydajnością szybu. Środkowa krzywa wskazuje, że pierścień szerokości 1,52 m jest za mały, aby być wskaźnikiem efektywnej objętości pieca. Ze wzrostem średnicy garu ilość koksu, spalonego na m² tego aktywnego pierścienia, wzrasta również. Górna krzywa przedstawiająca ilość koksu, spalonego na m² pierścienia o szerokości 1,83 m, jest dla różnych średnic garu niemal pozioma. Jest to dowodem, że pierścień 1,83 m,

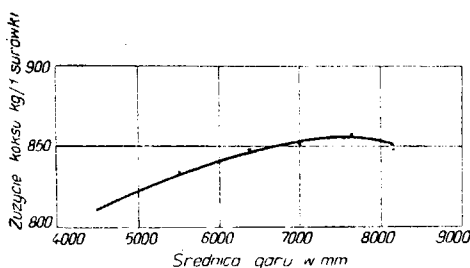


Rys. 5

Zmiana efektywnej powierzchni garu w zależności od \varnothing garu

sugerowany przez Rice'a, może być wskaźnikiem objętości pracującej wielkiego pieca i ilości koksu, która może być spalona. Doświadczalne stwierdzenie tego daje duży rozrzut punktów na wszystkich 3 krzywych, ponieważ różnorodność surowych materiałów nabojów wpływa na różny przebieg reakcji w szybie wielkiego pieca. Przyjęcie pierścienia 1,83 m za miarę efektywnej powierzchni garu uwypukla fakt, że w wielkich piecach o dużych średnicach istnieje duża przestrzeń nieaktywna. Ilustrują to poniższe wykresy ⁶⁾ (rys. 5), z których wynika, że im bardziej pragniemy zwiększyć produkcję wielkiego pieca, tym więcej obniżamy jego wydajność.

Duże wielkie piece pracują obrzeźnie i dlatego kontakt między gazami i nabojem jest gorszy i stąd podwyższona wysokość jest tu specjalnie korzystna. Badania McKee i Rice'a wykazały również gorsze zużycie koksu na tonę surówki w większych piecach (rys. 6). Rice uza-



Rys. 6

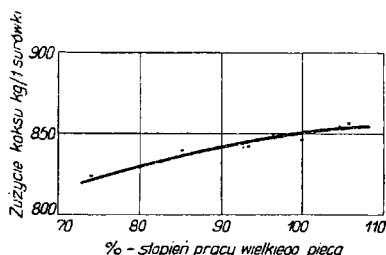
Zużycie koksu w wielkim piecu w zależności od \varnothing garu

sadnia to tym, że większe piece mają mniejszy współczynnik „stosunkowej objętości“, tzn. objętości roboczej, przypadającej na jednostkę aktywnej powierzchni pierścienia przed dyszami.

W badanych przez McKee i Rice'a piecach stosunek ten przedstawiał się następująco:

Średnica garu mm		Aktywna powierzchnia pierścienia garu m ²	Pracująca objętość m ³	Stosunkowa objętość m ³ /m ²	Zużycie koksu kg/t
od—do	przeciętna				
6250—8400	7300	29,5	954	32,5	864
4100—5800	5500	18,5	652	35,5	834

Haven i Rich ⁷⁾ są zdania, że korzystnie jest pracować z pewnym zapasem zdolności produkcyjnej, gdyż otrzymuje się wówczas lepszy bieg wielkiego pieca. To samo podkreśla Foell ⁸⁾, zalecając budowanie wielkiego pieca raczej nieco na wyrost niż późniejsze forsowanie zbyt małej jednostki. Rich podaje następujące liczby dla pieca o średnicy garu 6400 mm, spalającego przy pełnym wykorzystaniu 800 t/24 godz. koksu (rys. 7):



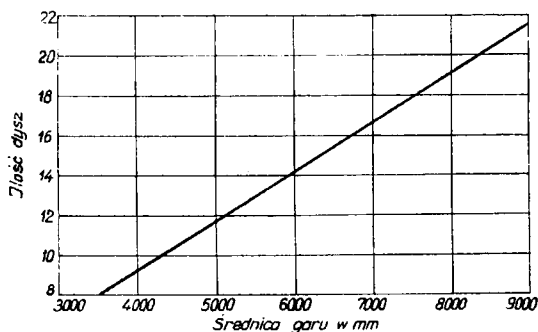
Rys 7

Zużycie koksu w zależności od stopnia pracy wielkiego pieca.

Produkcja pieca t/24 godz.	Zużycie koksu kg/t sur.	Ilość spalonego koksu t/24 godz.	Stopień wykorzystania %
444	811	360	45
693	834	578	73
848	849	719	90
933	870	812	102

Jeżeli pierścień przed dyszami ma odgrywać swą rolę i być sprawdzianem pracy wielkiego pieca, musi on być odpowiednio wyzyskany, stąd się to zaś wtedy, gdy w piecu będzie pracowała odpowiednia dla niego ilość dysz. Jako zasadę należy przyjąć, że dysze powinny znajdować się dość blisko siebie, aby strumień powietrza, dmuchanego przez dyszę, łączył się ze strumieniami sąsiednich dysz, w ciągły pracujący pierścień. O ile dysze będą znajdowały się zbyt daleko od siebie, ciągłości tej nie osiągnie się i aktywny pierścień nie zostanie wyzyskany. Kontrola szeregu pieców amerykańskich wykazała, że na ogół piece cierpią na brak dysz. Pra-

widłowa ich ilość zapewnia maksymalną ilość koksu, spalonego w wielkim piecu, co oczywiście pociąga za sobą zwiększenie produkcji. Wg Ramma ilość dysz powinna wynosić 2 — 2,2 na każdy metr średnicy pieca. Foell uważa za normalny rozstęp dysz na obwodzie garu 1,4 m, Rice 1,25 m. Na tej podstawie Rice zestawił wykres zależności ilości dysz od średnicy garu. Należy pamiętać, że w USA średnica ryjka dyszy



Rys. 8

liczba dysz w zależności od ϕ garu.

wynosi normalnie 150 mm (rys. 8). Do dokładnego obliczenia odpowiedniego przekroju dysz dla danego wielkiego pieca służy wzór Rice'a, oparty na zasadzie Johnsona jr. głoszącej, że energia kinetyczna dmuchu winna być utrzymana na stałej wysokości, przy każdej objętości włączanego dmuchu:

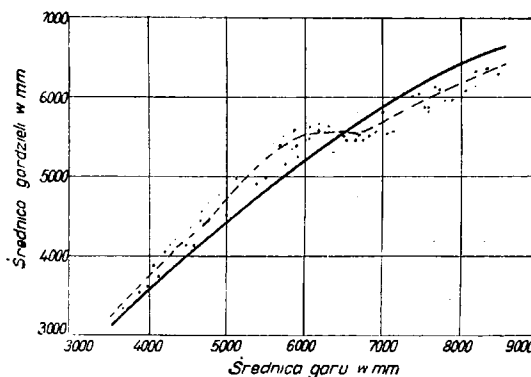
$$\frac{m \cdot v^2}{2g} = K \text{ i stąd } A^2 = \frac{m \cdot O^2}{K}$$

gdzie **A** jest sumą przekroju dysz w m², **m** masą dmuchu w kg/sek., **O** objętością dmuchu w m³/sek. w rzeczywistych warunkach temperatury i ciśnienia, **K** stałą = 4,9 · 10⁹.

Rice uważa średnicę gardzieli za b. ważny wymiar wielkiego pieca. Jest to — obok wysokości pieca — jedyny wymiar, który w czasie kampanii nie ulega zmianie. Rice przyjmuje, że przekrój gardzieli winien być równy przekrojowi aktywnego pierścienia w garze przed dyszami. Opinię swą opiera on na fakcie, że dawne piece o małej produkcji miały zwykle gardziel, równą garowi, w małych zaś piecach cały przekrój garu był aktywny. Umieszczona poniżej tablica podaje proponowane przez Rice'a średnice gardzieli, w zależności od średnicy garu:

Średnica garu m	Średnica gardzieli	
	wg Rice'a m	w istniejących piecach m
4,25	3,80	3,97 — 4,73
4,90	4,40	5,24 — 4,88
5,50	5,90	4,88 — 5,49
6,10	5,25	5,18 — 5,49
6,70	5,75	5,64
7,60	6,20	5,79 — 6,10
8,00	6,40	6,11
8,25	6,55	5,95 — 6,10
8,50	6,70	5,79 — 6,40
9,15	7,00	—

Dane Rice'a przedstawione są na wykresie 9.



Rys. 9

ϕ gardzieli w zależności od ϕ garu.

Dane z praktyki amerykańskiej wskazują, że punkty faktyczne leżą nieraz blisko krzywej Rice'a; charakterystyczne jest załamanie się krzywej punktów praktycznej linii przy średnicy garu ok. 6 m. Piece większe mają na ogół średnice gardzieli za małe; widać to na prawie wszystkich profilach wielkich pieców z okresu, gdy zwiększano objętość pieców, a z obawy przed wzrastającym ciężarem dzwonu i złym rozłożeniem materiałów w gardzieli nie powiększono dostatecznie średnic gardzieli. Wg Pawłowa stosunek średnicy gardzieli do średnicy przestroni winien wynosić 0,7 — 0,78, przy czym mniejsza liczba ważna jest przy przerobie rud bogatych, większa — przy rudach biednych. Wskazania Zjazdu Inżynierów Rosyjskich z 1947 r. ¹⁰⁾ zalecają również zwiększenie średnicy gardzieli. Najnowsze wielkie piece ZSRR i USA mają już gardziele powiększone i porównanie ich wymiarów z wykresem Rice'a wykazuje zgodność. Sprawę wymiarów gardzieli na-

leży poza tym rozważać zależnie od ilości pyłu. Nie jest bez znaczenia dla biegu pieca ile pyłu zostanie wydmuchane; 2 — 3% pyłu nie odbije się na biegu wielkiego pieca, natomiast przy ilości pyłu 8 — 9% może nastąpić rozstrojenie biegu pieca. Dlatego, pomimo zastrzeżeń niektórych wielkopieczowników, lekceważących wydmuch pyłu, należy podkreślić, że obawa przed zbytnią ilością pyłu w odpylnikach każe hamować dmuch wielkiego pieca.

Wielkość średnicy dużego dzwonu i stosunek jej do średnicy gardzieli, a więc wielkość odstepu między ścianą gardzieli a krawędzią dzwonu, jest b. ważna. Przy małym odstepie zasypywane materiały odbijają się od ścian i spadają w kierunku osi pieca, przy wielkim zaś odstepie materiały te układają się w grzebień, spadając częściowo w kierunku ścian, a częściowo w kierunku osi pieca. Jasne jest, że układ materiałów w gardzieli ma decydujący wpływ na rozkład temperatur i reakcji w szybie, a zatem i w dolnych częściach pieca. Pawłow radzi stosować wielkość odstepu 0,7 — 0,8 m, Ramm¹⁾ wiąże tę wielkość ze średnicą gardzieli $s = 0,1 d_1 + 0,2$ m, Nowospaski zaleca przyjmować 0,75 m. Prof. Rubin ustalił w swym orzeczeniu o krótkiej pracy pewnego wielkiego pieca, że jedną z przyczyn był zbyt duży odstep dzwonu od ściany, powodujący obrzeżny bieg i radzi dawać nie więcej niż 0,8 m. Elliot²⁾ sądzi, że należało by za miarę wymiarów dzwonu przyjąć nie wielkość odstepu między dzwonem a ścianą gardzieli, lecz wielkość powierzchni gardzieli, znajdującej się pod dzwonem, przy czym za pożądane uważa on 57 — 59%. Norma amerykańska wynosi 0,7 m dla pieców średnich, 0,76—0,77 m dla pieców największych, o średnicy garu od 8 m. Wbrew powyższym zaleceniom nowe typowe rosyjskie wielkie piece mają odstep ten zależnie od wielkości pieca równy 0,8 — 1 m. Dobrze zaprojektowana objętość wielkiego pieca posiada znaczny wpływ na jego pracę. Gazy, powstałe przy spalaniu koksu w garze, oddają w drodze do gardzieli swe ciepło schodzącym nabojom. Im dłużej pozostają w piecu, czyli im większa jest objętość pieca,

tym efektywniej będzie się odbywało oddawanie ciepła i tym niższy powinien być rozchód koksu, a zatem większa produkcja surówki. Powinna więc prawdopodobnie istnieć pewna zależność między objętością wielkiego pieca a ilością koksu, zużytego na 1 t surówki. Opinia ta, wygłoszona 20 lat temu przez J. I. Johnsona i potwierdzona później przez F. M. Richa, została ujęta we wzór, ustalony przez Rice'a:

$$T = \frac{0,36 V}{10420 \frac{Q}{86400}} = \frac{3}{i}$$

gdzie T — czas przebywania gazów w piecu w sek.,

V — robocza objętość wielkiego pieca,

Q — ilość spalonego koksu w t/24 godz.,

i — ilość spalonego koksu w t/24 godz. i 1 m³ roboczej objętości pieca,

10420 — ilość gazów z 1 t koksu (90% C) przy średniej temperaturze i ciśnieniu w piecu, w m³,

86400 — ilość sekund w 24 godz.,

0,36 — współczynnik, uwzględniający wolny przekrój w szybie (dla rud Górnego Jeziora 0,36, dla normalnego przeciętnego naboju 0,3 — 0,4).

Na podstawie powyższego wzoru i danych z praktyki ustalono inny wzór, wyrażający zależność zużycia koksu w kg/t surówki dla wytopu surówki w wielkim piecu, od objętości pieca i ilości spalonego koksu w ciągu doby:

$$K = 1035 - 55 T \text{ kg/t surówki, wzgl.}$$

$$K = 1035 - \frac{165}{i} \text{ „ „}$$

Wzór ten potwierdza, że z 2 wielkich pieców, o takiej samej średnicy garu, ten da większą produkcję, który — przy dobrze dobranych innych wymiarach — posiadać będzie większą objętość.

LITERATURA

- 1) Iron and Steel Engineer 1939, Nr 2.
- 2) Elliot. The blast furnaces of the Appleby-Frodingham Steel Co.
- 3) Metallurg 1932, Nr 7; str. 68 (tłum „Hutnika“ 1934, Nr 1).
- 4) Przegląd Górniczo - Hutniczy 1928, Nr 21 — 22 (art. prof. H. Krukowskiego).
- 5) Archiv für das Eisenhüttenwesen 1929, Nr 1 (art. G. Eichenberga).
- 6) Blast Furnace and Steel Plant 1946, VI i VII (art. T. L. Josepha).
- 7) Metals Technology 1945, Nr 4.
- 8) Association of Iron- and Steelengineers. Proceedings 1944.
- 9) Stal 1947, Nr 6.
- 10) Jak 2).

Inż. M. STANKIEWICZ, inż. T. MASIOR i inż. ST. ROGOWSKI
Huta „Stalowa Wola“

Metody wytopu stali na łożyska toczne

Zagadnienie materiałowe. Wymagania, stawiane stalom na łożyska toczne (o składzie chemicznym dość prostym) co do jednorodności i czystości, są b. wysokie. Powszechnie używaną stalą na łożyska toczne jest stal chromowa, o zawartości ok. 1% C, 0,4 — 1,6% Cr, przy czym

na kulki i rolki stosuje się zawartość chromu 0,4 — 1,2%, na pierścienie powyżej 1,3% Cr. Dla dużych pierścieni stosuje się często większą zawartość manganu i krzemu. Houdremont¹⁾ podaje szereg gatunków stali, w zależności od wymiarów pierścieni i rolek, wzgl. kulek (tabl. I).

TABLICA I
Gatunki stali łożyskowej wg Houdremonta

L p.	Zastosowanie	% C	% Mn	% P	% S	% Si	% Cr
1	Kulki i rolki do 10 mm ϕ	1,00	0,25	max.	max.	0,25	0,4
		1,20	0,40	0,025	0,025	0,35	0,6
2	„ „ 10—20 mm ϕ	0,95	0,25	max.	max.	0,25	0,8
		1,15	0,40	0,025	0,025	0,35	1,2
3	„ „ ponad 20 mm ϕ	0,90	0,25	max.	max.	0,25	1,3
		1,10	0,40	0,025	0,025	0,35	1,6
4	Pierścienie normalne	0,90	0,25	max.	max.	0,25	1,3
		1,10	0,40	0,025	0,025	0,35	1,6
5	Pierścienie o przekroju większym niż 30 x 50 mm	0,90	0,25	max.	max.	0,25	1,5
		1,05	0,40	0,025	0,025	0,35	2,0
6	B. duże pierścienie	0,90	0,50	max.	max.	0,60	1,1
		1,00	1,10	0,025	0,025	1,50	1,5

Normy amerykańskie przewidują — wg danych rosyjskich²⁾ — 6 gatunków stali na łożyska toczne (tabl. II).

TABLICA II
Amerykańskie gatunki stali łożyskowej

Oznaczenie	% C	% Mn	% Si	% P	% S	% Cr
52095	0,95	0,25	0,20	max.	max.	0,40
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	0,60
52098	0,95	0,25	0,20	max.	max.	0,90
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	1,15
52100	0,95	0,25	0,20	max.	max.	1,20
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	1,50
52101	0,95	0,25	0,20	max.	max.	1,30
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	1,60
52100 — 01	0,95	1,00	0,55	max.	max.	0,95
	1,10	1,20	0,65	0,025	0,025	1,10
52100 — 02	0,95	1,50	0,65	max.	max.	1,50
	1,00	1,60	0,75	0,025	0,025	1,60

Warunki ASTM dla stali na łożyska toczne³⁾ przewidują 3 zasadnicze typy stali (tabl. III).

TABLICA III
Gatunki stali łożyskowej wg ASTM

Oznaczenie	% C	% Mn	% Si	% P	% S	% Cr
Typ A 52100	0,95	0,25	0,20	max.	max.	1,30
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	1,60
„ B 51100	0,95	0,25	0,20	max.	max.	0,90
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	1,15
„ C 50100	0,95	0,25	0,20	max.	max.	0,40
	1,10	0,45	0,35	0,025	0,025	0,60

Dopuszczalna zawartość domieszek dla wszystkich 3 typów stali ASTM wynosi: Ni max. 0.35%, Cu max. 0.25%, Mo max. 0.08%.

Niektóre wytwórnie amerykańskie stosują również na łożyska toczne stale stopowe do nawęglania (tabl. IV).

TABLICA IV
Gatunki stali łożyskowej do nawęglania wg SAE

Oznaczenie	% C	% Mn	% P	% S	% Si	% Ni	% Mo
E 4617	0,15	0,45	max.	max.	0,20	1,65	0,20
	0,20	0,65	0,025	0,025	0,35	2,00	0,27
E 4620	0,17	0,45	max.	max.	0,20	1,65	0,20
	0,22	0,65	0,025	0,025	0,35	2,00	0,27

Jakość produkowanych łożysk zależy przede wszystkim od jakości materiału, ta zaś jest funkcją dobrego wytopu stali. Z tego powodu fabryka łożysk tocznych musi ściśle współpracować ze stalownią i hutniczym zakładem badawczo - doświadczalnym.

W artykule niniejszym postaramy się przedstawić metody zagranicznej produkcji stali łożyskowej.

Wytop stali na łożyska toczne. Dokładne przedstawienie metod wytopu stali łożyskowej zagranicą przekraczało by zakres niniejszego artykułu, o ile w ogóle można dokonać tego wyłącznie na podstawie literatury. Literatura techniczna, jeżeli idzie o stalownictwo, a zwłaszcza o metody wytopu jakichkolwiek stali specjalnych, jest b. skąpa. Często podaje jedynie tylko wiadomości fragmentaryczne lub wzmianki, z których trudno wyrobić sobie pogląd na całość zagadnienia. Dlatego też nie kusząc się o wyczerpujące omówienie sprawy, przedstawiamy poniżej to, co można było wyłowić z dostępnych nam źródeł i co mogło by stanowić punkt wyjścia dla prób przy rozwiązywaniu tego problemu.

Stal łożyskowa wytapiana jest głównie w elektrycznych łukowych piecach zasadowych, stosowany jest jednak również proces martenowski kwaśny, a dla mniej ważnych gatunków — martenowski proces zasadowy. Proces prowadzi się bądź na wsadzie czystym, niestopowym, bądź też na odpadkach stali łożyskowej, metodą odzyskową (z redukcją Cr ze wsadu), lub normalnie, ze świeżeniem (USA). Poza tym istnieją różnice w rozmaitych sposobach prowadzenia tego samego rodzaju procesu, sposobach odlewania, wymiarach wlewków, temperaturach, szybkościach odlewania itp. B. wysokie wymagania, stawiane stalom na łożyska toczne co do czystości, zmuszają stalownika przy wytopie tych stali do brania pod uwagę tylko takich metod technologicznych, które dają produkt najwyższej jakości. Martenowski proces zasadowy daje — ze względu na niekorzystne warunki oddleniania i odsiarczania — najmniej szans otrzymania pełnowartościowego materiału. Martenowski proces kwaśny wymaga b. czystych materiałów wsadowych i może być stosowany w krajach, które są pod tym względem dobrze zaopatrzone w surowce. Pozostaje więc elektry-

czny proces zasadowy i on właśnie będzie poniżej omówiony. Można by wspomnieć jeszcze o indukcyjnym piecu bezrdzeniowym. Wprawdzie, gdy chodzi o tygiel kwaśny i tu wyłania się sprawa czystości wsadu (P i S), która przy większej produkcji mogła by nastęrczyć sporo kłopotu, a ponadto proces w tyglu kwaśnym jest jedynie przetopem, tj. procesem bez świeżenia, które dla jakości materiału ma duże znaczenie. Procesy odzyskowe bez świeżenia, stosowane przy wytopie stali łożyskowej, nie cieszą się dobrą opinią, chociaż są — być może — uzasadnione lokalnymi warunkami gospodarczymi, kompensującymi w mniejszym lub większym stopniu ujemne strony nieprzygotowania kąpieli metalowej. Gospodarczo, metody odzyskowe przy wytopie stali łożyskowej nie posiadają zbyt wielkiego znaczenia, ze względu na stosunkowo niską cenę żelazo-chromu.

a) Metody i dane rosyjskie. B. poważnych badań wpływu prowadzenia procesu na jakość stali dokonano w ZSRR¹⁾. Badania te (ponad 2 000 wytopów) prowadzono nad skłonnością stali łożyskowej do tworzenia płatków śnieżnych oraz zanieczyszczeń niemetalicznych w owej stali. Przy skali, przyjętej dla płatków i zanieczyszczeń, badano jakie czynniki i w jakim stopniu wpływają na ich wzrost lub spadek w gotowej stali. Wyniki można streścić następująco: Zasadniczym warunkiem jest niewprowadzanie do pieca wilgoci pod jakąkolwiek bądź postacią. Dalej konieczne jest przegotowanie kąpieli metalowej (intensywne świeżenie). Najkorzystniejszy czas gotowania ustalono na 50 — 60 min., a ilość wypalonego w tym czasie węgla na ok. 0.50%. Wypalanie węgla do 0.50% daje dobre wyniki; podwyższenie ilości wypalonego węgla ponad 0.50% jest mało skuteczne i przedłuża jedynie czas wytopu. Co do wpływu okresu rafinacji na występowanie płatków śnieżnych, przedłużanie go jest niewskazane. Jest to zrozumiałe, ponieważ w czasie rafinacji odgazowanie metalu praktycznie nie odbywa się. Przeciwnie, może nastąpić w tym okresie nagazowanie kąpieli. Również ze względu na zanieczyszczenia niemetaliczne potrzebny jest pewien okres czasu gotowania stali. Ustalono go także na 1 godz. Przedłużanie tegoż nie jest celowe. Wpływ zawartości pierwiastków C, Mn, Cr, Si jest następujący: Zawartość węgla w kąpieli po-

winna być możliwie duża. Przy świeżeniu nie należy obniżać ilości C poniżej dolnej granicy, a potem nawęgląć, co jest dość często praktykowane. To samo dotyczy manganu, który w czasie świeżenia nie powinien spaść poniżej 0,20—0,25%, spadek taki powoduje bowiem ogromny wzrost zanieczyszczeń. Zawartość chromu we wsadzie, a przede wszystkim jego zawartość w metalu po roztopieniu, odgrywa dużą rolę. Przy małych ilościach chromu wzrost zanieczyszczeń jest nieznaczny, przy zawartości 0,40% — dość silny, a przy 0,9% b. silny. Dodawanie krzemu w postaci żelazokrzemu w okresie rafinacji nie jest wskazane, gdyż powoduje wzrost zanieczyszczeń. Badania wykazały dodatni wpływ zjawiska wzrastania ilości węgla w metalu podczas rafinacji, z czego wynikało by, że żużel rafinacyjny ma być karbidyczny.

Spośród innych danych z literatury rosyjskiej⁷⁾ należy wymienić wskazania, dotyczące temperatury prowadzenia wytopu. Ma ona wzrastać stopniowo, osiągając swe maksimum w chwili dodania końcowych odtleniaczy, po czym powinna być nieco obniżona. Należy unikać przegrzania wytopu w każdym stadium procesu. Dopuszczenie do przegrzania jest błędem, którego skutków nie można później całkowicie usunąć. Przegrzanie prowadzi do nagażowania stali i obniżenia jej jakości. W celu dobrego odtlenienia metalu zalecane jest stosowanie żużla karbidycznego, przy czym po dodaniu żelazochromu stopień karbidyczności żużla powinno się obniżyć przez dodatek wapna. Tego rodzaju „wybielanie“ żużla udaje się jednak rzadko. Żelazochrom trzeba dodawać po jak najdokładniejszym odtlenieniu metalu. Dodanie go do kąpieli słabo odtlenionej powoduje tworzenie się tlenków chromu, z których część (b. mała) rozpuszcza się w stali, część przechodzi do żużla (zielony kolor żużla), reszta pozostaje zaś w stali w postaci zawiesiny i pozbycie się jej stamtąd jest trudne.

Odtlenianie należy przeprowadzać tylko końcowe, przy pomocy żelazokrzemu i aluminium. Wszelkie odtlenianie (poza żużlem rafinacyjnym), czy to przed rafinacją, czy w czasie rafinacji nie jest wskazane. W razie konieczności można tego dokonać przy pomocy aluminium, pociąga to jednak za sobą wzrost zanieczyszczeń.

Ważne jest odstanienie się metalu w kadzi. Czas ten dla topów z pieców o pojemności 25—50 t podają na 10—15 min. Temperatura spuszczonej stali winna wynosić 1480—1500°C (Pyropto bez poprawki), w zależności od stosowanej szybkości odlewania. Na ogół stal należy spuszczać gorąco, a odlewać tak wolno, jak tylko na to pozwalają warunki (względ na powierzchnię wlewków). Podają, że w jednej z hut rosyjskich⁸⁾ odlewano tę stal początkowo przez garniec o wylocie \varnothing 25—40 mm, z szybkością 1 t/min. Następnie zmniejszono szybkość odlewania na 0,55 t/min., odlewając przez garniec \varnothing 28—32 mm i dzięki temu usunięto braki (wło-

skowate pęknięcia w materiale walcowanym). Przy odlewaniu syfonowym należy szybkość regulować odstępem tworzącego się na powierzchni metalu „kożucha“ od ścian wlewnicy. Odstęp ten powinien wynosić 15—25 mm. Stal do nadstawek lać wolno. Po napełnieniu nadstawek trzeba poczekać, aż powierzchnia metalu w nadstawce pokryje się twardą skorupą i dodawać stal porcjami (20—30 kg), dopóki syfon jeszcze „przyjmuje“, a lej nie napełni się stalą. Zabieg ten ma zmniejszać jamę usadową. Stal łożyskową odlewa się przeważnie z góry, stosowane jest wszakże i odlewanie syfonowe.

Ciężary wlewków są na ogół małe: 350 do 800 kg, najwyżej 1000 kg. Odlewano jednak i wlewki znacznie większe (1000—2500 kg). Jakże to dało wyniki nie podano. B. ważną rolę odgrywa smukłość wlewków. Jeżeli oznaczmy przez H wysokość wlewka i przez D średnicę wlewka w połowie jego wysokości, to dla stali łożyskowej stosunek $H:D \leq 3,2$. Gdy stosunek ten jest większy, otrzymuje się przedłużenie jamy usadowej i rzadziej. Dane powyższe zostały zaczerpnięte ze źródeł przedwojennych i nie uwzględniają zmian, jakie mogły zajść do chwili obecnej.

b) Metody i dane amerykańskie. Dane te oparte są na obserwacjach topów stali łożyskowej przez Marzymowa w 3 hutach amerykańskich⁹⁾). Jedną z nich osiąga najlepsze wyniki w produkcji tej stali na terenie USA, tak że można ją określić jako hutę wzorcową. Jeżeli chodzi o wsad, stosowane są prawie zawsze odpadki stali łożyskowej, w ilości dochodzącej do 50%. Resztę wsadu stanowi złom o niskiej zawartości fosforu. Czystej metody odzyskowej, tj. bez świeżenia i ściągania żużla, nie stosują nigdzie. Amerykanie stoją na stanowisku, że konieczne jest gotowanie kąpieli. Dzięki silnym transformatorom piecowym wytop prowadzony jest od samego początku gorąco i temperatura stali przy końcu okresu gotowania jest wyższa o 30 — 40° niż przy spuście. Dlatego straty chromu są niewielkie, mało różniące się od strat powstających przy metodzie czysto odzyskowej. Podobnież zawartość manganu można łatwo utrzymać na wysokości 0,20 — 0,25%, bez potrzeby dodawania go do pieca. Niska zawartość fosforu we wsadzie jest — przy prowadzeniu wytopu od samego początku gorąco — konieczna. W celu otrzymania we wsadzie odpowiedniej ilości węgla, potrzebnego do energicznego świeżenia, daje się odpadki elektrod, koks lub niskofosforową surówkę. Do wsadu dodają kamień wapienny. Ruda i wszystkie materiały żużłowórcze (mielony koks, piasek, fluoryt) są suszone, wapno świeżo wypalone. Świeżenie prowadzone jest b. energicznie. W ciągu tego okresu metal gotuje się na powierzchni dużymi pęcherzami, żużel zaś spływa sam przez próg pieca. Ilość wypalonego węgla wynosi 0,40 — 0,50% w ciągu ok. 1 godz. Materiałem świeżącym jest ruda kawałkowa, o wielkości kawałków 200 —

Dopuszczalna zawartość domieszek dla wszystkich 3 typów stali ASTM wynosi: Ni max. 0.35%, Cu max. 0.25%, Mo max. 0.08%.

Niektóre wytwórnie amerykańskie stosują również na łożyska toczne stale stopowe do nawęglania (tabl. IV).

TABLICA IV
Gatunki stali łożyskowej do nawęglania wg SAE

Oznaczenie	% C	% Mn	% P	% S	% Si	% Ni	% Mo
E 4617	0,15	0,45	max.	max.	0,20	1,65	0,20
	0,20	0,65	0,025	0,025	0,35	2,00	0,27
E 4620	0,17	0,45	max.	max.	0,20	1,65	0,20
	0,22	0,65	0,025	0,025	0,35	2,00	0,27

Jakość produkowanych łożysk zależy przede wszystkim od jakości materiału, ta zaś jest funkcją dobrego wytopu stali. Z tego powodu fabryka łożysk tocznych musi ściśle współpracować ze stalownią i hutniczym zakładem badawczo - doświadczalnym.

W artykule niniejszym postaramy się przedstawić metody zagranicznej produkcji stali łożyskowej.

Wytop stali na łożyska toczne. Dokładne przedstawienie metod wytopu stali łożyskowej zagranicą przekraczało by zakres niniejszego artykułu, o ile w ogóle można dokonać tego wyłączenie na podstawie literatury. Literatura techniczna, jeżeli idzie o stalownictwo, a zwłaszcza o metody wytopu jakichkolwiek stali specjalnych, jest b. skąpa. Często podaje jedynie tylko wiadomości fragmentaryczne lub wzmianki, z których trudno wyrobić sobie pogląd na całość zagadnienia. Dlatego też nie kuszając się o wyczerpujące omówienie sprawy, przedstawiamy poniżej to, co można było wyłowić z dostępnych nam źródeł i co mogło by stanowić punkt wyjścia dla prób przy rozwiązywaniu tego problemu.

Stal łożyskowa wytapiana jest głównie w elektrycznych łukowych piecach zasadowych, stosowany jest jednak również proces martenowski kwaśny, a dla mniej ważnych gatunków — martenowski proces zasadowy. Proces prowadzi się bądź na wsadzie czystym, niestopowym, bądź też na odpadkach stali łożyskowej, metodą odzyskową (z redukcją Cr ze wsadu), lub normalnie, ze świeżeniem (USA). Poza tym istnieją różnice w rozmaitych sposobach prowadzenia tego samego rodzaju procesu, sposobach odlewania, wymiarach wlewków, temperaturach, szybkościach odlewania itp. B. wysokie wymagania, stawiane stalom na łożyska toczne co do czystości, zmuszają stalownika przy wytopie tych stali do brania pod uwagę tylko takich metod technologicznych, które dają produkt najwyższej jakości. Martenowski proces zasadowy daje — ze względu na niekorzystne warunki odtleniania i odsiarczania — najmniej szans otrzymania pełnowartościowego materiału. Martenowski proces kwaśny wymaga b. czystych materiałów wsadowych i może być stosowany w krajach, które są pod tym względem dobrze zaopatrzone w surowce. Pozostaje więc elektry-

czny proces zasadowy i on właśnie będzie poniżej omówiony. Można by wspomnieć jeszcze o indukcyjnym piecu bezrzeniowym. Wprawdzie, gdy chodzi o tygiel kwaśny i tu wyłania się sprawa czystości wsadu (P i S), która przy większej produkcji mogła by nastęrczyć sporo kłopotu, a ponadto proces w tyglu kwaśnym jest jedynie przetopem, tj. procesem bez świeżenia, które dla jakości materiału ma duże znaczenie. Procesy odzyskowe bez świeżenia, stosowane przy wytopie stali łożyskowej, nie cieszą się dobrą opinią, chociaż są — być może — uzasadnione lokalnymi warunkami gospodarczymi, kompensującymi w mniejszym lub większym stopniu ujemne strony nieprzygotowania kąpieli metalowej. Gospodarczo, metody odzyskowe przy wytopie stali łożyskowej nie posiadają zbyt wielkiego znaczenia, ze względu na stosunkowo niską cenę żelazo-chromu.

a) Metody i dane rosyjskie. B. poważnych badań wpływu prowadzenia procesu na jakość stali dokonano w ZSRR¹⁾. Badania te (ponad 2 000 wytopów) prowadzono nad skłonnością stali łożyskowej do tworzenia płatków śnieżnych oraz zanieczyszczeń niemetalicznych w owej stali. Przy skali, przyjętej dla płatków i zanieczyszczeń, badano jakie czynniki i w jakim stopniu wpływają na ich wzrost lub spadek w gotowej stali. Wyniki można streścić następująco: Zasadniczym warunkiem jest niewprowadzanie do pieca wilgoci pod jakąkolwiek postacią. Dalej konieczne jest przegotowanie kąpieli metalowej (intensywne świeżenie). Najkorzystniejszy czas gotowania ustalono na 50 — 60 min., a ilość wypalonego w tym czasie węgla na ok. 0.50%. Wypalanie węgla do 0.50% daje dobre wyniki; podwyższenie ilości wypalonego węgla ponad 0.50% jest mało skuteczne i przedłuża jedynie czas wytopu. Co do wpływu okresu rafinacji na występowanie płatków śnieżnych, przedłużanie go jest niewskazane. Jest to zrozumiałe, ponieważ w czasie rafinacji odgazowanie metalu praktycznie nie odbywa się. Przeciwnie, może nastąpić w tym okresie nagazowanie kąpieli. Również ze względu na zanieczyszczenia niemetaliczne potrzebny jest pewien okres czasu gotowania stali. Ustalono go także na 1 godz. Przedłużanie tegoż nie jest celowe. Wpływ zawartości pierwiastków C, Mn, Cr, Si jest następujący: Zawartość węgla w kąpieli po-

winna być możliwie duża. Przy świeżeniu nie należy obniżać ilości C poniżej dolnej granicy, a potem nawęgląć, co jest dość często praktykowane. To samo dotyczy manganu, który w czasie świeżenia nie powinien spaść poniżej 0,20—0,25%, spadek taki powoduje bowiem ogromny wzrost zanieczyszczeń. Zawartość chromu we wsadzie, a przede wszystkim jego zawartość w metalu po roztopieniu, odgrywa dużą rolę. Przy małych ilościach chromu wzrost zanieczyszczeń jest nieznaczny, przy zawartości 0,40% — dość silny, a przy 0,9% b. silny. Dodawanie krzemu w postaci żelazokrzemu w okresie rafinacji nie jest wskazane, gdyż powoduje wzrost zanieczyszczeń. Badania wykazały dodatni wpływ zjawiska wzrastania ilości węgla w metalu podczas rafinacji, z czego wynikało by, że żużel rafinacyjny ma być karbidyczny.

Spośród innych danych z literatury rosyjskiej¹⁾ należy wymienić wskazania, dotyczące temperatury prowadzenia wytopu. Ma ona wzrastać stopniowo, osiągając swe maksimum w chwili dodania końcowych odtleniaczy, po czym powinna być nieco obniżona. Należy unikać przegrzania wytopu w każdym stadium procesu. Dopuszczenie do przegrzania jest błędem, którego skutków nie można później całkowicie usunąć. Przegrzanie prowadzi do nagażowania stali i obniżenia jej jakości. W celu dobrego odtlenienia metalu zalecane jest stosowanie żużla karbidycznego, przy czym po dodaniu żelazochromu stopień karbidyczności żużla powinno się obniżyć przez dodatek wapna. Tego rodzaju „wybielanie“ żużla udaje się jednak rzadko. Żelazochrom trzeba dodawać po jak najdokładniejszym odtlenieniu metalu. Dodanie go do kąpieli słabo odtlenionej powoduje tworzenie się tlenków chromu, z których część (b. mała) rozpuszcza się w stali, część przechodzi do żużla (zielony kolor żużla), reszta pozostaje zaś w stali w postaci zawiesiny i pozbycie się jej stamtąd jest trudne.

Odtlenianie należy przeprowadzać tylko końcowe, przy pomocy żelazokrzemu i aluminium. Wszelkie odtlenianie (poza żużlem rafinacyjnym), czy to przed rafinacją, czy w czasie rafinacji nie jest wskazane. W razie konieczności można tego dokonać przy pomocy aluminium, pociąga to jednak za sobą wzrost zanieczyszczeń.

Ważne jest odstanienie się metalu w kadzi. Czas ten dla topów z pieców o pojemności 25—50 t podają na 10—15 min. Temperatura spuszczonej stali winna wynosić 1480—1500°C (Pyropto bez poprawki), w zależności od stosowanej szybkości odlewania. Na ogół stal należy spuszczać gorąco, a odlewać tak wolno, jak tylko na to pozwalają warunki (względnie na powierzchnię wlewków). Podają, że w jednej z hut rosyjskich⁵⁾ odlewano tę stal początkowo przez garniec o wylocie \varnothing 25—40 mm, z szybkością 1 t/min. Następnie zmniejszono szybkość odlewania na 0,55 t/min., odlewając przez garniec \varnothing 28—32 mm i dzięki temu usunięto braki (wło-

skowate pęknięcia w materiale walcowanym). Przy odlewaniu syfonowym należy szybkość regulować odstępem tworzącego się na powierzchni metalu „kożucha“ od ścian wlewnicy. Odstęp ten powinien wynosić 15—25 mm. Stal do nadstawek lać wolno. Po napełnieniu nadstawek trzeba poczekać, aż powierzchnia metalu w nadstawce pokryje się twardą skorupą i dodawać stal porcjami (20—30 kg), dopóki syfon jeszcze „przyjmuje“, a lej nie napełni się stalą. Zabieg ten ma zmniejszać jamę usadową. Stal łożyskową odlewa się przeważnie z góry, stosowane jest wszakże i odlewanie syfonowe.

Ciężary wlewków są na ogół małe: 350 do 800 kg, najwyżej 1000 kg. Odlewano jednak i wlewki znacznie większe (1000—2500 kg). Jakże to dało wyniki nie podano. B. ważną rolę odgrywa smukłość wlewków. Jeżeli oznaczymy przez H wysokość wlewka i przez D średnicę wlewka w połowie jego wysokości, to dla stali łożyskowej stosunek $H:D \leq 3,2$. Gdy stosunek ten jest większy, otrzymuje się przedłużenie jamy usadowej i rzadizny. Dane powyższe zostały zaczerpnięte ze źródeł przedwojennych i nie uwzględniają zmian, jakie mogły zajść do chwili obecnej.

b) Metody i dane amerykańskie. Dane te oparte są na obserwacjach topów stali łożyskowej przez Marzymowa w 3 hutach amerykańskich²⁾. Jedną z nich osiąga najlepsze wyniki w produkcji tej stali na terenie USA, tak że można ją określić jako hutę wzorcową. Jeżeli chodzi o wsad, stosowane są prawie zawsze odpadki stali łożyskowej, w ilości dochodzącej do 50%. Resztę wsadu stanowi złom o niskiej zawartości fosforu. Czystej metody odzyskowej, tj. bez świeżenia i ściągania żużla, nie stosują nigdzie. Amerykanie stoją na stanowisku, że konieczne jest gotowanie kąpieli. Dzięki silnym transformatorom piecowym wytop prowadzony jest od samego początku gorąco i temperatura stali przy końcu okresu gotowania jest wyższa o 30 — 40° niż przy spuszczeniu. Dlatego straty chromu są niewielkie, mało różniące się od strat powstających przy metodzie czysto odzyskowej. Podobnie zawartość manganu można łatwo utrzymać na wysokości 0,20 — 0,25%, bez potrzeby dodawania go do pieca. Niska zawartość fosforu we wsadzie jest — przy prowadzeniu wytopu od samego początku gorąco — konieczna. W celu otrzymania we wsadzie odpowiedniej ilości węgla, potrzebnego do energicznego świeżenia, daje się odpadki elektrod, koks lub niskofosforową surówkę. Do wsadu dodają kamień wapienny. Ruda i wszystkie materiały żużlotwórcze (mielony koks, piasek, fluoryt) są suszone, wapno świeżo wypalone. Świeżenie prowadzone jest b. energicznie. W ciągu tego okresu metal gotuje się na powierzchni dużymi pęcherzami, żużel zaś spływa sam przez próg pieca. Ilość wypalonego węgla wynosi 0,40 — 0,50% w ciągu ok. 1 godz. Materiałem świeżącym jest ruda kawałkowa, o wielkości kawałków 200 —

300 mm. W czasie świeżenia dają do pieca nie wapno palone, lecz kamień wapienny. Temperatura metalu mierzona jest pyrometrem optycznym w końcu okresu świeżenia, w środku okresu rafinacji i przed spustem lub w czasie spustu. Podano następujące temperatury: w końcu gotowania 1620 — 1645°, w czasie spustu 1590 — 1610°, na początku odlewania 1520 — 1560°, w końcu odlewania 1520 — 1560°. Mimo, że autor nie wspomina o tym, są to bezwzględnie dane z uwzględnieniem poprawki dla pyrometru.

Po ściągnięciu żużła utleniającego przeprowadza się odtlenianie wstępne przy pomocy aluminium i 50% żelazokrzemu. Aluminium dają w ilości 0.50 kg/t, żelazokrzemu tyle, by wprowadzić do metalu ok. 0.10% Si. Bezpośrednio po tym, a nawet łącznie z tymi odtleniaczami, dawany jest żelazochrom, a jeżeli zachodzi potrzeba i żelazomangan. Następnie robi się żużel karbidyczny, pod którym rafinuje się kąpiel do samego spustu. Po 40 — 60 min. rafinacji (ok. 1 godz. przed spustem) jeszcze raz wprowadzają aluminium w ilości do 0.25 kg na 1 t metalu. Ostateczne odtlenianie przed spustem przeprowadzane jest w kadzi wyłącznie przy pomocy Ca — Si. Al i żelazokrzem do odtleniania ostatecznego nie jest stosowany. Ca — Si dają w takiej ilości, by otrzymać żądaną ilość Si w stali. Aby zmienić charakter produktów odtleniania przeprowadzono próby dodawania żelazochromu z podwyższoną zawartością Si i Mn. Ilość tego stopu, jaką trzeba dodać, określono na podstawie zawartości Mn w metalu, pozostały zaś do dodania żelazochrom miał zwykłą zawartość Si i Mn. Ilość dodawanego przy odtlenianiu wstępnym 50% żelazokrzemu odpowiednio zmniejszano. Rezultatów tych prób nie podano. Ca — Si (62% Si, 30% Ca) dawany jest do kadzi w kawałkach, wielkości 30 — 40 mm, zazwyczaj w paczkach, w papierowym opakowaniu. Zaczynają go dawać po napełnieniu metalem 1/5 — 1/4 kadzi i kończą w chwili spuszczenia 1/3 — 1/2 topu.

Spuszczoną stal wytrzymują w kadzi ok. 10 min. (pojemności pieców przeciętnie 40—50 t). Wlewki odlewa się z góry. Garnce stosuje tylko huta wzorcowa. Wlewnice są smarowane podgrzaną smołą. Wlewki są duże. Podane ich ciężary wynoszą 2.06 t i 2.8 t. Wlewnice są specjalnie krótkie, z nadstawkami o powiększonej wysokości. Np. wysokość wlewnicy dla stali żelazkowej wynosi 1372 mm, gdy tymczasem dla wlewnicy wlewka tego samego ciężaru stali konstrukcyjnej 1575 mm. Wysokość nadstawek odpowiednio: 483 mm i 355 mm. Górny przekrój dla obu przypadków jednakowy: 483×483 mm. Zbieżność wlewka 4.1%. Szybkość odlewania podana jest tylko dla jednej huty i to nie dla wspomnianej huty wzorcowej. Dane te są dość dziwne. Mianowicie czas lania wlewka o ciężarze 2.8 t wynosił 60 — 85 sek., przy czym garnca nie stosowano.

Stal huty wzorcowej jest wg autora, jeśli chodzi o wtrącenia niemetaliczne, czystsza niż stali innych hut amerykańskich. Makrostruktura jej jest również zadawalająca. Autor tłumaczy to dobrze opracowaną i pilnie przestrzeganą metodą pracy oraz systematyczną kontrolą jakości stali.

Metody pracy innych hut są na ogół podobne do metod huty wzorcowej. Gorsze wyniki przypisuje autor niedbałości i niestaranności w pracy. Tak np. do świeżenia stosuje się często zgorzelię lub żużel z pieców grzewczych, zamiast rudy. W wyniku świeżenia węgiel spada znacznie poniżej dolnej granicy analizy, co powoduje konieczność nawęglania kąpeli mielonymi elektrodami. Przy wstępnym odtlenianiu kąpeli nie zawsze używają aluminium, którego stosowanie na hucie wzorcowej jest regułą. Przy odtlenianiu końcowym obok Ca-Si stosowany jest często i żelazokrzem. Kamienia wapiennego nie używają, ale wapno palone pozostawia częstokroć wiele do życzenia.

W dostępnej nam literaturze niemieckiej nie można było — niestety — znaleźć danych o sposobach wytapiania stali żelazkowej, choć wiadome jest, że produkcja stali żelazkowej w Niemczech stanowiła poważną gałąź produkcji. Jedyne literatura rosyjska¹⁾ podaje szybkości lania, stosowane przy odlewaniu tej stali w Niemczech. Dane te odnoszą się do wlewków 500 — 1000 kg. Wlewki lane z góry — szybkość do 0.5 t/min., wlewki lane syfonowo — szybkość ok. 0.2 t/min.

Wnioski dotyczące metod wytapiania stali żelazkowej zagranicą. a) Wziąwszy przede wszystkim pod uwagę pojemność pieców, w których stal na łożyska jest wytapiana, widzimy że w USA piece są b. duże (40—50 t). Dane rosyjskie mówią o piecach znacznie mniejszych (7—15 t). Są to dane przedwojenne; jak sytuacja ta przedstawia się dzisiaj — nie wiadomo. Każdą stal specjalną można niewątpliwie łatwiej i staranniej zrobić w piecu małym, jednakże przy odpowiednich metodach pracy otrzymuje się dobre wyniki i w piecach dużych.

b) Jeżeli chodzi o metodę wytopu w świetle powyższych danych trzeba uznać za konieczny proces świeżeniem. Proces czysto odzyskowy może być uzasadniony jedynie specjalnymi warunkami lokalnymi.

c) Wg badań rosyjskich obecność chromu we wsadzie powoduje wzrost zanieczyszczeń i z tego punktu widzenia najkorzystniej było by mieć wsad niestopowy, a całą ilość chromu wprowadzać dopiero w okresie rafinacji. Przy dużej produkcji zachodzi jednak konieczność przerobienia odpadków i dlatego w USA stanowią one często do 50% wsadu. W amerykańskich protokółach topów²⁾ zawartość chromu po roztopieniu wynosi 0.40% i zawartość ta stanowi regułę. Taka zawartość chromu nie powoduje jeszcze zbyt dużego wzrostu zanieczyszczeń³⁾. Zatem jeżeli się chce przerabiać odpadki metodą

amerykańską (mając odpowiednie transformatory piecowe), nie należy przekraczać zawartości 0.40% Cr we wsadzie po roztopieniu. Ponadto wsad musi mieć niską zawartość fosforu.

d) Co do świeżenia dane z obu krajów mówią, że ma ono być energiczne. To samo dotyczy czasu świeżenia i ilości wypalonego w tym okresie węgla.

e) Żużel rafinacyjny powinien być karbidyczny. Źródła rosyjskie⁵⁾ podają analizę, w której CaC_2 wynosi 5%. Taki żużel jest uważany za karbidyczny. O żużlu karbidycznym jest również mowa w danych amerykańskich, o stopniu jego karbidyczności trudno sobie wszakże wyrobić dokładniejsze pojęcie. Protokoły topów²⁾ nie są pod tym względem dokładne, jak zresztą i w innych przypadkach. Prawdopodobnie i tu chodzi o żużel karbidyczny.

f) Co do odtleniania i stosowania odtleniaczy literatura rosyjska⁵⁾ trzyma się teoretycznych zasad metalurgii. Odtlenianie ma być przeprowadzane wyłącznie przy pomocy żużla odtleniającego i żelazochrom ma być wprowadzony do kąpieli już odtlenionej. Stosowanie odtleniaczy przed rafinacją wprowadza do metalu ich tlenki, co zwiększa zanieczyszczenia. Należy stosować dopiero odtlenianie końcowe przy pomocy żelazokrzemu i aluminium. Amerykanie stosują odtlenianie wstępne, tj. przed rafinacją, przy pomocy żelazokrzemu i aluminium. Jest to — zdaje się — ogólną tendencją w ich metalurgii. Stanowisko rosyjskie jest słuszne, chodzi jedynie o to w jakim stopniu metal będzie odtleniony żużlem karbidycznym, od tego bowiem zależy ilość powstałych tlenków chromu, które są b. trudne do usunięcia. Przy stosowaniu odtleniania wstępnego otrzymamy w metalu dużo tlenków Si i Al, nie otrzymamy zaś tlenków chromu lub otrzymamy ich b. mało. Pewna część tlenków Si i Al wypłynie w czasie rafinacji do żużla, ale nie mniej znaczna ich część pozostanie w metalu. Do odtlenienia końcowego Amerykanie stosują tylko Ca-Si (huta wzorcowa), a nie stosują Al, tak jak to robią Rosjanie, które sposoby są korzystniejsze może wykazać jedynie tylko doświadczenie.

g) Rosjanie polecają prowadzić top w ten sposób, by temperatura wzrastała stopniowo, aż do chwili końcowego odtlenienia i dopiero potem, a więc tuż przed spustem, została nieco obniżona. Troska o nieprzeżrzenie topu dyktowana jest obawą nagazowania metalu. Amerykanie mają na początku topu temperaturę wyższą niż przy spuście. Temperatura ta spada stopniowo i jest najniższa w chwili spustu. Nie podano, w jaki sposób obliczana była poprawka przy amerykańskich danych liczbowych co do temperatury. Jeżeli jednak obliczymy dla danych rosyjskich poprawkę, stosując normy niemieckie⁶⁾, otrzymamy że temperatura końca gotowania w procesie amerykańskim odpowiada temperaturze spustu procesu rosyjskiego, a temperatura spustu w USA jest niższa o 20—

30° niż w ZSRR. W świetle powyższego zrozumiała była by niezwykle duża — jak dla stali łożyskowej — szybkość odlewania, podana dla jednej z hut amerykańskich. Znaczne obniżenie temperatury kąpieli, dokonywane w ciągu dłuższego okresu czasu, mogło by również oznaczać zastosowanie w praktyce poglądu, głoszącego, że dla uwolnienia się od zanieczyszczeń temperatura kąpieli musi być już na długo przed spustem stopniowo obniżana (francuska metoda Ranque). Wydzielające się wtedy z metalu — wskutek zmniejszonej rozpuszczalności — tlenki mają czas skoagulować się i wypłynąć do żużla.

h) Huta wzorcowa w USA stosuje do wsadu oraz w czasie świeżenia kamień wapienny, a wapno palone dopiero w okresie rafinacji. Stosowanie kamienia wapiennego w okresie świeżenia podyktowane jest prawdopodobnie chęcią zwiększenia intensywności gotowania kąpieli (rozkład CaCO_3), jak również zmniejszenia możliwości wprowadzenia wodoru, co może nastąpić przy zwiertzałym wapnie (wodrotlenek wapnia). Przy dobrej jakości wapna palonego, tudzież starannym sortowaniu i suszeniu go, względy powyższe nie odgrywają ważniejszej roli.

i) Wiadomo, że odstanie się stali w kadzi wpływa korzystnie na czystość materiału. Stal powinna odstać się w kadzi możliwie długo, jak tylko pozwalają na to warunki temperatury i odlewania. Dane amerykańskie mówią o laniu z góry, dane rosyjskie także i o odlewaniu syfonowym. Lanie syfonowe wymaga bezwzględnie dobrych materiałów ogniotrwałych. Co do kształtu wlewków panuje zgodność wszystkich źródeł. Wlewki muszą być znacznie mniej smukłe niż dla innych gatunków stali. Wg danych rosyjskich wlewki powinny być małe, co jest zrozumiałe, gdyż duży wlewek stygnie wolniej i stwarza dogodne warunki dla segregacji materiału, a więc jego niejednorodności. Stalownie w USA stosują natomiast wlewki duże. Nie jest to usprawiedliwione wysokim tonażem pieców w USA, albowiem przy zastosowaniu prostych urządzeń można odlewać z góry większą ilość wlewków jednocześnie. Prawdopodobnie odgrywają tu rolę względy walcowania (zgniatacz). Szybkości odlewania są — wg danych rosyjskich i niemieckich — takie same.

LITERATURA

Inż. T. Malkiewicz. Stale na łożyska toczne (maszynopis 1947 r.).

1) E. Houdremont. Handbuch der Sonderstahlkunde. 1943, str. 418.

2) Stal 1947, Nr. 3, str. 276.

3) American Society for Testing Materials A295 — 46T, 1946.

4) Stahl und Eisen 1938, str. 761.

5) W. M. Zamorjew. Sowremiennyje metody proizvodstwa vysokosortnoj stali. 1935.

6) V. D. I. Temperaturmessregeln. 1940.

Inż. WŁ. REMIN

Zadania i rozwój polskiego przetwórstwa hutniczego

Zadanie, jakie ma do spełnienia polski przemysł przetwórczy w ramach CZPH można ująć w następujące punkty: 1) utrzymanie ciągłości ruchu w hutnictwie, 2) rozszerzenie możliwości produkcyjnych hutnictwa, 3) produkcja dla innych przemysłów.

Zachowanie równowagi między zapotrzebowaniem hutnictwa a możliwościami dysponowanego przez nie przetwórstwa stanowi dla tego ostatniego minimum zdolności produkcyjnej, zapotrzebowanie hutnictwa obejmuje jednak nie tylko potrzeby, związane z utrzymaniem biegu produkcji, ale narzuca również przetwórstwu szczególne obowiązki w czasie nieprzewidywanych awarii. Przetwórstwo jest pogotowiem technicznym dla zabezpieczenia nieprzerwanego ruchu w hutnictwie i każda przerwa w tym ruchu powinna być usunięta w możliwie jak najkrótszym czasie, przy użyciu wszelkich środków, jakimi warsztaty przetwórcze rozporządzają. Szeroki zakres zadań „pogotowia technicznego” wymaga od przetwórstwa stosunkowo dużego parku maszynowego oraz szeregu urządzeń specjalnych, które w normalnych

warunkach nie mogą być w pełni wykorzystywane. Jest to zło konieczne i w naszych warunkach musi być ono — niestety — tolerowane. Jego zmniejszenie do minimum można uzyskać jedynie przez częściowe wykorzystywanie parku maszynowego do produkcji dla przemysłów obcych.

Osobny problem przedstawia dostosowanie przetwórstwa do projektowanej rozbudowy hutnictwa w najbliższych latach. Realizacja inwestycji własnych i hutniczych musi dążyć do utrzymania równowagi przetwórczo - hutniczej w sensie wzajemnego uzupełniania się i to zarówno w czasie rozbudowy, jak i po jej ukończeniu. W ciągu najbliższych 10 lat przewidywany jest w Polsce wzrost zużycia żelaza z 60 do 200 kg na głowę, ponieważ więc zdolność produkcyjna naszego przetwórstwa na utrzymanie ruchu w hutnictwie powinna wynosić ok. 35 — 40 kg obrobionych części na każdą tonę wyprodukowanej stali, możliwości przetwórstwa muszą się kształtować — zgodnie z zamierzonym wzrostem jego zdolności produkcyjnej — w najbliższej przyszłości następująco:

TABLICA I

Wytwór	Charakterystyka produkcji w latach				
	1948		1949		1955
	ton	%	ton	%	%
Stal surowa	1 750 000		2 000 000		
Wyroby walcowane	1 175 000		1 350 000		
Zużycie obrobionych części mechanicznych	76 500	100	84 800	100	100
Części żeliwne	42 000	54,9	45 000	53	50,7
„ staliwne	14 000	18,3	16 000	18,9	20,5
„ kute i prasowane	6 800	8,9	8 000	9,4	10,2
„ inne	4 200	5,5	5 000	5,9	6,4
Konstrukcje stalowe	9 500	12,4	10 800	12,8	12,2

Wskaźnik 35 kg na 1 t stali powinniśmy osiągnąć do 1955 r. Obecne zużycie obrobionych części mechanicznych dla celów wytwórczych hutnictwa na 1 t stali wynosi ok. 44 kg. Jest to liczba b. wysoka, usprawiedliwiona częściowo koniecznością uzupełniania braków, spowodowanych nieracjonalną gospodarką okupanta i ogromem wojennych zniszczeń. Dla przykładu podaję szereg danych, obrazujących bardziej szczegółowo zużycie niektórych wyrobów przetwórczych w hutnictwie (tabl. II).

Nie mniej ważnym zadaniem zakładów przetwórczych CZPH jest pokrycie zapotrzebowania rynku na artykuły i wyroby, które albo są ściśle związane z procesami hutniczymi, albo też ich produkcja w ramach hutnictwa podyktowa-

na jest względami ekonomicznymi. Do pierwszych trzeba zaliczyć wszelkie wyroby kute i prasowane oraz ciągnięte ze stali stopowych i specjalnych. Do tej samej grupy należą — z uwagi na charakter obróbki — masowo produkowane w hutnictwie narzędzia tnące. Drugą grupę stanowią wytwory, które ze względów ekonomiczno - technicznych muszą być produkowane w zakładach hutniczych. Są to wszelkiego rodzaju rury ze szwem i bez szwu, rurociągi turbinowe i dalekobieżne, ciężkie odlewy, ciężkie wyroby kute i prasowane, ciężkie konstrukcje stalowe itp. Transportowanie masy żelaza do przeróbki poza zasięgiem hutnictwa byłoby wysoce nieekonomiczne i dlatego rozszerzenie tego rodzaju produkcji w ramach

TABLICA II

Wytwory	Zużycie własne, planowane na 1948 r. w tcnach			Zużycie na 1 t stali w kg	
	Z własnej produkcji	Z obcej produkcji	Razem	Przyjęto na 1948 r.	Preliminowane na 1955 r.
Wlewnice, spody	21 000	5 400	26 400	15,1	12
Walce	8 800	5 400	14 200	8,1	5,5
Inne odlewy	6 200	3 600	9 800	5,6	5
Zeliwo (sur.) razem	36 000	14 400	50 000	28,8	22,5
Wlewnice, spody	4 100	—	4 100	2,3	2
Walce	3 200	—	3 200	1,8	2,2
Inne odlewy	10 000	—	10 000	5,7	5,2
Staliwo (sur.) razem	17 300	—	17 300	9,8	9,4
Odkuwki matrycowane	1 900	—	1 900	1,1	1
Części wolno kute i prasowane	6 200	—	6 200	3,5	3,5
Części tłoczone	200	—	200	0,1	
Odkuwki (sur.) razem	8 300	—	8 300	4,7	4,5
Konstrukcje stalowe	9 500	—	9 500	5,4	4,5
Inne	5 000	800	5 800	3,3	3
Suma	76 100	15 200	91 300	52,00	43,9
Obróbka mechaniczna	4,8 miln. masz. godz.	—	4,8 miln. masz. godz.	2,75 masz. godz.	2,50 masz. godz.

przetwórstwa hutniczego zasługuje na specjalne podkreślenie.

Przetwórstwo nasze wykazuje znaczne braki w samych urządzeniach i zdradza duże przeładowanie tzw. produkcją koniunkturalną, wprowadzoną do ciężkiego przemysłu jeszcze w czasach gospodarki kapitalistycznej. Produkcja ta mogła mieć swe uzasadnienie dla właścicieli koncernów z punktu widzenia bezpośredniego wykorzystania własnych półwytworów w miejscu ich wytwarzania, co niewątpliwie wywierało duży wpływ na kształtowanie się kosztów własnych, w obecnym wszakże systemie gospodarki planowej względ ten traci na swej atrakcyjności z 2 powodów: Pierwszym jest konieczność podniesienia wydajności właściwego hutnictwa, drugim — logiczne rozwiniecie pierwszego, wskazujące na niezbędność specjalizacji poszczególnych gałęzi przemysłu. Jakkolwiek zatem wyeliminowanie koniunkturalnej produkcji przetwórczej hutnictwa ze względów ekonomicznych może się wydawać niecelowe, w naszych warunkach jest ono uzasadnione. Ześrodkowanie produkcji we właściwych branżach stwarza możliwości dużej specjalizacji, a równocześnie powoduje odpowiednią obniżkę kosztów wytwarzania, która może się okazać niejednokrotnie — z punktu widzenia ogólnopanstwowego — korzystniejszą niż oszczędności, uzyskane z racjonalniejszej gospodarki materiałowej na zakładach, dysponujących własnym materiałem wsadowym. O przebiegu przetwórstwa CZPH, reprezentowanego w znacznym stopniu przez taką produkcję jak wiadra, łopaty, bębny tłuszczowe i karbidowe, beczki na benzynę, lutnie kopalniane, podkowy, łańcuchy, gwoździe itp., świadczy obecny

stosunek wartości produkcji typowo hutniczej (wielkie piece, stalownie, walcownie) do wartości wyrobów przetwórczych (odkucia, odlewy, wyroby ciągnione, wytwory z blachy i drutu, gotowe maszyny i ich części, narzędzia, tlen, wodór itd.), który wyraża się liczbami 1,2:1. Nie trzeba udowadniać, że stosunek ten jest — w odniesieniu do wyrobów hutniczych — niepokojący. W dzisiejszych warunkach wartość tych ostatnich w porównaniu z wartością przetwórstwa winna się wyrazić stosunkiem co najmniej 1,5:1.

Zagadnienie centralizacji produkcji w odpowiednich gałęziach przemysłu jest sprawą niezmiernie ważną, wymagającą dokładnej analizy warunków, towarzyszących jej przenoszeniu. Wybór terenu, gęstość zaludnienia, rodzaj zakładu, stan urządzeń, tradycje, czynnik ludzki itp., to motywy, które przed powzięciem decyzji o przeniesieniu produkcji muszą być brane pod uwagę. W interesie przemysłu hutniczego leży, aby produkcja przetwórcza przekazywana przez CZPH właściwym przemysłom, nie była prowadzona na terenie Zagłębia Śląsko - Dąbrowskiego, gdzie przemysły kluczowe odczuwają niedobór siły roboczej.

Organizacja przetwórstwa wyrobów hutniczych idzie w kierunku: a) dokładnego ustalenia rodzaju produkcji, b) właściwego przygotowania fabrykacyjnego, c) racjonalnego planowania, d) podniesienia wydajności, e) polepszenia jakości.

Trzon zasadniczej produkcji przetwórczej CZPH stanowią odlewnie, kuźnie i prasownie, ciągnienie, warsztaty konstrukcyjne, mechaniczne i remontowe.

Odlewnie żeliwa CZPH pracują niemal wyłącznie na pokrycie zapotrzebowania hutnictwa. Drobna produkcja dla przemysłów obcych (3% całkowitej produkcji) wynika jedynie z racjonalnego obciążenia stanowisk odlewniczych. Obecna zdolność produkcyjna 40 000—42 000 t rocznie (bez odlewni rur) pokrywa zapotrzebowanie hutnictwa zaledwie w 75%. Ponieważ zapotrzebowanie to w ciągu najbliższych 7 lat wzrośnie o 70%, tj. do 85 000 — 90 000 t rocznie, zachodzi konieczność budowy nowej odlewni, o wydajności ok. 20 000 do 25 000 t rocznie, przy równoczesnej rozbudowie odlewni już istniejących. Udział poszczególnych wytworów w całkowitej produkcji żeliwa przedstawia się następująco:

walce	24%
wlewnice, spody, leje	57%
odlewy maszynowe	9%
odlewy drobne masowe	2%
inne	8%
razem	100%

Zużycie na 1 t stali wynosi dziś dla walców 8,1 kg (5,5 kg), dla wlewnic i spodów 15,1 kg (12,0 kg) i dla reszty żeliwa 5,6 kg (5 kg), przy czym liczby w nawiasach oznaczają wartości, jakie zamierzamy osiągnąć przez usprawnienie produkcji w ciągu najbliższych lat. CZPH dysponuje poza tym jedną odlewnią rur żeliwnych (huta „Ostrowiec“), o rocznej zdolności produkcyjnej 15 000 t.

Odlewnie staliwa CZPH rozporządzają nadwyżkami produkcyjnymi w stosunku do potrzeb hutnictwa, dzięki czemu 45% produkcji idzie na pokrycie zapotrzebowania przemysłów obcych. Zapotrzebowanie ogólnokrajowe pokrywane jest przez odlewnie staliwa CZPH w 70%. Z uwagi na przewidywany wzrost zapotrzebowania krajowego do 85 000 t w 1955 r., powiększenie zdolności produkcyjnej odlewni staliwa o 20 000 do 25 000 t rocznie staje się konieczne, tym bardziej, że rozwój tych odlewni powinien się dokonywać ze względów techniczno-ekonomicznych w ramach hutnictwa, tj. przy stalowniach. Obecna zdolność produkcyjna odlewni staliwa CZPH wynosi 35 000 t odlewów rocznie, przy czym udział poszczególnych wyrobów w ogólnej produkcji staliwa wynosi dla:

walców (w tym 2% dla przemysłów obcych)	12%
wlewnic, płyt, lei	12%
odlewów maszynowych	51%
odlewów drobnych, masowych	14%
odlewów innych	11%
razem	100%

Zużycie na 1 t stali wynosi dla walców 1,8kg, dla wlewnic 2,3 kg i dla innych odlewów staliwnych 5,7 kg.

Kuźnie i prasownie CZPH produkują głównie dla przemysłów obcych. Charakter produkcji, wynikający z różnorodności procesów technologicznych, decyduje o tym, że dalszy jej

rozwój, zwłaszcza jeżeli idzie o odkucia ciężkie, należy do hutnictwa. Zapotrzebowanie ogólnokrajowe na odkuwki, wynoszące obecnie 75 000 — 80 000 t rocznie, pokrywane jest przez hutnictwo w 55%; reszta — przez przemysły pokrewne. Dziś zdolność produkcyjna kuźni i prasowni CZPH wynosi ok. 45 000 t rocznie, przy następującym udziale wyrobów:

wolnokute i prasowane	61,5%
matrycowane	31 %
łoczone z blachy	7,5%
razem:	100 %

Zużycie odkuwek na 1 t stali wynosi średnio 4,7 kg. W ciągu najbliższych 7 lat spodziewany jest wzrost zapotrzebowania krajowego na wyroby kute i łoczone do 180 000 t rocznie w związku z czym możliwości produkcyjne kuźni i prasowni, przede wszystkim w odkuciach ciężkich (wolnokutych) i matrycowanych oraz prętach kutych należało by znacznie podnieść. Osobną pozycję stanowią surowe części zestawów kołowych, których produkcja wynosi ok. 80 000 t rocznie.

Ciągarnie rur, prętów i drutu CZPH. Z wyrobów ciągnionych na zimno jedynie drut produkowany jest na potrzeby przetwórstwa hutniczego, które są pokrywane niemal w 100%. Rury i pręty ciągnięte przeznaczone są na pokrycie zapotrzebowania przemysłów obcych. Zdolność produkcyjna kształtuje się następująco:

rury	13 000 t/rocznie
pręty	4 000 „ „
drut	8 000 „ „

Drut stanowi materiał wsadowy dla wyrobu.

elektrod w	70%
łańcuchów	13%
gwoździ w	17%
razem	100%

O ile konieczna staje się budowa ciągarni rur i prętów, o tyle podnoszenie zdolności produkcyjnych ciągarni drutu — wobec celowości przekazania wytwórni łańcuchów i drutu innym gałęziom przemysłu — nie było by właściwe. Pożądane było by natomiast ograniczenie hutniczo - przetwórczej produkcji drutu do gatunków stopowych i specjalnych oraz drutu do wyrobu elektrod, przy równoczesnej likwidacji wytwarzania drutów żelaznych.

Na specjalne podkreślenie zasługuje produkcja prętów łuszczonych, o szerokiej skali wymiarów i gatunków materiału oraz o wysokiej klasie tolerancji średnic, a których cena jest tylko nieznacznie wyższa od ceny prętów ciągnionych. Zdolność produkcyjna łuszczarek, za instalowanych na hutach „Baldon“, „Batory“ i „Stalowa Wola“ wynosi 1000 t miesięcznie i jest zaledwie w 50% wykorzystana.

Warsztaty konstrukcyjne CZPH jako wydziały, zużywające dużo materiału walcowanego, przy stosunkowo małej robociznie, związanej z jego przetworzeniem, mają wszelkie dane ku temu, by rozwijać się bezpośrednio przy hutnictwie. Ogólno-krajowe zapotrzebowanie na konstrukcje stalowe wynosi obecnie ok. 55 000 t, tj. ok. 5% w stosunku do produkcji wyrobów walcowanych. Udział ten będzie wzrastał w miarę rozwoju przemysłu i w ciągu kilku lat osiągnie 8%. Zapotrzebowania na okres najbliższych lat dotąd nie sprecyzowano, należy jednak przyjąć, że do 1955 r. wzrośnie ono w stosunku do stanu dzisiejszego 4-krotnie. W dalszym rozwoju produkcji ciężkich konstrukcji w hutnictwie obecna zdolność produkcyjna, wyrażona liczbą 25 000 t, będzie musiała zostać podniesiona do 100 000 t rocznie.

Warsztaty mechaniczne w ramach hutnictwa możemy podzielić na 3 grupy: warsztaty ogólnej obróbki mechanicznej, warsztaty remontowe, i narzędziownie.

Na cele utrzymania ruchu w hutnictwie zużywamy 80% produkcji warsztatów mechanicznych, których maksymalne możliwości sięgają dzisiaj ok. 8.000.000 maszyn.-godz. Pomimo dużych trudności, związanych z kompletowaniem parku maszynowego, wykorzystanie warsztatów jest stosunkowo wysokie i wynosi teraz 350 do 375 godz./mies. na 1 obrabiarkę. Jako górną granicę wykorzystania maszyny przyjmuje się 400 godz. miesięcznie, tj. 2 zmiany.

W ciągu najbliższych 7 lat zapotrzebowanie hutnictwa na obróbkę mechaniczną wzrośnie do 13.000.000 maszyn.-godz. Przy 15% rezerwie jako „pogotowiu technicznym“ zdolność produkcyjna warsztatów mechanicznych winna wzrosnąć do 15 mil. maszyn.-godz., czyli że park maszynowy w 1955 r. powinien liczyć ok. 3.800 obrabiarek. Obecny stan posiadania wynosi ok. 2150 maszyn.

Warsztaty ogólnej obróbki mechanicznej noszą charakter warsztatów produkcyjnych, za-

równo pod względem pokrywania potrzeb własnych hutnictwa, jak i wykonywania zleceń dla obcych klientów. Dążą one do specjalizacji, podyktowanej charakterem zakładu hutniczego, np. obróbki odlewów, walców, wszelkiego rodzaju odkuć, przygotowania części taboru kolejowego, budowy kompletnych urządzeń hutniczych itp.

Organizacja warsztatów remontowych stara się o zaspokajanie bieżących potrzeb ruchu oraz realizację inwestycji. Należy tu zaznaczyć, że centralne warsztaty naprawcze w Łabędach mają mieć w 1952 r. zdolność produkcyjną 3 mil. maszyn.-godz. W następnych latach zdolność ta zostanie podniesiona do 5 mil. maszyn.-godz. rocznie, co teoretycznie pozwoli na obróbkę ok. 60 000 t materiału, licząc po 75 do 90 maszyn.-godz. na 1 t obrobionego materiału.

Duże znaczenie i możliwości rozwoju przy hutnictwie posiadają narzędziownie, jako ostatnia faza przeróbki stali szlachetnych. Obecnie najpoważniejszym producentem narzędzi w Polsce jest huta „Stalowa Wola“, która dysponuje doskonałym pomieszczeniem, wykwalifikowanym personelem tudzież nowoczesnymi urządzeniami pomiarowymi i posiada wszelkie podstawy ku temu, by w najkrótszym czasie produkcję swą potroić.

Zapotrzebowanie obróbki zakładów mechanicznych całego hutnictwa, określone na 1955 r. na 15 mil. maszyn./godz., rozłoży się jak następuje:

na obróbkę żeliwa	16%
staliwa	24%
części kutych	27%
zestawów kołowych	7%
narzędzi tnących	20%
innych części	6%
razem	100%

Ogółem wzięwszy sytuacja przetwórczych możliwości produkcyjnych zakładów, podległych CZPH, kształtuje się następująco:

Wyrób	Plan 1948 r.	Wyrób	Plan 1948 r.
Obróbka części mechanicznych	7 200 000 maszyn.-godz.	Pręty i drut ciągniony	12 240 „
Konstrukcje stalowe i blaszane	41 050 ton	Wyroby z prętów i drutu	8 200 „
Żeliwo	46 950 „	Resory kolejowe	30 000 sztuk
Staliwo	30 780 „	Części płuźne	2 640 ton
Wyroby kute i prasowane	43 850 „	Podkowy	3 300 „
Wyroby z blachy cienkiej	15 940 „	Blacha ocynowana	4 800 „
Wyroby śrubowe	7 220 „	Wyroby ocynowane	21 660 „
Wagony kolejowe	2 400 sztuk	Chlorek cynku	1 400 „
Rozjazdy kolejowe	1 200 „	Biel cynkowa	6 400 „
Zestawy kołowe	33 000 „	Tlen	1 274 000 m ³
Rury ze szwem i zimno ciągnione	21 150 ton	Wodór	270 000 m ³

Nowości z dziedziny hutnictwa

ŻELAZOSTOPY

Próby odgazowania metali, używanych przy wyrobie stali stopowych *)

Celem opisanych poniżej badań było odgazowanie dodatków stopowych w stanie stałym. Jest rzeczą możliwą grzać w próżni, w sposób przemysłowy, do 1200°. Dla określenia ilości gazów, pozostałych po odgazowaniu, zastosowano metodę topienia w próżni z nawęglaniem. W tabl. I i II podano zawartości gazów różnych dodatków stopowych na podstawie badań wcześniejszych.

TABLICA I

	Tlen w %	Azot w %	Wodór cm ³ /100 g
Nikiel Monda	0,017	0,0025	86,2
Żelazotytan 37 Ti%	0,155	0,0078	46
Żelazoniob 58% Nb 6% Mn	0,169	0,0165	20,1
Żelazomangan 89% Mn	0,002	0,0014	13,1
Żelazowolfram 83%	0,208	0,0086	11,8
Żelazokrzem 74% Si	0,019	ślady	11,1
Żelazomolibden 73% Mo	0,039	0,0017	5,4
Chrom metaliczny	0,030	0,0036	4,5
Żelazochrom 64% Cr 1% C	0,078	0,0427	11,2

TABLICA II

Zawartość gazów cm³/100 g określona za pomocą bombardowania jonami

	CO	Wodór	Azot
Czysty nikiel w drutach	22,5	40,5	0
Nikiel handlowy	23	57,5	0
Nikiel elektrolityczny żarzony	12	42	0

Operacja odgazowania w stanie stałym możliwa jest tylko wówczas, gdy stopy, przeznaczone do odgazowania, są w postaci drobnych kawałków lub cienkich płyt, w przeciwnym razie dyfuzja jest zbyt powolna. Badania przeprowadzono w aparacie Meyer Castro, w piecu, podobnym do pieca Reine'a z grzewczą spiralą grafitową. Aby grafit tygla nie działał na stopy, ścianki tygla oddzielono od badanego stopu podwójną warstwą blachy molibdenowej. Odgazowywano przy 1750° w ciągu 4 godz. po czym ustalono poprawki dla 1400°, 1200° i 1000°. Po obniżeniu temperatury do 600° wprowadzano próbkę i grzano do 600° — 800° — 1000° — 1200°, a niekiedy do 1300° i 1400°. Każda próbka ważyła 30 — 100 g. Trzymano przy danej temperaturze aż do czasu, gdy szybkość odgazowywania stała się stała. Analiza gazów wydobytych dawała zawartość CO, H i N. CO było pochłaniane bezpośrednio, ponieważ łączne określenie CO i H za pomocą spalania daje niedokładne określenie wodoru. Należy zauważyć, że pochodzenie CO może być dwojakie. Pochodzi on albo z reakcji tlenu z węglkami stopu, lub istnieje jako CO w stopie. Dla rozgraniczenia obu pochodzeń CO powinno być użyte metody bombardowania jonami na zimno. Przyjęta metoda może dać nieścisłości, zwłaszcza przy oznaczeniu wodoru. Trzeba wszakże zaznaczyć, że chodziło więcej o zbadanie możliwości odgazowania w stanie stałym niż o otrzymanie dokładnych ilości gazów.

*) J. Hochmann, Revue de Métallurgie 1947, str. 161/173.

Nikiel Monda w kulkach. Wodór, który istnieje w dużych ilościach, uchodzi prawie całkowicie w próżni między 600° a 800°. CO uchodzi między 600° i 1200°. Grzanie w próżni jest b. skuteczne (tabl. III).

TABLICA III

Zawartość gazów w niklu Monda

	H ₂	N ₂	O ₂
Gazy wydzielone do 1200° (cm ³ /100 g)	53	2,6	25
Pozostałość gazów wydzielona po topieniu przy 1640°	1,7	0	0,0014%

Nikiel elektrolityczny zawiera mniej wodoru i prawie nie zawiera CO, ale tylko 2/3 wodoru uchodzi między 600° a 800°, reszta zaś przy topieniu. Nikiel ten daje o wiele łatwiej wlewki wyrośnięte niż nikiel Monda. Należy przypuścić, że w tym ostatnim obecność CO ułatwia ujście wodoru podczas topienia lub nawet przed topieniem.

TABLICA IV

Zawartość gazów w niklu elektrolitycznym

	H ₂	N ₂	O ₂
Gazy wydzielone do 1200° (cm ³ /100 g)	3,95	0,5	0,1
Pozostałość gazów wydzielona po topieniu przy 1640°	2,0	0	0,0006%

Kobalt, Wodór uchodzi od 600° do powyżej 1200°.

TABLICA V

Zawartość gazów w kobalcie

	H ₂	N ₂	CO + CO ₂
Gazy wydzielone do 1200° (cm ³ /100 g)	7,6	2,8	222,5
Pozostałość gazów wydzielona po topieniu przy 1640°	1	0	O ₂ 0,188%

Chrom i żelazochrom są często bogate w azot, który uchodzi przeważnie między 600 a 1200°; 2/3 wodoru uchodzi między 600 a 1000°. Między 1000° a 1200° uchodzi dużo CO. Ponieważ jednocześnie spada zawartość węgla i tlenu, należy przypuszczać, że zachodzi tu redukcja tlenków przez C. Np. w żelazochromie, zawierającym 0,035 C, grzanym w próżni przy 1200°, C spada do poniżej 0,010%.

TABLICA VI

Zawartość gazów w chromie (Cr=97%, C=0,28%)

	H ₂	N ₂	CO
Gazy wydzielone do 1200° (cm ³ /100 g)	1,6	35,6	127
Pozostałość gazów wydzielonych po topieniu przy 1640°	1	2	O ₂ 0,102%

TABLICA VII

Zawartość gazów w żelazochromach

		Azot uchodzący do 1200°		Całkowita zawartość azotu
Żelazochrom	70% C=0,65%	0,116%	0,125%	
„	70% C=0,7%	0,084%	0,087%	
„	67% C=0,7%	0,120%	0,145%	
„	65% C=4,5%	0,012%	0,015%	

Mangan 97% może zawierać duże ilości wodoru, który uchodzi niemal w całości przy 600°. Azotu i tlenu prawie nie ma.

Żelazokrzem 70% zawiera dużo wodoru (12 cm³/100 g), który uchodzi prawie w całości przy 600°. Azot uchodzi słabo, ok. 30% do 1200°. Tlenu mało. Mangan i krzem są zbyt lotne aby określenie gazów przez topienie było możliwe.

Żelazowolfram. Wodór i azot uchodzą między 600 a 1300°. Sporo CO uchodzi przy 1300°, prawdopodobnie jako skutek reakcji C z tlenkami.

Żelazomolibden. Wodór, zawarty w małych ilościach, uchodzi w 4/5 między 600 a 1400°. Azot uchodzi przy tych temperaturach b. słabo. Powyżej 1000° uchodzi sporo CO.

Aluminium grzano — z powodu jego topliwości — tylko do 600°. Przy tej temperaturze uszło tylko b. mało gazu w porównaniu z ilościami, określonymi bombardowaniem jonami.

Żelazowanad zawiera dużo wodoru. Część uchodzi przy 600°, a reszta przy topieniu. Azot uchodzi prawie w całości dopiero przy topieniu.

TABLICA VIII

Zawartość gazów w żelazowanadzie

	H ₂	N ₂	CO
Ilość gazów, uchodzących przy 1400° (cm ³ /100 g)	16,6	1,7	10,4
Pozostała ilość gazów, uchodząca po topieniu przy 1640°	27	18,5	O ₂ 0,007%

Żelazotytan. Większość wodoru uchodzi przy 600°. Azot prawie nie uchodzi do 1200°, lecz tylko częściowo, przy topieniu.

Żelazoniob, używany przy wyrobie stali nierdzewnych, zawiera ok. 40% niobu i 20% tantalu. Większość wodoru uchodzi przy 600°. Azot prawie nie uchodzi do 1200°, uchodzi natomiast w całości i w b. dużych ilościach 150 cm³/100 g przy topieniu 1640°.

Wyniki tych prób powinny mieć wartość praktyczną. Mogą one doprowadzić do możliwości częściowego odgazowywania dodatków do stali, pod warunkiem, że będą jeszcze przeprowadzone próby przemysłowe, z mniejszą próżnią (kilka mm słupa rtęci). Można by np. otrzymać żelazochromy, ubogie w azot i węgiel. Dało by się też usuwać wodór, którego obecność jest często szkodliwa.

St. Block

METALOZNAWSTWO

Grafityzacja stali przy podwyższonych temperaturach

Jak wiadomo, proces grafityzacji białego żeliwa ma zastosowanie przy produkcji żeliwa ciągliwego, jednakże zjawisko to zachodzi nie tylko w stopach żelaza o wyższej zawartości węgla (żeliwie), ale również i w niskowęglowej stali. Zagadnienie grafityzacji stali nasunęło się podczas ostatniej wojny w

USA. A. E. White*) podaje, że w styczniu 1943 r. nastąpiło pęknięcie rury, pracującej od ok. 5½ lat przy temperaturze ok. 500°. Badając przyczynę tego znaleziono wydzielenia grafitu w formie „łańcuszkowej“, które spowodowały owo pęknięcie. Potem dokonano badań przewodów, pracujących przy podwyższonych temperaturach, w 40 firmach i w połowie stwierdzono mniej lub więcej posuniętą grafityzację stali.

TABLICA I

Stale odporne na grafityzację (analiza chemiczna w % 0/0)

Typ stali	Rury bez szwu		Odlewy		Kute kołnierze	
	Mo	Cr—Mo	Mo	Cr—Mo	Mo	Cr—Mo
C	0,10—0,20	0,10—0,20	max. 0,35	max. 0,35	max. 0,35	0,15—0,25
Mn	0,30—0,80	0,30—0,60	max. 1,00	max. 1,00	0,30—0,80	0,40—0,60
P	max. 0,04	max. 0,04	max. 0,05	max. 0,05	max. 0,04	max. 0,04
S	max. 0,05	max. 0,05	max. 0,06	max. 0,06	max. 0,05	max. 0,05
Si	0,10—0,50	0,10—0,30	min. 0,20	max. 0,75	0,20—0,50	0,45—0,75
Mo	0,45—0,65	0,45—0,65	min. 0,40	0,45—0,65	0,40—0,60	0,60—0,80
Cr	—	0,40—0,60	—	1,50—2,25	—	1,50—2,00

Wydzielony grafit może występować bądź we wspomnianej wyżej formie „łańcuszkowej“, bądź też w formie owalnych wtrąceń. Czynniki, wpływające na grafityzację stali, są następujące:

a) Głównym czynnikiem, przyspieszającym grafity-

zację stali, jest aluminium, dodawane w celu od-tleniania; ilość ta nie powinna przekraczać 0,45 — 0,68 kg/t stali, gdyż w przeciwnym razie występuje wyraźna skłonność do grafityzacji. Wpływ innych domieszek stopowych nie jest dotychczas zbadany; przypuszczalnie podobny jest do wpływu ich w żeliwie ciągliwym.

b) Pierwotne ośrodki grafityzacji przyspieszają grafi-

*) Metal Progress 1947, wrzesień, str. 371.

tyzacji. W przypadku stali nie spotyka się jednak takich ośrodków.

- c) Naprężenie rozciągające, występujące w konstrukcjach stalowych, działają przyspieszają na grafityzację.
- d) Wyższa temperatura, zwłaszcza powyżej A_{c1} , sprzyja grafityzacji. Natomiast naprężenia cieplne ścisakające mają prawdopodobnie wpływ przeciwny. Szczególnie przyspieszają grafityzację wahania temperatury.

Grafityzacja stali w przypadku rur i łączników, pracujących przy podwyższonych temperaturach, jest zjawiskiem niepożądanym. W celu usunięcia tego zjawiska stosuje się dodatki chromu i molibdenu, a więc domieszki, które przeciwdziałają grafityzacji, prawdopodobnie przez tworzenie bardziej trwałych węglików. Przy stali, zawierającej 0,50% Cr i 0,50% Mo, nie zauważono grafitu po 10 000 godz. pracy przy temperaturze ok. 590°.

Aluminium sprzyja grafityzacji; przy stali, uspo-

kojonej dodatkiem Al 0,9 kg/t, znaleziono ślady grafityzacji przy temperaturze 538°. Aby zupełnie zapobiec grafityzacji przy temperaturze ok. 524°, stosuje się stal, zawierającą 0,8 — 1,1% Cr i ok. 0,5% Mo lub 1,0 — 1,5% Cr i ok. 0,5% Mo.

Tablica I podaje przykłady stali, odpornej na grafityzację wg ASTM, norma A 157—44.

Naprawa części, które uległy grafityzacji, możliwa jest przez powtórne rozpuszczenie grafitu i przeprowadzenie węgla w formę perlitu. W tym celu wystarczy np. wytrzymanie w ciągu 2 godz. przy temperaturze ok. 927°. Podgrzewanie takie nie zawsze jest dopuszczalne, gdyż może zachodzić obawa deformacji niektórych części. Zresztą po 2 000 godz. pracy przy temperaturze ok. 510° następuje ponowna grafityzacja. Obecnie w celu zapobiegania grafityzacji poleca się jedynie odpowiedni skład chemiczny stali (z dodatkami chromu i molibdenu) oraz ograniczenie ilości aluminium, użytego dla uspokojenia.

J. Piaskowski

Wpływ kobaltu na własności stali szybko tnącej

Wobec stwierdzenia, że w wielu przypadkach kobalt wywiera inny wpływ na stal szybko tnącą niż na stal węglową, autorzy*) przeprowadzili badania, mające na celu wyjaśnienie przyczyn korzystnego wpły-

wu kobaltu na technologiczne własności stali szybko tnącej. Jako materiał podstawowy do badań wybrano normalną stal szybko tnącą marki RFI, do której dodawano stopniowo kobalt. Otrzymano w ten sposób 6 odmian stali, o rozmaitej zawartości kobaltu. Składy chemiczne tych stali podane są w tabl. I.

TABLICA I

Nr wlewka	Skład chemiczny w %								
	C	Mn	Si	S	P	Cr	W	V	Co
1	0,80	0,15	0,28	0,017	0,031	4,30	20,04	1,28	—
2	0,78	0,17	0,29	0,019	0,030	4,30	20,06	1,30	2,30
3	0,80	0,18	0,28	0,020	0,031	4,35	19,82	1,30	5,20
4	0,80	0,28	0,35	0,022	0,035	4,40	18,44	1,24	9,31
5	0,71	0,28	0,35	0,018	0,034	4,35	17,90	1,17	12,00
6	0,80	0,28	0,36	0,022	0,036	4,36	17,54	1,15	15,65

Wyniki badań były następujące:

a) Punkty krytyczne. Dodatek kobaltu do stali szybko tnącej nie powoduje wyraźnego przesunięcia temperatury przemiany perlitycznej A_{c1} i A_{r1} , co wyraźnie występuje przy stali węglowej. Zjawisko to można tłumaczyć zawartością dużej ilości dodatków stopowych (Cr, W, V), podwyższających temperaturę przemiany, w obecności których dodatek kobaltu nie wykazuje wyraźnego wpływu na podwyższenie tych temperatur.

b) Hartowanie. Podgrzewanie wstępne i do temperatury hartowania odbywało się w kąpeli solnej; ośrodkiem hartowniczym był olej. Badanie mikroskopowe zahartowanych próbek nie wykazało widocznego wpływu kobaltu na strukturę stali; stwierdzono jedynie, że kobalt zapobiega nieco rozrostowi ziarn przy nagrzewaniu stali do wysokich temperatur (np. 1350°C) i że powoduje zwiększenie ilości austenitu szcążkowego.

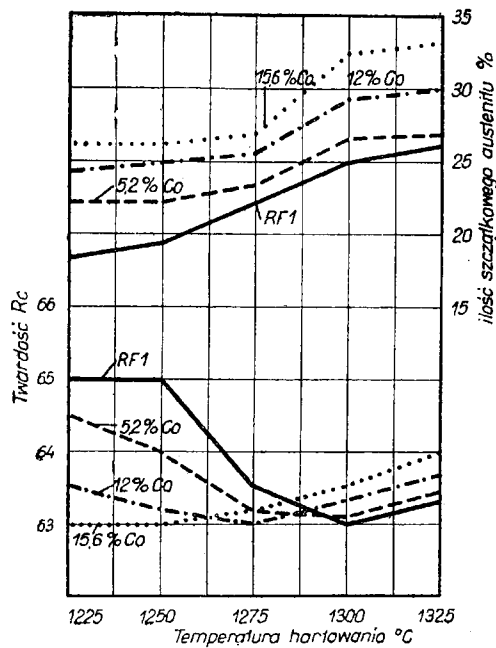
Charakterystyczne jest, że kobalt przy niższych temperaturach hartowania obniża twardość stali szybko tnącej, natomiast przy wyższych podwyższa ją, mi-

mo zwiększenia ilości austenitu. Rys. 2 i 3 przedstawiają zmiany twardości i ilości austenitu szcążkowego stali zahartowanych, w funkcji temperatur odpuszczania.

Kobalt nie wywiera większego wpływu na twardość stali po odpuszczeniu przy 600°C, natomiast po odpuszczeniu przy 700°C stal o zawartości 15,6% Co wykazuje twardość H_{Rc} 60 — 62, a więc wyraźnie wyższą od stali bezkobaltowej (54 — 56). Z wykresów tych widać jeszcze, że kobalt obniża trwałość austenitu szcążkowego, przy odpuszczaniu bowiem stali bezkobaltowej (i stali o zawartości poniżej 9% Co) początek rozpadu austenitu odpowiada temperaturze odpuszczania 500°C, dla stali zaś wysokokobaltowej temperatura ta obniża się do 400°C. Taki sam wpływ wywiera kobalt na stale węglowe, jednakże przy stalach szybko tnących wpływ ten ujawnia się dopiero przy znacznych zawartościach kobaltu (powyżej 9%). Rys. 4 i 5 przedstawiają wpływ kobaltu na trwałość szcążkowego austenitu przy wielokrotnym odpuszczaniu stali.

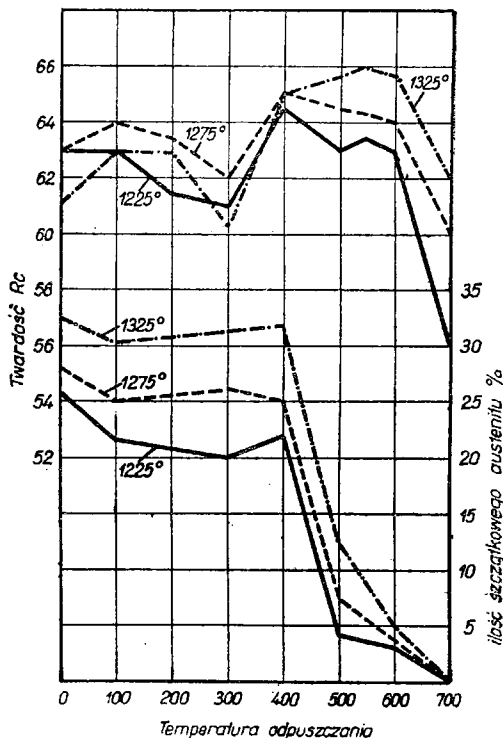
Dla stali bezkobaltowej zupełny rozpad austenitu szcążkowego i najwyższą twardość osiąga się po 2 odpuszczeniu. W stali o zawartości 15,6% Co zupełny rozpad szcążkowego austenitu osiąga się po 2 odpuszczeniu, podczas gdy maksymalną twardość osiąga się po

*) N. T. Gudcow i K. M. Gelfand, Izwiestja Akademii Nauk ZSRR 1947, Nr 1, str. 93/104.



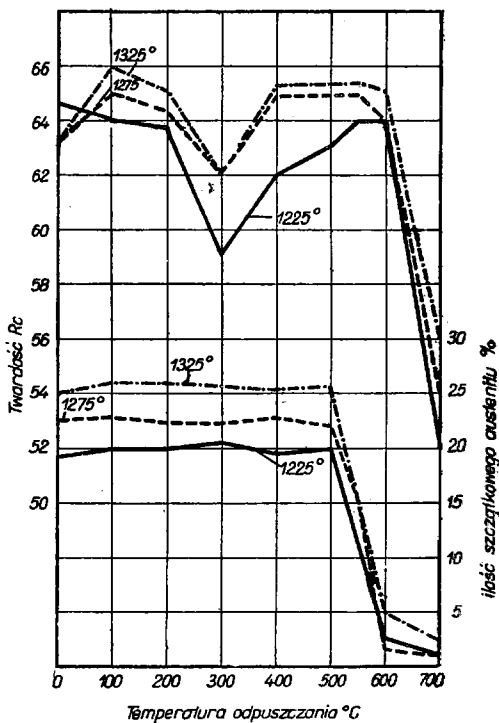
Rys 1

Twardość i ilość szczątkowego austenitu, w zależności od temperatury hartowania.



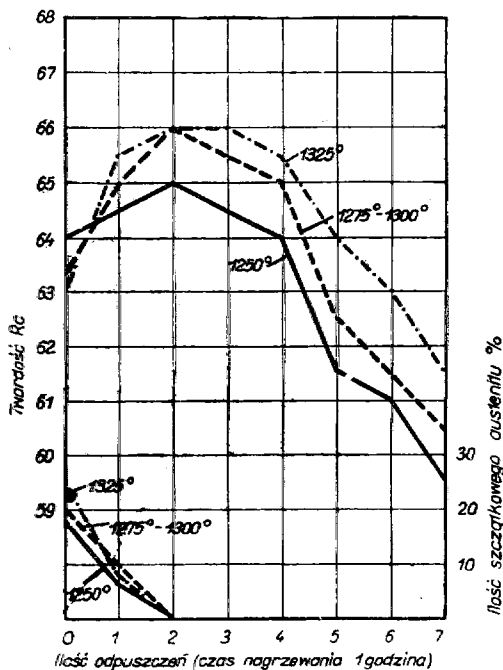
Rys. 3

Twardość i ilość szczątkowego austenitu w stali Rf1 z dodatkiem 15,6 % Co, w zależności od temperatury odpuszczania.



Rys. 2

Twardość i ilość szczątkowego austenitu w stali Rf1, w zależności od temperatury odpuszczania.



Rys. 4

Wielokrotne odpuszczanie stali Rf1 przy temperaturze 560°C, hartowanej od różnych temperatur.

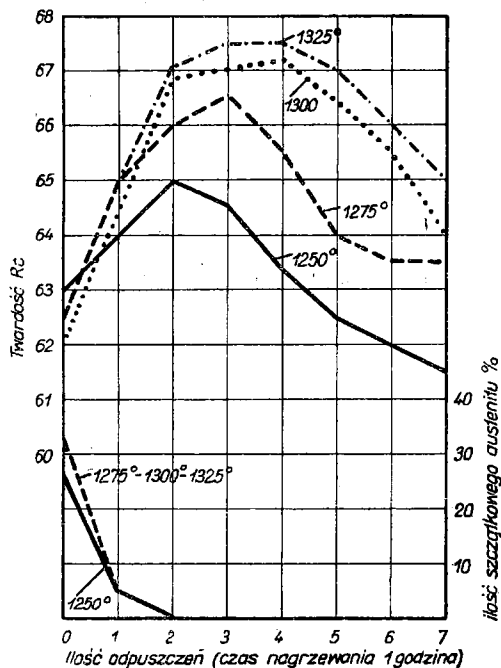
3 lub 4 odpuszczeniu. Jest ona o ok. 2 jednostki Rc wyższa od stali bezkobaltowej. Niezgodność momentu zupełnego rozpadu austenitu z osiągnięciem maksymalnej twardości może być wytłumaczona dyspersyjnym utwardzaniem fazy α , zachodzącym szczególnie intensywnie w ferrycie z dodatkiem kobaltu. Rys. 6 i 7 przedstawiają wpływ kobaltu na trwałość martenzytu przy nagrzewaniu do wysokich temperatur.

Próbki zahartowane i odpuszczone 3 razy przy temperaturze 560°C, poddane były 5-krotnemu nagrzewaniu przy temperaturach 600 i 650°C. Kobalt zwiększa trwałość martenzytu przy wyższych temperaturach; stal o zawartości 15,6 % Co po 5-krotnym nagrzewa-

niu do 600°C zachowuje twardość 62 Rc, podczas gdy twardość stali bezkobaltowej spada do 57 Rc. Przy temperaturze 650°C otrzymujemy odpowiednio 61 i 56 Rc. Wpływ kobaltu okazuje się tym większy, im wyższa jest temperatura hartowania (rys. 8).

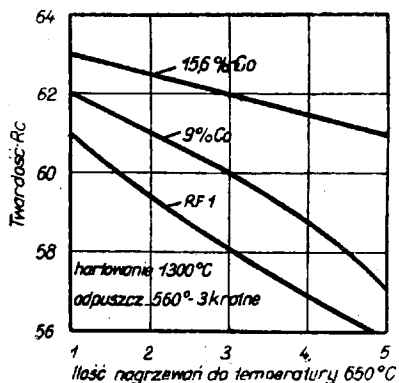
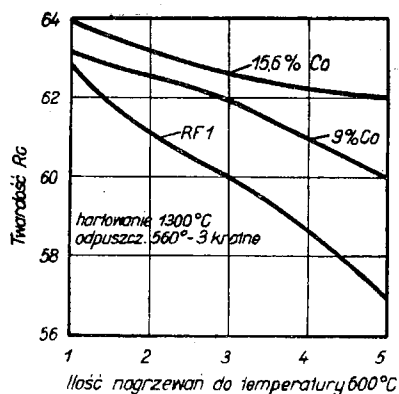
Kobalt przyczynia się do korzystniejszego rozkładu wolframu w stali, zmniejszając koncentrację jego

w węglkach i podwyższając w fazie γ , przez co zwiększa zawartość wolframu w martenzytcie. Związana jest z tym większa rozpuszczalność węglków w austenicie, co powoduje zwiększenie odporności stali szybko tnącej kobaltowej przy temperaturze czerwonego żaru. Podwyższenie odporności stali przy temperaturze czerwonego żaru można też wytłumaczyć tym, że w obecności kobaltu proces utwardzania dyspersyjnego fazy α jest intensywniejszy co prowadzi do podwyższenia twardości.



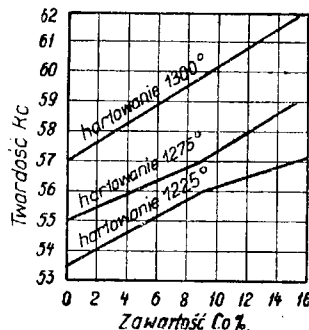
Rys. 5

Wielokrotne odpuszczanie stali RFl z dodatkiem 15,6% Co przy 560°C, hartowanej od różnych temperatur.



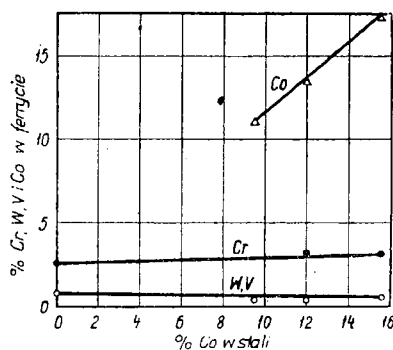
Rys. 6 i 7

Trwałość martenzytu stali RFl, z różną zawartością Co, po wielokrotnym nagrzewaniu.



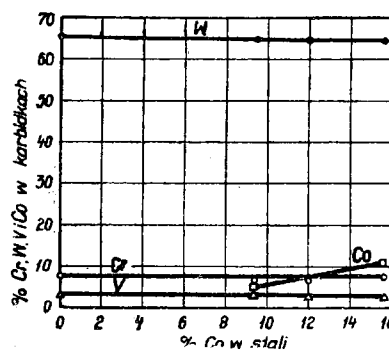
Rys. 8

Wpływ Co w stali RFl na trwałość martenzytu, po 5-krotnym nagrzewaniu do 600°C.



Rys. 9

Wpływ Co na skład ferrytu wyżarzanej stali szybko tnącej.



Rys. 10

Wpływ Co na skład węglków wyżarzanej stali szybko tnącej.

c) Analiza faz. Przy pomocy analizy rentgenograficznej i elektrochemicznej zbadano zawartość dodatków stopowych w węglkach tudzież w osnowie metalicznej i mierzono parametr siatki przestrzennej fazy α . Pomiary te wykazały, że w miarę wzrostu zawartości kobaltu parametr siatki przestrzennej fazy α zmniejsza się, co wskazuje na zastąpienie atomów żelaza atomami kobaltu. Zmniejszenie parametru siatki

przestrzennej zaobserwowano tylko przy znacznych zawartościach kobaltu (powyżej 9 %). Rys. 9 wykazuje, że kobalt nie wpływa na zawartość dodatków stopowych w ferrycie wyżarzanej stali szybkoctnej.

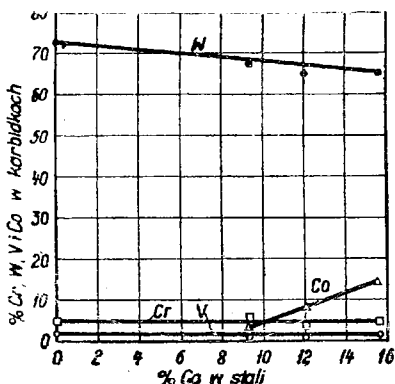
Badania rentgenograficzne węglków stali wyżarzonych wykazały obecność węglika typu Fe_3W_3C . Nie udało się metodą analizy rentgenograficznej wykazać jakiegokolwiek wpływu kobaltu na skład węglków, jednakże analiza chemiczna osadu węglków stali wyżarzonych wykazała w nich obecność kobaltu (rys. 10).

W węglkach znajduje się ok. 20 % kobaltu, wprowadzonego do stali, a poza tym prawie cały wolfram, $\frac{1}{2}$ wanadu i $\frac{1}{2}$ chromu, znajdujących się w stali. Zwiększenie zawartości kobaltu nie wykazuje jednak wyraźnego wpływu na skład, jak również na ilość

węglków wyżarzanej stali. Pomiar parametru siatki przestrzennej fazy α stali zahartowanej i odpuszczonej wykazał znaczniejsze zmniejszenie parametru, z podwyższeniem zawartości kobaltu, niż w stanie wyżarzonym. W stali zahartowanej znajdują się także węgliki typu Fe_3W_3C , przy czym ze wzrostem zawartości kobaltu powyżej 9% parametr siatki przestrzennej tego węglika zmniejsza się. Wziąwszy pod uwagę znaczne różnice w wielkości promieni atomu żelaza i wolframu można sądzić, że w obecności kobaltu zachodzi proces zmniejszenia zawartości wolframu w węglkach i wzbogacenia nim austenitu.

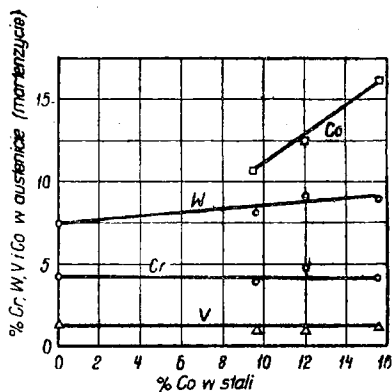
Z rys. 11 i 12 widać, że w miarę zwiększania zawartości kobaltu zawartość wolframu w austenie wzrasta, zmniejsza się zaś w węglkach. W związku z tym analiza węglków pozwoliła na stwierdzenie znacznego zwiększenia rozpuszczalności węglków w austenie w obecności kobaltu; z rys. 13 widać, że jeżeli w stanie wyżarzonym w stali bezkobaltowej Rf1 ilość węglków wynosi 30%, a w stali o zawartości 15,6 % Co — 27 %, to po zahartowaniu przy temperaturze 1300°C zawartość ta wynosi odpowiednio 20 % i 14 %.

d) Zdolność skrawania. Pomiary zdolności skrawania przeprowadzono na nożach tokarskich o wymiarach 16x25x175 mm, hartowanych przy temperaturze 1300°C i odpuszczanych 3-krotnie przy temperaturze 560°C. Skrawano stal do azotacji 38XM1-0 A, o składzie chemicznym: C ok. 0,4 %, Cr ok. 1,5%, Mo ok. 0,4 %, Al ok. 0,9 %, przy posuwie 0,48 mm i grubości wióra 2 mm.



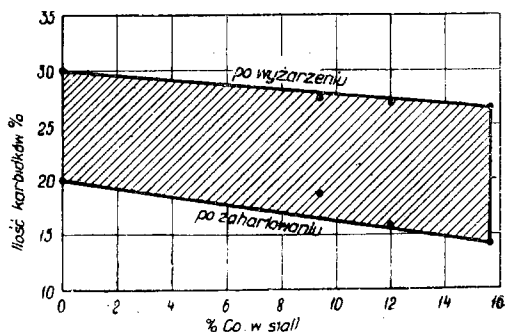
Rys. 11

Wpływ Co na skład węglków zahartowanej stali szybkoctnej.



Rys. 12

Wpływ Co na skład austenitu (martenzytu) stali szybkoctnej.



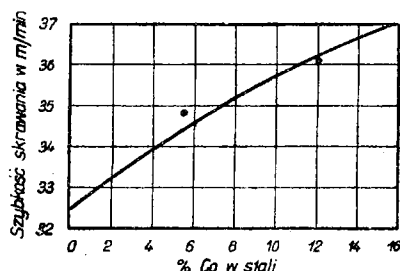
Rys. 13

Wpływ Co na ilość węglków, zawartych w stali Rf1 po wyżarzeniu i zahartowaniu od temperatury 1300°C.

TABLICA II

Twardość stali skrawanej HB	Szybkość skrawania V m/min.	Zawartość Co w %					
		0 (Rf1)	2,3	5,2	9,8	12,0	15,6
262-269	35	1	2,46	4,23	6,0	8,45	10,8
197-201	40	1	2,9	4,7	6,5	8,75	8,75

Tabl. II przedstawia trwałość noży przy skrawaniu tej stali, w zależności od zawartości Co, w porównaniu ze stalą bezkobaltową, dla której trwałość przyjęto za 1



Rys. 14

Wpływ Co na podwyższenie szybkości skrawania stalą Rf1 przy obrabianiu stali 38XM1-0 A.

Rys. 14 podaje wpływ kobaltu na podwyższenie szybkości skrawania noży, wykonanych ze stali Rf1, przy obróbce stali 38XM1-0 A.

W wyniku powyższych badań autorzy zalecają stosowanie stali szybkoctnej, o zawartości 10 — 12 % kobaltu.

W. Kowalski

Hartowność stali*)

Wiosną 1943 r. odwiedziła Stany Zjeńnoczone grupa metalurgów brytyjskich, mająca za zażanie porównać amerykańskie osiągnięcia oszczędnościowe w dziedzinie dodatków stopowych stali z osiągnięciami angielskimi. Zwróciła ona uwagę na próbę hartowności, opartą głównie na propozycjach Jominy'ego i Boegeholda, stosowaną od 1938 r., jakkolwiek w postaci nie zupełnie wykończonej, w Ameryce. Aby i ze strony brytyjskiej rzucić nieco światła na to zagadnienie utworzono — zaraz po powrocie owej grupy metalurgów do Anglii — Komitet hartowności przy Radzie Technicznej Komitetu Stali Stopowej i Specjalnej. Raport Nr 36 jest pracą zbiorową, poświęconą temu zagadnieniu.

Zajęto się najpierw normalizacją próby. Nie zmieniono wprawdzie ani kształtu, ani wymiarów próbki, wprowadzono wszakże racjonalniejszy podział dziesiętny wymiarów, zamiast podziału na ułamki cała. Do pomiaru twardości stosowano równolegle z aparatem Rockwella aparat Vickersa. Zajęto się też badaniem zależności między hartownością a właściwościami mechanicznymi, przeprowadzono porównanie między próbą Jominy'ego a głębokością hartowania na przekroju. To ostatnie porównanie uwypukliło istnienie wielu skomplikowanych czynników. I tak np., rozkład hartowania, obliczony z próby Jominy'ego, jest bardziej płaski niż rozkład hartowania na przekroju. Bucknall tłumaczy tę różnicę istnieniem warstwowości na przekroju, wykrywalnej makroskopowo. Udało się ustalić zależność między twardością prętów z produkcji a charakterystykami próby Jominy'ego, zdjętymi z próbek, hartowanych w oleju i odpuszczonych. Stwierdzono jednak, w przeciwieństwie do pewnych poglądów, rozpowszechnianych w Ameryce, że nie można jednej krzywej, charakterystycznej z próby Jominy'ego, uważać za reprezentanta hartowności wytopu, wlewka, a nawet czasami pojedynczego pręta. Dla topów jednej marki próby Jominy'ego mogą dawać b. duże odchyłki, dlatego też odrzucenie stali na podstawie jednej próby hartowności jest b. ryzykowne. Szereg badań pozwala na wyprowadzenie wniosku, że pełne zahartowanie daje w końcowym wyniku optymalne właściwości mechaniczne i że w miarę jak spada twardość zahartowanej stali, obniża się równocześnie stosunek granicy płynności i stosunek udarności, w stanie odpuszczonym, do wymaganej wytrzymałości. Znaczy to, że przy określonej wytrzymałości, uzyskanej po obróbce cieplnej, tym wyższa będzie granica płynności i udarność, im wyższa była twardość danej stali po hartowaniu. Badania te potwierdziły także znany fakt, że obrabione cieplnie pręty o dużym przekroju, pomimo że odpowiadają wymaganiom, nie przehartowują się całkowicie w oleju, chociaż twardość po hartowaniu jest odpowiednia. Gatunków stali, które hartują się w oleju na wskroś, jest b. mało, znacznie mniej niż tych, które zaleca się jako odpowiednie dla danych przekrojów. Stwierdzono, że uproszczone prawidła Grossmanna, dotyczące wpływu składu chemicznego i wielkości ziarna na hartowność stali, nie dadzą się utrzymać. Badano również hartowność stali austenicznych i określono wpływ nierozpuszczalnych węglików na końcowy wynik hartowania. Stwierdzono, że większa hartowność, określona próbą Jominy'ego, zapewnia

przy następnym odpuszczaniu lepsze właściwości mechaniczne. Komitet proponuje, by zamiast krzywych hartowności wprowadzić zakresy hartowności stali. Trudne okazało się też rozdzielenie hartowności dla różnych topów tej samej stali na podstawie różnych próbek, pobieranych z tego samego wytopu. Odchyłki powstają również i na próbach, pobieranych poprzecznie i podłużnie w materiałach walcowanych.

Komitet ujął rezultaty swych badań w 12 wnioskach, zestawionych w 5 grupach:

I. Odtwarzalność krzywych hartowności Jominy'ego.

1) Badanie hartowności może dać dość dobrze odtwarzalne wyniki, o ile materiał jest jednorodny.

2) Na wyniki badania nie wpływają drobne zmiany warunków badania.

3) Krzywe hartowności, oznaczone na próbkach walcowanych lub kutych z tego samego wlewka, do wymiarów, zbliżonych do wymiaru próbki, wykazują zazwyczaj jedynie tylko nieznaczne różnice.

4) Krzywe hartowności, oznaczone na próbkach, walcowanych lub kutych z różnych wlewków tego samego wytopu, do wymiarów, zbliżonych do wymiarów próbki, wykazują zwykle małe różnice.

5) Znaczne różnice powstają przy oznaczaniu hartowności na próbkach, pobranych z różnych miejsc na przekroju tego samego pręta.

6) Na krzywe hartowności wpływa nieco struktura przed hartowaniem.

II. Hartowność i skład chemiczny.

7) Znaczne odchylenia hartowności występują między różnymi spustami tej samej marki.

8) Hartowność nie zawsze można przewidzieć na podstawie znajomości składu i wielkości ziarna.

III. Przewidywanie twardości prętów hartowanych oraz hartowanych i odpuszczonych na podstawie próby hartowności.

9) Krzywej twardości na poprzecznych przekrojach prętów, hartowanych w oleju, nie można z dostateczną dokładnością przewidzieć na podstawie pojedynczej próby hartowności.

10) Twardość hartowanych i odpuszczonych prętów można dość dokładnie przewidzieć na podstawie próbki Jominy'ego, hartowanej i odpuszczonej.

IV. Hartowność i właściwości mechaniczne.

11) Kombinacja właściwości mechanicznych, otrzymanych w stali hartowanej i odpuszczonej w zakresie 500 — 650°, zależy od twardości, otrzymanej przez hartowanie, istnieją jednak znaczne trudności przy odczytywaniu z krzywej hartowności zdolności stali do uzyskania wymaganej kombinacji właściwości mechanicznych.

V. Zakres temperatur przemiany.

12) Zakres temperatur przemiany stali podczas ciągłego studzenia można określić w przybliżeniu na podstawie serii przerywanych prób hartowności.

Ogólny wynik badań Komitetu potwierdził jedynie w ograniczonym stopniu wyniki, otrzymane w Ameryce. Badania angielskie wykazały, że wnioski, wysnuwane tylko na podstawie próby hartowności, mogą być błędne. Niewątpliwie próba ta określa czy dana próbka posiada większą, mniejszą czy też taką samą hartowność, jak inna, lecz dalsze wnioski są już mniej pewne. Miejscowe wahania składu handlowo jednorodnej stali dają duże różnice hartowności i wówczas jedna krzywa nie stanowi charakterystyki

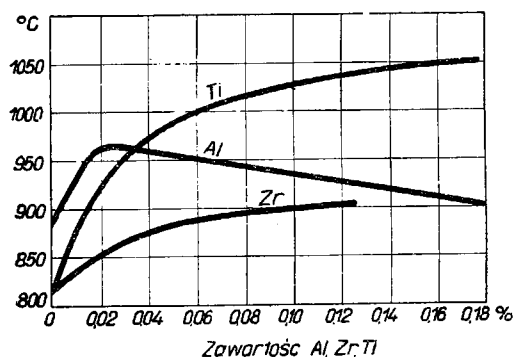
*) Symposium on the hardenability of Steel by the Technical Advisory Committee of the Special and Alloy Steel Committee and the Iron and Steel Institute. Special Report Nr 36. Londyn 1946.

stali pod tym względem. Krzywa hartowności może służyć do przewidywania twardości stali hartowanej i odpuszczonej, o ile twardość ta leży poniżej 350 jednostek Brinella. Z próby Jominy'ego nie można wyciągać pewnych wniosków, dotyczących innych właściwości mechanicznych.

W trakcie dyskusji nad tym sprawozdaniem, dr J. H. Whiteley podzielił się swym spostrzeżeniem, że im stromsza jest krzywa S Baina, czyli im większe posiada ona „kolano“, tym większa jest hartowność. Oznacza to, że stale o takim samym składzie mogą wykazywać różnicę długości okresu, w ciągu którego austenit nie rozkłada się przy 350°. Zależność między próbą Jominy'ego a krzywą S wymaga rozleglejszych badań, które zapowiadają się b. interesująco. Pogląd ten był przez innych w czasie dyskusji kwestionowany. Dr Wł. Wrażeń zwrócił uwagę na to, że zachowanie się stali podczas każdej obróbki cieplnej było by mniej zagadkowe, gdyby analiza stali była pełna i obejmowała również analizę zawartych w owej stali gazów.

Dodatki, hamujące rozrost ziarn stali*)

Autor badał dodatki aluminium, cyrkonu i tytanu do stali. Sprawdzanie wpływu tych pierwiastków na rozrost ziarn przeprowadzono przy pomocy próby Mac Quaid Ehna, dokonywanej na próbkach, stopniowo (w piecu o stopniowanej temperaturze) ogrzewanych. Do badania użyto stali o składzie: 0,3% C, 0,8% Mn, 0,25% Si. Dodatki wprowadzono do wlewnic. Na rys. 1 naniesiono wyniki badań, przy czym odcięte podają zawartość % dodatku, rzędne zaś oznaczają temperatury, przy których zaobserwowano rozrost ziarn.



Rys. 1

Aluminium daje największy skutek rozdrabniający przy zawartości 0,028% Al, rozpuszczalnego w kwasach. Przy dalszym podwyższeniu zawartości Al działanie jego słabnie. Ani Ti ani Zr nie wykazują takiego maksimum działania, jakie występuje przy Al. Przy zwiększaniu zawartości tytanu lub cyrkonu wzrasta stale ich hamujące działanie na rozrost ziarn w badanym zakresie. Wpływ tytanu jest silniejszy niż cyrkonu, a przy większych ilościach przewyższa działanie aluminium. Z tych 3 pierwiastków najslabiej hamująco działa cyrkon.

Polepszenie udarności w zakresie od 25 do — 73° przez dodanie owych pierwiastków należy przypisać raczej bezpośredniemu działaniu stopowemu samych dodatków niż rozdrabnianiu ziarn, przez nie wywoła-

nemu. Rozdzielenie jednak tych 2 wpływów jest trudne. Ogólnie daje się zaobserwować, że aluminium i cyrkon poprawiają — jako pierwiastki stopowe — udarność przy niższych temperaturach, natomiast tytan raczej je pogarsza.

Stop, odporny na działanie wysokich temperatur S 816*)

Stop ten zawiera max. 0,4% C, 1,5% Mn, max. 1% Si, 20% Cr, 20% Ni, 44% Co, 4% W, 4% Mo, 4% Nb (Cb), max. 4% Fe, jest to więc stop kobaltu, a żelazo stanowi w nim domieszkę. Stop ten poddaje się obróbce cieplnej, polegającej na roztwarzaniu przy 1175—1200°, z następnym starzeniem przy 730—815°. Przeróbka plastyczna na gorąco natrafia — zwłaszcza w stadiach końcowych — na zwiększone opory, pomimo to jednak daje się on walcować. Poniższe zestawienie podaje naprężenia rozrywające po określonym czasie obciążania przy różnych temperaturach. Dane te odnoszą się do stopu, obrabionego cieplnie.

Temperatura w °C	Czas w godz.	Naprężenie rozrywające w kg/mm ²	Czas w godz.	Naprężenie rozrywające w kg/mm ²
650	1000	39,4	10 000	31,5
700	„	29,9	„	23,6
750	„	22	„	17,7
800	„	17,3	„	12,8

Stop powyższy można stosować również w stanie litym. Właściwości jego przedstawiają się wówczas następująco:

Temperatura w °C	Naprężenie rozrywające w kg/mm ²	
	po 100 godz.	po 1000 godz.
650	39,4	32,4
730	27,5	20,5
815	18,2	14,0
870	12,3	8,8
925	9,1	7,0
980	7,4	5,8

Pełzanie i stopy, odporne na pełzanie**)

Zjawisko pełzania obserwujemy na krzywej: odkształcenie — czas. Na krzywej tej występują 3 okresy: pierwotny, stosunkowo krótki, o względnie silnym — lecz stale zmniejszającym się — wzroście odkształcenia, wtórny, b. długotrwały, o odkształceniu niemal stałym i nieznacznym, wreszcie końcowy, w którym w przeciągu dość krótkiego czasu odkształcenie wzrasta w tempie przyspieszonym i kończy się zerwaniem próbki.

Nie ma obecnie metody, pozwalającej na określenie przebiegu krzywej w okresie końcowym, na podstawie przebiegu krzywej w okresie początkowym i wtórnym. Mając jednak szereg danych, dotyczących pełzania danego materiału przy różnych temperaturach i dla różnych obciążeń, możemy w b. wąskich granicach ekstrapolować krzywe i dla końcowego okresu. Podobnie ma się rzecz z określeniem zależ-

*) J. W. Halley. Metals Technology 1946, Nr 4 i A. J. M. M. Technical Public. Nr 2030, str. 1.

*) T. Y. Wilson. Materials and Methods 1946, Nr 4, str. 885.

**) G. Burns. Metalurgia 1947, Nr 212, str. 63.

ności między naprężeniami a czasem dla danych odkształceń. Trzeba w tym przypadku oprzeć się na pełnych krzywych odkształcenia — czas i interpolować lub ekstrapolować z nich potrzebne dane, nie odbiegając zbytnio od danych otrzymanych doświadczalnie.

Przy podawaniu danych, dotyczących pełzania, stosuje się 2 metody: jedną, rzadziej spotykaną, która określa całkowite odkształcenie, wytworzone w danym okresie czasu i drugą, znacznie częściej stosowaną, jednak błędną, która podaje odkształcenie, wytworzone jedynie w okresie wtórnym. Zaniedbanie uwzględnienia odkształceń okresu początkowego może — w pewnych przypadkach — spowodować dość znaczny błąd w określeniu odkształcenia całkowitego, wskutek czego skraca się efektywny czas, potrzebny do wywołania granicznego odkształcenia dopuszczalnego. Dalszym źródłem błędów w ocenie wartości dopuszczalnych odkształceń przy pełzaniu jest przeniesienie wyników, otrzymywanych w czasie krótszym — na okres dłuższy. Np. jeśli we wtórnym okresie określono odkształcenia na 0,1% w ciągu 1000 godz., a na tej podstawie wnioskuje się, że po 10000 godz. wyniesie ono 1%. W rzeczywistości zaś nawet przed tym czasem może nastąpić rozerwanie próbki. Z tych powodów oznaczenie wartości pełzania wymaga i długotrwałych prób i znacznej liczby aparatów, służących do pomiarów drobnych odkształceń.

Wskazówką orientacyjną przy określeniu materiałów, odpornych na pełzanie, jest analogia między temperaturą topienia metali a ich odpornością na pełzanie. Metale o b. wysokich temperaturach topienia są zarazem bardziej odporne na pełzanie. W praktyce wchodzi w rachubę następujące metale: żelazo, nikiel, kobalt i chrom. Ostatnio daje się zauważyć tendencja do większego zastosowania kobaltu do tego celu. Wszystkie te pierwiastki można wzmocnić przez stapianie ich z innymi pierwiastkami, które tworzą z pierwszymi roztwory stałe lub związki w postaci rozproszonej drugiej fazy. Rozproszenie drugiej fazy powoduje przez to samo utwardzenie stopu.

Do temperatur, nie przekraczających 550°, stosuje się przeważnie stale stopowe, o osnowie ferrytycznej. Dodatkami utwardzającymi są tutaj: chrom, molibden,

a niekiedy i wanad. Dla temperatur powyżej 600° wymaga się wysokostopowych stali, typu austenicznego lub też stopów nieżelaznych, głównie stopów niklu i chromu. Korzystne okazały się drobne dodatki pierwiastków, powodujące utwardzanie przez wytrącanie składników, najczęściej związków.

Nie wszystkie jednak czynniki, wpływające na odporność na pełzanie, zostały należycie oświetlone. Niewyraźna jest zwłaszcza zależność od mikrobudowy. Dlatego zdarza się, że materiały o takim samym składzie chemicznym zachowują się w końcowym stadium różnie i z tego powodu należy przy używaniu ich operować pewnym zapasem bezpieczeństwa.

W praktyce turbin parowych i gazowych stosuje się następujące stopy:

1) Stale ferrytyczne: a) 1% Cr, 0,5% Mo; b) 3% Cr, 0,5% Mo; c) 3% Cr, 1,0% Mo. Każdą z powyższych stali można polepszyć małym dodatkiem wanadu, rzadziej jednak w praktyce stosowanym.

2) Stale austenityczne: a) 20% Cr, 8% Ni z dodatkami (stale te noszą nazwy Stayblade itp.); b) 15% Cr, 15% Ni z dodatkami (stosowane pod nazwą Rex 78, Jessops G 18 B itp.); c) 11% Cr, 35% Ni (nazwy fabryczne ATV itp.).

3) Stopy nieżelazne: 30% Ni, 20% Cr, z dodatkami (nazwa fabryczna Nimonic).

Podane wyżej składy chemiczne są przeciętne; poszczególne marki odbiegają nieraz dość znacznie od owych zawartości. Jako przykład ich właściwości należy zaznaczyć, że Rex 78 daje 0,1% odkształcenia po 1000 godz., przy 650°, pod działaniem 15 kg/mm², zaś G 18 B posiada przy 650° szybkość pełzania we wtórnym okresie 10⁻⁶ (0,1% odkształcenia po 1000 godz.), pod działaniem 18,5 kg/mm².

Prócz trudności w przygotowaniu materiałów odpornych na pełzanie, istnieją jeszcze trudności ustalenia rzeczywistych warunków pełzania w pracy maszyny, czy też urządzenia, nie zawsze bowiem schodzą się maksymalne obciążenia z maksymalnymi dopuszczalnymi odkształceniami i maksymalną temperaturą pracy.

Z. Jasiewicz

KOROZJA I POWŁOKI OCHRONNE

Wyniki badań angielskiego Komitetu korozji

W skład angielskiego „Corrosion Committee“, na którego czele stoi obecnie prof. G. W. AUSTIN, wchodzi następujące podkomisje: korozji atmosferycznej, powłok ochronnych, korozji w wodzie morskiej, koro-

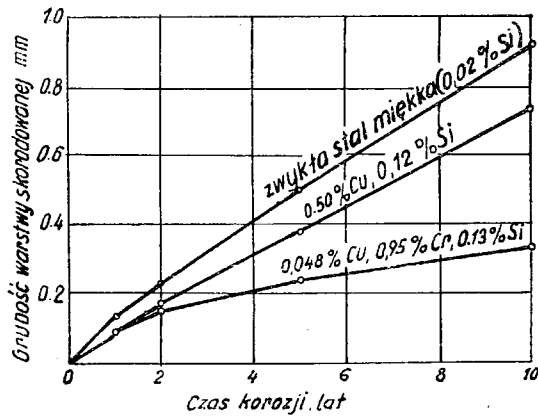
zji w wodach przemysłowych, korozji ziemnej, metod badania korozji oraz naukowych podstaw korozji. Na jesiennym kongresie korozyjnym w 1947 r. w Paryżu HUDSON*) przedstawił ważniejsze osiągnięcia tych podkomisji (pomijając ostatnią z wyżej wymienionych).

TABLICA I

Wyniki 10-letnich badań „Corrosion Committee“ nad korozją atmosferyczną blach ze zwykłej stali węglowej w różnych punktach kuli ziemskiej.

Miejscowość	Chartum (Sudan) Abisko (płn. Szwecja)	Apapa i Ara (Nigeria) Bazra (Irak) Singapur	Llanurtyjd Well. (W. Bryt.)	Calshot i Redcar (W. Bryt.) Congella (płd. Afryka)	Motherwell i Woolwich (W. Bryt.)	Sheffield (W. Bryt.)
Grubość warstwy skorodowanej mm/rok	0,001	0,010	0,025	0,040	0,050	0,125
Charakter atmosfery	Sucha lub polarna	Tropikalna	Wiejska	Morska	Przemysłowa	Okolica silnie uprzemysłowa

1) Podkomisja korozji atmosferycznej prowadzi badania zarówno w skali laboratoryjnej, jak i na drodze tzw. prób polowych tudzież obserwacji w praktyce. Porównanie zachowania się próbek blach ze zwykłej stali miękkiej w 20 stacjach, znajdujących się w rozmaitych miejscach kuli ziemskiej, pozwoliło na uchwycenie wpływu rodzaju klimatu na szybkość korozji. Jak widzimy z danych tabl. I wpływ ten jest b. znaczny i wyraża się stosunkiem skrajnych liczb: 0,001 mm/rok dla suchego klimatu tropikalnego, wzgl. polarnego, do 0,125 mm/rok w okolicach silnie uprzemysłowionych. Przyczyną szybkiej korozji stali w atmosferze wielkich ośrodków przemysłowych jest duża ilość opadów, niosących szkodliwe połączenia siarki.



Rys. 1

Rys. 1 przedstawia porównanie szybkości korozji 3 gatunków miękkiej stali w atmosferze przemysłowej (Sheffield). Z wykresu tego wynika, że: 1) szybkość atmosferycznej korozji stali z zawartością 0,5% Cu

jest o 20% mniejsza od szybkości korozji zwykłej stali miękkiej; 2) dodatek 1% Cr do stali miedziowej działa b. korzystnie, gdyż obniża korozję do 1/3 wartości, jaką po 10 latach wykazuje zwykła stal miękka; 3) szybkość korozji stali miedziowo-chromowej z biegiem czasu wybitnie się zmniejsza.

Wyższość stali chromowo-miedziowej nad miedziową stwierdzono również na podstawie badań wpływu korozji atmosferycznej na wytrzymałość drutów w rozciąganiu. Podkomisja rozpoczęła ponadto badania wpływu różnych innych składników stali niskostopowych, ale doświadczenia te nie dały dotychczas jednoznacznych rezultatów.

2) Podkomisja powłok ochronnych doszła do wniosku, że najważniejszym czynnikiem, wpływającym na trwałość powłok ochronnych, jest sposób przygotowania powierzchni stali przed zastrumowaniem. Stosunek trwałości powłoki na prawidłowo i nieprawidłowo oczyszczonej powierzchni może wynosić niekiedy 10:1, lub nawet więcej. Skład stali i warunki atmosferyczne wywierają wpływ o wiele słabszy. Pełnego porównania odporności różnych rodzajów powłok ochronnych dotąd nie opublikowano. Jeśli idzie o powłoki cynkowe, trwałość ich okazała się wprost proporcjonalna do grubości warstwy Zn, niezależnie od sposobu nałożenia tej warstwy. Cynkowanie ogniowe przez zanurzenie w kąpeli, natryskiwanie pistoletem, szardyzacja i cynkowanie elektrolityczne dają zatem, przy tej samej grubości warstwy, mniej więcej równorzędne wyniki.

3) Podkomisja korozji morskiej zajmuje się głównie doborem powłok, zabezpieczających kadłuby okrętów przed korozją i narostami. Osiągnięcia w tej dziedzinie są b. poważne, wykraczają jednak poza zakres naszych zainteresowań.

Pozostałe 3 podkomisje, uwzględnione w sprawozdaniu HUDSONA, dopiero niedawno przystąpiły do pracy i nie wykazały się jeszcze większym dorobkiem naukowo-technicznym.

M. Smałowski

CERAMIKA METALI

Wyrób proszku żelaznego w Niemczech**)

Niemiecką produkcję proszków żelaznych w okresie wojennym badały 2 komisje: australijska i angielska. Raporty ich stanowią podstawę do odtworzenia stanu tej produkcji.

Proszek żelazny wyrabiała Düsseldorfer Eisenhüttenengesellschaft i Deutsche Eisenwerke metodą Hammetag, na podstawie patentu, którego właścicielem jest Hartstoff-Metal-Co. Jest to proces mechaniczny. Rozbijanie żelaza na proszek odbywa się w młynach. W Düsseldorfie było czynnych 20 młynów, każdy o wydajności 5 t miesięcznie. W czasie wojny ustawiono w Reichswerke 300 młynów. Proszek żelazny stosowano do wyrobu pierścieni prowadzących dla pocisków. Obecnie proszku tego używa się głównie do wyrobu prasowanych i spiekanych łożysk o 25% porowatości. Do prasowania stosowano różne prasy, od małych 60-tonowych (Hahn i Kolb) — do dużych 300—400 tonowych. Spiekanie odbywa się bądź w piecach pakietowych, bądź ciągłych. Atmosferą ochronną jest wodór lub tlenek węgla.

Proszek żelazny stosuje się również do wyrobu

narzędzi, impregnowanych proszkiem diamentowym. Można nimi wiercić otwory w szkłe, porcelanie, narzędziach tnących, tarczach szlifierskich itp. Metodą, głównie stosowaną do wyrobu narzędzi ze spieczonego żelaza, impregnowanych proszkiem diamentowym, jest proces belgijski Neven, patentowany, będący własnością firmy Boart Products Ltd (Londyn). Wg metody tej micsza się ok. 30% proszku diamentowego o określonej wielkości ziarna ze sproszkowanym żelazem, mieszaninę tę prasuje się na gorąco i spieka przy 1000° pod ciśnieniem 1000 kg/cm².

W Deutsche Eisenwerke (Mühlheim) stosowano do wyrobu proszku żelaznego sposób Degussa (Deutsche Gold — und Silberscheide-Anstalt), polegający na rozpylaniu płynnego metalu. Wydajność tego procesu wynosi 70%.

W Schwelmer Eisenwerke w Schwelm i Krebsogge i w VDM Sintermetallwerke w Neurod proszek otrzymuje się z redukcji tlenków, przy zastosowaniu — w końcowych stadiach — przerobu mechanicznego. Jako atmosfery pieców do spiekania używa się azotu, z 10% wodoru. Prasy, stosowane przez VDM, są trojakiego rodzaju: a) pionowe kulakowe, wyrobu firmy Maschinenfabrik Weingarten, b) wielomiatrycowe, wyrobu Henning i Marten w Lipsku, c) wielokrotne obrotowe, wyrobu fabryki Fr. Horn w Wormalcji.

Z. Jasiewicz

*) J. C. HUDSON. A Summary of the Work of the Joint Committees. Iron and Steel, 20 (1947), Nr 12, str. 507/518.

**) Metalurgia 1947, Nr 212, str. 196.

ANALIZA HUTNICZA

Nowoczesne metody określenia zawartości tlenu, wodoru i azotu w stali *)

Zwykła analiza chemiczna stali i normalne próby wytrzymałościowe w licznych przypadkach nie wystarczają do określenia wartości użytkowej danej stali, wchodzi tu bowiem w grę inne czynniki, o wpływie niezupełnie wyjaśnionym, jak materiały wsadowe, sposób wytapiania stali oraz zawartości gazów: tlenu, azotu i wodoru w stali. Wyrób i spawanie pewnych stali na potrzeby wojenne wykazały nadzwyczaj szkodliwy wpływ gazów w metalu, co spowodowało opracowanie sposobów określania ich zawartości. Poniżej opisano dorobek ostatnich lat w tej dziedzinie.

Metody te są — na pierwszy rzut oka — b. różne, mają wszakże wiele cech wspólnych, a mianowicie:

1) Należy określić zawartości zanieczyszczeń rzędu 0,001%.

2) Pewne błędy wspólne są dla wszystkich metod, mianowicie te, które są spowodowane stanem powierzchni tudzież strukturą metalu.

3) Wszystkie metody dzielą się na 2 grupy:

a) metody fizyczne, przy których stosuje się technikę b. wysokich próżni;

b) metody chemiczne, w których zanieczyszczenie może mieć b. zmienną zdolność do reagowania, zależnie od struktury i stężenia.

W umieszczonej poniżej tabelicy podano zawartości średnie tlenu i azotu w stalach, otrzymanych różnymi sposobami (Meunier, Belgijski Instytut Spawalniczy, 1944):

	% O ₂	% N ₂	% O ₂ + N ₂
Stal tyglowa	0,012 — 0,020	0,001 — 0,008	0,013 — 0,028
Żelazo pudłowe	0,025 — 0,030	0,003 — 0,005	0,028 — 0,035
Stal martenowska	0,012 — 0,030	0,001 — 0,008	0,013 — 0,038
Stal elektryczna	0,010 — 0,080	0,008 — 0,016	0,018 — 0,096
Stal thomasowska	0,060 — 0,100	0,010 — 0,030	0,070 — 0,130
Spoina palnikiem acetylenowym	0,024 — 0,070	0,006 — 0,082	0,080 — 0,150
Spoina elektryczna elektrodami otulonymi	0,035 — 0,265	0,005 — 0,120	0,040 — 0,385

Z tabelicy tej widać, że suma O₂ + N₂ może w pewnej mierze charakteryzować procesy fabrykacyjne i że różnie, gdy gatunek metalu obniża się. Widać również jak dokładne muszą być określenia, aby otrzymać liczby, które mogą być wzięte pod uwagę. Podobnie do określenia wodoru w spoinach wchodzi w rachubę zawartości od 1 do 10 cm³ H₂ na 100 g, a zatem rzędu ok. 0,001%. Opracowano dość łatwe metody dostatecznie czułe, niestety jednak, nie wszystkie one dają wyniki wystarczająco ściśle.

Poza błędami, pochodzącymi z samej metody, o których będzie mowa przy każdej z nich, istnieją błędy ogólne, związane z pobieraniem i przygotowaniem próbek. Zanieczyszczenia gazowe rozkładają się b. nierównomiernie we wlewkach i mają różne postacie. Dalsza przeróbka plastyczna i cieplna mają również swój wpływ. Pobranie odpowiedniej próbki jest kwestią nader trudną i jedynie tylko b. doświadczony metalurg może dać odpowiednie wskazówki. Stan powierzchni próbki jest także ogromnie ważny. Stałe pokrywają się b. szybko niewidzialną powłoką tlenku, trzeba więc posługiwać się próbkami o stosunku „ciężar/powierzchnia“ stałym i możliwie dużym. Obróbka mechaniczna powierzchni może również wprowadzić azot przez naazotowanie, przy b. dokładnych określeniach należało by prześledzić stosować polerowanie elektrolityczne.

Inną b. ważną przyczyną błędów, może być nie spodziewana zmiana struktury stopu „metal — zanieczyszczenie“, albowiem reaktywność zanieczyszczenia może się zupełnie zmienić przez zmianę struktury, np. tlen rozpuszczony w Fe, zamienia się na Al₂O₃ lub Cr₂O₃, o wiele trudniej redukujące się niż FeO; azot rozpuszczony w żelazie zamienia się na azotek glinu lub chromu. Te azotki są trudno rozpuszczalne w kwasach, co powoduje błędy w metodzie określenia chemicznego (Kjedahl'a).

Wreszcie, wszystkie te b. subtelne metody fizyczne czy chemiczne operują poprawkami zerowymi. Znaczący to, że metody owe wykazują pewne wartości pozytywne, bez udziału próbki. Poprawki muszą być doprowadzone do minimum, należy zatem odrzucać systematycznie metody, zawierające poprawki tego samego rzędu wielkości co samo właściwe określenie.

Określenie tlenu w stali. Wykres Fe-O Trittona i Hansona daje następujące wskazówki:

Rozpuszczalność w stanie płynnym: istnieje punkt eutektyczny dla 0,20% O₂, który leży o kilka stopni poniżej temperatury topności czystego Fe (1525°). Rozpuszczalność wzrasta szybko z temperaturą i przy 1700° wynosi 0,40%.

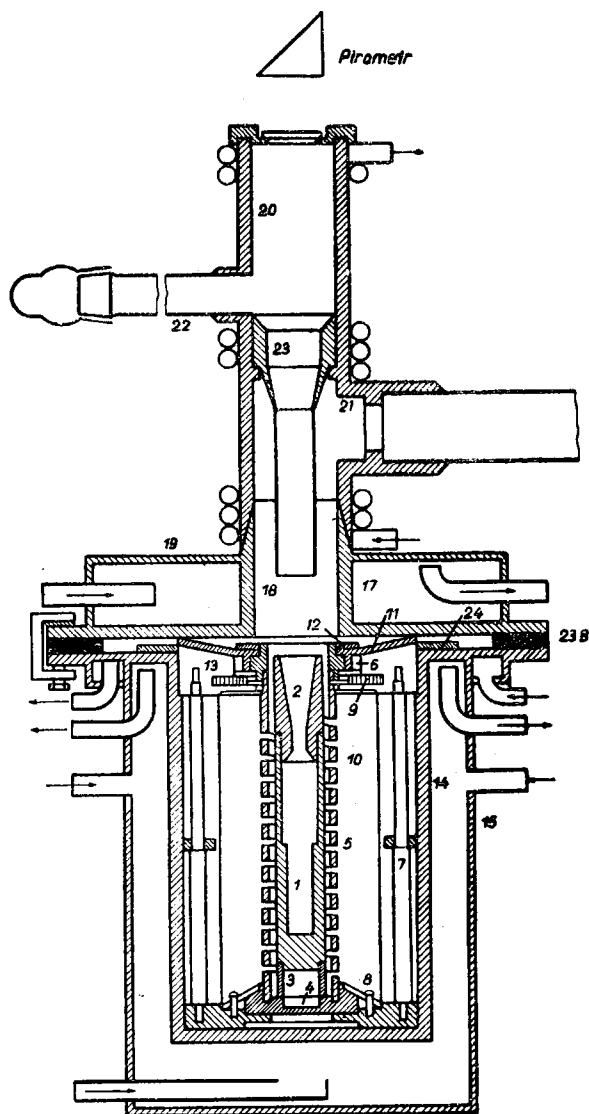
Rozpuszczalność w stanie stałym: 0,08% O₂ w żelazie γ i 0,04% w żelazie α . Tlen w nadmiarze zamienia się w FeO lub Fe₂O₃, zależnie od warunków chłodzenia. W stalach tlen może się łączyć z innymi pierwiastkami, istniejącymi w kąpieli lub dodanymi do stali i tworzyć MnO, Cr₂O₃, Al₂O₃, SiO₂ itd., których ciepło powstania jest następujące:

FeO	64,5 kcal
Cr ₂ O ₃	91 „
MnO	96,5 „
SiO ₂	104,1 „
Al ₂ O ₃	131,1 „

Węgiel redukuje wszystkie te tlenki przy temperaturze 1600°. Operując przy temperaturach niższych, można otrzymać redukcję selektywną wobec różnic w powinowactwie tlenu do poszczególnych pierwiastków.

Określenie tlenu przez topienie w próżni. Probka topi się w tygielku grafitowym, który może być nagrzany do 2000°, bądź za pomocą spiralnej grafitowej przez którą przepływa prąd, bądź też prądem wysokiej częstotliwości (cewka zewnętrzna). Komora, w której znajduje się tygiel, połączona jest z pompą próżniową o dużej wydajności. Odpowiednie urządzenie pozwala na wprowadzenie do tygla serii próbek bez otwierania pieca.

*) G. Chaudron. Revue de Metallurgie 1947, Nr 5—6, str. 144.



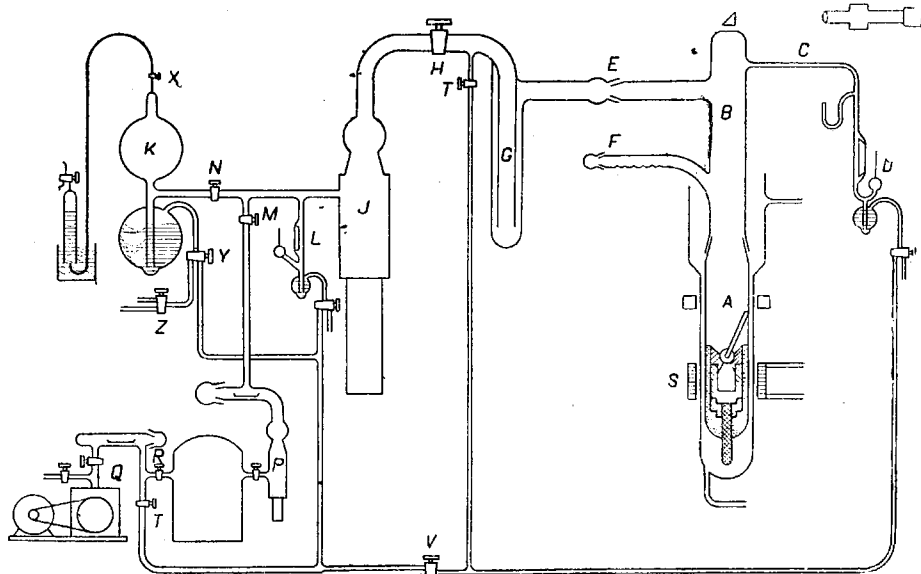
Rys. 1

Piec Raine'a z oporem grafitowym, do określenia tlenu w stali.

Piec Raine'a (rys. 1) składa się — zasadniczo — z obudowania zewnętrznego (14—15—17—19), chłodzonego wodą, spirali grzejącej (5), tygla (1) i rurki na próbki (22). Ekran z blachy molibdenowej polerowanej wstawiony jest między spiralą i obudowanie, które w ten sposób chronione jest od promieniowania. Górna część pieca (20) zamknięta jest lustrzaną szybą, która umożliwia b. dokładny pomiar temperatury tygla. Próbkę, magazynowaną w rurce (22), spuszcza się za pomocą magnesu do leja (23). Odgazowuje się przy temperaturze 2000°, w próżni b. wysokiej, po czym wprowadza się próbki przy 1700°, odciągając gazy jak najszybciej w celu uniknięcia wchłonięcia ich przez ścianki lub zimniejsze części grafitowe. Przyczyną poważnych błędów jest wchłanianie wydzielonego CO przez Mn lub Al, które się uwalniają i osadzają w zimniejszych częściach pieca. Zapobiega temu stosowanie aparatury próżniowej o b. dużej chłonności.

Aparatura NPL (Slomana) składa się (rys. 2) z przezroczystej rury kwarcowej A, połączonej szlifem z rurą B. Próbkę umieszcza się w rurce K'. Wysoką próżnię otrzymuje się za pomocą ssawki, działającej parą rtęciową, o dużej wydajności (15 l/sek. przy ciśnieniu 10⁻³ mm rtęci). Ssawka odprowadza gazy do zbiornika K. Grafitowy tygiel otulony jest proszkiem grafitowym. Do ogrzewania indukcyjnego służy cewka S. Dla uniknięcia odprysków można zamknąć tygiel kulką grafitową, osadzoną na żelaznej sztabce, którą można przenosić elektromagnesem. Dzięki dobrej izolacji cieplnej tygla temperaturę można doprowadzić do 2400 — 2500°. Po wytrzymaniu przy tej temperaturze 2 — 3 godz. grafit jest prawie całkowicie odgazowany, a ciśnienie rzędu 10⁻⁵ mm rtęci. Potem obniża się temperaturę do 1500 — 1600°. Przy tej temperaturze ilość gazów, wydzielonych bez próbki, wynosi 0,003 do 0,604 cm³ na godzinę, co daje poprawkę całkiem bez znaczenia. Próbkę, zazwyczaj cylindryczną, wprowadza się magnezem. Po 15—20 min. odgazowanie jest ukończone i ciśnienie spada do 5 x 10⁻⁶ mm rtęci. Dla tego czasu poprawka wynosi 0,001 cm³, podczas gdy próbka daje zwykle 2—10 cm³ gazu. Wyniki, uzyskane tą metodą, są doskonałe, nawet przy związkach, trudno redukujących się, jak Al₂O₃ lub SiO₂.

Moreau i Thomas używają aparatury, przedstawionej na rys. 3. Grafitowy tygiel C ogrzewany jest indukcyjnie prądem wysokiej częstotliwości. Cienkie ekrany E dają izolację cieplną. W aparaturze tej możliwości wchłaniania gazów są doprowadzone do minimum, całość jest łatwa do rozebrania i stawia minimalny opór przepływowi gazów.

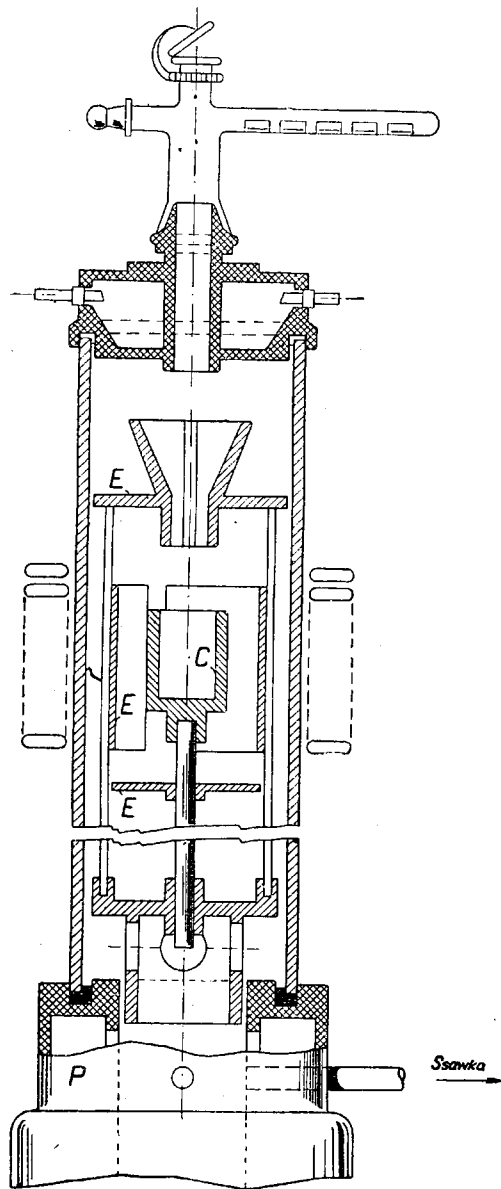


Rys. 2

Aparatura NPL do określenia tlenu w stali.

Określenie tlenu przez redukcję tlenków wodorem. Jest to jedna z najstarszych metod. Stal, w kształcie dość cienkich wiórów, grzana jest przy 1000° w prądzie czystego i suchego wodoru. Wodę, otrzymaną z redukcji tlenków, waży się. Choć wolny FeO redukuje się łatwo już przy 800°,

FeO rozpuszczony w żelazie wymaga znacznie wyższej temperatury. Wówczas jednak materiał rurki ogniotrwałej, w której odbywa się redukcja, jest również częściowo redukowany i poprawki są wysokie. MnO, Cr₂O₃ i Al₂O₃ nie ulegają redukcji przy tej temperaturze. Metodę tę ulepszono, umieszczając próbkę w rodzaju koszyczka z inwaru w zbiorniku z przezroczystej krzemionki i grzejąc prądem wysokiej częstotliwości. W tych warunkach poprawka jest b. mała. Poza tym przy 1000° następuje reakcja $FeO + C = CO + Fe$ z C, zawartym w stali. Należy więc — poza wodą — określić także CO. Metody tej obecnie prawie nie stosuje się.



Rys. 3
Aparatura L. Moreau do określenia tlenu
w stali.

Określenie tlenu przez rozpuszczenie próbki na zimno. Metody, które stosują Cl, Br, J itd., opierają się na założeniu, że tlen jest zupełnie nierozpuszczalny w stali i znajduje się wyłącznie w postaci tlenków lub innych związków, odczynnik powinien więc rozpuścić metal bez utlenienia go i bez atakowania wtrąceń, które oddzielają się jako nieroz-

puszczalny osad. Osad ten jest myty, filtrowany i analizowany. Stevenson stosuje atmosferę suchą przy całkowitym wyłączeniu wilgoci. Rozpuszcza on 7—8 g wiórów stalowych w roztworze 70 g jodu na 600 cm³ spirytusu etylowego, zupełnie bezwodnego, w zbiorniku szczelnym, z mieszadłem mechanicznym. Temperatura i mieszanie są podczas rozpuszczania utrzymane w sposób równomierny. Błąd może powstać przy filtrowaniu. Zgodność z określeniem przez topienie w próżni jest dość dobra. Słomian używa krążków zamiast wiórów, ponieważ zmniejszenie powierzchni jest pożądane. Otrzymuje on dobrą zgodność z metodą topienia w próżni. Możliwości błędów są następujące: 1) ślady wilgoci w roztworze jodu (dla osuszenia alkoholu destyluje się go 3—4 razy na Ca); 2) ślady tlenu w atmosferze azotu; 3) zmienne ilości tlenu na powierzchni próbek.

Szybkie określenie tlenu w stali płynnej. Określenie tlenu w kąpieli stalowej jest rzeczą b. ważną. Niektórzy autorzy zalecają następującą metodę: wprowadza się drut aluminiowy do stali płynnej, odlanej do małej wlewnicy i ochronionej warstwą płynnego żużla. Określa się ilość Al₂O₃ drogą chemiczną, po rozpuszczeniu stali w kwasie azotowym.

Określenie wodoru w stali.

Na zimno wodór jest prawie nierozpuszczalny (1 atom H rozpuszcza się w 2000 atomów Fe). W stanie płynnym rozpuszczalność rośnie b. szybko. Po ochłodzeniu duża część wodoru zostaje w metalu w stanie przesycenia.

Metody topienia w próżni. W wysokiej próżni powinno się wyciągnąć całość wodoru, rozpuszczonego w stali stopionej. Używa się tej samej aparatury co dla tlenu, konieczne jest wszakże, aby nie odbywało się pochłanianie przez ścianki lub metale, osiadłe w zimnych częściach aparatury. Szczególnie niebezpieczne są zimne części grafitu i osady Al.

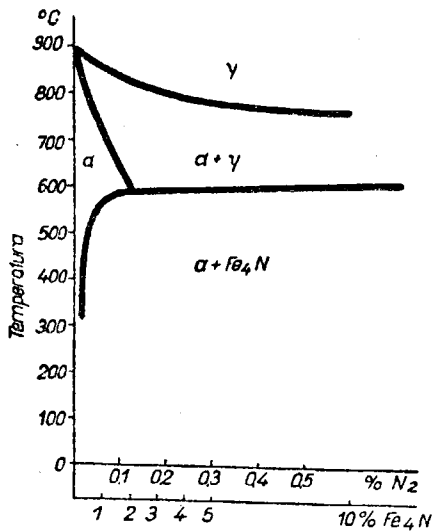
Metoda ekstrakcji w próżni bez topienia. W laboratorium Brown-Firth w Sheffield określa się gazy, znajdujące się w kąpieli stalowej. Próbki pobierane są z metalu, odlanego do małej wlewnicy i raptownie ostudzonego. Metal, raptownie ostudzony, traci jedynie tylko małą część swych gazów. Do określenia wodoru próbki trzymane są w próżni przy 600°.

Ekstrakcja wodoru na zimno przez bombardowanie jonami. Przy bombardowaniu powierzchni metalicznej elektronami, można stwierdzić duże wydzielanie się gazów. To samo następuje przy bombardowaniu jonami o dostatecznie dużej szybkości przez odpowiednią różnicę napięć. Sposób ten jest o wiele lepszy od poprzedniego, unika się bowiem rozgrzania się próbki i ułatniania się metalu.

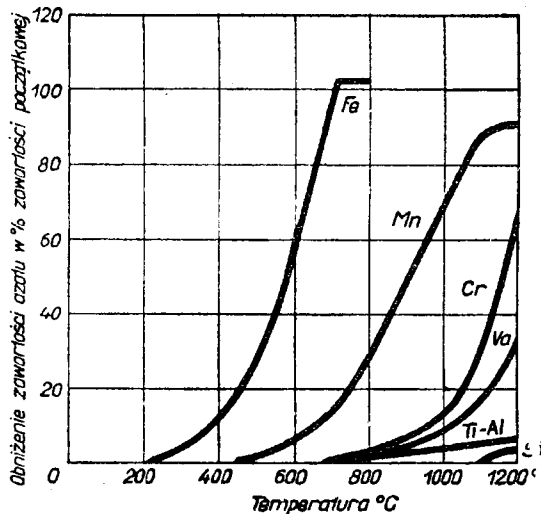
Uderzenia jonów powodują szybkie usunięcie z powierzchni metalu gazów, które zastępują gazy z wnętrza próbki, jeżeli dyfuzja jest dostatecznie szybka. Można ją ułatwić przez zgniot na zimno.

Dla ułatwienia dyfuzji próbki muszą mieć kształt blaszek, o grubości 2—3 mm. Duża powierzchnia próbek może być przyczyną błędów, ponieważ para wodna może się znajdować na powierzchni i rozkładać się przy bombardowaniu, wydzielając wodór. Dla żelaza poprawka jest mała, ale dla glinu jest poważna.

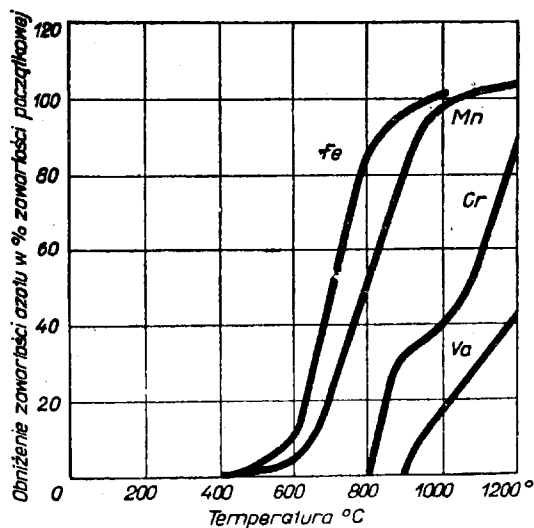
Określenie wodoru, który wydobywa się samoczynnie przy temperaturze normalnej. W Anglii zaczęto badać podczas wojny ilości wodoru, wydobywające się samoczynnie z metali, dających płatki, lub z pękających spoin. Próbkę otrzymano w rtęci lub w nafcie, a gazy zbierano w próbówce



Rys. 4 Wykres żelazo-azot wg Sefériana.



Rys. 5 Krzywe redukcji różnych azotków przez wodór.



Rys. 6 Krzywe rozkładu różnych azotków w próżni.

z podziałką. Wydobywanie się gazów trwa ok. 2 miesięcy. Ilość wydzielającego się na zimno wodoru jest znacznie mniejsza od całkowitej ilości wodoru, zawartej w metalu.

Określenie azotu w stali. Wykaz Fe-N (rys. 4) wykazuje, że azot może istnieć w żelazie w roztworze stałym lub pod postacią Fe₄N. W stalach azot może być także związany z innymi składnikami, jak Mn, W, Cr, Va, Ti, Si, Al; trwałość tych różnych azotków jest b. różna. Rys. 5 i 6 pozwalają porównać działanie wodoru i próżni na nie. Metody określenia azotu są również fizyczne i chemiczne. Metoda chemiczna jest wyjątkowo prosta.

Metoda określenia azotu przez topienie w próżni. Azotki żelaza, tytanu, krzemu i glinu rozkładają się w próżni przy wysokich temperaturach. Aparaty do określenia tlenu przez topienie w próżni nadają się też do określenia azotu. Metoda chemiczna daje zazwyczaj wyniki wyższe, z czego należy wnioskować, że albo nie wszystkie azotki zostają całkowicie rozłożone przy topieniu, albo część wydzielonego azotu zostaje wchłonięta przez ścianki pieca lub osady metalu. Poniżej kilka prób porównawczych.

Próbka	Zawartość N: %	
	Topienie w próżni	Określenie chemiczne
Nr 1	0,004	0,006
„ 2	0,004	0,006
„ 3	0,005	0,006
„ 4	0,003 1/2	0,005
„ 5	0,003 1/2	0,005
„ 6	0,004	0,004

Określenie azotu przez bombardowanie jonami. Można określić tylko azot z roztworu stałego. Azotki pozostają nienaruszone.

Określenie azotu drogą chemiczną. Rozpuszcza się stal w kwasie siarkowym. Azot zostaje związany jako siarczek amonu. Amoniak uwalnia się ługiem i określa się ilość amoniaku za pomocą destylacji. Błędy oznaczeń pochodzą od sposobu pobierania prób i od nierozpuszczalności azotków w kwasach. Należy stosować odczynniki, rozpuszczające azotki, bez wprowadzania azotu. Podczas obróbki mechanicznej wiórow stal pochłania azot. Potwierdza to poniższe zestawienie.

Rodzaj próbki	Azot, określony chemicznie %		
	Próbka masywna	Grube wióry	Drobne wióry
Żelazo Armco	0,014	0,020	0,028
Stal thomasowska I	0,011	0,013	0,031
„ „ II	0,013	0,026	0,035

Uwagi ogólne. Określenie ilości gazów w stali jest przy wyrobie stali gatunkowych niezbędne i posiada duże znaczenie techniczne. Np. wielkość ziarna w stali zależy od zawartości tlenu, starzenie się stali związane jest z tlenem i z azotem, badanie spoin elektrycznych i otrzymywanie wlewków bez pęknięć wiąże się z dokładnym określeniem wodoru i to różnymi sposobami, aby umiejscowić rozmieszczenie tego zanieczyszczenia w strukturze. Wobec tego każde ulepszenie metod badania może doprowadzić do rozwiązania b. ważnych zagadnień praktycznych. Często zanieczyszczenie, chociaż istnieje w b. małych ilościach, ma wielki wpływ na niektóre własności metali. Jeżeli kwestia gatunku stali jest jeszcze tajemnicza, lub dokładniej, jeżeli jej wyjaśnienie postępuje nader powoli, to prawdopodobnie dlatego, że ma się do czynienia — wobec roli, jaką odgrywają najmniejsze ślady pewnych składników — ze stopami b. złożonymi.

Oznaczenie kolorymetryczne antymonu w stopach glinu, przy użyciu jodku potasu i tiomocznika*)

Jodek antymonowy ma w rozcieńczonym roztworze intensywne, żółte zabarwienie. Wiasność tą można wykorzystać do wykrycia b. małych ilości Sb. Z pierwiastków, dających takie same zabarwienie jak Sb, spotyka się w stopach glinu tylko Bi i to dość rzadko. W obecności Bi do 0,03% można oznaczyć niżej podaną metodą Sb + Bi. Bi oznacza się potem osobno, a z różnicy otrzymuje się ilość Sb. Czas, potrzebny na poniższe oznaczenie, wynosi 30 min. Niezbędne odczynniki: 40% NaOH, HNO₃ (1:1), H₂SO₄ (1:1), 50% — roztwór KJ, tiomocznik stały, siarczan hydrazyny stały. Do 0,4 g stopu w wysokiej zlewce 150 cm³ dodać 10 cm³ 40% NaOH. Gdy roztwór przestaje się burzyć, ogrzewać łagodnie, do ukończenia reakcji, trochę rozcieńczyć, dodać 15 cm³ H₂SO₄ (1:1) oraz 10 cm³ HNO₃ (1:1) i gotować do zupełnego rozpuszczenia się próbki. Następnie zdjąć z płyty, studzić w ciągu 1 min. i dodać 0,5 g siarczanu hydrazyny, celem zredukowania Fe⁺⁺⁺ do Fe⁺⁺. Postawić znowu na gorącą płytę i gotować przez 2 min. Ostudzić do temperatury pokojowej, dodać 2 do 3 g stałego tiomocznika, a później 40 cm³ 50%-roztworu KJ. Zawartość zlewki przenieść do kolby na 200 cm³, dopełnić do kreski wodą destylowaną, wymieszać dobrze, sączyć przez sączek Whatmana Nr 3 do suchej flaszki i gdy tylko jest już dość przesącza, mierzyć natychmiast na absorbejometrze Speckera. Stosować filtry fioletu widmowego Hforda Nr 601 oraz zestaw woda-woda i żarówkę wolframową. Czas między sączeniem a pomiarem nie może przekroczyć 15 min., gdyż potem wydziela się siarka

koloidalna. Metodą tą można określić Sb w zakresie od 0 do 0,5%, biorąc 0,4 g próby do analizy. Jeżeli antymonu jest więcej, brać mniejszą naważkę i sporządzić nowy wykres. Wykresy sporządza się, używając roztworów normalnych, które uzyskuje się, dodając — przed gotowaniem z siarczanem hydrazyny — określoną ilość roztworu antymonu o znanym stężeniu do roztworów stopów, wolnych od Sb. Roztwór normalny antymonu można przygotować z proszku, zawierającego 99,9% Sb, przechodzącego przez sito o 150 oczkach na 1 cal, z którego to proszku należy usunąć ślady żelaza magnezem. Proszek rozpuścić w następujący sposób: 0,4 g proszku Sb w zlewce wysokiej na 1 litr ogrzewać przez krótki czas z 250 cm³ stężonego kwasu solnego, nasyconego bromem. Nieznaczna pozostała ilość ziarn nierozpuszczonych rozpuścić dodaniem 25 cm³ bromu ciekłego, naświetlając roztwór. Aby uniknąć strat Sb w postaci SbH₃, dodawać bromu, utrzymując stale ciemno-żółty kolor roztworu. Po rozpuszczeniu ostatnich śladów Sb gotować roztwór, celem odpędzenia nadmiaru bromu, ostudzić i dopełnić do 1 litra wodą destylowaną; 1 cm³ tego roztworu odpowiada 0,1% Sb.

Metodę tę można stosować także do brązów i mosiądzów, z następującą modyfikacją: próbkę mosiądzu lub brązu rozpuszczać przez pewien czas działaniem H₂SO₄ (1:1), a potem dodawać kroplami HNO₃ (1:1). Gotować kilka minut, następnie zaś ostudzić i dodać 40%-roztworu NaOH. Obecna cyna daje osad tlenku cyny, którego obecność można pominąć, gdyż będzie odsączony przy końcowym sączeniu roztworu. Dalsze postępowanie — jak wyżej.

A. Babczyński

WIADOMOŚCI EKONOMICZNE

Wytwórczość hut amerykańskich w 1947 r.

Przegląd wytwórczości hut amerykańskich za 1947 r. jest nie tylko interesujący z punktu widzenia ich olbrzymich liczbowych osiągnięć, lecz przedstawia również wartościowy materiał dla hutnictwa innych krajów, ze względu na szereg — zawartych w owych danych wskaźników — jest bowiem rzeczą jasną, że praktyczne wyniki tego produującego hutnictwa

na świecie są do pewnego stopnia drogowskazem dla wszystkich uprzemysłowionych państw i stanowią cenny materiał przy długoterminowym planowaniu.

Opierając się na statystykach Iron and Steel Institute, podajemy w tabeli I wytwórczość wielkich pieców i stalowni Stanów Zjednoczonych w ub. r.

TABL'CA I
Wytwórczość hut amerykańskich w 1947 r.
Wielkie piece

Ogólna zdolność wytwórcza (w 1000t)	Wytwórczość w 1000 t			Spółczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej %
	Zwykła surówka	Fe Mn + surówka zwierciadlista	Ogółem	
59 600	53 050	673	53 687	90,1
	98,8 %	1,2 %	100 %	

Jak widać z tabl. I, przy ogólnej zdolności wytwórczej 59,6 miln. t na rok wytworzono ogółem 53,7 miln. t surówki, w czym żelazomangan i surówka zwierciadlista stanowiły 673.000 t, tj. 1,2%. Spółczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej wydziałów

wielkopiecowych osiągnął 90,1%; było to wynikiem wielkiej wytwórczości stali surowej i wyskich cen złomu stalowniczego.

W stalowniach amerykańskich o ogólnej rekordowej wytwórczości 76,9 miln. t dominowały piece martenowskie, osiągając 69,7 miln. t a więc 90,6% ogólnej produkcji. Z uwagi na znany brak dostatecznej ilości odpowiednich rud, w konwerterach Bessemera wytopiono 3,84 miln. t (5%). Nie o wiele mniej

*) J. H. Bartrani i P. J. C. Kent, Metallurgia 1946, Nr 206.

Stalownie

Rodzaj stalowni	Ogólna zdolność wytwórcza (w 1000t)	Wytwórczość w 1000 t				Spółczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej %	
		Stal węglowa zwykła	Stal węglowa z nadlew. k.	Stal stopowa	Ogółem		
Pieczę martenowskie	73 450	55 240	9 400	5 030	69 670	90,6%	94,8
Konwertery Bessemera	4 672	3 833	7	—	3 840	5,0%	82,1
Pieczę elektryczne (i tyglowe)	4 600	898	892	1 600	3 390	4,4%	73,7
Ogółem	82 722	59 971	10 299	6 630	76 900	100%	92,9
		78,0%	13,4%	8,6%	100%		

wytworzyły pieczę elektryczne (i tyglowe), a mianowicie 3,39 miln. t (4,4%). W ten sposób współczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej wyniósł aż 94,8% dla stalowni martenowskich, nieco mniej (82,1%) dla konwerterów Bessemera i znacznie mniej (73,7%) dla pieców elektrycznych. Mimo to, przy ogólnej zdolności wytwórczej 82,72 miln. t/rok, stalownie Stanów Zjednoczonych osiągnęły w 1947 r. współczynnik wyko-

zystania zdolności wytwórczej w wysokości 92,9%. Charakterystyczne jest, iż wytwórczość faktyczna obejmuje 6,63 miln. t stali stopowych (8,6%), przy czym lwią część tych stali (5,03 miln. t) otrzymano w piecach martenowskich.

Może najciekawsza dla prac, związanych z przysłą rozbudową naszego hutnictwa, jest tabl. II, grupująca wysyłkę wytworów walcowanych przez huty amerykańskie. Ze względu na stały brak wytworów hutniczych wysyłki te, w ogólnej ilości 57,26 miln. t, odpowiadają w wielkim przybliżeniu wytwórczości hut amerykańskich za ub. r. i tym samym dają pogląd na % skład wytworów, walcowanych przez Amerykanów w czasie pokojowym.

Opierając się na tabl. II wypada podkreślić dominującą rolę blach cienkich i taśm walcowanych, których udział stanowił łącznie 36,2%. Wraz z blachami grubymi, w ilości 10,3%, wytwórczość blach wynosiła w ub. r. w Stanach Zjednoczonych 46,5%, a więc zbliżała się do 50% wszystkich wytworów w hutnictwie. Z kolei największą pozycję stanowi żelazo i stal prętowa, dając ogółem 17,7%. Wreszcie należy zaznaczyć, iż duże żelazo kształtowe wraz z szynami wszelkiego rodzaju stanowiło tylko 11,3%.

Dla zorientowania się w obecnym poziomie cen wytworów hutniczych na rynku amerykańskim przytaczamy kilka zasadniczych notowań z marca br., dotyczących każdorazowo przesyłek wagonowych loco wagon huta, bez jakichkolwiek bądź dopłat:

Wlewki płaskie	49,6 dol./t
Rygle	49,6 "
Walcówka	61,7 "
Żelazo prętowe	63,9 "
Żelazo prętowe, przeciągane na zimno	78,2 "
Żelazo kształtowe	61,7 "
Blachy i taśmy gorąco walcowane	61,7 "
Blachy i taśmy zimno walcowane	78,2 "
Blachy grube	65,0 "

Nadmieniamy, iż poziom cen wytworów hutniczych jest dzisiaj w Stanach Zjednoczonych niestabilizowany, albowiem po podwyżkach szeregu półwytworów z lutego br. nie osiągnięto jeszcze ogólnego stanu równowagi.

Dla ilustracji warto zaznaczyć, iż złom stalowniczy gruby kowalski kosztuje w przesyłkach wagonowych w okręgu Pittsburga ok. 40 dol./t loco wagon huta.

Z. Warczewski

TABLICA II
Przegląd wysyłki wytworów hut amerykańskich
za 1947 r.

	W y s y ł k a		
	W 1000 t	W %	
Półwytwory (kęsy, rygle, platyny)	2 817	4,9	4,9
Duże żelazo kształtowe (wraz z belkami szpuntowymi)	4 315	7,5	11,3
Szyny normalne i inne	2 193	3,8	
Akcesoria kolejowe (łubki, podkładki, haki)	764	1,4	1,4
Żelazo prętowe zwykłe, gorąco walcowane	6 980	12,2	17,7
Stal stopowa w prętach, gorąco walcowana	1 578	2,8	
Żelazo prętowe zwykłe, przeciągane na zimno	1 294	2,3	
Stal stopowa w prętach, przeciągana na zimno	198	0,3	
Stal narzędziowa w prętach	79	0,1	
Rury zgrzewane	2 920	5,1	9,6
Rury walcowane bez szwu	1 888	3,3	
Rury inne	742	1,2	
Walcówka	605	1,1	7,7
Drut i wyroby z drutu (gwoździe, siatki itd.)	3 785	6,6	
Blachy grube	5 900	10,3	10,3
Blachy cienkie, gorąco walcowane	6 620	11,6	36,2
„ „ zimno walcowane	5 475	9,5	
„ „ ocynkowane	1 459	2,5	
„ „ ocynkowane i do cynowania	4 110	7,2	
Taśmy gorąco walcowane	1 578	2,8	
„ zimno walcowane	1 463	2,6	
Material kolejowy kuty (koła, osie)	492	0,9	0,9
Ogółem	57 255	100,0	100,0

Z wydawnictw

Prof. dr inż. Wilhelm Nusselt. Termodynamika techniczna. Tłumaczona i poprawiona przez prof. dra inż. Stanisława Ochęduszkę. Gliwice 1948. Nakładem Komisji Wydawniczej Bratniej Pomocy Studentów Politechniki Śląskiej. Str. 166, rys. 71. Termodynamika techniczna zajmuje się prawami przemiany energii cieplnej w energię mechaniczną, dając tym samym teoretyczne podstawy budowy maszyn ciepłych i ciepłych maszyn roboczych. Już wielki James Watt starał się zgłębić teorię wynalezioną przez siebie maszyny parowej: badał on w niezwykle dowcipny sposób wartość parametrów stanu pary i skonstruował tak ważny dla kontroli pracy maszyn tłokowych indykator. W 1824 r. młody porucznik Sadi Carnot tworzy podstawy drugiej zasady termodynamiki, stwierdzającej niemożność zrealizowania perpetuum mobile drugiego rodzaju. W 20 lat później lekarz Juliusz Robert Mayer i właściciel browaru James Prescott Joule jasno już formułują pierwszą zasadę termodynamiki o równoważności energii cieplnej i energii mechanicznej. Wreszcie — po dalszych 60 latach — prof. Walter Nernst wprowadza trzecią zasadę termodynamiki, mówiącą o wartości entropii jednorodnych ciał stałych przy zerze absolutnej skali temperatur. W tym przejściowym czasie szeregi prac doświadczalnych gromadzą niezmiernie bogaty materiał liczbowy i wykresowy dla wszelkiego rodzaju zjawisk termodynamicznych. Od początku XX wieku zainteresowanie termodynamików przerzuca się od odwracalnych przemian ciepłych ku przemianom nieodwracalnym, w których przenoszenie ciepła i procesy spalania odgrywają pierwszorzędną rolę.

Jakkolwiek termodynamika techniczna wymaga znajomości rachunku różniczkowego i całkowitego i w dziedzinie przeniesienia ciepła posługuje się skomplikowanym układem 5 równań różniczkowych o pochodnych cząstkowych (Navier - Stokes itd.), jednakże sedno rzeczy tkwi tu — moim zdaniem — nie w stosowaniu matematyki wyższej, lecz przede wszystkim w dokładnym zrozumieniu treści zasad i założeń owej teorii, tudzież w zdawaniu sobie sprawy z zakresu stosowalności jej praw i wzorów. Kto bliżej zajmował się termodynamiką techniczną wie, jak wiele subtelnej gimnastyki myślowej wymaga wyprowadzenie równań między poszczególnymi wielkościami i że dopiero dokładna analiza pozwala na racjonalne stosowanie zależności matematycznych, z uwzględnieniem tego, czy mamy np. do czynienia z procesem odwracalnym, czy też z nieodwracalnym, lub czy mowa jest np. o gazie doskonałym, czy o parze wodnej. W większości starszych podręczników termodynamiki technicznej wprost razi zbyt prymitywne ujmowanie zagadnień, bez dostatecznego uwypuklenia zasad i założeń tej, tak doniosłe znaczenie posiadającej nauki.

Wybitny monachijski termodynamik prof. Nusselt zobrazował — w 2 tomikach znanego wydawnictwa Göschen — z dużym talentem i w b. skondensowany sposób podstawy teoretyczne termodynamiki technicznej i opartą na nich teorię maszyn ciepłych. W I t., przetłumaczonym obecnie przez prof. Ochęduszkę na język polski, autor rozpoczyna od podstawowych wielkości nauki o ciepłe, po czym omawia obszerne pierwszą zasadę termodynamiki i rozważa założenia drugiej zasady termodynamiki oraz wypływające z niej wnioski (znacznie lepiej jest to opracowane w I niż w II wydaniu dziełka prof. Nusselta). Podstawy teoretyczne uzupełnione są zastosowaniami praw ogólnych w odniesieniu do gazów doskonałych i pary wodnej

tudzież do teorii przepływu gazów i par. Znaczna ilość małych, lecz przejrzystych wykresów ilustruje w znakomity sposób wywody autora i czyni jego książeczkę nadzwyczaj cenną. Dlatego też można tylko przyklasnąć decyzji prof. Ochęduszki, że do przetłumaczenia na język polski wybrał to właśnie dziełko. Potrzeba jak najszybszego nadrobienia niczym niepowetowanej straty czasu z okresu okupacji narzuca w tym przekonaniu konieczność przyswojenia polskiej literaturze technicznej przede wszystkim najbardziej wartościowych dzieł zagranicznych. Nie negując oczywiście nieodzowności pisania prac oryginalnych, uważam wszakże, że zacząć należy od tłumaczenia na język polski najcenniejszych prac technicznych obcych.

Prof. Ochęduszeko nie tylko tłumaczył, lecz i poprawiał. Tak np. wyeliminował on znaną dwoistość nazwy kilogram, dzięki wprowadzeniu różnych oznaczeń dla jednostki masy i dla jednostki siły. Dając konsekwentnie do właściwego traktowania wzorów jako równań między wielkościami fizycznymi powinno by się jednak opuścić we wszystkich wzorach czynnik A, będący równoważnikiem ciepłym, ponieważ idzie nam o wielkości fizyczne, nie zaś o ich wartości liczbowe. Pcza tym chętniebym widział zarówno w oryginale, jak i w tłumaczeniu bardziej ogólne ujęcie kwestii przepływu energii przez rurociąg (str. 19 i dalsze). Przez dodatkowe wprowadzenie energii potencjalnej przepływającego czynnika i wyodrębnienie pracy przesunięcia, jako nie tkwiącej w czynniku, otrzymujemy ogólny wzór, dający się stosować do teorii silników i maszyn roboczych, nie tylko ciepłych, lecz i wodnych, tudzież do teorii wszelkiego rodzaju przepływów. Dalej muszę — niestety — zaznaczyć, że praca prof. Ochęduszki nie jest wolna od pewnych usterek językowych, które z wydań późniejszych powinny być usunięte i że terminologia polska jest w niej w wielu przypadkach niezupełnie poprawna. Nie można mówić o „gazach szlachetnych“ (str. 33 i dalsze), gdyż chodzi tu nie o 5 rzadkich gazów (argon, hel, neon, krypton, ksenon), nie wchodzących w żadne związki chemiczne, lecz o wyidealizowane „gazy doskonałe“. Niejasna jest również nazwa „wielkość stanu“ (str. 17), zamiast której należało by stosować „parametr stanu“, lub — jeszcze dokładniej — „wielkość, charakteryzująca stan czynnika“. Niepotrzebnie mówi się w dziełku o „ekspansji“ i „kompresji“, skoro mamy w języku polskim nazwy „rozprężanie“ i „sprężanie“. Analogicznie do nazw innych przemian mówimy o przemianie „politropicznej“, nie zaś „politropowej“ (str. 44). Niefortunne jest też wyrażenie „krzywe przemianowe“ (str. 53), zamiast „wykresy zmian stanu“. Nieodpowiedni papier i ręczne pisanie wzorów czynią tłumaczenie znacznie mniej przejrzystym niż oryginał. Wreszcie dziwi nas nieco, że prof. Ochęduszeko, wspominając w swym słowie wstępnym o polskiej literaturze technicznej, nie wymienił „Termodynamiki technicznej“ prof. B. Stefanowskiego.

Z. Warzewski.

Prof. Michał Broszko. Podstawy hydromechaniki racjonalnej. Warszawa 1948. W VII tomie (1939—1945 r., str. 75—98) Rocznika Polskiej Akademii Nauk Technicznych („Annales de l'Académie Polonaise des Sciences Techniques“; patrz „Hutnik“ z 1947 r., Nr 5, str. 264) ogłosił prof. dr inż. Michał Broszko — napisaną przez siebie w języku angielskim — rozprawę z dziedziny hydromechaniki racjonalnej, pt. „On the

problem of turbulence and on the foundations of hydromechanics", która — po uzupełnieniu jej przez autora wynikami najnowszych jego badań — ukazała się obecnie, staraniem i nakładem Instytutu Wydawniczego SIMP (Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Mechaników Polskich), w języku polskim, jako pierwsze wydawnictwo „Biblioteki Mechanika“ tego Instytutu z jej serii II, poświęconej pracom badawczym na polu techniki.

Hydromechaniką racjonalną (lub umiejętną)* nazywany dział mechaniki ciał ciekłych, obejmujący jedynie takie wyniki teoretyczne, które zdołano uzyskać w oparciu się na prawach dynamiki i kinetycznych teorii fizykalnych — na drodze wyłącznie matematycznej. Od—dopuszczających w swych dowolnych założeniach pewien, z góry powzięty, hipotetyczny pogląd na nieznaną mechanizm zjawisk hydrodynamicznych — fenomenologicznych teorii ruchu cieczy różni się hydromechanika racjonalna tym, że każdy wniosek, wysnuty z jej równań, musi — z natury rzeczy — zgadzać się dokładnie z doświadczeniem. Celem jej jest wyznaczenie — przy pomocy równań różniczkowych — przebiegu i właściwości zjawisk hydrodynamicznych na podstawie danych liczbowych, określających warunki zewnętrzne, w jakich ruch się odbywa tudzież własności fizykalne cieczy, znajdującej się w ruchu.

Pierwszą próbę stworzenia hydromechaniki racjonalnej zawdzięczamy L. Eulerowi, który w 1755 r. podał układ trzech równań różniczkowych ruchu, wyrażających podstawowe prawo dynamiki, zastosowane do cieczy doskonałej (tj. fikcyjnego ciała ciekłego, odznaczającego się całkowitym brakiem oporów ruchu i nieściśliwością), wypełniającej w danej chwili nieruchomy element objętościowy i w 1770 r. dołączył do owego układu równań warunków ciągłości, oparty na rozważaniach czysto geometrycznych. W równaniach swych Euler nie uwzględniał występujących pomiędzy cząsteczkami cieczy rzeczywistej naprężeń stycznych, stanowiących istotę lepkości oraz wywołanych przez nią oporów ruchu, a składowe szybkości rzeczywistej utożsamiał ze składowymi szybkości pozorną. otrzymaną z pomiarów, co prowadziło stale do rozbieżności wyników teoretycznych z doświadczeniem, albowiem szybkość rzeczywista nie jest nigdy identyczna z szybkością pozorną (do odpowiadającej dostrzegalnemu ruchowi „głównemu“ szybkości pozornej przyłącza się zawsze — uchylająca się od stwierdzenia za pomocą zwykłych przyrządów hydrometrycznych — szybkość, będąca wypadkową szybkości pozornych, udzielonych środkowi ciężkości ciekłego elementu przez bezpośrednio nie—dostrzegalne, przemożny jednak — w hydromechanice Eulera zignorowany — wpływ na przebieg zjawisk hydrodynamicznych wywierające, ruchy „poboczne“, mianowicie przez agitacje molekularne, a prócz tego — w przypadku tzw. ruchu „burzliwego“ — i przez pulsacje molarne o wielkiej częstotliwości).

W 1845 r. wyprowadził G. G. Stokes — na podstawie hipotezy, pokrewnej w swej istocie założeniom teorii fenomenologicznych — równania różniczkowe tzw. ruchu „laminarnego“, odtwarzające przebieg ruchu „głównego“ cieczy lepkich — przy małych szybkościach przepływu — zupełnie zgodnie

z doświadczeniem. Zgodność ta ustaje wszakże z chwilą, gdy średnia szybkość przepływu przekroczy pewną wartość krytyczną; po przekroczeniu jej tylko część płynącej cieczy porusza się nadal ruchem laminarnym, ruch zaś pozostałej części cieczy przybiera charakter ruchu „burzliwego“ (prof. Broszko doszedł do tych samych równań, oparłszy się — w przeciwieństwie do Stokesa — nie na stworzonej przez tego ostatniego ad hoc hipotezie, lecz na ogólnym prawie fizykalnym, dotyczącym zjawisk dyfuzji).

Prawa, rządzące ruchem burzliwym wydawały się — ze względu na niezwykłą zawikłość jego przejawów — „beznadziejną zagadką“ nawet badaczowi tej miary co de Saint-Venant. Po nieudanej próbie ustawienia równań owego ruchu, podjętej w 1877 r. przez J. V. Boussinesqa, wyprowadził w 1895 r. O. Reynolds — na podstawie swych badań doświadczalnych — równania różniczkowe ruchu burzliwego, które stanowiły wprawdzie — aż do ostatnich czasów — najważniejsze osiągnięcie hydromechaniki racjonalnej, nie przedstawiały jednak jeszcze racjonalnego rozwiązania problemu ruchu burzliwego (jakkolwiek związki funkcyjne wyrażone były tymi równaniami po raz pierwszy w sposób zupełnie poprawny).

Usunięcie przeszkód, ograniczających możliwość stosowania równań hydromechaniki racjonalnej tylko do zjawisk ruchu laminarnego, pozostanie trwałą zasługą prof. Broszki. Badania tego autora, zapoczątkowane na łamach lwowskiego „Czasopisma Technicznego“ z 1921/1922 r. rozprawą pt. „Nowa teoria ruchu cieczy rzeczywistych“ (opierająca się na koncepcjach fizykalnych) i jego praca z 1934 r. pt. „Ueber die Differentialgleichungen des Turbulenzproblems“ (referat na IV Międzynarodowym Kongresie Mechaniki Stosowanej w Cambridge), doprowadziły wreszcie (już przed wybuchem drugiej wojny światowej) do rozwiązania przez niego zagadki ruchu burzliwego na drodze, wolnej od jakichkolwiek bądź dodatkowych założeń fizykalnych, a więc całkowicie spełniającej warunek racjonalności. Wyjaśnienie tego kapitalnego zagadnienia jest owocem wieloletnich zmagani naszego uczonego z trudnościami ujęcia zjawisk ruchu cieczy rzeczywistych w więzy ogólnych równań hydrodynamicznych, a dotychczasowe — wysocce pomyslnie — wyniki konfrontacji owych równań z liczbowymi wartościami, wyznaczonymi doświadczalnie, uprawniają do stwierdzenia, że racjonalną teorię ruchu burzliwego prof. Broszki wyróżnia doskonała zgodność osiągniętych przy jej pomocy wyników teoretycznych z doświadczeniem.

Podobnie jak wszystkie publikacje Instytutu Wydawniczego SIMP również i praca prof. Broszki odznacza się prawdziwie piękną szatą zewnętrzną (format, okładka, papier, krój czcionek, układ graficzny). Złożenie w drukarni treści tej rozprawy, wprost „najeżonej“ równaniami różniczkowymi o pochodnych cząstkowych i najrozmaitszymi symbolami matematycznymi, było zadaniem wyjątkowo trudnym. Wykonała je bez zarzutu drukarnia Archidiecezjalna we Wrocławiu.

J. Chmielowski

Symposium on Metallurgy of Steel Welding. Wydawnictwo British Welding Research Association. Londyn 1947, str. 104. — W 1936 r. Iron and Steel Institute w Londynie zorganizował konferencję, poświęconą zagadnieniom spawalniczym, wśród których dużą rolę odgrywają problemy metalurgiczne. Nawią-

*) Porówn. artykuł inż. A. T. Troskoleńskiego w „Przeglądzie Mechanicznym“ z 1948 r. Nr 1, str. 27 pt. „O podstawach mechaniki racjonalnej“.

zując do tego tematu Brytyjskie Stowarzyszenie Badania Spawalniczych (British Welding Research Association) wydało w ub. r. zbiór referatów i dyskusji nad nimi, omawiających zagadnienia metalurgiczne, dotyczące spawalnictwa stali. Referaty te obrazują — częściowo — badania, prowadzone w czasie wojny i obejmują następujące zagadnienia:

- 1) Struktura i skład spoin (2 referaty: H. A. Sloman, T. E. Rooney, T. H. Schofield i G. L. Hopkin).
- 2) Wpływ wodoru na skłonność do pęknięcia i jakość spoiny (2 referaty: G. L. Hopkin i dr L. Reeve).
- 3) Zagadnienia spawalności (2 referaty: dr L. Reeve, dr J. A. Wheeler i dr V. Kondic).
- 4) Różne, jak badanie lepkości żużla (P. K. Gledhill) i elektro - fizyka łuku spawalniczego (dr L. H. Orton).

Spawanie stali poczyniło w Anglii podczas wojny znaczne postępy, produkcja sprzętu wojskowego narzuciła bowiem wówczas spawalnikom szereg zagadnień, rzadko spotykanych w życiu codziennym, które jednak musiały być rozwiązane. I chociaż zagadnienia te obecnie znówu tracą na aktualności, zdobyte doświadczenie umożliwia dalszy ogólny postęp. Spostrzeżenia przy spawaniu blach pancernych pozwoliły np. na uchwycenie takiego czynnika jak zawartość wodoru w spoinie, który przy spawaniu stali, uważanej zazwyczaj za spawalną, prawdopodobnie długo jeszcze pozostawał by poza zasięgiem zainteresowań spawalników.

Wydanie „Symposium“ świadczy nader dodatnio o poważnym naukowym stosunku badaczy brytyjskich do zasadniczych problemów metalurgicznych, o zrozumieniu przez nich ważności tych zagadnień i o wysokim poziomie prac badawczych, prowadzonych pod egidą British Welding Research Association.

T. Malkiewicz

Stal. Rocznik VIII (1948). Nr 1 (styczeń). **B. I. Kustew** i **A. I. Wołoszin**. Odciąganie gazu z komór pieców koksowych. — **I. Z. Kozłowicz**. Wytapianie żelazomanganu z najmniejszym zużyciem koksu. — **F. I. Titow**. Aglomeracja rudy chałiowskiej. — **D. A. Smoliarenko** i **N. I. Jefanow**. Niektóre zagadnienia polepszenia konstrukcji pieców martenowskich. — **A. S. Bierieznaj**. Własności zasadowego natapiania trzonów pieców martenowskich. — **J. S. Gałaj**, **M. I. Zlotnikow** i **N. N. Sokołowski**. Naprężenia końcowe przy spłaszczaniu taśm. — **I. D. Kuziema**. Właściwy kształt kęsa. — **G. P. Piszczykow**, **G. T. Alejniczenko** i **N. S. Alfierowa**. Wytwarzanie rur ze stali nierdzewnej i ognioodpornej. — **I. W. Pelin**. Wpływ gazów na krystalizację wlewka. — **M. P. Braun**. Stal ognioodporna chromo - krzemowo - miedziowa i chromo - krzemowo - glinowa. — **J. M. Potak** i **E. L. Buszmanowa**. Wpływ składników stopowych na kruchość stali o wysokiej wytrzymałości. — **G. I. Szandrienko**. Ustalanie technicznych norm dla prac na obrabiarkach. — **N. M. Fomienko**. Huta im. Dzierżyńskiego. — **J. P. Osadzi**. Pierwsza wytwórnia rur na Uralu. — Nr 2 (luty). — **P. I. Priobrazenski**. Technologiczne schematy przebudowywanych i nowych zakładów wzbogacania węgla. — **A. N. Riedko**. Wpływ poziomu załadowanych materiałów na ich rozmieszczenie oraz strumienie gazów w wielkim piecu. — **M. A. Glinkow**. Analityczny sposób obliczania cieplnego bilansu pieca martenowskiego. — **K. K. Czuprin**. Dyfuzyjne odtlenianie stali. — **P. W. Kobiakow**. Fizyczne własności pakietu blach przy nagrzewaniu. — **W. F. Malcew**, **F. M. Gierman** i **M. P. Żeldak**. Podniesienie skuteczności smarowania przy zimnym przeciąganiu rur. — **G. Ł. Liwzic**. Stal na narzędzia tłoczne. — **W. K. Cielikow**. Wzmocnienie stali przy zgnioście i starzeniu. — **I. J.**

Granat i **W. M. Tagiejew**. Rozwój i obecny stan nieprzerwanego odlewania metali. — **S. S. Niekryty**. Wpływ molibdenu na własności odlewów żeliwnych. — **A. I. Waszczenko**. Przejście suszarek odlewniczych na paliwo stałe. — **E. N. Tietierkin**. Nowy sposób oczyszczania wody przemysłowej. — Nr 3 (marzec). **P. A. Sud'ja** i **W. L. Krol**. Wpływ węgla z Karagandy na jakość koksu wielkopieczowego. — **A. P. Kwaszkow**. Przygotowanie magnetytu do topienia. — **N. L. Goldsztejn**. Ujednoczenie rudy magnitogorskiej. — **B. I. Kitajew**, **N. I. Kokariw**, **D. K. Butakow** i **S. P. Zamotajew**. Sposoby wykorzystania płomienia wysokiej intensywności przy dodatku ropy. — **B. S. Barski** i **A. F. Myrcymow**. Nowoczesny łukowy piec elektryczny do wytapiania stali. — **I. J. Tarnowski**. Obliczenie przeciętnych zgniotów walcowni wykojowej. — **Z. A. Koff**. Zimne walcowanie nierdzewnych rur. — **W. E. Nejmark**, **I. B. Pilecka** i **R. I. Entin**. Wpływ tytanu oraz dodatków boru wanadu i tytanu na krystalizację stali. — **I. N. Łaguncow**. Wpływ miedzi na własności stali chromowej o wysokiej zawartości węgla. — **S. A. Jofinow**. Studzenie stali, skłonnej do tworzenia płatków, po przeróbce plastycznej na gorąco. — **N. P. Czuprakowa** i **W. D. Sadowski**. Wpływ niejednorodności wlewka na przebieg rozkładu austenitu. — **P. I. Ulitienko**. Odlewanie wlewnic z rdzeniem cementowo - piaskowym. — **P. I. Szportienko**. Rdzenie na twardej smole z węgla kamiennego. — **W. I. Jeriemin**. Zastąpienie węgla z Żurina węglem innych gatunków. **K. Radźwicki**

Przegląd Górniczy. Tom IV (1948). Nr 4 (kwiecień). **Inż. J. Nadziakiewicz**. Przyczynki do badań nad ścieralnością koksu. — **Prof. dr inż. A. Bolewski**. Zagadnienie klasyfikacji węgla. — **Przegląd zagraniczny** (m. in. notatki o instalacjach turbin gazowych tudzież o rozważaniach na temat rdzy i ochrony żelaza). — **Statystyka polskiego przemysłu węglowego**.

Węgiel. Rok II (1948). Nr 4 (kwiecień). **Dr E. Rose**. Motywy gospodarcze akcji oszczędnościowej. — **Mgr L. Bieńkowski**. Rynek węglowy w południowo-wschodniej Europie. — **Mgr B. Wysecki**. Zapotrzebowanie węgla na cele opału domowego. — **Przegląd zagraniczny**.

Wiadomości Hutnicze. Rok IV (1948). Nr 3 (marzec). **Współzawodnictwo pracy w hutnictwie**. — **Inż. M. Stankiewicz**. Trzon pieca stalowniczego i jego rola w procesie wytapiania stali. — **H. Zajesz**. Stałe narzędziowe. — **Wynalazczość w hutnictwie**. — **Inż. N. G. Buryłow**. Metody pospiesznych topów martenowskich (tłumaczenie z języka rosyjskiego). — **W. Stępczyk**. Naukowa organizacja pracy. — **Hutnictwo w Księstwie Warszawskim**. — **Inż. St. Rurański**. Kącik językowy. — Nr 4 (kwiecień). **H. Zajesz**. Wtrącenia niemetaliczne w stali. — **Inż. St. Dietrych**. Konserwacja urządzeń i maszyn i organizacja napraw. — **Inż. N. G. Burylew**. Metody pospiesznych topów martenowskich (tłumaczenie z języka rosyjskiego; dokończenie). — **Inż. M. Stankiewicz**. Zasadnicze elementy procesu martenowskiego i ich wpływ na jakość stali. — **Wynalazczość w hutnictwie**. — **W. Stępczyk**. Naukowa organizacja pracy. — **Z historii hutnictwa polskiego**.

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Rok III (1948). Nr 1—2 (styczeń — luty). **Inż. H. Gruszczyk**. Zagadnienie magnezytów dolnośląskich. — **Inż. T. Ostrowski**. Czadnica na gaz wodno - czadowy z rusztem obrotowym. — **Zastosowanie łupku krumendorskiego**. — **Szkolenie zawodowe w ZPMO**.

Nafta. Rok IV (1948). Nr. 4 (kwiecień). **Inż. J. Wojnar.** Plan techniczny. — **Inż. J. Ostaszewski i inż. A. Waliduda.** Palniki na gaz ziemny w gospodarstwie domowym. — **Statystyka naftowa Polski.**

Przegląd Chemiczny. Rok VI (1948). Nr 2 (luty). **Mgr Z. Gajewski.** Zmiana elektrycznych jednostek miar a niektóre stałe elektrochemiczne. — **A. Groszman.** Chromatografia. — **(A. J. B.)** Nowy schemat analizy mikrochemicznej żelazostopów.

Przegląd Techniczny. Rok LXIX (1948). Nr 7—8 (kwiecień). **Inż. St. Pietkiewicz.** Wynagrodzenia w Biurach Konstrukcyjnych. — **Inż. M. Lesz.** Zagadnienia bieżące Centralnego Zarządu Przemysłu Metalowego. — **Inż. Wł. Rutkowski.** Znaczenie metalurgii proszków. — **Inż. J. Chudziński.** Zastosowanie metali spiekanych do wyrobu elementów maszyn.

Przegląd Mechaniczny. Rok VII (1948). Nr 1 (styczeń). **Inż. St. Szulc.** Gładkość powierzchni. — **Inż. J. Obalski.** Statystyczna kontrola produkcji. — **Prof. dr inż. J. Dowkontt.** Silniki spalinowe w dobie obecnej. — **Inż. K. Plonier.** Wysokoprężny dwusuwowy silnik General Motors. — **Inż. A. T. Trokolewski.** O podstawach hydromechaniki racjonalnej. — **Inż. Z. D.** Nowy sposób fabrykacji bloków cylindrowych silników samochodowych. — 25-lecie pracy naukowej inż. A. T. Trokolewskiego. — **J. K.** Napęd lokomotywy za pomocą sprężonych spalin. — **J. K.** nowe angielskie silniki spalinowe. — **S. S.** Mechanika skrawania metali. — Nr 2 — 3 (luty — marzec). **Inż. M. Lesz.** Przyszłość naszego przemysłu obrabiarkowego. — **Prof. inż. W. Biernawski.** Badania wydajności krajowych stali szybko tnących. — **Inż. E. Misiurewicz.** Nowe prądy w dziedzinie napędu i sterowania elektrycznego obrabiarek. — **Inż. St. Jabłoński.** Zastosowanie temperatur poniżej zera do obróbki cieplnej. — **Inż. St. Szulc.** Obróbka metali narzędziami o ujemnych kątach natarcia. — **Inż. Z. Nowakowski.** Utwardzenie powierzchniowe przewodnic. — **Inż. K. Ukielski.** Obróbka termiczna prądami szybkozmennymi. — **Inż. St. Szulc.** Superfinish. — **C. Kalata i J. Glaser.** Masy formierskie ze spoiwem cementowym. — **F. Hudson.** Znormalizowane próbki dla nieżelaznych stopów odlewniczych. — **Inż. S. T. Jaźwiński.** Nowa stal lana do powierzchniowego hartowania. — **Przegląd pism technicznych odlewniczych.** — **Kronika odlewnicza.**

Przegląd Elektrotechniczny. Rok XXIV (1948) Nr 3 (marzec). **Prof. inż. T. Czaplicki.** Kronika (Praca i rozwój polskiego przemysłu elektrotechnicznego w ramach gospodarki planowej). — **Inż. Z. Keh.** Kotły parowe z paleniskami na płynny żużel. — **Inż. S. Miński.** Osiągnięcia 30 lat energetyki radzieckiej. — **Inż. M. Bartnicki.** Elementy planowania produkcji w energetyce. — **Inż. T. Klarner.** Analiza spożycia energii elektrycznej w gospodarstwach domowych. — **Dr E. Kamiński.** Dwumetalowe taśmy termoregulacyjne. — **Inż. P. Modrak.** Elektryczność statyczna w urządzeniach przemysłowych i sposoby jej zwalczania.

Przegląd Telekomunikacyjny. Rok XXI (1948). Nr 1 — 2 — 3 (styczeń — luty — marzec). **Dr inż. St. Kuhn.** Błędy spostrzeżeń przy pomiarach fizycznych. — **Przegląd rozwoju telefonii i telegrafii w okresie 1939 — 1945.** — **Pomiary natężenia pola.** — **Podstawy telefonii automatycznej.** — **I. W.** Nowości telekomunikacyjne. — **Komunikaty Państwowego Instytutu Telekomunikacyjnego.**

Inżynieria i Budownictwo. Rok V (1948). Nr 3 (marzec). **Inż. E. Buszma.** Skrzyżowanie trasy W—Z z Powiślem i Dzielnicą Zabytków. — **Inż. St. Szanser.** Stal „ST” 52. — **Prof. dr inż. Wł. Bogucki.** Projektowanie słupów stalowych. — **Inż. T. N.** Żelbetowy most lukowy na rzece Aturby we Francji. — **Amerykańskie metody robót inżynierskich.** — **Inż. W. Prześński.** Polska cegła normalna.

Przegląd Budowlany. Rok XX (1948). Nr 3 (marzec). **K. Ulatowski.** Odbudowa Poznania. — **E. Byrski i Z. Pogonowski.** Ilość materiałów i robocizny, przypadających na jednostkę zabudowanej przestrzeni budynku mieszkalnego.

Przegląd Komunikacyjny. Rok 1948. Nr 2 (luty). **Mgr Z. Baja.** Problem izochron Polski. — **Inż. E. Barysz.** Stopień bezpieczeństwa ruchu pociągów na szlaku, jako funkcja urządzeń technicznych. — **Akademik W. Obrazcow.** Postęp techniczny na kolejach radzieckich. — **r. a.** Osiągnięcia i szanse komunikacji autobusowej zamiejskiej. — **Inż. J. S.** Pomiar naprężeń w stali przy pomocy auskultatora magnetycznego.

Drogownictwo. Rok III (1948). Nr 3 (marzec). **Inż. K. Mackiewicz.** Zasypy śnieżne na drogach. — Nr 4 (kwiecień). **Inż. J. Miedziński.** Walka z przełomami wiosennymi na drogach.

Gospodarka Wodna. Rok VIII (1948). Nr 1 — 3 (styczeń — marzec). **Inż. R. Sawicki.** Rozbudowa ujścia Wisły. — **Inż. Wł. Pietruszewski.** W sprawie projektów generalnych zabudowań rzek i potoków górskich.

Gaz — Woda i Technika Sanitarna Rok XXII (1948). Nr 4 (kwiecień). **Inż. Z. Stefańczyk.** O stratach w sieci wodociągowej i próbach szczelności nowych przewodów. — **Inż. St. Dorochowski.** Wrocławska gazownia miejska.

Przegląd Geodezyjny. Rok IV (1948). Nr 2 — 3 (luty — marzec). **Inż. J. Sienkiewicz.** Zagadnienie reformy triangulacji. — **Inż. J. Wereszczyński.** Loran i P. P. I. — **Radar.** — **Inż. F. Piątkowski.** Wrażenia z wystawy i Kongresu Kartografii i Optyki we Florencji. — Nr 4 (kwiecień). **Inż. B. Wahl.** Kryteria dokładności triangulacji Stanów Zjednoczonych Ameryki Północnej. — **Inż. Wł. Barański.** Organizacja miernictwa w Czechosłowacji. — **Inż. T. Bychawski.** Projekt nowej organizacji miernictwa w Niemczech. — **Inż. I. F. Huczek.** Realizacja miejscowych planów zagospodarowania przestrzennego. — **Inż. J. Wereszczyński.** Pomiary głębokości morza w strefie przybrzeżnej. — **Inż. J. Leszkiewicz.** Plan „pomiarów włócznie” wsi Malinki.

Przemysł Włókienniczy. Rok II (1948). Nr 1 — 2 (styczeń — luty). **Br. Blass.** Zasady systemu finansowego w odniesieniu do przedsiębiorstw państwowych. — **Inż. W. Rosner.** Woda do zasilania kotłów średnioprężnych. — **Inż. A. Dominikiewicz.** O zastosowaniu promieni elektronowych w badaniu mikrostruktury materii. — Nr 3 — 4 (marzec — kwiecień). Zeszyt, poświęcony zagadnieniom Małej Racjonalizacji w przemyśle włókienniczym.

Motoryzacja. Rok III (1948). Nr 4 (kwiecień). **A. Sławiński.** Gospodarka samochodami państwowymi uregulowana. — **Inż. T. Sokółowski.** Obsługa samochodów. — **P. Zaborowski.** O celowości i kosztach używania samochodu osobowego.

Skrzydła Polska. Rok IV (1948). Nr 4 (kwiecień). Inż. K. Miller. Lot chmurowy. — Dr Ferr. W kręgu śmigła

Wiadomości PKN. Rok XVI (1948). Nr 1 (styczeń). PKN w roku 1947. — Współpraca gospodarza polskoczeskosłowacka w dziedzinie normalizacji. — Inż. Z. Dobrowolski. Zagadnienie normalizacji formy nagłówków dokumentów pochodnych (bibliografii, streszczeń, tłumaczeń). — Przegląd prasy normalizacyjnej zagranicznej. — Normy zagraniczne. — Polskie normy (m. in. złom stalowy). — Prace komisji. — Nr 2 (luty) Inż. J. Oderfeld. Uwagi o układaniu normy. — Inż. Z. Dobrowolski. Zagadnienie normalizacji formy nagłówków dokumentów pochodnych (dokończenie). — Polskie normy (m. in. blachy grube ze stali węglowej zwyczajne i o określonych własnościach mechanicznych). — Inż. I. Ahrends. Normalizacja cementu.

Wiadomości Urzędu Patentowego. Rok XXIV (1948). Nr 1 (styczeń). Komunikat w sprawie zbiorów bibliotecznych Urzędu Patentowego Rz. P. — Komunikat w sprawie listy rzeczowników patentowych. — Nr 2 (luty). Udzielone zostały patenty: Nr 33402 na sposób wyrobu stali (J. Ch. Fourmansit, Bruksela) i Nr 33397 na osłonioną stalową nagrzewnicę powietrza (R. Dawidowski, Kraków). — Nr 3 (marzec). Układ o patentach niemieckich, zawarty w Londynie dnia 27 lipca 1946 r.

Przegląd Organizacji. Rok XVIII (1948). Nr 4 (kwiecień). Inż. A. Strawski. Przydatność rozważań nad metodą (Uwagi na tle aktualnej publicystyki o planowaniu). — Inż. St. Bładowski. Planowanie zaopatrzenia materiałowego w zakładach przemysłowych. — J. Gutowski. Opracowanie i wprowadzenie wzorców pracy jako podstawy współzawodnictwa. — Inż. I. Baran. Współzawodnictwo pracy a jej bezpieczeństwo. — Inż. J. Bułakowski. O ustaleniu planu produkcji. — Wl. B. Zestawienia.

Bank Gospodarstwa Kraiowego. Przegląd Kwartalny. Rok XVII (1948). Nr 1 (marzec). Państwowy Plan Inwestycyjny na rok 1948. — Przegląd sytuacji gospodarczej (Charakterystyka ogólna. Pieniądz i kredyt. Przemysł. Rzemiosło. Rolnictwo i leśnictwo. Obrót towarowy. Komunikacja. Wykresy.).

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Rok IV (1948). Nr 4 (kwiecień). Sytuacja ekonomiczna Polski w lutym 1948 r. — Dr St. Perczyński. Przegląd rynków zagranicznych. — Prof. dr St. Rozmaryn. Organizacja obrotu bezgotówkowego w ZSRR. — Dr K. Secomski. Źródła finansowe ruchu inwestycyjnego w Polsce. — Mgr A. Siebeneichen. Reforma walutowa na Węgrzech w 1946 r. — S. Żórawicki. Szkice rozwoju finansów radzieckich.

Życie Gospodarcze. Rok III (1948). Nr 7 (kwiecień). J. Kostecki. Ucieczka Niemców z nad Odry w czasie od 1800 do 1945 r. — Inż. B. Krupiński. Możliwości techniczne przemysłu węglowego. — A. Rostocki. Sprawa taboru samochodowego. — Dr J. Ochman. Czechosłowacja — Polska na drodze do współpracy gospodarczej. — Dr St. W. Berezowski. Dwa rodzaje „kombinatów“ — w ZSRR i w Polsce — Inż. J. Knysz i inż. L. Zienkowski. Przemysł elektrotechniczny w roku 1947. — Nr 7a (marzec — kwiecień). Numer specjalny poświęcony rzemiosłu. — Nr 8 (kwiecień). Br. Mine. O gospodarce planowej. — Inż. M. Borowy. Zagadnienia planu technicznego. — Inż. I. Borejdo. Plan

techniczny w hutnictwie. — Inż. J. Knysz i inż. L. Zienkowski. Przemysł elektrotechniczny w roku 1948. — K. Oldziejewski. Wystawa wrocławska. — Mgr A. Rosochowicz. Znaczenie drugich po wojnie Międzynarodowych Targów Poznańskich.

Biuletyn Informacyjny Szkolnictwa Zawodowego Ministerstwa Przemysłu i Handlu. Rok II (1948). Nr 7 (kwiecień). J. Lewandowski. Akcja praktyk wakacyjnych. — A. Waszek. Potrzeba zaprawiania młodzieży szkolnictwa przemysłowego do samokształcenia. — W. Dobrowolski. Psychotechniczny dobór kandydatów do zawodu (artykuł dyskusyjny). — Nr 8 (kwiecień). W. Dobrowolski. Ustawa o stopniu inżyniera. — A. Nowak. Polskie szkolnictwo naftowe.

Polska i Świat Współczesny. Rok I (1948). Nr 1 (styczeń — marzec). St. Arnold. Polska Ludowa. — J. Sieradzki. Romantyzm Wielkiego Czynu. — W. Najdus. O świecie, w którym rządzą monopole. — M. L. Kwestia niemiecka w świecie współczesnym. — St. Damrosz. Nauka o Polsce i świecie współczesnym. — St. A. Majewski. Problematyka Planu Odbudowy Gospodarczej. — M. Olechnowicz. Akcja migracyjna w Polsce po wojnie. — J. M. Repolonizacja Ziemi Odzyskanych.

Jest to — wydawane przez Państwowe Zakłady Wydawnictw Szkolnych w Warszawie (na zlecenie Ministerstwa Oświaty) — czasopismo pedagogiczne, mające pomagać w pracy samokształceniowej i zawodowej przede wszystkim nauczycielom, wykładowcom naukę o Polsce i świecie współczesnym w szkołach różnych typów i poziomów.

Śród wymienionych wyżej prac na szczególną uwagę zasługuje artykuł prof. dra St. Arnolda, dający wnikliwą analizę przemian, które doprowadziły do powstania Ludowej Rzeczypospolitej Polskiej i red. J. Sieradzkiego na temat romantyzmu Wielkiego Czynu. Autor tego artykułu przeciwstawia wielkiemu romantyzmowi złudzeń — romantykę rozumnej pracy, nauki uwspółcześnionej, oświaty i wiedzy upowszechnionej, dobrobytu dla wszystkich.

Pierwszy zeszyt czasopisma, o którym mowa, w zupełności spełnia swe zadanie.

Polonistyka. Rok I (1948). Nr 1 (styczeń — marzec). E. Korzeniewska. Z zagadnień dzieła literackiego. — H. Szyper. Założenia nowych programów języka polskiego. — Dr J. Z. Jakubowski. Sprawa współczesnej literatury polskiej w szkole. — M. Gutry. Lektura uzupełniająca. — J. Chmielowcowa. Nauka o języku w szkole dzisiejszej.

Ukazał się pierwszy zeszyt czasopisma dla nauczycieli pt. „Polonistyka“ (wydawanego w Warszawie na zlecenie Ministerstwa Oświaty, przy współpracy Łódzkiego Oddziału Tow. Literackiego im. A. Mickiewicza, przez Państwowe Zakłady Wydawnictw Szkolnych). Pragnie ono służyć sprawie nauczania języka polskiego w szkołach wszystkich typów, pożytecznie, rzetelnie i możliwie najzupełniej informując nauczycieli tego przedmiotu i skutecznie pomagając im w ich codziennej pracy, chce być pismem nie dla małych grup, lecz dla całej wielkiej szkolnej rodziny polonistycznej.

Bibliotekarz. Rok XV (1948). Nr 3 (marzec). Uchwała Rady Państwa w sprawie upowszechnienia książki i czytelnictwa w Polsce. — Deklaracja Zarządu Głównego Związku Bibliotekarzy i Archiwistów Polskich. — Cz. K. Pierwsze wieści z Komitetu Upowszechnienia Książki. — A. Gryczowa. Kazimierzowi Piekarskiemu. — J. Tarkowska. Biblioteka Akademii Sztuk Pięknych w Warszawie.

J. Chmielowski

Różne wiadomości

Nowa koksownia w Południowej Afryce. Program inwestycyjny South African Iron and Steel Industrial Corporation przewiduje rozpoczęcie budowy nowej koksowni w Południowej Afryce, w dzielnicy okolicy koło Vanderbijl Park. Instalacja będzie się składała z 54 pieców koksowniczych typu Woodall - Duckham - Becker, wraz z wytwórnią produktów ubocznych i narzędziami pomocniczymi. Dzienny przerób węgla wyniesie 1.150 ton.

Nowe huty w Indiach. W niedługim czasie Indie otrzymają 2 nowe huty, o zdolności wytwórczej po 500.000 t stali rocznie każda, przy czym w przyszłości ilość ta będzie mogła być podwojona. Koszt owej inwestycji określa się na ok. 148 miln. dol.

Wytwórczość stali nierdzewnej w Stanach Zjednoczonych wyniosła w 1947 r. 540.000 t. Wobec tego, że okazała się ona niewystarczająca, na 1948 r. przewidziano 600.000 t.

Zdolność wytwórcza hutnictwa w Stanach Zjednoczonych.

	Zdolność wytwórcza		Przyrost w %
	1947 r.	1948 r.	
Stal	82,5	85,2	2,7
Surówka	59,4	61,0	1,6
Koks	54,5	56,5	2,0

Rozładunek zmarzniętego węgla. Zakłady Inland Steel Company w Indiana Harbor zastosowały po raz pierwszy w Stanach Zjednoczonych wibracyjne urządzenie z napędem elektrycznym do przyspieszenia rozładunku zmarzniętego węgla z wagonów kolejowych budowy lejowatej. Nowa ta metoda pozwala w ciągu najwyżej 10 min. rozładować wagon, podczas gdy bez stosowania wstrząsań w niektórych przypadkach trzeba użyć pracy do 20 ludzi, uzbrojonych w młoty, kilofy, drągi i łopaty. Wstrząsarke o ciężarze 5 t nasadza się „okrakiem“ na boki wagonu, który ma być rozładowany przy pomocy podnośnika. Po uruchomieniu wstrząsarka wysyła rytmicznie harmoniczne drgania, dając ponad 1000 impulsów na minutę, które przez konstrukcję wozu przenoszą się do jego zawartości. Od wibracji o dużej amplitudzie zmarznięty ładunek pęka, a następnie wysypuje się z wagonu. W normalnych warunkach wstrząsarka, wymagająca obsługi 1 lub 2 ludzi, może opróżnić lejowaty 50 do 70-tonowy wagon w ciągu 2 do 5 min. Przy pracy ręcznej trzeba by 8 do 11 ludzi w ciągu od 15 min. do powyżej 1 godz. do rozładowania takiego wagonu. Urządzenie to zmniejsza wydatki za postojowe i eliminuje możliwość nieszczęśliwych wypadków.

Rozpowszechnienie spawarek prądu zmiennego. W rb. Stany Zjednoczone przewidują wielki zbytni na spawarki prądu zmiennego, które mają zastąpić spawarki prądu stałego, zużywające znacznie więcej energii. Jako uzasadnienie tego popytu może służyć fakt, że jeżeli Stany Zjednoczone odwrócą obecny

stosunek 20% posiadanych spawarek prądu zmiennego i 80% spawarek prądu stałego, oszczędność na energii elektrycznej opłaci w ciągu roku zużyte elektrody.

Nowe silniki benzynowe. Pomimo licznych zapowiedzi, że — w związku ze zmniejszającymi się w Stanach Zjednoczonych zapasami paliw płynnych — zaniechano budowy nowych typów silników benzynowych, wg ostatnich informacji ma ukazać się tam pod koniec br. silnik o stosunku sprężenia dochodzącym do 7,75 do 1. Silnik taki wymagać będzie benzyny o liczbie oktanowej 88. W 1949 r. stosunek sprężania ma być podniesiony na 9 do 1, dzięki czemu niezbędna liczba oktanowa wzrośnie do 93.

Zatrudnienie w Stanach Zjednoczonych. Wg danych z listopada 1947 r. ilość osób, pracujących w przemyśle i handlu wyniosła w USA 43.450.000. Zatrudnienie w niektórych przemysłach przedstawiało się następująco:

Hutn. i przetw. stalowe	1.884.000
Hutn. i przetw. metali nieżelaznych	466.000
Przemysł maszynowy i elektryczny	2.296.000
„ samochodowy	982.000
„ górniczy	896.000
„ budowlany	1.852.000

Najpotężniejszy dźwig na świecie uruchomiono niedawno w stoczni w Hunter's Point koło San Francisco. W czasie próby obciążenia został podniesiony ciężar ok. 630 t.

Nowy zakład badań energii atomowej. W pobliżu miejscowości Marion w stanie Ohio (Stany Zjednoczone) firma Monsanto Chemical Co przystąpiła do budowy nowego zakładu badań energii atomowej, który będzie częściową realizacją szeroko zakrojonego programu badań, prowadzonych przez Komitet Energii Atomowej (Atomic Energy Commission, skrót AEC). Instalacja ta ma być użyta do badań zasadniczych problemów chemicznych z dziedziny energii atomowej. Powierzchnia nowego zakładu zajmuje na razie ok. 49 ha (ok. 700 × ok. 700 m), a przydzielony obszar wyniesi ok. 500 ha (ok. 2.500 × ok. 2.500 m). Projekt ma być wykonany w ciągu roku; koszt budowy zakładu oceniany jest na ok. 5 miln. dol.

Zużycie energii elektrycznej w USA. Hutnictwo żelaza w Stanach Zjednoczonych zużyło w 1947 r. ok. 23 miliardów kWh. Odpowiada to zapotrzebowaniu ok. 300 kWh w odniesieniu do 1 tony stali surowej.

Najgłębszy odwiert naftowy na świecie. Otwór, wiercony w Stanie Oklahoma osiągnął głębokość 5432 m.

Kronika

Z Akademii Górniczo - Hutniczej w Krakowie. Rada Wydziału Górniczego Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie zatwierdziła program wykładów na Studium Naftowym i zleciła prowadzenie ich wybitnym fachowcom. Pierwszy i drugi rok Studium Naftowego są wspólne z odpowiednimi latami Wydziału Górniczego. Na trzecim i czwartym roku Studium wykładane są przedmioty specjalne: geologia nafty (prof. dr inż. J. Zwierzycki i inż. J. J. Zieliński), technologia nafty i gazu (dr St. Suknarowski), wiertnictwo i eksploatacja nafty (doc. inż. J. Cząstka), gazownictwo ziemne (inż. Z. Wilk), nauka o maszynach i urządzeniach specjalnych w przemyśle naftowym (inż. J. Wojnar) tudzież nauka o urządzeniach elektrycznych w tym przemyśle (inż. W. Kobyliński).

Z życia Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego. W dniu 25 kwietnia br. odbyło się w sali Domu Kultury „Huty Bankowej“ w Dąbrowie Górniczej — przy udziale przeszło 80 osób — zebranie odczytowe Sekcji Walcowniczej Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego, na którym to zebraniu zostały wygłoszone 3 referaty, a mianowicie:

1) dyr. inż. St. Blocka pt. „Obróbka cieplna bezpośrednio po przeróbce plastycznej na gorąco“;

2) inż. K. Popiołka pt. „Inwestycje w Hucie Bankowej“ i

3) inż. A. Makomaskiego pt. „Walcownie drutu i korzyści stosowania cienkich walców“.

Po każdym z nich wywiązywała się ożywiona dyskusja.

Poza tym Sekcja Walcownicza uchwaliła na owym zebraniu wniosek, aby zbadanie pomysłów inż. A. Makomaskiego przekazać Gliwickim Zakładom Hutniczym w celu przeprowadzenia wstępnych prób na hucie „Kościuszko“.

Następnie — dla bliższego zapoznania się z dokonanymi już w „Hucie Bankowej“ inwestycjami — zebrani zwiedzili odnośnie wydziału „Huty Bankowej“, mogącej poszczycić się bardzo poważnymi osiągnięciami w zakresie budowy maszyn i urządzeń, które dawniej zmuszeni byliśmy zamawiać zagranicą.

Z działalności Instytutu Psychotechnicznego CZPH w 1947 r. Prace Instytutu szły w 1947 r. w 3 kierunkach: 1) organizacyjnym, 2) badań profilaktycznych hutniczych i 3) badań szkolnych. Przede wszystkim opracowano plan organizacji pracy Instytutu, przedstawiający się jak następuje: I. Dział badań naukowych: 1) analiza zawodów, 2) badania nad racjonalizacją pracy, 3) badania nad zmęczeniem, 4) analiza wypadków. II. Dział wydawniczy: 1) prace naukowe, 2) prace propagandowe, 3) pomoce do badań psychotechnicznych. III. Dział badań praktycznych: 1) badania pracowników fizycznych, 2) badania pracowników umysłowych, 3) badania kandydatów, 4) badania szkolne.

Realizacja tego planu ograniczała się — ze względu na brak pomieszczeń — do prac przygotowawczych, w postaci opracowywania testów, konstrukcji przyrządów, rozplanowywania poszczególnych działów pracy i analizy zawodów hutniczych. Oprócz używanych w 1946 r. przyrządów wprowadzono kilka nowych, a mianowicie: 1) przyrząd do badania opanowa-

nia motorycznego oraz koordynacji pracy rąk, 2) przyrząd do badania inteligencji technicznej, 3) przyrząd do badania spostrzegawczości. Obecnie wykonywany jest w warsztatach huty „Batory“ zmodyfikowany przez dra W. Szewczuka przyrząd, który będzie służył do badania przetrwania uwagi, zmęczenia i powściągu. Na ukończeniu są plany następujących przyrządów: 1) do badania zręczności, 2) do badania typów osobowości (własnej konstrukcji), 3) do badania czasu reakcji (własnej konstrukcji). W przygotowaniu są ponadto plany specjalnych przyrządów zespołowych, sprzężonych z aparatem kinematograficznym do badania kierowców suwnic, elektrowózków, samochodów i parowozów. Na miejsce przedwojennych, w większości przypadków przestarzałych i powszechnie znanych testów, wprowadzono nowe.

Plan na 1947 r. przewidywał m. in. zbadanie 1000 suwnicowych z hut: „Andrzej“, „Baildon“, „Huta Bankowa“, „Batory“, „Bobrek“, „Ferrum“, „Florian“, „Kościuszko“, „Laura“, „Pokój“, „Renard“, „Sosnowiec“ i „Zygmunt“ oraz 500 uczniów szkół przemysłowych. Ogółem zbadano 2.121 osób, w tym 1.097 suwnicowych, 49 innych pracowników i 975 uczniów. W badaniu uwzględniono (w zakresie posiadanej aparatury) sprawności sensoryczne, spostrzegawczość, uwagę i jej przetrzymanie, szybkość i pewność reakcji, opanowanie motoryczne, ogólną zręczność, podatność na zmęczenie, jednostajność pracy i inteligencję. Wyniki tych badań przedstawiają się następująco:

	B. dobry	Dobry	Dost.	Słaby	Niedost.	Razem
Mężczyźni	72	214	454	128	57	925
Kobiety	15	35	75	19	28	172
Razem	87	249	529	147	85	1 097

W ub. r. po raz pierwszy przeprowadzono na szerzą skalę badania psychotechniczne przy egzaminie wstępnym do gimnazjów przemysłowych przy hutach. Zbadano 975 uczniów:

Huty	B. dobry	Dobry	Dost.	Niedost.	Razem
„Baildon“	7	13	36	8	64
„Batory“	14	23	62	9	108
„Bobrek“	5	14	40	14	73
„Ferrum“	3	19	25	25	72
„Florian“	1	10	36	21	68
„Kościuszko“	6	14	68	25	113
„Laura“	—	19	26	8	53
„Pokój“	20	25	103	44	192
„Szopienice“	2	3	19	12	36
„Zabrze“	6	23	60	20	109
„Zygmunt“	1	13	53	20	87
	65	176	528	206	975

W końcu roku szkolnego będą porównane wyniki badań psychotechnicznych z końcowym świadectwem szkolnym, w celu sprawdzenia diagnozy badania. Doświadczenia, uzyskane z dotychczasowych badań, traktowane są jako punkt wyjścia przy opracowywaniu specjalnego zespołu testów do badania kandydatów do gimnazjów przemysłowych. Prace nad tym zbiorem testów, połączone z przeprowadzeniem w terenie doświadczeń, już rozpoczęto. Zostaną one ukończone przed czerwcem br.

Normy hutnicze

PRZEPISY KONTROLI WLEWKÓW z konstrukcyjnych stali węglowych pospolitej i normalnej jakości

I. Przedmiot przepisów.

Przepisy dotyczą kontroli wlewków z konstrukcyjnych stali węglowych pospolitej lub normalnej jakości, zarówno nieuspokojonych jak i uspokojonych.
Kontroli podlegają wszystkie wlewki.

II. Sposób przeprowadzenia kontroli.

Przeprowadzenie kontroli polega na:

1) Sprawdzeniu procesów metalurgicznych:

- a) analizy chemicznej
- b) przebiegu wytapiania
- c) przebiegu spustu (lania)

2) Kontroli:

- a) powierzchni wlewków
- b) znakowania wlewków.

III. Sprawdzenie procesów metalurgicznych.

- a) Sprawdzić, czy skład chemiczny materiału odpowiada żądanej odmianie (marce) stali.
- b) Sprawdzić, czy przebieg wytapiania nie budzi zastrzeżeń co do jakości materiału (sprawdzić wg „protokołu wytopu stalowni“ względnie wg „karty kontroli wlewków“ *).
- c) Sprawdzić, czy przebieg spustu (lania) nie budzi zastrzeżeń co do jakości materiału (sprawdzić wg „protokołu wytopu stalowni“ względnie wg „karty kontroli wytopu“).

IV. Kontrola wlewków.

- a) Sprawdzić powierzchnię wlewków w 100%, czy nie wykazuje niedopuszczalnych wad. Poważniejsze wady powierzchniowe należy usunąć za pomocą wymłotkowania. Odrzucić należy wlewki spękane i o porowatej powierzchni.
- b) Sprawdzić, czy wszystkie wlewki mają nabite znaki wg „Przepisów znakowania materiałów hutniczych“ — patrz norma NH/SK-101.

U w a g a: w wypadku przekazywania gorących wlewków do przerobu — wstępne zwolnienie materiału do przerobu polega tylko na ogólnych oględzinach zewnętrznych.

*) Wzór „Karty kontroli wytopu“ dla wszystkich hut — w opracowaniu.

Zatwierdzono do użytku wewnętrznego w Zakładach podległych C. Z. P. H. na okres przejściowy do 1. III. 1948 r.

Wydanie	1			ZALECENIA HUTNICZE NH C. Z. P. H.	SK — 111
Data	II. 1947				

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			
	Luty 1948	Marzec 1948	Ogółem (styczeń- marzec) 1948	Marzec 1948		Ogółem (styczeń-marzec 1948)	
				Kraj ²⁾	Eksport	Kraj ²⁾	Eksport
Koks	76 687	83 059	240 279	12 740	4 898	39 553	10 104
Surówka	85 174	15 097	266 444	18 836 ³⁾	1 841 ³⁾	50 731 ³⁾	1 937 ³⁾
Stal surowa	147 131	153 607	455 270	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	107 027	110 460	318 804	73 720	11 173	212 555	28 637
Rury ze szwem	1 445	1 640	4 799	1 122	414	3 235	1 735
Wytw. kute i prasowane	9 231	10 478	29 414	3 174	—	9 390	29
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno .	3 952	4 193	12 027	2 177	95	5 791	113

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. ZJEDNOCZENIE KOPALŃ RUDY ŻELAZNEJ I GRUPA TOPNIKÓW Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			W y s y ł k a			
	Luty 1948	Marzec 1948	Ogółem (styczeń- marzec) 1948	Marzec 1948		Ogółem (styczeń-marzec 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe	43 163	47 834	135 555	7 930	—	16 913	—
Piryty	3 657	4 262	11 936	4 321	4 321	11 898	8 923
Rudy wzbogacone	24 141	26 545	75 674	26 643	—	77 471	—
Topniki *)	14 964	18 678	50 072	15 220	191	**42 782	334

*) Dolomit surowy, kamień wapienny, wapno palone. **) liczba skorygowana.

C. ZJEDNOCZENIE PRZEMYSŁU METALI NIEŻELAZNYCH Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			W y s y ł k a			
	Luty 1948	Marzec 1948	Ogółem (styczeń- marzec) 1948	Marzec 1948		Ogółem (styczeń-marzec 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	71 442	79 860	227 638	—	—	—	—
Cynk ogółem	7 522	8 226	23 709	2 090	1 746	5 105	5 434
Błacha i taśmy cynkowe	2 946	2 879	9 108	1 088	1 539	3 824	4 018
Ołów rafinowany	1 424	1 419	4 311	711	—	2 365	300

D. PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			W y s y ł k a			
	Luty 1948	Marzec 1948	Ogółem (styczeń- marzec) 1948	Marzec 1948		Ogółem (styczeń-marzec 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	20 558	25 093	67 790	4 981	1 927	12 535	4 487
Wytwory	15 877	18 546	49 736	15 792	9 544	41 981	23 058
Zaprawy i mieliwa	3 403	4 770	11 958	4 832	2 636	12 247	7 916

*) Liczby ogółem skorygowane.

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 PRZEGALIN-
SKI, INŻ. ZDZISŁAW WARCZEWSKI I INŻ. KIEJSTUT ŻEMAITIS