

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIV

KATOWICE - LIPIEC - SIERPIEŃ - 1947

ZESZYT 7-8

Inż. WŁADYSŁAW KUCZEWSKI
Politechnika Śląska

Wielki piec pyłowy do przetapiania biednych tworzyw żelazodajnych.*)

W pracy¹⁾ pt.: „Ocena biegu wielkiego pieca z krzywej temperatury wzdłuż jego wysokości, w odsyiaczu 21, uzasadniłem niecelowość przetapiania w wielkim piecu koksowym rudy biednej, nawet na żużlu kwaśnym. Tym samym udowodniłem potrzebę utrzymania wartości technicznej tworzywa biednego na poziomie wyższym od jego ceny rynkowej przez porzucenie normalnego procesu wielkopieczowego na koksie i przejście do przetapiania w wielkim piecu tworzyw biednych, silnie rozdrobnionych, o możliwie najniższym wydatku rozdrobnionego węgla i topnika. Idzie o to, że silnie rozdrobnione tworzywa mogą szybko nagrzewać się i częściowo odtleniać się gazem w temperaturze wyższej, aniżeli panuje w szybie normalnego wielkiego pieca na koksie, jeśli wewnątrz pieca wypełnimy gazem o własnościach silnie odtleniających, nie zawierającym ani CO₂, ani pary wodnej. Można uczynić zadość temu wymaganiu:

1) przez zasyp do wielkiego pieca namiaru rudnego, silnie rozdrobnionego i zmieszanego z rozdrobnionym topnikiem,

2) przez wdmuchiwanie do garu mieszanki bogatego w CO, CH₄ i H₂ gazu (koksownicowego, ziemnego, najlepiej maziowniczowego) i pyłu węglowego, spalanych w nagrzanym do temperatury 600 — 700° powietrzu,

3) przez skierowanie płomienia ku dołowi garu i mimośrodowo, tak, by w garze powstawały wiry nie tylko gazu, lecz również płynnego żużla garowego, przykrytego powłoką pyłu węglowego,

4) przez silnie rozwiniętą redukcję bezpośrednią żużla garowego pływającym na jego powierzchni pyłem węglowym, przez silne wypromieniowywanie ciepła ze świecącego płomienia gazu karburyzowanego tudzież na koszt ciepła,

wzruszonego do garu przez tworzywa silnie rozdrobnione, nagrzane wznoszącymi się ku górze gorącymi gazami.

Czas przelotu spadającej na dół drobnej rudy i topnika przez piec może wynosić ok. 3 do 5 sekund, czas przelotu wznoszących się ku górze gazów 5 do 10 sekund. Opadający na dół pył rudny może być „podpierany“ przez wznoszące się ku górze gazy, dzięki czemu czas styczności pyłu rudnego z gazem może zwiększyć się o 50 — 100%, a więc również do 5 lub 10 sekund.

Nie ulega wątpliwości, że rozwój reakcji odtleniania pośredniego w piecu pyłowym nie będzie znaczny. Jasne jest również, że reakcje bezpośredniego odtleniania w garze, dzięki wysokiej temperaturze silnie świecącego płomienia oraz wskutek niedostatecznego rozwoju odtleniania pośredniego gazami, otrzymają b. znaczny rozwój i będą decydowały o wytopie surówki z biednych tworzyw żelazodajnych.

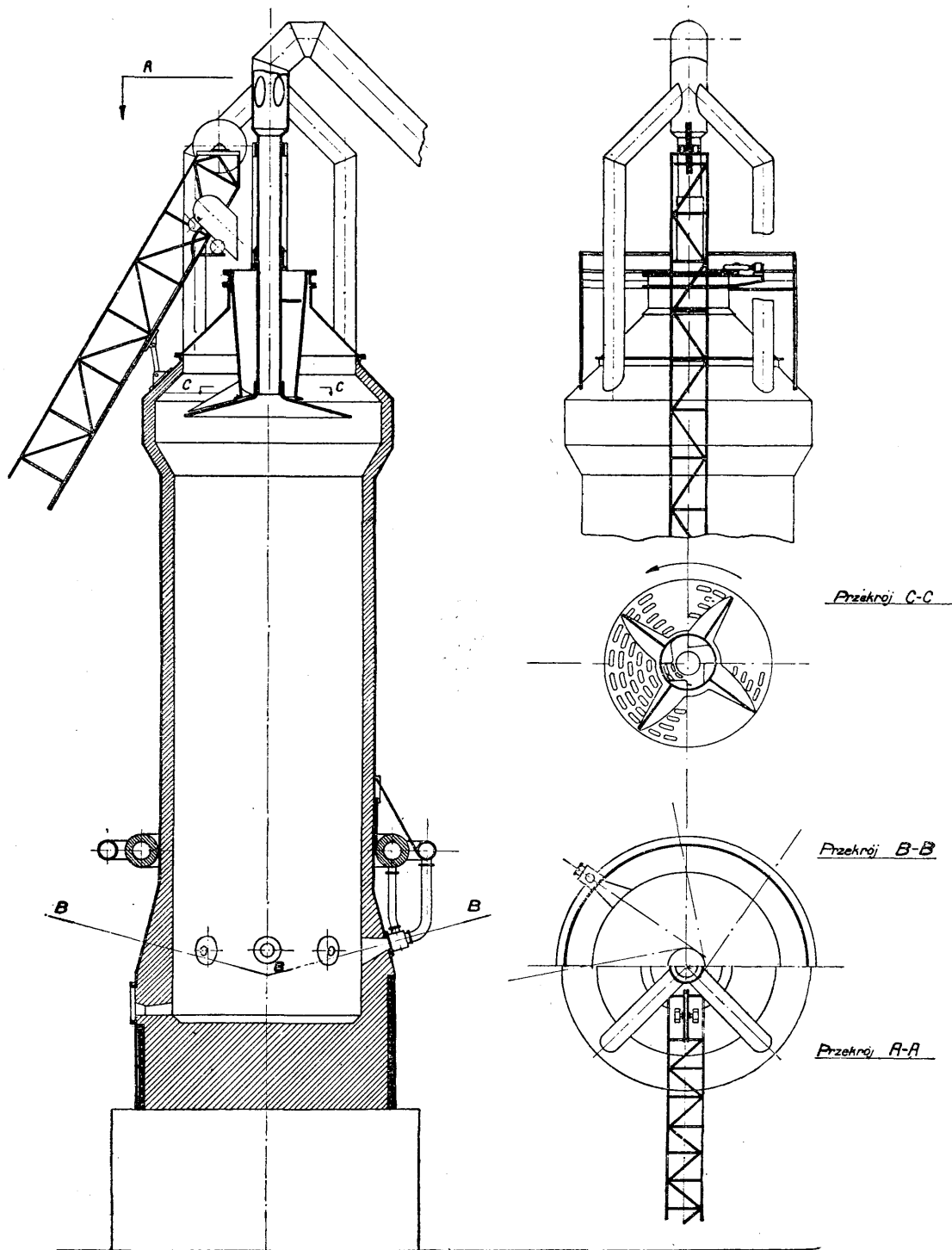
Wobec braku w piecu pyłowym bezpośredniej styczności siarkowego paliwa z płynnym żużlem i surówką (siarka z pyłu węglowego uchodzi z gazami w trakcie spalania w garze), odpada konieczność posługiwania się żużlem zasadowym i staje się możliwe stosowanie w piecu pyłowym żużla b. kwaśnego²⁾, gdyż jego temperatura, na skutek opisanych wyżej zjawisk, będzie znacznie wyższa aniżeli temperatura żużla garowego w normalnym wielkim piecu na koksie. Temperatura gazów, opuszczających wielki piec, będzie tu — oczywiście — znacznie wyższa aniżeli w normalnym wielkim piecu na koksie. Poza tym gazy będą unosiły z sobą dość pokaźne ilości pyłu.

Przedstawiona na załączonym rysunku konstrukcja wielkiego pieca pyłowego jest dziełem Instytutu Projektowania Zakładów Przemysłowych Politechniki Śląskiej (w skrócie: Iprozap) i w zupełności odpowiada postawionym wyżej wymaganiom teorii. Walcowy wewnętrzny kształt pieca daje możliwość skośnego, mimośrodowego umieszczenia palników na zimny, nasycony pyłem węglowym gaz maziownicowy (czy inny)

*) Pomysł wielkiego pieca pyłowego był już przedmiotem patentu polskiego Nr 23560, udzielonego dnia 28 lipca 1936 r. J. Kościelniakowi oraz patentu niemieckiego Nr 690009, udzielonego dnia 12 kwietnia 1940 r. M. L. E. Naske (patrz „Stahl u. Eisen“ z 1940 r., Nr 40, str. 892). Redakcja.

¹⁾ „Hutnik“ z 1946 r., Nr 4, str. 184 — 204.

²⁾ O zasadowości 0,4 — 0,5.



Rys. 1.

Wielki piec pyłowy do przetapiania biednych tworzyw żelazodajnych.

oraz na dmuch gorący, prowadzony przez rurę pierścieniową o wyprawie ogniotrwalej, obok której mieści się rura pierścieniowa zimnej mieszanki gazu i pyłu węglowego.

Palniki gazowe, żuźłówka, otwór surówkowy, jak również pionowe chłodnice garowe posiadają konstrukcję zwykłą, nie odbiegającą od normalnej. Na uwagę zasługuje natomiast zaproje-

ktowany przez „Iprozap“ odlot gazów 5 rurami pionowymi, z których 4 znajdują się na obwodzie gardzieli, b. poważnie rozszerzonej dla zmniejszenia szybkości gazów, jedna zaś rura tej samej średnicy co i 4 pozostałe, znajduje się pośrodku.

„Iprozap“ miał tu na myśli osiągnięcie — poza równomiernym podziałem gazów na całym poprzecznym przekroju wielkiego pieca pyłowe-

go — ogrzewania z 2 stron mieszanki wsadowej, zasypywanej samoczynnie z normalnej wywrotki wielkopiecовой do wąskiej, wysokiej misy. Tę ostatnią „Iprozap“ obraca dokoła osi pionowej nie tylko dla wyrównywania poziomu zasypanego do misy wsadu, lecz — i to przede wszystkim — dla równomiernego podziału miazgi rudnego przez szczeliny nieruchomego, przytwierdzonego do odlotowej rury środkowej stożka^{*)}. Wraz z misą „Iprozap“ obraca jej 4 zakrzywione palce, sprzyjające równomiernemu przedostawianiu się miazgi namiarowego do wnętrza wielkiego pieca pyłowego.

Rury odlotowe posiadają wyprawę ogniotrwałą, gdyż temperatura gazów może sięgać w nich 800 — 1000°.

Gazy, kierowane jedną rurą z pomostu gardzielowego ku podnóżu wielkiego pieca, przechodzą przez odśrodkową odpylnię statyczną, otuloną wewnątrz cegłą ogniotrwałą. Wydobywany z niej gorący pył wielkopiecовой wypuszcza się bezpośrednio z odpylni do wywrotki wielkopiecовой, która natychmiast zasypuje go do misy gardzielowej. W ten sposób wykorzystuje się zarówno pył wielkopiecовой, jak zawarte w nim ciepło.

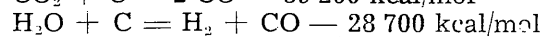
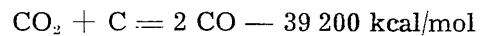
Oczyszczoną zgrubszą palne gazy wielkopiecовой o temperaturze 800 — 1000° przechodzą przez stalowe nagrzewnice dmuchu i tu oddają swe ciepło bez normalnego dla rekuperatora spalania gazu. Dmuch może być używany zarówno dla potrzeb wielkiego pieca pyłowego, jak dla działania zainstalowanych w hucie turbin gazowych. Po ostudzeniu do temperatury 150 — 200° gazy idą do ostatecznego odpylenia, potem zaś na potrzeby energetyczne huty. Tyle co do opisu pieca.

Analiza procesu pyłowego wykazuje, że działanie wielkiego pieca pyłowego polega na redukcji zmielonej rudy żelaznej tlenkiem węgla i wodorem, na ogrzewaniu rudy gorącym gazem, tudzież na redukcji i na nawęglaniu żelaza pyłem węglowym, wprowadzonym do garu w nadmiarze. W tym celu temperatura w garze pieca powinna być jak najwyższa.

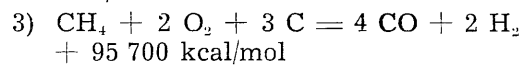
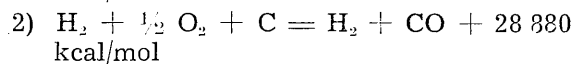
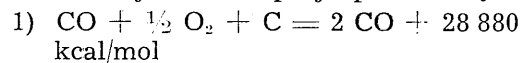
Spalanie bogatego gazu (koksownicowego, ziemnego, maziowniczowego) w powietrzu, nagrzanym do temperatury 700°, odbywa się wg następujących reakcji chemicznych:

- 1) $\text{CO} + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{CO}_2 + 68\,080 \text{ kcal/mol}$
- 2) $\text{H}_2 + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{H}_2\text{O} + 57\,580 \text{ kcal/mol}$
- 3) $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2 \text{H}_2\text{O (para)}$
+ 192 300 kcal/mol

Obecność przed dyszami dużych ilości pyłu węglowego powoduje redukcję CO_2 i H_2O do CO i H_2 :



Ostateczny efekt cieplny spalania będzie:



Innymi słowy, ciepło przed dyszami pieca pyłowego wytwarza nie gaz lecz pył węglowy, wprowadzony do garu wraz z gazem palnym, sam zaś gaz pełni rolę reduktora.

Rozchód tlenu i powietrza na 1 nm^3 gazu jest taki:

na 1 nm^3 CO — 0,5 nm^3 O_2 i 2,38 nm^3 powietrza

na 1 nm^3 H_2 — 0,5 nm^3 O_2 i 2,38 nm^3 powietrza

na 1 nm^3 CH_4 — 2,0 nm^3 O_2 i 9,52 nm^3 powietrza

Piec pyłowy może pracować na gazie koksownicowym, ziemnym, maziowniczowym. Ten ostatni otrzymuje się przy maziowaniu węgla kamiennego niekoksowego w niskiej temperaturze (ok. 600°) w sposób, opisany w czasopiśmie „Das Gas- und Wasserfach“ (1937 r., zesz. 4, str. 50/6 i 1938 r., zesz. 52, str. 902/5). Uzyskany przy tym półkoks po zmieleniu służy do wsadu pieca pyłowego.

Według danych dra Jägera (Das Gas- und Wasserfach, 1937 r., zesz. 11, str. 172) stalowe maziownice Krupp - Lurgi dają z niemieckiego (westfalskiego) węgla kamiennego gaz o składzie następującym; 3,3% CO_2 ; 4,4% C_mH_n ; 0,2% O_2 ; 3,9% CO ; 33,4% H_2 ; 51,1% CH_4 ; 3,2% N_2 . Ilość tego gazu ok. 137 nm^3 na 1 t półkoku, który zawiera ok. 10% części lotnych, 6% H_2O i 10% popiołu (72% C).

Jeżeli założymy, że zapotrzebowanie ciepła w piecu pyłowym tak samo, jak w wielkim piecu, wynosi 2800 — 3500 kcal na 1 kg surówki, przeciętnie 3150 kcal, wówczas znajdziemy, że przy gazie - reduktorze, składającym się z CO i H_2 , ilość C wprowadzanego do gardzieli powinna wynieść $(3150 : \frac{28880}{12}) \times 0,75 \times 10^3 = 985 \text{ kg}$

na 1 t surówki przy dmuchu gorącym (700°), wnoszącym do pieca 15% potrzebnego ciepła, przy czym 10% ciepła daje spalanie CO i H_2 na CO_2 i H_2O w wyniku pośredniej redukcji rudy w ten sposób, że 25% ciepła wpływa do procesu poza spalaniem węgla wsadowego a 75% pochodzi ze spalania węgla tlenem dmuchu czy rudy na CO . Do powyższego rozchodu powinniśmy dodać 40 kg C na nawęglanie surówki w garze (4% C). Ogólny rozchód C będzie wynosił zatem ok. 1025 kg na 1 t surówki. Przy gazie - reduktorze, składającym się wyłącznie z CH_4 , rozchód węgla na 1 t surówki okaże się mniejszy:

$(985 \times \frac{28\,880}{31\,900}) + 40 = 932 \text{ kg}$, ponieważ ciepło spalania C na CO w tym przypadku jest większe:

^{*)} Rura środkowa, misa (kosz), stożek i palce powinny być wykonane ze stali ogniotrwałej.

95 700: 3 = 31 900 $\frac{\text{kcal}}{\text{mol C}}$, zamiast 28 880 $\frac{\text{kcal}}{\text{mol C}}$
 W przeliczeniu na półkoks daje to ok. 1380 kg

półkoku na 1 t surówki. Stąd określi się ilość (na 1 t surówki)

	dla CO	i H ₂ :	dla CH ₄ :
gazu-reduktora	$\frac{985}{12}$	$\times 22,4 = 1840 \text{ nm}^3$	$\frac{892}{3 \times 12}$ 22,4 = 555 nm^3
rozchód dmuchu		4380 nm^3	5280 nm^3
objętość CO i H ₂ przed dyszami		3680 nm^3 (51,5%)	3330 nm^3 (44,5%)
objętość azotu przed dyszami		3460 nm^3 (48,5%)	4170 nm^3 (55,5%)
objętość łącznie		7140 nm^3 (100%)	7500 nm^3 (100%)

Zaznacza się, że obliczone wyniki dotyczą czystych gazów podstawowych: CO, H₂ i CH₄. Dla mieszanki rozchód gazu mieszkankowego, dmuchu i ilość gazów przed dyszami oblicza się w sposób, nie wymagający wyjaśnień. W wielkim piecu mieszanka przeddyszowa jest — jak wiadomo — mniej bogata: zawiera do 65% N₂.

Czas przelotu gorących gazów przez piec oblicza się na 5 — 10 sekund. Pył rudny, zwłaszcza cząstki grubsze, spadną do gazu już po upływie ok. 3 — 5 sekund (z chyżością 5 — 8 m/sek). Biorąc jednak pod uwagę fakt daleko idącego rozdrobnienia rudy i topnika, dojdziemy do wniosku, że przeciętny czas pobytu wsadu żelazodajnego w atmosferze gorących gazów wielkopieczowych będzie o 50 — 100% większy od założonych teoretycznie 3 — 5 sekund i wyniesie również 5 — 10 sekund, na skutek istnienia w wielkim piecu pyłowym zjawiska „podpierania“ spadającego na dół pyłu rudnego i wapiennego przez wznoszącą się do góry olbrzymią masę gorących gazów. Ponieważ ciepło właściwe 1 kg tworzyw stałych i ciepło właściwe 1 nm^3 gazów piecowych jest prawie jednakowe, przeto przy masie gazów (7300 nm^3 /t) i tworzyw stałych (4000 kg/t) ochłodzenie gazów przez zasypanywane tworzywa powinno dawać założone wyżej obniżenie temperatury gazów z 1800° przed dyszami do 300 — 1000° w gardzieli.

Przeciwko zbyt daleko posuniętemu rozdrabnianiu wsadu przemawia obawa przed unieszeniem pyłu przez gazy gardzielowe. Należy jednak z góry być przygotowanym na to, że gaz gardzielowy będzie porywał z pieca duże ilości przede wszystkim drobnego i lekkiego pyłu rudnego i topnika. **Te tworzywa będą zmielone grubiej od pyłu węglowego**, dlatego też — jak należy przypuszczać — nie będą one przez gaz porywane, zwłaszcza wtedy, gdy szybkość gazu w gardzieli nie przekroczy określonej wartości. W przeciwnym razie gaz należałoby odpylać, a odzyskany pył — jak już powiedziano — dawać z powrotem do pieca.

Konieczność posługiwania się żużłami kwaśnymi przy przetapianiu rud biednych jest oczywista i nie wymaga uzasadnienia. W wielkim piecu koksowym ograniczenie w tym względzie jest nakładane przez stopień lepkości żużła, w piecu zaś pyłowym lepkość żużła nie wpływa

na bieg procesu, a to wobec braku słupa tworzyw kawałkowych, tym samym wobec braku kanałów, mogących zalepiać się żużlem. Idzie tu tylko o możliwość usunięcia żużla z garu pieca, czyli o jego płynność w temperaturze 1300 — 1400°. Idealem byłby tu żużel o zawartości: 60% SiO₂, 10% Al₂O₃ i 30% CaO, o temperaturze topnienia 1300°. Jednak przy rudzie darniowej najwyższa zawartość w żużlu Al₂O₃ wynosić może ok. 5%, wobec czego żużel o składzie 65% SiO₂, 5% Al₂O₃ i 30% CaO będzie miał temperaturę topnienia 1400°, w piecu pyłowym łatwo osiągalną. Zawartość S w surówce nie ma dużego znaczenia, gdyż surówka będzie zawierała 5 — 6% P i bezpośrednio do przerobu martenowskiego lub thomasowskiego iść nie może. Po stężeniu musi ona być skierowana do zasadowego wielkiego pieca, gdzie — obok odsiarczenia — zachodzi też zmniejszenie zawartości P do granic dopuszczalnych. Zresztą nic nie stoi na przeszkodzie stosowaniu w piecu pyłowym tak odsiarczenia surówki sodą po jej wyjściu z pieca, jak żużli o zasadowości normalnej, wystarczającej dla całkowitego odsiarczenia surówki. Wymagać to będzie niedużego dodatku pyłu węglowego na roztopienie i przegrzanie żużła, jeśli do wsadu zastosujemy pył wapna palonego, który nie obniża zdolności redukcyjnej i wartości opałowej gazu gardzielowego.

WNIOSKI.

Z powyższego opisu wynika, że piec pyłowy może być prowadzony tam, gdzie nie ma pokładów węgla kamiennego koksowego, np. w zagłębiu dąbrowsko-krakowskim lub na kopalniach rud żelaznych okręgu radomsko-kieleckiego, wieluńskiego, częstochowskiego czy innego.

Wskutek braku znaczniejszych oporów hydrodynamicznych prężność dmuchu w piecu pyłowym jest nie duża. Zaoszczędzona na napędzie dmuchaw energia może być zużytkowana dla rozdrabniania tworzyw (rudy, półkoku), koszt więc prowadzenia pieca pyłowego nie będzie wyższy od kosztu prowadzenia wielkiego pieca wyłącznie na rudach biednych kwaśnych, nie mówiąc o tym, że na tych rudach żaden wielki piec stale pracować nie może.

Włączenie do gazociągu turbiny gazowej pozwala na podniesienie ciśnienia w wielkim piecu

pyłowym do 1—1,5 atm (76—114 cm sł. rtęci powyżej atmosferycznego) bez poważniejszych strat energii, wskutek czego szybkość gazów spadnie a czas ich przelotu przez piec wzrośnie co najmniej dwukrotnie.

Podwyższenie ciśnienia wewnątrz wielkiego pieca — wg doświadczeń amerykańskich w Republic Steel Corporation — spowodowało spadek wydatku koksu i wzrost wytopu o 12%⁴⁾. Powinno ono spowodować również i w piecu pyłowym polepszenie warunków wymiany ciepła między wznoszącymi się ku górze gazami a spadającym na dół drobnym wsadem, ponieważ przedłuży czas styczności gazów ze wsadem we wnętrzu pieca, a jednocześnie w wyniku obniżonej szybkości gazów zmniejszy ilości unoszonego przez nie pyłu gardzielowego.

Uzyskanie możliwie najwyższej temperatury przed dyszami wymaga zastąpienia ok. 30% wdmuchiwanego do garu pyłu węglowego nadmiarem **miału koksowego**, zasypywanego do gardzieli wraz ze wsadem żelazodajnym. Bogaty w H_2 i CH_4 gaz-reduktor będzie dawał w garze, obok wysokiej temperatury również CO_2 i H_2O , redukowane powyżej dysz opuszczającym się na dół gorącym miałem koksowym. Równocześnie poniżej dysz pływający na powierzchni żużła żelazowego **nadmiar** gorącego miału koksowego spowoduje bezpośrednią redukcję większych niż w normalnym wielkim piecu mas Fe obok bezpośredniej redukcji pewnych ilości Si, Mn, P i częściowo S z przejściem tych pierwiastków do surówki.

Prawdopodobnie spadek temperatury gazów wzdłuż wysokości pieca będzie większy niż założone przeze mnie 800—1000°. Wszak redukcja tlenków żelaza **wodem**, która w wielkim piecu pyłowym powinna mieć b. poważny zasięg, w przeciwieństwie do pieca na koksie, gdzie redukcja rudy tlenkiem węgla nie tylko nie pochłania, ale przeciwnie, wydziela ciepło, jest reakcją wybitnie endotermiczną.

⁴⁾ „Iron and Steel Engineer“ 1946, Nr 2. Zasade podwyższonego w wielkim piecu ciśnienia zastosowaniem w patencie z dnia 11. 1. 1912 r., wydanym mi przez Królewski Urząd Patentowy w Berlinie na sposób i przyrząd do oczyszczania gazów gardzielowych, Nr 258.796, kl. 12e, gr. 2, woli w połączeniu ze stratami energii, ponieważ ciśnienie, znacznie przekraczające opór hydrodynamiczny wielkiego pieca, dławilem, z braku nieznaney jeszcze wówczas turbiny gazowej, za pomocą gardzielowych zaworów talerzowych.

Dla przywrócenia gazom przy odlocie z gardzieli temperatury nie niższej od 800° musimy nagrzewać również włączony do garu gaz maziownicowy. Przez to osiągniemy też b. wydatne podniesienie temperatury płomienia pyłowego przed dyszami i będziemy zmuszeni do przekonstruowania palników: zamiast N palników, otrzymamy $\frac{1}{2}$ N pochyłych dysz powietrznych i $\frac{1}{2}$ N nachylonych do poziomu pod tym samym kątem, co powietrzne, dysz gazowych, które w rzucie poziomym będą umieszczone na przemian z powietrznymi. Wszystkie dysze powietrzne i gazowe są zupełnie jednakowe tak pod względem swych wymiarów, jak i kształtu.

Osie każdej pary dysz (jednej gazowej i jednej powietrznej) tworzą kąty mniejsze od $\frac{360^\circ}{N}$ a ich wierzchołki znajdują się na odległości mniej więcej $\frac{1}{4}$ promienia od środka garu. Przy szybkości wylotu dmuchu z dysz powietrznych dwukrotnie większej niż we współczesnych piecach na koksie, na powierzchni zewnętrznej strumieni powietrznych spalać się będzie powstały w kotlinie przy redukcji bezpośredniej tlenek węgla po to, by tworzący się dwutlenek węgla nieomal **in statu nascendi** zredukował się z powrotem na CO rozżarzoną miałem koksowym, zasypywanym do gardzieli. Ognisko spalania będzie więc znajdowało się zdala od ścian garu, w pobliżu jego środka, tuż przy powierzchni kąpieli żużlowej, co niewątpliwie przyczyni się do ulepszenia jej styczności z pyłem węglowym i miałem koksowym, pływającymi na powierzchni płynnego żużła. Nieznaczna szybkość wylotu gazu z ryjków dysz spowoduje „odsuwanie“ w bok strumieni gazowych przez potężne, o znacznej energii kinetycznej strumienie powietrzne, które zapoczątkowują wirowy ruch gazów garowych i sprzyjają dobremu nagrzewaniu się kąpieli żużlowej.

Zapobieganie wybuchom gazowym wymaga, aby gazociągi tudzież wnętrze wielkiego pieca pyłowego były po jego większych postojach każdorazowo przedmuchiwane (napelniane) gazem obojętnym, nie zawierającym tlenu. Można polecić do tego celu tzw. powierzchniowe spalanie gazu wielkopieczowego **bez nadmiaru powietrza** w paleniskach rekuperatorów, służących np. do nagrzewania gazu maziownicowego dla wielkiego pieca pyłowego, z odprowadzaniem spalin do **gazięca**, gdzie gromadzi się ich stały zapas, wg sposobu prof. dra M. B. Rawicza, opisanego w jego znakomitym dziele pt. „POWIERNOSTNOJE GORIENIE“, wydanym w 1946 r. przez Akademię Nauk ZSRR.

Inż. ROMAN KRAJEWSKI
Państwowy Instytut Geologiczny

Przegląd polskich złóż rudnych z uwagi na ich znaczenie gospodarcze.

Polska jest krajem ubogim w rudy. Przed 1939 r. eksploatowano złoża rud żelaza, rud cynku i ołowiu tudzież pirytów. Spośród innych rud znane były ponadto występowania rud manganu i miedzi, ale niezasobne i nierentowne. W obszarze na wschód od obecnej granicy polsko-sowieckiej pozostały nieeksploatowane i nie mające na razie znaczenia gospodarczego występowania rud miedzi na Podolu i Wołyniu, rud manganu w Czarnohorze i drobne złoża rud żelaznych.

Na terenach Ziemi Odzyskanych doszły do tego obecnie pozostające w eksploatacji złoża rud żelaza, niklu, arsenu, miedzi oraz magnetytów i towarzyszące rudom złoża barytu i fluo-

rytu. Znane są tu ponadto rudy cyny, kobaltu, cynku i ołowiu, uranu oraz chromu lecz ubogie i niezasobne, o rentowności b. wątpliwej.

Rudy żelazne.

Znakomita większość rud żelaznych w Polsce nieści się na terenie wyżyny Małopolskiej. Na Ziemiach Odzyskanych otrzymaliśmy 2 kopalnie o niewielkich zasobach i produkcji, poza którymi znanych jest też kilka punktów występowania rud wątpliwej wartości przemysłowej.

Charakterystykę złóż i ważniejsze dane zebrano w tabl. I.

Wynika z niej, że z całych zasobów, wynoszących:

	W kategorii prawdopodobnych	W kategorii możliwych
	58.600.000 t	175.080.000 t
Na Polskę Centralną przypada	58.280.000 t	174.280.000 t
Na Ziemi Odzyskane przypada	320.000 t	800.000 t

Zatem na Ziemi Odzyskane przypada zaledwie 0,5% ogólnych zasobów.

Odzyskanych są co najwyżej średnio-procentowe (poniżej 50% Fe).

Zarówno rudy Polski Centralnej jak i Ziemi

Produkcja w latach 1935 — 1938 wynosiła w tonach:

L a t a

	1935	1936	1937	1938	1946
Polska Centralna	355.844	546.807	1.034.876	1.028.785	373.546
Ziemi Odzyskane	14.527	34.282	41.052	38.339	21.924

W stosunku do swych potrzeb hutnictwo pokrywało rudami krajowymi w 1939 r. — 33%, w 1946 r. — 20%.

Podział produkcji na poszczególne obszary przedstawiał się następująco:

O b s z a r	1938 r.	1946 r.
		ton
Częstochowski — rejon I	72%	72% 283.979
Radomski — rejon 3, 5, 8	19%	15% 58.623
Rud darniowych — rejon 17	6%	7,5% 30.944
Śląsko-Krakowski — rejon 11	3%	—
Dolno-Śląski (kopalnia „Wolność“)	poza granicami	5,5% 21.924
	1.028.785 t = 100%	395.470 t = 100%

Dalsze możliwości rozwoju kopalnictwa krajowego rud żelaznych nie są wielkie; kierują się głównie ku rudom Polski Centralnej, jako stosunkowo regularnie zalegającym. Przewiduje się rozwinięcie produkcji do 1.800.000 t rocznie. Resztę rud musimy sprowadzać z zagranicy. Rentowność krajowych rud żelaznych jest b. nieznaczna, często wątpliwa. Najpewniejsze w tym względzie są żelaziaki ilaste rejonu Częstochowskiego oraz żelaziaki brunatne rejonu Tychów — Mirów. Pierwsze eksploatowane są

podziemnie, drugie — odkrywkami. Natomiast przeważające pod względem terytorialnego rozprzestrzenienia żalaziaki ilaste rejonu Radomskiego były eksploatowane — z uwagi na swą nader słabą opłacalność górniczą — w b. nieznacznych rozmiarach i możliwość ich pełniejszego wykorzystania budzi zastrzeżenia.

W przyszłości liczyć się można z podjęciem eksploatacji żelazistych piasków (kilkanaście % Fe), dość obficie występujących w rejonach: Radomskim i Częstochowskim. Mogą one nabrać

znaczenia dzięki masowości swego występowania i łatwości odbudowy na odkrywkę, po opracowaniu odpowiedniej metody wzbogacenia. Dotąd nie miały one zastosowania przemysłowego.

Rudy manganu, występujące w Polsce, towarzyszą rudom żelaza i tworzą jedynie niewielkie, podrzędne skupienia, nie nadające się do samodzielnej eksploatacji. Pewną rentowność w czasie wojny wykazały drobne gniazda rud manganu w okolicy Pińczowa w Kieleckim, eksploatowane na niewielką skalę, głównie do celów elektrotechnicznych. Zawartość średnio ok. 46% MnO_2 , w najlepszym scrytmencie do 72% MnO_2 . Zasoby rzędu kilku tysięcy ton, produkcja do 200 t rocznie.

Rudy cynku i ołowiu.

Rudy cynku i ołowiu występują w trzech obszarach: Kieleckim, Śląsko - Krakowskim i Dolno-Śląskim.

Rudy w obszarze Kieleckim—prawie wyłącznie galena w cienkich żyłkach — nie mają znaczenia przemysłowego. To samo dotyczy niestałych żyłek z galena, blendą i drobnymi ilościami kruszców miedzi na Dolnym Śląsku, w okolicy Miedzianej Góry, Wałbrzychu i Łądka.

Natomiast metasomatyczne złoża obszaru Śląsko-Krakowskiego mają znaczenie światowe. Oparta o nie produkcja stawiała Polskę w 1929 r. na piątym miejscu na świecie, w 1936 r. na dziesiątym, w 1933 r. — na siódmym. Uwzględniając w tym ostatnim roku także produkcję odzyskanej części Śląska, Polska przesuwałaby się na czwarte lub piąte miejsce wśród światowych producentów (po Stanach Zjednoczonych, Australii, Kanadzie, Meksyku), z udziałem 10% produkcji światowej.

Cały obszar Śląsko - Krakowski podzielić można z kolei na 3 rejon: Górno-Śląski, Olkusko-Siewierski i Chrzanowski.

Przemysłowo największe znaczenie ma rejon Górno-Śląski. Dzięki powrotowi do Polski Ziemi Odzyskanych powiększył się on w stosunku do lat przedwojennych o odcinek 90 km² terenu, pozostającego dawniej w gospodarce niemieckiej.

Ostatnie lata przedwojenne wyrażały się następującą produkcją górniczą (w tonach koncentratów):

	L a t a				W przybliżeniu
	1934	1933	1937	1946	
Odcinek polski					
Rudy cynku konc.	161 000	143 000	191 000	168 715	
Rudy ołowiu	8 400	5 900	8 900	8 806	
Piryty				40 440	
Odcinek odzyskany					
Rudy cynku konc.	131 180				wliczone powyżej
Rudy ołowiu	33 940				
Piryty	4 505				

Rudy eksploatowane zawierają średnio ok. 14,5% Zn i 3% Pb.

Zasoby kategorii stwierdzonych i prawdopodobnych w rejonie Górno-Śląskim ocenia się na 12.000.000 t rud siarczkowych (blendą, galena) z 15% Zn i 2% Pb,

4.000.000 t rud utlenionych (galman) z 12-13% Zn i 1,5% Pb,

2.000.000 t rud w starych hałdach z 6—7% Zn i 0,8% Pb.

Nie uwzględniono tu złóż z rudami o zawartości poniżej 5% Zn. Rejon Olkusko-Siewierski i Chrzanowski są słabo poznane. Rudy są tu uboższe, warunki eksploatacji wskutek zawodnienia — trudniejsze. Zasoby obu tych rejonów ocenia się na:

8.000.000 t rud cynkowych, z zawartością 7—12% Zn i 1—2% Pb,

4.000.000 t rud głównie ołowiu, z zawartością 5—7% Pb.

Poza pokryciem zapotrzebowania wewnętrznego, wynoszącego przed wojną ok. 50.000 t metalicznego cynku, Polska cynk eksportowała. Szeroko rozbudowane hutnictwo cynkowe przerabiało, prócz rud krajowych, również i poważne ilości rud importowanych.

Zapotrzebowanie wewnętrzne ołowiu pokrywane było natomiast z własnych rud jedynie niekompletnie: w 1936 r. w 75%, w 1938 r. w 40%.

Udział rud utlenionych (galman) w produkcji cynku wynosi ok. 1/6, podczas gdy stosunek ich do siarczków — jeśli chodzi o zasoby — wynosi 1/3 do 1/2. Należy zatem myśleć o odpowiednim przestawieniu zarówno kopalnictwa jak i hutnictwa na eksploatację rud utlenionych w większej mierze.

Rudy miedzi.

Rudy miedzi występują w Górach Świętokrzyskich i na Dolnym Śląsku.

W Górach Świętokrzyskich rudy miedzi znane są na południowym- i północnym- zachodzie od Kielc, w postaci drobnych śladów, nie mających obecnie znaczenia przemysłowego. Poważniejsze roboty górnicze prowadzono tu w Miedzianej Górze i Miedziance. (Ostatnio, po poprzedniej wojnie światowej, kiedy je ostatecznie zarzucono, głównie z przyczyny małej zasobności złóż, przy stosunkowo skomplikowanym, żywiolowym ich charakterze.) Na pewną uwagę zasługuje dziś Miedzianka, która miała dość bogate rudy z zawartością do 8% Cu i niejakie szanse trwania złóża w głąb. Zasoby rud tego złoża w przeliczeniu na miedź metaliczną podawane są do głębokości 80 m na 1000—3000 t Cu. Dotychczas ze złoża na Miedziance otrzymano kilkaset ton miedzi.

Na Ziemiach Odzyskanych rudy miedzi znane są z wielu miejscowości na Dolnym Śląsku. Można je podzielić na 3 grupy.

1) **Złoża osadowe rud miedzi** w marglach dolnego cechsztynu w okolicy Złotorii i Bolesławca.

Kruszce miedzi (chalkozyn Cu_2S , bornit Cu_3FeS_3) są rozsiane w postaci nader drobnych ziarn 0,005 do 0,08 mm, w marglach, odpowiadających wiekiem i podobnych wykształceniem do znanych łupków miedzionośnych z Manssfeld, które zapewniają Niemcom 20.000 — 25.000 ton miedzi metalicznej rocznie.

Margle miedzionośne w okolicy Złotorii i Bolesławca zawierają ok. 0,8—1,2% Cu, co przy grubości ich, w części zdatnej do eksploatacji, wynoszącej 0,9—1,2 m, odpowiada wydajności 18—30 kg miedzi na 1 m² pokładu. Muszą one być eksploatowane robotami podziemnymi, na głębokości 200—500 a nawet więcej metrów. Na zasadzie wykonanych wierceń, a częściowo i robót górniczych, ocenia się zapasy tych rud w kategorii stwierdzonych na 3 mil. t rudy z zawartością 0,76% Cu, w kategorii prawdopodobnych i możliwych na 282 mil. t rudy z zawartością 1—1,2% Cu.

W miedzi metalicznej, po odtrąceniu strat hutniczych, wyrażają się te zasoby liczbami 18.400 t i 1.630.000 t miedzi.

Od 1940 r. była tu czynna kopalnia „Lena“ koło Złotorii i zakładano 2 kopalnie koło Bolesławca. Produkcja kopalni „Lena“ wynosiła:

	1940 r.	1941 r.	1942 r.	1943 r.
Rudy w tonach	20 543	72 087	281 152	390 673
W przeliczeniu na miedź		345	1 546	2 437

Rentowność eksploatacji przy cenie miedzi z 1938 r. jest wątpliwa, z powodu znacznych kosztów eksploatacji podziemnej, zwłaszcza wobec silnego dopływu wody oraz dużych kosztów przeróbki, związanych z ubóstwem rud i nader małym ziarnem zawartych w nich kruszców miedzi. Należy oczekiwać, że w przyszłości tylko pewne odcinki złóż, znajdujące się w lepszych warunkach górniczych, będą eksploatowane.

2) **Złóża osadowe rud miedzi w warstwach dolnego permu.**

Są one znane w okolicy Kamieniogóry i Nowej Rudy. Kruszcze miedzi występują tu w czarnych łupkach, miąższości 0,2—0,3 m. Okruszcowanie jest b. zmienne (waha się od 0,1 do 3,5% miedzi) i to było powodem, że nie próbowano podjąć eksploatacji. Przemysłowa wartość tych złóż jest raczej wątpliwa z uwagi na to, że wymagają one pokaźnej inwestycji na zakład wzbogacania, nie reprezentując dużych zasobów, któreby go mogły zamortyzować.

3) **Złóża żyłowe rud miedzi w Górach Łomnickich i Kocabskich.**

Złóża te znane są z nader licznych punktów, by wymienić tylko ważniejsze: Miedziana Góra (Kupferberg), Stara Góra (Altenberg), Lipie (Oberleipe), Chełmiec (Kolbnitz). Zawierają one rudy wielu metali, przede wszystkim jednak rudy miedzi i arsenu, z niewielką domieszką złota i srebra, ponadto cynku, ołowiu, żelaza itp.

Rudy są stosunkowo bogate, zawierają bowiem do kilkunastu % metalu łącznie. Eksploatacja tych złóż, trwająca z licznymi przerwami od średniowiecza aż do ostatnich czasów (1925 r.), sięgała do głębokości od kilkudziesięciu do 200 m. Złóża nie reprezentują dużych zasobów, gdyż żyły są stosunkowo cienkie i zawierają kruszce na pewnych tylko odcinkach. Można szacować, że ogólne zasoby miedzi tych złóż do głębokości 300 m nie przekraczają kilkunastu tysięcy ton metalu, a produkcja roczna mogłaby sięgnąć do 500 t miedzi rocznie. Podjęcie eksploatacji nie wymaga zbyt dużych inwestycji, nieregularność złóż stwarza jednak znaczne ryzyko w stosunku do zainwestowanego kapitału, przy czym należy pamiętać, że niższa cen po poprzedniej wojnie światowej spowodowała zamknięcie kopalń.

Jak widzimy, eksploatację rud miedzi, która nie istniała dotąd na terenie Polski Centralnej, możemy podjąć na większą skalę jedynie na Ziemiach Odzyskanych. Zasobność złóż dolnośląskich, zwłaszcza w okolicy Złotorii i Bolesławca, jest dostateczna, by myśleć o pokryciu krajowego zapotrzebowania, wynoszącego 20.000 t miedzi rocznie, w wypadku odpowiedniej rozbudowy kopalnictwa. Jednakże rentowność produkcji miedzi w oparciu o rudy dolnośląskie jest wątpliwa.

Piryty.

Piryty (markazyty) są eksploatowane w Polsce Centralnej w kopalni „Staszic“ w Górach Świętokrzyskich i uzyskiwane jako uboczny produkt przy eksploatacji rud cynkowych na Górnym Śląsku oraz z gniazdowych złóż w Olkuskiem. Inne znane drobne wystąpienia nie mają na razie znaczenia przemysłowego.

Na Dolnym Śląsku znane jest, zaniechane w 1925 r., złóż pirytu w Ronowie. W pewnej mierze wydobywano tu piryty jako produkt uboczny przy eksploatacji złóż żyłowych rud miedzi i arsenu.

Zasoby pirytu w Polsce wynoszą:

	K a t e g o r i e	
	Stwierdzone i prawdopodobne	Możliwe
Kopalnia „Staszic“	1.400.000 t	1.000.000 „
Rejon Śląsko-Olkuski	300.000 „	1.000.000 t
Ronów	200.000 „	600.000 „
	1.900.000 t	2.600.000 t

Zasoby pirytu na Górnym Śląsku i w Olkuskim oszacowano ze stosunku obecnej produkcji pirytu do rud cynku i ołowiu.

Produkcja pirytu kopalni „Staszic“ wynosiła:

W 1937 r.	73.549 t
„ 1938 r.	81.292 t
„ 1946 r.	28.253 t

Produkcja pirytu w kopalniach przemysłu cynkowego wyniosła w 1946 r. ok. 44.000 t. Ze złoża w Ronowie produkowano dawniej do 5.000 t rocznie. Złoże to nadaje się do podjęcia eksploatacji w wysokości co najmniej 20.000 t pirytu rocznie.

Zapotrzebowanie pirytu szacować można na ok. 120.000 t rocznie. Obecny niedobór z trudem mogą pokryć nasze złoża, po ich stopniowym rozbudowaniu.

Rudy niklu.

Rudy niklu znane są w Polsce tylko z terenu Dolnego Śląska. W eksploatacji pozostawało tam tylko jedno złoże w miejscowości Szklary koło Ząbkowic (Frankenstein), odbudowywane odkrywkowo przez kopalnię „Marta“.

Rudy są krzemianowe, niklowo-żelazne, nisko procentowe, przeciętnie z zawartością 1% Ni i 12% Fe. Rentowność złoża, po przejściowym zaniechaniu eksploatacji skutkiem wyczerpania rud bogatszych, została utrzymana, dzięki zastosowaniu w 1935 r. przeróbki hutniczej w piecu obrotowym. Jako produkt końcowy procesu hutniczego otrzymuje się żelazo-nikiel. Zasoby rudy z zawartością 1% niklu szacowano:

W kategorii stwierdzonych i prawdopodobnych	3.000.000 t
W kategorii możliwych	500.000 t

Produkcja za 10 lat od 1935 r. do 1944 r. wyniosła 682.000 t rudy, co odpowiada 4.680 t metalicznego niklu, tj. średnio 468 t niklu rocznie.

Rudy niklu, znane z innych punktów Dolnego Śląska, nie mają na razie znaczenia przemysłowego. Kopalnia „Marta“ może pokrywać w zupełności zapotrzebowanie krajowe.

Rudy arsenu (złotonosne).

Złoża rud arsenu w Polsce znajdują się na terenie Dolnego Śląska. Drobne domieszki arsenu towarzyszą też pirytom śląsko-olkuskim. Rudy arsenu na Dolnym Śląsku grupują się w 2 rejonach, tworząc nieco odmienne typy złóż, a mianowicie:

- 1) rejon Złotego Stoku — złoże metasomatyczne z lelingitem (FeAs_2), jako głównym kruszcem,
- 2) rejon Karkonoszy — złoża żyłowe z arsenopirytem (FeAsS), jako głównym kruszczem

arsenu i z obficie domieszanymi siarczkami, zwłaszcza miedzi a także cynku, ołowiu i żelaza.

Rudy arsenu zawierają niewielką domieszkę złota, co — w pewnej mierze — poprawia wątpliwą rentowność złóż.

Ostatnio czynne jest jedynie złoże w Złotym Stoku, łącznie z opartym o nie zakładem hutniczym. Wydobywane rudy zawierają 5—7% As, przy 3—5 gr złota na tonę rudy.

Produkcja za całe dziesięciolecie 1934—1943, przeliczona na 50%-wy koncentrat arsenowy, wyniosła 28.935 t, tj. ok. 3.000 t na rok, dając obok związków arsenu ponadto 50 do 60 kg złota rocznie.

Zasoby złoża są na wyczerpaniu; czynione są intensywne poszukiwania.

O złoża żyłowe oparte były rozmaite kopalnie w rejonie Karkonoszy i Gór Kccabskich. Trwalej rozwijała się produkcja w Czernowie (Rothenzechau), w Miedzanej Górze i w Starej Górze. Eksploatacji tych złóż zaniechano w 1925 roku, odbudowawszy je do dość znacznej głębokości (100—200 m). Nie należy uważać ich za wyczerpane, jakkolwiek zasoby ich są szczupłe a rentowność wątpliwa.

Produkcja rud arsenu, utrzymana na dotychczasowym poziomie, przekracza zapotrzebowanie krajowe.

Rudy cyny i kobaltu.

Znane są z południowo-zachodniej części Dolnego Śląska, z okolicy Wieńca Zdroju (Flinsberg), w miejscowościach Gerbichy i Jelenia Skala. Złoże to stanowiło w średniowieczu dość żywy przedmiot eksploatacji, sięgającej miejscami do 100 m w głąb. Urobek miał zawierać od 0,8% do (najwyżej) 2% cyny. Strefa łupków z kasyterytem (SnO_2) o grubości 1,5—5 m, ciągnie się na długości kilku kilometrów, jest jednak w b. różnym stopniu zmineralizowana. W dzisiejszym stanie rzeczy, złoże to zasługuje na zbadanie, mimo że jego zasobność wydaje się być nieznaczna, a rentowność wątpliwa.

W tej samej strefie leżące i równie ubogie złoże rud kobaltu w Jeleniej Skale przestano eksploatować w 1842 r.; nie rokuje ono większych nadziei.

Rudy chromu.

Chromit (FeCr_2O_4) próbowano eksploatować w Tapadłach, w rejonie Sobótki. Złoże okazało się jednak b. niewielkie. Z kilku gniazd wydobyto w sumie kilka tysięcy ton rudy. Jej skład był też nieszczerólny (26—35% Cr_2O_3), tak że w warunkach normalnych nie mogła ona konkurować z rudą importowaną. Ostatnio — w okresie wojny — wyeksploatowano do reszty znane gniazda, wydobywając ok. 1500 t rudy. Szanse na znalezienie dalszych złóż są niewielkie, mimo że drobne skupienia chromitu znane są także z kilku miejsc w okolicy Ząbkowic.

TABLICA I.
ZESTAWIENIE CHARAKTERU I ZASOBÓW RUDY ŻELAZNEJ W POLSCE

Lp.	Terytorialna nazwa grupy złóż	Charakter złóża	Typ rudy	Przeciętny skład rudy w %				Zasoby w tonach		Wartość gospodarcza złóża
				Fe	Mn	SiO ₂	P	Prawdopodobne i stwierdzone	Możliwe	
A. Obszar Częstochowski										
1.	Rejon Częstochowski	Pokładowy	Żelaziak ilasty	33	0,6	13	0,3	26.000.000	54.000.000	Rentowne
B. Obszar Radomski										
2.	Rejon Skarżyski	Soczewki pokładowe	Żelaziak brunatny i ilasty	35		30	0,06		?	Wątpliwe
				35		8	0,07		?	
		Gniazdowy	Żelaziak brunatny	42		20	0,4		?	Wątpliwe
3.	Rejon Konecko-Starachowicki	Pokładowy	Żelaziak ilasty, czasem brunatny	29	0,7	19	0,04	22.500.000	100.000.000	Częściowo rentowne
				36	0,7	26				
4.	Rejon Odrzywół-Parczów	Soczewkowo-pokładowy	Żelaziak ilasty i brunatny	30	0,3		0,1	100.000	?	
5.	Rejon Mirów-Cmielów	Gniazdowy	Żelaziak brunatny	38	1,5	28		6.600.000	6.000.000	Rentowne
6.	Rejon Tomaszów	Soczewkowo-pokładowy	Żelaziak ilasty	27		12			?	Nierentowne
7.	Rejon Rudy Wielkiej	Soczewki	Syderyt	40-45	0,4	5			?	Wątpliwe
8.	Rejon Koryciska	Pokładowy	Żelaziak brunatny	40	0,3	25	1,0	130.000	40.000	Rentowne
Obszar Radomski razem:								29.330.000	106.040.000	
C. Obszar Kielecki										
9.	Rejon Świętokrzyski	Soczewkowo-pokładowy	Żelaziak ilasty							Nierentowne lub wątpliwe
		Sferosyderyt								
		Gniazda	Żelaziak brunatny i hematyt							
10.	Rejon kopalni „Staszic”	Żyła	Poza pirytem syderyt i hematyt	43	1,0	5	0,02	1.000.000	340.000	Rentowne
				48	4,0	11	0,05	150.000	200.000	
Obszar Kielecki razem:								1.150.000	540.000	

D. Obszar Śląsko-Krakowski										
11.	Rejon Tarnowskich Gór	Gniazdowy	Żelaziak brunatny	40	2	12	1,0	900.000	4.500.000	Częściowo rentowne
12.	Rejon Siewiersko-Olkuski	"	"	35	2	12		150.000	3.000.000	" "
13.	Rejon Chrzanowski	"	"	38					?	Wątpliwe
Obszar Śląsko-Krakowski razem:								1.050.000	7.500.000	
E. Obszar Karpacki										
14.	Rejon Karpacki	Sferosyderyty	Żelaziak ilasty	27	0,5	11	0,1		?	Nierentowne
F. Obszar rud darniowych										
15.	Rejon Małopolski	Pokładowy	Żelaziak brunatny	33	3	25	0,8	20 000	200.000	Wątpliwe
16.	Rejon Lubelski	"	"	35	—	25	0,8	80.000	500.000	"
17.	Rejon Kaliski	"	"	38	2	22	2,2	500.000	4.500.000	Rentowne
18.	Rejon Łomżyński	"	"	35	0,5	25	2,0	50.000	1.000.000	Rentowne
Obszar rud darniowych razem:								650.000	6.200.000	
G. Obszar Opolski										
19.	Rejon Kluczborku	Soczewkowo-pokładowy	Żelaziak ilasty							
20.	Rejon Opola	"	"					b r a k	d a n y c h	
21.	Rejon Gliwie	"	"							
H. Obszar Dolno-Śląski										
22.	Rejon kopalni „Wolność”	Soczewkowo-pokładowy	Magnetyt	40	0,4	20	0,3	300.000	600.000	Rentowne
23.	Rejon kopalni „Wilcza”	Żyłowy	Hematyt	42	1,0	9	0,05	20.000	100.000	Rentowne
	Rejon kopalni „Hermanowice”	"	Sydyryt	33	2,2	18	0,06	—	100.000	Wątpliwe
24.	Rejon Łądką	Soczewkowo-pokładowy	Magnetyt	40	0,3	25		—	?	Nierentowne
25.	Rejon Wałbrzychu i Nowej Rudy	Sferosyderyty w karbonie	Żelaziak ilasty	35	0,75	10		—	?	Niekiedy rentowne
Obszar Dolno-Śląski razem:								320.000	800.000	

Razem zasoby złóż rudy żelaznej w Polsce:

W kategorii stwierdzonych i prawdopodobnych 58.500.000 ton

W kategorii możliwych 175.080.000 ton

Zasoby złóż podane wg szacunków: Kobyłeckiego, St. Kontkiewicza, Cz. Kuźniara, Cz. Poborskiego, Zb. Rózyckiego i własnych.

Magnezyt.

Magnezyty eksploatowane są w 2 rejonach na Dolnym Śląsku: koło Sobótki i Kojancina (Baumgarten). W obu wypadkach charakter złóż jest taki sam, mianowicie magnezyt tworzy żyły od zupełnie drobnych do ponad 1 m grubości, przecinające beładnie skałę płoną. Odbudowa odbywa się bądź odkrywkowo, bądź podziemnie. Roczna produkcja lat ostatnich wynosiła ok. 25.000 ton. Zasoby można oceniać na co najmniej 500.000 ton.

Zastosowanie magnezytu dolno-śląskiego — z uwagi na jego stosunkowo dużą zawartość krzemionki i nieodpowiednią domieszkę żelaza — było dość ograniczone. Da się to niewątpliwie poprawić przez odpowiednią przeróbkę.

Magnezyty dolno-śląskie mają dla nas b. ważne znaczenie, zarówno dla fabrykacji materiałów ogniotrwałych, jak i jako surowiec do wyrobu magnezu metalicznego i wreszcie jako materiał, z którego można produkować związki chemiczne magnezu. (Polska nie posiada złóż soli potasowych i magnezowych, z których te ostatnie stanowią podstawę dla przemysłu chemicznego związków magnezowych.)

Baryt, fluoryt.

Z minerałów, towarzyszącym rudom, zasługują na uwagę baryt i fluoryt.

Na terenie Polski Centralnej baryt eksploatowano w Strawczynku, na zachód od Kielc. Złoże typu gniazdowego, o niewielkich zasobach, nie dawało podstaw do większej i regularnej eksploatacji. Inne punkty występowania barytu w Kieleckiem nie miały znaczenia gospodarczego.

Na Dolnym Śląsku baryt znany jest z kilku nastu miejscowości, głównie w rejonie Wałbrzychu. Są to wszystko złoża żyłowe. Egzamin rentowności zdało złożo w Boguszewie (Gottesberg), czynne od 1867 r. Żyły dochodzą tu miejscami do 3 m grubości. Eksploatacja sięgała do 100 m od powierzchni. Produkcja za okres 1901-1940 r. wyniosła 235.000 t barytu, tj. ok. 6.000 t rocznie. Zasoby bliżej nieznane; oceniać je należy jako znaczne.

W naszych warunkach złożo w Boguszewie, a zapewne także i nieodległe w Jabłoni, ma rentowność zapewnioną i produkcja jego powinna pokryć całkowicie zapotrzebowanie krajowe.

Fluoryt nie jest znany z Polski Centralnej. Na Dolnym Śląsku występuje na wielu złożach lecz w drobnych, nie mających przemysłowego znaczenia, ilościach. Na pewną uwagę zasługuje złożo w Kopaninach na południowy-zachód od Łądka, skąd w latach 1858—1866 wyeksploatowano ok. 640 t.

Dość obficie miał też występować fluoryt na pewnych poziomach kopalni w Boguszewie.

Oba te punkty zasługują na przeprowadzenie badań i ewentualne podjęcie eksploatacji.

Rudy innych metali.

Spośród rud innych metali, występujące na Dolnym Śląsku, w kopalni „Wolność“, rudy uranu były przejściowo eksploatowane jako produkt uboczny. Ślady tych rud, znane także z innych miejscowości, jak również rudy srebra, molibdeny, wreszcie piaski złotożone, które w średniowieczu eksploatowano, nie mają obecnie znaczenia przemysłowego.

Inż. ZDZISŁAW WARCZEWSKI

C. Z. P. H.

Obecny stan hutnictwa żelaznego Stanów Zjednoczonych.*)

I. Uwagi ogólne.

Stany Zjednoczone, obejmujące — po uznaniu niepodległości Filipin — okragło 9,2 mil. km², przy ludności 140.000.000, stanowią, jak wiadomo, potężną naturalną autarkiczną jednostkę, która — z wyjątkiem nielicznych surowców (mangan, cyna, guma) — posiada wszystkie inne w ilościach, nie tylko pokrywających zapo-

trzebowanie własne — ale umożliwiających również poważny eksport. Wystarczy przypomnieć, że kraj ten jest największym producentem węgla, stali, ropy naftowej, miedzi, bawełny itd. Cenne uzupełnienie owych bogactw przedstawia wspaniale rozbudowany przemysł, rozwijający się z niebywałym rozmachem, zwłaszcza w okresie ostatnich 30 lat. W ten sposób, dzięki warunkom naturalnym oraz sprzyjającym okolicznościom wojennym, Stany Zjednoczone zdobyły po wojnie nieomal monopolistyczne stanowisko na szeregu rynków światowych.

O ile większość krajów europejskich nie doszła jeszcze do przedwojennego poziomu wytwórczości, Stany Zjednoczone przekroczyły teraz swój poziom o 70%. Ogólny stan zatrudnienia w tym kraju i związane z nim wskaźniki życia ekonomicznego osiągają w dalszym

*) Praca niniejsza opiera się na artykułach amerykańskiej prasy technicznej („Iron Age“, „Iron and Steel Engineer“, „Blast Furnace and Steel Plant“) i ekonomicznej („Business Week“, dodatki ekonomiczne „New York Times“) oraz na osobistych informacjach, zebranych przez autora w czasie jego 2 kilkumiesięcznych pobytów w Stanach Zjednoczonych w latach 1946 i 1947.

ciągu wartości rekordowe. Ilość zatrudnionych w życiu gospodarczym, która w lutym br. wynosiła 55,5 mil. ludzi, podnosi się i nadal, wykazując w maju br. 58,3 mil. Dochód społeczny brutto kraju odpowiada obecnie kwocie 200 mrd. dolarów rocznie. Wytwórczość energii elektrycznej, będąca dalszym cennym wskaźnikiem zatrudnienia, waha się między 4,6 i 4,8 mrd. kWh na tydzień.

W grubym skrócie można powiedzieć, że w Stanach Zjednoczonych niecałe 6% ludności świata wytwarza przeszło 20% dóbr materialnych na naszej planecie.

Po silnej i długotrwałej fali strajkowej 1946 r., która wywołała ogółem stratę 116.000.000 robotnikodniówek, sztucznie hamowane w ciągu lat wojennych zapotrzebowanie rynku wewnętrznego w dalszym ciągu stwarza ogromne zatrudnienie we wszystkich gałęziach przemysłu. Gdy uwzględnimy, że — na skutek działań wojennych — tak ważne części świata, jak Europa i Azja, uległy wielkim zniszczeniom, w konsekwencji których 2 dotychczas najbardziej uprzemysłowione państwa tych kontynentów: Niemcy i Japonia, zostały na dłuższy okres czasu wyłączone z gospodarki światowej, łatwo zrozumieć, że do olbrzymiego zapotrzebowania rynku wewnętrznego Stanów Zjednoczonych dochodzi dziś ogromne zapotrzebowanie krajów obcych, które w szeregu dziedzin szukają pomocy właśnie ze strony Ameryki.

W związku z powyższym stopniowo — lecz stale — wzrasta poziom cen i płac, zwłaszcza po czerwcu 1946 r., od chwili zniesienia Urzędu Reglamentacji Cen (Office of Price Administration). Jeżeli przyjąć dane 1939 r. za 100%, wskaźnik cen surowców przemysłowych wynosi dzisiaj ok. 270%, wskaźnik cen artykułów rolniczych dochodzi nawet do 340%. Zrozumiałe jest, że ta stopniowa dewaluacja dolara prowadziła i prowadzi w konsekwencji do żądań podwyżki płacy, które w 1946 r. wywołały szereg strajków we wszystkich podstawowych gałęziach przemysłu.

Pamiętać przy tym należy, że w przeciwieństwie do istniejącej na rynkach europejskich reglamentacji cen prawo podaży i popytu po dawnemu dyktuje w Stanach Zjednoczonych ceny wszystkich wytworów; rząd stara się obecnie w sprawach tych nie ingerować. Tym też tłumaczą się silne i nagłe fluktuacje cen na rynku surowców przemysłowych. Dla ilustracji warto przytoczyć zmiany cen złomu stalowniczego w ciągu kilku miesięcy br. Tak więc, cena 1 t złomu grubego kowalskiego loco wagon huta w najważniejszym dla hutnictwa okręgu Pittsburga wynosiła w lutym 35 dolarów, w marcu zaś doszła do 43,5 dolarów, w kwietniu wszakże spadła do 32 dolarów, w maju dochodząc przejściowo nawet do 29 dolarów, po czym znowu zaczęła zwyżkować.

II. Zatrudnienie, płace i zyski w hutnictwie.

Na tle tej ogólnej sytuacji ekonomicznej Stanów Zjednoczonych jest rzeczą zrozumiałą, że hutnictwo i fabryki metalowo-przetwórcze należą w Ameryce do najintensywniej pracujących gałęzi przemysłu. Tak więc średni współczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej stalowni amerykańskich wynosi obecnie 94% do 95%, osiągając w okręgu Pittsburga nawet 100%. Wg oficjalnych danych wytwórczość stali surowej hut amerykańskich wynosiła w marcu br. 6,62 mil. t, w kwietniu 6,37 mil. t, w maju 6,65 mil. t.

W sumach powyższych najwyższy współczynnik wykorzystania wykazują piece martenowskie (96% i więcej), słabszy — konwertory Bessemera (ok. 85%), najsłabszy — piece elektryczne (ok. 75%). W porównaniu ze stalowniami martenowskimi również i wydziały wielkopiecowe pracują nieco mniej intensywnie, osiągając współczynnik wykorzystania zdolności wytwórczej równy ok. 89%.

W każdym razie, o ile nowe strajki nie przeszkodzą hutnictwu, Amerykanie spodziewają się uzyskać w tym roku rekord pokojowej wytwórczości w wysokości ok. 77 mil. t stali. Strajków tych prawdopodobnie nie będzie, ponieważ najniebezpieczniejszy, grożący krajowi strajk górników, został zażegnany w lipcu br. przez polubowną ugodę między koncernami i związkiem górników (United Mine Workers z osłabionym Johnem L. Lewisem na czele).

Pomimo tego niebywałego zapotrzebowania ceny wyrobów hutniczych bynajmniej nie wzrosły tak silnie, jak ceny innych wytworów przemysłowych. W odniesieniu do 1939 r., przyjętego za 100%, obecny wskaźnik cen wyrobów hutniczych wynosi ok. 125%, a więc znajduje się daleko w tyle za wskaźnikami innych cen. Mimo to, dzięki ogromnemu zatrudnieniu, w pierwszym kwartale 1947 r. hutnictwo Stanów Zjednoczonych osiągnęło rekordowy zysk w wysokości 116 mil. dolarów, odpowiadający w przybliżeniu 6,1 dolara w odniesieniu do każdej wyprodukowanej tony stali surowej.

Dla ilustracji można podać wyniki największego koncernu hutniczego na świecie Ołóż w pierwszym kwartale 1947 r. United States Steel Corporation, dająca 1/3 wytwórczości hutnictwa Stanów Zjednoczonych, pracowała ze 100% wykorzystaniem swej zdolności wytwórczej i przy utargu 475 mil. dolarów osiągnęła zysk 39,3 mil. dolarów. Stanowi to w stosunku rocznym aż 9,24% w odniesieniu do kapitału zakładowego koncernu, liczbę niezwykle wysoką, jak na hutnictwo Stanów Zjednoczonych. Pamiętać jednak należy, że obecne stawki amortyzacyjne na hutach amerykańskich są zbyt niskie, nie uwzględniają bowiem dostatecznie dewaluacji dolara, prowadzącej do podwyżki cen wszelkiego sprzętu hutniczego. Ponadto z dniem 1 kwietnia br. koncern United States Steel Corporation zawarł ze swoimi 142.000 pracowników umowę polubowną, ważną na 2 lata, przyzna-

jąca im przeciętną podwyżkę w wysokości 15 centów na godzinę. W ten sposób przeciętny zarobek pracownika hutniczego koncernu osiągnął po podwyżce 1,47 dolara na godzinę lub 58,8 dolarów na tydzień. Ponieważ te nowe podwyżki płac automatycznie zostały zaakceptowane przez dalsze olbrzymie koncerny, jak Bethlehem Steel Company (85.000 pracowników), Republic Steel Corporation (55.000 pracowników), zatem w wyniku całej akcji obciążenie hutnictwa z jego ogólną ilością 500.000 pracowników wzrosło o 285 mil. dolarów rocznie, tj. obciąża każdą wyprodukowaną t stali surowej dodatkową kwotą ok. 3,7 dolara. Wobec powyższych faktów zyski pierwszego kwartału 1947 r. nie są uważane przez koncerny amerykańskie za miarodajne i, jak twierdzą przedstawiciele tych koncernów, wszelkie planowane obniżki cen wytworów hutniczych nie wchodzi obecnie w rachubę.

III. Możliwości eksportowe hut.

Pomimo olbrzymiego spólcynnika wykorzystania zdolności wytwórczej hut amerykańskich nie należy się łudzić, aby eksport amerykański miał zmienić na kilka najbliższych lat sytuację na rynkach światowych wytworów hutniczych. Wprawdzie z dniem 1. 4. 1947 r. rząd U. S. A. zniósł zakaz eksportu na ok. 50 pozycji wytworów hutniczych, jednakże posunięcie to ma znaczenie raczej teoretyczne, niż praktyczne. Wypada przypomnieć, że przed ostatnią wojną hutnictwo Stanów Zjednoczonych wywoziło poniżej 10% swej wytwórczości i stało daleko za czołowymi eksporterami.

Tak np. w 1936 r., przy ogólnym eksporcie światowym wytworów hutniczych w wysokości 16,8 mil. t, czołowy eksporter Niemcy wysłały 4,55 mil. t. Za nimi szła Belgia z Wielkim Księstwem Luksemburskim, następnie Anglia, Francja i dopiero na 5 miejscu figurowały Stany Zjednoczone z 1,35 mil. t. Pamiętamy, że w czasie ostatniej wojny eksport hutnictwa U. S. A. wzrósł poważnie, osiągając w 1940 r. rekordową wysokość 7,95 mil. t. Później jednak eksport ten zaczyna znowu spadać, stanowiąc np. w 1946 r. tylko 4,3 mil. t albo 7% ówczesnej wytwórczości hut amerykańskich. Dlatego też, pomimo przewidywanego na najbliższy okres wielkiego zatrudnienia, hutnictwo amerykańskie nie zamierza na przyszłość eksportować więcej, niż 8% swej wytwórczości, tj. ok. 4,5 mil. t rocznie. Warto przy tym podkreślić, że wytwórczość dawnych czołowych eksporterów europejskich wyrobów hutniczych jest w dalszym ciągu b. niska. Tak np. Niemcy wyprodukowały w 1946 r. 2,7 mil. t stali, wobec 22,3 mil. t stali w 1939 r., Francja zaś dała w 1946 r. 4,35 mil. t stali wobec 7,9 mil. t stali w 1939 r. Tymczasem zapotrzebowanie na stal zarówno w Europie (Anglia, Francja, Rosja, Polska), jak i w Ameryce (Meksyk, Ameryka Południowa), jest poważne i waha się w granicach od 9,1 do 13,6 mil. t rocznie. Ostatnio specjalna komisja brytyjska zabie-

gała bezskutecznie o 1,2 mil. t półwytworów i gotowych wytworów hutniczych w Stanach Zjednoczonych.

Jakkolwiek huty żelazne szeregu krajów europejskich i pozaeuropejskich (Australia, Brazylia, Argentyna, Chile) są obecnie w stadium rozbudowy, Amerykanie sądzą, że do 1952 r. pozostaną czołowym eksporterem wyrobów hutniczych na rynku światowym.

IV. Rozbudowa hutnictwa.

Oczywiście hutnictwo amerykańskie nie porzeka na olbrzymiej ekspansji z okresu ostatniej wojny i kontynuuje prace nad rozbudową hut. Jednakże fale strajków 1946 r. i przeciążenie dostawców sprzętu hutniczego zamówieniami rynku krajowego i krajów obcych sprawiły, że z ogólnie wyasygnowanej w 1946 r. kwoty inwestycyjnej 327 mil. dolarów hutnictwo Stanów Zjednoczonych mogło faktycznie wykorzystać w roku ubiegłym tylko 291 mil. dolarów. Obecne zamówienia inwestycyjne hut amerykańskich wraz z niezrealizowanymi zaległościami wynoszą 448 mil. dolarów.

W tych warunkach rynek wewnętrzny Stanów Zjednoczonych nadal uskarża się na brak wytworów hutniczych. Pomimo rekordowej wytwórczości hut wysokość zaległych zamówień prawie nie ulega zmianie i wciąż jeszcze odpowiada od 3- do 6-miesięcznej produkcji. Poza pewną poprawą w dziedzinie dostaw stali szlachetnej i żelaza betonowego najtrudniej przedstawia się w dalszym ciągu sytuacja w dziedzinie blach. Pomimo że już obecnie huty amerykańskie wytwarzają 15,6 mil. t zimno walcowanych taśm i blach rocznie, dalsze inwestycje w tych działach mają podnieść wytwórczość z początkiem 1948 r. do 17 mil. t w stosunku rocznym. Tymczasem zapotrzebowanie rynku krajowego wynosi w chwili obecnej od 18,1 do 19,9 mil. t rocznie. Dla ilustracji warto zaznaczyć, że samych puszek z białej blachy otwierają w Stanach Zjednoczonych ok. 45.000.000 szt. dziennie. W obliczu tych faktów zrozumiałe stają się takie dziwolagi gospodarcze jak panujące w maju br. przymusowe bezrobocie ok. 32.000 pracowników w fabrykach, robiących karoserie samochodowe, pomimo iż istnieją olbrzymie zaległości w zamówieniach na samochody. Jakkolwiek cały przemysł samochodowy Stanów Zjednoczonych doszedł już do produkcji 100.000 szt. pojazdów samochodowych (aut osobowych, ciężarowych i autobusów) tygodniowo i spodziewa się wypuścić ogółem 4,7 mil. szt. tych pojazdów w 1947 r., zaległe zamówienia odpowiadają ciągle jeszcze rocznej wytwórczości. Pomimo to największy koncern samochodowy świata General Motors Corporation, posiadający 47% zdolności wytwórczej Stanów Zjednoczonych w tej dziedzinie, pracował z braku materiału w pierwszej połowie 1947 r. tylko z 60% spólcynnikiem wykorzystania swych możliwości produkcyjnych i dopiero w maju br. doszedł do 75%.

Mówiąc o rozbudowie hutnictwa wypada wspomnieć o hutach, zbudowanych przez rząd Stanów Zjednoczonych w czasie wojny. Cóż nowoczesne te zakłady zostały sprzedane gospodarce prywatnej (tak np. koncern United States Steel Corporation nabył piękną hutę w Geneva, Utah).

Obecne wielkie zatrudnienie hutnictwa amerykańskiego postawiło przed sferami kierowniczymi przemysłu zagadnienie jego dalszej generalnej rozbudowy ponad obecną zdolność wytwórczą, odpowiadającą 82,7 mil. t stali surowej rocznie. Ponieważ sprawa nowych inwestycji w gospodarce kapitalistycznej zależna jest w pierwszym rzędzie od poziomu cen, Departament Handlu Stanów Zjednoczonych opracował obecnie obszerny raport o powojennym stanie amerykańskiego hutnictwa. Raport ten, który ma się niebawem ukazać w druku, stara się między innymi określić, czy i jakie rozbudowy hut są wskazane, czy można utrzymać obecne ceny wytworów hutniczych, aby kapitał prywatny przeprowadził odpowiednie inwestycje itd.

Samo hutnictwo zajęło w tej sprawie zdecydowane stanowisko na dorocznym posiedzeniu American Iron and Steel Institute w New Yorku w dniach 21 i 22 maja br. Pamiętając o nagłych i ostrych depresjach lat 1921 i 1932, kierownicze sfery tej gałęzi przemysłu opierają przybliżone obliczenie zapotrzebowania na latach normalnego zatrudnienia i nie chcą wychodzić z rekordowych liczb chwili obecnej. Według ich obliczeń normalne średnie roczne zużycie stali surowej w Stanach Zjednoczonych waha się w granicach od 317 kg do maximum 442 kg na mieszkańca i rok. Jeżeli nawet przyjąć eksport w wysokości 10% konsumpcji krajowej, zdaniem fachowców rozporządzalna obecnie zdolność wytwórczości hutnictwa amerykańskiego jest najzupełniej wystarczająca dla pokrycia normalnych potrzeb.

V. Nowe metody pracy.

Dalsza rozbudowa poszczególnych działów hutnictwa w Stanach Zjednoczonych jest obecnie pod znakiem zapytania i dlatego, iż wprowadzono i wypróbowano praktycznie na skalę przemysłową 2 nowe wynalazki, pozwalające bez większych inwestycji poważnie zwiększyć wytwórczość istniejących wielkich pieców i stalowni martenowskich.

Przez stosowanie dmuchu o znacznie większym ciśnieniu (ok. 2 atn przy piecu) powstała możliwość podniesienia wytwórczości wielkich pieców o ok. 20%. Metodę tę wypróbowano praktycznie w ciągu 9 miesięcy na 2 wielkich piecach koncernu Republic Steel Corporation, osiągając wzrost wytwórczości o 11% do 20%.

Jako uzasadnienie teoretyczne powyższego wzrostu autorzy nowego sposobu pracy podają zwiększenie ilości gazów w przestrzeniach między cząstkami namiaru, dzięki czemu, zachowując ten sam czas przepływu przez piec, udało się skrócić czas reakcji. Nowa metoda, jak twierdzą jej autorzy, winna oddać nieocenione usługi przy przerabianiu rud biednych; zagadnienie to w miarę wyczerpywania się bogatych złóż nad Jeziorem Wyższym nabiera i dla Stanów Zjednoczonych poważnego znaczenia.

W inny sposób można podnieść wytwórczość pieców martenowskich o ok. 25%, a mianowicie przez dodatkowe wtłaczanie tlenu do roztopionej kąpieli w celu skrócenia czasu świeżenia, zwłaszcza w pierwszym jego okresie. Nową metodę wypróbowano praktycznie na piecach Allegheny Ludlum Steel Corp., osiągając wzrost wytwórczości o blisko 25%. Oczywiście rentowność jej zależy od cen tlenu.

Pomimo tej ostrożnej oceny obecnego stanu zatrudnienia w hutnictwie amerykańskim sfery kierownicze zapatrują się pesymistycznie na przyszłą sytuację złomową. Wskazują one na to, że przy dzisiejszych powłokach ochronnych przeciwrzeczynnych i dzięki nowym metodom zwalczania wszelkiego rodzaju korozji czas użytkowania wytworów hutniczych jest obecnie dłuższy niż szereg lat temu. Ponadto coraz większe ilości stali są przerabiane na wytwory przemysłowe z cienkich taśm i blach, które również dają mniej złomu. Wreszcie stopniowe wyczerpywanie się złóż rud bogatych będzie prawdopodobnie wpływać na chęć zwiększenia ilości złomu we wsadzie stalowni, a więc tym samym zwiększy jego zapotrzebowanie na rynku krajowym.

VI. Uwagi końcowe.

Te ostatnie sprawy są specjalnie ważne i dla Polski w obecnym okresie rozbudowy naszego hutnictwa, wymagającym gruntownego przedyktowania kierunku tej rozbudowy oraz przyszłych podstaw surowcowych. Dokładne zapoznanie się z zagadnieniami technicznymi i ekonomicznymi największego hutnictwa na świecie nie ma, oczywiście, na celu zwykłego kopiowania urzędów amerykańskich na gruncie europejskim. Tego rodzaju postępowanie nie uwzględniłoby olbrzymich różnic, istniejących pomiędzy potężną autarkią Stanów Zjednoczonych i stosunkowo małymi niesamowystarczalnymi państwami naszego kontynentu.

Trzeba umieć natomiast uchwycić główne idee rozwojowe hutnictwa amerykańskiego i starać się zrealizować je w takiej postaci, która najlepiej odpowiada gospodarce planowej poszczególnych krajów europejskich.

Inż. JAN FALEWICZ

Koszty własne jednostkowe a porównanie międzyzakładowe.

W artykule swym, umieszczonym w N-rze 1 „Hutnika“ z 1947 r., próbowałem wykazać, że rozchody i koszty własne jednostkowe (tj. przeliczone na jednostkę wytworu lub świadczenia), jak również wszelkie — w analogiczny sposób wyprowadzone — wskaźniki techniczne nie mogą służyć jako sprawdziany przy porównaniach międzyokresowych (porównywania wyników, odnoszących się do jednego i tego samego wytworu, produkowanego w jednym i tym samym zakładzie lecz w różnych okresach czasu). Wywody swe zakończyłem wnioskiem, że posługiwanie się kosztami jednostkowymi dla omawianych celów jest niewłaściwe, wprowadza nas bowiem w błąd, nie dając przy tym możliwości spostrzeżenia mylnego wnioskowania.

Nie przesądza to jednak kwestii, czy rozchody i koszty jednostkowe oraz podobne wskaźniki nie są potrzebne i dogodne, jednym słowem celowe, gdy chodzi o porównywanie międzyzakładowe (w danym okresie sprawozdawczym jeden i ten sam wytwór lecz produkowany w różnych zakładach czy warsztatach lub też przy zastosowaniu różnych metod pracy).

Aby na to odpowiedzieć, musimy przede wszystkim zastanowić się, na czym właściwie polega istota zagadnienia porównań międzyzakładowych. Jakie wnioski możemy wysnuć ze stwierdzonego faktu, że np. koszty własne 2 zakładów będą, dajmy na to, równe lub różne? Wiemy bowiem, że koszt własny jednostkowy w każdym z tych 2 zakładów zależy od wysokości produkcji i od stopnia wykorzystania zdolności produkcyjnej urządzeń.

W tych warunkach zdawałoby się, że porównywać koszty jednostkowe da się tylko wówczas, gdy odnoszą się one do jednakowej produkcji. Czy to zastrzeżenie ograniczające rozwiewa wątpliwości? Pomijam już okoliczność, że sposobność ustalenia kosztów dla jednakowej produkcji w 2 zakładach nie tak często sama się nadarza, a dość trudno jest w praktyce — i zawsze jest to kosztowne — taką równość produkcji dla celów doświadczalnych 2 zakładom specjalnie narzucić. Z drugiej strony nie powinniśmy zapominać, że jednakowa produkcja w 2 zakładach odpowiadać może 2 całkiem różnym stopniom wykorzystania zdolności produkcyjnej, a więc i uzyskane dane liczbowe odzwierciedlać będą zgoła nieporównywalne warunki pracy. Dlatego też powiedzenie, że chodzi po prostu o stwierdzenie, który zakład pracuje lepiej, ekonomiczniej, dowodzi, że nie zastana-

wiano się nad istotą rzeczy. Sprawa porównania kosztów 2 zakładów, w oderwaniu od jakiegoś konkretnego pytania, nie ma w ogóle sensu. Musi być zawsze wyraźnie podany cel, w jakim porównanie ma być przeprowadzone. Pytania np.: „jaki zakład z ekonomicznego punktu widzenia musi być w pierwszym rzędzie wykorzystany, a jaki ma służyć jako uzupełnienie?“, „z jakiego zakładu należy przerzucić część lub całość produkcji na inny?“, „jakemu zakładowi musi być powierzony wykonanie danego zamówienia?“ itp., wymagają konkretnej odpowiedzi. Taka odpowiedź musi i może być dana. Czy koszty własne jednostkowe będą tu nam pomocne? Czy nie zawiodą?

W tym miejscu mała uwaga. Wówczas, gdy przy porównaniach międzyokresowych istotne było (zwłaszcza z punktu widzenia technika) przeciwstawianie rozchodów ilościowych, przy porównaniach międzyzakładowych relacje wartościowe wysuwają się na pierwszy plan. Jedynie tylko w wyjątkowych wypadkach (np. przy katastrofalnym braku na rynku jakiegoś dobra produkcyjnego, np. smarów) może wyłonić się konkretne zagadnienie co do danego składnika kosztów i całe porównanie nastawić się na ilościowy jego rozchód. Na ogół rzecz biorąc, w zależności od struktury przedsiębiorstwa, od charakteru urządzeń zakładowych, od stosowanego postępowania technologicznego i metod pracy, poszczególne rodzaje kosztów, uzupełniając się wzajemnie, układają się w każdym zakładzie w swoisty, charakterystyczny indywidualnie dla niego stosunek. To też porównanie poszczególnych rozchodów ilościowych mało co lub zgoła niczego nam nie daje (np. rozchód energii elektrycznej a pracy ręcznej przy rozładunku surowców w różnych zakładach może kształtować się b. różnie; nas interesować będzie efekt ogólny, wyrażony w złotych koszt łączny czynności rozładunkowych).

Wobec powyższego narzędziem naszym przy badaniu sprawy będzie tzw. „charakterystyka kosztów“, linia, dająca wysokość nakładu gospodarczego, wyrażonego w jednostkach pieniężnych miesięcznie, w zależności od wysokości produkcji, wyrażonej w jednostkach ilościowych miesięcznie.

Weźmy dla przykładu następujący stan rzeczy.

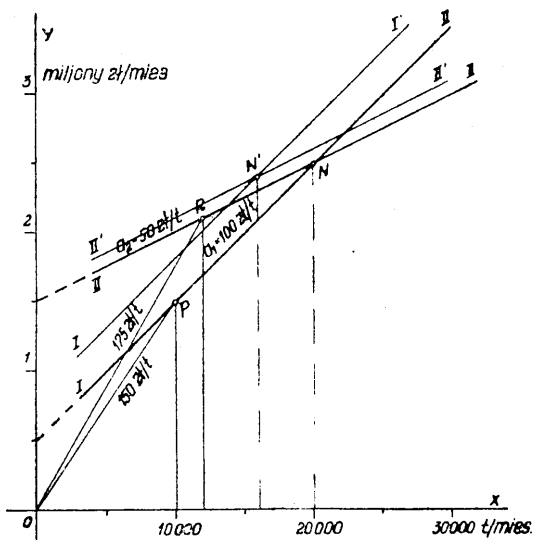
Mamy 2 zakłady: I i II, produkujące ten sam rodzaj wytworu.

Niech równania charakterystyki kosztów będą (rys. 1):

$$\text{dla zakładu I} \quad I_1 + a_1 x = 500.000 + 100x \text{ zł/mies.}$$

$$\text{dla zakładu II} \quad I_2 + a_2 x = 1.500.000 + 50x \text{ zł/mies.}$$

gdzie x oznacza produkcję w t/mies.



Rys. 1.

W pewnym miesiącu sprawozdawczym zakład pierwszy wyprodukował 10.000 t, przy koszcie własnym jednostkowym

$$\frac{1.500.000}{10.000} = 150 \text{ zł/t}$$

W tym samym okresie zakład drugi wyprodukował 12.000 t, przy koszcie własnym jednostkowym

$$\frac{2.100.000}{12.000} = 175 \text{ zł/t}$$

Trzymając się tradycyjnego sposobu rozumowania, powinniśmy sobie powiedzieć: „Wiadomo, że koszt własny (jednostkowy) obniża się ze wzrostem produkcji; jeżeli więc zakład I przy mniejszej produkcji ma koszty własne niższe niż zakład II, to — rzecz oczywista — pracuje on lepiej, ekonomiczniej; zakład pierwszy musi być w pierwszym rzędzie wykorzystany, zakład II należy zaś traktować jako uzupełnienie, jako rezerwę“.

Jeżeli, opierając się na takim wniosku, postanowimy ująć zakładowi II, powiedzmy 5.000 t i dać je do wykonania zakładowi I, pociągnięcie nasze powinno, zdawałoby się, mieć ten skutek, że ogólny nakład gospodarczy obydwu zakładów, wziętych razem, zmniejszy się.

Zobaczymy, jak to wyglądać będzie w rzeczywistości.

Dotychczasowy nakład przy wyżej podanej produkcji zakładów wynosił:

zakład I	1.500.000 zł/mies.
„ II	2.100.000 zł/mies.
razem	3.600.000 zł/mies.

Przy powiększeniu produkcji zakładu I o 5.000 t/mies., tj. do 15.000 t/mies., nakład jego osiągnie:

$$500.000 + 100 \cdot 15.000 = 2.000.000 \text{ zł.}$$

Przy zmniejszeniu produkcji zakładu II o te same 5.000 t/mies., tj. do 7.000 t/mies., nakład jego wyniesie:

$$1.500.000 + 50 \cdot 7.000 = 1.850.000 \text{ zł}$$

Razem będziemy mieli 2.000.000 zł + 1.850.000 zł = 3.850.000 zł, czyli, wbrew naszym przewidywaniom, o 250.000 zł/mies. więcej niż poprzednio!

I rzecz oczywista, gdybyśmy się zdecydowali na pociągnięcie w kierunku przeciwnym, tzn. na przetrzucenie 5.000 t z zakładu I na zakład II, osiągnęlibyśmy oszczędność 250.000 zł/mies., co nie trudno jest sprawdzić.

Istotnie, przy produkcji 5.000 t/mies. nakład zakładu I wyniesie: 500.000 + 100 · 5.000 = 1.000.000 zł/mies., zakładu zaś II, przy produkcji 17.000 t/mies.: 1.500.000 + 50 · 17.000 = 2.350.000 zł/mies. Razem więc: 1.000.000 zł + 2.350.000 zł = 3.350.000 zł/mies.

Nadmieniam tu nawiasem, że dla osiągnięcia tego wyniku produkcja zakładu II nie potrzebuje bynajmniej przekroczyć wysokości, odpowiadającej punktowi N, w którym obie charakterystyki przecinają się (przy x = 20.000 t/mies. nakłady obu zakładów są jednakowe i równają się 2.500.000 zł/mies.). Przy produkcji bowiem, przewyższającej 20.000 t/mies., charakterystyka kosztów zakładu II leży już niżej od charakterystyki zakładu I.

Do analogicznego wyniku dojdziemy, pomimo wskazówek, opartych na koszcie własnym jednostkowym, gdy będzie chodziło o decyzję co do przydzielenia dodatkowej partii, np. 15.000 t/mies. do wykonania jednemu z naszych zakładów.

Jeżeli powierzmy ją zakładowi I, ogólny nakład osiągnie wysokość:

$$500.000 + 100 (10.000 + 15.000) + 1.500.000 + 50 \cdot 12.000 = 5.100.000 \text{ zł.}$$

Jeżeli zakładowi II:

$$500.000 + 100 \cdot 10.000 + 1.500.000 + 50 (12.000 + 15.000) = 4.350.000 \text{ zł.}$$

Różnica na korzyść zakładu II wynosi zawsze (a₁ — a₂) · T, gdzie T jest to bądź tonaż, przetrzucony z zakładu I na II, bądź tonaż dodatkowy, przydzielony zakładowi II zamiast I.

Mieliśmy bowiem:

$$(100 - 50) \cdot 5.000 = 250.000 \text{ zł/mies. w pierwszym przykładzie,}$$

$$(100 - 50) \cdot 15.000 = 750.000 \text{ zł/mies. w przykładzie ostatnim.}$$

Widzimy, że decydującym czynnikiem w tym zagadnieniu jest nie koszt własny jednostkowy lecz koszt aktywności (współczynnik kątowy charakterystyki kosztów). Ten zakład musi być w pierwszym rzędzie wykorzystany, który ma niższe koszty aktywności. Ze tym mamy się zawsze kierować przy swych decyzjach (w założeniu jednak, że oba zakłady pozostają czynne; wypadek unieruchomienia jednego z zakładów rozpatrzmy nieco dalej) potwierdza następujący przykład, który na pierwszy rzut oka może się wydać paradoksalnym:

Na rys. 2 przedstawione są charakterystyki 2 zakładów:

$$\begin{aligned} & \text{I} \quad 400\,000 + 50 \cdot x \text{ zł/mies.} \\ & \text{II} \quad 2\,400\,000 + 25 \cdot x \text{ zł/mies.} \end{aligned}$$

	Nakład	Koszt własny jednostkowy
Zakład I	$400\,000 + 50 \cdot 16\,000 = 1\,200\,200$ zł/mies.	75 zł/t.
„ II	$2\,400\,000 + 25 \cdot 16\,000 = 2\,800\,000$ zł/mies.	175 zł/t.
razem	4 000 000 zł/mies.	

Widzimy, że najniższy koszt własny jednostkowy, jaki możemy stwierdzić w zakładzie II (przy 32 000 t/mies.), a mianowicie — 100 zł, jest wyższy od najwyższego kosztu własnego, stwierdzo-

Charakterystyki są ważne w przedziale od 10 000 t/mies. do 32 000 t/mies. Przy produkcji 16 000 t/mies. będziemy mieli:

nego w zakładzie I (przy 10 000 t/mies.), równego 90 zł/t. Pomimo to nie zakład I, lecz zakład II ma być w pełni wykorzystany. Potwierdza to rachunek:

1) I-y odstępuje II-emu 4 000 t/mies.

$$\begin{aligned} \text{nakład I-go} & \quad 400\,000 + 50 \cdot (16\,000 - 4\,000) = 1\,000\,000 \text{ zł/mies.} \\ \text{„ II-go} & \quad 2\,400\,000 + 25 \cdot (16\,000 + 4\,000) = 2\,900\,000 \text{ zł/mies.} \end{aligned}$$

razem

$$3\,900\,000 \text{ zł/mies.}$$

Oszczędność: $(50 - 25) 4\,000 = 100\,000$ zł/mies.

2) Dodatkowe 8000 t otrzymuje zakład I

$$\begin{aligned} \text{nakład I-go} & \quad 400\,000 + 50 \cdot (16\,000 + 8\,000) = 1\,600\,000 \text{ zł/mies.} \\ \text{„ II-go bez zmiany} & \quad 2\,300\,000 \text{ zł/mies.} \end{aligned}$$

razem

$$4\,400\,000 \text{ zł/mies.}$$

otrzymuje zakład II

$$\begin{aligned} \text{nakład I-go bez zmiany} & \quad 1\,200\,000 \text{ zł/mies.} \\ \text{„ II-go} & \quad 2\,400\,000 + 25 \cdot (16\,000 + 8\,000) = 3\,000\,000 \text{ zł/mies.} \end{aligned}$$

$$4\,200\,000 \text{ zł/mies.}$$

Różnica: $(50 - 25) 8\,000 = 200\,000$ zł/mies.

Jeżeli zdolność produkcyjna zakładów jest mało wykorzystana i każdy z nich oddzielnie byłby w stanie wykonać cały program fabrykacyjny, przypadający obu zakładom, razem wziętym, powstać może pytanie, czy nie należy jednego z zakładów w ogóle unieruchomić (naturalnie,

decyzji lecz musimy, mając charakterystyki kosztów obu zakładów, ustalić jeszcze:

a) jakie koszty miałby każdy z zakładów w razie całkowitego jego unieruchomienia,

b) jaką przewidujemy produkcję (łączną), którą będzie miał do wykonania zakład, utrzymany w ruchu.

Niech koszty postępu:

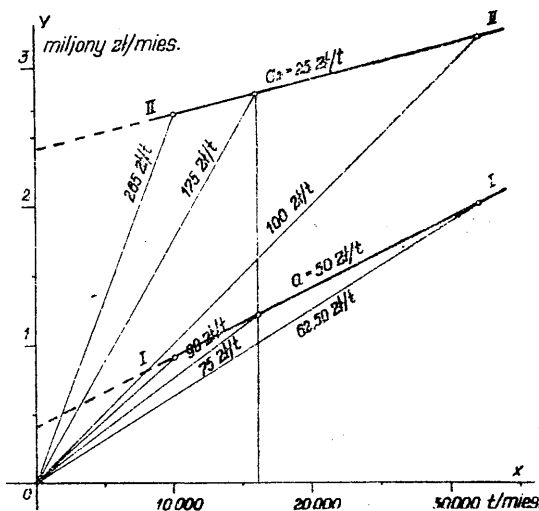
zakładu I będą 100 000 zł/mies.

„ II 300 000 zł/mies.

Wówczas, przeprowadziwszy równoległe do linii II (rys. 1), lecz o 300 000 zł/mies. wyżej, linię I'I', będziemy mieli charakterystykę kosztów obu zakładów, wziętych razem, w założeniu, że pracuje zakład I, a zakład II został unieruchomiony.

Analogicznie, przeprowadziwszy równoległe do linii II II, lecz o 100 000 zł/mies. wyżej, linię II'II', będziemy mieli charakterystykę kosztów, w założeniu, że pracuje zakład II, przy unieruchomieniu zakładu I.

Widzimy, że jeżeli przewidywana ogólna produkcja będzie niższa niż 16 000 t/mies. (odpowiada to punktowi przecięcia się naszych nowych charakterystyk w N'), korzystniej będzie prowadzić zakład I (w tych granicach charakterystyka jego leży niżej). Jeżeli jednak produkcja będzie przypuszczalnie wyższa od 16 000 t, należy pracować w zakładzie II.



Rys. 2.

jeżeli inne względy natury socjalnej czy politycznej nie stają temu na przeszkodzie). Wówczas również nie możemy się posługiwać kosztem własnym jednostkowym dla uzasadnienia naszej

Tu też, mając do dyspozycji tylko koszt własny jednostkowy, bylibyśmy bezradni i moglibyśmy powziąć niewłaściwą decyzję. Jedyne tylko charakterystyka kosztów, a więc rozszczępienie nakładu na koszt inercji, jako kwoty globalnej i koszt aktywności na jednostkę produkcji, może dać nam taki obraz, który zagadnienia porównań międzyzakładowych pozwala rozwiązać w sposób jednoznaczny i prosty.

Porównania różnych procesów fabrykacyjnych pod względem ekonomicznym sprowadzają się do zupełnie identycznych rozumowań. Musimy tylko posiadać charakterystyki, odnoszące się do tych poszczególnych procesów.

Na zakończenie przytoczę jeszcze jeden przykład badań porównawczych, o nieco odmiennym charakterze, gdzie rozumowanie na podstawie kosztów własnych jednostkowych również prowadzi do fałszywych wniosków i na skutek tego do błędnych decyzji.

Przypuśćmy, że mamy zakład, produkujący 3 rodzaje wytworów: A, B i C. Zdolność produkcyjna zakładu jest ograniczona do 3000 jednostek tych wytworów łącznie. Mamy natomiast

możność podzielić naszą produkcję między te 3 gatunki wg. swego uznania.

Niech zakład ma 240.000 zł/mies. kosztów inercji, a ponadto koszty aktywności:

przy wytworze A	100 zł/jedn.
„ „ B	330 zł/jedn.
„ „ C	300 zł/jedn.

Załóżmy dalej, że ceny sprzedażne za te wytwory kształtują się jak następuje:

wytwór A	200 zł/jedn.
„ B	330 zł/jedn.
„ C	460 zł/jedn.

i że dotychczasowa produkcja wynosiła po 1000 jednostek każdego gatunku.

Wynik tej działalności przedstawiony jest w poniższym zestawieniu. Zakłada się przy tym, że koszty inercji (koszty stałe) były dzielone buchalteryjnie na poszczególne wytwory przy wyznaczaniu kosztu własnego jednostkowego, w postaci narzutów do kosztów aktywności (kosztów bezpośrednich).

Tabl. 1.

Produkcja jedn.		Koszty aktywn. zł/mies.	Podział kosztów inercji zł/mies.	Koszty własne całkow. zł/mies.	Koszty własne jedn. zł/mies.	Cena sprzedażna zł/mies.	Zysk. jednostk. zł/mies.	Zysk zł/mies.
wytw.	mies.							
A	1000	100000	40000	140000	140.—	200.—	60.—	60000.—
B	1000	200000	80000	280000	280.—	330.—	50.—	50000.—
C	1000	300000	120000	420000	420.—	460.—	40.—	40000.—
	3000	600000	240000	840000				150000.—

Tabl. 2.

A	2000	200000	120000	320000	160.—	200.—	40.—	80000.—
B	1000	200000	120000	320000	320.—	330.—	10.—	10000.—
	3000	400000	240000	640000				90000.—

Tabl. 3.

C	1000	200000	60000	260000	260.—	330.—	70.—	70000.—
B	2000	600000	180000	780000	390.—	460.—	70.—	140000.—
	3000	800000	240000	1040000				210000.—

Jak widzimy z tabl. 1, wyniki, wyprowadzone na podstawie kosztów własnych jednostkowych poszczególnych wytworów, wykazują najwyższą marżę zarobkową na wytworze A (60 zł/jedn.). Skoro więc mamy możliwość powiększyć produkcję jednego wytworu kosztem innych, to — zdawałoby się — powinniśmy zwiększyć produkcję wytworu A, rezygnując, dajmy na to, z produkcji C. Wynik, jaki osiągniemy w tym założeniu, daje nam tabl. 2. Okazuje się, że zamiast oczekiwanego powiększenia zysku, mamy zmniejszenie o 60.000 zł/mies.

Gdybyśmy natomiast porzucili tradycyjny tryb postępowania i cenom sprzedażnym prze-

ciwstawili nie koszty własne jednostkowe lecz koszty aktywności, zobaczylibyśmy, że największą „korzyść“ uzyskujemy na artykule C (160 zł/jedn.), najmniejszą zaś na artykule A. I gdybyśmy naszą produkcję odpowiednio do tego spostrzeżenia zaplanowali (np. C — 2000 jednostek, B — 1000 jednostek i A — 0), wynik byłby taki, jak przedstawiono w tabl. 3.

Przykłady powyższe wskazują raz jeszcze na to, że koszt własny jednostkowy nie może służyć za narzędzie przy różnych badaniach porównawczych, nie zabezpiecza bowiem przed błędnym wnioskowaniem, jednym słowem — zawodzi.

To, co wyżej powiedziałem, nie jest właściwie niczym nowym. Zapytuję więc, co — poza skostniałą rutyną — powstrzymuje nas od zdecydowanego gestu i chroni „koszt własny jed-

nostkowy“ przed wyrzuceniem na śmietnik? Chyba niezdolność nasza do konsekwentnego zastosowania w praktyce wniosków logicznych rozumowań...

STANISŁAW MONSIOR
Centrala Żelaza i Stali

Eksport hutniczy.

W okresie przedwojennym hutnictwo polskie — dzięki wysiłkom swym, podejmowanym przez szereg lat — wywalczyło sobie na rynkach zagranicznych b. poważną pozycję, odpowiadającą całkowicie jego pozycji w rodzinie hutniczej Europy. Przy produkcji (liczby podano porównawcze, bez Zaolzia) w 1937 r. 1.139.000 ton wyrobów walcowanych hutnictwo wyeksportowało 262.372 tony do 62 krajów, co stanowiło 23% produkcji, docierając ze swymi produktami do najdalszych zakątków świata. W wyniku akcji eksportowej polskie produkty hutnicze znane były przed wojną nieomal w całym świecie, wytrzymując jakością swych produktów i szybkimi terminami dostaw konkurencję przemysłów europejskich i pozaeuropejskich i zajmując b. ważne pozycje na niektórych, nawet b. odległych rynkach zbytu (Argentyna, Brazylia, Turcja, Persja), pomimo bliższego sąsiedztwa tych rynków z ośrodkami produkcji, potężniejszymi od polskiego przemysłu hutniczego.

Do swych naturalnych rynków zbytu hutnictwo polskie zaliczało z krajów europejskich: Z. S. R. R., państwa bałtyckie i skandynawskie, Holandię, Włochy, kraje bałkańskie i Turcję, z pozaeuropejskich: Argentynę, Brazylię, Persję, plasując na tych rynkach gros swego eksportu. Hutnictwo posiadało własne organizacje eksportowe (Argentyna, Holandia) oraz własnych przedstawicieli prawie we wszystkich krajach świata. Należy jednak stwierdzić, iż motorem akcji eksportowej w dobie przedwojennej był fakt niedostatecznej konsumpcji produktów hutniczych w kraju, a wskutek tego konieczność wyeksportowania nadwyżek produkcyjnych na obce rynki, przez szereg lat nawet po cenach deficytowych, przy poparciu ze strony państwa w formie premii eksportowych, wypłacanych hutnictwu. Dopiero ostatnie lata (1938 — 1939) wskutek pomyślnej koniunktury eksportowej, wywołanej zbrojeniami dla celów zbliżającej się wojny, pozwalały osiągnąć w eksporcie ceny opłacalne, bez uciekania się do subsydiowania eksportu.

Po zakończeniu wojny i wytworzeniu się całkowicie odmiennych warunków gospodarczych świata, a naszego kraju przede wszystkim, zagadnienie eksportu polskiego w ogóle, hutniczego zaś w szczególności, musiało zostać oparte na zupełnie innych przesłankach gospodarczych aniżeli miało to miejsce przed wojną.

Olbrzymie zapotrzebowanie wewnętrzne, przekraczające nasze dzisiejsze możliwości produkcyjne, mimo osiągnięcia już produkcji przedwojennej, z jednej strony, z drugiej zaś brak surowców w kraju i potrzeba ich importu przy braku dewiz oraz wielkie potrzeby inwestycyjne stwarzają konieczność panowania państwa nad eksportem w sposób planowy, traktujący eksport jako element polityki gospodarczej i finansowej państwa, jak najsilniej reglamentowany, zarówno co do jego rozmiarów i celowości, jak i kierunkowości. Hutnictwo, jak wiadomo, nie jest przemysłem samowystarczalnym i produkcję swą opiera o import surowców (rudę, ferrostopy) z zagranicy. W dzisiejszych warunkach naszego życia gospodarczego eksport musi się odbywać ściśle wg wytycznych, ustalonych przez państwową organizację nadrzędną dla całokształtu życia gospodarczego kraju, stanowiąc dla państwa w jego polityce finansowej środek płatniczy na pokrycie potrzeb importowych. W świetle całokształtu polityki gospodarczej organizacja nadrzędna musi ustalać, w zależności od potrzeb wewnętrznych kraju, tudzież od konieczności importowych dla zaspokojenia tych potrzeb, jakie gałęzie produkcji muszą postawić do dyspozycji państwa na eksport odpowiednie ilości artykułów, choćby z uszczerbkiem przejściowym dla potrzeb rynku wewnętrznego.

Hutnictwo, mimo swych wielkich możliwości eksportowych, nie może oddawać większych ilości swych wytworów na eksport, będąc bowiem podstawą dla odbudowy i rozwoju innych przemysłów, przez nadmierny eksport mogłoby zahamować należyte uruchomienie i odbudowę innych gałęzi przemysłu, których funkcjonowanie jest podstawowym elementem prawidłowego życia gospodarczego kraju (transport, przemysł przetwórczy). Rolą planowania czynnika nadrzędnego jest regulowanie tych zagadnień i wytyczanie, w jakich rozmiarach i w jakich czasokresach eksport może być dokonywany. W ramach całokształtu produkcji oraz zmiennych przejściowo zapotrzebowań rynku wewnętrznego, powstaje poza tym zagadnienie tzw. luzów produkcyjnych, niepokrytych zapotrzebowaniem wewnętrznym, które mogą być przeznaczone na eksport. Organizacja eksportowa hutnictwa winna być zatem tak elastyczna, aby w miarę zwalnianych ilości na eksport, mogła je zawsze umieścić na najkorzystniejszych

— z punktu widzenia osiągniętych utargów — rynkach zagranicznych. Dla tych względów pewne nieodzowne ilości muszą być stale stawiane do dyspozycji eksportu, aby utrzymując stały kontakt z rynkami zagranicznymi o jak największym ich wachlarzu, organizacja eksportowa mogła, w miarę dysponowanych ilości, bez trudu je plasować.

Podstawą działalności eksportowej są traktaty handlowe, zawierane przez państwo z obcymi krajami, w których ustalane są kontyngenty eksportowe poszczególnych artykułów, a więc i hutniczych.

W oparciu o wyżej wyliczone zasady hutnictwo rozpoczęło swój eksport już w kwietniu 1945 r., a więc prawie niezwłocznie po objęciu hutnictwa przez władze polskie. Początkowo eksport nasz, w oparciu o pomoc sojusznika, oraz o jedyne możliwości importowe surowców, był siłą rzeczy kierowany do Z. S. R. R., jako rekompensata za dostarczane surowce. W miarę zawieranych porozumień, czy też umów handlowych międzypaństwowych przez Ministerstwo Żeglugi i Handlu Zagranicznego (Szwecja, Dania, Norwegia, Jugosławia, Bułgaria, Holandia, Szwajcaria, Anglia itd.), tudzież ustalania kontyngentów eksportowych na te kraje, hutnictwo rozpoczęło swój eksport w wytyczonych kierunkach, w oparciu o wieloletnie doświadczenia przedwojenne.

Rozpoczęcie eksportu już w pierwszych miesiącach 1945 r., w ówczesnych ciężkich warunkach transportowych i produkcyjnych, przy b. wysokich wymaganiach jakościowych ze strony kontrahentów i wykonanie ich ku całkowitemu zadowoleniu odbiorców, świadczy, że hutnictwo od początku swej pracy stało na właściwym poziomie technicznym. Utrzymanie żądanych zawsze szybkich terminów dostawy (ze względu na brak żelaza na całym świecie) potwierdza, iż wykonanie umów eksportowych w ich rozmiarach stanowiło b. poważny wysiłek dla hutnictwa, świadczący o przygotowaniu hutnictwa do wypełnienia zadań, zleconych przez państwo, zarówno pod względem technicznym jak i organizacyjnym, dając możność zaopatrzenia hutnictwa w niezbędne surowce do dalszej produkcji.

W czasie dwuletniej swej działalności eksportowej, na dzień 15. 5. br. hutnictwo wyeksportowało 202.024 tony wyrobów hutniczych, z czego wyrobów walcowanych 171.286 ton oraz surowki 30.378 ton. Ilości te zostały skierowane do następujących krajów:

Z. S. R. R.	152.891 ton
Szwecja	13.219 „
Argentyna	9.461 „
Bułgaria	8.474 „
U. S. A.	6.509 „
Italia	5.744 „
Szwajcaria	3.437 „
Dania	1.193 „
Jugosławia	889 „
Norwegia	207 „

202.024 ton

Przy produkcji w tym okresie 1.500.000 ton wyrobów walcowanych eksport (171.286 ton) stanowi 11,5%. (Eksport surowki był zjawiskiem przejściowym.) Ogólna wartość dokonanego eksportu wynosi w liczbach okrągłych 20 milionów dolarów.

Wzrastające zapotrzebowanie krajowe, a w szczególności naszego kolejnictwa i przemysłu przetwórczego oraz odbudowa kraju, wyznaczają hutnictwu na 1947 r., w ramach ustalonego 3-letniego planu gospodarczego, w większej mierze konieczność zaspokojenia potrzeb wewnętrznych, to też eksport, przewidziany na 1947 r. dla wyrobów walcowanych, przy planowanej produkcji 1.000.000 ton, ustalony został na 55.000 ton.

Z punktu widzenia gospodarczego nieodzowna jest jak najszybsza odbudowa i odpowiednie przygotowanie przemysłów przetwórczych, które winny przejąć — w miarę najdalej idących możliwości — funkcję eksportu z rąk hutnictwa, stanowiącego dla przemysłu przetwórczego bazę surowcową. Musimy ograniczać jak najbardziej eksport półproduktu, jakim są wyroby hutnicze, na rzecz uszlachetnianego pracą robotnika, rentowniejszego — gotowego produktu przetwórczego.

MIECZYŚLAW RADWAN
C. Z. P. H.

O prawdziwy obraz dziejów hutnictwa żelaznego w Polsce.

Dzieje polskiej techniki wielu pociągają, innych niepokoją. Gotów jestem sądzić, że w dziejach hutnictwa polskiego znajdujemy więcej myśli własnej, samodzielnej, niżby to wynikało z oklepanych komunałów oraz z wyższości techniki obcej i jej wpływów. Tym sobie tłumaczę,

że coraz częściej w prasie technicznej i w postaci broszur pojawiają się nowe historyczne opracowania. Nie byłoby to groźne, gdyby nie pewne „ale“. Opracowanie historii techniki nie jest ani łatwe ani proste. Wymaga ono od autora 2 rzeczy, tak rzadko skojarzalnych: b. roz-

ległej wiedzy technicznej tudzież naukowej dyscypliny historycznej. Trudność połączenia tych 2 zasadniczych czynników mści się w sposób widoczny na wszystkich odnośnych pracach.

Zdarzyło się już kilkakrotnie, że raz podana fałszywa czy fantastyczna wiadomość, powtórzona przez autorytet historyczny, z reguły obiegła wszystkie następne opracowania. Trudno zresztą wymagać od historyka „czystej wody“, by znał wszystkie subtelności przebiegów technologicznych, a od hutnika, by mógł się łatwo zorientować w prawdziwości źródła. B. wiele spotkałem takich fantastycznych wzmianek, opisów i twierdzeń, zaciemniających rzeczywisty obraz.

W gąszczu piętrzących się trudności przy badaniu nader skąpych źródeł i przyczynków nic dziwnego, że nawet wysokiej klasy naukowcy nie mogą się uwolnić od niespodzianek, w postaci powtórzenia niesprawdzonych wiadomości lub subiektywnego osądu.

Nie są wolni od zarzutu zbyt wielkiego zaufania do źródeł nawet tacy historycy jak T. Korzon i I. Baranowski, Mirosław Orłowski i Natalia Gąsiorowska. Z techników — J. Buzek i W. Kuczewski. Dla napisania pracy syntetycznej z zakresu dziejów techniki polskiej jest stanowczo za wcześnie. Wielka różnorodność już ogłoszonych opracowań raczej zniekształciła prawdziwy obraz, niż pomogła. Trzeba na długo jeszcze spleść obydwie metody: metodę analizy technicznej i metodę krytycznej oceny źródeł i dopiero potem pokusić się o stworzenie dzieła syntetycznego. Należy rozpocząć sumienne od monografii spraw mniejszej wagi, pojedynczych, prostych zagadnień. Jest ich wiele do rozwikłania. Wspomnę tylko o niektórych.

- 1) Winna być wyjaśniona całość techniki pierwotnej, przedhistorycznej, zwłaszcza na Ziemiach Odzyskanych; w prehistorii tkwi zarodek umiejętności okresu historycznego.
- 2) Trzeba odtworzyć dawne słownictwo hutnicze, kryją się tam bowiem niespodzianki.
- 3) Wyjaśnić pewne — właściwe Polsce — odchyłki od normalnych przebiegów techniki hutniczej, wyjaśnić, co kryje się w pojęciu „polskie kucie“, o którym pisze ks. J. Osiński oraz „polskie miechy“.
- 4) Wydobyć z pod pyłu wieków nazwiska działaczy hutniczych i oddać im właściwy hołd, gdy na to zasłużyli; nazwisk jest długa lista, przy czym więcej nazwisk skromnych ludzi.
- 5) Opracować monograficznie plany hutnicze inwestycyjne ministra Ksawerego Lubeckiego z lat 1824 — 1831 oraz Banku Polskiego z 1834 r. i dalszych; znajdzie tam czytelnik świetną lekturę nawet dla naszego sposobu planowania inwestycyjnego.
- 6) Opracować dzieje i rolę społeczną Korpusu Górniczego, powołanego z inicjatywy Stani-

śława Staszica, organizacji zawodowej tak zasłużonej na polu samokształcenia i pomocy wzajemnej.

- 7) *Odtworzyć polską technikę wielkopieczową na węglu drzewnym: stała ona dosyć wysoko.

Sprawa nie jest łatwa. O technice pierwotnej mogą mówić tylko wykopaliska i to przy szczęśliwym zbiegu okoliczności, gdyż żuźle pierwotne, zawierające 40—55% Fe, były całe dziesiątki lat eksploatowane. W Belgii podobnych żużli przetopiono ponad 2 miliony ton. Archeolodzy, którzy nauczyli się z ułamka skorupy odczytać technikę ceramiczną, umieścić ją we właściwym miejscu i czasie, stają bezradni wobec żuźla pierwotnego. Nasuwa się konieczność współpracy archeologa z hutnikiem. Dotychczas nie wyjaśniono np. pochodzenia złóż tego żuźla z okolic północnego zbocza Łysogór, a miały one związek z hematytem z Rudek pod Słupią Nową. Jest wiadome, że szlam hematytowy eksploatowano dla celów rytualnych w okresie ereolitu (ok. 2000 lat przed naszą erą).

Nie ustalono dalej związku tej techniki z okresem późniejszym, który wszedł już w czasy zarania naszej historii. Odtworzyć obraz prawdziwej techniki polskiego średniowiecza będziemy mogli dopiero po b. żmudnej pracy archiwalnej i terenowej. Mamy tu tylko szczątki, urywki. Ale urywki wiele mówiące. Będą one wymagały powiązania w całość logiczną. Tu metoda archeologa oddałaby też wielkie usługi. Prześwietlenie tych urywków porównaniem dziejów hutnictwa w innych krajach nasuwa się jako konieczność.

Śląski kuźnik Walenty Rożdzieński dał nam obraz średniowiecznej techniki: trzeba przetłumaczyć go na język, który byłby zrozumiały dla dzisiejszego hutnika.

Kapitałne prace, które pozostawił nam ks. J. Osiński z 1782 r., zawierają wiele bałamuctw. Syzyfowa praca — to czytanie jego dzieła „Nauka o gatunkach rud“. Szafowanie przez niego terminami „flogistyka“, roztop, ziemia siarczysta itp. nie przemawia do mózgowicy nowoczesnego technika. Trzeba wiele trudu, by owe dawne pojęcia technologiczne przetłumaczyć na język współczesny.

Co możemy powiedzieć o technice hutniczej na przestrzeni wieku XIX?

Być może łatwiej da się to uchwycić jeśli chodzi o technikę śląską, gdyż Niemcy mieli warunki ku temu i faktyczną możliwość rejestracji; być może zachowane są archiwa. Gorzej sprawa stoi z terenem dawnego Królestwa Polskiego. A szkoda... Tyle nazwisk z tą techniką jest związanych: Stanisław Staszic, Ksawery Lubecki i ich pomocnicy, Henryk Łubieński, Łukasz Reklewski, Józef Zaorski, Wincenty Choroszewski, Stanisław Kontkiewicz i tylu, tylu innych. Niestety, podstawa sądów o nich nie

istnieje, nie istnieje Archiwum Skarbowe. Być może gdzieś w archiwach Akt Dawnych, a może nawet dawnych petersburskich, coś się jeszcze znajduje.

Jedyna rzecz, która się o tym okresie zachowała — to Natalii Gąsiorowskiej „Górnictwo i hutnictwo w Królestwie Polskim 1815—1830“, książka, do której wraca każdy, kto się dotknie dziejów hutniczych tego okresu, ze względu na sposób napisania trudna do czytania, będąca wszakże istną kopalnią, stanowiąca dziś w postaci przypisów i tablic jedyne zapewne źródło. Dla nas, techników, książka ta jest niewystarczająca; my lubimy czytać rysunki, a tych już nie ma. Spalone w czasie powstania, bądź zniszczone przez okupanta!

Praca Hieronima Łabędzkiego daje b. wiele, ale dla naszego czytelnika niewystarczająco. Gromadzone skrzętnie przez oddział Muzeum Techniki w Sielpi Wielkiej archiwum rysunkowe i rękopiśmienne nie istnieje: zniszczone zostało przez okupanta. Były tam rzeczy tak przemawiające do umysłu technika: oryginalne maszyny i urządzenia, rysunki i fotografie.

A dzieje nawet najwcześniejsze...

Każda huta żyje, gdy pracuje, ale każda huta stale i ciągle się przebudowuje i jeśli zachodzi taki wypadek, że jakaś huta zaniechała rozbudowy, to znaczy, że umiera. Widzieliśmy śmierć wielu hut, nawet na przestrzeni XX wieku: Bódzechów, Stąporków, Staszic, Modrzejów i b. wiele innych. A huta, przebudowując się, znosi lub zniekształca układ poprzedni, nie pozostawiając śladów, nawet w archiwum.

Podkreślam, że zagadnienie rozpatruję od strony dziejów techniki. Stosunki gospodarcze mogą się oprzeć na bardziej obszernym, dochowanym materiale.

A wreszcie, gdy się przyczynki zbierze, oceni ich wartość, trzeba będzie wiązać całość z ułamków. Nie wszyscy są do tego przygotowani: wielu źle czyta źródła.

O pracy Franciszka Popiołka pisałem w N-rze 5 „Hutnika“ z 1947 r. W krótkiej recenzji o niej wymieniłem tylko kilka fragmentów, które zostały w pracy owej zniekształcone. Niech mi wolno dorzucić jeszcze kilka innych przykładów z najnowszych opracowań. A więc w artykule prof. dra Mirosława Orłowskiego, drukowanym w N-rze 2 „Hutnika“ z 1947 r., należałoby przeprowadzić korektę miejscowości:

- topornia Wąsoska (ewent.) a nie Wąsowska, gdyż istnieje wieś petronimiczna Wąsosze, nie Wąsów;

- fryszerka we wsi Piasek, nie zaś w Pia-secku, gdyż taka tylko istnieje w terenie i w Słowniku Geograficznym;

- miejscowości Wieśniń nie odszukałem ani w Słowniku Geograficznym, ani w Skorowidzach, ani na mapie Kwatermistrzostwa Polskiego z 1828 r., ani w terenie;

- wieś Machory, a nie Machor;

- Błaszaków (Błażków), nie Blaszków;

- Wołów, nie Wołów.

Co do nazw miejscowości zachodzi trudność, związana z tym, że pisownie dokumentów nie trzymały się poprawnych form. Co najmniej 20 miejscowości na terenie Zagłębia Staropolskiego, na które natknąłem się w literaturze, mimo wizji lokalnych, nie umiałem ustalić.

W N-rze 2 „Mechanika“ z 1946 r. Antoni Keller umieścił artykuł pt. „Z dziejów górnictwa i hutnictwa żelaza na ziemiach polskich“. Pisząc o hutnictwie w XVII wieku, podaje: „dymarki, kuźnice i młot stanowiły tak zwaną rudnicę“. Powtórzył to zdanie dosłownie za Natalią Gąsiorowską z jej książki „Górnictwo i hutnictwo w Polsce“ (str. 60) bezkrytycznie.

Co krok — to nieporozumienie. Należałoby wreszcie coś ustalić: dymarka, kuźnica i rudnica to są 3 pojęcia zupełnie różne. Rudnica należy odnieść do okresu wcześniejszego, a kuźnice (nie kuźnie) do późniejszego. A dalej: „Na zachodzie tymczasem sygnalizowano pojawienie się pierwszego żelaza w stanie płynnym. Wynalazek ten, powodujący w przemyśle metalurgicznym olbrzymi przewrót, zbiegł się z odkryciem Ameryki“.

Nie zupełnie słusznie: o płynnym żelazie (surowce) i żeliwie posiadamy wiadomości dużo wcześniejsze.

„W 1837 roku Bank Polski przejął na własność... wielkie Zakłady Ostrowieckie“. Wielki piec w Klimkiewiczowie zaczęto dopiero budować w 1837 r. A właściwy rozwój „Zakładów Ostrowieckich“ to 1885 r., na terenie tego pieca w Klimkiewiczowie. Zakłady wtedy „wielkie“ wcale nie były.

Przez pryzmat współczesnego hutnika prześwietlone dzieje polskiego hutnictwa żelaza nabierają innego kolorytu niż to nam podają doręczące artykuły.

Trzeba te rzeczy uporządkować. Ktoś musi się tym zająć.

Nowości z dziedziny hutnictwa.

Wielkie piece.

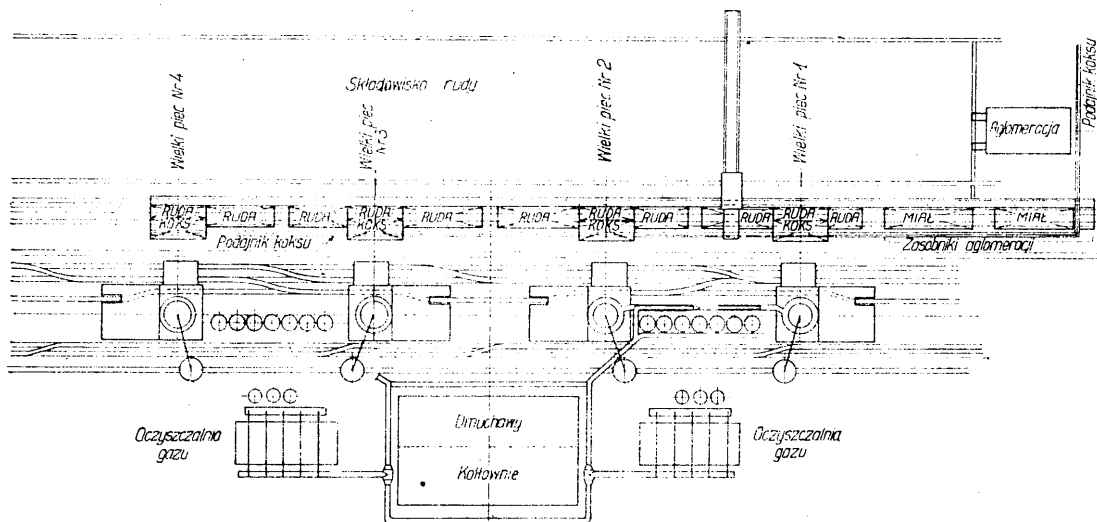
Nowoczesny wielki piec i jego urządzenia pomocnicze. *)

W nowoczesnym oddziale wielkopieczowym, którego wzorowy plan przedstawia rys. 1, należy podkreślić następujące cechy:

1) zasobniki są niskie, materiały — pokruszone i przesiane — dowożone są transfercami i wyladowywane do zasobników,

5) w każdej hali jest suwnica z wysięgnikiem nad tory dojazdowe.

W przypadku, gdy piec pracuje na biednym wadzie i ilość żużla jest większa niż surówki, celowe jest urządzić tory żużlowe po obu stronach linii pieców; tory surówkowe przecinają hale odlewnicze w poprzek. W ten sposób koryta surówkowe wypadają bardzo krótkie (rys. 2).



Rys. 1.

Plan nowoczesnego oddziału wielkopieczowego.

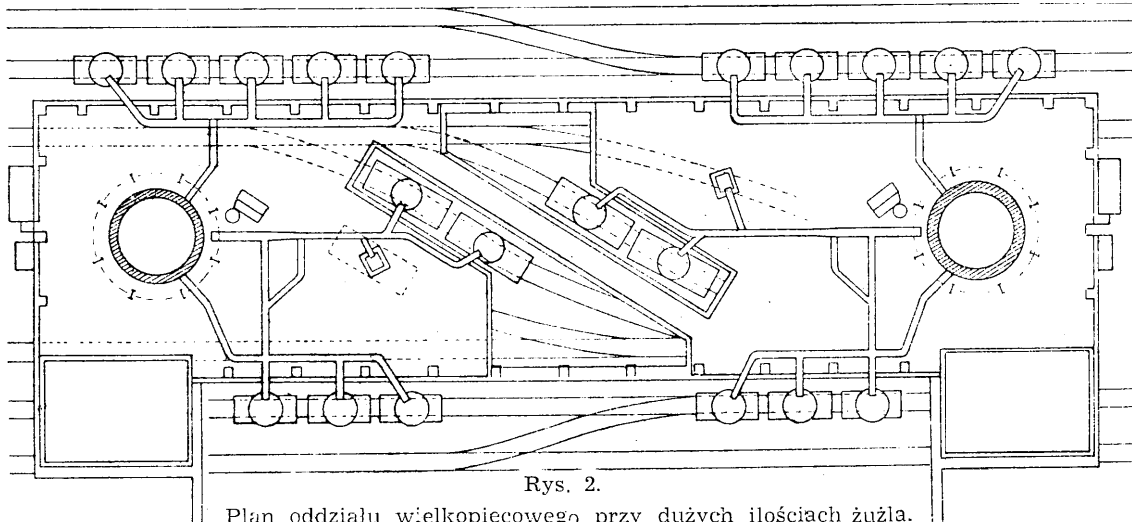
2) zasobniki dla aglomeratu są w przedłużeniu zasobników głównych,

3) aglomerat jest podawany suwnicą na plac, wzgl. do zasobników,

4) tory przy piecach są tak urządzone, że każda kadź może dojechać do każdego pieca,

Konstrukcja pieców nie uległa zasadniczym zmianom; szczegóły uzbrojenia i armatury są jednak ciągle ulepszone.

Chłodzenie szybu jest mało intensywne, gdyż uważa się, że powiększa to straty ciepła i zużycie koksu. Chłodzenie spadków i garu odbywa się chłodnicami



Rys. 2.

Plan oddziału wielkopieczowego przy dużych ilościach żużla.

*) The blast - furnace of today. Part I. A review of current furnace engineering, by W. R. Brown. Part II. A commentary on current furnace engineering, by I. S. Scott - Maxwell, Engineering problems in the preparation of ores for blast-furnaces, by D. C. Hendry. Some notes on recent american blast-furnaces, by T. H. Stayman, Journal of the Iron and Steel Institute, January 1947 (107 — 140).

miedzianymi poziomymi, w przeciwieństwie do cienkościennych spadków wielkich pieców rosyjskich, chłodzonych pionowymi chłodnicami płytowymi. Chłodzenie garu i trzonu, jakiegokolwiek byłoby ono, jest — zdaniem autora — małą przeszkodą dla przerywań surówki, z chwilą gdy cegła jest już zniszczona. Istnieje obecnie zwrot do wykładania trzonów pieców blokami węglowymi i robi się wiele doświadczeń co do wielkości i kształtu bloków oraz masy łączącej. Piece z trzonami z bloków węglowych pracują już i każdy wytopił powyżej 2 mil. t, żaden nie zakończył jednak kampanii.

Autor uważa, że należałoby zwrócić więcej uwagi na niemiecki system chłodzenia, polegający na polewaniu z zewnątrz opancerzonego garu, wymurowanego wewnątrz blokami węglowymi.

Chłodzenie wewnętrzne winno posiadać krążenie wody równoległe, szczególnie dookoła otworu spustowego i żuźlowego, dla zabezpieczenia chłodzenia w razie zatkania przepływu wody.

Przyszły rozwój wielkich pieców pójdzie prawdopodobnie w kierunku budowy pieców na wyższe ciśnienie w gardzieli, ok. 50 cm Hg lub więcej. Próby wstępne z podwyższonym ciśnieniem wskazują na to, że procesy w szybie zachodzą szybciej, nie powstają kanały i naboje schodzą równo.

Jeżeli chodzi o rury, odprowadzające gaz, stosuje się stałe 4 rury, z jedną odprowadzającą gaz do odpylników; pierwszym odpylnikiem jest odpylnik statyczny, drugim odśrodkowy. Ostateczne czyszczenie gazu odbywa się w mokrych oczyszczalniach elektrycznych. Budowane są one jak najbliżej pieca, dla skrócenia rurociągów gazu nieoczyszczonego, z tego też względu każdy piec posiada swoją oczyszczalnię elektryczną.

Brytyjskie wielkie piece zadowolają się temperaturą dmuchu ok. 500°. Potrzebne więc są 3 nagrzewnice, tak że jeżeli z jakichkolwiek przyczyn pracują tylko 2, otrzymuje się temperaturę 500°. Nie stosuje się nagrzewnic strefowych; używa się wyłącznie kształtek wielobocznych, do których dopasowuje się przekrój całej nagrzewnicy. Temperatury wyższe stosuje się jednak przy przetapianiu rud zagranicznych trudnoredukcyjnych. Autor słusznie uważa, że przy stosowaniu rud sortowanych i spiekanych, po zwiększeniu szybkości pracy pieca, temperatura będzie mogła być podniesiona do 750° i wyżej. Dlatego nagrzewnice winny posiadać dostateczną pojemność. Zdaniem autora rozwój nagrzewnic pójdzie w kierunku rozwoju rekuperatorów stalowych. Istnieją małe urządzenia tego typu w Szwecji, istnieje też duże urządzenie w Zagłębiu Saary (autor nie wie widocznie o istnieniu rekuperatora w hucie „Kościszko“). Urządzenia przy nagrzewnicach są obecnie b. dobre; wyjątek stanowi zawór ciepłego powietrza, który sprawia dużo kłopotu i którego wymiana wymaga zatrzymania pieca.

Do urządzeń, które traktowane są obecnie jako zasadnicze przynależności oddziału wielkich pieców, należy zaliczyć:

- 1) windę osobową na wielki piec,
- 2) suwnicę nad pieciami dla montażu i demontażu urządzeń zasypowych,
- 3) sterowaną na odległość zabijarkę otworu spustowego,
- 4) automatyczną regulację temperatury dmuchu,
- 5) automatyczną kontrolę stanu zasypu i schodzenia materiałów w piecu,
- 6) obudowaną halę odlewniczą, dającą ochronę przed złą pogodą oraz suwnicę w hali, ułatwiającą wymianę koryt.

Hala odlewnicza z łożem piaskowym zanika, buduje się natomiast maszyny rozlewnicze.

Powstał nowy typ kadzi surówkowych, typu mieszalnika, o pojemności 170 t, w którym metal może długo stać i dopiero w razie zapotrzebowania przelewany jest do mniejszych kadzi dla odlewania surówki w maszynach rozlewniczych, wzgl. w stałowni. Jeżeli chodzi o kadzie, które suwnica stałowni mogłaby od razu obsłużyć, buduje się kadzie 70 t, wytrzymałe z jednym wymurowaniem 30 000—50 000 t surówki. Pełny ciężar tych kadzi napełnionych wynosi 140 t.

Kadzie żuźlowe są przechyłne, wielkości najmniej 20 t. Kadzie surówkowe i żuźlowe zaopatrzone są w łożyska rolkowe.

Jasne pojęcie o wielkich nowoczesnych piecach amerykańskich daje opis największego pieca U.S.A., wybudowanego przez firmę Mc Kee Co w South Works w Illinois.

Piec ten posiada następujące wymiary:

średnica garu	8 550 mm
„ przestronu	9 450 mm
„ gardzieli	6 550 mm
„ dużego dzwonu	5 000 mm
wysokość całkowita	33 000 mm.

Przewidywana produkcja 1500 t/24 h.

Pancerz o grubości 25 mm jest spawany elektrycznie. Pierścień podszybowy wzmocniony jest szerokimi kątownikami i również spawany elektrycznie.

W trzonie pieca są 2 warstwy bloków węglowych, o łącznej grubości 940 mm, ściany boczne garu również są z bloków węglowych do wysokości 75 mm powyżej pancerza garu.

Nad piecem znajduje się wyciąg 75 t. Zamknięcie pieca typu McKee.

Most o kącie 55° z poziomem oparty jest u góry na szybie, pojemność skipów 8,5 m³, maszyna wyciągowa posiada 2 silniki po 212 KM. Skip waży 10 t, największy ciężar naboju rudy wynosi 18 t, szybkość podnoszenia 110 m/min.

Zamknięcie dzwonów odbywa się pneumatycznie, powietrze dostarczane jest z przewodów zimnego dmuchu.

W hali odlewniczej część dachu jest zdejmowana, tak że duży dzwon i lej mogą być spuszczone z góry pieca na halę, a suwnica 25 t, obsługująca halę odlewniczą, może podać te części dalej do wagonu. Otwór spustowy zabijany jest maszyną elektryczną, pojemności 350 l gliny.

Zasobniki koksowe znajdują się naprzeciwko skipów. Koks jest przy zasypywaniu do skipów przesiewany, ważony i ładowany do skipów w odpowiedniej kolejności przez całkowicie automatyczną kontrolę ładowania. Obsługa zamknięć zasobników rudnych jest ręczna.

Ruda w skipach jest zlewana wodą. Urządzenie to jest zautomatyzowane, elektryczne, tak że żądana ilość wody jest każdorazowo wlewana do skipów wg z góry nastawionego wskaźnika. Piec jest obsługiwany przez nagrzewnice o średnicy 8 000 mm, wysokości 38 000 mm. Cegły kratownicy mają otwory 50 mm przy grubości cegły 30 mm. Ruszty pod kratownicą są wykonane ze specjalnego żeliwa, o analizie: Ni 1,00%, Cr 0,30 — 0,50%, Mo 0,35 — 0,50%. Nagrzewnice zaopatrzone są w palniki z wentylatorami. Temperatura powietrza przed piecami jest utrzymywana na jednostajnym poziomie przez dodawanie do powietrza nagrzanego odpowiednich ilości powietrza zimnego.

Gaz odprowadzany jest z pieca 4 rurami, łączącymi się w rurze zbiorczej. Rury posiadają grubość ścian 12,5 mm i są wyłożone płytami stalowymi (C=0,60%) o tej samej grubości. Oczyszczalnia gazu wstępna składa się z odpylnika statycznego o średnicy 11600 mm i wysokości 12000 mm. Całość spawana i wyłożona na grubość 50 mm blokami magnezytowymi, zabezpieczona jest pokrywą z namiastki niepalnej azbestu.

Gaz przechodzi dalej przez skruber, w którym przepływa przez wachlarz wody rozpylony pod ciśnieniem 15 atm. Czystość końcowa gazu wynosi 0,3 gr/m³. Zużycie wody ok. 4 l/m³ gazu. Oczyszczalnią końcową jest elektryczna oczyszczalnia mokra. Żużel jest albo granulowany koło pieca, albo odwożony w kadziach przewracalnych, objętości 12 m³. Surówka odwożona jest w kadziach typu mieszalnikowego, pojemności 175 t.

Autor uważa, że koszty produkcji w znacznej części zależą od ekonomii, z jaką masy materiałów są gromadzone i poruszane, powietrze dostarczane w odpowiedniej ilości i z odpowiednim ciśnieniem i temperaturą, a produkty jak surówka, żużel i gaz odpowiednio odprowadzone, oczywiście w tym stopniu, do jakiego sięgają możliwości kierownictwa.

Nowe zakłady muszą być budowane tak, aby wyzyskać wszystkie możliwe oszczędności przy obrocie materiałów, przy czym wszystko musi być uczynione dla zapewnienia ciągłości operacji. Nie pomoże najlepsze prowadzenie pieca, jeżeli istnieje brak ułatwień, nierentowność i złe rozplanowanie oddziału.

Ilości, które muszą być przewożone, rozładowane i dostarczone do pieców, są b. wielkie.

Piec, produkujący 600 t/24 h surówki, stosujący przeciętny wsad (40% Fe), wymaga przewożenia następujących ilości:

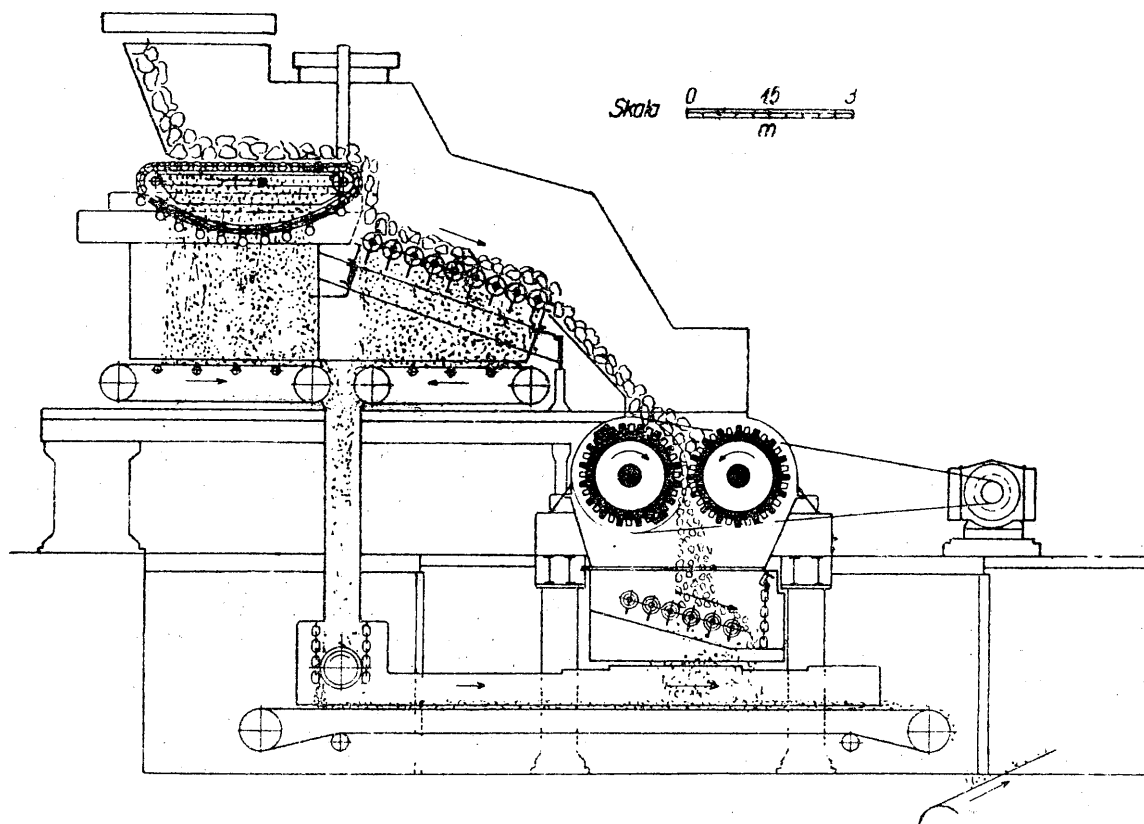
rudy	2 000 kg/t	432 000 t/rok
topników	500 „	108 000 „
węgla	1 350 „	292 000 „
surówki	1 000 kg	216 000 „
żużla	700 kg/t	152 000 „
razem		1 200 000 t/rok

Stwarza to konieczność posiadania b. sprawnych urządzeń wyladowczych i załadowniczych. Ruch wewnętrzny musi być również sprawny i tak urządzony, aby ilość lokomotyw była zredukowana do minimum. Stosuje się dużo taśm, zwłaszcza dla odprowadzania tworzyw drobnych, pyłu, odsiewków koksowych przed skipami itp. Dostęp drogami kołowymi jest konieczny, ułatwia on bowiem dostawę drobnych rzeczy potrzebnych w oddziale, a nieraz b. ważnych dla normalnego prowadzenia pieca.

Zadaniem nowoczesnego oddziału wielkopiecowego jest wytwarzanie jak największej ilości surówki o możliwie najbardziej jednostajnej analizie w dłuższych okresach czasu i po możliwie najniższym koszcie. Celem osiągnięcia tego należy przygotować rudę surową tak, aby możliwie uśrednić jej analizę.

Przez spełnienie tego warunku uzyskuje się obniżenie zużycia najdroższego czynnika w wielkim piecu, mianowicie koksu wielkopiecowego. Ruda przychodzi do oddziału wielkopiecowego rzadko w kawałkach odpowiedniej wielkości, lecz zazwyczaj albo w zbyt dużych kawałkach, albo w postaci miazgu. Jedno i drugie wymaga przeróbki.

Kruszenie rudy. Wielkość kawałków rudy za łamaczem pozostaje w zależności od redukcyjności rudy. Dlatego też duże oddziały wielkopiecowe posiadają 2 łamacze, z których drugi kruszy dodatkowo rudy tru-



Rys. 3.

Łamacz rudy w Corby.

dno redukcyjne, bez potrzeby nastawienia pierwszego łamacza na mniejszy wymiar. Uważa się, że ruda, ładowana do wielkiego pieca, powinna mieć wielkość kawałków najwyżej 62,5—75 mm. Nie ma dotychczas dobrego łamacza dla rud wilgotnych (ok. 20% wilgoci). Jest to poważną przeszkodą przy przygotowywaniu rud krajowych. Aby ominąć zagwoźdzenie łamacza i odciążyć łamacz od mialu, który zawiera najwięcej wilgoci, odsiewa się rudę przed łamaczem.

Rys. 3 przedstawia łamacz, z urządzeniem podającym, na przewał 800 t/24 h. Należy zwrócić uwagę, że spadający ze znacznej wysokości z łamaczy materiał, uszkadzałby taśmę odbierającą. Dlatego albo daje się taśmę b. blisko łamacza, albo między taśmą i łamaczem umieszcza się odbieracz pośredni.

Jeżeli jest tylko jeden łamacz, cały materiał odchodzi do zasobników, wzgl. do wagonów poprzez sita, zwykle odsiewające 3 wielkości kawałków: 0—20 mm, 20—37,5 mm i 37,5—150 mm. Najmniejsze kawałki przechodzą do spiekalni.

Jeżeli jest jeszcze drugi łamacz, kawałki poniżej 62,5 mm są odsiewane, a do drugiego łamacza idą tylko grubsze. W ten sposób odciąża się aparat i oszczędza energię. Omawiając dostawę rudy do łamacza, autor uważa, że korzystniej jest stosować wywrotnicę wagonów niż samowyladowacze. Wywrotnica nie ma trudności ani z miałem ani z dużymi kawałkami rudy, które z samowyladowacza wyladowują się z trudnością, a miał, zwłaszcza mokry, zawieszają się w samowyladowaczach i sprawia dużo kłopotu.

Jako najlepszy typ łamacza autor podaje łamacz dwutarczowy, jak na rys. 3, dalej szczękowy i na ostatnim miejscu — mimośrodowy. Te ostatnie, zdaniem autora, produkują najwięcej mialu. Normalnie używa się łamaczy dwutarczowych jako wstępnych, mimośrodkowych zaś jako łamaczy drugich.

Odsiewacze. Uważa się, że najlepsze są sita potrząsalne, nie wystarczają one jednak przy rudzie mokrej i zbijającej się. Ta może sprawiać sporo kłopotu, ponieważ wiele mialu, przylepionego do dużych kawałków, przechodzi przez sita w stanie nieodsianym. Skłania to kierownictwo do zwiększenia otworów sit, co z kolei może spowodować, że za dużo grubego materiału przechodzi do mialu.

Aby temu zapobiec suszy się rudę i dodaje pyłu wielkopieczowego, stwarza to wszakże nowe zadania i kłopoty.

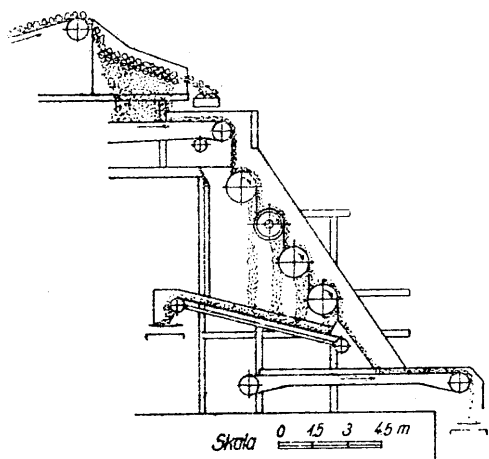
Autor podaje wypróbowany w Corby system przesiewania rud wilgotnych. Sita zastąpione są wyłobionymi wałkami, przesuwającymi rudę w kaskadach, na przód i w dół. (rys. 4).

Odległość pionowa rolki od rolki wynosi ok. 90 mm. Miał wchodzi w wyłobienia wałków, grube zaś kawałki przechodzą dalej, spadek z rolki na rolkę powoduje odpadanie mialu od kawałków, tak że uzyskuje się dobre wyniki odsiewania.

Urządzenia do mieszania. Dla zapewnienia regularności składu surowki produkowanej w wielkim piecu, należy zasilać ten ostatni rudą o równomiernym składzie. Przez mieszanie z sobą rudy, pochodzącej z jednej kopalni lub kilku gatunków rud krajowych, o zbliżonej redukcyjności i topliwości, otrzymuje się równomierną analizę, jakby wylączoną teoretycznie z poszczególnych analiz.

Dość szeroko przyjęty dziś system mieszania rud Robins-Messiter zastosowany został po raz pierwszy w Anglii, w Zakładach Appleby-Frodingham Steel Co w Southorp. Obecnie urządzenia tego rodzaju pracują w kilku zakładach USA, Południowej Afryki, Południowej Ameryki oraz Anglii. Należy podkreślić, że nie jest to proces, wzbogacający rudę, gdyż nie usu-

wa on z rudy zanieczyszczeń, lecz jedynie ujednostajniający jej skład. Proces składa się z 2 zasadniczych czynności: układania rudy w warstwy (bedding) i mie-



Rys. 4.

Sortownia rudy nowego typu w Corby.

szania przy równoczesnym odbieraniu rudy (reclaiming).

W pierwszej czynności ruda rozsypany jest w cienkich warstwach na długim, prostokątnym zwał, przy pomocy przenośnika taśmowego. Na przekroju zwału każdy gatunek rudy odcina się wyraźnie. Cienka partia, zdjęta z przekroju zwału, przedstawia dokładną mieszankę wszystkich zsypywanych rud. Druga czynność polega na ciągłym odbieraniu cienkich partii z przekroju zwału, przy pomocy specjalnej maszyny. Jest to przesuwający się most, na którym znajduje się trójkątna, nachylona brona o wielkości, dostosowanej do przekroju zwału. Brona ta posuwa się powoli wstecz i naprzód, przesuwając stale rudę i zabierając równe ilości ze wszystkich części przekroju naraz (rys. 5 i 6).

Zabrana porcja rudy spada własnym ciężarem na taśmę znajdującą się na moście za broną i ta przenosi ją na drugą taśmę, biegnącą wzdłuż zwału i odwożącą rudę do zasobników wielkopieczowych. Zwałów jest najmniej 2, w jednym jest ruda rozsypanywana, z drugiego — zabierana. Kontrola analiz rudy, pobieranej za broną w Appleby, wykazała, że ruda jest dokładnie wymieszana i posiada b. równomierną analizę. Ruda w Appleby pochodzi z 13 kopalń i jest układana w zwały, o pojemności po 3 000 t. Poszczególne składniki rud wahają się znacznie i wynoszą: Fe 14 — 26%, SiO₂ 4 — 25%, CaO 4 — 35%, S 0,02 — 2,50%. Analizy z prób pobranych za mechanizmem mieszalnikowym co 300 t, przedstawiają się następująco:

Próba, pobrana po	H ₂ O%	Fe%	SiO ₂ %	CaO	S
200 t.	11,1	20,3	6,5	21,6	0,386
500 t.	10,9	20,8	6,9	22,1	0,368
800 t.	11,5	20,1	6,7	21,9	0,443
1 100 t.	11,7	20,3	6,3	22,2	0,394
1 400 t.	11,4	20,6	6,6	22,8	0,372
1 700 t.	11,9	20,2	6,2	22,2	0,465
2 000 t.	11,5	20,1	6,3	22,3	0,479
2 300 t.	11,5	20,6	6,8	22,7	0,323

Po zastosowaniu mieszania rud systemem Robins-Messiter piece pracują b. równo. Skład naboju nie

podlega zmianom. Skład surówki wykazuje wahania małe: Si od 0,97 do 0,58% i S od 0,084 do 0,046%. Wydajność pieców wzrosła o 3—9%, a zużycie koksu zmalało o 40 — 150 kg/t.

Spiekanie rudy. Proces spiekania rudy ma za zadanie nadać miałowi rudy postać najodpowiedniejszą dla wielkiego pieca, wpływającą korzystnie na bieg

Dane powyższe, jak również wyniki innych badań, potwierdzają opinię, że optimum udziału aglomeratu w naboju waha się i jest związane z całością naboju, przerabianego w danym wielkim piecu.

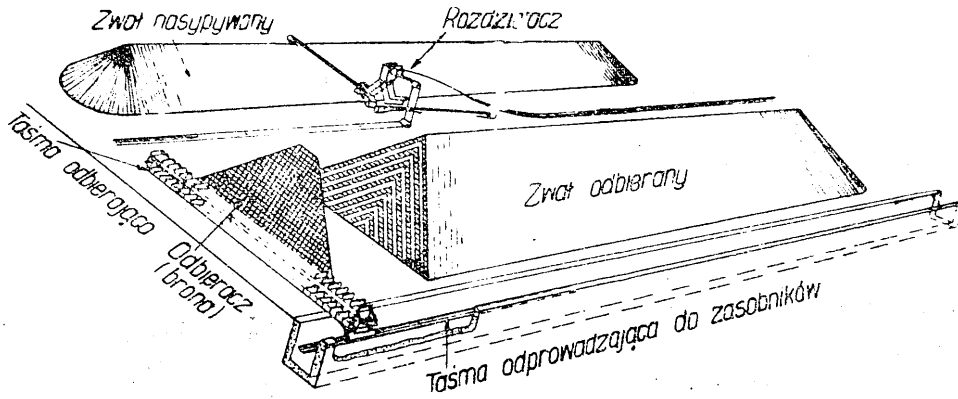
W nowoczesnej spiekalni rudy są mieszane dla otrzymania aglomeratu jednolitego; koksik powinien być równomiernej jakości i wielkości ka-

walków. Dla otrzymania odpowiedniego koksiku w nowoczesnych aglomerownikach grubszy koks jest specjalnie łamany i miał odsiewany. Podawanie rudy odbywa się wyłącznie taśmami, przewożenie rudy koleją jest drogie i nie może być całkowicie zmechanizowane.

Autor uważa, że w samej spiekalni powinno się używać do budowy konstrukcji stalowej i odlewów stalowych, mniej żeliwnych. Należy zwrócić uwagę na

wielkie zniszczenie, jakie następuje w spiekalni na skutek dużych różnic temperatur, pyłu, wilgoci rudy i chłodzenia aglomeratu. Doświadczenie autora wykazuje, że gdy chodzi o ssawy należy stosować jak najniższe obroty, oczywiście nie mniejsze niż są potrzebne do uzyskania odpowiedniego ssania. Wirnik, robiący 1400 — 1500 obr./min., szybciej się niszczy, na skutek korozji, powstającej pod wpływem dużych ilości pyłu, staje się niewyważony i ssawa psuje się. Znaczne ilości pyłu istnieją nawet mimo stosowania cyklonów. Należy zwrócić uwagę na ochronę pancierza przewodów ssących i cyklonu, który powinien być wyłożony cegłą.

Mało jest spiekalni, wyposażonych w sortownię aglomeratu. W nowoczesnej spiekalni gotowy aglomerat powinien być chłodzony poza taśmą i następnie sortowany. Ssanie powietrza poprzez gorący aglomerat już gotowy, dla chłodzenia go po spiekaniu, jest niepotrzebną stratą mocy.

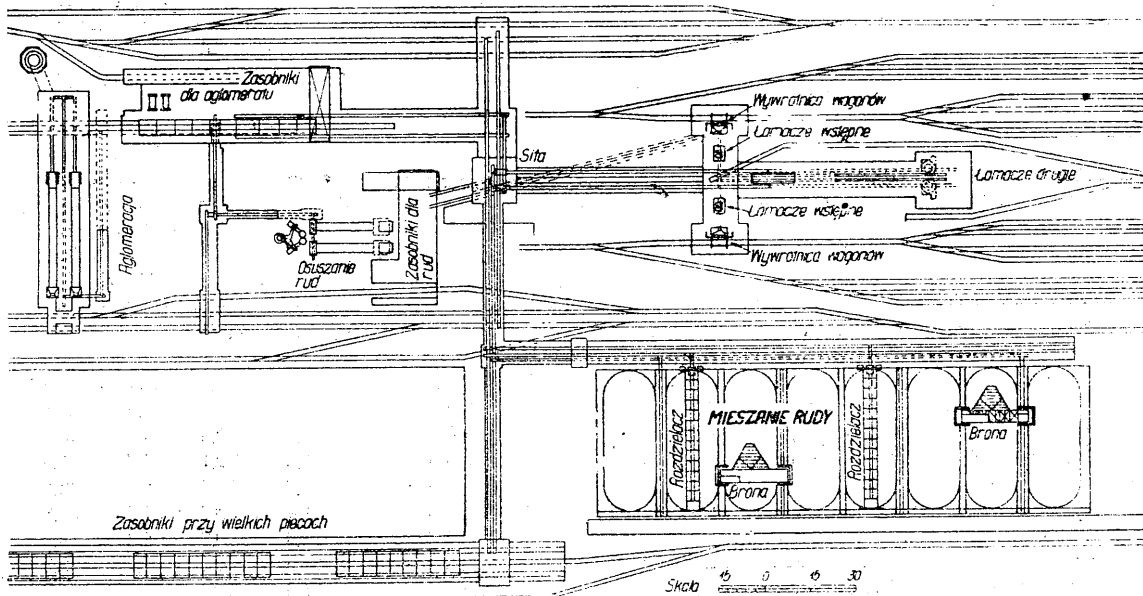


Rys. 5. Urządzenie mieszankowe dla rud.

i produkcję. Ogólnie uważa się, że wpływ aglomeratu na wysokość produkcji wielkiego pieca jest dodatni. Należy jednak wziąć pod uwagę, że główna zaleta aglomeratu polega na tym, że rozpulchnia on nabój w szybie wielkiego pieca i pozwala zwiększyć ilość dmuchu, włączanego do pieca. Dlatego też nie można uogólnić wpływu aglomeratu i z góry orzec, o ile jego udział w naboju zwiększy produkcję i zmniejszy zużycie koksu. Zależy to od tego, jaki był stopień równomierności wsadu, dawanego do wielkiego pieca przed rozpoczęciem dawania aglomeratu.

Liczby, podane poniżej, obrazują wyniki, otrzymane w wielkim piecu o średnicy 5500 mm, przetwarzającym prawie w 100% rudę Messabi w stanie surowym, w którym zastąpiono stopniowo 21,4 i 43,7% rudy przez aglomerat.

Ilość aglomeratu w naboju %	0	21,4	43,7
Przeciętna dzienna produkcja t	726	796	797
Zużycie koksu kg/t	786	731	743



Rys. 6. Zakład przygotowania rudy w Appleby.

Na zakończenie autor podał schematyczne plany urządzeń wyładowniczych (rys. 7) dla huty, leżącej nad kanałem, wzgl. obsługiwanej przez kolej, wreszcie opartej przede wszystkim na rudach krajowych i zaopatrzonej w urządzenia mieszkankowe dla rud. Autor uważa podane schematy jedynie jako ogólne, które muszą być dostosowane każdorazowo do sytuacji i warunków rudnych. Oczywiście zakończeniem tych schematów są zasobniki przy wielkich piecach. Zasobniki te, zdaniem autora, są dostateczne, jeżeli posiadają pojemność na 24 h. Powinny być one ogrzewane dla uniknięcia przeszkód w pracy w zimie.

Jako uzupełnienie powyższych artykułów podano opis urządzeń przygotowania rudy, zbudowanych na wielką skalę w Salzgitter w Niemczech.

Oddział przygotowania rudy w Salzgitter, znajdujący się obok wielkich pieców, obejmuje wszystkie nowoczesne urządzenia z tego zakresu, łącznie z prąženiem rudy systemu Lurgi, ze wzbogacaniem magnetycznym.

Zakład otrzymuje rudę koleją, w specjalnych wagonach — samowyładowniczych. Wewnątrz zakładu transporty odbywają się taśmami, ale rudy przygotowane dostarczane są do zasobników wielkich pieców znowu koleją. Odległość zakładu przygotowania tworzyw i oddziału wielkopiecowego wynosi ok. 1 600 m.

Niektóre rudy w Salzgitter, przychodzące do zakładu przygotowania rud, są już wzbogacone przez łamanie i płukanie i te idą wprost do zasobników spiekalni. Rudy nie łamane idą do betonowych zasobników, a następnie do 6 wstępnych, dwutarczowych łamaczy, łamiących rudę do 150 mm. Dalej ruda jest łamana w 12 dwutarczowych łamaczach do 50 mm. Ruda, odsiana od miazgu, przechodzi do zakładu mieszania rudy.

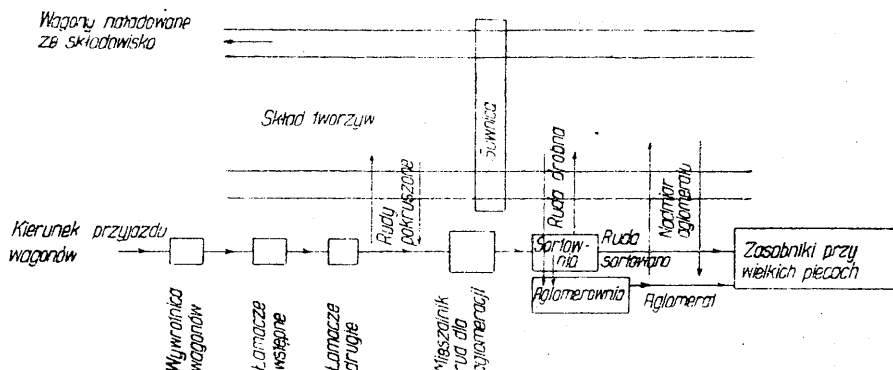
Rudy, przeznaczone do wzbogacania w urządzeniach Lurgi, są kruszone w dalszych łamaczach do 20 mm.

Rudy, przeznaczone do spiekania, przechodzą do zarobników, dokąd również dowożony jest drobny koks, łamany do wielkości 3 mm.

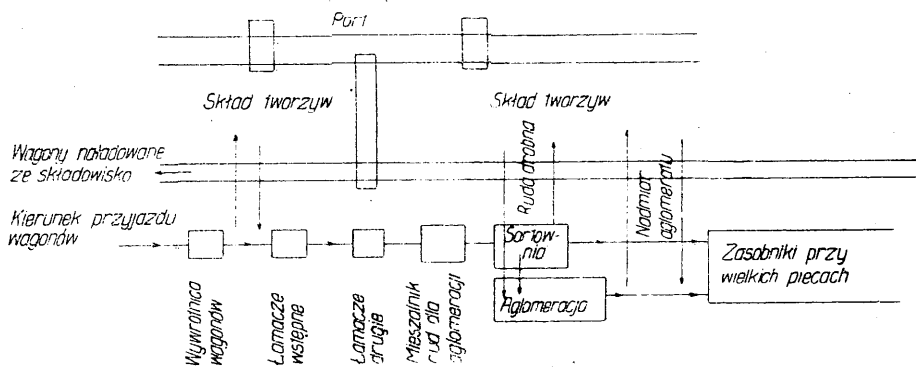
Zasobniki rud surowych zaopatrują 6 mieszalników nad 6 taśmami aglomeracyjnymi. Każda taśma

ma szerokości 2,50 m, długości 45 m. Koła, prowadzące z boku, posuwają się po szynach z gumy, wzmocnionych stalowymi sworzniami. Konstrukcja ta miała polepszyć warunki uszczelnienia między taśmą aglomeracyjną a przewodem ssącym, ale nie spełniła tych nadziei.

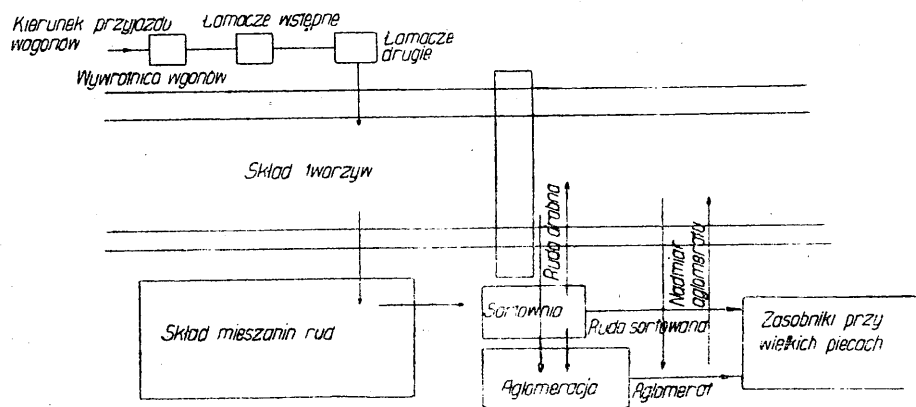
Skrzynie powietrzne były zaopatrzone w zasuwę



Rys. 7a. Schemat urządzeń przeładowniczych przy dowozie rud koleją, rudy zagraniczne.



Rys. 7b. Schemat urządzeń przeładowniczych przy dowozie rud statkami, rudy zagraniczne.



Rys. 7c. Schemat urządzeń przeładowniczych przy przebiegu rud krajowych.

dla regulacji ciągu lecz i tu korozja i zniszczenie szybko je wyłączyły, tak że już ich nie wymieniano.

Otrzymywany aglomerat jest wysokiego gatunku. Spada on z taśm na obracające się palce łamaczy i stąd na sita, gdzie odsiewa się miazg poniżej 12,5 mm. Miazg ten i pył przechodzą do zbiorników materiałów surowych i wracają na taśmy. Odsiany aglomerat ładowany jest do samoopróżniaczy i przewożony na pie-

ce. Gazy, pressane przez taśmy, przechodzą przez cyklony przed ssawami. Cyklony wyłożone są cegłą, która chroni pancerze od zniszczenia.

Wirniki ssaw posiadają 1480 obr./min. i wyciągają ok. 5700 m³/min. gazów. Łopatkki posiadają średnicę 1060 mm. Okres ich pracy nie przekracza 12 tygodni. Każdy komin obsługuje 2 taśmy; wysokość komina wynosi 150 m, średnica u dołu 21 m. Zbudowane są one z cegły i pokryte lakierem, odpornym na kwasy, wewnątrz na całej wysokości, z zewnątrz 18 m od szczytu.

Każda taśma dostarcza 800 t aglomeratu na 24 h. Aglomerat spada z taśmy już zimny, gdyż jest chłodzony jeszcze na taśmie powietrzem, przeciąganym przez taśmę po skończonym procesie aglomeracji. Powiększa to pracę ssaw i wymaga znacznej długości taśm aglomeracyjnych.

W Salzgitter stosuje się 3 metody wzbogacania rud:

- 1) mokrą, po dokładnym zmieleniu,
- 2) proces Kruppa, metoda która dostarcza produkt, zbliżony do metalu,
- 3) wzbogacanie magnetyczne, po dokładnym zmieleniu i prażeniu w urządzeniu Lurgi.

Stalownictwo.

Najnowszy rozwój szybkiej metalurgii.*)

W przemowie, wygłoszonej na zebraniu Francuskiego Stowarzyszenia Metalurgicznego, R. Perrin, wyznacza metody szybkich reakcji między metalem a odpowiednim żużlem przy pomocy gwałtownego mieszania tychże, określili obecny stan rozwoju swych metod, jak następuje:

„Minęło 15 lat od czasu wprowadzenia metod szybkiej metalurgii, z których 10 pierwszych były to lata ciągłej walki, nadziei, rozczarowań a nawet zwątpień. Dopiero za cenę licznych, systematycznie prowadzonych badań i bezustannych rozumowań udało się dojść do celu“.

Zasady procesu są znane: szybkie otrzymanie stanu równowagi lub stanu zbliżonego, między metalem a żużlem, przez gwałtowne zmieszanie, powodujące powstanie emulsji żużla.

Ponieważ wychodzi się z określonych ciężarów metalu oraz żużla, każdego o składzie również określonym, musi się otrzymać dla metalu — po operacji — też ściśle określony skład.

Zastosowanie wypływa logicznie dla metali wtedy, gdy tylko pewien skład jest poszukiwany, np. defosforzacja, żelazostopy. Jest ono mniej oczywiste a priori dla wykończenia stali, która ma mieć cechy użytkowe, bezpośrednio niezwiązane — wg. dotychczasowych mniemań — z samą analizą chemiczną.

W pierwszej kategorii można — jako przykład — wymienić zastosowanie metody do wyrobu żelazochromu „suraffiné“, a zatem i stali nierdzewnych.

Zasadą wyrobu żelazochromu „suraffiné“ jest wyrób najpierw krzemochromu z ok. 45% Si, w którym węgiel nie rozpuszcza się, a potem utlenienie Si żużlem złożonym z rudy chromowej i wapna. Można pojąć, że utlenienie 45% Si wymaga dużych ilości żużla. Robiono to przy pomocy licznych ściągów żużla i dodawania świeżego. Operacja była długa, obecność elektrod wprowadzała lekkie nawęglanie i strata Cr w żużlu była duża.

Prażak Lurgi jest piecem obrotowym, do którego z zasobników nad piecami dostarczana jest biedna ruda, rozdrobniona do 19 mm. Razem jest 8 pieców. Każdy z nich posiada średnicę 3,70 m, długość 50,00 m i wyłożony jest cegłą ogniotrwałą. Miłka ruda dostaje się do wyższego końca (pochyłość pieca ok. 5°), a gaz wielkopieczowy spalany jest na dolnym końcu. Piec cały waży ok. 600 t, a z rudy 900 t. Spoczywa on na 2 rolkach; całość obraca się z szybkością obrotową 3 m/min.

Proces polega na zmianie tlenków żelaza Fe₂O₃ na Fe₃O₄, tak że najwyższa temperatura w środku pieca wynosi 750°. Cały właściwy proces odbywa się na długości 8 m w części środkowej pieca; górna część pieca służy jako podgrzewacz rudy; w części dolnej ruda się ochładza, przy czym dla regulowania temperatury rozpyla się ew. wodę.

Ruda po wyjściu z pieca obrotowego, jest kruszona do 3 mm w 2 stadiach i przechodzi pod separatory magnetyczne. Przeciętny uzysk Fe wynosi 82%, przy zawartości 40% Fe w koncentracie i 27% w rudzie surowej.

E. Mazanek

Zastosowanie metod mieszania spotkało się z trudnością otrzymania dostatecznego stanu równowagi między dużą ilością żużla a małą ilością metalu. Zwykle wlanie do kadzi, jak przy stali, nie mogło wystarczyć.

Zastosowano przy próbach mieszalnik, którego zasada sprowadza się do 2 kadzi złączonych. Osie obu kadzi są pod kątem prostym a całość otrzymuje ruch wahadłowy.

Przy próbach topiono metal i żużel razem, wlewano do mieszalnika i poddawano przez kilka minut ruchowi wahadłowemu. Przy zastosowaniu tego urządzenia można było od razu podnieść produkcję. Jednak pozostawały poważne usterki: lekkie nawęglanie, trudność topienia stałych ilości metalu i żużla itd. Zdecydowano więc powrócić do metody topienia oddzielnego metalu i żużla. Po próbach na mniejszą skalę, na zasadzie otrzymanych wyników, zaryzykowano budowę nowej huty w Moûtiers dla wyrobu żelazochromu i stali nierdzewnych.

Mieszanie odbywa się tam w aparacie, nazwanym „shaker“, zbudowanym przez p. Greffe, o ruchu obrotowym, zupełnie zmechanizowanym. Wielką trudnością było na początku znalezienie odpowiedniego materiału na ściany tego aparatu. Obecnie ściany wytrzymują tysiące operacji. Wynikami metody są: wydajność Cr ok. 92%, żelazochrom z nadzwyczaj małą zawartością C, poniżej 0,04% a nawet 0,025%. Używa się żelazochrom w stanie płynnym dla otrzymania stali nierdzewnych, również z nadzwyczaj niskim węglem, tak że dodatek tytanu jest zbędny.

Jest to jeden przykład wyrobu żelazostopów, lecz są i inne. Poza tym „shaker“ nadaje się do innych celów: możnaby w nim — między innymi — b. dobrze wyrabiać surówki syntetyczne o dokładnej analizie wychodząc np. ze stali thomascowskiej.

Przejdźmy teraz do stali, gdy nie wystarcza otrzymać daną analizę ale trzeba mieć wszystkie cechy doścignowane do przeznaczenia. Przed 10 laty stosowano w Ugine metodę szybką mieszania z żużlem kwaśnym. Otrzymane stale odpowiadały potrzebom klientów. Brak końcowego odsiarczania był częściowo zastąpiony odpowiednim prowadzeniem topu.

*) R. Perrin. La Métallurgie rapide et sa récente evolution. Revue de Metallurgie 1946, Nr 7 i 8, str. 185—191.

Pierwsze próby z piecami martenowskim wykonano w Dąbrowie Górniczej w „Hucie Bankowej“, na piecach 40 i 50 t. Przy wszystkich próbach mieszania należało wstrzymać całkowicie przejście żużla z pieca do kadzi. Zostało to w pełni osiągnięte.

Przy próbach z konwertorem Thomasa należało rozwiązać sprawy: defosforyzacji, dostatecznej temperatury metalu i zatrzymania żużla z gruszki. Zostało to również kolejno osiągnięte.

Jednakże wyniki zastosowania przepłukania żużłami kwaśnymi nie wprowadziły żadnej rewolucji w gatunku metalu. Odtlenienie było dość dobre, a zawartości S pozostawały o wiele za wysokie. Odtlenienie było nawet za słabe dla pewnych celów. Stwierdzono to przy próbach, dokonanych w U. S. A. z pieców maternowskich 100 t huty Duquesne Plant.

Chodziło o wytworzenie stali o określonym ziarne wg Mac Quaid-Ehna, mikrograficznie czystej i bez wad włóskowatych. Metoda zawiodła. Było to zrazu przygnębiające, podziało wszakże później pobudzająco i spowodowało decydujące ulepszenia. Stwierdzono, że stałe o ziarne średnim, wyprodukowane przy pomocy żużla kwaśnego, są czyste mikrograficznie i bez wad włóskowatych. Za to dodatek Al, potrzebny do czyszczenia drobnego ziarna, daje duże wtrącenia Al_2O_3 . Na zasadzie poprzednich badań wynioskowano, że były to resztki wtrąceń krzemianowych, zaatakowanych przez Al. Doszło się do przekonania, że otrzymanie metodą przepłukania wyników, żądanych przez Duquesne Plant, wymaga wprowadzenia Al do stali przez redukcję Al_2O_3 z żużla. Doprowadziło to do żużli, bogatych w Al_2O_3 i CaO.

Pierwsze próby dały od razu pożądane wyniki. Poza tym, przy pewnym składzie tych żużli, otrzymywano b. silne odsiarczenie, z S poniżej 0,010%, przy zawartości O b. małych i własnościach mechanicznych podłużnych, a zwłaszcza poprzecznych — pierwszorzędnym. Oznaczenia, dokonywane różnymi specjalnymi metodami, wykazały wprowadzenie do metalu żądanego Al, a nawet śladów Ca.

Nowy żużel został od razu wprowadzony do bieżącej fabrykacji w Ugine i dał doskonałe wyniki, znacznie lepsze od poprzednich. Zdecydowano się wprowadzić jak najprędzej nową metodę do pieców martenowskich i konwertorów Thomasa.

Zaczęto próby w „Hucie Bankowej“ w jesieni 1938 r. Wyniki były pod każdym względem podobne do wyników w Ugine: b. niskie zawartości siarki, poniżej 0,010% i doskonale własności mechaniczne. „Huta Bankowa“, która dotąd wyrabiała tylko zwykłe gatunki stali zaczęła z dnia na dzień produkować stale wysokowartościowe bez zmiany personelu. Wojna przerwała tu dalszy rozwój.

We wrześniu 1939 r. rozpoczęto próby nowych żużli w połączeniu z procesem Thomasa w Valenciennes. Wobec dobrych wyników spróbowano wyrobu stali Ni-Cr i Cr-Mo. Stale otrzymane odpowiadały w zupełności warunkom technicznym firmy Renault.

Z uwagi na toczącą się wojnę zaczęto natychmiast wyrabiać tysiące ton miesiecznie stali stopowych na pociski przeciwpancerne, dla samochodów i lotnictwa.

Z wiosną 1940 r. zaczęto stosować we Francji proces do pieców martenowskich w stalowniach „d'Escaut et Maese“ w Anzin dla stali do azotowania i stali na armaty. Próby prowadził p. Rossin. Wszystkie wymogi zostały spełnione. Próbowano też wyrobu stali dla korbowników motorów lotniczych. Wyniki były znacznie lepsze od wymagań i nie dały się odróżnić od wyników, otrzymywanych w Ugine z pieców elektrycznych.

Inwazja niemiecka przerwała owe próby i w ciągu 4 lat trzeba było ukrywać się przed ciekawością okupanta. Udało się przez ten czas przeprowadzić w tajemnicy przed nim szereg prób wyrobu stali b. miękkiej wysokogatunkowej, a zwłaszcza do głębokiego łoczenia, z konwertorów Thomasa.

Doszło się do następujących wniosków:

- 1) Konwertor Thomasa nadaje się szczególnie do utrzymywania stali o b. niskiej zawartości C.
- 2) Metoda mieszania pozwala na b. dobre odsiarczenie stali b. miękkiej, co nie było dotąd zrealizowane i co pozwala na operowanie niskimi zawartościami Mn.

Pierwsza próba została dokonana w Ugine. Wychodząc z założenia, że przy b. niskich zawartościach S powinien zniknąć krytyczny zakres temperatury walcowania żelaza Armco, zrobiono wytop o składzie C=0,03%, Si — ślady, Mn poniżej 0,03%, S=0,008%, wytop dał się doskonale walcować bez wykazywania zakresu krytycznego.

Sprawa wyrobu stali b. miękkiej z konwertora Thomasa, z wsiaczeniem przez mieszanie, badana obecnie, wykazuje jeszcze wiele nader obiecujących perspektyw.

Wnioski naukowe. Pogłębiająca się wiedza o stali wykazuje coraz bardziej, że stal, jak i inne ciała, nie ma tajemnic i że własności jej uwarunkowane są składem chemicznym, pojętym w jak najszerszym znaczeniu, tj. uwzględniającym najmniejsze domieszki, jak O, S, N, Al, H itd. Małe zmiany zawartości tych domieszek, zwłaszcza O i Al mogą dać znaczne zmiany własności. Wykazuje to, jakie trudności mają stalownicy. Muszą oni wyrabiać w sposób regularny stale o ściśle określonej całkowitej analizie, mimo że dużo składników nie da się określić podczas wytopu. Sprawa była łatwiejsza, gdy stały do dyspozycji materiały wiadome czyste: surówka hematytowa, złom wybrany i pewny itd. Teraz o takie materiały coraz trudniej.

Metalurgia szybka przez mieszanie daje tu duży wkład pozytywny. Pewne, wyżej wymienione pierwiastki, w szczególności O, S, Al mają tę cechę, że małym różnicom ich zawartości w stali odpowiadają duże różnice składu żużli w stanie równowagi z tą stalą. Jest więc jasne, że można łatwo, a nawet automatycznie ustalić wysokość tych składników w stali przez dostosowanie składu i ilości mieszanego ze stalą żużla. Tu tkwi prawdziwa filozofia tej metalurgii. Poza tym daje ona tę korzyść, że wynik otrzymywany jest niezależnie od stanu początkowego kąpieli stalowej, a zwłaszcza stanu utlenienia, co zwałnia od konieczności stosowania czystych materiałów wsadowych.

Wnioski techniczne. Metalurgia szybka pozwala przy piecach elektrycznych na bieg szybki i topienie bez żadnych ostrożności, przy wynikach regularnych i doskonałych, np. piec 20—25 t w Ugine daje 170 t na dobę stali wysokowartościowych przy wsadzie zimnym i gatunkowo nieregularnym.

Przy piecach martenowskich wyniki „Huty Bankowej“ i Anzin wykazują, że nawet z personelem niebezpiecznym z fabrykacji stali wysokogatunkowych można wytwarzać prawie wszystkie stale, robione normalnie w piecu elektrycznym. Należy tylko wyłączyć stale wymagające dużo dodatków specjalnych, jak Cr, Wo, Co z powodu strat przez spalanie. Konwertor Thomasa może znów zastąpić piece martenowskie dla wszystkich obecnych zastosowań stali uspokojonych i dla zwykłych stali stopowych konstrukcyjnych. Doświadczenie wykazuje poza tym, że można z konwer-

torą Thomasa wyrabiać doskonałe stale do głębokiego łoczenia, do karoserii samochodowych itd. w gatunku uspokojonym, zamiast odpowiednich gatunków stali martenowskich nieuspokojonych.

Wyrób stali nierdzewnych odbywa się w warunkach specjalnie korzystnych co do gatunku i oceny, metodą hut w Moûtiers.

Spawanie i cięcie.

Otuliny elektrod do spawania.*)

Do spawania elektrycznego łukowego używa się zasadniczo 3 rodzaj elektrod, a mianowicie: gołego drutu, elektrod rdzeniowych oraz elektrod otulonych. Elektrody otulone, będące przedmiotem omawianych tu badań, składają się z drutu ze stali węglowej lub stopowej, wzgl. metali nieżelaznych, pokrytego otuliną o różnej grubości. Otulina ma za zadanie zapewnić elektrodom lepsze własności spawalnicze, w porównaniu do gołego drutu i elektrod rdzeniowych**).

Pod określeniem „dobre własności spawalnicze” rozumiemy z jednej strony wysokie własności fizyczne spoiny, a więc dobrą wytrzymałość na rozciąganie, wysokie wydłużenie i udarność, odporność na pęknięcie na zimno i gorąco, kujność i zwięzłość, z drugiej zaś dobrą spawalność elektrody. Dobra elektroda powinna topić się szybko, dawać spoinę o gładkiej i ładnej powierzchni, pokrytej łatwym do usunięcia żużlem tudzież pozwalać na bezbłędne spawanie w każdej pozycji, to zn. poziomo, pionowo i ponad głową. Otulina powinna stapać się równomiernie i prawie równocześnie z drutem, nie tworząc głębokich kraterów, a łuk elektryczny winien palić się „miętko”, przez co, przy układaniu spoin pachwinowych, unika się podpaleń na ścianie pionowej. Poza tym dobrze spawająca się elektroda powinna dawać równie dobre wyniki przy spawaniu prądem stałym jak zmiennym. Elektrodami otulonymi spawa się, w porównaniu do gołego drutu wzgl. elektrod rdzeniowych, znacznie szybciej, a otrzymany materiał spoiny posiada o wiele lepsze własności fizyczne. Dalszą zaletą jest możliwość stosowania prądu stałego i zmiennego jak również natężeń prądu, zapewniających maksymalne szybkości spawania, bez ujemnego wpływu na własności fizyczne materiału spoiny. W przypadku gołego drutu można używać tylko prądu stałego, a stosowaniu wysokich natężeń prądu stoi na przeszkodzie grzanie się elektrody i powstawanie zbyt dużych kropli, które często przylepiają się do spawanego przedmiotu. Z tego wynika, że masa otulinowa wywiera wpływ na a) szybkość spawania, b) rodzaj stosowanego prądu, wzgl. bieguny przy prądzie stałym, c) zmianę składu chemicznego materiału spoiny w stosunku do użytego drutu, d) porowatość spoiny, e) kształt i wtopienie spoiny, f) usuwalność żużla i g) możliwość spawania w różnych pozycjach.

W niniejszej pracy ograniczono się do badania wpływu poszczególnych składników otuliny na: a) szybkość topienia się elektrody, b) rodzaj prądu, c) kształt i wtopienie spoin oraz d) stopień redukcji składników stopowych otuliny przez materiał spoiny.

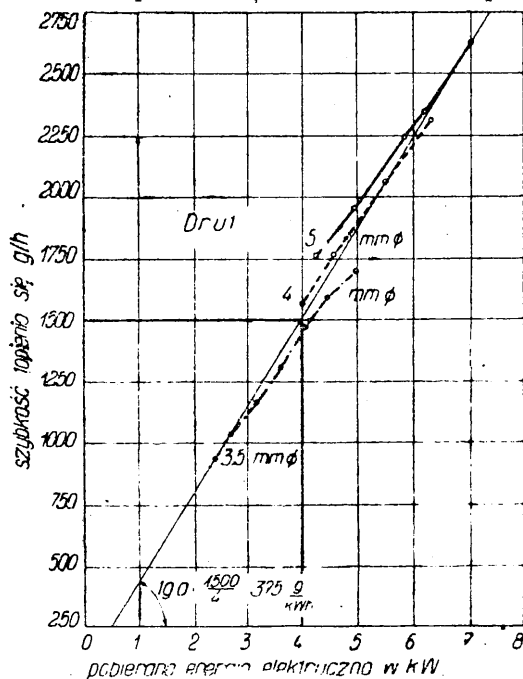
Zjawiska w łuku elektrycznym. „Szybkość topienia się” elektrody określano ilością drutu elektrody w gramach, stopionego w czasie nie-

Wnioski ekonomiczne. Mogłyby być one liczne, lecz z powodu zamętu na rynku żadne liczby nie nadają się do przytoczenia.

Należy jedynie nadmienić, że rysują się również możliwości zastosowania podobnych metod w różnych przemysłach chemicznych.

St. Block

przerwanego spawania w ciągu 1 godz., bez uwzględnienia wagi otuliny (gr/h). Dla praktycznego użytku ta charakterystyka pewnego typu elektrod, przy równoczesnym określeniu natężenia prądu, jest zupełnie wystarczająca z tym jednak, że dla każdej średnicy drutu muszą być podane osobne liczby. Ponieważ szybkość topienia się elektrody zależy nie tylko od charakteru otuliny, lecz również — i to w znacznie większym stopniu — od ilości doprowadzonej energii elektrycznej, wprowadzono ponadto pojęcie „równoważnika topienia”, wyrażając jego wielkość w gr/kWh. W ten sposób uzyskano liczbę, charakteryzującą dany typ elektrody, niezależną od średnicy drutu, pozwalającą, przy wiadomym użyciu energii elektrycznej, obliczyć wielkość szybkości topienia się elektrody (rys. 1). Ogólnie można powiedzieć, że ta elektroda spawa się



Rys. 1.

Zależność szybkości topienia się pewnego typu elektrod od pobranej energii elektrycznej (równoważnik topienia).

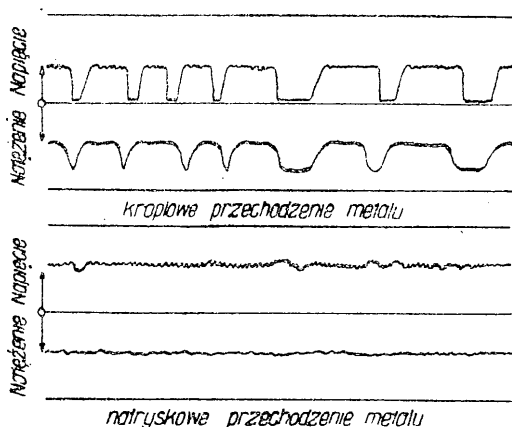
najszybciej, która w jednostce czasu pobiera najwięcej energii elektrycznej. Oczywiście założenia tego nie można zbyt uogólniać, gdyż pobierana energia służy nie tylko do stapiania samego drutu, który niezależnie od gatunku stali wymaga do roztopienia w przybliżeniu tej samej ilości energii elektrycznej, lecz również do topienia otuliny, która ze względu na różną grubość oraz skład chemiczny może wykazywać znaczne różnice w ilości energii elektrycznej, potrzebnej do stopienia.

Napięcie prądu łuku elektrycznego waha się w pewnych granicach, pozostając prawie niezmiennym przy powiększaniu natężenia prądu, a ulegając znacz-

*) Franz Rapatz i Werner Hummitzsch. Stahl u. Eisen 1945, str. 109—118 i 141—148.

**) Elektroda rdzeniowa posiada rdzeń z masy, ułatwiającej prowadzenie łuku elektrycznego.

nym zmianom przy zmianie długości łuku. W czasie spawania napięcie prądu łuku ulega znacznie większym wahaniom na skutek przeszkód, spowodowanych przejściem płynnego metalu elektrody do spoiny. Oscylogramy napięcia i natężenia prądu łuku elektrycznego podczas spawania pozwalają na dokładne odtworzenie przebiegu topienia się elektrody, gdyż wahania się ich wielkości zależą od sposobu przejścia roztopionego metalu elektrody do spoiny. Na podstawie oscylogramów (rys. 2) można odróżnić 2 zasadnicze spo-



Rys. 2.

Oscylogramy, charakteryzujące zasadnicze rodzaje topienia się elektrod.

soby topienia się elektrod: a) topione się grubymi kroplami — „kropłowe“ i b) topienie się w postaci b. małych kropelek — „natryskowe“. Topienie się kropłowe powoduje krótkie spięcia, widoczne na oscylogramie, natomiast przy natryskowym topieniu się napięcie i natężenie prądu ulegają jedynie tylko małym wahaniom. Najczęściej spotykamy w praktyce elektrody o mieszanym rodzaju topienia się. Napięcie prądu przy spawaniu będzie tym niższe od napięcia łuku elektrycznego, im więcej dłuższych krótkich spięć ma miejsce w czasie spawania, czyli innymi słowy, im większymi kroplami topi się elektroda. O ile napięcie prądu przy spawaniu równa się napięciu łuku elektrycznego, wzgl. gdy różnica jest znikomo mała, mamy do czynienia z natryskowym topieniem się elektrody.

Przebieg krzywych napięcia i natężenia prądu na oscylogramach pozwala obliczyć ilość kropeł, przechodzących w jednostce czasu z elektrody do spoiny. Czas przejścia kropeł jest przeważnie b. krótki i przy normalnych elektrodach otulonych wynosi ok. 5% czasu ogólnego.

Powstaje pytanie, wskutek czego płynny metal elektrody stale przepływa w kierunku od elektrody do spawanego przedmiotu, niezależnie od rodzaju elektrody, prądu i bieguna, a przy spawaniu ponad głową nawet w kierunku przeciwnym do działania siły ciężkości. F. Nieburg przyjmuje, że na płynne krople tworzywa elektrody, prócz sił elektrodynamicznych, działają znaczne siły mechaniczne, poruszające krople wzdłuż osi elektrody, w kierunku spawanego przedmiotu. Dokładne rozgraniczenie poszczególnych składowych sił, działających na płynne krople, nie jest na razie możliwe i w badaniach swych F. Nieburg był zmuszony ograniczyć się do pomiaru, specjalnie do tego celu skonstruowanym aparatem, wypadkowej tych sił, ustalając, że dla elektrod o średnicy 4 mm i natężeniu prądu 150 do 180 Amp. niezależnie od rodzaju prądu i bieguna, ciśnienie, działające na płynne krople elek-

trody, przy prawidłowym spawaniu powinno wynosić ok. 1 gr. Dla średnicy elektrody 6 mm i natężenia prądu ok. 220 Amp. siła winna wynosić ok. 2 gr. Prąd o odpowiednim natężeniu i napięciu dostarcza tylko ciepła do roztopienia elektrody i nadtopienia spawanego przedmiotu w miejscu układania spoiny, a wytworzone ciśnienie 1 do 2 gr. zapewnia spokojny przepływ płynnych kropelek. O ile przy prawidłowym natężeniu prądu ciśnienie jest za niskie, elektroda spawa się źle i układane spoiny są b. nierówne; przy wysokim ciśnieniu łuk elektryczny pali się zbyt „ostro“ i „twardo“, wywołując podpalenia oraz nadmierne straty na bryzganie.

Składniki otuliny. Otuliny elektrod spełniają cały szereg zadań. Przez parowanie oraz emisję elektronów, w porównaniu z gołym drutem, wybitnie powiększa się przewodnictwo przestrzeni „łukowej“, to zn. przestrzeni pomiędzy końcem elektrody a spawanym przedmiotem, co ułatwia zapalenie i palenie się łuku elektrycznego i umożliwia spawanie prądem zmiennym. Grubość otuliny i jej skład chemiczny wywierają decydujący wpływ na sposób i szybkość przepływu płynnych kropelek tworzywa elektrody, a tym samym decydują o szybkości topienia się tej ostatniej.

Ze względu na grubość otuliny rozróżniamy 3 grupy elektrod otulonych, a mianowicie:

- 1) cienko otulone, o grubości otuliny poniżej 10% średnicy drutu,
- 2) średnio otulone, o grubości otuliny od 10% do 40% średnicy drutu, oraz
- 3) grubo otulone, o grubości otuliny powyżej 40% średnicy drutu.

Sposób przepływu płynnych kropelek metalu, własności powstającego żuźla i jego stosunek do płynnej stali, stanowią o ukształtowaniu spoiny, o łatwości usuwania żuźla z powierzchni spoiny i o spawalności elektrody w różnych położeniach. Tworzący się żużel powinien osłaniać płynne jezioro metalu, otulać przepływające w łuku metaliczne krople i dobrze przykrywać spoinę. Żużel powinien posiadać odmienny od materiału spoiny współczynnik skurczu, co zapewnia łatwe usuwanie żuźla z powierzchni spoiny.

Poza tym masa otulinowa posiada b. ważne zadania metalurgiczne. Przez wytwarzanie podczas spawania atmosfery redukującej w łuku, ochronia płynny metal przed dostępem tlenu i azotu z powietrza, a dzięki działaniu niektórych składników wiąże tlen i azot w spoinie w związki nieszkodliwe lub łatwo wypływające na powierzchnię metalu i przechodzące do żuźla. Pokrywa żuźlowa ma za zadanie zmniejszyć szybkość krzepnięcia i stygnięcia stwarzając dogodne warunki dla powstawania drobnoziarnistej struktury i możliwie najmniejszych naprężeń.

W tabl. 1 zestawiono główne surowce, używane do wyrobu otulin. Surowce powinny zawierać jak najmniej szkodliwych domieszek (fosfor i siarka) oraz posiadać możliwie stały skład chemiczny. Stopień ziarnistości surowców ma decydujący wpływ na przebieg procesu otulania elektrod i pęknięcie otuliny.

Dla zbadania zachowania się i wpływu poszczególnych głównych składników otuliny w łuku elektrycznym przygotowano elektrody, używając zwykłego nisko-węglowego drutu 4 mm \varnothing o zawartości 0,15% C i 0,50% Mn, który pokryto otuliną, składającą się każdorazowo tylko z jednego surowca. Jako lepiszcza użyto szkła wodnego potasowego o gęstości 37° Bé. Po pokryciu otuliną elektrody posiadały grubość 6,1 mm. Do spawania użyto spawarki automatycznej Kjellberga, zdejmując równocześnie oscylogramy. Wobec braku

TABLICA 1.

Składniki otulin elektrod do spawania łukowego.

Rudy:	
Magnetyt	Fe ₃ O ₄
Błyszcz żelaza	Fe ₂ O ₃
Ilmenit	FeTiO ₃
Braunsztyń	MnO ₂
Kwasy:	
Kwarcyt	SiO ₂
Rutyl	TiO ₂
Glino-krzemiany:	
Szpat polny potasowy	KAISiO ₃
Muskowit	H ₂ KAl ₃ Si ₃ O ₁₂
Kaolin	Al ₂ (OH) ₄ Si ₂ O ₁₀
Zasady:	
Wapień	CaCO ₃
Magnezyt	MgCO ₃
Dolomit	CaMg(CO ₃) ₂
Składniki upłynniające	
Fluoryt	CaF ₂
Składniki organiczne:	
Mączka drzewna	
Celuloza	
Cukier	
Dekstryna	
Żelazo-stopy:	
Mangan metaliczny	
Żelazo - mangan	
Żelazo - chrom itp.	

odpowiednich automatów i przyrządów pomiarowych przeprowadzono spawania prądem zmiennym ręcznie, bez zdejmowania oscylogramów. Długość łuku w czasie spawania wynosiła ok. 4 mm, a nastawienia spawarki nie zmieniano w czasie całego trwania doświadczeń, to zn. spawano przy stałym nominalnym natężeniu prądu.

W wyniku badań w ten sposób przygotowanych elektrod ustalono wpływ poszczególnych surowców na szybkość topienia się elektrod, ilość pobieranej energii elektrycznej, rodzaj przepływu metalu elektrod do spoin i stopień jonizacji przestrzeni łukowej (tabl. 2).

Stwierdzono, że prawie wszystkie surowce dają mieszany rodzaj przejścia metalu elektrody do spoiny, gdyż prócz kilku, a rzadziej kilkunastu dużych kropeł, wywołujących krótkie spiecia, powstaje duża ilość małych kropełek. Tylko nieliczna grupa surowców, jak kwarcyt, szpat polny potasowy i mikro - azbest powodują natryskowy sposób topienia się elektrod. W tych przypadkach napięcie prądu łuku równa się napięciu przy spawaniu, co świadczy o całkowitym braku krótkich spieć. Wyniki otrzymane przy spawaniu na różnych biegunach, pozwalają twierdzić, że na ogół rodzaj bieguny nieznacznie wpływa na sposób topienia się elektrod.

Na podstawie przeprowadzonych pomiarów napięcia prądu łuku można wnioskować o zdolności badanych surowców do jonizacji, gdyż przy stałej długości łuku napięcie prądu jest tym niższe, im łatwiej dany pierwiastek rozpada się na jony i elektrony, czyli — innymi słowy — im mniejszą pracę jonizacyjną ma do wykonania prąd elektryczny. Najlepszymi jonizatorami są sód i potas, nieco słabiej jonizują się metale ziem alkalicznych, jak wapń i magnez, potem idzie tytan jeszcze trudniej jonizują się metale ciężkie, jak mangan i żelazo. Najtrudniej jonizuje się krzem, a szczególnie fluor.

TABLICA 2.

Wyniki badania surowców otulinowych (drut 4 mm \varnothing).

	Szybkość topienia się	Natężenie prądu spawania	Napięcie prądu spawania	Napięcie prądu łuku elektrycznego	Ilość kropeł przy przejściu	
	gr/h	Amp.	V	V	kroplowym n/sek	natryskowym n/sek
Prąd stały biegun u j e m n y						
Rudy						
Magnetyt	1200	157	21,5	22,9	8 do 10	35 do 55
Ilmenit	1240	155	25,5	26,7	3 do 8	40 do 70
Kwasy						
Rutyl	1350	160	21,5	23,0	10 do 15	40 do 60
Kwarcyt	2000	136	37,0	37,0	—	80 do 150
Glino-krzemiany						
Szpat polny potasowy	1910	137	31,5	31,5	—	80 do 150
Mikro-azbest	1700	140	35,0	35,0	—	100 do 170
Zasady						
Wapień	960	162	18,5	18,6	0 do 2	60 do 80
Składniki upłynniające						
Fluoryt	1860	141	36,0	37,5	4 do 8	90 do 130
Żelazo-stopy						
Fe-Mn affinè	1710	158	22,0	26,9	30 do 40	20 do 50
Fe-Mn wielkopiecowy	1730	143	32,0	33,0	2 do 5	70 do 100
Fe-Si 45%	1810	148	34,0	34,8	0 do 2	50 do 140
Prąd stały biegun d o d a t n i						
Kwasy						
Kwarcyt	1770	142	36,5	36,5	—	90 do 130
Wapień	1430	151	22,0	22,2	1 do 3	50 do 100
Składnik upłynniający						
Fluoryt	1580	149	26,5	27,8	1 do 5	40 do 90
Żelazo-stopy						
Fe-Mn affinè	1310	148	21,0	22,1	12 do 20	30 do 60
Fe-Mn wielkopiecowy	1170	153	22,0	24,5	8 do 12	40 do 120

Otulinę zawierają przeważnie surowce, będące związkami chemicznymi lub mieszaninami związków, jak tlenki, krzemiany, żelazo - stopy itp. Ponieważ jednak przy wysokich temperaturach łuku elektrycznego związki te ulegają rozkładowi, pierwiastki wchodzące w ich skład działają tak samo, jak gdyby były wprowadzone do otuliny w postaci wolnej, a nie związków chemicznych.

Z tabl. 2 wynika, że najniższym napięciem prądu odpowiadają najwyższe natężenia i odwrotnie, a najwyższe szybkości topienia się wykazują surowce o najwyższych napięciach (kwarcyt). Jest to zrozumiałe, gdyż ilość roztopionego metalu jest wprost proporcjonalna do ilości zużytej energii elektrycznej, a statystyczne charakterystyki spawarek są tak dobrane, że dużym wahaniom napięcia prądu, odpowiadają znacznie mniejsze wahania natężenia prądu. Otuliny z wapienia wykazują szczególnie niskie szybkości topienia się, gdyż część energii elektrycznej zostaje zużyta na rozkład kwasu węglowego. Stąd wniosek, że chcąc zapewnić elektrodzie dużą szybkość spawania, należy do otuliny dodać znaczne ilości kwarcytu i krzemianów.

Badania przy użyciu prądu zmiennego nie dały tak dokładnych wyników, ze względu na brak precyzyjnych aparatów pomiarowych przy ręcznym spawaniu. Jako regułę można przyjąć, że surowce, pozwalające na spawanie prądem stałym, biegunem dodatnim i ujemnym, umożliwiają również spawanie prądem zmiennym. Wyjątek stanowi fluoryt i częściowo kaolin, ten ostatni szczególnie o zwiększonej zawartości Al_2O_3 , które przy normalnych transformatorach nie pozwalają na zapalenie łuku, a tym samym uniemożliwiają spawanie.

Równoważniki topienia elektrod otulonych badanymi surowcami są różne dla bieguna ujemnego i dodatniego prądu stałego, jak to wynika z tabl. 3 i są na ogół wyższe przy spawaniu biegunem ujemnym dla surowców kwaśnych i tlenków metali ciężkich,

a natomiast dla surowców o charakterze zasadowym są wyższe przy spawaniu biegunem dodatnim. Jest to ilościowym potwierdzeniem spostrzeżeń z praktyki, że elektrody o rudowo - kwaśnych, słabo rudowo - kwa-

TABLICA 3.

Równoważniki topienia elektrod o otulinach z następujących surowców:

Surowiec	Biegun ujemny gr/kWh	Biegun dodatni gr/kWh
Magnetyt	355	—
Kwarcyt	400	340
Żelazo-mangan affiné	480	420
Żelazo-mangan wielkopiecowy	380	350
Wapień	320	450
Fluoryt	365	400

śnych i kwaśnych otulinach posiadają większe szybkości spawania na biegunie ujemnym, elektrody zaś o otulinach zasadowych na biegunie dodatnim (tabl. 3).

Surowce, zestawione w tabl. 1, są jednak używane do produkcji mas otulinowych w postaci mieszanek kilku, a często kilkunastu różnych surowców, gdyż jedynie w ten sposób otulina może spełnić stawiane jej warunki.

Najważniejszą częścią składową prawie wszystkich otulin jest mangan, używany w postaci manganu metalicznego i żelazo - manganów (tabl. 4). Metaliczny mangan dodaje się do otulin elektrod, dających spoinę o niskiej zawartości węgla, jak np. elektrody do spawania austenitycznych stali nierdzewnych i kwasoodpornych. Najczęściej jest stosowany żelazo - mangan affiné, który — dzięki niskiej zawartości węgla i fosforu oraz dużej szybkości topienia się — znajduje szerokie zastosowanie przy produkcji szybko spawal-

TABLICA 4.

Skład chemiczny używanych stopów manganu.

Stop	% C	% Si	% Mn	% P	% S	% Fe
Mangan metaliczny	0,19	4,61	89,90	0,174	0,008	4,96
Żelazo-mangan affiné	1,09	1,59	87,10	0,224	0,005	9,91
Żelazo-mangan wielkopiecowy 75%	6,99	0,61	75,50	0,312	0,009	16,49
Żelazo-mangan wielkopiecowy 50%	5,36	2,63	49,50	0,585	0,014	41,91

nych, grubo otulonych elektrod. Żelazo - mangan wielkopiecowy powiększa zawartość węgla w spoinie, jest więc używany przede wszystkim do otulin elektrod do napawania. W razie stosowania żelazo - manganu wielkopiecowego, wymagającego wysokiego napięcia łuku elektrycznego, do innych gatunków elektrod, należy do otuliny wprowadzić odpowiednią ilość surowców, obniżających napięcie łuku elektrycznego (rutyl, wapień, magnezyt), gdyż łuk elektryczny o wysokim napięciu pali się „twardo“, powodując podpalenie przy spoinach pachwinowych. Chcąc, przy niskiej zawartości manganu w otulinie, zapewnić wystarczającą stopień redukcji tego ostatniego do spoiny, należy zmniejszyć zawartość surowców kwaśnych i rud w otulinie, zastępując je surowcami zasadowymi. Dodane w ten sposób surowce zasadowe spełniają podwójne zadanie: 1) o charakterze elektrycznym, przez obniże-

nie napięcia prądu łuku elektrycznego oraz 2) o charakterze metalurgicznym, przez zwiększenie uzysku manganu. Na podstawie długoletnich doświadczeń stwierdzono, że używane w praktyce masy otulinowe dadzą się podzielić na 4 zasadnicze grupy:

1) Otuliny rudowo - kwaśne, składające się z rud (magnetyt i ilmenit), surowców kwaśnych (kwarcyt i rutil) i żelazo - manganu. Są to otuliny grubo otulonych, szybko spawających się elektrod.

2) Otuliny słabo rudowo - kwaśne, składające się z rud i jednego tylko słabo kwaśnego surowca (rutyl), żelazo - manganu i składników organicznych. Są to otuliny elektrod jak pod 1) tudzież elektrod cienko otulonych.

3) Otuliny kwaśne, składające się z surowców kwaśnych (kwarcyt, rutil), glino-krzemionów (szpat

sach „dobra spawalność“ oznacza, że spoina jest ścisła i wolna od por, a elektroda spawa się dobrze. Wyraz „ściśle spoiny“ oznacza, że elektroda daje spoiny wolne od por, ale spawa się źle.

Elektrody o otulinach rudowo-kwaśnych wykazują duże szybkości topienia się (rys. 3), przy czym szybkości te zmniejszają się przy powiększaniu zawartości magnetytu. Ujemną stroną tego typu otulin jest wysokie zużycie manganu (ok. 25%), spowodowane utleniającym działaniem magnetytu. Przez dodatek do otuliny rudy manganowej, a tym samym zwiększenie koncentracji tlenku manganu w żużlu, można obniżyć ilość żelazo-manganu w otulinie. Podobny skutek odnosi zastąpienie części kwarcytu słabiej kwaśnym surowcem rutyliem, jak to wynika z tabl. 5.

TABLICA 5.

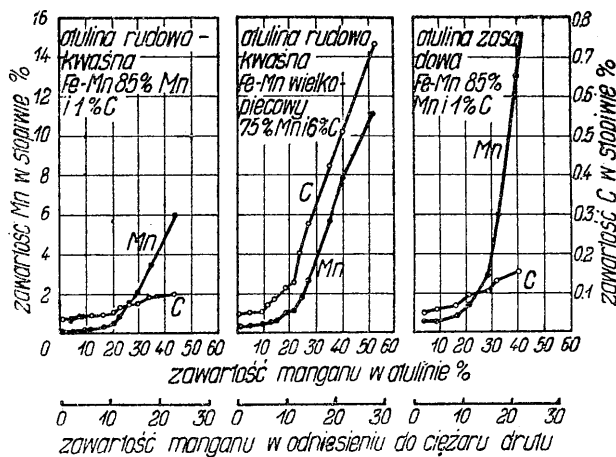
Wpływ zastąpienia kwarcytu przez rutil w otulinach rudowo - kwaśnych (druć 0,12% C i 0,48% Mn)

Otulina	1	2	3	4	5
Magnetyt %	35	35	35	35	35
Żelazo-mangan affine %	25	25	25	25	25
Kwarcyt %	40	30	20	10	0
Rutil %	0	10	20	30	40
Mangan w spoinie %	0,34	0,37	0,40	0,42	0,43

W tym samym kierunku działają ilmenit, szpat polny i muskowit. Dodatek składników organicznych, przez wytwarzanie w czasie spawania atmosfery ochronnej, również zmniejsza stopień utlenienia manganu. Otuliny słabo rudowo-kwaśne i kwaśne zawierają znaczne ilości surowców o charakterze słabo kwaśnym, jak glino-krzemiany, składniki organiczne i w pierwszym rzędzie rutil. Zapewniają one elektrodom dobrą spawalność prądem stałym i zmiennym, przy nieco niższych szybkościach topienia się, w porównaniu do elektrod o otulinie rudowo-kwaśnej, ale pozwalają na obniżenie grubości otuliny, przy jednoczesnym zachowaniu dobrych własności spawalniczych (np. kwaśne otuliny rutilowe o grubości otuliny ok. 30% \varnothing drutu).

Zastosowanie otulin zasadowych do produkcji elektrod niestopowych jest rzeczą nową i — dzięki dobrym wynikom oraz dużym możliwościom — zasługuje na specjalną uwagę. Otuliny te składają się z wapienia, fluorytu i żelazo-manganu affine (rys. 4 i 6), a do spawania używa się prądu stałego, załączając elektrodę na biegun dodatni. Jak wynika z wykresu, praktycznie stosowane elektrody o otulinie zasadowej, wykazują szybkość topienia się w granicach 1400 do 1450 gr/h, czyli o ok. 25% niższą od elektrod o otulinie rudowo-kwaśnej (ok. 1900 gr/h). Powodem jest niskie napięcie łuku elektrycznego wapienia, wynoszącego ok. 19 V. Zawartość manganu w otulinach tego typu jest znacznie niższa i wynosi zwykle poniżej 10%, co wystarcza dla odtlenienia spoiny i utrzymywanie jej zawartości manganu w normalnych granicach. Przy powiększeniu zawartości manganu w otulinie wzrasta jego zawartość w spoinie w stopniu znacznie większym aniżeli w przypadku otulin rudowo-kwaśnych (rys. 7). Przez dodatek żelazo-tytanu, wzgl. żelazo-krzemu można znacznie obniżyć wymaganą zawartość manganu w otulinie. W tym samym kierunku działa powiększenie zawartości manganu w drucie. Dodatek żelazo-tytanu zawierającego 5% Mn do otuliny i zastosowanie drutu o zawartości 2% Mn pozwala na

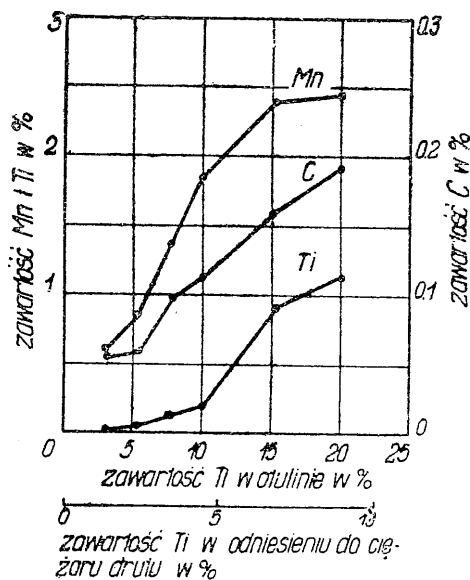
redukowanie manganu z żelazo-tytanu do spoiny (rys. 8). Praktycznie stosuje się to przy otulinach elektrod austenitycznych, zapobiegając w ten sposób wypalaniu się manganu.



Rys. 7.

Zawartość manganu i węgla w spoinie w zależności od zawartości manganu w otulinie (druć 4 mm \varnothing i 0,50% Mn, otulony do grubości 6,0 do 6,2 mm \varnothing).

Jak mało utleniająco działają otuliny zasadowe, świadczy fakt, że przez dodatek do otuliny kilku %% krzemu, można podwyższyć zawartość Si w spoinie, co jest pożądane, gdyż krzem podwyższa ciągliwość spoiny. Dodatek manganu i krzemu do otuliny obniża zawartość siarki w spoinie do 50% zawartości w drucie. Przez wprowadzenie do otuliny krzemionki można również uzyskać wzrost zawartości Si w spoinie lecz

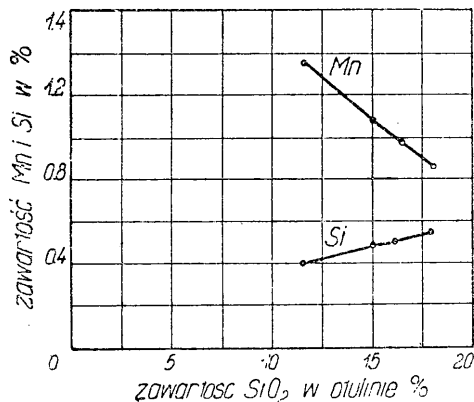


Rys. 8.

Procent Ti, Mn oraz C w spoinie, w zależności od zawartości Ti w otulinie zasadowej (druć 4 mm \varnothing i 2% Mn, otulony do 6,0 do 6,2 mm \varnothing , Fe-Ti zawiera 5% Mn).

połączony ze znacznym spadkiem zawartości manganu (rys. 9). W podobny sposób zwiększenie stopnia zasadowości otulin zasadowych wpływa b. korzystnie na zmniejszenie wypalania się chromu, tantalu i niobu.

Ocena stosowanych w praktyce elektrod o otulinie zasadowej. Do spawania elektrodami o otulinie zasadowej używa się spawarek prądu stałego, załączając elektrodę na biegun dodatni. Stosowaniu transformatorów prądu zmiennego stoi na przeszkodzie trudność zapalenia łuku, spowodowana obecnością w otulinie fluoru. Pewną wadą tych elektrod są również małe szyb-



Rys. 9.

Zależność zawartości Mn i Si w stopie od % krzemionki w otulinie zasadowej (otulina zawiera 4,9 do 5,3% Mn i 3,2 do 3,5% Si).

kości topienia się, uwarunkowane niskim napięciem łuku. Tym wadom przeciwstawiają się duże zalety elektrod zasadowych, w porównaniu do elektrod wszystkich innych typów, jak wysoka ciągliwość, uderność i kujność spoiny, wysoka odporność na pęknięcie, możliwość regulowania składu chemicznego spoiny przy pomocy redukcji odpowiednich składników stopowych z otuliny, co jest szczególnie ważne w przypadku elektrod do spawania stali nisko- i wysoko stopowych. Poza tym omawiane elektrody dają spoiny o małej ilości wtrąceń niemetalicznych, co podnosi ich odporność na pęknięcie na gorąco. Dalszą zaletą jest niska zawartość tlenu i azotu w spoinie, wahająca się w granicach od 0,015 do 0,035% (dla każdego pierwiastka osobno), wówczas gdy spoiny elektrod o otulinie rudowo-kwaśnej i kwaśnej wykazują 0,05 do 0,10%.

Spoiny pachwinowe, ułożone elektrodami o otulinie zasadowej, w przeciwieństwie do spoin elektrod o otulinie rudowo-kwaśnej, wzgl. kwaśnej, posiadają powierzchnię o kształcie wypukłym, zapewniającą spoinom większą odporność na pęknięcie. Z reguły wszystkie elektrody o kropłowym rodzaju topienia się, a więc goły drut, elektrody rdzeniowe, średnio otulone elektrody o otulinie kwaśnej i grubo otulone o otulinie zasadowej, dają spoiny pachwinowe, o powierzchni wypukłej. Natomiast elektrody o natryskowym rodzaju topienia się dają spoiny o powierzchni wklęsłej, bardziej wrażliwe na pęknięcie.

Pomimo połączenia spawanego przedmiotu z biegunem ujemnym, posiadającym niższą temperaturę w porównaniu z biegunem dodatnim, niska szybkość topienia się elektrod o otulinie zasadowej powoduje silniejsze nagrzewanie się przedmiotu, co w przypadku spawania twardszych stali i żeliwa, zmniejsza szybkość stygnięcia a tym samym i stopień utwardzania się materiału strefy przejściowej. Również głębokość wtopienia się spoin, a zatem i stopień wymieszania się spoiny z tworzywem spawanej stali, jest w tym przypadku znacznie większy, aniżeli przy spawaniu szybko spawającymi się elektrodami o otulinie rudowo-kwaśnej. O ile chodzi o elektrody stopowe, do produkcji

których stosuje się druty ze stali wysokostopowej o stosunkowo niskiej temperaturze topliwości, stosuje się wyłącznie otuliny zasadowe, a to ze względu na małe ilości ciepła, wytwarzanego w czasie spawania i niski stopień wypalania się składników stopowych.

Wpływ grubości otuliny, oporu elektrycznego drutu i ciepła reakcji pomiędzy składnikami otuliny przy spawaniu. Celem zbadania wpływu grubości otuliny przygotowano elektrody o różnej grubości, pokrywając je jednym i tym samym gatunkiem masy, o charakterze słabo rudowo-kwaśnym i natryskowym rodzaju topienia się. Ze wzrostem grubości otuliny rośnie zużycie energii elektrycznej (przy niezmiennym nastawieniu maszyny spawalniczej), gdyż napięcie znacznie wzrasta, a natężenie prądu nieco opada, w wyniku czego zwiększa się szybkość topienia się elektrody (tabl. 6), tak że przy pewnej grubości otuliny osiąga

TABLICA 6.

Zużycie energii elektrycznej przy zmiennej grubości otuliny i stałym nastawieniu spawarki (natężenie prądu 130 Amp; drut 4 mm \varnothing , biegun ujemny).

Przekrój otuliny w stosunku do przekroju drutu w %	Prąd spawania		Zużycie energii elektrycznej kW
	natężenie Amp.	napięcie V	
30	140	21	2,94
55	135	22	2,98
125	126	27	3,40
205	119	34	4,05
305	114	38	4,34

się maksymalną ilość stopionego materiału w jednostce czasu. Przy zwiększaniu grubości otuliny ponad pewną granicę, otrzymuje się zbyt duże ilości żużla, przeszkadzającego w pracy, a przy mniejszych grubościach otuliny, wzgl. większych natężeniach prądu, elektrody grzeją się w czasie spawania.

Nagrzewanie się drutu elektrod otulonych w czasie spawania zależy przede wszystkim od oporu elektrycznego tworzywa drutu (tabl. 7). Druty o wysokim

TABLICA 7.

Opór elektryczny drutów, używanych do wyrobu elektrod.

C	Si	Mn	Cr	Ni	Przewodnictwo $\Omega \cdot \text{mm}^2 / \text{m}$
0,11	0,05	0,65	—	—	0,15
0,13	0,13	1,67	—	—	0,20
0,11	0,15	2,01	—	—	0,20
0,14	1,02	5,93	18,56	8,47	0,79
0,15	0,92	1,99	24,52	18,05	0,88

oporze elektrycznym rozgrzewają się w czasie spawania do czerwoności, co zmienia charakter reakcji chemicznych i powoduje tworzenie się por w spoinie. Zapobiega się temu przez skrócenie długości elektrod.

Zależność pomiędzy natężeniem prądu przy spawaniu i średnicą drutu elektrody nie wyraża się linią prostą (rys. 10). Gęstość prądu elektrycznego przy spawaniu, i to, zarówno dla gołego drutu jak i elektrod otulonych, jest największa dla elektrod o małych średnicach i znacznie niższa dla średnic większych (rys. 11). Pod względem charakteru elektrod jest ona większa dla elektrod otulonych o otulinie rudowo-kwaśnej, a najniższa dla elektrod o otulinie zasadowej. Goły drut wykazuje wartości pośrednie. Tak znaczne

gęstości prądu przy elektrodach o małych średnicach są uwarunkowane stosunkowo dużymi stratami ciepła w czasie spawania i przy normalnych długościach elektrod doprowadziłyby do silnego grzania się tych ostatnich. Stąd wynika konieczność ograniczania długości elektrod o małych średnicach.

Pomiędzy składnikami otuliny i drutu zachodzą w czasie spawania reakcje egzo- i endotermiczne, jak podano poniżej.

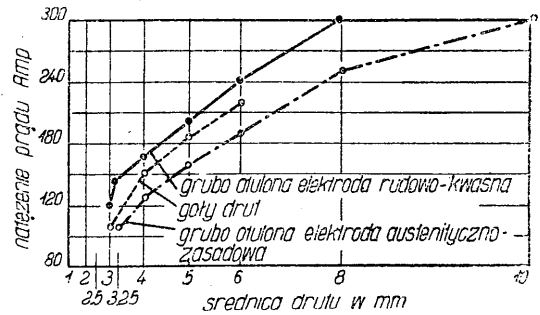
- 1) $C + O_2 = CO_2 + 3080 \text{ kcal}$
- 2) $Mn + \frac{1}{2}O_2 = MnO + 1757 \text{ kcal}$
- 3) $Mn + Fe_3O_4 = MnO + 3FeO + 409,6 \text{ kcal}$
- 4) $Fe + \frac{1}{2}O_2 = FeO + 1152 \text{ kcal}$
- 5) $Ti + O_2 = TiO_2 + 4500 \text{ kcal}$
- 6) $Si + O_2 = SiO_2 + 6750 \text{ kcal}$
- 7) $Zr + O_2 = ZrO_2 + 2820 \text{ kcal}$
- 8) $2FeO + SiO_2 = (FeO)_2 SiO_2 + 39,8 \text{ kcal}$
- 9) $MnO + SiO_2 = MnOSiO_2 + 59,0 \text{ kcal}$
- 10) $CaO + SiO_2 = CaOSiO_2 + 170 \text{ kcal}$
- 11) $Al_2O_3 + SiO_2 = Al_2O_3SiO_2 + 284 \text{ kcal}$
- 12) $CaCO_3 = CaO + CO_2 - 426 \text{ kcal}$
- 13) $MgCO_3 = MgO + CO_2 - 305 \text{ kcal}$
- 14) $2CaF_2 + SiO_2 = SiF_4 + 2CaO - 785 \text{ kcal}$

Podane wartości odnoszą się do 1 gr metalu, tlenku wzgl. związku.

Reakcje 1, 2, 5, 6 i 7 odnoszą się w głównej mierze do tworzywa drutu, pozostałe do otuliny.

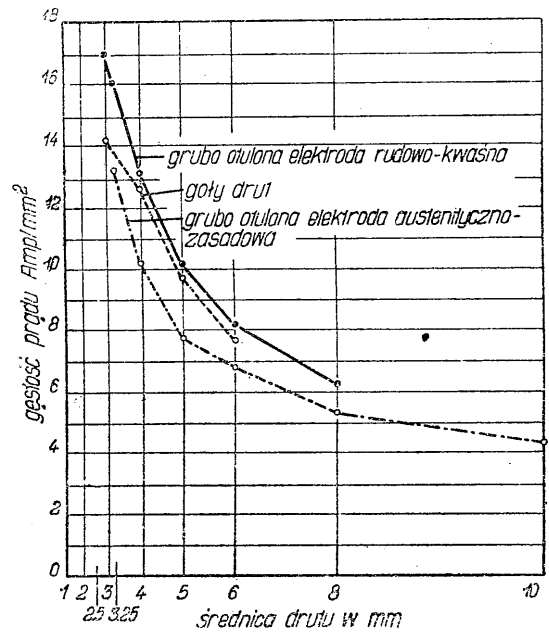
Na podstawie wyżej podanych reakcji, składu chemicznego otulin, żużli i ich wag, obliczono dla elektrod, stosowanych w praktyce, łączne ciepło reakcji i dla porównania zestawiono z ciepłem zużytej energii elektrycznej (tabl. 8). Otrzymane wyniki przeczą utartemu mniemaniu, jakoby ciepło reakcji wywierało wybitny wpływ na szybkość topienia się elektrod i zużycie energii elektrycznej, gdyż ciepło reakcji wynosi najwyżej plus 6, 3, wzgl. minus 8, 2% ogólnego rozchodu ciepła.

Elektrody używane w praktyce. Otuliny elektrod, używanych w praktyce, zawierają nieraz znaczne ilości składników. W tabl. 9 podane są przybliżone zawartości poszczególnych składników w otulinach, w zależności od rodzaju elektrod, a w tabl. 10 zestawione są dane, charakteryzujące spawalność elektrod o średnicy 4 mm.



Rys. 10.

Zależność między natężeniem prądu a średnicą drutu.



Rys. 11.

Zależność między gęstością prądu a średnicą drutu.

TABLICA 8.

Udział ciepła reakcji przy spawaniu.

Elektroda	Szybkość topienia się	Ciepło reakcji drut + otulina	Zużyta energia elektryczna	Udział ciepła reakcji
	kg/h			
Elektroda rdzeniowa	1,30	+ 50 do + 64,0	1850	2,6 do 3,4
Cienko otulona (słabo rudowo-kwasna)	1,30	+ 16	1540	1,03
Średnio otulona (kwasna)	1,40	+ 57	2160	2,50
Grubo otulona (słabo rudowo-kwasna)	1,85	+ 109	2240	4,65
Grubo otulona (rudowo-kwasna)	1,95	+ 156	2320	6,30
Grubo otulona (zasadowa)	1,50	+ 50 do + 204 ¹⁾	2100 do 2280	2,3 do 8,2
Grubo otulona austenityczna (zasadowa)	1,75	- 50 do - 140	1540 do 1560	3,1 do 8,2

¹⁾ Otulina zawiera większe ilości Fe—Si 45%.

TABLICA 9.

Skład chemiczny elektrod, używanych w praktyce.

Elektroda	Biegun	D r u t		O t u l i n a							
		C %	Mn %	Kwasy %	Krze- miany %	Rudy %	Zasady %	Fluoryt %	Zelazo stopy %	Składni- ki orga- niczne %	Alkalia %
Cienko otulona (słabo rudowo-kwaśna)	—	<0,15	<0,6	0-5	25-35	30-35	10-20	—	10-13	0-5	—
Średnio otulona (kwaśna)	— +	<0,15	<0,6	50-60	15-20	—	3-8	—	10-16	0-5	0-5
Grubo otulona (słabo rudowo-kwaśna)	— +	<0,20	<2,0	5-15	20-30	30-35	15-25	—	10-14	0-7	0-5
Grubo otulona (rudowo-kwaśna)	— +	<0,15	<0,6	30-35	5-10	30-35	15-20	—	15-21	—	—
Grubo otulona (zasadowa)	+	<0,20	<2,0	10-20	—	—	35-40	35-40	3-8	—	0-3
Grubo otulona austenityczna (zasadowa)	+	wysoko	stopowy	10-15	—	—	35-40	40-45	—	—	0-3

TABLICA 10.

Charakterystyka spawalności elektrod 4 mm \varnothing używanych w praktyce.

Elektroda	Szybkość topienia się gr/h	Prąd spawawia		Napięcie łuku V	Ilość kropeł przy przejściu	
		nateżenie Amp.	napięcie V		kropelowym n/sek	natryskowym n/sek
Biegun ujemny						
Goły drut	1400-1500	140-160	18,5-21,5	20,0-23,0	27-32	80-100
Elektroda rdzeniowa	1000-1300	135-147	14,5-20,0	17,3-21,5	4-10	40-80
średnio otulona	1300-1400	153-158	18,0-22,0	19,6-24,5	13-16	30-80
Grubo otulona (słabo rudowo-kwaśna)	1700-1850	150-160	28,0-33,5	28,0-33,5	—	90-120
Grubo otulona (rudowo-kwaśna)	1800-1950	140-155	30,0-35,0	30,0-35,0	—	60-100
Biegun dodatni						
Grubo otulona (zasadowa)	1370-1500	148-157	22,5-27,0	22,5-28,0	3-8	50-110
Grubo otulona austenityczna (zasadowa)	1630-1730	146-155	21,5-26,0	23,0-27,5	6-10	40-80

TABLICA 11.

Skład chemiczny i własności wytrzymałościowe spoin elektrod, używanych w praktyce.

	O t u l i n a		
	rudowo kwaśna	kwaśna	zasadowa
C %	< 0,09	< 0,10	< 0,12
Si %	< 0,10	< 0,10	< 0,50
Mn %	< 0,38	< 0,45	< 0,70
N ₂ %	< 0,08	< 0,10	< 0,035
Wytrzymałość na rozciąganie kg/mm ²	< 53	< 54	< 55
Wydłużenie (l=5 d) %	< 30	< 28	< 35
Udarność kgm/cm ²	< 15	< 12	< 20

Największe szybkości spawania, obok b. dobrych własności spawalniczych, posiadają elektrody o otulinie rudowo-kwaśnej, wykazując równocześnie największy % manganu w otulinie, który — na skutek znacznej zawartości w niej składników kwaśnych i rud — prawie całkowicie przechodzi do żużla.

Ustalono, że temperatury topliwości otulin rudowo-kwaśnych i kwaśnych wahają się w granicach 1160 — 1200°, a otulin zasadowych 1080 — 1140°. Temperatury topliwości odnośnych żużli są nieco wyższe i wynoszą przy otulinach rudowo-kwaśnych i kwaśnych 1200 — 1330°, a zasadowych 1150 — 1190°.

Wielkość „równoważnika topienia“ elektrod, stosowanych w praktyce, maleje przy powiększeniu grubości otuliny, co znajduje wytłumaczenie w zużyciu pewnej części energii na roztopienie otuliny. Z tego wynika, że grubo otulone elektrody pobierają przy spawaniu więcej energii elektrycznej aniżeli elektrody o cienkiej otulinie, wzgl. goły drut.

Skład chemiczny i własności wytrzymałościowe spoin wykonywanych elektrodami używanymi w praktyce (tabl. 11), świadczą o przewodzie pod tym wzglę-

dem elektrod o otulinie zasadowej nad innymi rodzajami.

Należy to przypisać niskiej zawartości niemetalicznych wtrąceń, tlenu i azotu w spoinie, przez co uzyskuje się lepszą ciągliwość i udarność.

W. Czyrski

Metalografia, własności i próby.

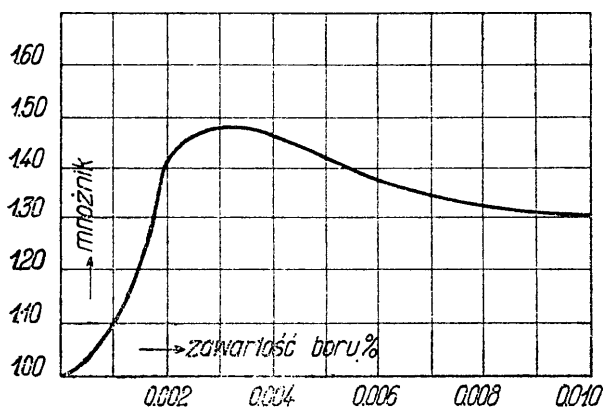
Bor w stali. *)

Guillet 1) w 1907 r. pierwszy opublikował wyniki badań, dotyczących własności stali, zawierającej bor w ilości od 0,21 do 1,51%.

Walter 2) zauważył, że b. małe dodatki boru polepszają własności stali. Patent Waltera, wydany w 1924 r. na stal z borem, określa dodatki boru w ilości 0,001 do 0,10%. Wg Waltera bor podwyższa hartowność stali i rozdrabnia ziarno.

Naton i Piwowarsky 3) w 1937 r. zauważyli, że dodatek boru podwyższa hartowność stali.

Autor niniejszego artykułu wraz ze współpracownikami w latach 1937—1939 (Instytut Metalurgii i



Rys. 1.

Wpływ boru na hartowność stali (Grossmann).

Metalożnawstwa Politechniki Warszawskiej) stwierdzili, że dodatek boru sprzyja hartowności stali. Wyniki tych badań, wskutek wybuchu wojny, niestety nie były opublikowane.

Grossmann 4) przeprowadził systematyczne badania wpływu boru na hartowność stali. Na podstawie wykresu, przedstawionego na rys. 1 Grossmann twierdzi, że bor jest nadzwyczaj potężnym środkiem do zwiększenia hartowności stali, przy czym maksymalne zwiększenie hartowności otrzymujemy przy b. niewielkich dodatkach boru, nieprzekraczających 0,0025% B. Mnożnik, odłożony na osi rzędnych wykresu, odnosi się do zwiększenia hartowności stali, spowodowanej dodatkiem boru; w ilości 0,002% B mnożnik wynosi 1,40, co znaczy, że dzięki dodatkowi do stali tej ilości boru, hartowność stali zwiększyła się 1,40 razy.

Procenty boru na osi odciętych wyrażają, że dodany do stali, nie zaś rzeczywicie znajdujący się w stali jako dodatek stopowy.

Lippert 5) zaleca stosowanie boru do stali węglowych o 0,20 — 0,60% C, obrabianych cieplnie. Lippert analizuje również sposób dodawania boru do stali i zaleca w tym celu stop t. zw. „Silicaz“.

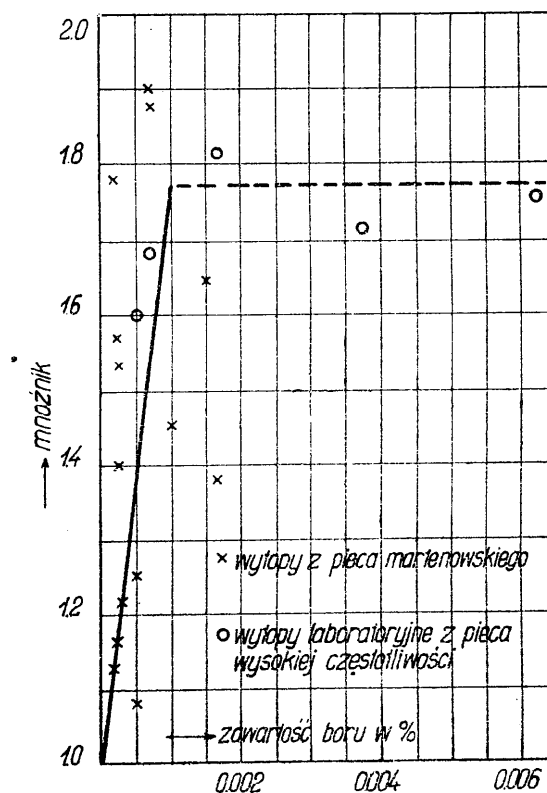
1942 r. Comstock 7) opisał wyniki, otrzymane przez dodanie do 5 wytopów stali węglowej 0,40% odtlenia-czy, zawierających bor. Bor zwiększył hartowność stali lecz jednocześnie, spowodował powstanie gruboziar-nistej struktury stali, zwłaszcza gdy został dodany ja-

ko żelazo-bor. Niewielkie dodatki boru wpłynęły na do-brą ciągliwość przy wysokiej wytrzymałości na rozcią-ganie dla stali hartowanych i odpuszczanych przy nis-kich temperaturach. W następnej pracy Comstock 6) opi-suje zastosowanie boru z tytanem, do stali średniowę-glowych, obrabianych cieplnie. Dodatki te wpłynęły b. korzystnie na zwiększenie hartowności oraz jedno-rodność hartowania tych stali.

W 1942 r. sprawozdanie amerykańskiego Instytutu Żelaza i Stali (American Iron and Steel Institute 8), dotyczące hartowności i własności wytrzymałości-owych stali z borem, stwierdza, że zwiększenie hart-owności jest niezależne od dodanego stopu z borem do stali, natomiast zmienia się, zależnie od typu stali. Sprawozdanie to podkreśla, że zwiększeniu hartowno-ści stali towarzyszyło zwiększenie wytrzymałości w przekrojach krytycznych i często zwiększenie cią-gliwości, zwłaszcza udarność stali zahartowanej i od-puszczonej przy niskich temperaturach.

Tisdale 9, 10, 11) zaleca stosowanie boru jako środ-ka, zwiększającego hartowność stali. Kruchość na go-rąco, spotykana czasami w stalach z borem, jest po-wodowana przez roztwory stałe węglików żelaza i że-lazo-boru, tworzących warstewki na granicach ziarn. W niektórych stalach zawartość boru do 0,008% B nie wywoływała kruchości na gorąco; ogólnie biorąc, za-wartość boru, nieprzekraczająca 0,003% B jest zupeł-nie bezpieczna.

Crafts i Lamont 12), używając tej samej metody mnożnika co i Grossmann, znaleźli (Rys. 2), że mnożnik hartowności zwiększa się proporcjonalnie do zawar-tości boru (ok. 0,001% B) aż do 1,76; mnożnik ten po-zostaje stały przy dalszym zwiększeniu zawartości bo-ru w stali aż do 0,006% B.



Rys. 2.

Wpływ boru na hartowność stali (Crafts i Lamont).

*) Opracowanie to oparte jest głównie na sprawo-zdaniu Amerykańskiego Biura Górniczego (Unitet Sta-tes Bureau of Mines Report on investigations) Nr 3816, czerwiec 1945 r.

Dodatek boru polepsza tylko własności stali hartowanej. Bor nie wywiera prawie żadnego wpływu na własności stali (w znaczeniu przemysłowym) normalizowanych, wyżarzanych, lub zahartowanych i później odpuszczanych przy wysokich temperaturach. Właściwe więc użycie boru jako składnika stopowego polega na zwiększeniu hartowności i dodatek ten będzie dobrze użyty tylko wtedy, gdy potrzebujemy stal w stanie zahartowanym, odpuszczonej przy niskich temperaturach.

Burns, Moore i Archer 13) znaleźli, że twardość powierzchniowa stali węglowych i stopowych zależy głównie od zawartości węgla danej stali, a mniej od dodatków stopowych.

Głębokość hartowania zależy jednak głównie od dodatków stopowych stali; stale węglowe, jak dobrze wiadomo, hartują się płytko, stale stopowe hartują się na całym przekroju.

Dla stali, zahartowanej na wskroś i odpuszczonej przez równomierne nagrzanie, własności wytrzymałościowe (Rr, Qr, HBr, A%, S%) są w ścisłej zależności między sobą, a udarność i wytrzymałość na zmęczenie można również określić z innych cech wytrzymałościowych, bez większego błędu. Dzięki tej współzależności cech wytrzymałościowych stali zahartowanych i odpuszczonych badanie hartowności stali nabiera szczególnie ważnego znaczenia, zwłaszcza w celach przemysłowych.

Tam, gdzie nie chodzi o specjalne własności stali (jak odporność na korozję, wytrzymałość przy wysokich temperaturach itp), każda kombinacja dodatków stopowych, dająca tę samą hartowność, będzie jednako dobra. Stąd wniosek, że stale z borem, jako dodatkiem stopowym, dające pewną hartowność, mogą zastąpić wiele innych gatunków stali stopowych, o tej samej hartowności.

Badania amerykańskie. W czasie ostatniej wojny prowadzono w Ameryce intensywne badania nad wpływem boru jako dodatku stopowego stali. Najbardziej wyczerpujące badania zostały przeprowadzone przez Biuro Górnicze Departamentu Spraw Wewnętrznych. Publikacja tego Biura, ogłoszona w lipcu 1945 r., pt. „Effects of Bore in Steel“ jest najbardziej wyczerpującym badaniem w tym przedmiocie.

Zbadano 119 gatunków stali węglowych i manganowych, specjalnie w tym celu przygotowanych.

Analizy średnie wytopów mieściły się w następujących granicach:

C%	Mn%	Si%	B%
0,18—2,47	0,47—1,78	0,10—1,78	0,0010—0,012

Stal wytopiono w piecu wysokiej częstotliwości 35 kVA. Wsad zasadniczy składał się z 17 funtów czystych prętów stali niskowęglowej. Po stopieniu i osiągnięciu przepisanej temperatury kąpieli dodawano Fe—Si 50%, a następnie średniowęglowego Fe—Mn, w ilości potrzebnej do odtlenienia kąpieli oraz osiągnięcia odpowiedniej zawartości manganu i krzemu. Następnie ściągano starannie cały żużel i na powierzchnię kąpieli dodawano stopy boru. Po rozpuszczeniu się dodatku boru stal odlewano do wlewnic, których nadstawki uprzednio podgrzewano. Wlewki chłodzono powoli, a następnie przekuwano pod młotem na pręty okrągłe od 1—1/4 cala średnicy. Od głowy i stopy wlewków, w czasie kucia, odcinano spore odrzuty.

Stopy boru. W tabl. 1 podano skład chemiczny 16 stopów boru, użytych do wprowadzenia boru do stali. Stopy C, F i G zostały przygotowane na miejscu, inne nabyto na rynku.

Stopy: silivaz, silicaz, bortam i karbortam używane są również jako specjalne odtleniacze. Inne stopy są przeważnie stopami dwuskładnikowymi boru z Ti, Fe, Mn, węglem, Cr lub Ni.

Hartowność stali borowych badano przy pomocy próby hartowności Jominy'ego, zgodnie z normą, zatwierdzoną przez Amerykańskie Stowarzyszenie Badania Materiałów 14, 15, 16). (American Society for Testing Materials).

Wielkość ziarna austenitu w czasie hartowania określano na podstawie porównania przełomów z prób hartowności Jominy'ego z przełomami znormalizowanymi, co do wielkości ziarna austenitu. Zanieczyszczenia określano metalograficznie lub też za pomocą elektrolitycznej metody ekstrakcji zanieczyszczeń 17, 18).

Analizy chemiczne wykonywano z wiórków, pobranych z prób hartowności danej stali. C, Mn, Si itd. określano zwykłymi metodami, natomiast dla określenia ilościowej zawartości boru zastosowano metodę, używaną przez Youngstown Sheet and Tube Co 22). Badano również próbne stale na zawartość P, S, Ni, Cu, Mo, Cr, V itp., w celu ustalenia, czy obecność tych składników nie wpływa na wyniki hartowania. Całkowitą zawartość Al, Ti, V i rozpuszczalnego w kwasach Zr określano metodą Cunninghama 18), dla tych stali, gdzie dodatki te wprowadzono razem z boro-stopem.

Wytapianie stali z borem w piecu wysokiej częstotliwości oraz przeróbka plastyczna na gorąco tych stali nie przedstawiała żadnych trudności. Tisdale, Schenek i inni zaznaczali, że obecność w stali boru powyżej 0,007% B powoduje kruchość na gorąco. Jeden z badanych wytopów, zawierający 0,017% B, został przekuty bez żadnych trudności, natomiast wytop o 0,024% B wykazał kruchość na gorąco, co wskazuje, że kruchość ta występuje dla zawartości boru między 0,017—0,024% B. Stwierdzono również, że bor nie wpływa na rozwinięcie gruboziarnistej struktury, co nie zgadza się z obserwacjami Tisdale'a i Cmsstoka.

Ilość zanieczyszczeń niemetalicznych nie przekraczała normy, przyjętej dla stali i żaden ze stopów boru nie okazał się pod tym względem szkodliwy.

Obliczenie mnożnika hartowności dla boru. Jak wiadomo, za pomocą metody Grossmanna (4), znając analizę chemiczną oraz wielkość ziarna stali, można obliczyć mnożnik hartowności z dokładnością 10—15%.

Metoda Grossmanna opiera się na założeniu, że czysty stop Fe—C posiada pewną hartowność, każdy więc dodatek stopowy, zwiększający hartowność może być określony przy pomocy mnożnika, przez który należy pomnożyć zasadniczą hartowność czystego stopu Fe—C. W ten sposób całkowita hartowność danej stali jest iloczynem wszystkich mnożników, z poprawką na wielkość ziarna. Jeżeli więc znamy hartowność zasadniczego stopu Fe—C, mnożniki hartowności poszczególnych składników oraz wielkość ziarna, można obliczyć mnożnik hartowności dla nowego składnika stali-boru.

Przy obliczaniu mnożnika dla boru oparto się na metodzie Grossmanna, używając również obliczonych przez tego badacza mnożników hartowności dla poszczególnych składników stali, z wyjątkiem Mn i Si, gdzie oparto się na wykresach Crafts'a i Lamota 12).

W badanych stalach obecność innych składników (poza węglem), mogących wpływać na hartowność, przedstawiała się następująco:

TABLICA I.
Skład chemiczny stopów handlowych, zawierających bor.

Nazwa stopu	Określenie	Skład chemiczny (przybliżony) %									
		B	Ti	V	Zr	Al	Si	Mn	C	inne	Fe
Silivaz 3	Silivaz	0.5	10	10	6	6	37	-	-	-	reszta
Silicaz 3	Silicaz	0.5	10	-	4	7	37	-	-	10 Ca	.
Bortam	Bortam	1.7	17	-	-	14	21	22	-	-	..
Karbortam	Carbortam	1.0	16	-	-	1.5	3	-	7	-	..
Borosil	Borosil	3.5	-	-	-	-	42	-	-	-	..
Tytano-bor	TiB	13	50	-	-	-	-	-	14	-	..
Żelazo-bor	FeB	10.2	-	-	-	-	-	-	0.70	-	..
Mangano-bor	MnB	20.8	-	-	-	-	-	reszta	-	-	..
Węgiel boru	B C	78	-	-	-	-	-	-	21	-	..
Szkło borowe	B ₂ O ₃	-	-	-	-	-	-	-	0.30	99 B ₂ O ₃	-
Boraks	Na ₂ B ₄ O ₇	-	-	-	-	-	-	-	-	100 Na ₂ B ₄ O ₇	-
Chromo-bor	Cr B	71.2	-	-	-	-	-	-	-	Cr reszta	-
Niklo-bor	NiB	10.7	-	-	-	-	-	-	-	Ni reszta	-
C	C	8.0	-	-	11.2	-	-	-	3.2	-	reszta
F	F	6.5	-	-	14.5	-	15.5	-	2.8	-	.
G	G	9.8	-	-	42.0	-	-	-	2.7	-	..

Zawartość maksymalna

S	—	0,030 %
P	—	0,015 %
Cr	—	0,020 %
Mo	—	0,005 %
Al	—	—
V	—	—
W	—	—

Stwierdzono, że ilość Ti, wprowadzonego do stali przez bortam, karbortam i tytano-bor, nie miała widocznego wpływu na hartowność odnośnych stali. Przy użyciu silivazu i silicazu, tytan, obecny w stali wpływał na hartowność i V przy silivazie (p. tabl. 1). Procent Zr, wprowadzonego przy użyciu silivazu, silicazu

Dla tych składników wprowadzono ogólny mnożnik hartowności równy 1,07, uwzględniany przy obliczeniach mnożnika dla boru. Obliczenia mnożnika hartowności dla boru dokonywano w następujący sposób:

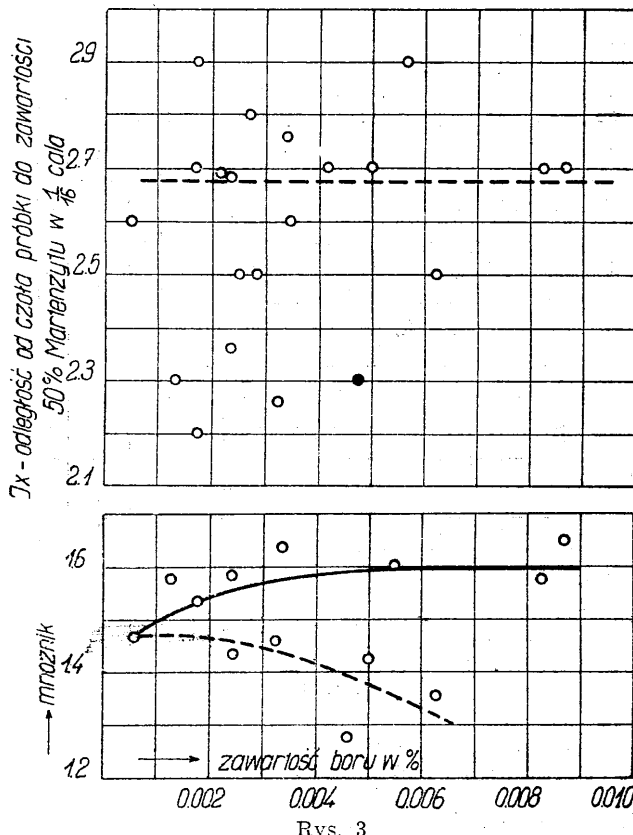
Przypuśćmy, że zasadnicza hartowność stali węglowej wynosi 1,12 cala, co znaczy, że jest to krytyczny przekrój, do którego dana stal węglowa hartuje się na wskroś. Stal ta posiada więc zasadniczy mnożnik dla określonej zawartości węgla i przy pewnej wielkości ziarna, który trzeba pomnożyć przez mnożnik ostateczny 1,12, reprezentujący idealny krytyczny przekrój hartowania na wskroś dla tej stali.

Jeśli teraz do tej stali wprowadzony jest bor, hartowność tej stali, tj. krytyczny przekrój hartowania na wskroś otrzymamy z próby hartowności Jominy'ego (Pomiędzy metodą badania hartowności Grossmanna i Jominy'ego istnieje związek, tak że jest możliwym otrzymywane liczby wyrażać wg. jednostek Grossmanna lub Jominy'ego).

Przypuśćmy więc, że krytyczny przekrój z próby Jominy'ego, przetłumaczony na jednostki Grossmanna wypada 1,60 cala dla stali z borem. Mnożnik dla boru wyniesie:

$$\frac{1,60}{1,12} = 1,43.$$

Przy obliczaniu w ten sposób mnożnika hartowności dla boru w stalach badanych wprowadzono poprawki na obecność V, Al, Zr, Ti, tam, gdzie dodatki te były wprowadzone razem z boro-stopem, korzystając z mnożników, obliczonych przez Crafts'a i Lamota dla tych składników.



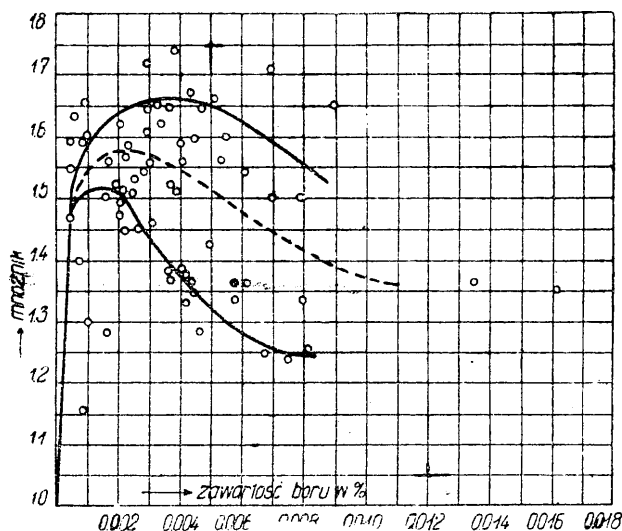
Rys. 3.

Porównanie między wartościami Jx i mnożnikiem hartowności dla stali z borem.

i stopów C, F i G oraz procenty Al, wprowadzone do wytopów przy silivazie, silicazie i bortamie, były niewielkie i nie wpływały na hartowność.

Początkowo przypuszczano, że przez porównanie krzywych hartowności prób Jominy'ego dla stali o podobnej analizie chemicznej, wpływ zwiększających się ilości boru w tych stalach na hartowność będzie mógł być ustalony.

Z wykresu Rys. 3 (część górna) dla 21 wytopów stali o podobnej analizie chemicznej widać, że tą metodą nie można ustalić wpływu boru na hartowność. (Na osi rzędnych wartości Jx są odległościami pomiarów co $\frac{1}{16}$ cala, od zahartowanej powierzchni próbki aż do miejsca na przekroju, gdzie w strukturze występuje tylko 50% martenyżu). Obliczenie jednak mnożników hartowania dla boru w każdej stali (metodą podaną wyżej) i zbudowanie wykresu mnożników dla boru wskazuje wyraźnie, że bor do zawartości 0,006% zwiększa hartowność stali; (wartości mnożników dla krzywej przerywanej rys. 3, wykres dolny, będą omówione osobno). Dla mnożników hartowności boru dla innych wytopów stali z borem, o zawartości boru do 0,018% B, otrzymano wykres rys. 4. Linia prosta dla zawartości boru poniżej 0,0006% B została zapożyczona z wykresu Craftsa i Lamonta (p. wykres rys. 2), którzy obliczyli mnożnik hartowności dla 16 wytopów stali o zawartości boru od 0 do 0,0010% B. Od 0,0006% B, mamy właściwie pole mnożników hartowności boru, co jest spowodowane tym, że dla każdej zawartości boru mamy 2 wartości mnożnika: maximum i minimum; wykreślono więc krzywe, odpowiadające mnożnikom maksymalnym i minimalnym; krzywa przerywana oznacza wartości średnie. Tę skłonność do dużego rozrzutu w wartościach mnożnika hartowności boru, wykazał cały szereg wytopów o podobnej analizie chemicznej. Dość poważny wpływ na ten rozrzut wyników ma również sama metoda obliczania mnożnika hartowności, oparta na metodzie Grossmanna, której dokładność, jak zaznaczono wyżej, wynosi 10—15%. Krzywe maximum i minimum, porównane z krzywą średnią, leżą w tych granicach.



Rys. 4.

Krzywych na rys. 4 nie można porównać z krzywymi wpływu boru na hartowność stali, podanych na rys. 1 i 2. Grossmann (rys. 1) podał krzywą dla boru, dodanego do stali, nie zaś dla rzeczywistej zawartości boru w stali, a krzywa Craftsa (rys. 2) i Lamonta dla zawartości boru powyżej 0,0006% B, opiera się tylko na 5 punktach. Krzywe z rys. 4 potwierdzają często

powtarzane obserwacje przez różnych badaczy, że bor przy zawartości ok. 0,0025% B wywiera największy wpływ na hartowność stali i że przy wyższych zawartościach boru hartowność ulega zmniejszeniu.

Z rys. 4 widać również, że b. niewielkie dodatki boru do stali wywierają b. poważny wpływ na zwiększenie hartowności. Tak np. przy obecności w stali 0,003% B mnożniki są następujące:

Mnożnik	Maximum	Średni	Minimum
	1.65	1.58	1.43

co oznacza, że hartowność stali została podwyższona o 43 do 65%, w porównaniu ze stalą węglową o tej samej analizie, nie zawierającą boru. Obliczenia na podstawie mnożnika hartowności 1,58 dla 0,003% B w stali wykazują, że te 0,003% B jest równoważne: 0,87% Si, 0,79% Ni, 0,27% Cr, 0,12% Mn i 0,23% Mo.

Mówiąc inaczej, wpływ tej niewielkiej ilości boru na hartowność stali jest 263 razy większy od wpływu Ni, 90 razy większy od Cr, 40 razy większy od Mn i 70 razy od Mo.

Grossmann ustalił, że wpływ składników stopowych na hartowność stali nie sumuje się lecz jest iloczynem, to zn., że jeżeli jakieś 2 składniki stopowe oddziałują jednakowo na hartowność, większą przenikliwość hartowania otrzymamy stosując np. po 0,5% każdego z 2 składników, aniżeli przy zawartości 1,0% tylko jednego składnika. Jeżeli więc mamy stal stopową, o zawartości jednego lub kilku składników stopowych, niewielki dodatek boru pozwoli na zredukowanie jednego lub kilku składników stopowych bez zmniejszenia hartowności stali.

Np. jeżeli stal zawiera 0,40% Mo, zawartość ta może być zmniejszona do 0,11% Mo przez dodatek boru, bez zmiany hartowności. Podobnie chrom z zawartości 1% Cr może być zredukowany do 0,46% Cr przez 0,003% B i hartowność stali pozostanie niezmienną. Wartości te są ściśle teoretyczne, a ponieważ wytop stali jest ciągle jeszcze daleki od ścisłej nauki, teoretyczne wartości dla boru, jako składnika zastępującego inne składniki stopowe, można uważać tylko jako dane przybliżone. Rzeczywiste wartości należy w każdym konkretnym wypadku wypośredkować z praktyki.

Stopy boru i metody wprowadzania boru do stali.

Jako źródła boru użyto 16 boro-stopów, wyszczególnionych w tabl. I. Wydajność stopu określono stosunkiem:

$$\frac{\text{zawartość boru w stali } \%}{\text{ilość boru, dodanego do stali}} \times 100 \\ (\text{ilość boru w stopie } \%)$$

Wydajności te powinny osiągnąć wyższe wartości w przypadku wytopów w piecach martenowskich lub elektrycznych łukowych, ponieważ metal w piecu elektrycznym wysokiej częstotliwości jest bardziej narażony na utlenianie aniżeli przy innych procesach. Prądy wirowe, powodują jak wiadomo stałe mieszanie kąpieli, co poza dodatnimi stronami ma również stronę ujemną, mianowicie stałe świeży; metal jest doprowadzany na powierzchnię kąpieli, gdzie ulega utlenieniu za pośrednictwem żużla lub wprost atmosfery. Comstock (6), który dodawał bortam i karbortam do wytopów z pieca wysokiej częstotliwości zauważa: „przy dużych wytopach, które są w mniejszym stopniu utleniane bor nie spala się tak szybko i wystarcza 2 razy mniejsza ilość stopu dla tej samej zawartości boru w stali“.

Najważniejszą rzeczą jest, aby przed datkiem stopu boru kąpiel była uspokojona oraz dokładnie zdjęty żużel.

Używano następujących sposobów dodawania do kąpieli boro-stopów:

1) stop rzucano wprost na powierzchnię kąpieli,
2) stop zamykano w kopertę z cienkiej blachy i rzucano na powierzchnię kąpieli,

3) kopertę ze stopem umocowywano do pręta stalowego i zanurzano do kąpieli.

Wyniki nie różniły się znacznie i dla większości wytopów stosowano metodę dodawania stopu-boru jak pod 1.

Wydażność poszczególnych stopów ilustruje tablica II.

TABLICA II.

Stop	Ilość wytopów	Rozsiew wydajności w %	Wydażność % średnia
Żelazo-bor	29	49.3 — 130.0	79.5
Tytano-bor	13	16.7 — 94.5	56.0
Silicaz	7	72.0 — 120.0	98.9
Mangano-bor	7	66.2 — 87.7	78.0
Chromo-bor	6	48.4 — 100.5	72.5
Borosil	5	84.7 — 139.0	88.7
Bortam	5	21.3 — 55.7	38.5
Węglik boru	4	80.7 — 119.0	98.0
Silivaz	4	73.0 — 106.0	88.0
Karbotam	4	36.2 — 88.5	61.1
Niklo-bor	3	76.7 — 98.5	88.6
C	2	49.0 — 50.0	49.5
F	1		58.1
G	1		32.0

Jak widać z tabl. II, rozsiew między maximum i minimum wydajności jest duży dla wszystkich stopów. Przyczyną tego był niejednorodny skład chemiczny stopów, czym również tłumaczą się wydajności ponad 100%; poza tym na wyniki te wpływały małe ilości stopów, dodawanych do kąpieli.

Należy jednak stwierdzić, że stopy silicaz i silivaz, posiadające składniki dodatkowe, w celu zabezpieczenia boru od utlenienia, dają wysokie wydajności. Bortam i karbotam mają wydajności mniejsze.

Wydażność nie była zakłócona, ani zależna od ilości dodanego boru, ani od ilości węgla i krzemu w kąpieli.

Gillet i Mack 19) otrzymali wydajność 57 — 129% przy dodaniu żelazo - boru do pieca łukowego. Wasmuth 20) — 70% przy dodaniu 20% żelazo - boru do pieca wysokiej częstotliwości. Cernelius 21) — 75 — 80%, w warunkach podobnych jak Wasmuth.

Składniki obecne w stopach boru poza borem, nie wpływały widocznie na hartowność, z wyjątkiem składników silivazu i silicazu. Np. w przypadku dodania 0,005% B jako silivazu — wprowadzamy jednocześnie do stali: 0,10% Ti, 0,10% V, 0,06% Zr, 0,06% Al i 0,37% Si. Glin i cyrkon spala się, lecz Ti, V i Si pozostają w stali i wpływ tych dodatków na hartowność musi być brany pod uwagę przy ocenie wpływu boru. Specjalnie wanad może tu zwiększać hartowność, tytan natomiast może działać odwrotnie. Przy silicazie mamy podobne warunki.

Silivaz, silicaz, borosil zawierają ok. 40% Si, bortam 21% Si, ostateczna więc zawartość krzemu w stali może być wyższa od zawartości wymaganej.

Ogólne uwagi.

1) Żelazo-bor jest doskonałym środkiem wprowadzenia boru do stali.

2) Węgliki chromu i boru, nie wywierają ujemnego wpływu na obrabialność stali.

3) Stop węgla i boru, dodawany do płynnej kąpieli, powoduje wybuchową reakcję. Powierzchnia wlewków jest wadliwa.

4) Tytano-bor wywołuje powstawanie we wlewkach nadmierne rozwiniętej jamy usadowej. Stabilizuje austenit.

5) Mangano-bor i stopy nikiel-bor, używane przy odlewaniu stopów niezelaznych, są również dobrym środkiem wprowadzania boru do stali.

6) Silivaz, silicaz i tytano - bor rozpuszczają się z trudnością w płynnej stali.

7) Boraks (Na₂ B₄ O₇) i szkło borowe (tlenek boru B₂ O₃) okazują się również dobrymi źródłami boru dla stali. Znalezione, że 5 gr boraksu lub 4 gr B₂ O₃ spowodują zawartość 0,005% B w 15-funtowym wlewku, podczas gdy w celu otrzymania tej samej zawartości boru trzeba było dodać do kąpieli 69 gr silicazu, 77 gr silivazu, 11 gr borosilu 4.15 gr ferrobora. Ponadto boraks i B₂ O₃ są obfitym źródłem boru Np. w jednym z wytopów dodatek 10.9 gr B₂ O₃ do kąpieli (15 funtów) wprowadził do stali 0,123% B. Przytoczone dla boraksu i B₂ O₃ wyniki są sprzeczne z twierdzeniem Gurrya 22) że boraks redukuje się b. słabo w dobrze cdtlenionej kąpieli i że przez dodatek boraksu najwyżej 0,001% B może być wprowadzone do stali.

Ponieważ boraks i tlenek boru (B₂ O₃) są stosunkowo tanie i łatwo jest otrzymać je na rynku, metoda wprowadzania tych dodatków do stali, jako źródła boru, zasługuje na uwagę i gruntowne zbadanie.

Oznaczenie chemiczne boru w stali.

Najprostszą metodą analizy ilościowej boru w stali jest metoda kolorymetryczna, opisana ostatnio przez Rudolpha i Flickingera 22). Metoda ta jest stosunkowo prosta i doświadczony analityk może wykonać 15 — 20 oznaczeń boru w stali w ciągu 8 godz.

Istniejące metody analizy ilościowej boru pozwalają wykryć 0,0002% boru, rozpuszczonego i nierozpuszczonego w stali, co daje dokładność rzędu 0,0004% ogólnej ilości boru w próbce stali.

W tabl. III podano porównanie między oznaczeniem boru w stali metodą kolorymetryczną i metodą destylacji, połączonej z miareczkowaniem. Wyniki są zgodne.

TABLICA III.

Porównanie metod analizy ilościowej boru w stali.

Nr. próbki	% boru (ogólny)	
	Metoda kolorymetryczna	Metoda destylacji i miareczkowanie
1	0.0024	0.0021
2	0.0031	0.0030
3	0.0031	0.0029
4	0.0051	0.0047
5	0.0044	0.0041
6	0.0041	0.0045
7	0.0008	0.0010

TABLICA IV.

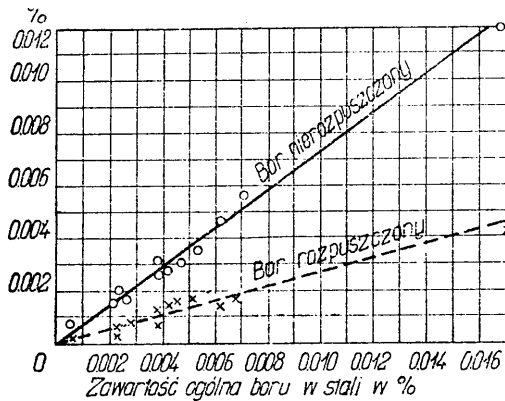
Dokładność metody kolorymetrycznej.

Ilość oznaczeń	% boru (ogólny)	
	Próbka Nr 33	Próbka Nr 46
1	0.0054	0.0031
2	0.0052	0.0033
3	0.0055	0.0033
4	0.0052	0.0034
5	0.0055	0.0032
Inne laborator.	0.0050	0.0034

Dokładność metody kolorymetrycznej oznaczania ilościowego boru w stali ilustruje tabl. IV.

Dla każdego poszczególnego oznaczenia był użyty inny barwnik. Jak widać z tablicy dokładność metody kolorymetrycznej jest zupełnie zadawalająca.

Gdy źródłem boru w stali są stopy silivaz lub silicaz, występują pewne trudności przy kolorymetrycznej metodzie oznaczania boru, a mianowicie zmienia się kolor roztworu kwaśnego. Kolor ten staje się w sposób ciągły coraz bardziej niebieski i reakcja ta nie

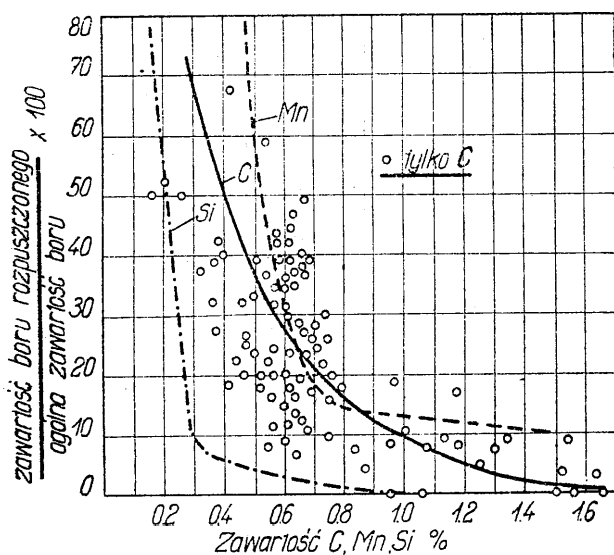


Rys. 5.

Stosunek między borem rozpuszczonym i borem nierozpuszczonym w stali.

ustaje nawet po upływie 24 godz. Przyczyna tego zjawiska jest dotychczas niewyjaśniona. W celu uniknięcia błędów należy kolor roztworu (w przypadkach silivazu lub silicazu jako źródła boru w stali) porównywać z kolorem roztworu standardowego, natychmiast po dodaniu barwnika (chino-alizaryna).

Oznaczanie boru w stali składa się właściwie z 2 analiz: a) boru rozpuszczonego i b) boru nierozpuszczonego. Ogólna zawartość boru jest oczywiście sumą tych 2 wartości. Stosunek między borem rozpuszczonym i nierozpuszczonym dla 12 wytopów stali z borem o analizie: C. 0.47 — 0.57% Mn—0.56 — 0.67 i Si 0.19—0.31% ilustruje Rys. 5. Zupełnie podobny wykres otrzymano dla dalszych 21 wytopów stali o analizie: C—0.58 — 0.65%, Mn — 0.52 — 0.63% i Si — 0.20 —



Rys. 6.

Wpływ węgla na rozpuszczony w stali bor.

0.35% tak, że stosunek przedstawiony na Rys. 5 między borem rozpuszczonym można uważać za stały i niezależny od typu stopu boru, z którym bor został dodany do stali. Z wykresu widać, że ilość boru rozpuszczonego i nierozpuszczonego, wzrasta liniowo wraz ze wzrostem zawartości boru w stali, przy czym ilość boru nierozpuszczonego rośnie szybciej. Wydaje się, że zarówno bor rozpuszczony jak i nierozpuszczony wpływają na hartowność.

Wpływ węgla na ilość rozpuszczonego boru w stali ilustruje Rys. 6, sporządzony dla wszystkich wytopów stali, z wyjątkiem tych, do których bor dodano w postaci: silivazu, silicazu, bortamu i karbortamu.

Rozsiew punktów na wykresie spowodowany jest wahaniami w analizie chemicznej poszczególnych wytopów. Z wykresu widać wyraźnie, że ilość boru, rozpuszczonego w stali, zmniejsza się wraz ze zwiększeniem zawartości węgla. Krzywa wskazuje więc na zwiększenie się ilości węglików boru w stali (bor nierozpuszczalny) wraz ze zwiększeniem zawartości węgla w stali.

Podobne krzywe otrzymano dla krzemu i manganu, ilość więc boru, związanego w węglikach boru (bor nierozpuszczalny) wzrasta wraz ze zwiększeniem ilości węgla, krzemu i manganu w stali.

Wnioski.

1) Bor jest dodatkiem stopowym, zwiększającym hartowność stali.

2) Kolorymetryczna analiza ilościowa boru w stali jest prosta, szybka i dokładna. Pomiedzy borem wolnym (rozpuszczalnym), borem związanym (nierozpuszczalnym) i całkowitą zawartością boru w stali istnieje prosta liniowa zależność. Węgiel, krzem i mangan wpływają na stosunek wzajemny boru wolnego i związanego w stali.

3) Stale borowe odznaczają się dużą hartownością, przy niskich zawartościach boru. Struktura stali borowych, przy prawidłowej obróbce cieplnej, jest jednorodna i drobnoziarnista. Stale z borem kują się dobrze.

4) Bor może być wprowadzony do stali przy pomocy rozmaitych stopów. Boraks i szkło borowe (B₂O₃), środki tanie, mogą być b. dobrym źródłem boru w stali.

5) Bor, niezależnie od stopu (środku) przy pomocy którego został do stali wprowadzony, posiada określony wpływ na hartowność. Inaczej mówiąc, pewien % boru, znajdujący się w stali, zwiększa hartowność o określoną wielkość.

6) Mnożnik hartowności stali, wywołany wpływem boru, zwiększa się, osiągając maximum równe ok. 1.58 przy ok. 0.003% boru w stali. Przy dalszym wzroście zawartości boru w stali, mnożnik ten ulega zmniejszeniu, czyli że więcej aniżeli 0.003% boru w stali, z punktu widzenia hartowności stali, jest niepotrzebne.

7) Nieznaczny dodatek boru do stali zwiększa hartowność w znacznie silniejszym stopniu aniżeli inne dodatki stopowe; 0.003% boru w stali jest równoważne pod tym względem zawartości: 0.87% Si, 0.79% Ni, 0.27% Cr, 0.12% Mn, 0.23% Mo.

Bor, jako dodatek stopowy, może być wprowadzony do stali, w celu zwiększenia jej hartowności i zastąpienia częściowego lub całkowitego innych dodatków stopowych, bardziej cennych.

Bor będzie najbardziej pożytecznym dodatkiem stopowym dla stali węglowych o średniej zawartości węgla, ponieważ stali węglowych o niskiej zawartości węgla zazwyczaj nie trzeba hartować i odpuszczać.

Bor można dodawać do wszystkich stali, zmniejszając odpowiednio inne dodatki stopowe, dodawane w celu polepszenia hartowności, albo też dodając maximum boru 0.003%, możemy wytwarzać nowe gatunki stali, o właściwościach, wymaganych dla danego celu. Sposoby wprowadzania boru do kąpieli metalowej mogą być rozmaite. W celu otrzymania możliwie wysokiej wydajności, tj. zmniejszenia strat boru przez spalanie, należy dodawać stop boru do kąpieli absolutnie uspokojonej. W celu lepszego rozprowadzenia boru w całej masie płynnej stali, stop boru należy również dodawać w kilku porcjach do kadzi w czasie spustu stali z pieca, lecz przed tym, zanim żużel rozpocznie splotać do kadzi.

Przeróbka plastyczna na gorąco (kucie, wałcowanie, prasowanie) stali z borem nie następuje trudności większych, aniżeli przeróbka stali bez boru.

Stal z borem jest stałą do obróbki cieplnej. Po ostatecznym ukształtowaniu stali z borem (ewentualnie po obróbce mechanicznej) należy dane przedmioty zahartować i odpuścić przy niskich temperaturach. Tylko wtedy wpływ boru na własności stali jest korzystny.

LITERATURA.

- 1) Guillet L. Compt. rend. vol. 144, 1907, str. 1049-1050.
- 2) Walter R. Alloy U. S. Patent Nr 1.519,388, Dec. 16, 1924.
- 3) Naton G. i Piwowarsky E. Archiv. Eisenhüt., tom 11 grudzień 1937, str. 283-286.
- 4) Grossmann M. A. Hardenability Calculated from Chemical Composition. Trans. Am. Institute and Met. Eng., tom 150, 1942, str. 227-259.
- 5) Lippert T. W. Boron Steel Alloying Agents. Iron Age, tom 150, Nov. 19, 1942, str. 41-44.
- 6) Comstock G. F. Boron plus Titanium in Heat-Treated Steels. Metals and Alloys, tom 17, Nr 5, May 1943, str. 978-983.
- 7) Comstock G. F. Effect of Eight Complex Deoxidizers on some of 0.40% Carbon Forging Steels. Trans. Am. Inst. Min. and Met. Eng., tom 150, 1942, str. 408-420.
- 8) Special Committee Report on Special Alloy Addition Agents. Am. Iron and Steel Inst. Nr 9, Nov. 1942, str. 30.
- 9) Tisdale N. F. Boron — A. New Vitamin for Steel and Cast Iron. Metal Progress, tom 41, March 1942, str. 330-331.
- 10) Tisdale N. F. Boron Steels Increasingly Favoured. Iron Age, tom 151, Febr. 4, 1943, str. 40-44.
- 11) Tisdale N. F. Boron Found to be a Very Beneficial Alloying Element. Blast Furnace and Steel Plant, tom 31, Nr 1, January 1943, str. 93-94.
- 12) Crafts W. and Lamont J. L. Effect on some Element on Hardenability. Metal Technology T. P. 1657, January 1944, str. 11.
- 13) Burns J. L. Moore T. L. and Archer R. S. Quantitative Hardenability Transc. Am. Soc. Metals, tom 26, Nr 11938.
- 14) Committee S. A. E. Standard Procedure Recommended for Testing Hardenability of Steel, S. A. E. Journal, tom 50, Nr 1, January 1942, str. 15-20.
- 15) Committee, Tentative Method of End-Quench Testing for Hardenability of Steel A. S. T. M. Designation A. 255—42T, A. S. T. M. Standards, tom 1, 1942, str. 1106-1112.
- 16) Jominy W. E. Standardization of Hardenability Tests. Metal Progress, tom 40, Nr 6, December 1941, str. 911-914.
- 17) Fitterer G. R., Sockman B. E., Krockenberger K. A. Meneilly R. B., Marshall E. W. and Eckel J. F. The Development of an Electrolytic Method for the Determination of Inclusions in Plain Carbon Steels. Bureau of Mines Rep. of Investigations 3205, May 1933, str. 67.
- 18) Fitterer G. R. Method of Electrolytic Extraction of MnO, MnS, FeS and SiO₂. Inclusions from Plain Carbon Steels. Mining and Metallurgical Investigations, Coop. Bull. 51. Mining and Metallurgical Advisory Boards 1931, str. 15. Also, Trans. Am. Inst. Min. Met. Eng., tom 95, 1931, str. 196-203.
- 19) Gillet H. W. and Mack E. L. Experimental Production of Alloy Steels. Bureau of Mines Bull. 199, 1922, str. 81.
- 20) Washmut R. Iron-Boron Alloys and 18-8 Steels plus Boron; Their Hardenability and Precipitation Hardening. Archiv. Eisenhüt., tom 5, 1931—1932, str. 261.
- 21) Cornelius H. The Hardening on Tempering of Austenitic Chromium Nickel Steels Containing Boron, Arch. Eisenhüt., tom 12, April 1939, str. 499-505.
- 22) Rudolph G. A. and Flickinger L. C., Colorimetric Determination of Boron in Steel, Using the Quinizarine Reaction Steel, tom 112, Nr 14, April 5, 1943, str. 114.

T. Biernacki

Z wydawnictw.

(Książki i czasopisma nadesłane.)

Biuletyn Centralnego Zakładu Techniczno-Badawczego Ministerstwa Przemysłu. Red.: Warszawa, ul. Duchnicka 3.

Rok 1947. Nr 2 (marzec — kwiecień). Biuletyn, o którym mowa (wydanie na powielaczu, objętości 101 str.), zawiera 8 prac naukowo-badawczych oryginalnych (autorami ich są: mgr inż. W. Stetkiewicz, ppłk. M. Tarnowski, inż. St. Jabłoński, prof. inż. D. Smoleński, mgr inż. T. Jakubowski, mgr inż. L. Heger i mgr inż. W. Kurcin) i 4 streszczenia z czasopism zagranicznych („Chemical Engineering“, „Journal of Applied Physics“, „Maszynostrojnje“ i „Engineer“). Większość tych prac związana jest z zagadnieniami balistyki, nowoczesnymi postęпами w dziedzinie techniki uzbrojeniowej i przemysłu materiałów wybuchowych.

Ogólniejsze znaczenie posiadają spośród nich następujące: „Atmosfera pieców i jej oddziaływanie na metale“ (St. Jabłoński), „Kontrola techniczna produkcji“ (T. Jakubowski) i „Wstęp do teorii mechanizmu wytrzymałości fizycznej“ (W. Kurcin). Ta ostatnia zajmuje się wpływem pierwiastków stopowych na utrzymywanie twardości martenzytu w podwyższonych temperaturach, rozpatrzonym na przykładzie stali szybkoznającej. Wyjaśnia ona ilościowy wpływ pierwiastków stopowych na twardość stali i bada w tym celu, jaka część z wprowadzonych do stali pierwiastków stopowych — przechodząc do ferrytu (martenzytu) — bierze udział czynny w umacnianiu stopu, a jaka — tworząc węgliki zbyteczne — zostaje niewykorzystana.

Przegląd Górniczy. Red. i adm.: Katowice, ul. Rybnicka 9. Cena numeru 200 zł.

Tom III (1947). Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Wspomnienie pośmiertne o śp. Karolu Boldanowiczu.** — **J. Okoń.** Kilka uwag o roli psychotechniki w przemyśle węglowym. — **Cz. Chmielewski.** Francuski czteroletni plan gospodarczy. — **Dr J. Starzewski.** Kopasy nowie — najdawniejsi górnicy polscy. — **Statystyka polskiego przemysłu węglowego.**

Nafta. Red. i adm.: Kraków, ul. Łobzowska 49. Cena numeru pojedynczego 90 zł.

Rocznik III (1947). Nr 6 (czerwiec). **H. S. Śp. Karol Boldanowicz. J. N. z Oleksowa Gniewosz.** Pogląd na dzieje naszego naftaństwa. **Inż. St. Paraszczak.** Badania geofizyczne w Anglii. — Dodatek: **Statystyka naftowa Polski (1947 r. Nr 4).** — Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Inż. J. Wójcik.** O amerykańskim przemyśle naftowym. **Dr inż. A. Jarzyński.** Syntetyczne paliwa płynne. **J. N. z Oleksowa Gniewosz.** Pogląd na dzieje naszego naftaństwa. — Dodatek: **Statystyka naftowa Polski (1947 r. Nr 5 — 6).**

Cement. Red.: Warszawa, ul. Srebrna 4. Adm.: Sosnowiec, ul. 3 Maja 22. Cena numeru 100 zł.

Rok III (1947). Nr 5 (maj). **Dr J. Kubi.** Wapno hydrauliczne jako tworzywo wiążące. — **Inż. Br. Śmigaj.** Budownictwo przemysłowe ze składanych elementów żuźlowych. — **Przemysł cementowy w Polsce.**

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Wydawca: Zjednoczenie Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Redaguje: Komitet Redakcyjny. Redakcja i administracja: Gliwice, ul. St. Dubois 16. Cena numeru 100 zł.

Rok I (1946). Nr 2 (październik). **Mgr F. Dynys.** Przemysł materiałów *ogniotrwałych na Ziemiach Odzyskanych. **Dr inż. J. Konarzewski.** Ceramika. **St. Hirszel.** Magnezyty z wody morskiej. **Inż. J. Wołski.** Zagadnienie szkolenia fachowców dla przemysłu materiałów ogniotrwałych (artykuł dyskusyjny). — Nr 3 (listopad). **Inż. W. Łukaszewicz.** Obmurza ogniotrwałe palenisk i pieców przemysłowych. **Dr inż. J. Konarzewski.** Materiały ogniotrwałe. **Inż. Wl. Kisielow.** Magnezyt (znaczenie dla hutnictwa, nowe źródła surowców). — Nr 4 (grudzień). **Inż. R. Francki.** Przemysł materiałów ogniotrwałych w Polsce na tle Trzyletniego Planu Gospodarczego 1947 — 1949. **Inż. W. Łukaszewicz.** Obmurza ogniotrwałe palenisk i pieców przemysłowych. **Inż. Wl. Kisielow.** Magnezyt (znaczenie dla hutnictwa, nowe źródła surowców).

Rok II (1947). Nr 1 (kwiecień). **Śp. inż. Wacław Łukaszewicz. J. Kostecki.** Obszary Polski — naturalnym rynkiem zbytu dla przemysłu materiałów ogniotrwałych Śląska. **Inż. J. Wołski.** Wąskie przekroje. **Inż. T. Ostrowski.** Praca zakładu. **Zużycie obmurza ogniotrwałego wielkiego pieca i ubijanie masami, zawierającymi węgiel** (tłumaczenie artykułu R. Klespera ze „Stahl und Eisen“ 1944). **Inż. B. Lewicki.** Zagadnienie bezpieczeństwa i higieny pracy w zakładach przemysłowych. **J. Kostecki.** Czy na podstawie geologicznego wieku złóż można mówić o przydatności gliny do określonego rodzaju produkcji? — Nr 2 (maj). **Inż. T. Ostrowski.** Rozdrabianie surowców. **R. Błahut.** Sposoby ładowania do pieców wyrobów magnezytowych. **Zużycie obmurza ogniotrwałego wielkiego pieca i ubijanie masami, zawierającymi węgiel** (tłumaczenie artykułu R. Klespera ze „Stahl und Eisen“ 1944). **J. Kostecki.** Kwarcyty ostrzeszowskie znów na widowni. **Inż. B. Lewicki.** Zagadnienie bezpieczeństwa i higieny pracy w zakładach przemysłowych.

B. Wróblewski. Najnowsze osiągnięcia zagranicy w walce z krzemicą. **M. Sowa.** Centralizacja sprawozdawczości. **W. Pohorecki.** Organizacja kontroli i jej zadania.

Omawiany tu przez nas „Biuletyn“ wykazał w okresie niespełna roku swego istnienia (w 1946 r. był on odbijany na powielaczu, w roku bieżącym wychodzi drukowany) istotną żywotność, wprowadzając swych czytelników w całokształt zagadnień, znajdujących się w zasięgu zainteresowań przemysłu materiałów ogniotrwałych. Każdy zeszyt tego czasopisma, redagowanego umiejętnie i z dużą dbałością zarówno o należyty poziom zamieszczanych w nim artykułów, jak i o urozmaicenie treści i aktualność poruszanych tematów, przynosi — oprócz prac o charakterze naukowo - technicznym — wiele cennego materiału informacyjnego i dobrze postawiony dział kronikarsko-sprawozdawczy.

Przegląd Techniczny. Red. i adm.: Łódź, ul. Piotrkowska 50. Cena numeru pojedynczego 60 zł.

Rok LXVIII (1947). Nr 13 — 14 (lipiec). **M. Jenowski.** Ochrona wewnętrzna przyrządów i urządzeń elektrotechnicznych przed wilgocią. **W. Docoński.** O swobodę uczenia się i nauczania w wyższych uczelniach technicznych. — Nr 15 — 16 (sierpień). **Inż. J. Chudziński.** Wykorzystanie odpadków i zużytych materiałów. **W. Sommer.** Przemysłowe zastosowanie luminescencji. **Inż. Z. Maślankówna.** Aluminium w przemyśle chemicznym. — Nr 17 (wrzesień). **Dr A. Dcrabialska.** Nowe pierwiastki chemiczne (artykuł zasługujący na szczególną uwagę!). **Prof. dr N. S. Arzannikow.** Wybitni działacze techniki radzieckiej. **Inż. E. Bryjak.** Złącza metali ze szkłem.

Mechanik. Red. i adm.: Warszawa, ul. Dygasińskiego 34. Cena numeru 80 zł.

Rok XX (1947). Nr 4 — 5 (kwiecień — maj). **Inż. T. Specht.** Próba iskrowa. **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Momenty i środki masy. **Prof. inż. M. Broszko.** Turbiny wodne. **Prof. dr inż. M. T. Huber.** O kilku wyrazach, oznaczających pojęcia matematyczne, stosowane często przez mechaników. **Inż. M. Lesz.** O fabrykę samochodów w Polsce. **Inż. J. Michałowski.** Niskie temperatury. **Prof. dr inż. K. Wesolowski.** Materiały ogniotrwałe. — Nr 6 (czerwiec). **Inż. M. Wakalski.** Skrawanie narzędziami ze stopów spiekanych. **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Kinematyka punktu materialnego w układzie bezwzględny. **Prof. inż. M. Broszko.** Turbiny wodne. **Prof. inż. J. Kunstetter.** James Watt — twórca maszyny parowej. **Inż. J. Michałowski.** Acetylen.

Politechnika. Red. i adm.: Warszawa, ul. Koszykowa 55. Cena numeru podwójnego 200 zł.

Rok II (1947). Nr 5 — 6 (maj — czerwiec). **Prof. dr L. Nicmojewski.** Architektura jest nauką, sztuką i mądrością. — **Prof. inż. St. Płużański.** Nauczanie techniczne na poziomie akademickim w Wielkiej Brytanii. — **Prof. dr Br. Bukowski.** Odbudowa Politechniki Gdańskiej. — **Mgr Cz. Wachtl.** Sp. prof. dr Mieczysław Wolfke.

Przegląd Elektrotechniczny. Red. i adm.: Warszawa, ul. Przemysłowa 26. Cena numeru 180 zł.

Rok XXIII (1947). Nr 5 — 6 (czerwiec). **Inż. T. Czaplicki.** Kronika. — **Prof. dr S. Szczeniowski.** Energia atomowa (jest to 15 stronic drobno druku obejmująca, pierwsza część znakomitej pracy prof. Szczeniowskiego, w której autor — w sposób nader zwięzły i wprawdzie lecz jasny i przystępny — zapo-

znaje nas z całokształtem teoretycznych podstaw dzisiejszej wiedzy o energii atomowej). — **Prof. inż. A. Ukiński**. Siłownia ciepła powietrzna. — **Inż. B. Witwiński**. Energetyka okręgu warszawskiego. — **Prof. dr W. Kemula**. Polarograf i jego zastosowanie w przemyśle.

Przegląd Telekomunikacyjny. Red. i adm.: Warszawa, ul. Nowogrodzka 45. Cena numeru pojedynczego 65 zł.

Rok XX (1947). Nr 3 — 4 (marzec — kwiecień). **Inż. St. Manczarski**. Zagadnienie przeniesienia myśli w świetle badań radiotechnicznych.

Inżynieria i Budownictwo. Red. i adm.: Warszawa, ul. Narbutta 26. Cena numeru pojedynczego 200 zł.

Rok IV (1947). Nr 5 (maj). **Inż. St. Pietrusiewicz**. Wytyczne prac Ministerstwa Odbudowy w dziele odbudowy kraju. **Inż. J. Handzelewicz**. Ceramika budowlana w konstrukcjach nośnych. — Nr 6 (czerwiec). Numer, poświęcony zagadnieniom prefabrykacji. — Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Prof. M. T. Huber**. Rozważania na temat normalizacji. **Inż. mgr Z. Rudolf**. Wytyczne odbudowy zakładów użyteczności publicznej. **Prof. inż. K. Wesiołowski**. Badania belek stalowych ze spalonych i zburzonych budynków. **Inż. J. S.** Pomiar naprężeń w stali przy pomocy auskultatora magnetycznego.

Przegląd Budowlany. Red. i adm.: Warszawa, ul. Widok 22. Cena numeru 150 zł, wzgl. 250 zł.

Rok XIX (1947). Nr 5 (maj). **J. Nowkuński**. Odbudowa stałych mostów przez Wisłę w Warszawie. **J. Oderfeld**. Klimatologia otoczenia budynków. — Nr 6 — 7 (czerwiec — lipiec). **W. B.** Rusztowania budowlane z rur stalowych. — Wanny, tłoczone z blachy stalowej nierdzewnej. **J. Od.** Aluminium w budowie mostów.

Dom — Osiedle — Mieszkanie. Red. i adm.: Warszawa, ul. Chocimska 8. Cena numeru pojedynczego 60 zł.

Rok XIII (1947). Nr 1 — 2 — 3 (styczeń — luty — marzec). **J. Cegielski**. Sytuacja mieszkaniowa w Warszawie. — **A. Krzyszkowski**. Problemy mieszkaniowe w Stanach Zjednoczonych A. P.

Przegląd Komunikacyjny. Red.: Warszawa, ul. Chałubińskiego 4. Adm.: Łódź, ul. Piotrkowska 121. Cena numeru 75 zł.

Rok 1947. Nr 4 (kwiecień). **Dr T. Bissaga**. Tranzyt polski w przeszłości i widoki jego na przyszłość. **Inż. A. Krzyżanowski**. Koleje polskie w czasie okupacji. **Inż. E. Roland**. Stan bezpieczeństwa komunikacji lotniczej. — Nr 5 (maj). **Inż. J. Nowkuński**. Budowa nowych kolei żelaznych w Polsce w okresie 1918 — 1939 r. i po wojnie. **Inż. St. Wasilewski**. O kulturę języka polskiego w komunikacji. **Inż. R. Szajer**. Projekt Dworca Centralnego w Warszawie. — Nr 6 (czerwiec). **r. a.** Drogi rozwoju P. K. S. Dział językowy. **Inż. R. Szajer**. Projekt Dworca Centralnego w Warszawie.

Drogownictwo. Red. i adm.: Warszawa, ul. Górnośląska 22. Cena numeru 100 zł.

Rok II (1947). Nr 6 (czerwiec). **Inż. A. Gajkiewicz**. Transport drogowy w Stanach Zjednoczonych A. P. — Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Inż. W. Bielicki**. Turystyczna droga samochodowa „Sustenstrasse“ w Szwajcarii.

Gospodarka Wodna. Red. i adm.: Warszawa, ul. Nobla 9. Cena numeru 70 zł.

Rok VII (1947). Nr 3 (maj — czerwiec). **Inż. Z. Kornacki**. Jak regulować Wisłę? — **Inż. J. Lambor**. Zasady projektu regulacji Wisły. — **Inż. W. Mamak**. Gospodarka wodna w górnej części dorzecza Odry.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Red. i adm.: Warszawa, ul. Koszykowa 81. Cena numeru 70 zł.

Rok XXI (1947). Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Inż. J. Drzewiecki**. Budowa gazociągów dalekosieżnych. — **Inż. K. Pączkiewicz**. Ogrzewanie i wietrzenie w dobie obecnej.

Przegląd Geodezyjny. Red. i adm.: Warszawa, ul. Mickiewicza 18. Cena numeru pojedynczego 30 zł, wzgl. 60 zł.

Rok III (1947). Nr 5 (maj). **Inż. B. Malisz**. Wpływ planowania krajowego na zmianę struktury przestrzennej miast. **Miern. przys. K. Godlewski**. Sprawozdanie o budowie najstarszego tunelu. — Nr 6 — 7 (czerwiec — lipiec). **Redakcja**. Do przyjaciół szwajcarskich. **Prof. dr inż. C. F. Baeschlin**. Słowo wstępne („słowo“ to, skierowane do swych polskich kolegów-geodetów, kończy prof. Baeschlin następującym zdaniem: „przed tymi, którzy oddali życie w walce o wolność Ojczyzny, schylamy nasze czoła i pozostajemy im wierni także po ich śmierci“). **Prof. dr inż. C. F. Baeschlin**. Konstrukcyjne podstawy nowoczesnych szwajcarskich instrumentów geodezyjnych. **Prof. dr M. Zeller**. Aerotriangulacja przestrzenna. **Prof. Ed. Imhof**. Nowe sposoby sporządzania map fizycznych, dających efekt plastyczny. **Dr inż. A. Brandenberger**. Fotogrametria lotnicza i miernictwo katastralne. **Dr inż. C. Kamela**. Kilka uwag o zagęszczaniu punktów triangulacyjnych. **Inż. R. Chrzyszcz**. Jak wygląda produkcja instrumentów geodezyjnych. — Wiadomości bieżące. — Publikacje i prasa techniczna zagranicą. — Przegląd krajowej prasy technicznej.

Ostatni zeszyt „Przeglądu Geodezyjnego“, zawierający szereg nadzwyczaj wartościowych i zajmujących prac profesorów politechniki w Zurychu (o stanie miernictwa, kartografii, fotogrametrii i produkcji instrumentów geodezyjnych w Szwajcarii), świadczy dobitnie o tym, że Redakcja omawianego tu czasopisma, której dążeniem i ambicją jest — między innymi — informowanie polskich mierniczych o postępach i osiągnięciach wiedzy geodezyjnej zagranicą, jak również przyswajanie zdobyczy owej dziedziny nauki dla potrzeb kraju, umie swe zamierzenia (w danym przypadku — co do ponownego nawiązania współpracy fachowej ze szwajcarskimi geodetami) w znakomity sposób urzeczywistniać. Nr 6—7 „Przeglądu Geodezyjnego“ przedstawia się, jeśli chodzi o jego stronę zewnętrzną i graficzną (okładka, papier, druk, rysunki, reprodukcje zdjęć fotograficznych), prawdziwie estetycznie.

Dzięki uprzejmości władz szwajcarskich, do wspomnianego wyżej artykułu prof. Imhofa załączona została — jako przykład — jego wspaniała barwna mapa okolic Jeziora Czterech Kantonów (Departament Oświaty kantonu zuryskiego dostarczył potrzebnego do jej druku papieru, a koszty samego druku pokryła fabryka precyzyjnych przyrządów optycznych Kern & Co. S. A. w Aarau).

Przegląd Organizacji. Red. i adm.: Kraków, ul. Sienkiewicza 4. Cena numeru pojedynczego 90 zł.

Rok XVII (1947). Nr 6 (czerwiec). **Inż. Wł. Michejda**. Co może dać przemysłowi Instytut Naukowy Orga-

nizacji i Kierownictwa przez swój oddział w Katowicach? **Inż. St. Białowski**. Kontrola produkcji na podstawie metod statystycznych. **Inż. St. Guziński**. Obliczanie kosztów produkcji stali. **Dr A. Feder**. Plan produkcji — instrumentem dynamiki ekonomicznej. **Wł. Baliński**. Planowanie finansowo-gospodarcze a system kontroli budżetowej. **W. Stopezyk**. Scalenie sprawozdawczości w przemyśle. **E. P. Ehrlich**. Centralizacja czy decentralizacja przemysłu polskiego. **Inż. F. Goldberg**. Organizacja kierownictwa zakładów budowy maszyn w Z. S. R. R. — Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Prof. dr inż. St. Bienkowski**. Zasady budowy organizmów gospodarczych. **Prof. dr inż. T. Kłapkowski**. Zagadnienie struktury przemysłu polskiego. **Inż. St. Wojnarowicz**. Aktualne zagadnienia organizacyjne. **M. Pempier i A. Majewski**. Z organizacji nowoczesnej biurowości. **Mgr T. Witkowski**. Organizacja kontroli administracyjnej przemysłu państwowego. **Dr K. Jabłowski**. Czynniki zdrowia i znużenia w przemyśle. **Dr K. Jabłowski**. Lecznica konfliktów. **J. Kujawski**. Specjalne koszty wytwarzania. **A. Stawińska**. Gospodarka inwentarzem krótkotrwałym a księgowość.

Nr 6 „Przeglądu Organizacji“ został opracowany

przez członków Oddziału Śląskiego Instytutu Naukowego Organizacji i Kierownictwa, przy współudziale redakcyjnym prof. Wł. Balińskiego.

Gospodarka Planowa. Red.: Warszawa, ul. Senacka 3. Adm.: Warszawa, ul. Daszyńskiego 18. Cena numeru 70 zł.

Rok II (1947). Nr 11. **Inż. M. Łopuszyński**. Planowa eksploatacja komunikacji. **Mgr St. Kołakowski**. Reforma systemu podatkowego. Dodatek: Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za marzec i kwiecień 1947 r.). — Nr 12. **Cz. Forsy**. W sprawie państwowego planu finansowego. — Nr 13. **P. Sulmicki**. O dochodzie narodowym. **P. Kaltenberg**. Społeczna funkcja nauki. Dodatek: Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za maj 1947 r.). — Nr 14. **T. Zamoyski**. Brytyjska gospodarka planowa. **M. Turcki**. Kilka słów o eksporcie. — Nr 15. **Br. Mine**. Gospodarka planowa w Polsce a w Z. S. R. R. **Dr E. Wiszniewicz**. Przemiany w brytyjskim modelu gospodarczym. (m). Problem „wąskiego gardła“ w hutnictwie żelaza. **Wł. Ozga**. Budżet oświatowy i jego trudności.

Kronika.

Państwowy Instytut Elektrotechniczny. Zarządzeniem ministra przemysłu i handlu z dnia 8 lipca br. został powołany do życia Państwowy Instytut Elektrotechniczny (P. I. El.) z siedzibą w Warszawie, jako organ naukowo-badawczy w sprawach, dotyczących zagadnień elektrotechniki, prądów silnych i dziedzin pokrewnych.

Do zakresu działalności P. I. El. należy prowadzenie badań odkrywczych nad wytworami przemysłu elektrotechnicznego i materiałami elektrotechnicznymi oraz sposobami ich użycia.

P. I. El. jest placówką, obsługującą — w sensie badawczym — cały przemysł elektrotechniczny i energetyczny, jak również — za zgodą M. P. i H. — inne przemysły.

Finansowe podstawy czerpie Instytut z subwencji Państwa, opłat, obciążających przemysł za dokonanie prac zleconych i z dochodów własnych, które pochodzą z wydawnictw, licencji i prac badawczych.

Budżet P. I. El. na 1947 r. wynosi 60 mil. zł.

Nadrzędną władzą Instytutu jest Rada Naukowo-Techniczna, powoływana przez ministra przemysłu i handlu na okres 5 lat, składająca się z przedstawicieli zainteresowanych instytucji, urzędów i wybitnych fachowców. Do opracowania poszczególnych zagadnień Rada powołuje komitety spośród swych członków.

Praca Instytutu ogniskuje się w 5 czynnych już Zakładach badawczych.

1) Zakład wysokich napięć dysponuje jedną z najnowocześniejszych hal (wielkości 16×25×20 m). Dla Zakładu tego zamówiono w Holandii nowy generator (3000 kV) a w Szwajcarii zespół transformatorów probierczych. Zakład wykonał dla przemysłu wiele prób (ekspertyz), dotyczących izolatorów, kabli, piorunochronów itp.

2) Zakład miernictwa elektrycznego dokonywa pomiarów wielkości elektrycznych i prowadzi studia nad właściwościami części konstrukcyjnych oraz typami przyrządów mierniczych, przeznaczonych do ma-

sowej produkcji. Dotychczas wykonano szereg prac, zleconych przez przemysł mierniczy.

3) Zakład maszyn elektrycznych, mieszczący się w gmachu Politechniki Warszawskiej, ma na celu badanie wszelkich typów maszyn elektrycznych, układów maszyn i zespołów regulujących oraz badanie maszyn z punktu widzenia różnych napędów. Z dokonanych dotąd prac należy wymienić badanie prostowników trakcyjnych dla podstacji w Otwocku na zlecenie M. K., tudzież badanie generatora dla podstacji przuszkowskiej.

4) Zakład grzejnictwa elektrycznego uruchomił układy badawcze do prób bezpieczeństwa dotyku, poboru mocy, przeciążalności, izolacyjności i wytrzymałości elektrycznej. W opracowaniu są układy wzorcowe termopar do pomiaru temperatur, ogrzewania termoelektrycznego i do prób odporności na wilgoć. Program prac obejmuje zagadnienia, związane z grzejnikami przemysłowymi typu oporowego, elektrodowego, łukowego i indukcyjnego oraz materiałami grzejników.

5) Zakład materiałoznawstwa elektrycznego, mieszczący się we Wrocławiu, posiada układ do prób mechanicznych i elektromechanicznych o naciągu 15 t dla izolatorów. Niebawem Zakład ten będzie mógł podjąć badania olejów izolacyjnych, papierów twarzych, kablowych, ceratek, taśm, przędzy, lakierów, materiałów ceramicznych, jak również izolatorów niskiego i wysokiego napięcia.

Instytut Naukowo-Badawczy Przemysłu Węglowego. Powstały w 1945 r. Instytut Naukowo-Badawczy Przemysłu Węglowego (I. N. B. P. W.) ma na celu rozwiązywanie praktycznych zadań przemysłu węglowego, wymagających bezstronnego i wyczerpującego, na naukowych podstawach opartego, oświetlenia. Działalność Instytutu prowadzona jest zgodnie ze statutem, który przewiduje 5 Działów, odpowiadających głównym dziedzinom pracy przemysłu węglowego.

Działy: I (Górnictwo), II (Mechanizacji górniczej), III (Wzbogacania i petrografii węgla) i IV (Chemicznej przeróbki węgla) poświęcone są górnictwu właściwemu i technologii węgla. Dział V (Społeczny) dotyczy wyłącznie człowieka w górnictwie. Wszystkie Działy stanowią samodzielne jednostki, których działalność naukowa kierowana jest przez Komitety Ścisłe, wyłonione z Rady Naukowej I. N. B. P. W., gromadzącej najwybitniejszych specjalistów z wyższych uczelni i przemysłu. Administracja Działów skupia się w Dyrekcji Instytutu, reprezentującej I. N. B. P. W. na zewnątrz, mającej swą siedzibę w Katowicach, przy ul. Stawowej 19.

Dział I — Górnictwo obejmuje zagadnienia, wiążące się bezpośrednio z wydobywaniem węgla i pracą górnika pod ziemią. Dyrekcja i administracja znajdują się tymczasowo w gmachu Dyrekcji Instytutu w Katowicach. Dział ten posiada 4 Oddziały: 1) Zagadnień bezpieczeństwa w górnictwie i badań sprzętu. 2) Zagadnień techniki górniczej. 3) Zasobów węgla. 4) Pomiarów górniczych i szkód górniczych..

Oddział 1, mieszczący się w kopalni doświadczalnej „Barbara“, zajmuje się przede wszystkim badaniami wybuchowości pyłu węglowego, materiałów wybuchowych, środków zapalnych, sprzętu elektrotechnicznego tudzież aparatów i sprzętu ratowniczego. Posiada laboratoria chemiczne i fizyczne, warsztaty mechaniczne, sztolnię i chodnik doświadczalny.

Zakres działalności Oddziału 2 obejmuje następujące dziedziny: wpływ robót górniczych na górotwór, urabianie i systemy odbudowy, normy pracy w górnictwie, przewietrzanie i pożary kopalniane oraz podziemną gazyfikację pokładów węgla. Do przeprowadzania badań z zakresu wyżej wymienionych zagadnień uzyskano kopalnię „Miechowice“, wyodrębnioną jako kopalnię doświadczalną. Jest to duża, czynna kopalnia, mająca wszystkie warunki zalegania złóż i eksploatacji, tudzież znaczną głębokość. Wykonanie programu prac stworzy z kopalni „Miechowice“ kopalnię wzorową.

Oddział 3, posiadający 3 Sekcje: Zagłębia Śląsko-Dąbrowskiego, Dolnośląskiego i Węgla brunatnych zajmuje się ścisłym obliczeniem pewnych zapasów węgla kamiennego i brunatnego, dokładnym ujęciem strat substancji węglowej przy eksploatacji i opracowywaniem zleconych zagadnień z zakresu geologii inżynierjno-górnictwa.

Oddział 4 obejmuje zagadnienia, związane z miernictwem górniczym, jak również z pomiarami zjawisk magnetycznych i sejsmicznych, zachodzących na terenie Polskiego Zagłębia Węglowego.

Dział I posiada Stację do cechowania anemometrów w Bytomiu, Placówkę ratownictwa górniczego w Wełnowcu i Placówkę geologiczną w Wałbrzychu. Zainteresował on swymi badaniami ogół inżynierów, zatrudnionych w kopalniach, skupiając ich dla badań w 9 odrębnych Komisjach, które są odpowiednikami swoistych dla górnictwa dziedzin.

Dział II — Mechanizacji górniczej mieści się tymczasowo w gmachu Katowickiego Zjednoczenia P. W. w Wełnowcu. Składa się on z 6 Oddziałów: 1) Ogólno-technicznego, 2) Energetycznego, 3) Gospodarki smarowniczej, 4) Urabiania i ładowania. 5) Urządzeń wydobywczych i lin. 6) Aparatów pomiarowych. — Zakres prac (ekspertyz) działu II obejmuje zagadnienia gospodarki smarowniczej, energetyki górniczej, napędu urządzeń transportowych i wyciągowych, urządzeń do urabiania i ładowania węgla oraz normalizacji sprzętu mechanicznego i elektrycznego w górnictwie.

Dział III — Wzbogacania i petrografii węgla mieści się w Wełnowcu, gdzie posiada 2 laboratoria, ponadto — przy kopalni „Polska“ — małe laboratorium analiz ruchomych węgla dla kontroli sortowni i płuczek na kopalniach. Posiada on 4 Oddziały: 1) Mechanicznej przeróbki węgla. 2) Petrografii węgla. 3) Analiz chemicznych węgla. 4) Analiz olejów i wody kotłowej. — Przedmiotem prac tego działu są badania z zakresu struktury węgla i metod wzbogacania jego własności.

Dział IV — Chemicznej przeróbki węgla znajduje się w Biskupicach pod Zabrzem i posiada swą placówkę w Wałbrzychu (Oddział Koksowniczy Dolnośląski). Obejmuje on 4 Oddziały: 1) Koksowniczy. 2) Gazów technicznych. 3) Fizyko-chemiczny i analityczny. 4) Organiczny. — Program prac Działu IV obejmuje opracowanie materiału do podstawowej monografii węgla koksujących Polskiego Zagłębia Węglowego, zagadnienie zastosowania górnośląskiego półkoku do napędu pojazdów mechanicznych i otrzymywania zeolitów do zmękczenia wody oraz tworzyw sztucznych (mas plastycznych).

Dział V — Społeczny mieści się w Katowicach i posiada Stację diagnostyczną chorób zawodowych w Zabrzem. Program działalności Działu określają nazwy jego 4 Oddziałów: 1) Higieny ogólnej. 2) Higieny pracy i chorób zawodowych. 3) Analizy zatrudnień w P. W. 4) Psychotechniki i poradnictwa zawodowego. — Głównymi przedmiotami prac Działu są: akcja wczesnego wykrywania pylicy płucnej (silicosis), rozwiązanie zagadnienia glistnicy górniczej (antyllostomiasis) oraz badania psychotechniczne.

Działalność Instytutu znajduje swój wyraz w licznych odczytach z różnych dziedzin pracy w górnictwie, pracach drukowanych w „Przeglądzie Górniczym“ i publikowanych przez „Bibliotekę Wydawnictw“ Instytutu. Ponadto organizuje Instytut wykłady i kursy dla pracowników przemysłu węglowego. Dotychczas zebrano ponad 3200 książek i ponad 1100 czasopism w „Bibliotece Przemysłu Węglowego“ i w podręcznych bibliotekach Działów. Instytut zatrudnia ponad 300 pracowników. Z liczby tej prawie 50% przypada na pracowników technicznych. Obsada Działów nie jest jeszcze kompletna i wiele zagadnień czeka na specjalistów i naukowców, należy jednak żywić nadzieję, że z czasem wszystkie zagadnienia, dotyczące górnictwa węglowego, będą w Instytucie, zorganizowanym z prawdziwą energią i dużym rozmachem, pomyślnie rozwiązane.

XX Ogólnopanstwowy Zjazd członków Stowarzyszenia Czechosłowackich Inżynierów w Morawskiej Ostrawie. XX Ogólnopanstwowy Zjazd członków Stowarzyszenia Czechosłowackich Inżynierów (S. I. A. — Svaz Inženýrů a Architektů) odbył się w Morawskiej Ostrawie w dniach 12 — 16 czerwca 1947 r. Był to pierwszy powojenny zjazd S. I. A. w wolnej Republice Czechosłowackiej, w którym uczestniczyło przeszło 800 czeskich i słowackich inżynierów. Wygłoszono na nim szereg aktualnych referatów z różnych dziedzin przemysłu, Stan i rozwój przemysłu hutniczego w Polsce omówił, zaproszony przez S. I. A., dr inż. E. Dworzak, profesor Politechniki Wrocławskiej.

W ramach programu zjazdu uczestnicy zwiedzili huty i fabryki ostrawskiego ośrodka przemysłowego.

Na odbytym zjeździe podsumowano dotychczasowe wyniki pracy inżynierów w odbudowie gospodarki

czechosłowackiej oraz wytyczono program na przyszłość.

W 1948 r. odbędzie się w Pradze Czeskiej wszechsłowiański zjazd inżynierów.

Radzieckie żądania reparacyjne. Jak podaje w swym dodatku z dnia 26 lipca br. znane pismo londyńskie „The Economist“, Związek Radziecki złożył w Komitecie Koordynacyjnym Alianckiej Komisji Kontrolnej w Berlinie specjalne memorandum w sprawie nowych żądań reparacyjnych. W memorandum tym ZSRR domaga się przekazania Związkowi Radzieckiemu — tytułem reparacji — 6 niemieckich wielkich hut żelaznych w strefie brytyjskiej, mających ogólną zdolność wytwórczą w wysokości ok. 12 mil. t stali surowej rocznie. Lista radziecka obejmuje m. in. hutę w Rheinhausen (Friedrich-Alfred-Hütte dawnego koncernu Friedrich Krupp A. G.), w Hambornie (Thyssen-Hütte dawnego koncernu August-Thyssen-Hütte A.G.), w Dortmundzie (dawny koncern Dortmund-Hoerder-Hüttenverein A. G.), w Bochum (dawny koncern Bochumer Verein für Gusstahlfabrikation A. G.) oraz nową hutę w Watenstedt (dawnie Reichswerke A. G. für Berg- und Hüttenbetriebe „Hermann Göring“).

Wg informacji angielskich brytyjski przedstawiciel w Komitecie Koordynacyjnym uchylił się od rozpatrzenia memorandum z uwagi na to, iż — przed ostatecznym ustaleniem nowego poziomu wytwórczości w zachodnich strefach Niemiec — żadna z hut niemieckich nie może być przekazana tytułem dostaw reparacyjnych.

Nowa fabryka żarówek. Obecne zaopatrzenie w żarówki jest w Polsce niewystarczające mimo pełnego wykorzystania istniejących możliwości wytwórczych obydwu fabryk krajowych „Osram“ i „Helios“, które w czerwcu br. wyprodukowały ponad 900 tys. żarówek.

Sytuacja ulegnie radykalnej poprawie z chwilą całkowitego uruchomienia wielkiej wytwórni żarówek, przewidywanej w Planie Odbudowy Gospodarczej. Maszyny dla tej nowej wytwórni żarówek, która powstanie w Warszawie przy ul. 6 Sierpnia, zamówiono w firmie „Philips“.

W pierwszym etapie produkcji (I kwartał 1948 r.) zdolność wytwórcza wynosić będzie 100 tys. żarówek miesięcznie. Planowany jest etapowy stały wzrost wytwórczości do 7 mil. szt. rocznie w 1949 r.

Tarcze ściernie, ich wytwórczość i zbył. W 1939 r. pracowało na terenie Polski 5 wytwórni wyrobów szmerglowych, których najważniejszym artykułem były tarcze ściernie o wiązaniu ceramicznym. Wytwórczość tych fabryk pokrywała około 90% ówczesnego zapotrzebowania krajowego. Skutkiem zniszczeń i dewastacji wojennych zdolność produkcyjna owych wytwórni znacznie się jednak zmniejszyła. Obecnie 4 wytwórnie, należące do Zjednoczenia Przemysłu Chemii Stosowanej, z uwagi na stan urządzeń i trudności surowcowe, produkują od 20 do 23 t tarcz ściernych miesięcznie, pokrywając ok. 40% zapotrzebowania, które wynosi 50 t/mies.

W tych warunkach niezbędne jest jak najszybsze uzupełnienie urządzeń technicznych istniejących fa-

bryk drogą rewindykacji i nowych inwestycji. Niezależnie od rozbudowy poczyniono starania, mające zapewnić — częściowo już będącą w toku — dostawę surowców z Czechosłowacji i Szwecji.

W ciągu pierwszych 4 miesięcy br. wyprodukowano w kraju 92 t tarcz ściernych (ok. 8 t otrzymaliśmy z reparacji), łącznie więc dostarczono w tym okresie ok. 100 t tarcz ściernych wg poniższego rozdzelnika:

Przemysł hutniczy	ok. 36 t
„ metalowy	„ 28 „
„ węglowy	„ 13 „
„ papierniczy	„ 4 „
Min. Komunikacji	„ 9 „
Pozostałe przemysły	„ 10 „

Zużycie miedzi w Wielkiej Brytanii W Wielkiej Brytanii wydobyto w marcu br. 28.900 t rud miedzi i wyprodukowano 16.913 t miedzi czystej oraz stopów, zawierających miedź. Liczby powyższe wykazują zwykłe w stosunku do lutego br., są jednak niższe od poziomu ze stycznia br. Zużycie miedzi w pierwszym kwartale 1947 r. wynosiło 75.400 t.

Ujednostajnienie miar i wag w lotnictwie. Różnorodność miar i wag powodowała niejednokrotnie powikłania, zwłaszcza w stosunkach między Wielką Brytanią a Stanami Zjednoczonymi, które używają tych samych terminów, oznaczających jednakże rozmaite wielkości. Na razie Stowarzyszenie „International Aviation Organisation“ przeprowadziło standaryzację miar i wag w lotnictwie, przyjmując system metryczny. Wyjątek stanowi jedynie węzeł (knot) oraz mila morska (nautical mile).

Do Rady Stowarzyszenia przystąpiły: Brazylia, Francja, Holandia, Kanada, Meksyk, Stany Zjednoczone i Wielka Brytania.

Rejestracja prac technicznych. Naczelna Organizacja Techniczna wzywa autorów prac technicznych, aby zgłaszali swe — zamierzone lub będące już w opracowaniu — dzieła techniczne do Głównej Komisji Wydawniczej N. O. T. (Warszawa, ul. Lwowska 17).

Rejestracja owych prac ma na celu koordynację wysiłków, związanych z rozwojem wydawnictw technicznych w Polsce. Pozwoli ona również na uniknięcie powtarzania się prac wokół zagadnień, które znajdują się już w stadium opracowywania.

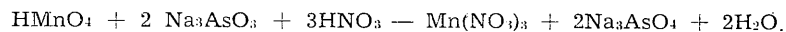
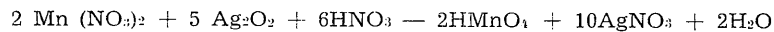
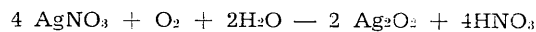
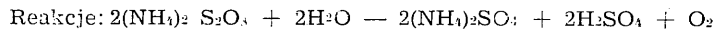
Nowe wydawnictwa skryptowe. Nakładem Komisji Wydawniczej Bratniej Pomocy Studentów Politechniki Śląskiej w Gliwicach (ul. Częstochowska 18) ukazały się następujące wydawnictwa skryptowe: 1) Dr Kijas: „Ustawodawstwo przemysłowe i robotnicze“. 2) Prof. Szerszeń: „Geometria wykresna“ I. 3) Prof. Bodaszewski: „Hydromechanika“. 4) Prof. Biernowski: „Obróbka wiórowa“ cz. I. 5) Prof. Kałiński: „Wstęp do wyższej analizy matematycznej“. 6) Dr Prebendowski: „Chemia ogólna“ cz. II. i III. 7) Mgr Mochnacki: „Suwak logarytmiczny“. 8) Prof. Kuczewski: „Wstęp do mechanicznej technologii metali“. 9) Prof. Szczepaniak i inż. Kisiel: „Statystycznie niewyznaczalne ustroje prętowe“. 10) Prof. Obrąpalski: „Gospodarka energetyczna“.

ANALIZA ŻELIWA I STALI
Oznaczanie manganu.

A. Dla stali i żeliwa zawierającego max. 2% Mn.

1. Zasada oznaczenia.

Utlenienie soli manganowej za pomocą nadstarczanu amonowego w obecności azotanu srebra do kwasu nadmanganowego i miareczkowanie mianowanym roztworem arseninu sodowego.



2. Odczynniki specjalne.

a) Mieszanina kwasów do rozpuszczania: 3 l H_2O + 1 l H_2SO_4 (1,84) + 1 l HNO_3 (1,4)

b) Roztwór $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$: 100 g $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ rozpuścić w 1 l H_2O

c) Roztwór AgNO_3 : 4,5 g AgNO_3 w 1 l wody

d) Roztwór arseninu sodowego: 2,07 g As_2O_3 rozpuścić z dodatkiem 10 g Na_2CO_3 w 800 cm^3 gorącej wody, poczym klarowny roztwór rozcieńczyć do objętości 6800 cm^3 .

Nastawienie miana arseninu sodowego: 50 cm^3 roztworu KMnO_4 (0,790 g KMnO_4 na 1 l) zawierającego 0,01375 g Mn zadać w kolbie miarowej na 250 cm^3 60 cm^3 H_2SO_4 (1:5), zredukować za pomocą roztworu KNO_2 dodać 15 cm^3 HNO_3 (1:1) i gotować przez 5 min. Następnie roztwór zubożnić zawieszoną tlenku cynku w niewielkim nadmiarze, ostudzić, dopełnić do kreski i odsączyć przez fałdowany sącdek. Z przesącza odebrać 50 cm^3 roztworu (0,00275 g Mn), wlać do kolby stożkowej na 500 cm^3 , dodać 30 cm^3 mieszaniny kwasów, 25 cm^3 AgNO_3 , 40 cm^3 roztworu $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ i 50 cm^3 wody i gotować przez 2 min. Po ostudzeniu rozcieńczyć 100 cm^3 wody i miareczkować szybko do niezmiennącej się barwy żółtawej.

1 cm^3 dobrze astawionego roztworu arseninu odpowiada 0,0001 g Mn, co przy naważce 0,5 g jest równoznaczne 0,02% Mn.

Zatem ilość arseninu zużyta do ustalenia miana winna wynosić 27,5 cm^3 ($\pm 0,3$).

Bieżącą kontrolę miana arseninu przeprowadza się za pomocą stali wzorcowej o zawartości 0,60—0,80% Mn, stosując jedną z podanych niżej metod.

Ciąg dalszy na str. 2.

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

Wydanie	1			NORMY HUTNICZE C. Z. P. H.	NH	BCh — 204
Data	VII. 1947					

ANALIZA ŻELIWA I STALI

Oznaczanie manganu.

str. 2.

3. Wykonanie oznaczenia.

a) Dla stali niestopowych i niskostopowych (Ni do 5%, Cr do 2%, W do 2%) 0,5 g stali (0,25 g powyżej 1% Mn) rozpuścić w kolbie stożkowej na 500 cm³, w 30 cm³ mieszaniny kwasów, rozcieńczyć 100 cm³ wody, dodać 25 cm³ roztworu AgNO₃, 40 cm³ roztworu (NH₄)₂S₂O₈ i gotować przez 2 min. Roztwór ostudzić, rozcieńczyć 100 cm³ wody i miareczkować szybko arseninem sodowym do niezmiennącej się barwy żółto-zielonkawej.

Przy oznaczaniu Mn w surowcu lub żeliwie naważyć 2 g próbki, rozpuścić w 50 cm³ mieszaniny kwasów w kolbie miarowej na 100 cm³, ostudzić i uzupełnić wodą do kreski. Po przesączeniu odebrać 25 cm³ roztworu, dodać 20 cm³ mieszaniny kwasów i postępować dalej jak wyżej opisane dla stali.

b) Dla stali średnio i wysokostopowych względnie żeliwa stopowego 2,5 g (1,25 g powyżej 1% Mn) rozpuścić w 50 cm³ H₂SO₄ (1:5) — stałe kwasoodporne w 50 cm³ H₂SO₄ (1:3) — w kolbie miarowej na 500 cm³ na gorąco, utlenić ostrożnie 15 cm³ HNO₃ (1:1) gotować przez 3 min. i ostudzić.

Następnie strącić zawiesiną tlenku cynku Fe, Cr, W, Mo itd., unikając większego nadmiaru ZnO, uzupełnić do kreski wodą i wymieszać, przesączyć przez fałdowany sączek i odebrać pipetą 100 cm³ do kolby stożkowej na 500 cm³. Roztwór zadać 30 cm³ mieszaniny kwasów, (patrz odczynniki) zagotować, rozcieńczyć 50 cm³ wody, zadać 25 cm³ AgNO₃, 40 cm³ (NH₄)₂S₂O₈ gotować 2 min. i po ostudzeniu zmiareczkować mianowanym roztworem arseninu sodowego.

4. Obliczenie wyników.

$$\% \text{ Mn} = \frac{0,01 \cdot b}{a}$$

0,01 — wyraża w % ilość Mn odpowiadającą 1 cm³ arseninu sodowego, przy naważce 1 g próbki.

b — cm³ arseninu użyte do miareczkowania.

a — naważka próbki.

B. Dla stali i żeliwa powyżej 2% Mn.

1. Zasada oznaczenia.

Rozpuszczenie próbki w mieszaninie HNO₃ i HCl, strącenie Fe, Cr, V itd. zawiesiną ZnO i miareczkowanie na gorąco mianowanym roztworem KMnO₄.

Reakcje: $2 \text{ ZnO} + 4 \text{ HNO}_3 = 2 \text{ Zn(NO}_3)_2 + 2 \text{ H}_2\text{O}$

$2 \text{ Fe(NO}_3)_3 + 3 \text{ ZnO} + 3 \text{ H}_2\text{O} = 2 \text{ Fe(OH)}_3 + 3 \text{ Zn(NO}_3)_2$

$4 \text{ KMnO}_4 + 6 \text{ Mn(NO}_3)_2 + 5 \text{ Zn(NO}_3)_2 + 14 \text{ H}_2\text{O} = 4 \text{ KNO}_3 + 5 \text{ Zn(HMnO}_3)_2 + 18 \text{ HNO}_3$

Ciąg dalszy na str. 3.

ANALIZA ŻELIWA I STALI
Oznaczanie manganu.

str. 3.

2. Odczynniki specjalne.

- a) Tlenek cynku wolny od Mn i składników redukujących.
- b) Mianowany roztwór KMnO_4 : 50 g KMnO_4 rozpuścić w 800 cm^3 gotującej wody, ostudzić, przesączyć, przelać do flaszki z ciemnego szkła i rozcieńczyć wodą do 10 l. Po upływie 2 tyg. nastawić roztwór za pomocą szczawianu sodowego (uprzednio wysuszonego przez 2 h w 105° C) wg Sörensena w sposób następujący:

0,4 g $\text{Na}_2\text{C}_2\text{O}_4$ rozpuścić w zlewce na 800 cm^3 , dodać 400 cm^3 gorącej 80° wody, 30 cm^3 H_2SO_4 (1:1) i miareczkować do słabo różowego zabarwienia.

Miano roztworu KMnO_4 , t. zn. ilość g Mn odpowiadająca 1 cm^3 KMnO_4 oblicza się wg następującego wzoru:

$$f = \frac{a}{b} \cdot 0,246$$

f — miano

b — cm^3 KMnO_4 użyte do miareczkowania

a — naważka szczawianu sodowego

0,246 — g Mn odpowiadające 1 g szczawianu sodowego.

3. Wykonanie oznaczenia.

Przy zawartości	2 — 5% Mn — odważyć 4 g próbki
„ „ „	5 — 10% Mn — „ 2 g „
„ „ powyżej	10% Mn — „ 1 g „

i rozpuścić ostrożnie w zlewce na 400 cm^3 w 70 cm^3 HNO_3 (1:1), dodając po rozpuszczeniu 10 cm^3 HCl (1,19). Następnie roztwór odparować do małej objętości, przelać do kolby miarowej na 1000 cm^3 , wytrącić zawiesziną ZnO — Fe , Cr itd., rozcieńczyć do kreski, wymieszać i sączyć przez suchy fałdowany sączek do suchej zlewki.

Do miareczkowania odebrać 250 cm^3 przesączu do kolby stożkowej pojemności 1 l, rozcieńczyć wodą do objętości 400 cm^3 , dodać jedną kroplę HNO_3 (x1) (1:1) i zagotować.

Wrzący roztwór miareczkować mianowanym roztworem KMnO_4 silnie wstrząsając aż ciecz nad osadem zabarwi się na kolor słabo różowy (x2).

4. Obliczenie wyników.

$$\% \text{ Mn} = \frac{f \cdot b \cdot 100}{a}$$

b — cm^3 roztworu KMnO_4 użyte do miareczkowania

a — naważka próbki odpowiadająca odebranemu przesączowi.

Ciąg dalszy na str. 4.

ANALIZA ŻELIWA I STALI

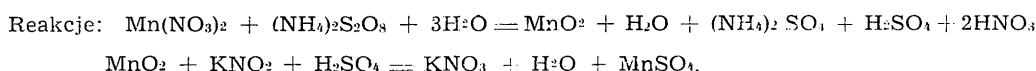
Oznaczanie manganu.

str. 4

C. Dla stali zawierających Co^{x3}

1. Zasada oznaczenia.

Wytrącenie Mn z roztworu obojętnego w postaci MnO₂ za pomocą (NH₄)₂S₂O₈, wobec salmiaku, rozpuszczenie osadu w mieszaninie kwasów z dodatkiem KNO₂ i dalsze oznaczenie wg A. — tak jak dla stali i żeliwa zawierającego max. 2% Mn.



2. Wykonanie oznaczenia.

Z otrzymanego (wg. A dla stali wysokostopowych) przesącza po wytrąceniu Fe, Cr itp. odebrać w zależności od przewidywanego % Mn, objętość odpowiadającą 0,2 g — 1 g próby, rozcieńczyć 200 cm³ wody, dodać 3 g NH₄Cl, 40 cm³ roztworu (NH₄)₂S₂O₈ i gotować 2 min. Wydzielony osad odsączyć przez podwójny sączeł z dodatkiem masy filtracyjnej i przemyć 5 razy zimną wodą. Następnie rozpuścić osad na sączeł w 30 — 50 cm³ gorącej mieszaniny kwasów (patrz odczynniki), dodając równocześnie kroplami 5% roztworu KNO₂ i przemyć sączeł 5 razy gorącą wodą. Otrzymamy roztwór zadać 25 cm³ AgNO₃, utlenić 40 cm³ roztworu (NH₄)₂S₂O₈ i miareczkować arseninem sodowym w sposób identyczny, jak podano przy A.

3. Obliczenie wyników — tak jak przy A.

4. Dokładność oznaczenia — dla metod A, B, C:

Przy zawartości Mn	dopuszczalna różnica pomiędzy wynikami
do 1,1%	0,02%
1,1 do 2,3%	0,03%
2,3 do 6,0%	0,06%
6,0 do 10%	0,08%
powyżej 10%	0,16%

U w a g i :

- (x1) Mały dodatek HNO₃ powoduje wyraźniejsze wystąpienie barwy w momencie miareczkowania.
- (x2) W zaasdzie należy wykonać z każdej próby 2 do 3 oznaczenia. W pierwszym miareczkowaniu ustala się przybliżone zużycie KMnO₄, w drugim dodaje się jednorazowo główną porcję, a przy ostatnim cm³ KMnO₄ miareczkuje kroplami do zabarwienia różowego utrzymującego się w ciągu min.
- (x3) Sposób podany należy stosować także do stali o zawartości Ni 5%.

STAL WĘGLOWA WALCOWANA
Blachy cienkie czarne i blachy do ocynkowania i emaliowania.
Normy wymiarowe.

Aktualizacja normy
PN/H-325 z grudnia 1938 r.

Blachy cienkie czarne — symbol B 1.
Blachy do ocynkowania i emaliowania — symbol B 2.

TABLICA 1.

Wymiary normalne				Wymiary inne			
Grubość w mm	Długość i szerokość w mm	Tolerancja grubości w mm	Tolerancja ciężaru w %	Szerokość max.	Długość max.	Tolerancja grubości w mm	Tolerancja ciężaru w %
0,40 x 0,45	600x1 200 700x1 400 750x1 500 800x1 600	$\pm 0,04$	± 8	800	2 000	$\pm 0,06$	
0,50 x 0,55	600x1 200	$\pm 0,05$		1 000	2 250	$\pm 0,07$ $\pm 0,08$	± 9
0,60 x 0,65 0,75 x	700x1 400 750x1 500 800x1 600	$\pm 0,07$		1 100	2 500	$\pm 0,10$ $\pm 0,12$	
0,85 1,00 x	1 000x2 000	$\pm 0,08$ $\pm 0,1$					
1,25 x	800x1 600 1 000x2 000	$\pm 0,12$	± 7	1 250	3 000	$\pm 0,14$ $\pm 0,16$ $\pm 0,18$	± 8
1,50 x 1,75		$\pm 0,13$ $\pm 0,15$					
2,00 x 2,25	800x1 600 1 000x2 000	$\pm 0,18$				$\pm 0,20$	
2,50 x 3,00 x	1 250x2 500	$\pm 0,20$ $\pm 0,25$		1 500	3 500	$\pm 0,22$ $\pm 0,28$	
3,50 4,00 x 4,50	1 000x2 000 1 250x2 500	$\pm 0,30$ $\pm 0,35$ $\pm 0,40$	± 6			$\pm 0,35$ $\pm 0,40$ $\pm 0,45$	± 7

Uwaga: grubości oznaczone „x” są najczęściej używane.

Tolerancje grubości i ciężaru blach, których szerokość albo długość przekracza wyżej podane wymiary maksymalne, powinny być zawarte w specjalnej umowie.

Tolerancja szerokości i długości dla formatów normalnych blach wynosi $\pm 1,5\%$ — $1,0\%$. Przy zamówieniu wymiarów ścisłych, tolerancja długości dla blach do 2000 mm wynosi ± 10 mm, dla blach dłuższych $\pm 0,5\%$ długości, tolerancja szerokości dla blach do 1200 mm szerokich wynosi ± 6 mm, dla blach szerszych $\pm 0,5\%$ szerokości. Dla blach o długości ponad 2000 mm dopuszczalna jest tolerancja szerokości $\pm 0,8\%$.

Pod „grubością blachy” rozumie się przeciętną czterech pomiarów. Mierzy się w pobliżu środka każdego boku, najmniej 40 mm od krawędzi arkusza.

Przy grubościach pośrednich obowiązują dopuszczalne tolerancje najbliższej większej grubości. Z uwagi na różnice grubości w środku i po brzegach arkusza przyjmuje się do obliczeń ciężar 1 dm³ blachy = 8 kg.

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

Wydanie 1

Data III. 1947

NORMY HUTNICZE
C. Z. P. H.

NH

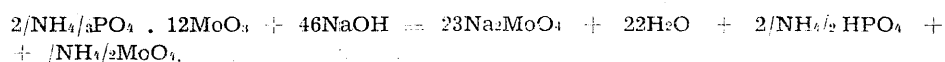
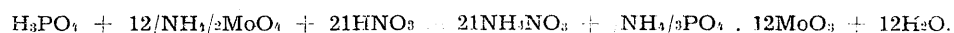
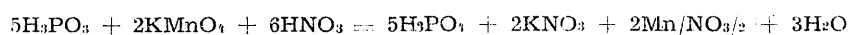
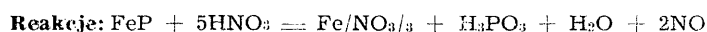
PW — 155

ANALIZA ŻELIWA I STALI

Oznaczanie fosforu.

1. Zasada oznaczenia.

Rozpuszczenie próby w kwasie azotowym i utlenienie fosforu nadmanganianem potasu do kwasu ortofosforowego. Wydzielenie fosforu w postaci fosforo-molibdenianu amonowego, rozpuszczenie osadu w nadmiarze mianowanego roztworu NaOH i odmierzenie nadmiaru ługu kwasem.



2. Odczynniki specjalne.

Roztwór KMnO_4 : 30 g rozpuścić w 1 litrze H_2O

„ NaNO_2 : 100 g „ „ 1 „ „

„ NH_4NO_3 : 400 g „ „ 1 „ „

„ $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$: 100 g rozpuścić w 1 litrze H_2O

„ $/\text{NH}_4/2\text{SO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$: 100 g rozpuścić w 1 litrze H_2O

„ fenoltaleiny: 2 g rozpuścić w 200 cm^3 96% alkoholu.

„ molibdenianu amonu przyrządzić w następujący sposób.

600 g molibdenianu amonu rozpuścić w 2 litrach wody, wlać powoli mieszając do 2 litrów kwasu azotowego (c. wł. 1.40), poczym rozcieńczyć 4 litrami wody. Po tygodniu przesączyć przez fałdowany sączek.

„ ługu sodowego 0,1 n.

„ kwasu siarkowego do miareczkowania 0,1 n. — 15 cm^3 roztworu NaOH powinno z dodatkiem 2 kropli fenoltaleiny odbarwić się po dodaniu 15 cm^3 ($\pm 0.1 \text{ cm}^3$) roztworu H_2SO_4 .

Przez wykonanie równoległe i identyczne we wszystkich szczegółach oznaczenia „P” w stali wzorcowej określić miarę ługu sodowego wg wzoru następującego:

$$f = \frac{a}{m} \% \text{ P.}$$

gdzie f oznacza % P odpowiadający (przy tej samej naważce) zużyciu 1 cm^3 roztworu NaOH, a oznacza % P w stali wzorcowej, m — ilość zużytych cm^3 NaOH.

Ciąg dalszy na str. 2.

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

Wydanie	1	NORMY HUTNICZE C. Z. P. H.	NH	BCh — 206
Data	III. 1947			

ANALIZA ŻELIWA I STALI

Oznaczenie fosforu.

str. 2

3. Wykonanie oznaczenia.

W zależności od przewidywanej zawartości P w próbce odważyć:

do 0,04% P	— 4 g próbki
od 0,04% do 0,08% „	— 2 g „
„ 0,08% do 0,16% „	— 1 g „
„ 0,16% do 0,20% „	— 0,5 g „
powyżej 0,20% „	— 0,5 g próbki rozpuścić jak podano niżej i odpietować część roztworu zawierającą maximum 0,001 g fosforu.

A. Oznaczenie P w stalach niestopowych.

Próbkę rozpuścić w kolbie stożkowej o pojemności 500 cm³ w 60 cm³ HNO₃ (1:1), gotujący roztwór zadać 5 cm³ roztworu KMnO₄ i gotować 2 min. Nadmiar KMnO₄ i wydzielony MnO₂ zredukować kilku cm³ roztworu NaNO₂, w razie potrzeby dodać HF i wygotować klarowny roztwór do połowy pierwotnej objętości. Następnie zdjąć kolbę z płyty grzejnej i po upływie 1 min. dodać 30 cm³ roztworu NH₄NO₃ i 50 cm³ roztworu molibdenianu amonu. Kolbę zamknąć szczelnie korkiem gumowym i wytrząsać energicznie przez 3 min., poczym wyjąć korek, splukać do kolby przyłączone do korka cząstki osadu za pomocą wody z tryskawki i wstawić kolbę do łaźni wodnej o temp. 45° C. Po opadnięciu żółtego osadu na dno kolby (około 45 min.) sączyć osad przez sączek z dodatkiem niewielkiej ilości masy sączkowej, przemyć starannie kolbę roztworem Na₂SO₄, a następnie sączek z osadem aż do zaniku kwaśnego odczynu. Sączek przenieść do tej samej kolby stożkowej, dodać 20 cm³ wody destylowanej i rozdrobnić sączek przez wytrząsanie. Osad rozpuścić przez dodanie 15—30 cm³ roztworu NaOH, dodać 2 krople fenoltaleiny i nadmiar ługu odmiareczkować za pomocą roztworu H₂SO₄.

B. Oznaczenie P w stalach stopowych chromo-niklowych.

Stale niskostopowe, niezupełnie rozpuszczalne w kwasie azotowym rozpuścić w 60 cm³ HNO₃ (1:1) z dodatkiem kilku kropli HCl (c. wł. 1,19). Stale chromo-niklowe wysokostopowe rozpuścić w 60 cm³ HNO₃ (1:1) i dodać porcjami (po każdym dodaniu zagotować) 30 cm³ HCl (c. wł. 1,19). Odparować do gęstości syropu, zadać 40 cm³ HNO₃ (c. wł. 1,40), odparować powtórnie do bardzo małej objętości i rozpuścić w 60 cm³ HNO₃ (1:1). Roztwór przelać do kolby miarowej o poj. 100 cm³, dopełnić do kreski, przesączyć przez suchy sączek, odebrać z przesączu 50 cm³, zagotować, dodać 2 krople fenoltaleiny i nadmiar ługu odmiareczkować w przepisie A.

C. Oznaczenie P w stalach zawierających powyżej 0,5% Si, oraz w żeliwie.

4 g stali względnie 0,5 lub 1,0 surówki rozpuścić w niskiej zlewce o poj. 400 cm³ w 60 cm³ HNO₃, odparować do sucha i wyprażyć silnie do rozłożenia azotanów. Po ostudzeniu rozpuścić pozostałość w 40 cm³ HCl (1,19), odparować do objętości 10 cm³, rozcieńczyć 50 cm³ gorącej wody, przesączyć i przemyć osad gorącym roztworem HCl (1:10). Przesącz odparować do objętości około 25 cm³, ostudzić, zadać 25 cm³ roztworu NH₄OH (c. wł. 0,92), rozpuścić wydzielony osad wodorotlenków w HNO₃ (c. wł. 1,2) i dodać 25 cm³ tegoż kwasu w nadmiarze. Gorący (około 65° C) roztwór zadać 60 cm³ roztworu molibdenianu amonu i postępować dalej wg przepisu A.

D. Oznaczenie P w stalach zawierających powyżej 0,2% V.

Po utlenieniu nadmanganianem roztwór uzyskany wg przepisu A ostudzić (do około 25° C) i zadać amoniakiem (c. wł. 0,92) do wydzielenia osadu. Wydzielony osad rozpuścić w HCl (1:1), dodać 25 cm³ roztworu FeSO₄ (10%) i w temp. 25° C wytrącić fosfor 50 cm³ roztworu molibdenianu amonu. Wytrząsać w ciągu 3 min., pozostawić płyn do wytrącenia osadu na przeciąg 2 godz. w temp. 35° C i postępować dalej wg przepisu A.

Ciąg dalszy na str. 3.

ANALIZA ŻELIWA I STALI

Oznaczanie fosforu.

str. 3.

E. Oznaczenie P w stalach zawierających W.

2 g stali rozpuścić w 60 cm³ HNO₃ (1:1), dodać parę kropli kwasu fluorowodorowego, odparować do sucha, rozpuścić w 100 cm³ HCl (1,19) i wygotować do objętości 20 cm³. Następnie dodać 50 cm³ wody gorącej, sączyć przez sączek z masą filtracyjną i przemyć 4 razy gorącym roztworem HCl (1:10). Przesącz odparować do bardzo małej objętości (około 5 cm³), dodać 80 cm³ HNO₃ (c. wł. 1,40) i odparować jeszcze raz do małej objętości. Dodać 40 cm³ HNO₃ (1:1), utlenić na gorąco roztworem KMnO₄ i postępować dalej wg sposobu A.

F. Oznaczenie P w stalach zawierających Ti.

W obecności Ti należy wydzielić Si wg sposobu C, dobrze przemyty osad krzemionki przenieść do tygla platynowego, spalić, zwilżyć 5 kroplami H₂SO₄ (1:3), dodać kilka cm³ kwasu fluorowodorowego, odparować do sucha i wyprażyć. Pozostałość stopić z 3 g Na₂CO₃, wylugować gorącą wodą, przesączyć i przemyć 4 razy gorącą wodą z dodatkiem Na₂CO₃ (5%). Przesącz zakwasić kwasem azotowym i połączyć z przesączem głównym, który w międzyczasie należy odparować dwukrotnie z HNO₃ (1,40). Wspólny roztwór zagęścić do objętości 60 cm³, dodać 30 cm³ roztworu /NH₄/NO₃ i wytrącić P jak podano w sposobie A.

4. Obliczenie wyników.

Szukany % P analizowanej próby oblicza się wg wzoru:

$$X = f \cdot n \% P$$

gdzie f jest mianem roztworu NaOH, n — ilością cm³ zużytego ługu.

5. Dokładność oznaczenia.

Zawartość P	dopuszczalna różnica pomiędzy wynikami:
do 0,03%	0,004%
0,03% do 0,05%	0,006%
0,05% do 0,10%	0,008%
powyżej 10%	0,016%

U w a g i:

1. Roztwór Na₂SO₄ używany do przemywania osadu winien być pozbawiony dwutlenku węgla. Usunięcie CO₂ przeprowadzić najprościej przez przepuszczanie w ciągu paru godzin przez roztwór powietrza, które oczyszcza się od CO₂ za pomocą płuczki wypełnionej roztworem KOH (1:3). 50 cm³ roztworu Na₂SO₄ wolnego od CO₂ powinno w obecności 2 kropli fenolftaleiny zabarwić się po dodaniu 1 kropli roztworu NaOH.
2. 10 cm³ cieczy z ostatniego przemycia winno zabarwić się w obecności fenolftaleiny na czerwono po dodaniu 1 kropli roztworu NaOH.
3. Zawartość % P w stali wzorcowej oznacza się wagowo. W tym celu osad wytrącony wg sposobu A pozostawić na łaźni wodnej (temp. 50° C) na przeciąg 2 godz., przesączyć przez wyważony sączek szklany na pompie wodnej, przemyć zimną wodą z dodatkiem kwasu azotowego i azotanu amonu, następnie zimną wodą zakwaszoną kwasem azotowym do zaniku reakcji na żelazo i wysuszyć do stałego ciężaru w temp. 105° C. Osad odpowiada wzorowi /NH₄/₃PO₄ · 12MoO₃ · H₂O i zawiera 1,637 % P. % P stali wzorcowej nie powinien zbytnio odbiegać od % P stali badanej.

STATYSTYKA.

A. HUTNICTWO ŻELAZA.

Wytwórczość i wysyłka (w tonach).

WYTWOR Y	Wytwórczość			Wysyłka				
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem stycz.-lip. 1947	Czerwiec 1947		Lipiec 1947		
				Kraj ¹⁾	Eksport	Kraj ¹⁾	Eksport	
I. Koksownie								
Koks wielkopiecowy	55 074	55 857	399 179	4 208	5 437	3 170	4 435	
Koks inny	21 150	23 267	151 315	8 529	4 836	6 828	3 210	
R a z e m	77 224	79 124	550 494	12 737	10 273	9 998	7 645	
II. Wielkie piece								
Surówka martenowska	52 080	57 417	353 728	54	—	—	—	
Surówka odlewnicza	16 421	13 173	79 210	13 039	3 383	8 543	1 036	
Surówka inna	2 981	2 707	19 661	1 719	200	1 481	2 855	
Zelazo-mangan	—	1 605	5 825	—	—	10	—	
R a z e m	71 482	74 902	458 424	14 812	3 583	10 034	3 891	
III. Stalownie								
Wlewki z pieców martenowskich	120 182	133 251	816 039	—	—	—	—	
Stal na odlewy z pieców martenowskich	1 987	2 235	13 537	—	—	—	—	
Wlewki z pieców elektrycznych	3 821	3 817	21 646	—	—	—	—	
Stal na odlewy z pieców elektrycznych	1 226	1 625	8 694	—	—	—	—	
R a z e m	127 216	140 928	859 916	—	—	—	—	
IV. Walcownie gorące								
Półwytwory								
w obrotcie międzyhutniczym (na walcowniach)	(31 927)	(35 777)	(198 298)	—	—	—	—	
dla działów przetwórczych (poza walcown.)	2 332	1 894	14 752	—	—	—	—	
dla obcych (poza hutnictwem)	799	528	6 236	2 219	—	2 262	—	
Wytwory gotowe								
Stal kształtcwa (80 mm i pow.)	10 590	10 249	58 490	8 006	283	8 343	453	
Stal prętowa fasonowa	21 446	17 822	132 006	19 539	1 700	17 571	1 349	
Szyny	15 366	13 456	92 330	13 641	1 001	10 725	462	
Akcesoria do szyn	1 906	1 946	16 719	2 787	636	1 313	—	
Podkłady kolejowe	—	—	50	—	—	—	—	
Stal taśmowa (bednarka)	2 155	2 760	17 777	564	—	801	—	
Stal na drut (walcówka)	7 445	10 313	60 711	5 949	100	7 487	350	
Stal prętowa jakościowa	3 713	3 280	24 944	2 419	—	1 895	—	
Stal uniwersalna	1 441	301	9 464	1 005	20	178	—	
Blachy grube	9 836	7 180	54 824	7 868	51	5 228	150	
Blachy średnie i cienkie	11 197	11 801	73 055	6 710	1 684	7 435	470	
R a z e m ¹⁾	88 225	81 530	561 358	70 707	5 475	63 238	3 234	
Rury bez szwu	5 181	4 820	33 083	5 624	521	4 293	557	
Wytw. walcow. i rury bez szwu	R a z e m ¹⁾	93 407	86 350	594 441	76 331	5 996	67 531	3 791
V. Rury ze szwem								
Rury zgrzewane	210	809	4 659	207	—	248	313	
Rury szczelinowe i spawane	508	617	2 792	120	169	265	263	
R a z e m	718	1 426	7 451	327	169	513	576	
VI. Kuźnie i prasownie								
Surowe części zestawów kołowych	3 826	4 497	29 480	1 293	—	1 419	544	
Inne odkuwki	2 103	2 049	13 944	728	19	671	48	
R a z e m	5 929	6 546	43 424	2 021	19	2 090	592	

¹⁾ Wytwory walcowane gotowe łącznie z półwytwórcami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytwórców w obrotcie międzyhutniczym).

²⁾ Bez obrotu międzyhutniczego.

WYTWOR Y	Wytwórczość			Wysyłka			
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem stycz.-lip. 1947	Czerwiec 1947		Lipiec 1947	
				Kraj ²⁾	Eksport	Kraj ²⁾	Eksport
VII. Walcownie zimne i ciągnie							
Blachy zimno-walcowane	895	997	6 740	240	20	423	—
Taśmy zimno-walcowane	1 094	1 156	7 484	926	—	928	—
Pręty ciągnięte	367	495	2 258	394	—	272	—
Drut ciągnięty	624	647	4 149	8	—	—	—
R a z e m	2 980	3 275	20 631	1 568	20	1 623	—
VIII. Działy przetwórcze							
Blachy ocynkowane	1 725	1 524	9 743	1 780	40	1 100	160
Blachy ocynowane (białe)	191	236	1 213	297	—	285	—
Blachy faliste	204	277	1 266	138	—	100	—
Różne wyroby z blachy	1 096	1 336	8 573	440	—	529	—
Różne wyroby z drutu i prętów	526	557	3 481	195	—	194	—
Konstrukcje stalowe	1 955	2 015	12 026	98	—	17	—
Odlewy żeliwne	2 720	3 162	18 775	116	—	163	—
Odlewy stalowe	2 212	2 388	14 879	443	—	587	—
Gotowe maszyny oraz różne części obrabione	5 079	5 045	37 052	1 053	40	1 413	—
Inne wyroby	1 306	1 319	9 002	566	—	327	—

²⁾ Bez obrotu międzyhutniczego.

Dostawy do hutnictwa żelaza (w tysiącach ton)

Tworzywa hutnicze	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń- lipiec) 1947	Tworzywa hutnicze	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń- lipiec) 1947
Rudy zagran. żelazne	129,2	183,8	506,4	Dolomit surowy	13,2	12,4	88,6
Rudy zagran. manganowe	8,0	8,7	21,3	Dolomit prażony	3,9	3,8	21,7
Rudy zagraniczne inne	—	0,7	2,9	Węgiel płomienny	127,5	123,1	934,1
Odpadki żelazonośne	15,2	13,5	77,6	Węgiel koksujący	102,8	108,4	740,1
Piryty krajowe	3,8	3,5	27,5	Koks wielkopiecowy*)	47,3	52,1	311,9
Piryty zagraniczne	12,4	13,8	45,4	Koks odlewniczy*)	0,1	0,6	6,1
Żelazostopy krajowe	0,5	0,7	2,8	Złom ogółem: ²⁾	62,5	70,6	339,6**)
Żelazostopy zagraniczne	0,7	0,2	1,1	Złom hutniczy krajowy (w tym z hut)	54,7	60,9	297,6
Topniki zagraniczne	4,4	1,5	8,0	Złom hutniczy zagraniczny	4,8	6,2	35,8
Kamień wapienny	25,6	26,7	173,5	Złom odlewniczy krajowy (w tym z hut)	7,8	9,7	42,0
					0,7	0,7	5,7

*) Z własnej produkcji zużyte koks i złom nie są ujęte w powyższych liczbach.

***) Liczba skorygowana.

B. ZJEDNOCZENIE KOPALNĀ RUDY ŻELAZNEJ I GRUPA TOPNIKÓW.

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń- lipiec) 1947	Czerwiec 1947		Lipiec 1947	
				Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.	Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.
Ruda ilasta	32 874	37 014	207 367	4 640	—	4 078	—
Ruda brunatna	3 920	4 432	16 156	1 870	—	1 446	—
Ruda darniowa	3 365	3 650	10 650	1 123	—	1 209	—
Hematyt	751	751	4 714	1 423	—	1 457	—
Magnetyt	3 886	3 662	20 079	—	—	—	—
Razem	44 796	49 509	258 966	9 056	—	8 190	—
Piryt	3 236	3 751	21 940	2 824	1 813	3 484	2 652
Rudy wzbogacone	22 514	25 897	141 466	22 508	—	25 931	—
Dolomit surowy	13 518	12 148	72 009	12 312	—	11 153	—
Dolomit prażony	854	534	3 783	420	—	520	—
Kamień wapienny	21 643	25 663	147 101	*) 8 704	1 209	10 267	—
Wapno palone	6 691	7 065	40 862	*) 5 115	1 244	6 494	776

*) Liczby skorygowane

C. ZJEDNOCZENIE PRZEMYSŁU METALI NIEŻELAZNYCH.

a) Przemysł Cynku i Ołowiu.

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

Wyszczególnienie	Wydobywanie i wytwórczość			Wysyłka			
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń- lipiec) 1947	Czerwiec 1947		Lipiec 1947	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
I. Ruda blendowa	53 436	58 566	375 750	—	—	—	—
Ruda galmanowa	11 068	11 867	74 989	—	—	—	—
Piryt	1 738	1 503	14 306	—	—	—	—
Rudy ogółem	66 242	71 936	465 045	—	—	—	—
II. Koncentraty rud cynkowych	10 367	11 409	72 863	—	—	—	—
Galena użytkowa	801	823	5 659	—	—	—	—
Piryt użytkowy ogółem	3 885	3 931	29 369	—	—	—	—
III. Kwas siarkowy 100%	8 505	7 954	59 931	9 081	—	8 198	—
Siarka elementarna	660	635	4 100	393	507	334	75
Kwas azotowy	122	125	734	—	—	—	—
IV. Cynk surowy	4 926	5 012	31 593	1 353	325	1 144	125
Cynk elektrolityczny	1 213	1 212	8 164	815	2 150	217	225
Pył cynkowy przesiewany	213	220	1 093	21	3	40	270
Cynk ogółem	6 352	6 444	40 850	2 189	2 478	1 401	620
Blacha i taśmy cynkowe	2 515	2 820	18 316	2 388	1 536	1 566	992
Kubki bateryjne w tys. sztuk	4 480	4 959	34 644	3 640	—	704	2 000
V. Ołów rafinowany	1 019	1 045	6 067	880	—	835	—
VI. Glejta	—	32	140	6	—	28	—
Minia	58	57	538	35	—	110	—
Blacha ołowiana	37	29	500	8	—	15	—
Inne wyroby ołowiane	14	18	180	24	—	47	—
VII. Kadm rafinowany	10	12	71	—	15	—	—
Import blendy użytkowej	5 228	6 032	23 261	—	—	—	—
„ galeny „	913	353	2 218	—	—	—	—

b) Przemysł Metali Kolorowych.

Wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wytwórczość			Wysyłka	
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń- lipiec) 1947	Czerwiec 1947	Lipiec 1947
Blachy	169,1	190,7	1 382,4	231,8	141,2
Pręty	129,1	139,9	792,9	161,1	127,9
Druć	86,6	82,7	577,6	104,8	119,6
Rury	48,8	51,6	340,8	88,8	55,5
Razem	433,6	464,9	3 093,7	586,5	444,2
w tym z miedzi	164,5	148,5	1 090,1	.	.
„ „ „ mosiądzu	203,5	231,7	1 333,6	.	.
„ „ „ aluminium	65,6	84,7	670,0	.	.
Stopy i lutowia	276,2	405,3	1 330,0	50,4	180,9
Inne wyroby z metali kolorowych	115,7	115,1	407,7	56,7	145,3
Ogółem	825,5	985,3	4 831,4	693,6	770,4

D. PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW OGNIOTRWALYCH.

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

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
	Czerwiec 1947	Lipiec 1947	Ogółem (styczeń-lipiec) 1947	Czerwiec 1947		Lipiec 1947	
				Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.	Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.
Kopaliny: glina	11 891	13 444	67 522	3 853	240	3 923	348
kaolin	3 755	829	12 516	310	—	103	—
łupek kwarcowy	1 930	2 206	11 803	93	83	459	379
kwarcyt	3 940	4 006	26 784	—	—	—	—
magnezyt	925	809	4 784	—	—	—	—
Wytwory: szamotowe	9 594	10 078	61 642	8 850	7 104	10 054	7 134
krzemionkowe sztuczne	3 540	3 123	20 114	3 295	2 851	3 147	2 689
krzemionkowe naturalne	72	79	425	34	34	25	25
magnezytowe	545	421	3 655	615	576	429	429
specjalne	13	8	50	7	2	13	5
Zaprawy: szamotowe	1 982	2 129	10 534	1 975	1 255	2 128	1 020
krzemionkowe	1 526	1 591	7 996	1 516	1 275	1 583	1 325
magnezytowe	263	201	1 008	39	38	23	23
Import gliny	—	—	—	—	—	—	—
kwarcytu	30	416	998	—	—	—	—
magnezytu	124	—	438	—	—	—	—
wyrobów magnezytowych	—	1 031	2 032	—	—	—	—
	—	—	1 512	—	—	—	—

E. ZATRUDNIENIE.

Stan w końcu miesiąca.

Wyszczególnienie	A Hutnictwo żelaza	B		C Zjednoczenie Przem. Metali Nieżelaznych		D Zjednoczenie Przem. słu Materiałów Ogniotrw.
		Zjedn. Kop. Rudy Żel.	Grupa Topników	Przem. Cynk. Ołow.	Przrm. Metali Kolorow.	
Maj 1947 r.						
Ogółem	83 005	7 096	1 333	12 728	2 198	7 887
fizycznych *)	74 381	6 646	1 214	11 277	1 877	7 006
umysłowych	8 624	450	119	1 451	321	881
Czerwiec 1947 r.						
Ogółem (1+2+3)	81 565	7 251	1 342	12 853	2 316	7 920
w tym kobiet	12 953	538	263	2 276	309	2 093
„ „ młodocianych	2 824	190	64	311	75	290
1) Fizycznych (bez uczniów)	71 983	6 778	1 223	11 216	1 991	6 999
w tym kobiet	10 796	442	236	1 926	234	1 803
„ „ młodocianych	2 784	190	64	298	73	288
Grupa produkcyjna a)	65 251	5 993	1 085	10 667	1 430	5 867
2) Umysłowych	8 675	453	119	1 444	325	886
Grupa produkcyjna a)	7 883	287	98	993	255	429
3) Uczniowie	907	20	—	193	—	35
Lipiec 1947 r. b)						
Ogółem	83 169	7 495	1 347	12 984	2 350	8 039
fizycznych *)	74 397	7 011	1 224	11 528	2 037	7 138
umysłowych	8 772	484	123	1 456	313	901

Uwagi: a) Według podziału formularza Gł.U. St. A1, b) dane tymczasowe. Bez pracowników przymusowych *) w maju i w lipcu pracownicy fizyczni łącznie z uczniami w terminie.

Artykuły drukowane w „Hutniku“ wyrażają indywidualne poglądy autorów, które nie zawsze pokrywają się z opinią Redakcji lub Wydawcy.