

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIII

KATOWICE 1946

ZESZYT 4

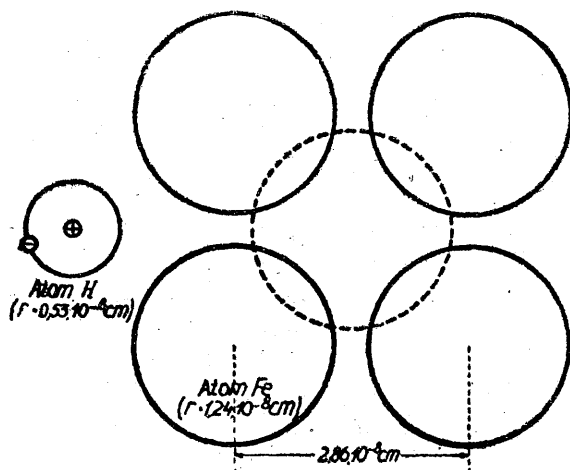
Dr. Inż. Michał ŚMIAŁOWSKI

Oddziaływanie wodoru na stal

Jest rzeczą od dawna znaną, że wodór wpływa szkodliwie na własności stali. Kruchość żelaza wydzielonego elektrolitycznie, łamliwość i tworzenia powierzchniowych wad w stali poddanej trawieniu kwasami, pękanie elementów aparatury ciśnieniowej do syntezy amoniaku — oto najważniejsze, dość już dokładnie poznane objawy „choroby wodorowej”. Ostatnie lata przed wojną oraz lata wojenne przyniosły jednak ponadto cały szereg spostrzeżeń wskazujących w sposób niewątpliwy, że obecność wodoru w stali powoduje powstanie tzw. płatków śnieżnych.

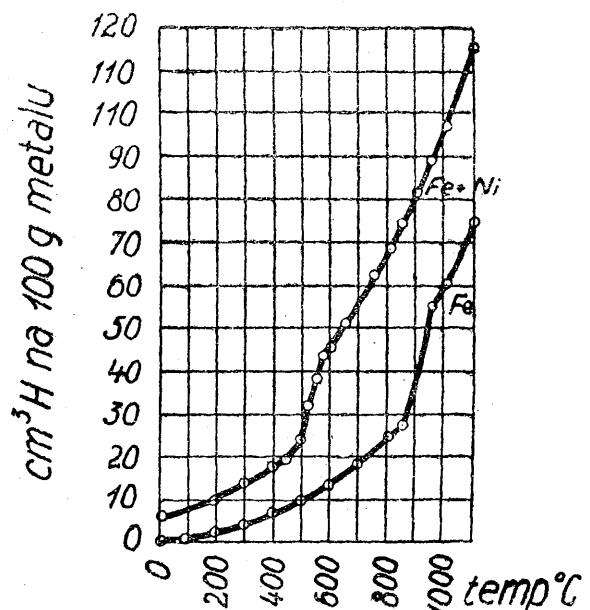
Główną przyczyną występowania tych wszystkich wad jest różnica rozpuszczalności i szybkości dyfuzji wodoru w żelazie alfa i gamma oraz różnica rozmiarów cząsteczki wodoru atomowego, wodoru drobinowego i metanu.

Atom wodoru w normalnym, niewzbudzo- nym stanie składa się z małego jądra (protonu) i z pojedynczego elektronu, który krąży dokoła jądra w odległości rzędu $0,5 \cdot 10^{-8}$ cm. Dzięki nieznacznym swoim rozmiarom, a-



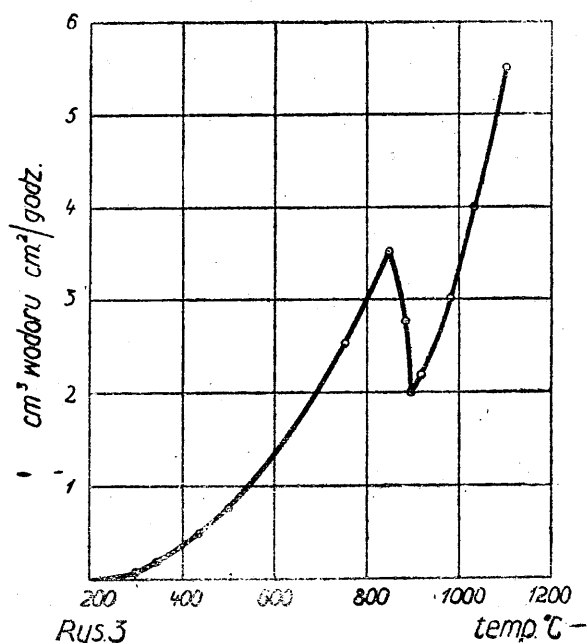
Rys. 1. Porównanie wielkości atomu wodoru (element „płaski”) i najprostszego kryształu alfa-żelaza (element przestrzenny)

tom H przenikać może przez luki w sieci przestrzennej kryształów alfażelaza (rys. 1) ze stosunkowo dość dużą swobodą. Wodór drobinowy ma większą cząsteczkę, to też nie posiada zdolności do łatwego dyfundowania. Jego rozpuszczalność w stali w temperaturach niskich jest bardzo nieznaczna, a wzrasta dopiero w temperaturach wyższych, wykazując szczególnie gwałtowny wzrost w punkcie przemiany alfa-gamma oraz w okolicy punktu topnienia. Rys. 2 przedstawia krzywe rozpuszczalności wodoru w żelazie oraz w stali o zawartości 5% niklu, zaś na rys. 3 podany jest wykres szybkości przenikania wodoru przez blachę grubości 1 mm, w zależności od temperatury; z rysunku tego wynika, że — w przeciwieństwie do rozpuszczalności (rys. 2) — szybkość dyfuzji wodoru w żelazie alfa jest stosunkowo większa niż w żelazie gamma. Pozostaje to w związku z mniej „gęstą” strukturą żelaza alfa.



Rys. 2. Rozpuszczalność wodoru w żelazie oraz w stali o zawartości 5% Ni według Andrew'a i jego współpracowników¹⁾

Wodór atomowy jest w zasadzie formą nietrwałą. Powstaje on w reakcjach chemicznych lub elektrochemicznych, np. w czasie rozpuszczania metali w kwasach lub podczas elektrolitycznego rozkładu wody (wodór „in statu nascendi”), lecz najczęściej ulega natychmiastowej asocjacji w myśl wzoru: $2H = H_2$. Mimo, że reakcja ta jest silnie egzotermiczna, nie zawsze przebiega ona bez oporów. Zwłaszcza w obecności pewnych zanieczyszczeń, działających jako „ujemne katalizatory”, np. wobec arsenu siarki lub fosforu, może nastąpić za-



Rys. 3. Szybkość przenikania wodoru przez blachę żelazną grubości 1 mm według Benneka i Klotzbacha²⁾

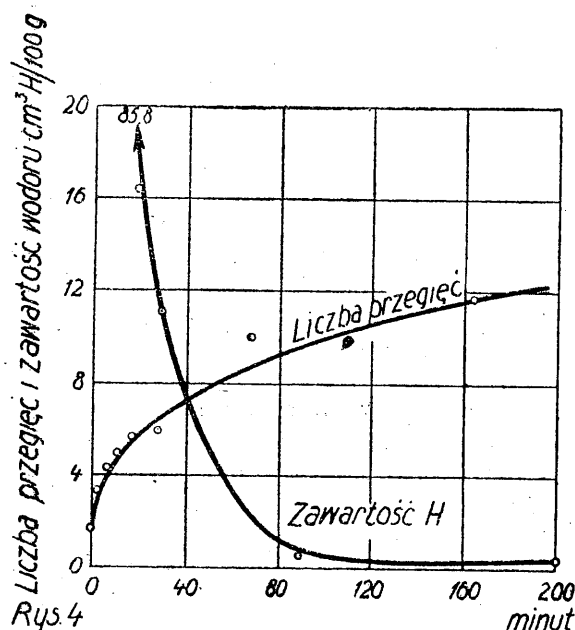
chowanie na pewien okres czasu atomowej postaci wodoru. Zetknięcie z fazą stałą sprzyja na ogół asocjacji molekuł, szczególnie gdy powierzchnia ciała nie jest gładka, lecz porowata. Wszedłszy w obręb sieci przestrzennej kryształów metalu, atomy wodoru zachować mogą swój byt izolowany. Dopiero kiedy natrafiają na wewnętrzną pustkę w tworzywie, albo na gniazdo zanieczyszczeń, spotykają się bezpośrednio z innymi atomami H, a wtedy ulegają asocjacji. Raz utworzone drobinny H_2 zostają unieruchomione, gdyż większe rozmiary cząsteczek nie pozwalają im na przesuwanie się w lukach pomiędzy atomami żelaza z taką swobodą, z jaką mamy do czynienia w przypadku wodoru atomowego.

Atomy wodoru dyfundują ze szczególną łatwością przez granice ziaren oraz przez pewne uprzywilejowane kierunki krystalograficzne. Wnikając w sieć przestrzenną metalu powodu-

ją rozszerzenie jej parametru, co pociąga za sobą przybranie stanu wewnętrznych naprężeń. W związku z tym wzrasta twardość tworzywa, a obniżają się cechy plastyczne.

Poddając przedmiot stalowy trawieniu w kwasie lub wydzielając elektrolitycznie wodór na jego powierzchni, wywołujemy absorbcję pewnej ilości atomowego wodoru w tworzywie. Ilość ta zależy od stężenia i składu kwasu, od temperatury, od stanu powierzchni stali, od jej składu chemicznego itp. Obecność pewnych organicznych substancji w roztworze kwasu (tzw. „bajce oszczędnościowe”) zmniejsza absorbcję wodoru, natomiast zwiększa ją zawartość arsenu lub innych „trucizn”.

Stal świeżo nasycona wodorem „in statu nascendi” wykazuje niską wytrzymałość na wielokrotne przeginanie. Z biegiem czasu atomy wodoru samorzutnie opuszczają tworzywo, a tym samym własności stali ulegają regeneracji (rys. 4), częstokroć jednak regeneracja ta



Rys. 4. Wpływ czasu składowania próbek stali nasyconych wodorem in statu nascendi na wytrzymałość na wielokrotne przeginanie. Próbkę przetrzymywane w temperaturze pokojowej. Według Bardenheuera i Plouma⁴⁾

nie jest całkowita, gdyż wewnętrzne „zbiorniki” drobinowego wodoru, nagromadzonego nieraz pod bardzo wysokim ciśnieniem w obrębie tworzywa³⁾, znacznie obniżają jego cechy plastyczne. Jak już wspomniano, „zbiorniki” drobinowego wodoru tworzą się głównie w tych miejscach, w których mamy do czynienia z wewnętrznymi pustkami lub skupieniami zanieczyszczeń, to też pęknięcie stali, wywołane chorobą wodorową, odbywa się najczęściej wzdłuż granic ziaren. Drut naładowany wodo-

rem nagle ogrzany, ulega rozpadowi na poszczególne ziarna.

Wodór oddziaływać może na stal nie tylko fizycznie, ale i chemicznie, reagując np. z cementytem w myśl wzoru:



Powstający metan posiada jeszcze większą cząsteczkę aniżeli wodór drobinowy, to też tworzy również wewnętrzne „zbiorniki“ gazowe.

Reakcję odwęglania stali sprężonym wodorem stwierdzono doświadczalnie już w temperaturach rzędu 250°. Z punktu widzenia wytrzymałości mechanicznej tworzyw reakcja ta jest oczywiście bardzo niekorzystna, gdyż nie tylko obniża Q , R , H_B itd., ale powoduje ponadto międzykrystaliczne pęknięcie stali. W celu uniknięcia tych zjawisk, przy budowie aparatów do syntezy amoniaku, uwodorzania tłuszczów, węgla itp., stosować musimy specjalne stale, odporne na działanie wodoru.

Szczególnie dużo trudności nasunęło technice opanowanie zagadnienia płatków śnieżnych. Przed wojną już wypowiedziany pogląd, że przyczyną występowania płatków jest oddziaływanie wodoru ^{5/6}, został potwierdzony w całej rozciągłości nowszymi badaniami autorów amerykańskich, angielskich, włoskich, rosyjskich i niemieckich ^{7/8—11/12}. Na bliższe omówienie zasługuje zwłaszcza praca Andrewa i jego współpracowników ⁸⁻⁹). Badacze ci stwierdzili, że próbki stali, nasycone wodorem w temperaturze 1200°, a potem szybko oziębione, wykazują wewnętrzne pęknięcia, które jednak nie powstają od razu po zahartowaniu, lecz dopiero po pewnym okresie starzenia. Jeśli zahartowaną próbkę ogrzeje się do 300° wykaże ona odwęglone ziarna ferrytu w warstwie stali, bezpośrednio przylegającej do rysy, co może być dowodem obecności wodoru we wnętrzu szczeliny. Próbki po zahartowaniu wydzielają początkowo w temperaturze pokojowej, małe ilości wodoru, a dopiero po pewnym okresie „indukcji“ ilość ta gwałtownie wzrasta. Na tej podstawie autorzy wysuwają wniosek, że wodór wchodzi do stali w postaci jakiegoś nietrwałego składnika austenitycznego, który w temperaturach niskich, po oddyfundowaniu H, rozpuszczonego fizycznie w sieci przestrzennej żelaza-alfa, ulega „eksplozywnemu“ rozkładowi, przy czym następuje rozdieranie warstw tworzywa pod wpływem wyzwolonych ciśnień wewnętrznych.

W przeciwieństwie do zwykłych efektów „choroby wodorowej“, płatki śnieżne nie prze-

biegają międzykrystalicznie, lecz najczęściej śródkrystalicznie. Zapffe i Moore ¹¹) są zdania, że pozostaje to w związku z „blokową“, czyli „mozaikową“ budową ziaren metali; istotnie, granice „bloków“ śródkrystalicznych pod wielu względami zachowują się podobnie jak granice ziaren, nie wiadomo jedynie dlaczego w jednych wypadkach rysy skupiają się wyłącznie pomiędzy krystalitami tworzywa, w innych zaś — pomiędzy „blokami“ struktury mozaikowej. Abstrahując od tej, stosunkowo drobnej wątpliwości, mechanizm powstawania płatków śnieżnych tłumaczyć można w następujący sposób: Wodór pochodzący z wilgotnego wapna, zardzewiałego złomu lub tp., przenika do stali i zachowuje się w niej aż do momentu przemiany gamma-alfa. O ile oziębianie jest powolne, to gaz, wydzielony z roztworu stałego lub z hipotetycznego składnika austenitycznego, opuszcza w tym momencie tworzywo i nie pozostawia w nim ujemnych następstw. Natomiast przy szybkim ochłodzeniu, zwłaszcza dla stali, których punkt przemiany przesunięty jest ku niskim temperaturom, nastąpić może uwięzienie gazu w obrębie tworzywa. W niskich temperaturach szybkość dyfuzji wodoru jest zbyt mała, aby stal mogła się od niego uwolnić, to też w konsekwencji powstają rozdarcia warstw tworzywa, wywołane utworzeniem się wewnętrznych „zbiorników“ gazowych.

Zgodnie z tą hipotezą, szczególną skłonność do tworzenia płatków wykazują elektrostale wytapiane w piecach zasadowych, zawierające nikiel, chrom, chrom-nikiel, chrom-nikiel-molibden i in. Na ogół panuje pogląd, że płatki nie występują w wysokostopowych stalach austenitycznych i ledeburtycznych, ani w stalach węglistych. Stosując nasycanie kąpieli wodorem, Dubowoj ¹⁰) otrzymał jednak płatki śnieżne również w zwykłej stali węglistej.

LITERATURA

- 1) J. H. Andrew, H. Lee, A. G. Quarell, J. Iron. Steel Inst., 146 (1942) 181.
- 2) H. Benneck, G. Klotzbach, Stahl u. Eisen, 61 (1941) 597.
- 3) P. Bardeheuer, G. Thanheiser, Stahl u. Eisen 49 (1929) 1185.
- 4) P. Bardenheuer, H. Ploum, Mitt. K. W. — Inst. Eisenforschung, 16 (1934) 129; 19 (1937) 299.
- 5) L. Luckemeyer - Hasse, H. Schenck, Arch. Eisenhüttenwes., 6 (1932/33) 209.

6) H. Bennek, H. Schenck, H. Müller, Stahl u. Eisen, 55 (1935) 321.

7) E. Houdremont, H. Schrader, Tech. Mitt. Krupp, Forschungsber., 4 (1941) 67.

8) J. H. Andrew, A. K. Bose, G. A. Geach, H. Lee, J. Iron Steel Inst., 146 (1942) 193.

9) J. H. Andrew, A. K. Bose, A. G. Quarell, J. Iron Steel Inst., 146 (1942) 203.

10) W. J. Dubowoj, Izwestia Akad. Nauk SSSR, Atdielenije tiechn. nauk, (1945) 686.

11) C. A. Zapffe, G. A. Moore, Trans. Am. Inst. Min. Met. Eng., 154 (1943) 335, wg J. Iron Steel Inst., 149 (1944) 210 A.

Dr. inż. gór. KAROL BOHDANOWICZ
honorowy Profesor Akademii Górniczej.

Dzisiejszy stan wiedzy o złożach

(Ciąg dalszy)

Procesy geologiczne są przyjęte dla rozgraniczenia podstawowych naturalnych grup kruszczowych złóż — produkty magmatycznego zestalenia, zjawisk pegmatyzacji i działalności hydrotermalnej. Według Lidgrena i wielu innych geologów, najobszerniejszą grupą jest ostatnia. Dla określenia temperatury w grupie pierwszej punkt topliwości nie ma znaczenia decydującego. W każdej magmie tlenki i siarczki, pozostają w roztworze, zupełnie niejszych produktów krystalizacji (magnetyt, ilmenit, cyrkon, korund, siarczki, chromit), lecz w miarę ich krystalizacji stają się one bardziej rozpuszczalnymi w pozostałości magmatycznej (residual liquor), a niektóre z takich produktów, przynajmniej tlenki żelaza i siarczki, pozostają w roztworze, zupełnie odłączając się dopiero późno (według Lindgrena). Ze stopów kwaśnych zestalenie kwasu jest zwykle najpóźniejsze, pomimo, że jego punkt topliwości (1713°C) jest wyraźnie wyższy niż dla większości krzemianów zespolonych z nim. Zakres temperatury, w której minerał może powstawać przy danych warunkach co do komponentów roztworu, czasu i ciśnienia, czyli tzw. „pole trwałości“, nie zawsze łatwo daje się określić. Wyższą granicą jest punkt topliwości minerału, lecz ta granica ulega obróceniu wskutek obecności innych komponentów w systemie, który prawie zawsze jest wzajemnym roztworem różnych substancji, niezależnie od tego, czy to jest roztwór magmatyczny, czy wodny. Pomimo wyższego punktu topliwości kwarcu, może on krystalizować się przy znacznie niższych temperaturach. Substancje o niższych temperaturach punktu topliwości dają cenniejsze wskazówki; p. topliwości bizmutu np. jest 271° i w każdym zespole kruszców z krystalicznym bizmutem powstał on niezawodnie poniżej tej temperatury. Nie jest wykluczone, że bizmut mógł wydzie-

lić się z roztworu w temperaturze wyższej, lecz w postaci płynnej.

Większe zastosowanie dla ustalenia temperatury powstania zespołu minerałów mają temperatury przemiany formy krystalograficznej minerałów polimorficznych (punkty przemiany, Inversion points). Mogą też służyć badania temperatury zaniku baniek gazowych w płynnych wtarceniach w minerałach. Temperatury rozpadu (unmixing) mieszanych trwałych roztworów (twardych) mogą służyć do tegoż celu (dla siarczków miedzi przy 450°, bornitu i chalkorynu przy 225°) lecz wymaga to ostrożności, bo zjawisko rozpadu morfologiczne bywa trudne do rozróżnienia ze zjawiskiem zastąpienia.

Zestalenie skał magmatycznych następuje przeważnie przy temperaturach od 870 do 600°C i naogół temperatura zniża się w miarę zwiększenia zawartości krzemionki (wg. Bowena). Ogólnie utrzymało się zdanie, że kruszczowe minerały (magnetyt, chromit, ilmenit, siarczki), wydzielające się pierwsze, zanurzają się w magmatycznym roztworze do dna magmatycznego ośrodka. Po części jest to słusznym, lecz później udowodniono, że niezawodnie część tych metali była zatrzymywana przez magmę szczątkową aż do jej ostatka. Zostało to udowodnione na magnetytach New Jersey, ilmenitach Adirondack, niektórych chromitach (kompleks Bushweld w Transwaalu) i w Sudbury na kruszczach niklowo-miedziowych. Newhouse znalazł, że chalkopiryt w skałach magmatycznych wydziela się zawsze jednym z ostatnich produktów (Bul. Geol. Soc. Amer. 1936, 47, 1—52). Złoże Sudbury może być przykładem trudności rozwiązania zagadnienia następstwa tlenków i siarczków metali. Teoretycznie przypuszcza się, że po wydzieleniu w ośrodku magmatycznym pierwszych minerałów i ich grawitacyjnym zanurzeniu,

następuje ich przetapianie i iniekcja w boczne skały np. w złożach żelaznych rud Kiruna. To przypuszczenie wymaga jednak innego — jak wprowadzenia dodatkowego ciepła albo niżenia wysokiego punktu topliwości przez domieszkę innych roztworów. W Kiruna fluor apatytu może prawdopodobnie spowodować obniżenie punktu topliwości rudy.

W pegmatytach, których zestalenie następuje prawdopodobnie około 573° — 600° C (wg Bowena), najwcześniejszymi produktami są zwykle mika, ortoklaz i kwarc. Późniejszym jest magnetyt, często w pięknych kryształach lecz rzadko w ilości, mającej jakie gospodarcze znaczenie. Za nim następują turmalin, kasyteryt i zespół minerałów ziem rzadkich, a ostatnim skąpy zespół minerałów siarczków i arsenków, jak löllingit, arsenopiryty, molibdenit, bardzo rzadko chalkopiryty, sfaleryt i galena.

W wielu przypadkach temperatura zniża się do umiarkowanej hydrotermalnej, kiedy powstają zeolity i inne minerały niskich temperatur. Złoża kontaktowo-metamorficzne powstają przeważnie przy temperaturze poniżej 513° , chociaż były stwierdzone czasem temperatury do 1.100° . Żyły hydrotermalne i złoża metasomatyczne powstają naogół przy temperaturach niżej 513° , a niektóre mogły powstać przy temperaturze poniżej 100° C.

Rowen (l. c. 1933) podał prawdopodobny obraz składu chemicznego i stanu fizycznego pozostałości magmatycznej. Wiadomym jest, że produkty lotne, wydzielające się z law na powierzchni ziemi w czasie ich zestalenia, mają reakcję kwaśną i oprócz pary wodnej zawierają siarkę, fluor, chlor (w postaci HCl) i inne pierwiastki; z nimi występują mniej lub więcej wszystkie metale i nawet nieco krzemionki. Wydzielając się w formie fumarol, te lotne produkty dają w stałej postaci magnetyt, błyszcz żelaza i siarczki, lecz zwykle nie dają one większych skupień w postaci złóż.

W intruzywnych utworach magmatyczna pozostałość jest w stanie wodno-ognistopłynnego stopu SiO_2 , K_2O , Al_2O_3 , Na_2O , znajdującego się w stanie odpowiednim do oddzielenia pegmatytów, ostatecznie powstających przez frakcjonowaną krystalizację; w wyniku czego następuje oddzielenie krzemianów i lotnych składników. Ciśnienie przy tym zwiększa się; następuje proces wrzenia (boiling); mieszanina lotnych składników o kwaśnej reakcji wydziela się i znajduje się w stanie odpowiednim do reakcji z każdym minerałem na swojej dalszej

drodze. Te kwaśne roztwory są głównym czynnikiem kontaktowego metamorfizmu, utworzenia żył i ogólnego metasomatyizmu.

Migracja tlenków i siarczków ciężkich metali w kwaśnych roztworach lotnych bądź płynnych nie przedstawia żadnego trudnego zagadnienia, które powstają dla wytłumaczenia przemieszczania metali w roztworach zasadowych. Co do krzemionki, to ostatnie prace doświadczone pokazały możliwość przeniesienia jej częściowo w stanie lotnym; nieznaczne domieszki chlorków i fluorków są zupełnie niedostateczne dla przeniesienia znacznych ilości kwarcu, zwykłego w złożach kruszcowych na głębokości. Jest słusznym przypuszczenie, nie uznawane jednak przez wszystkich badaczy, że w złożach przyrody kontaktowo-metamorficznej (pirometasomatycznej), zależnych najbardziej od emanacji kwaśnych, znaczna część krzemionki jest dostarczona bezpośrednio z intruzji.

Według Lindgrena, punkt topliwości krzemionki znacznie zniża się w obecności wody i krzemionka w stanie koloidalnym wynosi się wodą. Kwaśne roztwory wkrótce zostają neutralizowane i przetworzone w zasadowe przez ich kontakt ze skałami otaczającymi i wynieszone do powierzchni ziemi, może wzbudzone do tego ciśnieniem gazów od dołu.

Według zdania niektórych geofizyków, roztwory doprowadzone raz do stanu zgęszczenia tracą swą zdolność do podnoszenia się do góry; a jednak jest niezaprzeczanym faktem ich podnoszenie w takim stanie do powierzchni.

Zagadnienie komplikuje się coraz bardziej; trudno sobie przedstawić i wyjaśnić doświadczeniami, jak odnoszą się złożone roztwory do zmian wynikających w miarę spadku temperatury i ciśnienia, do chwilowego zwiększenia temperatury, do przyłączenia się do nich nowych wód, zmieniających ogólny skład roztworu. Przeciwno przypuszczeniu o stanie koloidalnym metali w takich roztworach wysuwają różne zastrzeżenia, jak nietrwałość koloidów przy wysokich temperaturach, ich koagulacja przez elektrolity, niemożliwość powstawania z takich koagulatów dobrze rozwiniętych kryształów, zwykłych w złożach. Spostreżenia na złożach stwierdzają, że reakcje ze skałami bocznymi nie ustają i rozpoczyna się strącenie minerałów złoża. Lindgren przypuszcza, że w zasadowych warstwach mogą być alkaliczne chlorki i siarczany, siarczany ziem alkalicznych, bikarbonaty ziem alkalicznych i żelaza; poza tym zole krzemionki, zole kwa-

sów cyny i wolframu, wolne dwutlenek węgla i siarkowodór. Przypuszcza on również, że siarczek sodu i inne polisulfidki powstają przez reakcję H_2S na węglany sodu. Zole zasadowego wodorotlenku żelaza i tlenku żelaza mogą zawierać się w wodzie, lecz przez działanie H_2S i N_2S tlenki żelaza przechodzą w koloidalne siarczki, utrzymywane w roztworze przez zol krzemionki, jako koloid ochronny.

Wahania się równowagi takiego roztworu (pod wpływem zmian ciśnienia, temperatury, koncentracji, rozcieńczenia i innych przyczyn) wywołuje koagulację zoli, jednych pojedynczo, innych jako złożonych, bądź tworzących trwałe roztwory, podlegające później rozpadowi (unmixing). Powstaje na ogół pewien porządek, wyrażający się w paragenecie minerałów i uzależniony od rozpuszczalności, stosunku wrażliwości do prądów elektrycznych i innych czynników. Wydzielające się galaretowe osady (żele) dają drobnoziarniste metakoloidy, a z zoli mogą powstawać dobrze rozwinięte kryształy, zwłaszcza przy temperaturze bardziej wysokiej. Najłżejsze zmiany w stanie roztworu prowadzą do tego lub innego sposobu strącenia, jak tego dowodzą warstewki grubego krystalicznego kwarcu, występującego na przemian z skrytokrystalicznym chałcedonem w żeodach w wulkanicznych wylewach.

Według Boydeffa (Inst. Min. a Met., Bul. 277, 1927) powstawanie żył metalowych jest procesem bardzo przewlekłym, o ile następuje z roztworów elektrolitycznych, lecz szybszym z roztworów koloidalnych. Strącenie z roztworów elektrolitycznych wymaga: 1) krańcowego ich rozcieńczenia, 2) konieczności utrzymywania roztworów w stanie lekkiego przesylenia, 3) ciągłego dostarczania roztworów i 4) częstej zmiany jego składników i czynników strącenia.

Oczywiście nie można przypuszczać, aby wszystkie minerały były wynikiem koloidalnych procesów, lecz według Lindgrena większa część siarczków przechodzi przez stan koloidalny, chociażby krótki.

Kiedy roztwór na swej drodze osiąga poziom wody meteorycznej, następują inne nowe reakcje.

Lindgren podał ogólne następstwo zespołów paragenetycznych w złożach hydrotermalnych w temperaturach od 600° do nieco niższej od 100° (K. Bohdanowicz, Przegląd Górniczy, T. II, XXXIII, Nr 1, 1946, str. 34-37).

Porządek następstwa bywa zakłócony przez naleganie jednych zespołów na drugie (over-

lapping) i czasem przez odwrotny porządek, np. galena przed blendą.

Ogólne, według Lindgrena, następstwo paragenetyczne powtarza się w zespołach mineralnych różnych geologicznych grup. Ten sam porządek paragenetyczny spotykany jest w złożach każdej grupy, jak kontaktowo-metamorficznych, hipotermalnych, mezotermalnych i epitermalnych. Niektórych minerałów lub całych zespołów może brakować w poszczególnych złożach, lecz jak ogólne prawo, porządek następstwa zachowuje się. Lindgren przychodzi do wniosku, że istniejące różnice w temperaturach od $600^\circ C$ do $50^\circ C$ w złożach hydrotermalnych nie są w stanie wywołać większej różnicy w następstwie paragenetycznym. Występują tylko różnice w sposobie strącenia. W złożach epitermalnych np. siarczki są natłoczone na krótkiej przestrzeni pionowej „teleskopując inne zespoły“; siarczki metali nieszlachetnych („baso-metal“) nie występują tak przeważająco, jak w złożach grup mezotermalnych i hipotermalnych, a bardziej przeważająco są złoto, telurki, związki antymonu i rtęci. W grupach mezotermalnych i hipotermalnych różne siarczki występują w znacznie większych od siebie odstępach i zonalność ich w rozmieszczeniu jest bardziej widoczna. W epitermalnych złożach i tylko w nich, według Lindgrena, występuje z powrotem wyraźna kwasność roztworów (p. wyżej Cerro de Pasco), zaznaczająca się utworzeniem alunitu ($K_2SO_4 \cdot 3Al_2SO_4 \cdot 6H_2O$) i dickitu, o składzie zbliżonym do kaolinitu.

W stosunku do złota Lindgren przytacza stare spostrzeżenie Sulmana (Transact. Inst. Min. a. Met. 1911, 21), że z masywnych rud piritowo-złoty niektórych złóż na Węgrzech, zawierających złoto wartości 800 dol. na tonę, nie można było otrzymać złota mechaniczną przeróbką; rozpuszczenie pirytu w HNO_3 pozostawiało delikatne gąbczaste złoto, z czego można było wnioskować, że pirit i złoto były strącane jednocześnie. Head (U. S. Bur. of Mines. R. J. 3275, 1935) podaje, że występowanie złota w piryty i w innych siarczkach i w pobocznych produktach koncentratów nie przeczy przypuszczeniu, że złoto znajduje się w trwałym roztworze w piryty, lecz większa część jest w postaci drobnych metalicznych cząsteczek, których pokrycie „koszulką“ („coating“) z hydrotlenków żelaza jest przyczyną zwykłej straty złota w procesie amalgamacji i flotacji. Według Lindgrena podczas osadzenia pirytu i innych siarczków złoto z roztwo-

rów koloidalnych może być adsorbowane na powierzchni siarczków, lecz nie może być wchłonięte w siatkę krystaliczną pirytu w cząsteczkowej, bądź atomowej formie, jak to przypuszcza Büng (Zeitschr. für prakt. Geol., 1935, 2, 17—26). Prawdopodobnie złoto w roztworach hydrotermalnych znajduje się w postaci zolu utrwalanego przez krzemionkę w warunkach przypuszczalnie w temperaturach od najwyższej do najniższej. Obecność w hydrotermalnych roztworach chlorków złota jest mało prawdopodobna, jak również trwała obecność w roztworach soli podwójnych siarczków złota i alkalicznych. Nie ma również dostatecznego wytłumaczenia jednoczesnego strącenia złota i srebra w *electrum* i w silwancie.

Niektóre wątpliwości Lindgrena zostały usunięte przez doświadczenia w Zakładzie Mineralogii w Masachus. Inst. of Technology¹⁾.

Przeniesienie złota i innych ciężkich metali w kwaśnych elektrolitycznych roztworach jest faktem stwierdzonym i rozpuszczalność złota w HCl wyklucza utworzenie zoli złota w gorących roztworach w stanie znacznej kwasności. Złoto jest rozpuszczalne w słabym kwasie HCl przy wysokich temperaturach i ciśnieniach. Chlorek złota jest nierozpuszczalny w wodzie do temperatury około 450° nawet w obecności chlorków alkalicznych metali i ziem. Prawdopodobne jest, że złoto w roztworach kwaśnych przenosi się w stanie chemicznych roztworów.

Jeżeli kwaśny roztwór zawiera jednocześnie jakiś rozproszony koloid, część rozpuszczonego złota może być absorbowana przez substancję koloidu; taka absorpcja przez koloid krzemionki była wielokrotnie stwierdzona. Doświadczenia stwierdziły, że zole złota, utrwalone przez krzemionkę, pozostają trwałymi w roztworach hydrotermalnych przy wysokich temperaturach nawet w obecności koncentrowanych elektrolitów. Zwiększanie kwasności roztworów usposabia do rozpuszczenia koagulowanego złota; każde zwiększenie alkaliczności roztworu zwiększa trwałość zoli, zabezpieczonych obecnością koloidu ochronnego. Trwałość zoli złota nie zabezpieczonych zwiększa się z temperaturą i rozcieńczeniem zolu. Ochronny wpływ krzemionki na zole złota zwiększa się w miarę rozcieńczenia zolu.

Zole zabezpieczone, zawierające pewną ilość elektrolitu, pozostają trwałe w temperaturach

do 350° C, lecz koaguluja same przez się przy 410° C. Tolerancja zoli utrwalonych i nieutrwalonych w stosunku do Na-OH czułość na działanie kwasów (HCl) zależy od znaku ładunku elektrycznego. Znak ładunku zoli zależy od nadmiaru tego lub innego koloidu w nim.

Wiedza o złożach rozszerza pomalą prawą, uzależniającą strącenie kruszców metali; pozostaje jednak pole do pracy w zastosowaniu takich praw do zagadnień powstawania samych złóż jako kompleksów zespołów paragenetycznych. Znaczenie pracy badawczej w kierunku zjawisk strącenia nie ulega wątpliwości, lecz dla użytecznego postępu wiedzy o złożach niedostateczność badań terenu i na kopalniach może być przeszkodą większą niż przyjęcie nawet jakiej niesłusznej zasady. R. Sales²⁾ na przykładach ze swej wielkiej praktyki na złożach przyrody magmatycznej, broni tezy, że do trudnych zagadnień genezy złóż należy podchodzić przez staranne dokładne zdjęcia geologiczne, zestawienie wszystkich zasadniczych szczegółów geologicznych jak formy i budowy ciała rudnego, zespoły mineralne i towarzyszące im zjawiska zmian w skałach bocznych i zjawiska kontaktowe. Spostrzeżenia na miejscu w złożu muszą być dopełnione odpowiednimi badaniami laboratoryjnymi. Wszystkie spostrzeżenia na złożach przyrody magmatycznej stwierdzają, według Sales'a, że pierwotny skład tych zróżniczkowanych mineralnych pochodnych magmy wahał się niezmiernie szeroko od krzemionki do siarczków i z niezliczonymi wariacjami stosunku krzemionki do siarczków pomiędzy krańcowymi członami.

Sales nie zaprzecza, że niektóre żyły kwarcowe mogą być tłumaczone w myśl teorii Spurr'a o „ore-magma“, jako jedna z faz powstawania złoża biednego w metal i również następną fazą hydrotermalną według poglądu Lindgrena. Dwie masy identyczne w swojej przyrodzie chemicznej i fizycznej w pierwotnym miejscu swego występowania mogą pozostawić na długiej drodze do powierzchni ziemi odrębne typy złóż i niejednakowe zmiany otaczających skał. Wszelkie uogólnienia na podstawie tylko przypuszczalnej temperatury roztworów i dowolnie ustalonych stref głębokości mogą być niesłuszne, bo wzrost temperatury z głębokością (gradient geotermiczny) jest drobnym momentem w porównaniu z różnymi termalnymi wynikami intruzji skał magmowych, a zonalność

¹⁾ Cliff. Frondel, Stability of colloidal Gold under Hydrothermal conditions. Ec. Geol. 1938, 1).

²⁾ Reno H. Sales, More intensive Field Studies for Laboratory Investigations of Ore deposits. Econ. Geol. XXXIII, 1938, 3. „Presid. addr. read. bef. Soc. of Econ. Geologists. 1938”.

panionowa w złożach może być wynikiem stosunków geochemicznych raczej, niż geofizycznych.

Nie mniejsze trudności spotykamy przy rozważaniach o genezie niektórych typów złóż osadowych n. p. żelaza i manganu i o roli

w tym procesów chemicznych i biochemicznych, o genezie złóż siarczkowych typu „Red beds“. Jednym z ostatnich przykładów jednostronnego zastosowania do genezy monometalicznych złóż jest hipoteza Holmes'a o „metalach radiogenicznych“.

C. d. n.

Inż. WŁADYSŁAW KUCZEWSKI

Ocena biegu wielkiego pieca z krzywej temperatury wzdłuż jego wysokości

Praktyczna ocena biegu wielkiego pieca, oparta na stałym badaniu pewnych oznak zewnętrznych, jest wykonywana za pomocą szeregu przyrządów samopiszących, stale kontrolujących dmuch (ilość, temperaturę, ciśnienie w zasilającej turze pierścieniowej, wilgotność), gaz gardzielowy (ilość, temperaturę, ciśnienie, skład chemiczny, zawartość pyłu), schodzenie nabołów (każdoczesne położenie poziomu zasypu w piecu, ruch nabołów, czas i kolejność wysypywania wywrotek na stożek mały), nareszcie pracę nagrzewnic i dmuchaw. Dorywcza kontrola na oko lub za pomocą przyrządów obejmuje temperaturę dysz, surówki i żużla, wygląd zewnętrzny surówki, żużla i gazu gardzielowego. Stale wykonywane analizy metalu i tworzyw obok ciężaru poszczególnych spustów i ciężaru tworzyw, zasypanych do gardzieli, uzupełniają dane, niezbędne dla sporządzenia wyczerpującego raportu dziennej lub miesięcznej pracy pieca.

Specjalne, wymagające dużych środków materialnych badania temperatury, ciśnienia i składu gazów na różnych poziomach wielkich pieców w różnych odległościach od ścian, obok analizy próbek ciał stałych i ciekłych, pobranych z tych samych miejsc, mają na celu wyjaśnienie procesów, zachodzących wewnątrz wielkich pieców, posiadając charakter przeważnie naukowy. Dają one wyraz temu lub innemu rozkładowi gazów na poprzecznych przekrojach pieców, dobrej lub złej styczności gazów ze wsadem i stopniowi ich wykorzystania w wielkim piecu. Wreszcie badania takie, porównywane z badaniami analogicznymi innych wielkich pieców, pozwalają na pewne uogólnienia i ustalenie prawidłowych poglądów na przebieg tak samego procesu wielkopiecowego, jak poszczególnych zjawisk, które się nań składają. Dokonane w Ameryce i Europie badania specjalne, przyczyniły się do

ustalenia charakteru spalania koksu przed dyszami wielkiego pieca, aczkolwiek zagadnienie tak zwanego ponownego utleniania się przed dyszami zredukowanych w spadzie pierwiastków, nie zostało dokładnie jakościowo i ilościowo ocenione. Następnie, badania specjalne odkryły w szybie obecność pierścienia tworzyw o zwiększonej masie drobnej rudy, znajdującego się w pewnej odległości od ścian i od osi szybu, oraz przyczyny nierównomiernego rozkładu temperatury, ciśnienia i masy gazów na poprzecznym przekroju wielkiego pieca. Nareszcie badania te ustaliły fakt bezpośredniej redukcji tlenków żelaza, krzemu, manganu i fosforu w spadzie oraz w kotlinie garu, jak to wykazuje zestawienie poniższe.

TABELA I

Badacz lub instytucja badawcza — piec i rodzaj doświadczenia	Skład próbek			Zmiana w spущie w stosunku do płaszcz. dysz proc.
	pierwiastki analizowane	z płaszcz. dysz proc.	ze spustu proc.	
Lennings	C	2,5 — 4,8	4,4	+ 19
	Si	0,0 — 0,9	0,7	+ 50
	Mn	0,3 — 0,8	2,9	+ 482
Kinney piec 700 t ¹⁾ Holt (Alabama)	C	3,68	3,39	— 8
	Si	2,95	3,00	+ 1,9
	Mn	0,775	0,6	— 23
	P	0,24	0,64	+ 134
Kinney piec 300 t ²⁾ Illionis (Chicago)	Si	2,5	1,47	— 42
	Mn	0,8	0,81	+ 1,25
	P	0,17	0,126	— 26
	S	0,18	0,064	—
Bohm, piec doświadczalny na rudzie kwaśnej	Si	0,35	0,94	+ 172
	Mn	0,15	0,39	+ 160
Piec drzewno-węglowy I. doświadczenie	C	4,36	4,33	—
	Si	0,18	1,15	+ 500
	Mn	0,47	1,06	+ 126
	P	0,017	0,017	—
	S	0,016	0,007	—
II. doświadczenie	C	4,76	4,38	— 8
	Si	0,41	1,11	+ 170
	Mn	0,53	0,9	+ 70
	P	—	—	—

¹⁾ Próbką, pobrana, prawdopodobnie w stanie stałym z pasa o 0,6 m nad dyszami, wykazała 1,29% C; 0,24% Si (prawdopodobnie, łącznie z SiO₂, jak zaznacza Kinney); 0,22% Mn; 0,32% P

²⁾ Od 0,35 do 0,75%. Jeden punkt 1,92%

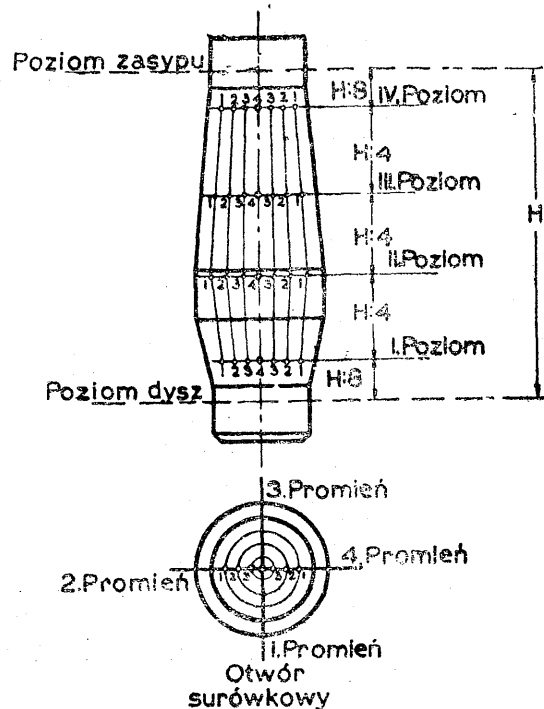
Mimo ogromnego znaczenia dla metalurgii teoretycznej — specjalne badania wielkich pieców nie znalazły dużego rozpowszechnienia na hutach i znaleźć nie mogły, gdyż dają one wyniki ważne li tylko dla pieca zbadanego i nie mogą być stosowane do pieców innych, chociażby znajdujących się w sąsiedztwie najbliższym z piecem zbadanym. W ten sposób koszt, ponoszony przez przedsiębiorstwo, okazuje się nieproporcjonalnie dużym w porównaniu ze stosunkowo małą korzyścią praktyczną badania specjalnego, tym więcej, że np. zastosowanie tego czy innego zasypu, zapoczątkowanie kruszenia rudy grubej lub sortowania rud według ziarnistości, podjęcie spiekania mialu rudnego, kruszenie i odsiewanie koksu, tudzież inne zabiegi, zdążające ku usprawnieniu pracy wielkich pieców, mogą być łatwo i tanio sprawdzane i oceniane w drodze zwykłego porównywania danych, zawartych w dziennych lub miesięcznych sprawozdaniach o pracy wielkich pieców z kilku następujących po sobie okresów.

Praca niniejsza ma na celu — między innymi — spopularyzowanie wielkopieczowych badań specjalnych przez ich uproszczenie i potaniecie, a równocześnie takie ich znormalizowanie, które — obok momentów naukowych — w dostatecznej mierze uwzględniałoby potrzeby praktyczne, w pierwszym rzędzie dawałoby możliwość łatwego porównywania ze sobą pracy różnych wielkich pieców, działających w całkiem odmiennych warunkach metalurgicznych oraz pozwalaloby na łatwe wnioskowanie co do zabiegów, w danych warunkach niezbędnych dla dalszego podniesienia sprawności technicznej danego wielkiego pieca. Tego rodzaju wnioskowanie jest dziś niemożliwe z braku świadomości u wielkopieczowników co do rzeczywistego przebiegu zachodzących zjawisk wewnątrz danego pieca.

Jak wynika z tytułu pracy niniejszej, metodą praktycznie najbardziej dogodną i tanią byłoby sporządzenie wykresu temperatury gazów wzdłuż wysokości wielkiego pieca. Każdy wielki piec już podczas budowy winien być zaopatrzony w otwory (dla wprowadzania w nie pirometrów) na 4-ch poziomach, leżących w równych odstępach od siebie (po $1/4 H$) według rys. 1, przy czym poziom I w odstępnie od linii dysz na $1/8 H$ — poziom IV w odstępnie od zasypu na $1/8 H$ — gdzie H jest odległością linii zasypu od dysz.

Każdy z 4-ch poziomów powinien mieć po 4 otwory, znajdujące się w 4-ch prostopadłych płaszczyznach pionowych, z których jedna obo-

wiązkowo przechodzi przez otwór surówkowy. Pomiar temperatury ma być dokonywany w 16 otworach jednocześnie (4×4), przy czym zagłębienie pirometrów (odstęp od ściany pieca do końca termopary) ma być dla wszystkich otworów jednakowy. Zbadanie całego przekroju poprzecznego pieca uskuteczni się w ten sposób, że na dowolnym promieniu szybu czy spadu robi się zawsze 4 oznaczenia temperatury, z których oblicza się średnią arytmetyczną dla promienia, a potem dla całego poziomu (dla 4-ch promieni). Pierwsze oznaczenie dotyczy punktu 1 w odległości od ściany pieca równej $1/4$ odnośnego promienia. Ostatnie robi się w odległości od osi pieca na $3/4$ odnośnego promienia, lub na osi pieca.



Rys. 1. Projekt znormalizowania sposobu pomiaru temperatury na różnych poziomach wielkiego pieca.

Krzywe temperatury mogą być sporządzane albo dla każdego z 4-ch promieni i dla każdego z trzech punktów na nich (dla 4-go punktu na osi pieca), t. zn. możemy mieć albo trzy krzywe dla każdego z 4-ch promieni, albo 1-ą krzywą dla całego poprzecznego przekroju pieca, średnią dla 4-ch promieni.

Krzywe dla każdego z 3-ch punktów promieni są miarodajne dla wnioskowania co do rozkładu gazów na poprzecznym przekroju wielkiego pieca i mogą pouczyć o sposobach usunięcia stwierdzonej nierównomierności. Krzywe dla każdego z 4-ch promieni wyrokują o pracy odpowiednich dysz powietrznych i zawierają wskazania co do jej uregulowania. Narzeczona krzywa przeciętnej temperatury wielkiego pieca pozwala na daleko idące wnioski

co do przebiegu procesu w danym wielkim piecu; w drodze porównania z takimi samymi krzywymi pieców **wzorowo** pracujących, łatwo dojść do konieczności tych zabiegów, jakie prowadzić mogą do usprawnienia pracy pieca.

Uzasadnienie tezy, że tylko krzywa przeciętnej temperatury charakteryzuje wszechstronnie bieg danego wielkiego pieca, stanowi treść i bezpośrednie zadanie pracy niniejszej.

Z czasów Gayley'a i Johnsona pochodzi pojęcie „krytycznej” temperatury garu, które okazało się niezbędnym dla wytłumaczenia oszczędności na koksie, osiągniętej dzięki osuszonemu dmuchowi. Usunięcie wilgoci z dmuchu niewątpliwie podwyższyło temperaturę spalania koksu przed dyszami i pozwoliło na zmniejszenie ilości koksu w naboju wielkopieczowym w stopniu daleko większym, niż by to wynikało z oszczędności ciepła, uzyskanej przez usunięcie wody z dmuchu.

Pojęcie „krytycznej” temperatury garu zostało rozciągnięte też na otrzymywanie różnych rodzajów surówki, mianowicie od czasów Gayley'a i Johnsona zaczęto myśleć, iż każdy rodzaj surówki wymaga określonej „krytycznej” temperatury garu. Pomiary temperatury przed dyszami garu obok temperatury wypuszczanego z wielkiego pieca żuźla i surówki, dokonane w U. S. A. przez Roystera i Josepha¹⁾, jak również przez kilku badaczy europejskich, wykazały, że współzależność temperaturowa w tym zakresie istnieje w rzeczywistości, lecz w całym odmiennym formie; każdemu rodzajowi surówki odpowiada określona temperatura metalu przy spuszczeniu z wielkiego pieca, ale nie jakaś tajemnicza, bliżej nieznaną „krytyczną” temperaturę garu. Oddawna bowiem wiemy, że surówka drzewno-węglowa przy spuszczeniu ma temperaturę niższą od koksowej, a surówka przeróbcza niższą od odlewniczej.

W tym mniej więcej stosunku wzajemnym znajdują się temperatury żuźli, przynależnych do wskazanych surówek, atoli temperatury kawałów płonącego koksu w pobliżu ryjków dysz, czyli t. zw. temperatury przed dyszami, mogą być rządzone prawami innymi. Oto są liczby¹⁾:

piec drzewnowęglowy	Temperatura w °C		
	dysz,	żuźla,	surówki
	1669	1451	1415

Wiemy również, że podnoszenie temperatury dmuchu wznosić powinno temperaturę surówki; pomiary Josepha tezę tę w zupełności potwierdzają, natomiast temperatura dysz i żuźla od temperatury dmuchu nie zależą.²⁾

Piec	Temperatura dmuchu	Temperatura w °C		
	°C	dysz,	żuźla,	surówki
drzewno-węglowy	371	1687	1413	1398
	493	1682	1454	1405
	527	1611	1485	1413
	560	1710	1440	1423
	635	1655	1465	1435

Z doświadczenia praktycznego wiadomo też, że wzrost zawartości Si w surówce możliwym staje się przez wzrost temperatury dmuchu lub przez podwyższenie rozchodu koksu, lecz od temperatury dysz, wbrew twierdzeniu Roystera i Josepha, nie zależy.¹⁾

W piecach **koksowych** za **normalne** temperatury metalu i żuźla uważać należy:¹⁾

	Temperatura w °C		
	żuźla	metal	różnica
dla surówki odlewniczej	1540	1490	50
dla surówki przeróbczej	1510	1465	45
dla surówki			
zwierciadlistej	1430	1390	40
dla żelazomanganu	1430	1390	40

Uwaga: Przy pracy na żuźlu o zasadowości $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2} = 1$, w hucie Kościuszko w roku

1939 otrzymywano temperaturę **surówki fosforowej** (P 1,8 — 2%; Mn 0,6%; Si 0,1 — 0,5%; S 0,1 — 0,3%) 1320—1360° C, temperatura dmuchu nie przekraczała przy tym 380° C, rozchód koksu ok. 1000 kg/t. Według pomiarów W. Lenninga³⁾ przy prowadzeniu wielkiego pieca na żuźlu **kwaśnym** na surówkę thomasowską otrzymuje się następujące temperatury surówki i żuźla:

przy zawartości	żuźel surówka różnica		
	w surówce	°C	°C
1,16% Si	1438(1413)	1382	56
1,58% Si	1435(1412)	1347	88

W nawiasach podane są temperatury żuźla z otworu surówkowego (ze spustu), które o 23 — 25° C są niższe od temperatury żuźla z żuźłówki, oraz wskazują na straty ciepła tak przez styczność z surówką o 56 — 88° C zimniejszą od żuźla, jak prawdopodobnie, przez wzmożoną redukcję Si węglem surówki w kotlinie garowej. Na tę redukcję wskazywałaby też trudność oddzielenia w otworze surówko-

¹⁾ Hutnik, r. 1929, zes. 3, str. 103.

²⁾ Akademię M. A. Pawłow: Metalurgia Czuguna Wypusk Wtoroj. Leningrad 1935 str. 148.

³⁾ Stahl und Eisen, r. 1938, zes. 3 str. 55.

wym żuźla od surówki, tudzież wzrost zawartości S, idący w parze ze wzrostem wydatku koksu tudzież zawartości krzemu w surówce:

Si	S
%	%
1,16	0,284
1,58	0,448

przy jednakowej prawie w obu wypadkach **zasadowości żuźla** tudzież wysokości temperatury dmuchu.

Wyłom w pojęciach wielkopieczowych stanowią temperatury przy wytwarzaniu surówek manganowych (zwierciadlistej i żelazomanganu), dla których przy znacznym wydatku koksu temperatury żuźla i metalu są znacznie niższe od odpowiednich wartości nawet dla pieca drzewnowęglowego. Pomiary Roystera dały bowiem liczby następujące: ¹⁾

piec koksowy	Temperatura w °C		
	dysz żuźla metalu		
surówka zwierciadlista	1597	1427	1392
żelazomangan	1550	1426	1386

Jest rzeczą wielce prawdopodobną, że: 1° żuźle manganowe łatwotopliwe szybko przechodzą przez pas wysokich temperatur spadu i garu i nie pozwalają na osiągnięcie wysokiej temperatury dysz, żuźla i metalu, 2° redukcja dużych ilości manganu stałym węglem w spadzie i kotlinie, będąca procesem wybitnie endotermicznym, powodując obniżenie się temperatury „w garze” mimo bardzo dużego wydatku koksu. Stąd wniosek, że uzyskanie tej lub innej temperatury żuźla i surówki zależy tak do **składu chemicznego ostatecznego żuźla garowego, jak od wyniku cieplnego procesów endotermicznych, przebiegających w spadzie, garze i kotlinie wielkiego pieca.**

Normalnie temperatury żuźla i metalu określają warunki biegu pieca na odpowiedni rodzaj surówki. Oznacza to, że dla uzyskania np. 1490°C dla surówki odlewniczej i 1540°C dla przynależnego jej żuźla (o normalnym składzie chemicznym) można korzystać z **różnego wydatku koksu**, z różnej ilości i temperatury dmuchu, z różnego rozkładu tworzyw i sposobu ich zasypu do gardzieli, nareszcie z tworzyw o różnych właściwościach fizyczno-chemicznych, byleby temperatura surówki była 1490°C, a jej żuźla 1540°C. Niewątpliwym tedy wydaje się być **związek pomiędzy wydatkiem koksu a uzyskiwaną na nim temperaturą dysz ⁴⁾**, natomiast trudno dopatrywać się jakiegoś **związku pomiędzy np. temperaturą dysz a temperaturą metalu lub żuźla. Związek ten niczym nie**

byłby usprawiedliwiony, chyba tylko przypuszczeniem co do nagrzewania się żuźla i metalu energią promienistą płonącego przed dyszami koksu. Przypuszczenie takie, aczkolwiek jest zupełnie realne, jednak byłoby tylko uzupełnieniem drugiego bardziej realnego założenia, mianowicie, że metal i żuźel jest nagrzewany **głównie** przez styczność z rozżarzonym koksem i z gazem w spadzie i w garze podczas ściekania kroplami lub strugami do kotliny garowej. Za naturalnością i słuszością tej tezy przemawia przede wszystkim fakt zwiększania rozchodu koksu przy wytapianiu surówek krzemowych czy manganowych, które wymagają, dobrze rozwiniętego na wysokość, pasa wysokiej temperatury w spadzie. Pas ten służy do redukcji bezpośredniej Fe, Si, Mn i P, jak również do podniesienia temperatury koksu, żuźla i surówki do odpowiedniego poziomu przed wstąpieniem tych ciał do kotliny garowej.

Rolę obu sposobów dostarczania ciepła przez promieniowanie i przez styczność z rozżarzonym koksem i z gazem — da się ocenić tylko w drodze rachunku przybliżonego, przez zestawienie **orientacyjnego** bilansu cieplnego kotliny garowej w założeniu, że straty ciepła są tu równe zeru. Za rzecz zupełnie dowiedzioną uważać należy powstawanie w kotlinie tlenku węgla ⁵⁾. Fakt ten wynika ze składu gazów pasa przeddyszowego i świadczy o odbywających się w kotlinie **procesach** redukcyjnych silnie endotermicznych; redukcji stałym węglem ulega tu żuźel żelazawy znajdujący na dyszach i w dyszakach przy biegu pieca na surówkę przeróbczą, odznaczający się kolorem czarnym, lub żuźel przy wytapianiu surówki odlewniczej czy żelazomanganu. Zestawmy przybliżone trzy bilanse cieplne kotliny garowej dla surówki przeróbczej, odlewniczej i bogatego żelazomanganu.

Bilans I. Piec wytapia surówkę martenowską o składzie: 1% Si; 2,5% Mn; 0,4% P; 0,04% S; 3,8% C; 92,26% Fe. Ilość żuźla 600 kg/t surówki. Rozchód koksu 850 kg/t surówki. Poniżej dysz — według Johnsona ⁶⁾ — redukuje się 31% Fe. Redukcję innych poza żelazem składników przyjmujemy tu na 20% ich ostatecznej zawartości w surówce.

¹⁾ patrz art. pt. „Temperatura przed dyszami a rozchód koksu w wielkim piecu” (Hutnik, r. 1939 zesz 6)

⁵⁾ Inż. metal. Władysław Kuczewski: Mechanizm procesu wielkopieczowego (na koksie). Warszawa, 1923, str. 29-34.

⁶⁾ Stahl und Eisen r. 1929 zesz. 29 str. 1059.

Na 1000 kg załadowanego do pieca koksu

do kotliny wpływa

C	84,2 kg
żużla żelazawego	569,8 kg
topnika	84,0 kg

 738 kg

w kotlinie otrzymuje się

Fe	332,00 kg
C	9,00 kg
Si	2,20 kg
Mn	5,90 kg
P	0,90 kg

Surówki	350 kg
Żużla	
0,6 × 350	= 210 kg
CO — 142 nm ³	= 178 kg
Razem	738 kg

Przychód ciepła w Kal

84,2 kg C przy t = 1510°C	
1510 × 0,395 × 84,2	= 50.500
569,8 kg żużla żelazawego	
1510 × 0,32 × 569,8	= 275.000
84 kg topnika	
1510 × 0,34 × 84	= 43.000

Promieniowanie daje (z różnicy)	145.350
	<hr/> 513.850

Rozchód ciepła w Kal

Nagrzanie CO do 1510°C	
1510 × 0,329 × 142	= 70.500
Redukcja Si	= 10.700
Mn	= 6.600
P	= 5.050
Fe	= 222.000

Nagrzanie 350 kg surówki	
1465 × 0,192 × 350	= 98.000
Nagrzanie 210 kg żużla	
1510 × 0,32 × 210	= 101.000
	<hr/> 513.850

Jak widać, w razie redukcji 31% Fe stałym węglem w kotlinie promieniowanie dostarczyć powinno 28,2% ogólnej ilości rozchodowanego w kotlinie ciepła.

Dla redukcji 20% Fe stałym węglem w kotlinie bilans materialny i cieplny wyglądałby tak:

Do kotliny wpływa

C	— 58 kg
żużla żelazawego	— 379 kg
topnika	— 56 kg

 493 kg

W kotlinie otrzymuje się

Fe	— 216,0 kg
C	— 8,9 kg
Si	— 2,3 kg
Mn	— 5,9 kg
P	— 0,9 kg

Surówki	234 kg
żużla	141 kg
CO — 94 nm ³	118 kg
	<hr/> 493 kg

Przychód ciepła w Kal

58 kg C przy t = 1510°C	
1510 × 0,395 × 58	= 33.400
379 kg żużla żelazawego	
1510 × 0,32 × 379	= 182.500
56 kg topnika	
1510 × 0,34 × 56	= 28.800

Promieniowanie daje (z różnicy)	102.050
	<hr/> 346.750

Rozchód ciepła w Kal

Nagrzanie CO do 1510°C	
1510 × 0,329 × 94	= 46.000
Produkcja Si	= 11.100
Mn	= 6.600
P	= 5.050
Fe	= 145.000

Nagrzanie 234 kg surówki	
1465 × 0,192 × 234	= 65.000
Nagrzanie 141 kg żużla	
1510 × 0,32 × 141	= 68.000
	<hr/> 346.750

Przeto przy redukcji 20% Fe ogólne zapotrzebowanie ciepła w kotlinie wynosi — zamiast 513.850 Kal — tylko 346.750 Kal, a promieniowanie dać powinno — zamiast 28,2% — 29,4% energii cieplnej.

Bilans II. Piec wytapia surówkę odlewniczą o składzie: 3% Si; 0,8% Mn; 0,4% P; 0,02% S; 4,0% C; 91,78% Fe. Ilość żużla 750 kg/t surówki. Rozchód koksu 1200 kg/t surówki. Poniżej dysz redukuje się 13% Fe, oraz 66,7% Si.

Na 1000 kg załadowanego do pieca koksu

Do kotliny wpływa	
C	— 40,9 kg
żużla żelazawego i wapna	— 259,0 kg
<hr/>	
	299,9 kg

W kotlinie otrzymuje się	
C	— 4,7 kg
Si	— 16,7 kg
Mn	— 0,9 kg
P	— 0,4 kg
Fe	— 100,0 kg
<hr/>	
Surówki	= 122,7 kg
żużla $0,75 \times 122,7$	= 92,0 kg
tlenku węgla 68 nm^3	= 85,2 kg
<hr/>	
	299,9 kg

Przychód ciepła w Kal

40,9 kg C przy $t = 1540^\circ \text{C}$	
$1540 \times 0,396 \times 40,9$	= 24.800
259 kg żużla i wapna	
$1540 \times 0,396 \times 40,9$	= 24.800
Promieniowanie daje (z różnic)	114.840
<hr/>	
	265.640

Rozchód ciepła w Kal

Nagrzanie CO do 1540°C	
$1540 \times 0,33 \times 68$	= 34.500
Redukcja Si	= 81.000
Mn	= 1.000
P	= 2.240
Fe	= 66.500
Nagrzanie 122,7 kg surówki	
$1490 \times 0,192 \times 122,7$	= 35.000
Nagrzanie 92 kg żużla	
$1540 \times 0,32 \times 92$	= 45.400
<hr/>	
	265.640

Rozchód ciepła w kotlinie **mniejszy**, jak dla surówki martenowskiej, ponieważ redukcja bezpośrednia zachodzi przy surówce odlewniczej przeważnie w spadzie (powyżej dysz). Promieniowanie wnosi do kotliny ok. 43% energii cieplnej.

Bilans III. Piec wytapia żelazomangan o zawartości: 80% Mn; 13% Fe; 6,6% C; 0,4% P; Ilość żużla 950 kg/t surówki. Rozchód koksu 2300 kg/t surówki. Poniżej dysz redukuje się 33,3% Mn.

Na 1000 kg załadowanego do pieca koksu

Do kotliny wpływa	
C	— 35,5 kg
żużla manganawego i wapna	— 271,2 kg
<hr/>	
	306,7 kg

W kotlinie otrzymuje się	
Mn	— 116,0 kg
C	— 9,7 kg
P	— 0,6 kg
<hr/>	
surówki	— 126,3 kg
żużla	
$0,95 \times 126,3$	— 120,0 kg
tlenku węgla $48,3 \text{ nm}^3$	— 60,4 kg
<hr/>	
	306,7 kg

Przychód ciepła w Kal		Rozchód ciepła w Kal	
35,5 kg C przy $t = 1430^{\circ}\text{C}$		Nagrzanie CO do 1430°C	
$1430 \times 0,39 \times 35,5$	= 19.700	$1430 \times 0,328 \times 48,3$	= 22.500
271,2 kg żużla i wapna		Redukcja Mn	= 129.000
$1430 \times 0,31 \times 271,2$	= 120.000	P	= 3.400
Promieniowanie daje		Nagrzanie 126,3 kg surówki	
(z różnicy)	99.800	$1390 \times 0,19 \times 126,3$	= 33.300
		Nagrzanie 120 kg żużla	
		$1430 \times 0,31 \times 120$	= 53.300
	241.500		241.500

Rozchód ciepła w kotlinie jeszcze mniejszy, jak dla surówki odlewniczej, promieniowanie zaś daje więcej, bo ok. 41% potrzebnej energii cieplnej.

Analiza podanych trzech przykładów pozwala na ustalenie zależności między ilością ciepła zużywanego w kotlinie, jak również dostarczanego do kotliny przez promieniowanie z jednej, a rozchodem koksu w wielkim piecu z drugiej strony; zachodzi tu **stosunek odwrotny**, zwłaszcza, jeśli wskazane ilości ciepła

odnieść nie do 1000 kg załadowanego do gardzieli koksu, lecz do 1000 kg koksu, spalonego przed dyszami. Przyjmując, że przed dyszami spala się przy surówce martenowskiej 78%, przy odlewniczej 80% i przy żelazomanganie — 82% koksu załadowanego do gardzieli, otrzymamy stosunek ilości ciepła, zużywanego w kotlinie i dostarczanego jej przez promieniowanie, do rozchodu koksu w wielkim piecu — jak następuje:

TABELA 2

Rozchód koksu kg/t	850	1,200	2,300
Rozchód ciepła w kotlinie Kal	660.000	332.000	295.000
Ilość ciepła dostarczanego przez promieniowanie Kal	186.000	143.000	122.000

Liczby te otrzymaliśmy przez podzielenie pozycji odpowiedniego bilansu cieplnego przez 0,78; 0,80 i 0,82. Odwrotna zależność pracy kotliny od rozchodu koksu znajduje szczególnie dobitne potwierdzenie w pracy wielkich pieców na **żużlu kwaśnym**. Okazuje się bowiem, że równolegle z wzrostem rozchodu koksu spada praca garu w sposób następujący:

przy rozchodzie koksu kg
 1 t na surówki . . . 844 1025 1180
 praca garu łącznie ze stratami ciepła w %% od
 pracy szybu wynosi . . . 60 24 10
 (przyczym według E. Senftera⁷⁾, ilość żużla odpowiednio wzrasta; od 0 kg/t do 2000 i 4000 kg na t surówki). Powyższe dane E. Senftera nie są — zdaniem naszym — ściśle: przez pracę szybu należy tu rozumieć pracę nie tylko szybu ale i spadu pieca. Redukcję pośrednią (gazami) E. Senfter przyjął na 65%.

Według badań przeprowadzonych przez Kaiser Wilhelm Institut Für Eisenforschung⁸⁾ —

bezpośrednia w kotlinie redukcja Si i Mn w obecności FeO jest niemożliwa. Przeto przy wytopianiu surówki przeróbczej, gdy w kotlinie redukuje się do 31% Fe z tlenku żelazawego, problematyczną na pierwszy rzut oka wydawać się może redukcja tu Si i Mn zwłaszcza, że środek garu nie zawsze bywa „miękki”. Natomiast przy wytopianiu surówki odlewniczej symbioza redukcji Fe i Si jest zupełnie możliwa, ponieważ przy znacznym wydatku koksu mamy bardzo gorący środek pieca. Tu właśnie może odbywać się redukcja Si, podczas gdy redukcja Fe będzie zachodziła na **obrzeżu** kotliny. Liczne badania nad składem żużla w **różnych** miejscach kotliny garowej i to zarówno dla surówki przeróbczej, jak **odlewniczej**, wykazują obecność w żużlu znacznie większych ilości FeO w pobliżu ścian garu przy malejących zawartościach jego w żużlu w miarę zbliżania się do osi garu. Na tym właśnie polega słuszność twierdzenia prof. Wüsta, co do obecności w garze wielkiego pieca, wytapiającego surówkę odlewniczą, pewnych ilości FeO, aczkolwiek jego twz. nowa teoria procesu wiel-

⁷⁾ Stahl und Eisen, r. 1937, zes. 49, str. 1379.

⁸⁾ Stahl und Eisen r. 1933 zes. 42 str. 1089/90.

kopiecowego⁹⁾, oparta na rzekomym utlenianiu się Fe i innych pierwiastków przed dyszami, nie wytrzymuje krytyki z tego prostego powodu, że obecność w żużlu garowym FeO pochodzi nie tylko z utlenienia zredukowanego powyżej dysz żelaza, lecz z żużla żelazawego, powstałego po redukcji pośredniej rud i nie zredukowanego w spadzie.

Uszczupleniem zawartości FeO w żużlu garowym tłumaczy się wzrost zawartości Si i Mn w surówce thomąsowskiej¹⁰⁾, pobranej z płaszczyny dysz i żużłówki, poczynając od odległości 1 m od ryjków dysz, albowiem od tej odległości zaczyna się wybitny spadek zawartości FeO w żużlu.

Redukcja 31% Fe poniżej dysz została podana przez Johnsona dla pieców amerykańskich i przy 50—60% ogólnej redukcji Fe stałym węglem wydaje się być zupełnie prawdopodobną dla normalnego **biegu pieca** na surówkę martensowską. Dla surówki zaś odlewniczej przyjęliśmy redukcję 13% Fe poniżej dysz, ponieważ praktyka wykazuje, że przy normalnym gorącym, ale **oszczędnym** biegu pieca na surówkę odlewniczą na dyszach ukazują się kropki żużla czarnego obok kropli zupełnie białych, których jest znacznie więcej od czarnych. Obecność w kotlinie FeO czyni konieczną redukcję tu większych ilości Si (66,7%). Nie oznacza to bynajmniej jakiejś reguły, lecz jest wynikiem obliczenia, ujętego ze **stanowiska największej pracy kotliny**. Z drugiej strony badania Kinney'a nad wielkim piecem 300-tonowym (Holt), wytapiającym surówkę odlewniczą o 3% Si, wykazały, że w kotlinie wzrost zawartości Si wynosi zaledwie 0,05 procentu bezwzględnego¹¹⁾, że kotlina w piecu Holt nie była zupełnie pod względem cieplnym wykorzystana i że redukcja bezpośrednia odbywała się tu prawie wyłącznie w spadzie, powyżej dysz, a nadmierny wydatek koksu pochodził — jak się przekonamy w swoim miejscu — ze słabego pochłaniania ciepła gazów przez wsad.

Wzrost rozchodu koksu na skutek niewykonywanej pracy kotliny pieca Holt znajduje teoretyczne potwierdzenie w zestawionej przez nas tab. 2. przy **wzroście rozchodu koksu** zaznacza się **spadek** ilości ciepła, zużywanego w kotlinie, obok spadku ilości ciepła, dostarczanego jej od dysz przez promieniowanie. Ze

stanowiska arytmetycznego zależność ta jest całkiem oczywista: przy **zadanej** pracy kotliny ilość ciepła, przypadająca na jednostkę spalającego przed dyszami koksu, będzie większa, im mniejszym okaże się wydatek koksu. Ze stanowiska zaś fizycznego zwiększone dostarczenie ciepła kotlinie przez promieniowanie staje się możliwym tylko przez **wzrost temperatury przed dyszami**. Oto dlaczego problemat niskiego wydatku koksu wiąże się ściśle z wysoką temperaturą przed dyszami, zwłaszcza gdy się uwzględni okoliczność, że najniższy wydatek koksu uzyskuje się w wielkim piecu tylko przez odpowiednio wysoką redukcję stałym węglem. Dobroczynna rola tej redukcji — wbrew rozpowszechnionym dotąd poglądom o jej szkodliwości po raz pierwszy była wyjaśniona przez M. A. Pawłowa. Tym samym rola gazów w wielkim piecu została sprowadzona do roli czynnika raczej fizycznego, ogrzewającego wsad, przy zachowaniu mu nadal miejsca czynnika redukującego tlenki żelaza, lecz o znaczeniu mniejszym, niż mu metalurgowie starej doby wyznacali.

Jednym z powodów zmiany poglądów metalurgów było też wprowadzenie nowego tworzywa wielkopiecowego — bardzo porowatego spieku, wytwarzanego sposobem Dwight - Lloyda lub Greenawalta; liczne próby laboratoryjne dowiodły, że trudno redukuje się gazami, podczas gdy praktyczne wyniki pracy, wielkich pieców na spieku są nadzwyczaj dobre; wydatek koksu znakomicie spadł, a wytop pieców wzrósł. Oznacza to polepszenie się warunków cieplnych, dzięki silnie porowatemu spiekowi, doskonale chłonnemu ciepło gazów wielkopiecowych. Pas wysokiej temperatury w piecu wznosił się do góry, temperatura gardzieli jeśli nie zmalała, to pozostała normalną, temperatura przed dyszami — odwrotnie — **wzrosła**. Taki sam dobroczynny skutek na bieg wielkich pieców wywiera silnie porowaty, zajmujący znaczną objętość węgiel drzewny. Rekordowe wyniki pracy niektórych wielkich pieców drzewno-węglowych o wydatku 612 kg suchego węgla na 1 t surówki dadzą się wytłumaczyć znacznym, dobrze rozwiniętym na wysokość, pasem wyższej temperatury, tudzież wysoką temperaturą kawałów płonącego przed dyszami paliwa, wypromieniowujących poważne ilości ciepła do kotliny i umożliwiających jej **redukcję stałym węglem większych ilości żużla żelazawego**. Wskazane warunki mogą być osiągnięte — między innymi — dzięki porowatemu spiekowi lub węglowi drzewnemu,

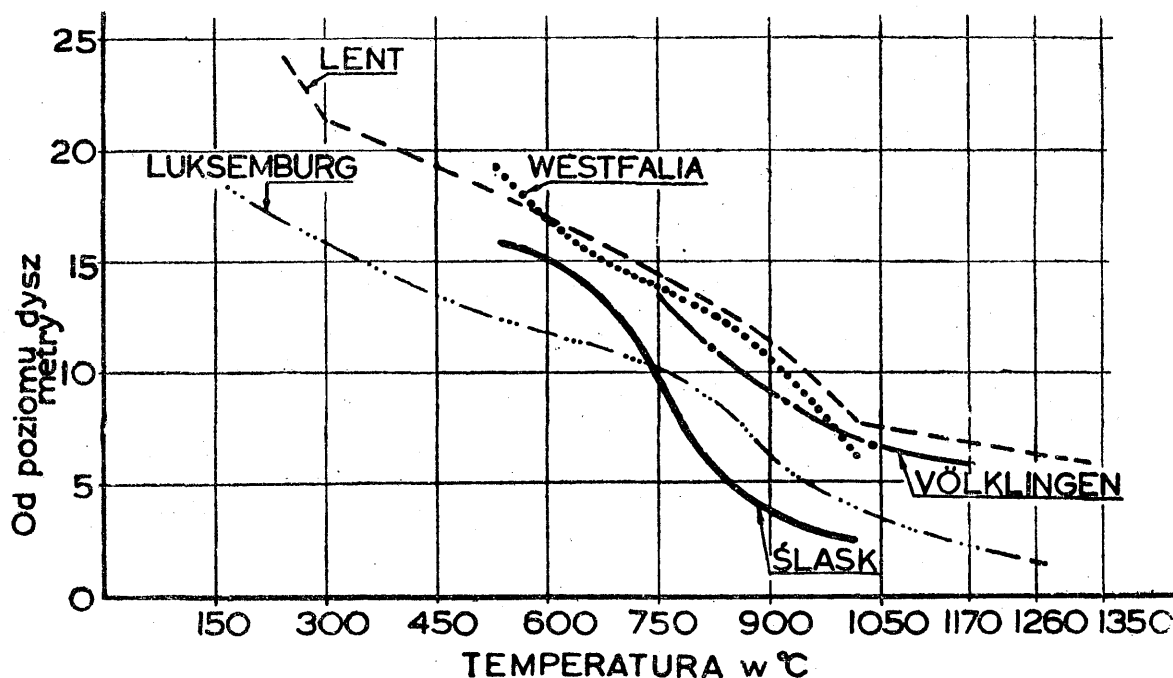
⁹⁾ Stahl und Eisen r. 1928 zes. 16 str. 505/6.

¹⁰⁾ Stahl und Eisen r. 1931 zes. 48 str. 1449/62

¹¹⁾ Patrz tab. 1 oraz Stahl und Eisen r. 1927 zes. 9 str. 361/2 i zes. 32, str. 1331/2.

który, dobrze chłonec ciepło gazów, dochodzi do dysz w stanie silnego rozżarzenia i powoduje dzięki temu wysoką temperaturę dysz, żużła i surówki. Stąd wylania się konieczność dokładnej znajomości rozkładu temperatury na wysokości wielkiego pieca, na przestrzeni od linii zasypu aż do dysz powietrznych.

Oprócz kawałkowoci wsadu niewątpliwie miała tu znaczenie siła dmuchu. Na rys. 3 dwie krzywe dotyczą dwóch wielkich pieców Clarence, które pracowały, według wspomnianego podręcznika Pawłowa, w **zupełnie jednakowych warunkach**, tak pod względem wsadu i rodzaju wytapianej surówki, jak pod



Rys. 2. Krzywe temperatury dla pieców przetapiających rudy kawałkowe.

Krzywe rys. 2 i 3 zostały sporządzone przeważnie na podstawie danych, zawartych w znakomitym podręczniku Pawłowa p. t. *Mieciurgia czuguna, Wypusk wtorej. Domiennyj process. Izdanie tretiejje. Leningrad 1935, str. 53 — 56, 144, 153 — 156*, gdzie są podane warunki pracy odnośnych pieców. Linia teoretyczna dr. Lenta¹²⁾ dotyczy pieca o szybkim biegu (na silnym dmuchu) czyli o szerokim garze, niskim i stromym spadku. Ogólną cechą krzywych rys. 2 jest to, że temperatura gazów, tym samym i temperatura wsadu wielkopiecowego, poczynając od gardzieli, a kończąc na poziomie ok. 10—13 m nad dyszami, ulega bardzo powolnej zmianie. Piece, pokazane na rys. 2, pracowały na tworzywach kawałkowych: piec śląski miał dmuch słaby, piec westfalski i luksemburski pracowały bardzo intensywnie, dając czas przelotu naboju przez piec ok. 13 godz. Piec Frodingham wytapiał surówkę odlewniczą. Przyczyną powolnej zmiany temperatury w górnych częściach krzywych była ruda **kawałkowa**, która nie pochłaniała ciepła wznoszących się do góry gazów w takim stopniu, jak dolne części krzywych rys. 3.

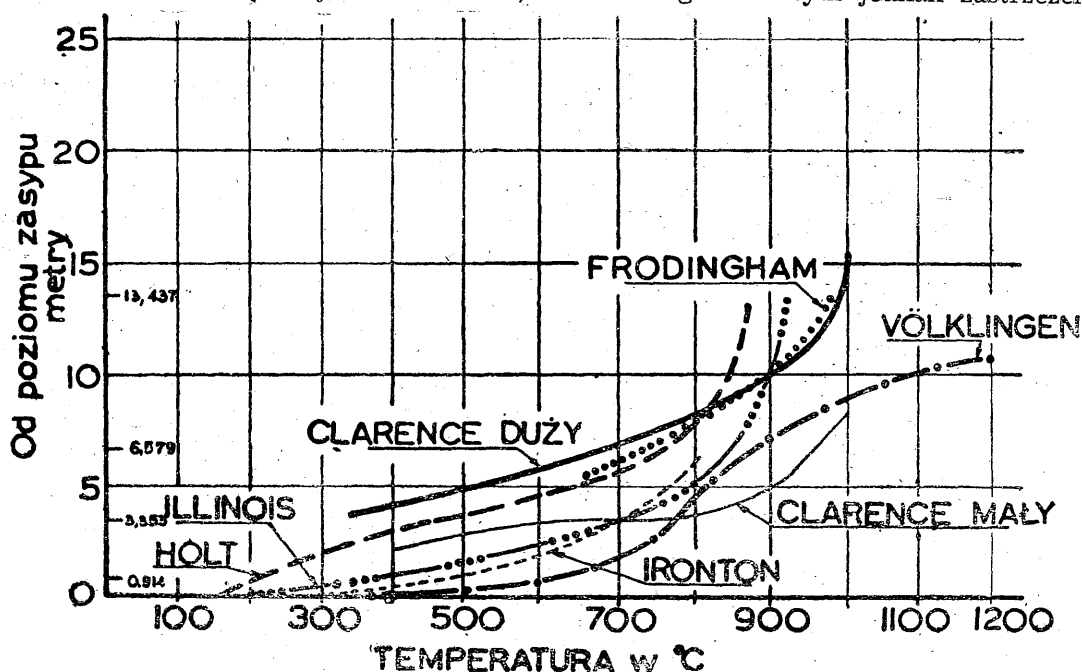
względem siły i temperatury dmuchu; piece różniły się jedynie objętością i wysokością; jeden (należący do linii górnej) był duży, drugi (należący do linii dolnej) mały. Na rys. 3 krzywe Clarence wykreśliliśmy w założeniu, że podana przez Pawłowa „odległość od gardzieli” jest równa odległości od linii zasypu, ponieważ z podręcznika nie można urobić zdania co do odległości linii zasypu od pomostu gardzielowego. Wobec wskazanej **nieściśności**, przy analizowaniu krzywych rys. 3 należy pamiętać, że **oba** piece Clarence na wszystkich poziomach miały temperatury wyższe, jak piec Holt. Przechodząc do porównania ze sobą obu krzywych Clarence, nadmienić trzeba, że w górnych częściach, przypominają one krzywe rys. 2 dla rud kawałkowych, oraz, że siła dmuchu pieca dużego w porównaniu z siłą dmuchu pieca małego była **względnie** niska, albowiem krzywa temperatury w górnej swej części wykazała nie tylko bardziej powolny spadek temperatury gazów, lecz dla jednakowych poziomów szybu (liczonych od linii zasypu) ujawniła wartości temperatury znakomicie niższe od krzywej, odpowiadającej piecowi małemu, o **względnie** mocnym dmuchu. Jeśli

¹²⁾ Stahl und Eisen r. 1928 zeszyt. 14 str. 437

porównamy dolne części wszystkich krzywych rys. 3 to stwierdzimy, że **względna** siła dmuchu w piecach Iron-ton, Illinois i Voelklingen była prawie jednakowa, jednak nie wyższa od siły dmuchu małego pieca Clarence¹³⁾, co stanie się zupełnie oczywistym po uwzględnieniu faktu, że piec Illinois Chicago był 700-tonowy, piec Iron-ton (Utah) — 400-tonowy, a piec Voelklingen 350-tonowy i pracował na 80% spieku. Trzy wymienione piece wytapiały surówkę przeróbczą (piec Voelklingen — thomasowską). Amerykański 300-tonowy wielki piec Holt wytapiał surówkę odlewniczą na **kawałkowych** czerwonych i brunatnych żelaziakach Alabama z konieczności na dmuchu słabszym (dla otrzymania surówki o wyższej zawartości Si).

i Clarence i zbliżony jest do spadku temperatury w górnych częściach krzywych rys. 2 z powodu zaś **względnie** małej siły dmuchu jednokowe poziomy szybu (liczone od linii zasypu) ujawniają temperatury niższe, jak piece Iron-ton, Illinois i Voelklingen i niższe nawet od temperatury wolno pracującego dużego pieca Clarence, tym bardziej niższe od temperatury małego Clarence.

Z rys. 3 stwierdzamy dalej, że wszystkie bez wyjątku krzywe po środku wykazują bardzo powolny spadek temperatury, dochodzący niemal do zera, co wyraźnie występuje też na krzywej pieca śląskiego (rys. 2), oraz na krzywych pieców luksemburskiego, westfalskiego i Frodingham z tym jednak zastrzeżeniem, że



Rys. 3. Krzywe temperatury dla pieców wzorowo pracujących na surówkę przeróbczą (Voelklingen, Illinois, Iron-ton) i mniej oszczędnościowe na surówkę odlewniczą (Clarence, Holt, Frodingham).

Z powodu dużego odsetka tworzyw **kawałkowych i małoporowatych** spadek temperatury gazów w dolnej części krzywej pieca Holt nie był tak szybki, jak w piecach Iron-ton, Illinois

piece luksemburski, westfalski i Frodingham między górną a środkową częścią krzywych posiadają dodatkową część (przebieg), która mówi nam o jakichś procesach, odbywających się w rudzie **kawałkowej**, prawdopodobnie, o jej rozpadaniu się na kawały drobne. Teoretyczna linia dr. Lenta (rys. 2) żadnych regularnych zależności nie wykazuje. Jej przebieg przypomina linię pieca westfalskiego oraz nie narysowanych na rys. 2 i 3 pieców radzieckich Magnitogorska, Zaporozstałi i innych o wysokim (dla tych pieców) wydatku koksu. Według badań W. A. Bone'a nad piecem Frodingham — temperatura gazów na 4 zbadanych poziomach zmienia się mniej więcej tak, jak dla pieca westfalskiego na rys. 2; 250-tonowy piec wytapiał surówkę odlewniczą z kawałkowego wsadu samotopliwego rudy kwaśnej Froding-

¹³⁾ Stąd staje się zrozumiałym zabieg praktyczny, mający na celu rozgrzewanie wielkiego pieca w razie stwierdzonego zamarzania garu. **Zmniejszenie dmuchu** pociąga za sobą osłabienie dopływu do garu masy zimnej, nie zredukowanej w spadzie żuźla żelazowego, ponieważ po zmniejszeniu poddmuchu poziom wysokiej temperatury oddala się od gardzieli, powstawanie żuźla ustaje, jako, że na poziomach zbliżonych do dysz tworzyw stałych, dających żuźel żelazowy, **jest mało a koksu dużo**. Stałe prowadzenie wysokiej temperatury w spadzie, zmniejszałoby więc pas redukcji żuźla żelazowego stałym węglem, zmniejszałoby też temperaturę dysz oraz ustępującego do garu żuźla i surówki w razie, gdyby pas umiarkowanej temperatury nie spowodował takiego samego wzrostu redukcji rudy gazami w szybie, jakim było ograniczenie redukcji stałym węglem w spadzie. Zależy to zresztą wyłącznie i jedynie od redukcyjności przetapianych rud.

ham i zasadowej Northamptonshire z wydatkiem koksu 1350 kg na 1 t surówki — bez kruszenia i sortowania rudy. Krzywa pokrywa się z krzywą pieca „Clarence duży”.

Środkowa, **stroma** część krzywych świadczy o odbywającej się tu redukcji rudy gazami z **wyazieniem** pewnych ilości ciepła. Mały i duży piec Clarence oraz piec Frodingham — mimo różnej względnej suw dmuchu — mają na rys. 3 górne odcinki krzywych wysunięte na prawo znacznie dalej (więc do temperatur wyższych), jak górne odcinki wszystkich pozostałych krzywych rys. 2 i 3; dorównując jedynie ogromnemu intensywnie prowadzonemu piecowi westfalskiemu rys. 2., wytapiającemu surówkę thomasowską z tworzyw kawałkowych, a piecowi Frodingham, podczas gdy oba piece Clarence (rys. 3) i piec Frodingham wytapiały gorącą surówkę odlewniczą. Stąd wniosek, że przesunięcie środkowych części krzywych „Clarence“, „Westfalia“ i „Frodingham“ na prawo ku wyższym poziomom temperatury nie zostało spowodowane ani tym czy innym natężeniem dmuchu, ani tym czy innym rozcho-dem koksu (rodzajem wytapianej surówki), ani kawałkowym czy też drobnym wsadem i musiało mieć swój początek **w warunkach powstawania żuźla tudzież ostygnięcia gazów w górnej części krzywych czyli w spadzie wielkiego pieca.**

Jak wiadomo, tu właśnie zachodzi redukcja żuźla żelazowego i wolnych tlenków Mn, P i Si stałym węglem. Z reguły górne części krzywych zawsze wykazują szybsze opadanie temperatury gazów, raz dlatego, że spad rozszerza się ku górze a wznoszące się ku górze gazy spotykają coraz większe masy tworzyw, po drugie dlatego, że odbywające się tu reakcje endo-termiczne **pochłaniają** z gazów tym więcej ciepła, im większy rozmiar osiąga redukcja bezpośrednia w spadzie. Ta ostatnia — jak wiadomo — bywa tym większa, **im bardziej intensywnie prowadzimy wielki piec, albo im trudniej redukuje się w szybie ruda gazami albo im łatwiej w przestronie i spadzie ruda daje płynny żużel żelazowy.** Piece Clarence pracowały na **łatworedukcyjnej i trudnotopliwej** rudzie Clevelandu — według Pawłowa — wyjątkowo zdatnej do otrzymywania gorącej surówki odlewniczej na umiarkowanym rozchodzie koksu (1125 kg/t) mimo niezmiernie dużej ilości żuźla końcowego (1480 kg/t) o składzie: 28,8% SiO₂; 26,6% Al₂O₃; 36% CaO; 8,6% MgO. Dlatego właśnie górne części krzywych temperatury sięgają 1000° C, podczas gdy w piecu Holt — ok. 850° C czyli prawie o 150° C

mniej. Wielkie piece o niskim wydatku koksu Illinois, Voelklingen, wytapiające surówkę przeleńcącą, dają tu temperaturę 900°C, 1200°C, przeciętnie 1050° C, w dolnych częściach krzywych wykazują opadanie temperatury znakomicie szybsze aniżeli piec Holt, wytapiający surówkę odlewniczą, w którym redukcja pośrednia w szybie i bezpośrednia w spadzie została doprowadzona — według danych Kinney'a — nieomal do 100%. Innymi słowy, usilna praca spadu pieca Holt spowodowała b. szybkie zmniejszenie się temperatury gazów w spadzie, nie znajduwane w innych piecach rys. 2 i 3. Powracając do rys. 2 dla rud kawałkowych niesortowanych, dostrzegamy na nim dwa rodzaje krzywych: z jednej strony widzimy nieco przypominającą krzywe rys. 3 krzywą pieca śląskiego, z drugiej — podobne do siebie krzywe pieców luksemburskiego i westfalskiego. Piec śląski należy jednak usunąć z naszych poniższych rozważań, ponieważ temperatury w nim mierzono w odległości 45 cm od ścian, gdzie — należy przypuszczać — było sporo rudy drobnej, która właśnie spowodowała podobieństwo krzywej pieca śląskiego do krzywych Voelklingen, Illinois i Ironton (rys. 3) odpowiadających piecom o tworzywach dobrze chłoniących ciepło lub o rudzie drobnej. Aczkolwiek w piecu westfalskim wartości temperatury nie są przeciętne dla całego przekroju, przekroju wielkiego pieca, bowiem zostały zmierzone tylko dla **punktów** odległych od ścian o 1 m, nie mniej już sam wygląd krzywej utwierdza nas w przekonaniu, że w punktach, odległych o 1 m od ścian, nie było tyle rudy drobnej, by mógł się zmienić wygląd czy charakter krzywej w tym stopniu, jak to się stało dla pieca śląskiego. Natomiast dla pieca luksemburskiego podane na rys. 2 temperatury są przeciętne dla całego przekroju pieca.

Górne odcinki krzywych „Luksemburg“ i „Westfalia“ zasadniczo różnią się od dolnych odcinków krzywych rys. 3; zamiast wypukłych są one wklęsłe, co oznacza, że wymiana ciepła między gazami a rudą jest bardzo powolna, wskutek małej rozpiętości temperatury między gazami, a **powierzchnią** kawałów rudy. Dopiero po pewnym czasie (na przegięciach, czyli tam, gdzie krzywa wklęsła przechodzi w wypukłą), prawdopodobnie, na skutek rozpadania się kawałów rudy na części drobne, wymiana ciepła ożywia się, ostygnięcie gazów przyspiesza się mniej więcej tak, jak na rys. 3 po czym krzywa wypukła odcinka górnego zaczyna stromo spadać ku dołowi zupełnie tak samo, jak

wzrastają górne odcinki krzywych rys. 3, gdzie odbywa się redukcja rudy gazami z wydzieleniem pewnych ilości ciepła.

Zbliżamy się do możliwości rozwiązania stawianego często wielkopieczownikowi pytania: co trzeba zrobić dla otrzymania jak najwyższej temperatury przed dyszami przy jej najniższym poziomie w gardzieli? Pomoc w tym względzie mogą okazać krzywe rys. 3. Przy stałej prawie temperaturze górnych odcinków krzywych (poza krzywą pieca Voelklingen, który tu stanowi szczęśliwy wyjątek może być:

1. albo szybkie opadanie temperatury gazów na dolnym odcinku krzywej (w gardzieli);
2. albo powolne opadanie temperatury gazów na dolnym odcinku krzywej (w gardzieli);

Przypadek pierwszy — jak widać z rys. 3 — dotyczy pieców o niskim wydatku koksu (piec Voelklingen) — 730 kg/t, Illinois — 850 kg/t, Iron-ton — 904 kg t), a więc o niskiej ilości, gazów, w których „niewystarczająca“ praca spadku jest pokrywana usilną pracą kotłiny garowej. Przypadek drugi dotyczy może tylko pieców o wysokim wydatku koksu (a więc o dużej ilości gazów), w których spadek wykonuje redukcję stałym węglem niemal bez reszty, a kotlina garowa prawie wcale nie pracuje. Z termodynamicznego punktu widzenia wniosków co do dwojakiego charakteru krzywych przebiegu temperatury gazów na wysokości wielkiego pieca wypowiedzieć można tak:

1° przy niskim wydatku koksu i niedużej masie gazów temperatura dysz jest tak znaczna, że opadanie jej na górnym odcinku krzywej (w spadzie) nie może być szybkie, gdyż opuszczające się na dół tworzywa zostały dobrze nagrzane już w szybie i gardzieli; środkowy odcinek krzywej (w szybie) ujawnia temperatury wyższe, aniżeli piece o największym wydatku koksu, dzięki dobrej pracy gazów na dolnym odcinku krzywej (**w gardzieli**), gdzie opadanie temperatury gazów jest bardzo szybkie, gdzie masa gazów nieznaczna a styczność ich ze wsadem i chłonność cieplna wsadu doskonała;

2° przy wysokim wydatku koksu i dużej masie gazów temperatura przed dyszami musi być niższa, jak w piecach o niskim wydatku koksu, ponieważ **w spadzie** odbywają się silne endotermiczne procesy redukcji bezpośredniej, obniżające temperaturę gazów do tego stopnia, że środkowy odcinek krzywej w szybie ustala się na poziomie temperatury o 100—150° C niższym, jak w piecach oszczędnie pracujących, tym więcej, że na dolnej części krzywej (w gardzieli) nagrzewanie się wsadu jest niewystarczające, a opadanie temperatury gazów powol-

ne, gdyż masa gazów jest znaczna a styczność ich ze wsadem mniej doskonała z powodu kawałkowych, małoporowatych tworzyw. Wyjątku tu nie stanowią — jak wykazuje rys. 3 — nawet wolno pracujące piece angielskie, przetapiające **łatworedukcyjne, trudnotopliwe** rudy.

Dotąd przyjęto myśleć, że zwiększony wydatek koksu (np. przy wytapianiu surowki odlewniczej czy żelazomanganu) powoduje wzrost na wysokość pasa wysokiej temperatury. Ze tak w istocie jest, świadczy o tym wynowne krzywa pieca Hot w zestawieniu z krzywym pieców Illinois i Voelklingen, które na wszystkich poziomach mają jednak temperatury **wyższe**, jak piec Hot, mimo, że ten ostatni wytapia surowkę odlewniczą o 5% Si, a także przetopczą (martenowską i thomasowską), dopuszczającą znaczne ilości FeO w kotlinie, podczas gdy surowka odlewnicza ilość tlenku żelazowego w kotlinie ogranicza do pewnego minimum, nie wyrządzającego szkody żądanej zawartości krzemu w surowce. Wzrost bezwzględnej temperatury wiąże się tylko z 2-ma następującymi czynnikami; 1° ze względną siłą dmuchu, która musi być **znaczna**, i 2° z **wysoką temperaturą topnienia** rudy (przy jej łatwej redukcyjności) dzięki czemu temperatura na średnich i dolnych poziomach wielkiego pieca podnosi się, jak to w swoim czasie wyjaśnił znany de Vathaire i jak to widzimy na piecach Clarence i Frodingham.

Słusznym atoli będzie powiedzenie, że zwiększony wydatek koksu (np. przy wytapianiu surowki odlewniczej czy żelazomanganu) powoduje wzmożenie się redukcji bezpośredniej powyżej dysz lub sprzyja powstawaniu tam znacznych ilości żużla w temperaturze zależnej tak od jego składu chemicznego, jak od rozmiarów procesów redukcyjnych, pochłaniających ciepło z gazów. Doświadczenie poucza, że rudy biedne, dające w wielkim piecu duże ilości żużla, wymagają **znacznego** wydatku koksu. Powodem tego jest usilna praca spadku nad tworzeniem i nagrzewaniem żużla. Jeśli 1 kg żużla wielkopieczowego w temperaturze 1500° C zawiera ok. 500 kal, to przy 500 kg żużla na 1 t surowki ilość ciepła, wydatkowanego przez wielki piec na roztopienie i przegrzanie żużla, pochłaniania ok. 250.000 kal, przy 750 kg/t już 375.000 kal, a przy 1500 kg/t (jak w piecach Clarence) aż 750.000 kal. Temperatura zaś w spadzie zależy od topliwości a nie od ilości żużla.

Z powyższego wynika, że surówkę odlewniczą można wytapiać na niskim wydatku koksu tylko wtedy, gdy mamy rudę bogatą, łatworedukcyjną lub dobrze chłonącą ciepło i trudnotopliwą oraz gdy dmuch obniżymy do tego stopnia, że poziom temperatury w spadzie zabezpieczy nas przed pojawieniem się dużych ilości żużła żelazowego w kotlinie garowej. Pogląd wielu praktyków, jakoby surówka odlewnicza najlepiej wytapiała się z rud biednych, lub na żużlach hutniczych, należy uznać za całkowicie błędny; płynne łatwotopliwe żużle hutnicze (szczególnie z pieców grzewczych) utrudniają powstanie surówki, odlewniczej, chyba, że piec prowadzimy na żużlach bardzo zasadowych, które są dopuszczalne tylko dla droższych gatunków surówki, np. hematytu, żelazokrzemu i in. ale nie dla odlewniczej.

Podane na rys. 3 krzywe rozkładu temperatury na wysokości wielkich pieców zostały zaczerpnięte z rzeczywistych warunków ich pracy i są wyrazem równowagi cieplnej, osiągniętej na różnych poziomach odnośnych pieców przy zadanych fizycznych i chemicznych właściwościach tworzyw, przy stwierdzonej praktyką najlepszej względnej ilości i bezwzględnej temperaturze dmuchu. Równowaga istnieje też pomiędzy poszczególnymi częściami wielkiego pieca; praca kotliny garowej więcej lub mniej natężona zależy w bardzo dużym stopniu od pracy spadu, praca spadu — od pracy dolnej części szybu, praca dolnej części szybu — od pracy jego górnej części. Oznacza to, że w określonych warunkach biegu wielkiego pieca w kotlinie bezpośrednią redukcją objęte jest 31% Fe tylko wtedy, gdy w spadzie zredukuje się stałym węglem 29% Fe, gdy w dolnej części szybu zredukuje się gazami np. 30% Fe, a w górnej np. 10% Fe. Przy zmianie warunków biegu np. po wzmożeniu dmuchu czy po podwyższeniu jego temperatury, mogą zajść trzy wypadki następujące:

1. piec zawiesi się, czyli przestanie brać dmuch częściowo lub całkowicie,
2. gar oziębi się, czyli dopływ ciepła będzie mniejszy od jego wydatku w kotlinie,
3. gar rozgrzeje się, czyli wydatek ciepła stanie się mniejszy od jego dopływu do kotliny w postaci energii promienistej tudzież ciepła koksu, topnika żużła żelazowego, podlegającego redukcji stałym węglem w kotlinie.

Do p. 1. Zawieszenie się pieca jest — według określenia autora¹⁵⁾ — wynikiem wydłużenia się jaskini spalania do osi garu kosztem jej wysokości nad poziom dysz, na skutek silnego wzrostu oporów hydrodynamicznych tak na obrzeżu szybu, jak w pierścieniu, zawierającym największą masę rudy a znajdującym się — jak wiadomo z badań Kinney'a — pomiędzy ścianami a osią szybu. Na skutek wzrostu oporów we wskazanych miejscach gazy garowe zdążają ku osi garu, co powoduje zanik schodzenia koksu ze spadu ku dyszom, czyli zawieszenie się pieca.

W wielkim piecu o dobrej stycznosci gazów ze wsadem (o małym różniczkowaniu wsadu) wzmożenie dmuchu lub podwyższenie jego temperatury ponad stan normalny pociąga za sobą wzrost temperatury gazów na wszystkich poziomach pieca. Przedwczesne topnienie lub zmiękczenie (osobliwie drobnej) rudy zwiększa grubość warstwy o znacznej lepkości i podwyższa opór hydrodynamiczny wsadu w tych miejscach szybu, gdzie ruda zalega, czyli na obrzeżu i w pierścieniu między ścianami a osią szybu. Stąd powstaje zjawisko częściowego lub całkowitego zawieszenia się wielkiego pieca.

Do p. 2. Oziębienie garu zachodzi na skutek dopływu doń zimnych mas koksu, topnika oraz niezredukowanych mas żużła żelazowego; temperatura dysz, żużła i surówki spada, jakość żużła i surówki zmienia się; zawartość w surówce Si i Mn maleje, zawartość S wzrasta, żużel z białego, lekkiego, płynnego, dymiącego staje się czarnym, ciężkim, gęstym, iskrzącym.

Opisane zjawiska zachodzą wówczas, gdy przed podwyższeniem ilości dmuchu stycznosc gazów ze wsadem nie była dobra (przy dużym różniczkowaniu wsadu). Drogi najniższego oporu, znajdujące się w pobliżu ścian i osi szybu, otrzymują rozwój nadmierny. Masa drobnej rudy, ześrodkowana głównie w pierścieniu między ścianami a osią szybu, dochodzi do dysz w stanie zimnym, niedość zredukowanym, ponieważ część jej unika stycznosci z gazami. Stąd powstaje oziębienie garu.

Do p. 3. Rozgrzanie się garu zachodzi albo na skutek wzrostu redukcji bezpośredniej w spadzie, gdy np. podwyższymy temperaturę dmuchu, albo po wzmożeniu dmuchu, w wy-

¹⁵⁾ Inż. Met. Władysław Kuczewski: Mechanizm Procesu Wielkopieczowego na koksie, Warszawa 1929 str. 34 i 104. Tegoż autora Teoria Różniczkowania wsadu Wielkopieczowego, Warszawa 1930 r.

niku chwilowego zmniejszenia się dopływu z szybu do spadtu ilości mas żelazawych, wskutek zaburzeń w ruchu tworzyw w szybie. Zaburzenia te mogą być następstwem nadmiernego zróżniczkowania wsadu z okresu poprzedzającego wzmożenie dmuchu, np. wtedy, gdy wzmożenie to spowodowało nadmierny rozwój dróg w pobliżu osi szybu przy względnie dużym (ale nie całkowitym) zaniku ich w pobliżu ścian szybu i w pierścieniu o najwyższej masie rudy drobnej. W tych warunkach wielki piec rozgrzewając się wykazuje skłonność do zawieszenia się szczególnie wtedy, gdy równocześnie ze wzmożeniem dmuchu podwyższamy jego temperaturę.

Opisane rozgrzanie się garu nie jest trwałe: po nim z konieczności gar oziębia się tak, jak to było opisane w p. 2-im.

Z rozpatrzenia powyższych trzech wypadków wynika niezbitnie znaczenie **jednostajności temperatury i ilości dmuchu** dla prawidłowej pracy wielkiego pieca; w razie wahań tych dwóch czynników warunki biegu pieca ulegają wybitnemu pogorszeniu. Każdy bowiem wielki piec posiada ściśle określone wartości temperatury i ilości dmuchu, odpowiadające najlepszemu wykorzystaniu energii wprowadzanej do pieca, co już dawno należycie oceniono tak w Ameryce jak i w Związku Radzieckim.

Wzajemna zależność procesów odbywających się w różnych częściach wielkiego pieca, wynikająca z krzywych rys. 3., tłumaczy niezrozumiały na pozór fakt, że przy przejściu z rudy kawałkowej na drobną nie tylko zmienia się wygląd krzywych temperatury w pobliżu gardzieli (porównaj krzywe rys. 3 z krzywymi rys. 2), lecz równocześnie zachodzi konieczność obniżenia temperatury dmuchu, na co też zwrócił uwagę H. A. Brassert.¹⁶⁾ N. p. wielki piec Illinois, który pracował na drobnej **niesortowanej** rudzie Mesabi, miał temperaturę dmuchu 614° C, podczas gdy piec Iron-ton na rudzie sortowanej (na 3 ziarnistości) miał temperaturę dmuchu 650° C, a piec Voelklingen na porowatym spieku nawet do 800° C. Z pewnym przybliżeniem powiedzieć można, że przy dobrej stycznosci gazów ze wsadem na **górnej** trzeciej części szybu zachodzi tak poważny wzrost temperatury tworzyw że redukcja rudy gazami w dolnych dwóch trzecich szybu odbywa się w temperaturze 750 — 950° C w piecach Illinois i Voelklingen,

oraz poczynając od temperatury 750° C w piecu Iron-ton. To samo spostrzeżenie dotyczy pieca Holt, pracującego na łatwotopliwych i łatworedukcyjnych żelaziakach Alabama, których redukcja gazami zachodzi tylko na 1/2 wysokości szybu w granicach temperatury 750 — 850° C. Prawdopodobnie, okoliczność ta spowodowała konieczność wyteżonej pracy redukcyjnej spadu.

Dalszy wniosek, wynikający z rozpatrzenia krzywych rys. 3. jest ten, że każdej rudzie o określonej redukcyjności i topliwości odpowiada taki zakres temperatury i taka wysokość pasa redukcji w szybie gazami, który dla danego wielkiego pieca decyduje o względnej ilości i bezwzględnej temperaturze dmuchu.

Z powyższego da się wyprowadzić następujące wnioski:

- 1° krzywa temperatury wielkiego pieca wzdłuż jego wysokości składa się z trzech części: a) gardzielowej, b) szybowej, c) spadowej.
- 2° w części gardzielowej odbywać się powinno bardzo szybkie ostygnięcie gazów lub — co jest rzeczą oczywistą — bardzo szybkie nagrzewanie się wsadu; w tym celu stycznosc gazów ze wsadem powinna być możliwie jak najlepsza, do której prowadzi; a) dobry rozkład gazów we wsadzie przynajmniej w pobliżu gardzieli na 1/3 wysokości szybu, osiągnany przez odpowiedni zasyp, b) dobra chłonność cieplna wsadu, otrzymywana przez kruszenie i sortowanie rudy grubej lub przez spiekanie rudy drobnej;
- 3° w części szybowej krzywa przebiega prawie pionowo, a to w związku z odbywającą się na tym odcinku redukcją gazami, wydzielającą pewne ilości ciepła;
- 4° w części spadowej obniżanie się temperatury gazów okazuje się tym bardziej przyśpieszone, im więcej mamy tu redukcji stałym węglem, czyli im mniej redukcji gazami wykonał szyb wielkiego pieca.

Ta wzajemna organiczna zależność poszczególnych części krzywej temperatury, obejmująca proces wielkopieczowy na przestrzeni od linii zasypu aż do poziomu dysz, czyni z krzywej temperatury, dotyczącej pieca, pierwszorzędnym i jedynym sprawdzianem doskonałości biegu danego wielkiego pieca, zwłaszcza, gdy się porówna jego krzywą temperatury z krzywymi, przedstawionymi na rys. 2 i 3. Ta sama krzywa doskonale charakteryzuje zachowanie się danej mieszanki tworzyw w wielkim piecu, ujawniając stopień jej redukcyjności (gazami) w środkowej części krzywej; stosunek długości

¹⁶⁾ Stahlund Eisen, r. 1939, zesz. 5, str. 113/122 i zesz. 9 str. 264/7.

części szybowej do odległości linii zasypu od poziomu dysz może być uważany za miarę redukcyjności mieszanki tworzyw, przetapianych przez dany wielki piec. N. p. rys. 3. piec Holt

wykazuje ten stosunek na $\frac{6,5}{19,3} = \frac{1}{2,97}$

piec Illinois na $\frac{7,5}{21,67} = \frac{1}{2,89}$

Voelklingen na $\frac{3}{16,5} = \frac{1}{5,5}$

W ten sposób redukcja gazami najlepiej była rozwinięta w piecu Illinois (na rudzie Mesabi), nieco gorzej w piecu Holt (na rudzie Alabama) najgorzej w piecu Voelklingen (na spieku z rudy minette) Wniosek ten w zupełności odpowiada danym tak praktycznym, jak laboratoryjnym¹⁷⁾. Mimo niskiej redukcyjności spieku wyniki na nim w wielkim piecu osiągnięte są najlepsze: piec Voelklingen, wytapiając surówkę thomasowską na 80% spieku z rudy minette, wykazał wydatek koksu zaledwie 730 kg/t, natomiast piec Illinois na 1 t gorącej surówki martenowskiej wymagał 850 kg. Wielki piec Holt pracował na surówkę odlewniczą z podwyższonym jak zwykle — wydatkiem koksu. Właśnie dla pieca Holt dostarcza bardzo cennych wskazówek zwykle porównanie krzywych temperatury rys. 3., skoro założymy, że wielkie piece Voelklingen i Illinois, mimo całkiem odrębnych warunków wytwórczych mogą być uważane za piece wysokosprawne, jeśli już nie za wzorowe, aczkolwiek jeden z nich miał bieg wybitnie obrzeźny (Voelklingen), drugi (Illinois) wyraźnie środkowy z grubszym pierścieniem rudy drobnej między ścianami a osią szybu. Okazuje się więc, że gardzielowa część krzywej Holt mogłaby mieć bardziej szybkie opadanie temperatury gazów, dorównujące opadaniu jej na krzywych Iron-ton, Illinois, Voelklingen, gdyby chłonność cieplna wsadu pieca Holt dorównywała chłonności wsadu wymienionych pieców. Oznacza to, że kawały rudy Alabama, przetapianej w piecu Holt, były **zbyt duże** i że należało je **pokruszyć** tak, by opadanie temperatury gazów z 800° C do 170° C zachodziło nie na 8 metrach wysokości pieca, lecz powiedzmy — na 4—5 m. Wówczas szybowa część krzywej temperatury przesunęłaby się bardziej na prawo ku temperaturom wyższym — powiedzmy z 850° C do 950° C. Redukcją gazami od tego mogłaby ucierpieć, gdyby łatwotopliwa ruda Alabama zaczęła w temperaturze 950° C spiekać się lub dawać żużel żelazawy. Z drugiej strony jest rzeczą zupełnie pewną, że spód pieca Holt pracowałby z temperaturą początkową (u góry) o 100° C

wyższą od tej, jaka była w nim w rzeczywistości i wykonałby nie 100% redukcji bezpośrednio — jak to stwierdził Kinney, lecz, powiedzmy, tylko 80% oddając resztę (20%) kotłynie garowej. Sam fakt podjęcia redukcji bezpośrednio przez kotłnię oznacza — jak już wiemy z powyższego — **zmniejszenie się wydatku koksu** przy równoczesnym wzroście temperatury dysz, co znowuż jest następstwem lepszego wykorzystania energii gazów odlotowych (gardzielowych) przez wsad. A przecież zadanie każdego wielkopiecownika polega na niżeniu wydatku koksu i na podniesieniu wytwórczości pieca przez wzmocnienie dmuchu — przy poszanowaniu jakości dawanej przez piec surówki.

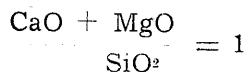
Bez pomocy krzywych rys. 3 cel ten byłby nie do osiągnięcia: jedynie krzywe rozkładu temperatury na wysokości pieców pozwoliły nam na stwierdzenie **konieczności, nieodzowności** kruszenia rudy Alabama, które by spowodowało szybkie opadanie temperatury gazów w gardzielowej części krzywej Holt, analogiczne do szybkości opadania temperatury w piecach Voelklingen i Illinois. Rozumowanie zupełnie podobne do przeprowadzonego dla pieca Holt byłoby możliwe również dla pieców Clarence i Frodingham, gdybyśmy byli w posiadaniu danych, niezbędnych do wykreślenia dolnych części krzywych Clarence i Frodingham.

Innym przykładem cennych wskazówek, dawanych przez krzywą temperatury określonego wielkiego pieca, mogą być doświadczenia praktyczne, prowadzone na wielkim piecu A hutwy Kościuszek w Chorzowie¹⁸⁾ w latach 1938/39 nad przetapianiem w nim krajowej rudy darniowej na surówkę fosforową o zawartości do 0,5% Si; 0,6%Mn; 1,8—2,0% P; nie niżej 0,1% S. Doświadczenia te wykazały, że przy zawartości w naboju wielkopiecowym 800—850 kg rudy darniowej (230—250 kg Fe) na 1 t surówki bieg wielkiego pieca jest dobry: rozchód koksu 1000 kg/t, wytop dzienny 350 t (podczas gdy dla surówki martenowskiej rozchód koksu wynosił 850 kg/t, wytop 520 t/24 h) temperatura dmuchu dokładnie wynosić powinna była 360° C **czasem nawet 380° C** (ustawiało się ją za pomocą regulatora przy rekuperatorze stalowym Schacka z dokładnością 10° C), podczas gdy przy surówce martenowskiej dochodziła do 650° C: ilość dmuchu ro przejsciu z surówki martenowskiej na fosforo-

¹⁷⁾ Stahl und Eisen r. 1935 zes. 24 str. 641/8

¹⁸⁾ Opis pieca patrz w „Hutniku” r. 1938 zes. 3, str. 149/67

wą spadała z 50.000—52.000 nm³/h do 40.000—42.000 nm³/h, ilość żużla 1100 kg/t (dla martenowskiej 700), zasadowość żużla



(dla martenowskiej 1,4).

Celem zmniejszenia zawartości S w surówce do 0,05—0,08% tę ostatnią sodowano w kadziach sposobem znanym. Temperatura surówki przy spuście zależy od zawartości Si wynosiła 1320—1360°C. Niestety bieg pieca na surówkę fosforową dawało się utrzymać stosunkowo krótko; po tygodniu lub po 10 dniach pracy na rudzie darniowej wielki piec — mimo nowoczesnego, smukłego kształtu — stopniowo zarastał, podwieszał się, wobec czego przechodziło się na dni kilka na surówkę martenowską, na której piec oczyszczał się z narostów. Nadto w ciągu tygodniowej czy 10-dniowej pracy piec bez żadnych widocznych przyczyn często rozgrzewał się lub oziębiał się. Wahania zawartości Si w surówce wnosili przy tym od 0,1% do 1,0% dla S — 0,06% do 0,3%.

Pomiarów temperatury wzdłuż wysokości pieca, niestety nie robiono, nema przeto podstaw do osadzania istoty zjawisk, zachodzących w piecu A huty Kościuszko przy przetapianiu rudy darniowej. Można jedynie snuć mniej lub więcej prawdopodobne przypuszczenia o tym, co się w rzeczywistości wewnątrz pieca działo, właśnie na podstawie krzywych rys. 3.

Niespodziewane rozgrzewanie się lub oziębianie pieca przy zasypie samoczynnym za pomocą działającej niemal idealnie czadni Mac Kee może być tłumaczone jedynie zmiennymi właściwościami fizycznymi rudy darniowej. I rzeczywiście są w niej zlepierce ściśle i porowate, twarde i miękkie, o większym i mniejszym przewodnictwie ciepła, grube i drobniejsze, bogatsze i biedniejsze w Fe i SiO₂. Nierównomierność wskazana wywoływała, rzecz prosta, nierównomierność biegu wielkiego pieca w sposób całkiem przypadkowy i niczym nie regulowany. **Usunięcie lub zapobieżenie tej nierównomierności byłoby możliwe tylko przez znormalizowanie właściwości fizycznych rudy darniowej, co z całą oczywistością wynika z gardzielowych odcinków krzywych rys. 3, których położenie dla danego wielkiego pieca i dla zadanego wsadu winno być ściśle określone, stałe i jak najkorzystniejsze.**

Fakt obniżania się ilości przyjmowanego przez piec dmuchu, na skutek przejścia z surówki martenowskiej na fosforową, mógł być

wywołany jedynie przez wzrost oporów hydrodynamicznych wsadu, zawierającego rudę darniową; znajduje się on w niewątpliwym związku ze stopniowym zarastaniem szybu wielkiego pieca.

Temperatura gardzieli przy biegu na surówkę martenowską i fosforową żadnych poważniejszych różnic nie wykazywała (wynosząc normalnie 60—120° C). Na żużlu kwaśnym temperatura dysz i spadu dla biegu na surówkę fosforową musiała być o 100—150° C niższa, jak dla biegu na surówkę martenowską, skoro temperatura żużla i surówki martenowskiej były o tyle niższe. Przeto gardzielowy i szybowy odcinek krzywej temperatury dla pieca A huty Kościuszko w przypadku wytapiania fosforowej musiałby kształtować się w przybliżeniu tak, jak dla surówki martenowskiej i tak, jak krzywa pieca Illinois (do tego upoważnia jednakowy rozchód koksu w piecu huty Kościuszko i w piecu Illinois na surówkę martenowską, równy 850 kg/t) jednak w górnej części krzywej w spadzie pieca huty Kościuszko temperatura gazów musiała obniżać się po przejściu z surówki martenowskiej na fosforową znacznie szybciej, jak w piecu Illinois, na skutek wzmożonych procesów redukcji bezpośredniej mas żelazawych, pochodzących z rudy darniowej. Należy też mieć na względzie okoliczność, że ruda darniowa, będąca zlepiercem ziarn kwarcu z substancją rudną, w temperaturze powyżej 900° C zaczyna mięknąć i tworzyć gęste, lepkie krzemiany żelaza, utrudniające przepływ gazów oraz powodujące zarastanie szybu pieca. Zjawisko to może być potęgowane wskutek miejscowego, przypadkowego ochładzania topniejącej rudy — w wyniku jakichś nieregularności w schodzeniu wsadu w szybie przez zimne, źle nagrzane tworzywa. Ruda darniowa w tym względzie jest gorsza od gotowego krzemianu żelaza np. żużla z pieców grzewczych, albowiem zawiera dwa składniki, z których powstaje krzemian — w danych warunkach temperatury i ciśnienia — **najbardziej łatwotopliwy**. Dla usunięcia niepożądanego zjawiska przedwczesnego topnienia rudy darniowej, szybowy odcinek krzywej Illinois (rys. 3) powinien być odsunięty na lewo tak, jak go widzimy na krzywej Holt. A w tych warunkach nie byłoby na pewno ani zwiększenia oporów wielkiego pieca (zniżania się ilości dmuchu) ani zarastania szybu. Za środek prowadzący do zmiany rozkładu temperatury na wysokości pieca uznać należy obniżenie siły dmuchu na 7—8 godzin przed zmianą naboju (podczas pracy pieca na surówkę martenowską) do

40.000- nm^3/h i utrzymanie tej obniżonej siły dmuchu aż do chwili dojścia rudy darniowej do dysz, czyli w ciągu dalszych 7—8 godzin do otrzymania normalnej surówki fosforowej i jej zużła kwaśnego. Podniesienie siły dmuchu dla surówki fosforowej do siły dmuchu normalnej dla surówki martenowskiej (50.000—52.000 nm^3/h) należy uznać za trudne do urzeczywistnienia. Jak widać na **surowej** rudzie darniowej bieg wielkiego pieca na surówkę fosforową dałoby się utrzymać przez czas dłuższy (bez zarastania szybu) pod warunkiem ukształtowania szybowego odcinka krzywej temperatury podobnie jak w piecu Holt, czyli na dmuchu **obniżonym** o 20% (40.000—42.000 nm^3/h) w stosunku do normalnego (50.000—52.000 nm^3/h).

Ponieważ w tych warunkach rozchód koksu jest o 11% wyższy od normalnego (1000 kg/t wobec normalnego 900 kg/t), przeto wydajność wielkiego pieca spada do $0,9 \times 0,8 = 0,72$ normalnej, co pociąga za sobą wzrost kosztów przerobu o ok. 5 zł/t. Nadto wzrost wydatku koksu o 10% daje podrożenie kosztów surówki o ok. 2,50 zł/t, co uczyni łącznie 5 plus 2,50 = 7,50 zł/t, albo $7,50 : 0,850 = 8,88$ zł na 1 t surowej rudy darniowej. Brak znormalizowania właściwości fizycznych rudy darniowej pomnaża obliczone szkody materialne przez stałe wahania, czasem nawet przez niemożność utrzymania temperatury, tudzież składu chemicznego surówki w granicach praktyką ustalonych (szczególnie co do zawartości w niej Si, P i S). Szkody te obliczyć można z kosztów przerobu stalowni oraz z powstających stąd odchyleń czasu topowego pieców martenowskich od normy. Wskutek nieodpowiedniej surówki, czas topowy stalowni wzrasta — jak pokazało doświadczenie huty Kościuszko o 20—30% (przeciętnie o 25%) co stanowi ok. 10—15 zł. na 1 t surówki fosforowej, przeciętnie $12,5 : 0,85 = 14,7$ zł. na 1 t surowej rudy darniowej, co łącznie ze szkodami, ponoszonymi przez wielkie piece, daje 8,88 plus 14,7 = 23,58 zł. Liczymy okrągłe tylko 20 zł. na 1 t surowej rudy darniowej. Dziennie przetapianie **surowej** rudy darniowej przysparzało hucie ok. 6.000 zł. strat. Czyż nie warto było dla zredukowania tej straty — powiedzmy — o połowę czyli o 3.000 zł. dziennie, drugą połowę, albo ok. 10 zł. na 1 t surowej rudy darniowej poświęcić na suszenie, kruszenie, odsiewanie, zbogacanie i spiekanie tej rudy? Spiek bowiem złożony bądź tylko z koncentratu rudy darniowej, bądź z mieszanki bardziej bogatej, np. łącznie z koncentratami szwedzkimi, w wielkim piecu zachowywał-

by się w taki sposób, że krzywa temperatury wzdłuż wysokości pieca osiągnęłaby położenie i kształt krzywej pieca Illinois (rys. 3), oszczędnie i wydajnie pracującego, albo krzywej pieca Voelklingen o wydatku koksu 730 kg na 1 t surówki thomasowskiej.

Ustawianie zasypu wielkich pieców na podstawie badań składu chemicznego gazów na poziomie leżącym **poniżej** linii zasypu¹⁹⁾ jest zdaniem naszym uciążliwe i kosztowne. Badanie temperatury gazów na 4-ch poziomach wielkiego pieca, leżących w różnych odstępach od siebie pomiędzy linią zasypu a poziomem dysz (patrz rys. 1), byłoby bardziej proste i łatwe; do tego potrzebne jest odczytanie temperatury w $4 \times 13 = 52$ punktach i wykreślenia odpowiednich krzywych. Jeśli się ograniczymy do zbadania tylko jednej płaszczyzny pionowej i tylko jednej połowy pieca, wówczas ilość punktów będzie czterokrotnie mniejsza, czyli 13. Taka jest mniej więcej ilość potrzebnych analiz gazu. Atoli przy 13 punktach pomiarowych nie ma kontroli wzajemnej wskazań pirometrów i nie ma pewności, czy znalezione krzywe odpowiadają przeciętnej temperaturze, panującej na różnych poziomach wielkiego pieca; zarzut taki w zupełności da się odnieść też i do wątpliwych wyników analizy gazów li tylko na podstawie zbadania jednego promienia na wszystkich poziomach wielkiego pieca.

Badanie zasypu należy, oczywiście nie tyle do teoretycznych, ile do praktycznych środków oceny biegu wielkiego pieca i łączyć się winno w jedną całość z badaniem rozkładu temperatury wzdłuż wysokości pieca. Na rozkład ten wpływ przemożny wywiera — jak wiemy z krzywych rys. 3 — ilość wtłaczanego do garu dmuchu i związany z ilością dmuchu rozkład gazów tak w gardzieli, jak w dolnych częściach wielkiego pieca. A więc **wszelka zmiana w rozkładzie gazów, tym samym temperatury na poprzecznym przekroju pieca wywoływać musi odpowiednie zmiany w rozkładzie temperatury wzdłuż wysokości wielkiego pieca**. Ten aksjomat praktyczny, niestety, jest często zapomniany przy zmianie biegu wielkiego pieca, czy to będzie przejście z jednego rodzaju surówki na inny, czy też zastąpienie jednego tworzywa, będącego na wyczerpaniu, przez inne świeżo zakupione lub dla huty bardziej dostępne i dogodnie tworzywo, a więc nieomal **codziennie**, jeśli wielkopieczownicy nie mają działać na ślepo, na tzw. „wyczucie“. Wy-

¹⁹⁾Stahl und Eisen r. 1930 zes. 23, str. 807/8, r. 1935 zes. 52 str. 1559/65.

datki związane ze sporządzeniem krzywej temperatury wzdłuż wysokości pieca z pewnością szybko się pokryją już chociażby tylko przez możliwość naukowego, ścisłego kontrolowania jakości poszczególnych tworzyw czyli ich zachowania się w wielkim piecu, przez możliwość porównywania ich rzeczywistej wartości technicznej z płaconą za nie ceną rynkową. Dziś bowiem szacunek wartości technicznej np. rud, odbywa się w rzeczywistości nie na podstawie naukowej, lecz za pomocą dość dowolnych, nie zawsze trafnych wniosków „praktycznych” tak z chemicznej, jak sitowej analizy rudy.

Na poparcie powyższego twierdzenia niech służy krótki opis sposobu wykonywania kontroli nad jakością tworzyw za pomocą krzywej temperatury wzdłuż wysokości wielkiego pieca.

Założmy, że w zamiarze tworzywo A zostało zastąpione przez tworzywo B. Cena jednostki tworzywa A i B niech będzie C^A i C^B . jeśli huta ze względów gospodarczo technicznych może płacić za 1 t surówki przerobcznej najwyżej C_s zł przy cenie tworzyw żelazodajnych (poza tworzywem A i B) C_z zł/t, koksu C_k zł/t, topnika C_t zł/t, przy wydatku tworzyw żelazodajnych (poza tworzywem A i B) W_z^A i W_z^B , koksu W_k^A i W_k^B , topnika W_t^A i W_t^B (wszystko w t na 1 t surówki), to dla tworzyw A i B, których wydatek na 1 t surówki wynosić ma W^A i W^B , dla kosztów przerobu danego wielkiego pieca $P^{1/24h}$, dla uznania za gaz gardzielowy i żużel U zł na 1 t surówki napisać można będzie dwa następujące równania kosztów:

$$C_z^A W_z^A + C^A W^A + G_k W_k^A + C_t W_t^A + \frac{P}{Q^A} - U^A = C_s \dots (1) \text{ dla tworzywa A,}$$

$$\text{przy którym wytop pieca wynosi } Q^A/24h \text{ a uznania } U^A \text{ zł/t; } C_z^B W_z^B + C^B W^B + C_k W_k^B + \frac{P}{Q^B} - U^B = C_s \dots (2) \text{ dla}$$

tworzywa B, przy którym wytop pieca wynosi $Q^B/24h$ a uznania U^B zł/t. Cenna, którą można zapłacić za tworzywo A lub B, a którą nazywamy wartością techniczną (albo użytkową) tworzywa A i B określi się z równania (1) lub (2), przy czym mogą zajść trzy przypadki: 1° cena rynkowa tworzywa C_r^A lub C_r^B jest wyższa od jego wartości technicznej — $C_r^A > C^A$ lub $C_r^B > C^B$; 2° $C_r^A = C^A$ lub $C_r^B = C^B$; 3° $C_r^A < C^A$ lub $C_r^B < C^B$. Przypadek 1 wyklucza stosowanie tworzywa A lub B, przypa-

dek 2 dopuszcza jego przerób tylko wówczas, gdy wytop pieca na nim wzrasta np., gdy $C_r^A = C^A$ i $Q^A > Q^B$ dla tworzywa A lub gdy $C_r^B = C^B$ i $Q^B > Q^A$ dla tworzywa B. Nareszcie w przypadku 3 stosowanie tworzywa opłaca się tak przy spadku wytopu pieca, jak przy jego niezmienności lub wzroście.

Dla przypadków 1 i 2 sporządzenie krzywej temperatury wzdłuż wysokości wielkiego pieca staje się bezprzedmiotowym. Dla przypadku 3 sporządzenie krzywej jest konieczne a to dla wyznaczenia zabiegów metalurgicznych, prowadzących do wzrostu wytopu pieca, których koszt może być pokryty z różnicy między wartością techniczną tworzywa a jego ceną rynkową: $C^A - C_r^A > 0$ i $C^B - C_r^B > 0$

Dla przypadku 3 w razie niezmienności lub wzrostu wytopu pieca sporządzenie krzywej temperatury może stać się zbędnym tylko wtedy, gdy huta uzna, że dalsze podnoszenie korzyści, dawanych przez tworzywo A lub B, nie byłoby celowe.

Do uwag powyższych należy dodać, że wyznaczona z równania (1) i (2) wartość techniczna tworzywa C^A czy C^B w dużym stopniu zależy od jego wydatku na 1 t surówki — W^A czy W^B . Przy stopniowym zastępowaniu np. tworzywa A tworzywem B wydatek koksu, topnika, wytop pieca i uznania ulegają z początku małym zmianom; w miarę zaś wzrostu wydatku nowego tworzywa W^B wartości W_k^A , W_t^A , Q^A i U^A wykazują coraz większe zmiany wskutek czego C^B od pewnego momentu stopniowo spada, jeśli tworzywo B jest biedniejsze od tworzywa A, lub do pewnego momentu stopniowo wzrasta, gdy jest bogatsze od niego.

Ustalenie wartości technicznej tworzywa B prowadzi się albo dla zadanego warunkami rynkowymi wydatku tworzywa na 1 t surówki (dla zaofiarowanej ilości jego), albo dla wydatku W^B najbardziej dogodnego dla huty, czyli dla najwyższej technicznej wartości tworzywa C^B , jednak pod warunkiem, że wydatek ten W^B będzie miał pokrycie rynkowe.

Wyznaczenie najwyższej wartości technicznej C^B odbywa się eksperymentalnie w drodze stopniowego zastępowania w zamiarze wielkopiecowym tworzywa A tworzywem B, np. co 100 lub 200 kg (na 1 t surówki).

Krzywą temperatury wzdłuż wysokości wielkiego pieca sporządza się dla wydatku tworzywa W^B , odpowiadającego jego najwyższej wartości technicznej C^B .

Z doświadczeń Lennings'a³⁾ i Wilhelmiego²⁰⁾ nad przetapianiem **biednych** rud żelaznych w Gutehoffnungshütte dadzą się wyciągnąć liczby następujące:

Innego rodzaju przykładem pomocy, wyświadczanej kierownikowi wielkiego pieca przez krzywą temperatury wzdłuż jego wysokości, może być wypadek zaczerpnięty z doświadczeń huty Florian w Świętochłowicach.

Oba czynne wielkie piece miały zasyp mechaniczny Neumarck-Langen. Wsad składał

Tabela 3.

	Lennings			Wilhelmi	
	I	II	III	I	II
W_s kg/t surówki	1,166	1,638	1,293	—	—
W^A „ „	0,841	0,185	—	—	—
W^B „ „	0,005	0,412	1,868	4,255	4,310
W_k „ „	0,867	0,973	1,165	1,385	1,765
$W.$ „ „	0,137	0,246	0,426	0,189	0,894
$Q^t/24h$	860	660	475	302	309

Z rachunku dla warunków polskich z I połowy r. 1939 i dla $P = 7.000$ zł/24h otrzymuje się (orientacyjnie):

C_s zł/t	31,15	31,15	31,15	—	—
C^A „ „	40,8	40,8	—	—	—
C_k „ „	35,—	35,—	35,—	35,—	35,—
C_t „ „	5,—	5,—	5,—	5,—	5,—
U zł/t surówki	11,08	12,43	14,85	17,69	22,55
C_s zł/t	100,—	100,—	100,—	100,—	100,—
Koszt odsiarczania:					
1 t surówki zł	1,55	1,52	3,88	7,27	4,90
Wartość techn. C^B zł/t	20,—	15,97	8,06	8,85	6,61
Cena rynkowa C_r^B zł/t	10,—	10,—	10,—	9,40	9,25

Jak widać wartość techniczna tworzywa C^B zależy w dużym stopniu od jego udziału w danym namiarze wielkopiecowym i osiąga swoje praktyczne maximum gdzieś przy $W^B = 0,4$. Krzywa temperatury wzdłuż wysokości pieca winna być sporządzona właśnie dla $W^B = 0,4$, a to w celu **znalezienia takich warunków przetworu tworzywa B, w których jego wartość techniczna mogłaby się stać jeszcze bardziej znacząca od znalezionej przez nas wartości C^B ²¹⁾.**

²⁰⁾ Stahl u. Eisen r. 1939, zesz. 17, str. 501/13

²¹⁾ Liczby tab. 3. wymownie świadczą o tym, że wielki piec koksowy z natury swej jest przeznaczony do przetapiania rud bogatych na żużlach zasadowych. Przetapianie zaś w wielkich piecach rud biednych na żużlach kwaśnych, aczkolwiek z technicznego punktu widzenia jest całkiem możliwe, nie mniej ze stanowiska gospodarczego winno być uznane za **niedopuszczalne**, albowiem powoduje obezwartościowanie tworzywa biednego aż do nadania mu wartości niższej od jego ceny rynkowej. Dla zapobieżenia temu autor proponuje wielki piec pyłowy własnego pomysłu.

się prawie wyłącznie z tworzyw kawałkowych; udział spieku wynosił ok. 800 kg na 1 t surówki, a udział rudy prażonej, zawierającej przeszło 0,5% S, ok. 600 kg/t. Otóż oba piece od czasu do czasu bez żadnej widocznej przyczyny dawały surówkę o zwiększonej zawartości siarki przy zupełnie dobrym wyglądzie przełomu próbek i przy normalnej zawartości tak Si, jak Mn. Powstało więc podejrzenie, że „temperatura garu“ bywa w takich wypadkach niższa od potrzebnej dla należytego odsiarczenia metalu, na co wskazywała dobitnie temperatura surówki przy spuście (oceniana na oko). Wszelkie inne czynniki — poza wspomnianą temperaturą — w grę wchodzić nie mogły, ponieważ ani kontrola pracy wagowych przy namiarze, ani chemiczne analizy tworzyw i otrzymywanego w piecu żużła nie wykazywały poważniejszych odchyśleń od przyjętych norm i od

naszych obliczeń. W szczególności zasadowość zużła wypadła dość zgodnie z obliczeniową.

$$\frac{(\text{CaO} + \text{MgO})}{\text{SiO}_2} = \text{ok. } 1.4 \quad \text{Zarządzane w ta-}$$

kich chwilach specjalne tłuczenie topnika (dolomitu) i rudy prażonej na kawały o wielkości pięści nie dawało widocznej poprawy, co utwierdzało nas w przekonaniu, że istotną przyczyną siarkowej surówki był nieodpowiedni rozkład tworzyw w piecu, czyli **niedość wysoka temperatura tworzyw w spadzie i garze**. Jednak poradzić na to przy **mechanicznym zasypie Neumarck'a-Langena** było bardzo trudno, dlatego więc zdecydowano się na odpowiednie podwyższenie już dość wysokiego rozchodu koksu, który w ciągu paru miesięcy wzrósł przeszło o 10% (przeciętnie miesięcznie). Zasiarczona surówka stała się wprawdzie zjawiskiem rzadszym, niż przedtem, jednak podwyższony rozchód koksu jej zapobiec, niestety, nie był w stanie i od czasu do czasu mimo wszystko ją otrzymywano. Zaradono trudnościom tym przez zmniejszenie ilości rudy i podwyższenie ilości spieku w namiarze.

Zastanawiając się nad istotą przyczyny zjawiska, głównie nad przyczyną raptownych zmian w rozkładzie tworzyw w piecu, musieliśmy dojść do przekonania, że ten ostatni powodowany **wyłącznie i jedynie** przez specjalnie ciężkie warunki pracy pieców. Te ostatnie bowiem były zasilane w dmuch ze **wspólnego** przewodu przez maszyny, przy których ciśnienie nie mogło przekraczać 350 mm sł. rt. Nagrzewnice — słabe i zaopatrzone jedynie we wkładki kształtowe — dawały wahania temperatury dmuchu przeszło 100° C/h. Nowoczesne wysokosprawne palniki byłyby tu bardzo wskazane, gdyż przy dużej ilości spieku we wsadzie temperaturę 600° C, jaka była do osiągnięcia w tym nagrzewnicach, należałoby wzniesić co najmniej do 700° C. Jednak przy dmuchu o temperaturze wyższej od 600° C zachodziła obawa, że dmuchawy nie dostarczą potrzebnej ilości powietrza, ponieważ wzrost temperatury dmuchu z reguły powodować musi wzrost ciśnienia w piecu, tym samym wzrost prężności dmuchu powyżej wskazanych 350 mm sł. rt. przy maszynach. Dlatego też dla **wyciągnięcia** możliwie wysokiej wydajności wielkie piece pracowały na stałym ciśnieniu dmuchu, przy czym jego ilość często **ulegała dość znacznym wahanom**. W opisanych warunkach, urągających wszelkim racjonalnym wymogom, oczywiście, nie mogło być mowy o równomierności biegu wielkich pieców i o racjonalnym

rozkładzie w nich gazów i tworzyw. Niespodzianki tedy co do składu chemicznego surówki były zupełnie możliwe, naturalnie i nie do uniknięcia bez uprzedniego uporządkowania sprawy ilości i temperatury dmuchu. Na tym huta traciła dziennie co najmniej 1500 zł, albowiem musiała utrzymywać rozchód koksu o 20% wyższy od normalnego, ponieważ nie zdawała sobie sprawy z istoty zjawisk zachodzących w jej wielkich piecach. Krzywe temperatury wzdłuż wysokości pieców, zdjęte **w czasie, gdy bieg pieców był normalny i wtedy gdy ulegał zaburzeniom**, wskazałyby niewątpliwą przyczynę tych zaburzeń, czyli anomalie w rozkładzie tworzyw i gazów w piecach i pozwoliłyby na urobienie jasnego, nie budzącego żadnych wątpliwości sądu co do dróg, na jakich trudności te dałyby się z łatwością usunąć. A szło tu nie o byle co: rocznie huta traciła na tym przeszło pół miliona złotych.

WNIOSKI

1° Racjonalne, na zasadach naukowych oparte prowadzenie wielkiego pieca wymaga nie tylko kontroli, jaka dziś powszechnie przez hutę jest wykonywana, lecz również badań rozkładu temperatury na 4-ch poprzecznych przekrojach pieca na całej przestrzeni od linii zasypu aż do poziomu dysz, szczególnie przy każdej zmianie warunków wytwórczych zgodnie ze schematem rys. 1, przy czym każdy poziom powinien dać 13 oznaczeń: 1 przy osi pieca i po 3 na każdym z 4-ch promieni wzajemnie do siebie prostopadłych, z których jeden obowiązkowo przechodzić powinien przez otwór surówkowy. Wartość przeciętna z 13 oznaczeń daje temperaturę poziomu.

2° Wykreślenie krzywej temperatury wzdłuż wysokości wielkiego pieca, poczynając od linii zasypu a kończąc na poziomie dysz, odbywa się na podstawie 4-ch punktów (wartości temperatury dla 4 poziomów pieca), oraz na podstawie temperatury gardzieli, wyznaczonej bieżąco, jako punktu 5-go.

3° Otrzymałą krzywą porównywa się z krzywymi rys. 3 dla pieców najlepiej pracujących Voelklingen i Illinois, oraz z krzywymi własnymi, uprzednio otrzymanymi dla ściśle określonych warunków biegu pieca badanego.

4° Wnioski wysnuwa się z rozpatrzenia i wzajemnego porównywania trzech odcinków krzywych: gardzielowego, szybowego i spadowego, w założeniu, że dobre lub złe pochłanianie ciepła przez wsad odbywa się głównie na odcinku gardzielowym, redukcja gazami — na odcinku

szybowym i redukcja stałym węglem — na odcinku spadowym.

5° Z rozpatrzenia krzywych rys. 3 błędny wydaje się być twierdzenie, jakoby oszczędnie pracujący wielki piec wykazywać miał wysoki odsetek redukcji gazami, a niski — redukcji stałym węglem; wielki piec Voelklingen o rozchodzie koksu 0,73 zadaje kłam temu twierdzeniu, albowiem w nim stosunek długości środkowej części krzywej (3 m) do odległości linii zasypu od dysz (16,5 m) jest bardzo niski 1:5,5 — wobec 1:2,89 dla pieca Illinois i 1:2,97 dla pieca Holt.

6° Dobry cieplny skutek użyteczny pieca zależy w dużej mierze od szybkiego opadania temperatury gazów, czyli od prędkiego i dobrego nagrzewania się wsadu na gardzielowym odcinku krzywej, do czego — poza dobrym rozkładem tworzyw w gardzieli — prowadzi odpowiedni jednostajny i do biegu danego wielkiego pieca przystosowany stan fizyczny tworzyw — ich wysoka porowatość, należyte dobrana wielkość kawałów, jednakość w ramach jednego naboju ziarnistość, nareszcie spiekanie miazgi rudnego.

7° Podniesienie wydajności wielkiego pieca przy równoczesnym zmniejszeniu rozchodu koksu oznacza dla gospodarki narodowej zmniejszenie wydatków inwestycyjnych na budowę wielkich pieców i koksowni — poza normalnym obniżeniem kosztów przerobu i kosztów koksu na 1 t surówki.

8° Przy rozważaniu korzyści wprowadzenia znormalizowanego wsadu wielkopiecowego należy uwzględnić korzyści otrzymywane w stalowni w wyniku **znormalizowania składu chemicznego i temperatury surówki**, co nabiera osobliwego znaczenia wtenczas gdy w hucie nie ma mieszalnika, lub gdy na daną surówkę np. fosforową, pracuje tylko jeden wielki piec, a mieszalnik ma za zadanie uniezależnienie zapotrzebowania stalowni w surówkę fosforową od czasu spustów wielkiego pieca.

9° Tak zwane ciepło — techniczne przygotowanie namiaru²³⁾ głównie prażenie rudy i topniaka — ma na celu odciążenie cieplne górnej części szybu wielkiego pieca, przez co **powstaje wzrost temperatury wsadu** na gardzielowym odcinku krzywej, warunkujący uzyskiwanie oszczędności na wydatku koksu.

10° W tej samej okoliczności znajdują wytłumaczenie warunki przetapiania drobnej rudy Mesubi¹⁶⁾ na dmuchu **wysokoprężnym**, dającej niski wydatek koksu — mimo niskiej temperatury dmuchu. To dziwne na pozór zjawisko spotykamy też przy innych rudach **drobnych** (angielskich, polskich) lecz tylko wtedy, gdy czadnia wielkiego pieca działa nienaganie, gdy dobry zasyp tworzyw do gardzieli warunkuje dobrą styczność ich z gazami, gdy temperatura wsadu w górnej części szybu wzrasta — zgodnie z krzywymi rys. 3 — odpowiednio szybko i na całym przekroju szybu dość równomiernie.

²³⁾ Stahl und Eisen, r. 1938, zes. 32, str. 858/65.

Stanisław HOLEWIŃSKI

Inż. górniczy

Niektóre szczegóły prowadzenia wielkiego pieca na surówkę martenowską i thomasowską

W związku z dyskusją na łamach „Hutnika“ na temat produkcji surówki thomasowskiej w Polsce, pragnąłbym poruszyć pewne specyficzne cechy pracy wielkich pieców na ten gatunek, opierając się na wynikach praktyki Anglo-amerykanów.

Ciekawe są doświadczenia, które zostały dokonane w Anglii z wielkimi piecami nowożytnie wybudowanej huty w Corby. Uzyskane wyniki praktyczne kolidują czasami z dotychczasowymi poglądami niektórych praktyków wielkopiecowych. Huta ta przetapia rudy wę-

glanowe (jurajskie) w Northamptonshire. Na skutek dość znacznej zawartości gliny trudnem jest jej wzbogacenie, szczególnie podczas pogody deszczowej. Skład jej w stanie wilgotnym jest następujący: 29,8% Fe; 0,2% Mn; 7,9% SiO₂; 5,8% Al₂O₃; 6,8% CaO; 0,6% MgO; 0,3% S; 17,1% strata przy prażeniu i 13,5% wilgoci. Według dawnych pojęć fachowców ruda taka na skutek dużej zawartości siarki, fosforu i glinki nie mogła być przetapiana w piecu bez domieszki innych gatunków rud krajowych lub zagranicznych. Nowe zagadnienie polegało na przetapianiu rudy bez zwykłego dodatku wapienia w wysokości 18%, przy odsiarczaniu płynnej surówki w kadzi. Stosunek $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ w zu-

żu nie przekraczał 1 przy dostatecznie wysokiej temperaturze garu i dobrej płynności żużla. Należy zauważyć, że zawartość w nim Al₂O₃ wynosiła 26—30%. Praktyka wykazała, że bieg pieca był zadawalniający przy stosunkowo ciężkim naboju rudnym, utrzymywaniu niskiego poziomu strefy topnienia i **jedynie przy niskiej temperaturze dmuchu**. Do takich samych wniosków i wyników, przy stosowaniu kwaśnych żużli i niskiej temperatury dmuchu doszli praktycy amerykańscy przetapiający drobne rudy Mesabi.

Wsad w Corby składał się z 16% aglomeratów (Dwight-Loyd), drobnej rudy i pyłu wielkopiecowego. Później zwiększono udział aglomeratów do 35%, lecz nie otrzymano widocznej oszczędności, gdyż uzyskane zmniejszenie zużycia koksu nie pokrywało zwiększenia kosztów, naogół dość drogich w Corby aglomeratów.

Dzięki nieustannym obserwacjom i ulepszeniom osiągnięto w r. 1938 przeciętne zużycie koksu = 0,940 na tonę surówki, a na nowo-zbudowanym piecu IV-ym nawet 0,890.

Na ostatnim wpiecu dokonano dwu serii doświadczeń — pierwsza w ciągu 3 miesięcy, druga trwała 2 miesiące. Podczas pierwszej serii prężność dmuchu wynosiła 615 mm słupa rtęci, ilość dmuchu — 66200 m³/godz., temperatura dmuchu 384°; odpowiednie liczby dla drugiej serii doświadczeń wynosiły — 718,72000 i 440. W ciągu pierwszej serii udział aglomeratów we wsadzie wynosił 27,5%, podczas drugiej — 35%, natomiast złomu — 52 i 26 kg na tonę surówki. Wyniki w ciągu pierwszej serii: dzienna produkcja = 465 t przy zużyciu koksu 889,5 kg/t; w ciągu drugiej serii 523 t produkcji dziennej i 905,3 kg/t zużycia koksu. Poza aglomeratami zamiar w Corby składa się

z rudy surowej uprzednio przepuszczonej przez łamacze, następnie odsianej i klasyfikowanej według wielkości ziarna.

Ażeby zapewnić możliwość przeprażania rudy w szybie wpieca, pojemność kolejno budowanych pieców była zwiększona przez stosowanie wyższego i szerszego profilu. Oczywiście przy rozszerzaniu garu i spadków należało zachować pewien umiar na skutek stosowania rudy drobnej. Wprawdzie pojemniejsze piece można pędzić przy zwiększonej ilości dmuchu nie obawiając się nadmiernego wzrostu szybkości gazów w górnej części szybu, lecz do pewnej granicy, którą określa równomierność rozdziału gazów na całej powierzchni przekroju wpieca.

Należy, bowiem pamiętać, że przy drobnych i lekkich rudach przy przekroczeniu szybkości wznoszących się gazów następuje porywanie przez nie nadmiernej ilości pyłu. Przy zbyt wielkiej szerokości pieca oraz nieznacznym obciążeniu na m² powierzchni poprzecznego przekroju profilu przez niewielkie ilości dmuchu, mogą powstawać pionowe kanały — t. zw. „*kominy*“ w masie wsadu, powodujące znaczny rozstrój harmonijności pracy wpieca i kolosalne straty w postaci wydmuchów, nie mówiąc już o innych zaburzeniach, i wadliwym rozdziale temperatury.

Obserwacje biegu pieców w Corby na ławo redukujących, drobnych, z dużym udziałem pyłu rudach jurajskich, dały wielkopiecownikom pewne wytyczne. Przekonano się, że zbyt wysokie temperatury dmuchu, jako też nadmierne ilości jego, prowadzą do wyników ujemnych. Im drobniejsza jest ruda tym łatwiejsze jest odtlenianie, tym cięższe należy stosować naboje, co z kolei prowadzi do zwiększenia udziału redukcji pośredniej, zmniejszenia stosunku CO i CO₂ w gazach gardzielowych oraz zmniejszenia zużycia koksu. Rudy węglanowe niezależnie od tego czy stosowane są w stanie surowym, czy prażonym, rozsypują się przy nagrzewaniu w piecu, są b. łatwo odtlenialne i można je przetapiać przy małym zużyciu paliwa, ale pod warunkiem osiągnięcia równomiernego rozdziału wstępujących gazów wpiecowych.

Jest to, zdaniem obserwatorów wpieców w Corby, tym łatwiej osiągalne im stosunkowo niższą będzie temperatura dmuchu. Twierdzą oni jednocześnie, że nie forsując nagrzewnic Cowpera i stosując niskie temperatury nagrzewania dmuchu można uzyskiwać przy przetapianiu drobnych gatunków rud korzystne zużycie koksu. Uzyskiwana jest przez to pewna

oszczędność na gazie wielkopieczowym, którego nadmiar może być wykorzystywany dla innych celów (energetyka, koksownie itd.). Podczas gdy w nowoczesnych hutach amerykańskich i niemieckich dla nagrzewnic zużywa się 16—18% ogólnej ilości gazu wielkopieczowego, to w Corby na ten cel stosuje się nie więcej jak 12% (czasami nawet mniej). Niskie temperatury dmuchu stosuje się specjalnie przy wytopianiu surówki thomasowskiej i przeróbczej martenowskiej („basic Iron“) tak w Ameryce przy stosowaniu drobnej rudy Mesabi, jak i w Corby. Temperatura dmuchu amerykańskich pieców w tych warunkach wynosi przeważnie nie wyżej jak 550°, w Corby natomiast jeszcze mniej — ok. 450° (najlepsze praktyczne wyniki przy wytopie surówki thomasowskiej w Corby osiągnięto, stosując 30% aglomeratów i temperaturę dmuchu 375—425°). Trzeba szczególnie podkreślić fakt, że każdemu gatunkowi surówki i każdemu wsadowi odpowiada pewien określony zasięg temperatury dmuchu, która dla nieaglomerowanych, drobnych gatunków rudy leży daleko niżej, niż to można było przypuszczać.

Drugim ważnym wynikiem doświadczeń przy przetapianiu drobnych rud jest stwierdzenie fatalnych skutków dla biegu wpieca przy zatrzymywaniu dmuchu, (zmiana formy, po spuszczeniu surówki itd.). Z reguły wywołuje to zachwianie równowagi biegu wpieca. Po ponownym zadmuchaniu powietrze z trudem przenika do garu i dużo upłyne czasu, dopóki kawałki koksu zaczną „tańczyć“ przed formami, a wpiec zacznie się „poruszać“. Na skutek tego amerykańscy praktycy wpiecowi po każdym krótszym lub dłuższym zatrzymaniu wpieca przez pewien czas pracują przy stosunkowo chłodnym dmuchu, dopóki bryły koksowe na nowo nie zaczną się poruszać przed wylotem form. Kierownictwo w-pieców stara się wobec tego ograniczać możliwie do minimum wszelkie przerwy w tłoczeniu dmuchu, przez stosowanie specjalnie dobrze konserwujących się form z silico-aluminium, staranne czyszczenie wody chłodzącej i zatykanie otworów spustowych po spuszczeniu za pomocą takich maszyn, które umożliwiają tę operację bez wstrząśnięcia dmuchu.

Jako regułę amerykańscy praktycy uważają, że każde zatrzymanie dmuchu wpieca stwarza b. niepomyślne warunki dla redukcji pośredniej, a najważniejszą ich troską jest umiejętne dobranie temperatury dmuchu do właściwości wsadu, równomierne utrzymywanie ilości jego i ciśnienia. Zbyt duże ilości dmuchu, szczegól-

nie b. nagrzanego, źle wpływają na bieg wpieca przy rudach łatwo redukcyjnych (możliwość górnego ognia). Uwagi te odnoszą się specjalnie do wyrobu surówki martenowskiej i thomasowskiej. Dla innych gatunków (odlewnicza, żelazo-mangan) stosunki są, oczywiście, zupełnie odmienne.

Bezwarunkowo dominujące znaczenie dla biegu wpieca mają właściwości koksu, szczególnie przy stosowaniu rud drobnych. Koks stosunkowo łatwo palny (ale już nie w tym stopniu co nasz górnośląski) wymaga niższej temperatury dmuchu.

Dalszym skolei warunkiem dobrego biegu wpieca jest odpowiedni skład chemiczny żużła, szczególnie kwaśnego.

Zasięg strefy, w której kwaśne żużle wpiecowe posiadają własności sprzyjające dobremu biegowi wpieca, jest nader ograniczony. Wszelkie niedociągnięcia w ich składzie powodują, poza złym biegiem wpieca, duże straty żelaza w postaci „granalii“ w żużlu. Te objawy jaskrawo się zaznaczały w początkowej fazie pracy wpieców w Corby, co zmusiło kierownictwo do zwracania specjalnej uwagi na dział przygotowania wsadu, jako najważniejszy w wytwórczości surówki. Sprawa przygotowania rud była również poważnie traktowana na kopalniach.

W miarę zwiększania ilości aglomeratów we wsadzie, dopuszczalna temperatura dmuchu wzrasta, dając w wyniku znaczny spadek zużycia koksu. Przykładem mogą być aglomerowane koncentraty magnetytowe wschodn. Stanów Zjednoczonych, przy przetapianiu których, osiągnano niezwykle małe zużycie koksu — 630 kg na 1 t surówki (przeciętne za miesiąc).

Aglomeraty jednak winny być spiekane w ten sposób, ażeby bezwzględnie unikać tworzenia się krzemianów.

Przytoczone wywody dotyczące praktyki wielkich pieców Anglii i Ameryki, pozornie przeczące teorii, tamtejsi specjaliści starają się umotywić rozważaniami teoretycznymi.

W tym celu były czynione długie i żmudne doświadczenia z drobnymi rudami Mesabi w Ameryce, jak również z drobnymi rudami jurajskimi w Anglii w Corby. Zdawało by się, że jest paradoksem twierdzenie, jakoby przetapianie drobnych i łatwooodlenialnych rud wymagało nieprzekraczania pewnej określonej normy temperatury dmuchu, jego ilości i ciśnienia. Te trzy elementy jednak harmonijnie dobrane dla danego pieca i wsadu dają dopiero efekt ekonomiczny w postaci niskiego zużycia koksu. Przyczyny tego zjawiska są przede wszystkim

natury fizycznej. Zwiększona temperatura dmuchu powoduje znaczny wzrost jego objętości, jak również prężności. Tłoczony jest on przez formy do ogniska spalania, napełnionego mieszaną koksu ze spływającymi kroplami i strumieniami płynnego żużla i żelaza. Zwiększona objętość powietrza daje dużą objętość gazów spalania. Spotęgowana przez silnie nagrany dmuch ilość ciepła musi mieć wpływ na całość pieca aż do samej gardzieli, o ile nie jest zrównoważona innym czynnikiem, mianowicie dostatecznie dużym stosunkiem wsadu rudnego do koksu. Wymaga to jednak sprzyjającego i dogodnego stosunku redukcji pośredniej do bezpośredniej. Ten czynnik zaś zależnym jest od pewnego stopnia równowagi biegu w pieca, która właśnie łatwo może być zachwiana przez niepożądane wahania lub przekroczenia pewnych granic termicznych dmuchu. Im drobniejsze są rudy, tym większy opór stawiają one wstępującym ku górze strumieniom gazów, a powiększanie temperatury dmuchu i zwiększanie objętości jego, — tym łatwiej powodują niedomagania pracy w pieca.

Odtlenialność rud, twierdzą anglo-amerykańscy praktycy, zależy od dwu czynników: chemicznego związku żelaza i kawałkowości (dodałbym od siebie jeszcze i stanu fizycznego rudy, tj. mniej lub więcej zbitej budowy, charakteru skały płonnej i mineralogiczno-petrograficznego składu rudy).

Odtlenialność rudy wraz ze zmniejszeniem jej kawałków wzrasta w związku ze zmniejszeniem się drogi dla dyfuzji gazów. Poza tym rentowność dostatecznie rozdrobnionej rudy wzrasta dzięki zwiększeniu udziału redukcji pośredniej.

Ta ostatnia jednak rozwija się tylko racjonalnie przy odpowiednim doborze dla danego wsadu temperatury i ilości dmuchu, a przede wszystkim przy **jednakowym stopniu redukcyjności całości wsadu**.

Wynika z tego konieczność łamania, przesiewania i klasyfikacji rudy według ziarnistości przed zasypaniem jej do pieca. Miał może być aglomerowany. Tak przygotowany z różnych rud wsad może stwarzać jednorodny pod względem odtlenialności nabój, wybierając ziarnistość większą dla rudy łatwiej odtlenialnej, natomiast mniejszą dla trudniej odtlenialnej.

Klasyfikacja rudy według ziarnistości szczególnie ważną jest dla nieprażonych rud węglanowych, gdyż większe bryły, oczywiście, będą trudniej traciły CO_2 , niż drobne ziarna, a przecież proces ten winien się kończyć na

jednym i tym samym poziomie ściśle określonej objętości szybu dla całego wsadu (to samo winno następować i dla wapienia lub dolomitu).

Nie wyzyskując dobrej strony łatwej redukcyjności drobnej i łatwo odtlenialnej rudy, wielkopiecowiec ma z nią raczej więcej kłopotu niż pożytku. Pierwszym warunkiem w tym kierunku jest ułatwić i zwiększyć zasięg redukcji pośredniej, dostosować do tego i racjonalizować zasyp, obszar szybu winien być stosunkowo nie gorący, nie dopuszczać do zbyt wysokiego poziomu przestrzeni topnienia, natomiast poziom spalania przed formami winien mieć nie tylko wysoką temperaturę ale i dość duży zasięg poziomy, przy stosunkowo szybkim ochłodzeniu tej strefy w kierunku spadków. Jeśli warunki te nie udaje się zachować, strefa redukcji pośredniej ulega wówczas poważnemu kurczeniu i na skutek przedwcześnie wysokiej temperatury w obszarze szybu zaczynają się tworzyć z niezredukowanej rudy krzemiany żelaza (z FeO i SiO_2). Jeżeli żelazo uda się odtlenić w stosunkowo niskiej temperaturze, to po osiągnięciu odpowiedniego poziomu i przy wyższych temperaturach obawa jego ożużlowania nie zachodzi.

Przedwcześnie poza tym utworzone krzemiany żelaziste skleją poszczególne bryły koksu tworząc, nie dające się przeniknąć przez odtleniające gazy, skrzepy na dużej wysokości od form. Gazy te szukają sobie wolniejszych dróg, omijając nieprzenikliwe dla nich obszary szybu, uciekają, że tak powiem, łatwo dostępnymi kanałami w górę, nie spełniając swej roli i pracy. W warunkach takich nie ma mowy o prawidłowym podgrzaniu wsadu przez gazy, prawidłowym przez nie przenikaniu wsadu i normalnej redukcji pośredniej. Normalny bieg pieca jest wówczas zachwiany.

Poważny wpływ na omawiane zjawiska klejania brył koksowych posiada sama natura tworzącego się żużla, jej stopień płynności — wiskoza. Wdzięcznym zadaniem wielkopiecowca jest otrzymanie takiego składu pierwotnie tworzącego się żużla, któryby powstawał w możliwie głębokiej i ograniczonej strefie wsadu i szybko przechodził ze stanu półstałego w lawę możliwie płynną, łatwo ściekającą na dół. W dziedzinie badania wiskozy żużli wielkopiecowych dokonano dużo badań (R. S. Mc Caferry) i dalsze prace są w toku, mające za cel wyjaśnienie wpływu składników jak FeO , MnO i alkali na punkt zmiękczenia i punkt obniżenia topliwości zasadniczego układu $\text{SiO}_2 - \text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$.

Istota zagadnienia stosowania wysoko nagrzanego dmuchu jest uzależniona od tego, czy ciepło wprowadzane przez bardzo gorące powietrze, wtlaczane przez formy do garu daje nam ekwiwalent ekonomiczny w postaci obniżenia zużycia koksu (a więc ciężkie naboje rudne), czy też daje efekt w postaci rozwoju redukcji bezpośredniej. Przy rudach łatwoodtlenialnych praktyka stwierdza fakt zwiększenia właśnie redukcji bezpośredniej przy wysokiej temperaturze dmuchu, na skutek nierównomierności i wolnego biegu wpieca. Przez odpowiednie wówczas zmniejszanie wsadu koksowego zmniejszać można ilość wytwarzanych na 1 t żelaza gazów.

Przy przepływananiu w górę gazy tracą prędzej swe ciepło, przekazując je wsadowi na pewnych poziomach wysokości szybu. Na pewnej więc wysokości pieca można zrównoważyć częściowo wysoką temperaturę spadków przez przedszy ubytek temperatury w szybie. Szkodliwy wpływ wysokiego nagrzewu dmuchu nie zaznacza się wówczas, kiedy ma się możliwość obciążania pieca t. j. zwiększania wagi naboju rudnego w stosunku do naboju koksowego. Jednak przy przekroczeniu pewnej granicy temperatury dmuchu jest to przeważnie dla rud drobnych i węglanów niemożliwe bez wywołania nieprawidłowego biegu i zwiększania i tak już znacznego przez nagrzew dmuchu ciśnienia. Przy zmniejszaniu poza tym naboju koksowego również istnieje granica, której przekroczyć nie wolno, gdyż drobny wsad staje się wówczas trudno przenikliwym dla gazów. Spalanie węgla na dwutlenek węgla jest możliwe przy nadmiarze powietrza spalania. W wypadku braku nadmiaru powietrza, im wyższa jest jego temperatura, jak również im łatwiej palny i drobniejszy jest koks, tym bardziej jest ograniczoną przestrzeń całkowitego spalania (na CO_2).

Przy chłodniejszym dmuchu, trudno reakcyjnym o większych bryłkach koksie, ognisko całkowitego spalania powiększa się (t. zw. strefa utleniania). Gorętszy dmuch przy wtlaczaniu do garu zajmuje większą objętość, jak również i spaliny, na skutek niecałkowitego spalania (CO). To może być impulsem do wszelkiego rodzaju zakłóceń w biegu wpieca.

Przy dmuchu chłodniejszym więcej zachowuje się CO_2 w pierwotnym ognisku spalania, a takie spalanie (na CO_2) daje efekt cieplny trzykrotnie większy niż w wypadku, kiedy dwutlenek węgla ulega przedwczesnemu rozkładowi ($\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$) na tlenek węgla już w pierwotnym ognisku spalania. Zjawisko więc

lokalnego wzrostu temperatury może nastąpić właśnie przy stosowaniu chłodniejszego dmuchu i zasięg jego może być większy niż przy dmuchu bardziej nagrzanym. W ten sposób anglo-amerykańscy wielkopieczowcy tłumaczą możliwość uzyskania koncentracji wyższej temperatury w garze wpieca tak ważnej i niezbędnej dla wypadku stosowania ciężkich nabołów rudnych. Rozszczepienie dwutlenku węgla ($\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$) — reakcja endoterm.) następuje wówczas w większej odległości od wylotu form wgłęb i wzwyż garu i ochładza te miejsca wsadu, w których może nastąpić przedwczesne żużlowanie, ułatwiając wydatny rozwój redukcji pośredniej.

Stosowanie stosunkowo niskiej temperatury dmuchu przy przetapianiu rud drobnych umożliwia właśnie znaczny zasięg redukcji pośredniej, umożliwia uzyskiwanie niskiego stosunku $\frac{\text{CO}}{\text{CO}_2}$ w gazach gardzielowych i mniejsze zużycia koksu niż przy dmuchu b. nagrzanym. Przy drobno kruszonych rudach węglanowych, jak wskazuje praktyka huty w Corby, rozporządzało dostatecznie wysoką temperaturą szybu dla usunięcia z rudy dwutlenku węgla.

Lokalna koncentracja wysokiej temperatury w garze sprzyja lepszemu oddzielaniu się granalii od żużla, szybszemu biegowi pieca, dobremu dzięki temu termicznemu wyzyskaniu gazów i w rezultacie daje nieznaczną temperaturę gardzieli.

Ciśnienie dmuchu jest niskie, a piec, jak to mówią na Górnym Śląsku „ciągnie“. Przy dmuchu chłodniejszym oraz swobodnie poruszających się bryłkach koksu przed wylotami form spalają się one daleko prędzej, a spalając się na CO_2 węgiel paliwa zużywa dwa razy więcej na jednostkę wagową C tlenu, niż przy dmuchu b. gorącym i otrzymywaniu w wyniku nie CO_2 , lecz przeważnie CO . W tej strefie jest pewien nadmiar powietrza, co stwarza warunki dla powiększonej, tak zwanej strefy utleniania.

Doświadczenia z przetapianiem drobnych i węglanowych rud wykazują, że przy chłodniejszym dmuchu bryły koksu przed wylotem form są w ciągłym ruchu, „tańczą“, a ruch ten wmiarę zwiększania temperatury dmuchu zaczyna się zmniejszać stopniowo, a w końcu kompletnie zamiera.

Takie zjawisko doprowadza częstokroć wpiec do kompletnego zawieszenia. Wpływa na to również w poważnej mierze rozdział rudy i koksu w gardzieli pieca, jak również szybkość reagowania na tlen dmuchu.

Jak już wspominaliśmy skutek nadmiernie nagrzanego dmuchu, b. dużej reakcyjności koksu i wynikającego wskutek tego spalania węgla paliwa na CO, powstaje zwiększenie ilości gazów w stosunku do ilości dmuchu, — zjawisko odwrotne do tego, jakie zachodzi przy spalaniu na CO₂. Jeżeli nawet zjawisko powstawania większej ilości gazów ma stosunkowo niewielki zasięg, to jednak może ono wywierać wpływ lokalny. Wszelkie zakłócenia na skutek lokalnych zmian temperatury, ciśnienia lub ilości gazu wpływające na zwolnienie biegu pracy w pieca, wpływają na równowagę reakcji w szybie, gdzie wszystko winno być nastawione na możliwie duży zasięg redukcji pośredniej. Jeżeli zasięg redukcji pośredniej ulegnie ograniczeniu, właśnie przy łatwo odtlenialnych rudach, a wsad koksu nie zostanie w swoim czasie zwiększony, natychmiast następuje ochłodzenie pieca, gdyż węgiel paliwa pożerany jest przez nadmierny rozwój redukcji bezpośredniej. Ilość koksu nadchodzącego przed formy zmniejsza się, stosunek ilości tlenu do ilości węgla w strefie spalania zwiększa się i pomimo wysokiego nagrzewu, strefa zupełnego spalania (na CO₂) może być rozszerzona. Piec przy tak zimnym biegu pobiera zwykle więcej dmuchu, pomimo silnego jego nagrzewu. Jeżeli to nie zachodzi, skutek zatkania się w górnych poziomach wsadu, należy bezwzględnie ilość dmuchu zmniejszyć. Wówczas starają się naprawić bieg pieca przez szarżowanie lekkich naboń, co nie zawsze jest skuteczne.

Byłoby jednak błędnym mniemanie, że przy przetapianiu rud łatworedukcyjnych można by wyeliminować pewną ilość nagrzewnic. Przeciwnie rezerwa aparatów grzewczych musi być zachowana w wypadku jakiegokolwiek naruszenia normalnego biegu pieca.

Przy stosowaniu łatwoodtlenialnych i drobnych rud angielscy fachowcy utrzymują, że zużycie koksu jest mniejsze w miarę zwiększania stopnia spalania zupełnego na poziomie form.

W wypadku przetapiania rud, dla których wymagane jest odtlenienie bezpośrednio węglem twardym (magnetyty itp.), lub też w razie zimnego biegu w pieca, zwiększenie zużycia węgla należy rekompensować wyższą temperaturą dmuchu i atmosferą więcej redukcyjną.

Z przytoczonych wywodów nie należy wyciągać wniosków racjonalności pracy na dmuchu zupełnie chłodnym. Należy jednak wybrać temperaturę jak najbardziej stosowną, natomiast

nierozsądne, przesadne jej obniżanie prowadzi do ujemnych wyników, gdyż temperatura zapłonu koksu nie tylko winna być osiągnięta, lecz i przekroczona. Temperatura zapłonu jest niższa przy koksie łatwopalnym, a więc i z tej racji przy takim gatunku można stosować dmuch nieco chłodniejszy.

Przy przetapianiu rud łatwoodtlenialnych większe zużycie koksu przy silnie nagrzanym dmuchu tłumaczyć więc należy niekorzystną wskutek tego zmianą warunków spalania, odtleniania i topnienia, związaną ze zwiększeniem zasięgu redukcji bezpośredniej i podniesioną temperaturą gardzieli. Wszelkie więc korzyści stosowania dmuchu gorącego są przekreślane przez zachowanie prawidłowego biegu w pieca.

Powyższe rozważania dotyczą, jak już zaznaczyliśmy, wytapiania surówki martenowskiej w Ameryce i thomasowskiej w Europie. Nie należy bowiem zapominać, że sam gatunek przetapianej surówki ma decydujący wpływ na bieg w pieca. Dotyczy to w pierwszej linii żelazo-manganu i żelazo-krzemu, przy których podwyższona temperatura dmuchu musi rekompensować łącznie z powiększonym wsadem koksowym wyższe zużycie ciepła w garze na skutek redukcji bezpośredniej. Przy produkcji żelazo-manganu i żelazo-krzemu, które wytwarzane są przy najwyższej temperaturze dmuchu, metal nie jest gorętszy, gdyż wnoszony przez dmuch nadmiar ciepła zużywany jest przez odtlenianie bezpośrednie. Natomiast surówka thomasowska najlepiej jest wytapiana przy stosunkowo niskich temperaturach dmuchu.

Anglo-Amerykanie uważają za regułę pracę przy b. gorącym dmuchu tylko w wypadku konieczności odtlenienia większych ilości Si i Mn, lub też przy pracy na rudach trudnoodtlenialnych, kiedy piec winien mieć atmosferę bardzo silnie redukcyjną. Natomiast należy dmuchać chłodniej przy rudach łatwoodtlenialnych oraz wtedy, kiedy zbyteczna jest redukcja bezpośrednia tlenków w garze.

Nie wolno jednak zapominać o kardynalnej zasadzie prowadzenia w pieca: zależności jego pracy od całego szeregu zmiennych niezależnych, których zrozumienie i opanowanie zależy nie tylko od umiejętności i opanowania teorii wielkopiecownictwa przez kierownika, lecz w dużej mierze od jego intuicji. Dar ten tak cenny w innych zawodach, jest również ważny w hutnictwie, które pomimo już teraz bardzo solidnych podstaw teoretycznych jest jeszcze do pewnego stopnia sztuką i kunsztem.

Prof. inż. Zygmunt KROTKIEWSKI

Chłodzenie szybu wielkiego pieca

Radosnym echem przetoczyła się po Śląsku decyzja budowy 2-ch nowoczesnych wielkich pieców. Ma to ogromne znaczenie techniczne, gospodarcze i prestiżowe, gdyż na żadnym odcinku przemysłowym nie pozostaliśmy tak daleko w tyle za innymi, jak w dziedzinie wielkich pieców.

Nim projektowanie nowych wielkich pieców dojdzie do realizacji, zachodzi już konieczność remontu względnie przebudowy niektórych z istniejących wielkich pieców, a łącznie z tym stały się aktualnymi dziś niektóre pytania konstrukcyjne. Między innymi gorącą dyskusję wywołało pytanie o chłodzeniu ścian szybu wielkiego pieca. Wobec istnienia różnych zapartywań na tę sprawę i celem uchronienia od błędów, postanowiłem sprawę tę oświetlić z punktu widzenia wiedzy i praktyki wielkopiecowej. Temperatura w szybie u ścian, idąc od góry ku dołowi, rośnie od ok. 400° do 1000°, a dochodzi najwyżej do 1250°. Nawet tę najwyższą temperaturę cegła szamotowa w gatunku używanym do budowy szybu zniesie bez najmniejszego narażenia na uszkodzenie.

Z tego prostego stwierdzenia wynika, że względ na zabezpieczenie cegły od nadmiernego żaru chłodzenia nie wymaga. Natomiast w wielkich piecach płynie rwący potok gazów redukcyjnych, które im niżej, tym więcej zawierają CO a tym samym mają silniejsze zdolności redukcyjne. Z drugiej strony w cegle szamotowej znajduje się pewna zawartość Fe pod postacią tlenków, które gazy starają się zredukować.

Niezależnie od reakcji redukcji, ale jednocześnie z nimi przy temp. 400° — 600° następuje rozpad $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$, z którego otrzymany stały węgiel pod postacią sadzy osadza się w porach cegły. Ponieważ temp. 400°—600° w różnych miejscach grubości obmurza szybu znajdują miejsce na całej wysokości szybu, to reakcje powyższe przy sprzyjających warunkach mogą zachodzić prawie w całym obmurzu szybu. Zawartość Fe w cegle podlega naszym wpływom tylko w granicach posiadanych surowców. Dobre wymieszanie, zapewniające równomierne rozłożenie Fe w całej masie cegły jest zależne od staranności wykonania i przy zamawianiu musi być stawiane jako konieczny warunek. W dalszych rozumo-

waniach zakładamy ostatni warunek jako spełniony. Za dobrą cegłę należy uważać taką, w której zawartość Fe = 1%. Cegła średniej jakości zawiera od 1% do 2% Fe, cegła o zawartości 2% do 3% Fe jest już mało wartościową, ale może jeszcze być użyta w szybie (górną część), powyżej 3% Fe jest niezdatna. Przy cegle zawierającej 1% do 2% redukcja rozpoczyna się przy temp. ok. — 600°. Przy cegle 2% do 3% Fe w granicach ok. 500° — 400°. Jasnym więc jest, że przy wysokim gatunku cegły chłodzenie jest w ogóle zbędne, przy drugim powinno obejmować tylko dolną część szybu, przy 3-im sięgać coraz wyżej, a nawet objąć cały szymb. Praktyka potwierdza to w zupełności — znane są piece zupełnie bez chłodzenia szybu, znane z 2—4 rzędami chłodnic w dolnej części i stopniowo z coraz większą ilością aż do całego szybu włącznie. Ameryka, która posiada wysokiej jakości materiały ogniotrwałe ma około 45% pieców bez chłodnic, pozostałe 55% z nielicznymi chłodnicami w dole szybu. Rosja posiadając gorszą już cegłę ogniotrwałą, ma tylko około 20% pieców bez chłodzenia, reszta z chłodzeniem na wysokość 3 do 7 mtr. szybu. Zachodnia Europa musi często chłodzić, cały szymb.

Nasze szamotownie są w możności wykonać cegłę z przeciętną zawartością ok. 1,8% Fe, co wskazuje, że chłodzenie powinno być u nas stosowane na wysokości 3 — 5 mtr. dolnej części szybu, z odchyleniem w tę lub ową stronę, zależnie od zmian w zawartości Fe w cegle.

Przy projektowaniu chłodzenia należy pamiętać, że chłodzące działanie rozprzestrzenia się w obmurzu, w praktycznie wyczuwalnych granicach, najwyżej do 350 mm (zależnie głównie od stopnia porowatości cegły). Stąd wynika, że chłodnice w pionowym kierunku nie mogą być rozstawione dalej niż 700 mm. a w dolnej części szybu przy wyższej temp. nie dalej niż 600 mm. jedna od drugiej. W kierunku poziomym, w którym chłodzą tylko małe boczne ścianki chłodnic, światło pomiędzy sąsiednimi chłodnicami nie powinno przekraczać 350 mm. a o ile możliwe nie więcej niż 200 mm. Należy zwrócić uwagę na to, że wewnętrzna powierzchnia obmurza nie jest niebezpieczną, gdyż przy temperaturach, przy których zaczyna się redukcja Fe w cegle tworzą się już pierwotne żużle, które glazurują po-

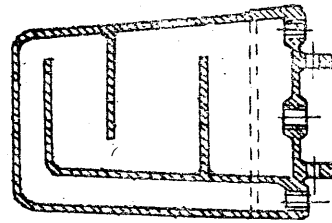
wierzchnię cegły, niedopuszczając do jej wnętrza gazów redukcyjnych.

Jedyną więc drogą do przenikania gazów w obmurze są szwy pomiędzy cegłami, które powinny być jaknajwęższe, dobrze wypełnione zaprawą i to nie tylko pomiędzy poszczególnymi cegłami, ale również w miejscu styku cegły z chłodnicami. Zalepianie większych szczelin gęstą zaprawą jest niedopuszczalne, gdyż zaprawa przy nagrzaniu kurczy się i daje szczeliny. Dobrze wymurowanie spełnia warunek, że blaszka stalowa 0,5 mm grubości, 10 mm szeroka o zaokrąglonym końcu, nie daje się wcisnąć w świeży szew głębiej niż na 20 mm. Drugim warunkiem, zabezpieczającym od przenikania gazów w obmurze jest szczelność pancerza (ciśnienie w piecu około 1 atn). Jeżeli pancerz szybu jest zupełnie szczelny, to gaz raz tylko zapełni wszystkie szczeliny w obmurze i pozostanie w bezruchu, w ten sposób będzie unieszkodliwiony. W Ameryce i Rosji przyjętym jest pancerz szybu nitować w 2 szeregi nitów, a brzegi arkuszy i główki nitów doszczelniać tak, jak się robi w kotłach parowych. Wyloty rurki chłodnic należy doszczelniać najlepiej za pomocą kawałka giętkiej rury, nałożonej na końcówkę rury chłodnicy, przyspawanej jednym końcem do pancerza, drugim do rurki. Daje to szczelność, a jednocześnie umożliwia grę rurki, zależnie od „rostu” obmurza. Spawane pancerze również dobrze odpowiadają celowi.

Po tym wstępie możemy przejść do omówienia typu chłodnic. Zasadniczych typów jest trzy: 1) chłodnice skrzynkowe pod ciśnieniem 2) chłodnice wspornikowe 3) chłodnice płytowe. Cztery typ chłodnic skrzynkowe otwarte, pochodzenia niemieckiego, nie zdały egzaminu i obecnie są już zupełnie zarzucone, niestosowane nawet przez samych wynalazców — Niemców. Spotkać je jeszcze czasami można na jakimś starym piecu, znajdującym się pod kierunkiem „domorosłego specy” — wobec czego typu tego w ogóle nie uwzględniam.

Chłodnice skrzynkowe, pracujące pod ciśnieniem wody ok. 1,5 atm. — 2 atm. bywają różnych konstrukcji, które różnią się między sobą takim, czy innym układem kanałów wodnych, co niema większego znaczenia (rys. 1). Praktyka wykazała że w wykonaniu z żeliwa chłodnice te mogą być stosowane tylko w górnej części szybu, gdyż w dolnej pękają. Tam należy stosować wyłącznie lane, bronzowe. Rzekomą zaletą tych chłodnic jest ich wymiennność. Zaleta ta jest jednak bardzo problematyczną, gdyż przepalanie się chłodnic w szy-

bie w ogóle należy do zjawisk bardzo rzadkich i to najczęściej urojonych w oczach kierownika ruchu, gdy napotyka na trudności w znalezieniu przyczyny złego biegu pieca. Chłodnice te ze względu na materiał — bronz są niepomierne drogie. Poza tym wymiennność chłodnic wymaga układania nad każdą z nich sklepienia z całym obmurzem, co nie może być wykonane szczelnie i zawsze stanowi wygodne drogi dla gazów, które jak wyżej wspomniano, psują



Rys. 1.

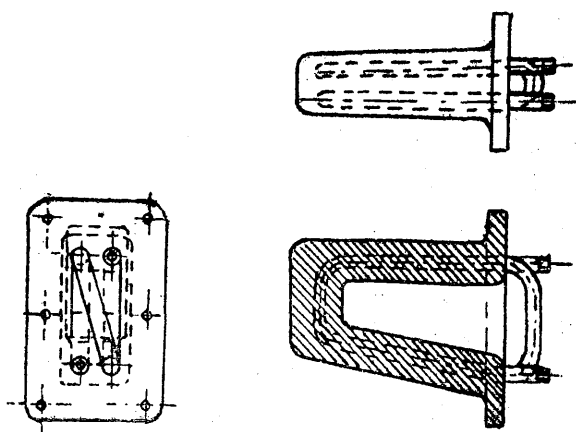
cegłę. Przy racjonalnym rozstawieniu chłodnic w jednym pionowym szeregu słupki cegły między nimi wynoszą 350 mm. Sklepienia nad chłodnicami wspierają się na tych słupkach, które dzięki temu niosą ciężar całego obmurza, pracując na skraju wytrzymałości. Obecność sklepień i tych przeciążonych słupków jest przyczyną znacznego skrócenia czasu służby obmurza w porównaniu z takimi, które tych sklepień i słupków nie posiada.

Pancerz pieca jest bardzo osłabiony przez liczne i duże w nim wycięcia. Wycięcia te winny być obramowane najlepiej stalowymi ramami, co znów podraża koszt pancerza. Wycięcie w pancerzu niweczy szczelność ostatniego, a tym samym daje możliwość ucieczki gazów, wzmagając ich przenikanie przez obmurze — a tym samym ujemnie wpływa na obmurze. Skutkiem znacznego przekroju kanałów chłodnicy przepływ wody w nich odbywa się przy małej szybkości, co powoduje łatwe osadzanie się zanieczyszczeń, donoszonych wraz z wodą, osadza się również kamień kotłowy, co wpływa ujemnie na właściwości chłodnicze i powoduje przedwczesne przepalanie się chłodnic. Wynikająca z charakteru chłodnic duża ich ilość sprawia poważne kłopoty przy odszukaniu uszkodzenia, a sama wymiana wysoko na szybko jest kłopotliwa i długotrwała. Duża ilość chłodnic zwiększa też wydatek wody, który przy nowoczesnym piecu i tak jest znaczny.

Reasumując powyższe konstatujemy, że chłodnica tego typu — jako przeznaczona do chronienia obmurza od destrukcyj-

nego działania gazów, źle spełnia swe zadanie, gdyż dając dobre chłodzenie stwarza jednocześnie warunki, przeciwdziałające przez znaczne ułatwienie dostępu gazów do całej grubości obmurza, poza tym jest to najdroższy typ chłodnic tak w inwestycji, jak i eksploatacji.

Drugim typem chłodnic są chłodnice wspornikowe, wykonywane w różnych konstrukcjach, jedna z nich jest uwidoczniona na rys. 2. Chłodnica ta wstawiana przez otwór w pancerzu od zewnątrz tak, że kryza chłodnicy dolega do pancierza i jest doń umocowana śrubami — jest o tyle lepszą od poprzedniego typu że zapewnia przynajmniej szczelność pancierza. Poza tym jest ona pomyślana tak, by utrzymać obmurze pieca w czasie gdy poniżej chłodnicy zostało ono całkowicie zniszczone. W tym tkwi zasadniczy błąd. Po pierwsze jest wysoce nieekonomicznym doprowadzić piec do stanu zupełnego zniszczenia obmurza, po wtó-

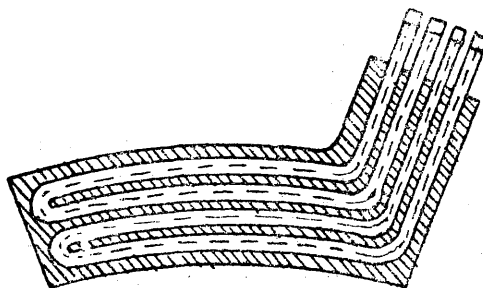


Rys. 2.

re, jest to w ogóle nie do pomyslenia, gdyż całkowite zniszczenie obmurza spowodowałoby natychmiastowe spalanie pancierza. Po trzecią obciążenie, jakie by w tych warunkach dała waga trzymającego się na chłodnicach — wspornikach obmurza na pancierz przekroczyłoby wytrzymałość pancierza a zresztą wypadki obsunięcia się górnej części obmurza skutkiem zniszczenia dolnej w praktyce nie zachodzą, gdyż w ostateczności stosuje się zewnątrz polewanie pancierza wodą, która część obmurza zawsze zachowa, a ono jest dostateczną oporą dla podtrzymania górnej mniej zniszczonej części obmurza. Ponieważ przy tym chłodnice tego typu posiadają dużo wad analogicznych z poprzednim typem, to nic dziwnego, że nie znalazły one szerszego zastosowania.

Trzeci typ to chłodnice płytowe (rys. 3) — lane żeliwne z zalaną węzownicą z grubociennej rurki stalowej. Chłodnice te wykonuje się jako płaską płytę o grubości równej grubości

cegły i są one zakładane, jako niewymienne w obmurze. Warstwy cegły leżące nad chłodnicą układa się bezpośrednio na ostatniej bez sklepień — dzięki czemu obmurze jest zupeł-



Rys. 3.

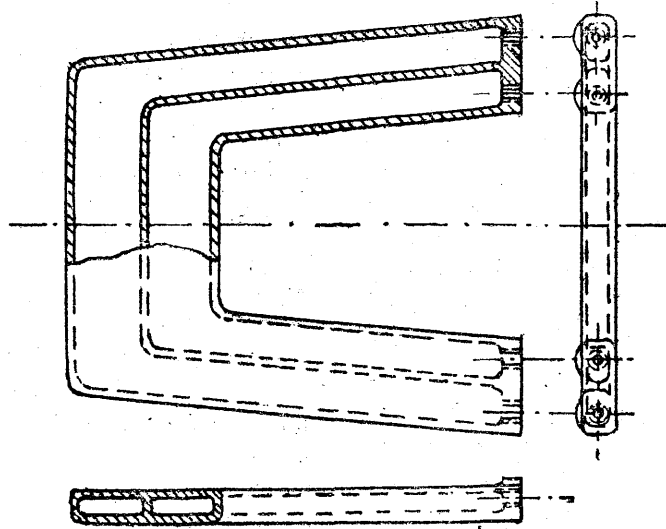
nie szczelne i dla gazów nieprzenikliwe. Przy doszczelnianiu wylotów rurek (jak wyżej omówiono) pancierz jest również szczelnym. Każda chłodnica ma 2 niezależne węzownice, które na zewnątrz mogą być łączone szeregowo we wspólny obieg lub też tak, że zewnętrzne węzownice z kilku chłodnic stanowią jeden obieg, a wewnętrzne drugi.

Chłodnice te zakładane są na odległości 230 mm. (1 cegła) od wnętrza pieca, przez co od początku pracy pieca chłodzą należycie obmurze. Praktyka wykazała, że obmurze ścierane schodzącym wsadem uległo zniszczeniu prędzej niż chłodnica. Dochodzi do tego, że po pewnym czasie przy pracy pieca krawędź chłodnicy wystaje do wnętrza pieca i długo chroni obmurze od dalszego zniszczenia. Gdy na koniec chłodnica ulegnie uszkodzeniu, to nastąpić to może tylko w obrębie wewnętrznej węzownicy. Wtedy zamykamy wodę na węzownice wewnętrzne, a węzownice zewnętrzne spełniają dalej swą służbę. O ile chłodnice były odlane z hematytu, rurki o średnicy najczęściej 1 1/4" zastosowano ciągnięte bez szwu o grubości ścian 6 mm i gotowa chłodnica wytrzymała hydrauliczne próbne ciśnienie 12—15 atn., to przepalenie takiej chłodnicy zachodzi nadzwyczaj rzadko, a znaczna ich większość może być użyta do drugiej, a często 3-ej kampanii pieca. Dodać należy, że woda, przepływając w rurze ma tak znaczną szybkość, że osiadanie zanieczyszczeń w chłodnicy w ogóle nie zachodzi. Ze wszystkich znanych chłodnic płytowe zarekomendowały się najlepiej i zyskują coraz szersze zastosowanie.

Gdy mówimy o chłodnicach należy wspomnieć jeszcze o typie pokazanym na rys. 4. Jest to typ pośredni pomiędzy 1 a 3 z wyżej opisanych. Jest to chłodnica skrzynkowa pod ciśnieniem, lana z brązu lub żeliwa, która po-

siada dwa niezależne kanały wodne, jest płaska o grubości równej grubości cegły i zakładana w obmurze bez sklepień jako niewymienna. Z obmurem wiąże się dobrze, zapewniając je-

serwacji. Obecnie, po upływie kilkunastu lat, ustalono chłodnicę płytową z zalanymi węzłowicami jako standartową dla wszystkich nowobudowanych lub przemurowanych pieców.



Rys. 4.

go szczelność, jak również szczelność pancerza. W działaniu pracuje tak samo, jak zwykła płytowa i ustępuje ostatniej tylko w tym, że kanały wodne łatwiej się zanieczyszczają niż rurki i że jest droga.

W czasie pierwszej pięcioletki w Z. S. R. R. zastosowano w różnych piecach, celem wypróbowania, wszystkie, opisane typy chłodnic w różnorodnych konstrukcyjnych opracowaniach, poza tym poddano ich pracę ścisłej ob-

Ameryka już dawno zatrzymała się na tym samym typie. To też najlepiej wywiążemy się z zadania gdy zamiast robić nowe doświadczenia zastosujemy do chłodzenia szybu chłodnicę płytową jako wszechstronnie wypróbowane i najkorzystniejsze. Dodać tu należy, że ten sam typ chłodnic znalazł powszechne zastosowanie do chłodzenia garu, spadków i zespołów dyszowych, gdzie warunki pracy są o wiele cięższe.

Stanisław KAWIŃSKI

Inż. Metalurg

Stalownia martenowska

W styczniowym zeszycie „Hutnika“ inż. Borejdo wypowiada szereg myśli o stanie naszego stalownictwa martenowskiego i podaje wytyczne, którymi należałoby się kierować przy projektowaniu przyszłych stalowni. W niniejszym artykule pragnę uzupełnić i rozwinąć temat poruszony przez inż. Borejde. Jakkolwiek nasze stalownie jako całość są mocniejsze od innych urządzeń hutniczych, to jednak są w wysokim stopniu niedostateczne dla potrzeb nawet średnio uprzemysłowionego kraju. Urządzenia stalowniane nie tylko są przestarzałe, ale i niedopasowane wzajemnie, — istnieją wąskie miejsca, które utrudniają należyte wykorzystanie możliwości produkcyjnych pieców.

Same piece nawet w jednej stalowni są zbyt różnorodne tak pod względem wielkości jak i konstrukcji, i każdy z nich stanowi oddzielne zagadnienie dla stalownika w czasie głównego remontu, przebudowy, a nawet w czasie jednej kampanji. Najbliższy plan inwestycyjny przewiduje doprowadzenie istniejących stalowni w Polsce do stanu maksymalnej możliwej sprawności. Po zrealizowaniu tego planu, stalownie nasze będą w stanie dać ok. 30% tej ilości stali surowej, do jakiej zamierzamy rozbudować nasze hutnictwo w przyszłości. Musimy jednak zdać sobie sprawę, że te doinwestowane i usprawnione stalownie pod względem gospodarczych wyników w wysokim sto-

pieniu nie dorównają nowoczesnym stalowniom w wysokoprzemysłowych krajach; wyniki ich pracy w dużej mierze będą zależeć od umiejętności rozwiązywania zagadnień ruchowych, fachowości i zaradności kierowniczego personelu technicznego. Dopiero planowana budowa nowych hut i nowych stalowni na nowych miejscach, nie obciążonych grzechami przeszłości w postaci korków trudnych lub wręcz niemożliwych do usunięcia, może być poważnym skokiem na wyższy poziom techniki stalownianej. Prace nad wykonaniem projektów nowych hut, a więc i nowych stalowni, należałoby już rozpocząć, nie zrażając się brakiem doświadczonych konstruktorów, którzy mogliby się wykazać większymi sukcesami w projektowaniu nowoczesnych stalowni. Posiadamy wielu doświadczonych metalurgów - stalowników, doskonale obeznanych z wymaganiami, stawianymi nowoczesnym stalowniom i gruntownie orientujących się w przebiegu procesów metalurgicznych oraz w napotykanym trudnościach, hamujących wytwórczość i dezorganizujących ją. Doświadczenia tych metalurgów winny być wykorzystane. Musimy oczywiście sięgnąć do obcych wzorów, do wzorów państw o wysokim poziomie techniki hutniczej, jak: Ameryka, Rosja, Niemcy. Należy jednak zdać sobie sprawę, że i w tych krajach istnieje cały szereg rozwiązań poszczególnych zagadnień hutniczych, w szczególności stalownianych, w zależności od miejscowych warunków huty i postawionych jej zadań. Obce wzory więc nie powinny być dosłownie kopiowane, lecz należy je przestudiować, zapoznać się ze sposobami rozumowania projektodawców i wybrać z nich to, co da się dostosować do naszych warunków i zamiarów. Najwyższe skoki w dziedzinie stalownictwa robiła Ameryka, a za nią — po rewolucji — Rosja Radziecka, która korzystając z wzorów amerykańskich, dostosowała je do własnych warunków i rozwijała dalej, a obecnie — po zakończeniu działań wojennych i przejściu do pracy pokojowej — planuje (w/g oświadczeń prasv) potrojenie zdolności produkcyjnej swych stalowni w ciągu najbliższej pięcioletki. Celowym więc będzie zapoznać się z rozwiązywaniem zagadnień stalowniczych w tych krajach.

Wielkość pieców martenowskich w Stanach Zjednoczonych.

Pierwszy amerykański piec martenowski o znaczeniu przemysłowym miał pojemność 5 ton i był wybudowany i uruchomiony w 1870 roku w Bostonie w zakładzie „The Bay State

Iron Works“. — W 15 lat później budowano piece 15-tonnowe, a pod koniec dziewiętnastego wieku pojemność nowobudowanych pieców wzrosła do 40—50 ton. Od 1900 roku szybko zaczęła wzrastać wielkość pieców i produkcja stali. W okresie 1900—1910 r. wielkość nowobudowanych pieców wzrosła do 75 ton, w następnym dziesięcioleciu przekroczyła — 100 t. a w latach 1920—1940 już budowano piece stałe o pojemności 125—250 ton, a piece przechylne nawet do 400 ton.

Budowano piece stałe (Stationary Furnaces) oraz przechylne (Tilting Furnaces). Niżej przytoczona tablica Nr. 1 jest zestawieniem wszystkich pieców martenowskich zasadowych, jakie znajdowały się w stalowniach Stanów Zjednoczonych w 1935 roku i były przeznaczone do lania wlewków do walcowni. Nie podane są w tablicy piece martenowskie, które znajdowały się w odlewniach, a których pojemność nie przekraczała 50 ton. Zdolność produkcyjna pieców martenowskich w odlewniach była znaczna w porównaniu ze skalą możliwości naszych stalowni, naprz. Zakłady Mesta Steel Lomp. miały w odlewni 4 piece martenowskie o pojemności 50 ton, Zakłady The Ohio Steel Foundry — 2 piece po 30 ton i jeden piec płomienny ze zdejmowanym sklepieniem, (sądownie z góry) do topienia żeliwa, opalany pyłem węglowym.

W 94-ch stalowniach było 918 sztuk pieców martenowskich zasadowych stałych i 32 przechylne, przyczym najwięcej było pieców o pojemności 80—110 t.

Stały zasadowy piec martenowski był i jest podstawową jednostką do wytapiania stali ze względu na łatwość wytapiania w nim różnorodnych gatunków stali. Inne typy pieców jak: kwaśne, lub przechylne, cieszyły się mniejszą popularnością z powodu ograniczonych ich możliwości pod tym względem i gorszych gospodarczych wyników. Sposoby Bessemerowski i Thomasowski, którymi w drugim dziesięcioleciu otrzymywano od 20—35% wszystkiej wytapianej stali zaczęły zatracać swe znaczenie i od roku 1920-go ilość wytapianej tymi sposobami stali zmalała znacznie. W ciągu ostatnich pięciu lat przed wojną — stalownicy amerykańscy ustalili określony pogląd na najbardziej racjonalny — pod względem gospodarczych wyników — typ pieca martenowskiego. Za taki uznali zasadowy piec martenowski stały o pojemności 125—150 ton. Główny konstruktor pieców martenowskich firmy Mc Kee w Cleveland — inż. William Buell pisał

TABLICA Nr 1

Ilość zasadowych pieców martenowskich w U. S. A. w 1935 r.

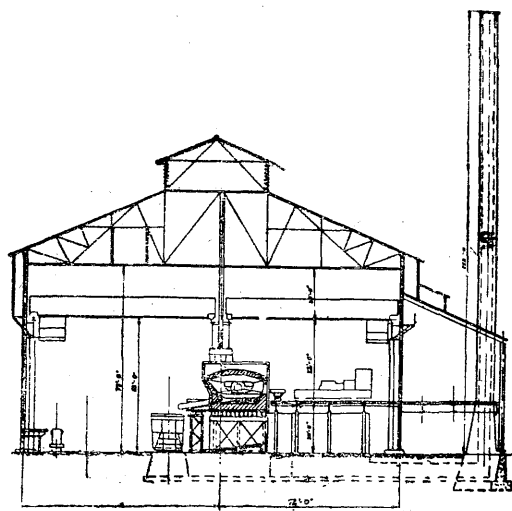
	Piece stałe							Piece przechyłne
	Ilość hut	Do 49 t	50 do 79 t	80 do 109 t	110 do 149 t	150 do 199 t	200 tn i wyżej	
Pittsburgh	20	38	110	93	5	—	—	16
Chicago	10	—	58	60	10	21	3	6
Valley	7	—	15	38	9	—	1	—
Philadelphia	13	22	17	54	12	9	—	7
Cleveland	9	—	7	61	8	—	2	—
Wheeling	4	8	—	—	11	6	6	—
Detroit	2	—	—	7	3	12	—	1
Buffalo	4	3	4	22	8	6	1	2
Southern	4	—	9	9	—	9	—	—
Ohio River	4	1	16	10	8	—	—	—
Western	9	21	23	1	—	—	—	—
St. Louis	5	12	11	3	—	—	—	—
Eastern	3	—	6	—	—	—	—	—
Razem:	94	103	276	383	82	63	11	32

w swym dziele na ten temat: Obecnie istnieje zupełnie określona tendencja do standaryzacji jednostki o pojemności 125—150 t, jako najbardziej ekonomicznej wielkości pieca w nowoczesnej praktyce". Takież poglądy wypowiadali i kierownicy drugiego znanego biura konstrukcyjnego „Open-Hearth Combustion“ w Chicago.

Biuro to projektowało wszystkie piece martenowskie na zlecenie firmy Brassert. W nowoczesnych stalowniach amerykańskich, należących do najważniejszych koncernów stalownianych, jak: Carnegie Illinois Steel Corpor, Bethlem Steel Comp i inne w ostatnich dziesięciu latach budowano standaryzowany typ pieca stałego (pod względem wielkości) na 150—160 ton. Nieco starsze stalownie w tych samych hutach posiadały również standaryzowane piece, lecz mniejsze, o pojemności 100—110 ton. Jest to najbardziej rozpowszechniona wielkość pieca i mniejsze huty posiadały przeważnie ten

Stalownie. W jednej stalowni normalnie nie spotyka się więcej jak 14 pieców i jeden mieszalnik. Jeżeli huta potrzebuje więcej stali do przewalcowania, niż może otrzymać z 14-tu pieców, to buduje dwie lub trzy stalownie, jak naprz. huty Gary, Południowe Zakłady koło Chicago, Huta Bethlem Steel Comp. koło Buffalo i inne. Każda z takich stalowni posiada własnego szefa i własną administrację. Nowoczesną stalownię z 14-tu pieców 125—150 ton oblicza się na produkcję 1,000.000 do 1,300.000 ton stali rocznie i uznano ją przed samą wojną za najbardziej gospodarczo racjonalną, na-

dającą się do produkcji wszelkiego rodzaju stali węglistych i niskostopowych. Długość hal przyjmowana 100—105 stóp na jeden piec. Na szkicu Nr. 2 podano przekrój budynków sta-



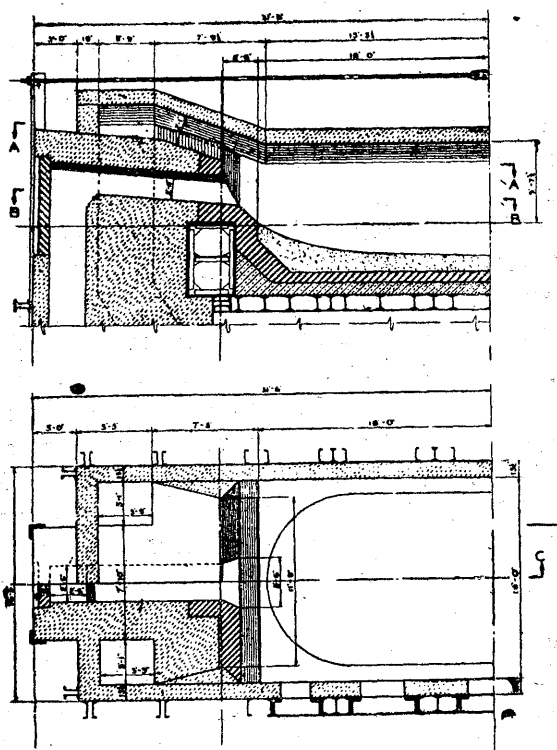
Rys. 2. Przekrój przez hale pieców martenowskich w fabryce Jones and Laughlin w Pittsburgu

lowni; składa się on z 3-ch hal: rozlewniczej, piecowej i składu na dodatki. W nowoczesnych hutach, jak wyżej przytoczone, gospodarka złomem stanowi specjalny dział. Stalownia otrzymuje złom już załadowany do koryt na specjalnych wózkach, wąskotorową kolejką, wprost na pomost pieca (p. szkic Nr. 2), gdzie wózki z korytami zatrzymują się wzdłuż pieca na poziomie okien wsadowych. Suwnica wsadowa chodzi po równoległym szerokim torze, nie robi ruchów obrotowych, jedynie wpychanie koryt do pieca, wysypywanie złomu, wyciąga-

nie i stawianie koryt na wózkach, które prze-
suwają się stopniowo. W ten sposób są dostar-
czane na pomost także topniki oraz ruda. Sadze-
nie pieca 150 ton, do którego wsad złomu stano-
wił ok. 80 ton, a kamienia wapiennego ok. 20 ton,
trwało przeciętnie 1 godz. Oczywiście złom był
pierwszorzędny, ciężki gruby, oraz paczki hy-
draulicznie prasowane. Do obsługi 14-tu pieców
służą 4 wsadzarki, przyczym oblicza się, że
jedna wsadzarka jest w stanie obsłużyć 5 pie-
ców; czwarta wsadzarka służy jako rezerwa.
Również hala rozlewnicza posiada tylko 3 su-
wnice po 250 ton nośności, przyczym liczy się
jedną suwnicę na 5 pieców, a czwarta zapaso-
wa. Większość stalowni leje znormalizowane
wlewki o wadze 10 ton. Lanie odbywa się prze-
ważnie z góry, przyczym przy laniu stali uspo-
kojonej na szyny, resory itp., wlewnice otrzy-
mują nadstawki nadlewowe. Wlewnice są do-
starczane do stalowni już na wózkach, tu w ra-
zie potrzeby dostawia się tylko nadstawki,
do czego służy specjalny pomost przy ścianie
zewnątrzniej hali rozlewniczej z lekką suwnicz-
ką konsolową. Po rozlaniu stali do wlewnic, lo-
komotywka odwozi je do hali z wypychaczem
i piecami wgłębnymi zgniatacza. Do obsługi
mieszalnika i podawania płynnej surówki do
pieców, służy suwnica 125 ton (p. szkic).
Koszt takiej nowoczesnej stalowni o 14-tu pie-
cach wraz z budynkiem i pomocniczymi urzą-
dzeniami był obliczany przez amerykańców przed
wojną na 10.000.000 dolarów. Takie rozmiesz-
czenie stalowni, przy którym nie ma składu
złomu w sąsiedztwie hali pieców, w razie opa-
lania pieców gazem czadowniczym pozwala po-
stawić czadnice w pobliżu pieców, — przez co u-
nika się wielu strat, powstających w razie dłu-
gich przewodów gazowych, wskutek konden-
sacji smoły i obniżania się temperatury gazu
dopływającego do regeneratorów. Przy innych
rodzajach paliwa, znacznie częściej spotyka-
nych w stalowniach amerykańskich niż gaz
czadnicowy, ten argument nie odgrywa roli.

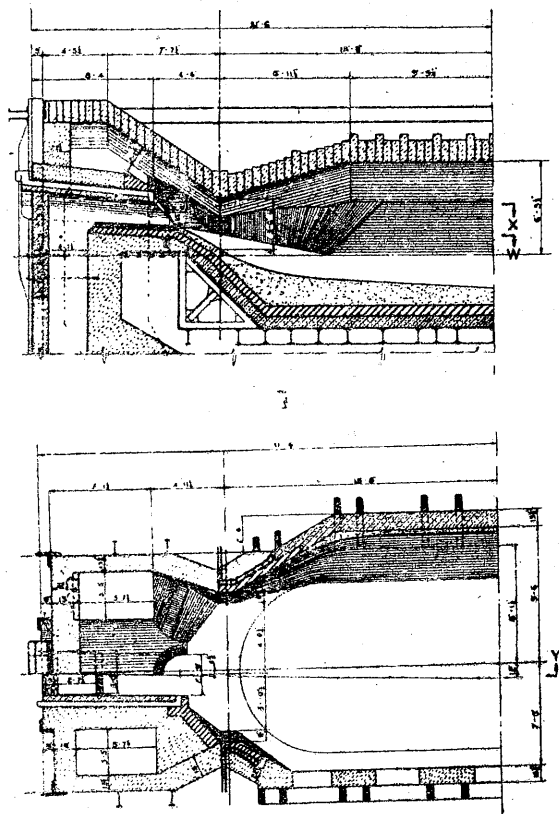
Konstrukcja pieców. Przy rozwiązywaniu
zagadnień technicznych i organizacji pro-
dukcji należy zawsze stawiać następujące
zadania: 1) wysokość produkcji, 2) jej jakość,
3) prostota i łatwość pracy, 4) rentowność, tj.
jaknajniższy koszt własny. Tymi zasadami wi-
nien kierować się technik, nie ustając w tru-
dzie wyszukiwania najlepszych rozwiązań,
prowadzących do celu. Piec martenowski jest
urządzeniem względnie skomplikowanym i
łatwo psującym się przy panujących w nim
temperaturach. Przy podobnych pozornie kon-
strukcjach pieców, rozchód paliwa, czas trwa-

nia wytopu, oraz koszty remontów — są różne.
W Ameryce koszt przerobu w piecu martenow-
skim wahał się przed wojną od 2,5 dolara do
4,5 dolara na tonę wytopionej stali, a rozchód
paliwa od 1,2 miliona kal. do 2-ch milionów
kal., przy czym mniejsze cyfry odnosiły się do
nowszych stalowni, w których zastosowano no-
we zasady budowy pieców. Niezależnie od pa-
liwa, którym opalano piec, ustalone zostały
pewne zasady konstrukcyjne i nie do pomysle-
nia było, żeby które biuro konstrukcyjne pro-
jektowało nową stalownię bez uwzględnienia
tych zasad. Dociekania i rozważania teoretycz-
ne, oraz próby praktyczne były prowadzone w
dalszym ciągu, a każda opatentowana nowość
była podchwytywana przez wszystkie biura
i realizowana dopóty, dopóki nie została wy-
rugowana przez inną lepszą. Normalnie stalow-
nie po wypróbowaniu inowacji na jednym pie-
cu, przerabiałały wszystkie piece wg. nowego
rysunku. Niżej przytaczam 3 przykłady prze-
róbki starych typów pieców na nowe bardziej
nowoczesne. Szkice 3 i 4 — to stare i nowe roz-



Rys. 3.

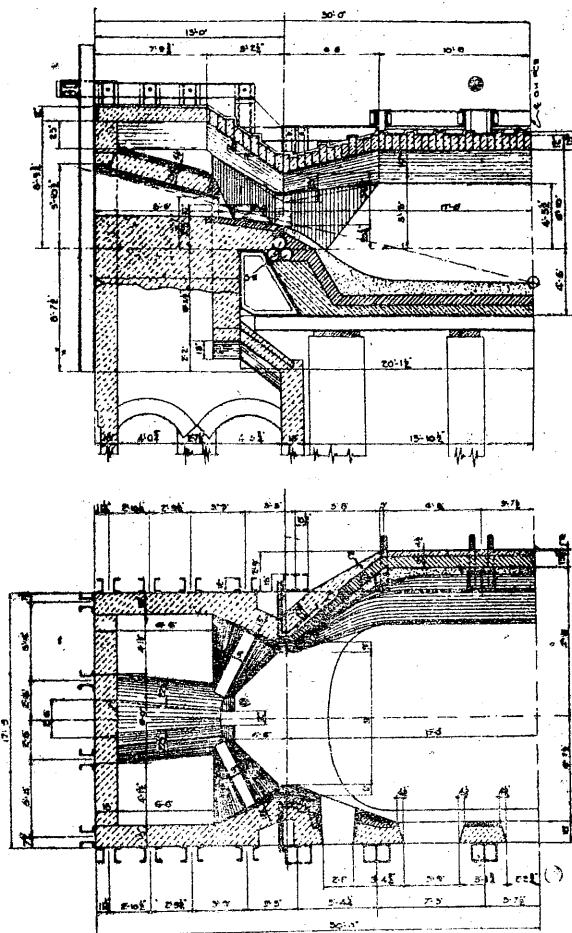
wiązanie konstrukcji pieca na gaz czadnicowy
szkice 5 i 6 — stary i nowszy piec opalany ro-
pą, gazem koksowym lub ziemnym. Inny nie-
co sposób nowego rozwiązania pokazano na
szkicu 7. Wreszcie na szkicach 8 i 9 pokazano
stare i nowe rozwiązanie dla pieca pracujące-
go na gazie ziemnym, doprowadzonym palni-
kami bocznymi. Wszystkie nowsze rozwiązania



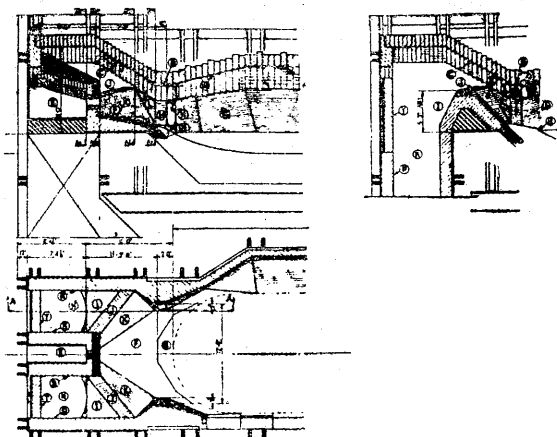
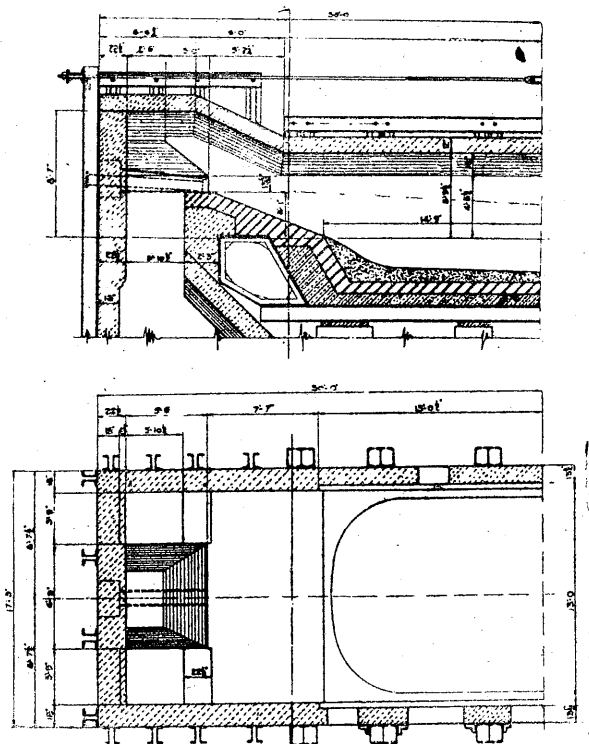
Rys. 4.

miały tak zwaną „Ventur Port“ (bramę venturi), niezależnie od rodzaju paliwa i sposobu jego wprowadzenia z czoła czy z boku. Zwężenie w bramie jest chłodzone wodą w celu zapobieżenia wypalaniu się rogów i w rezultacie roz-

szerzania bramy. Szerokość bramy wlotowej normalnie stanowi 50% szerokości pieca. Drugą wspólną cechą wszystkich nowszych rozwiązań jest sklepienie żebrami. Normalnie żebra stanowią $\frac{1}{4}$ długości sklepienia, a $\frac{3}{4}$ — cegły normalne sklepieniowe. Żebra zapobiegają

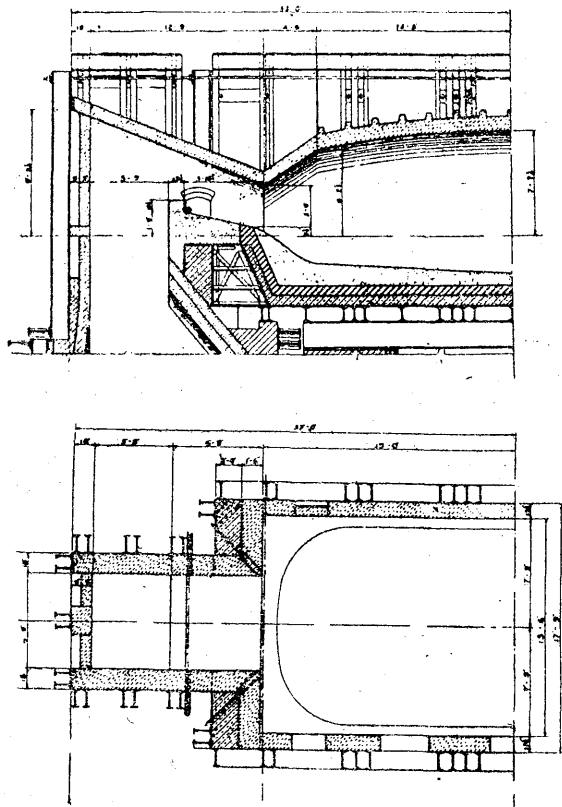


Rys. 6.



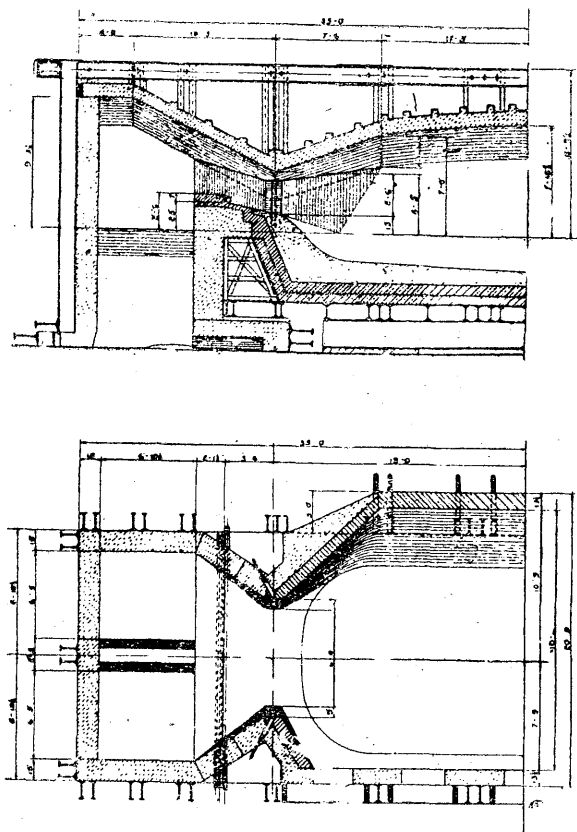
Rys. 7.

fałdowaniu się sklepienia i nieoczekiwanemu zawaleniu się przed końcem kampanii pieca. Normalna grubość sklepienia wynosi 375 mm (15 cali), a w żebrach 450 mm (18 cali). Takie



Rys. 8.

sklepienie wytrzymuje normalnie 200 wytopów, jedynie w okręgu Chicago, gdzie posiadano lepszy gatunek dynasu, sklepienia wytrzymywały 250 do 300 wytopów. W ostatnich

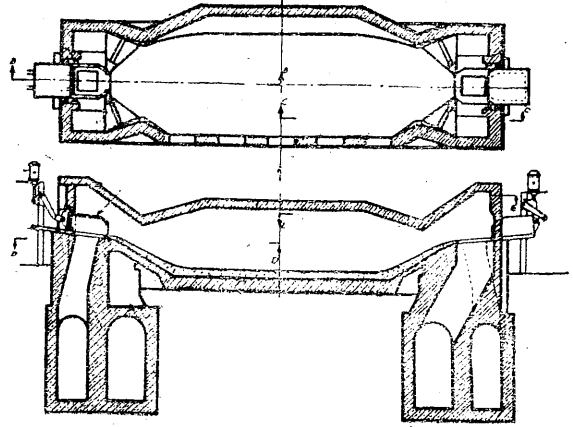


Rys. 9.

latach przed wojną do dużych pieców ponad 185 ton, zaczęto stosować sklepienia o grubości 450 mm, a w miejscach występów żeber — 560 mm (22,5 cala). Materiałów zasadowych do budowy sklepień do końca 1937 roku nie stosowano, próby w tym kierunku nie dały zadowalniających wyników. Europa pod tym względem wyprzedziła Amerykę. Tu zjawily się lowinity, ankryty, i radexy w Czechach i Austrii, które przed wojną nie tylko zyskały prawo obywatelstwa w stalowniach europejskich, lecz zaczęły robić poważną konkurencję dynasowi, gdyż pomimo dużego kosztu sklepień zasadowych, dawały one możliwość forsować piec i skracać czas wytopu. Najlepsze wyniki dawały sklepienia z radex'u (mieszanka magnezytu, tlenku glinu i rudy chromowej). Sklepienia w nowszych rozwiązaniach są budowane wyżej nad powierzchnią kąpeli, co zwiększa ich wytrzymałość. Następną wspólną cechą nowszych konstrukcji jest pochyła tylna ściana; pochylenie jej wynosi 40° do poziomu i ma na celu utrzymać narzucany granulowany dolomit (surowy), który chroni obmurze ściany od wypalania. Dobrze konserwowana za pomocą ochronnej warstwy dolomitu, pochyła ściana wytrzymuje kilka kampanii pieca bez przemurowania. Złą stroną pochyłej ściany jest zbyt szerokie sklepienie. W ostatnich czasach zaczęto robić sklepienia podwieszane, co w wypadku użycia radex'u — jako materiału sklepienia — jest wprost niezbędne. Rozwiązanie konstrukcyjne główek pieca, szybkości i kierunku gazów przy wlocie, oraz wzniesienie sklepienia nad kąpielą mają pierwszorzędne znaczenie dla sprawności pracy pieca i przebiegu procesu wytopu. Najszybszym sposobem przekazywania ciepła kąpeli jest promieniowanie, dlatego płomień winien być świecący, a obszary świecenia znajdować się nad samą powierzchnią kąpeli. Źródłem świecenia są normalnie rozżarzone, stałe cząsteczki C, które jeszcze nie zdążyły się spalić lub inne. W wypadkach gazu ziemnego, którego główną składową część stanowi metan CH_4 , i który przy dobrym wymieszaniu z powietrzem szybko się spala, trzeba pewnego kunsztu, żeby otrzymać płomień świecący: przed wlotem do obszarów nad kąpielą, winna być już zaawansowana reakcja rozkładu metanu i tworzenia się CO, i taka mieszanina CH_4 , CO, H_2 i C (in statu nascendi) winna pod pewnym kątem być kierowana na kąpiel w pierwszej połowie pieca, a powietrze wtórne pod większym kątem pokrywać ją; w tym wypadku tuż nad kąpielą otrzymamy oślepiające ostre świecenie, a wyżej nad

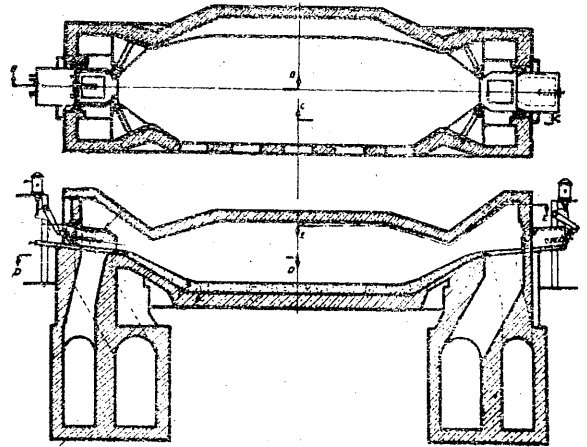
plamieniem ujrzymy i sklepienie i tylną ścianę. Jeżeli obszar świecenia — wskutek nieprawidłowego kierunku wlotu gazów — wznie się wyżej pod sklepienie, to cierpi to ostatnie, a kąpiel zbyt powoli się nagrzewa. Przy innych paliwach, jak: gaz czadnicowy, kokso- wy, ropa, łatwiej jest otrzymać płomień świe- cący, lecz prawo przekazywania ciepła kąpieli pozostaje bez zmiany. Dla osiągnięcia dobrej sprawności pieca i należytego wykorzystania paliwa trzeba, żeby ono możliwie więcej ciepła oddało metalowi, ściany zaś głowicy i sklepie- nie winny jaknajmniej cierpieć, dlatego: 1) palenie winno się zacząć tuż przy wlocie pali- wa do komory spalania, żeby od samego po- czątku kąpiel otrzymywała ciepło, 2) obszary świecącego płomienia, tj. obszary reakcji spa- lania — winny się znajdować najbliżej po- wierzchni kąpieli, 3) palenie winno zakańczać się w pewnej odległości od głowicy wylotowej, przed nią, gdyż zbyt długi płomień powoduje palenie głowic. Prawidła dla wlotu paliwa i powietrza do pieca wymagają określonych przekroi wlotów, gwarantujących pewną okre- śloną szybkość. Odprowadzanie zaś spalin wy- maga innych większych przekroi. Ponieważ ten sam przelot służy raz jako wlot, drugi raz jako wylot spalin, to znalezienie zupełnego prawidłowego rozwiązania nastęrcza trudno- ści. Szczególnie trudne jest prawidłowe roz- wiązanie przekroju przelotu gazowego. Przy prawidłowym rozwiązaniu kwestii szybkości wlotu gazu — otrzymujemy zbyt mały przekrój dla odprowadzenia spalin przez komorę gazo- wą w porównaniu z przekrojami przelotów po- wietrznych i zwykle komory gazowe są mniej nagrzane od powietrznych. Tej trudności niema przy jednokomorowych piecach (z każdej stro- ny), opalanych ropą, gazem kokso- wym lub ziemnym. Przy dwukomorowych piecach sto- suje się kompromis. Ze względu na koniecz- ność utrzymania prawidłowej szybkości i kie- runku wlotu, mniej uwagi zwraca się na pra- widłowy rozdział spalin w komorach. Dla u- trzymania stałego przekroju wlotu gazu, przez całą kampanię pieca, stosuje się różne sposo- by chłodzenia zabezpieczające wlot od wypa- lania (p. wyżej podane szkice). Były dyrektor huty „Wisconsin Steel“ (koło Chicago) — Ro- se zastosował ruchomy wlot metalowy dla pa- liwa. Na szkicu Nr. 10 i 11 pokazano dwa roz- wiązania: pierwsze — dla mieszanki gazów 35% kokso- wego i 65% wielkopieczowego (war- tość opałowa ok. 2100 kal/m³), drugie dla ro- py, gazu ziemnego, lub kokso- wego, tj. dla wy- padku, gdy obie komory służą dla nagrzewu

powietrza, a paliwo zimne wprowadza się w strumień pierwszego powietrza. W tym rozwią- zaniu uczyniono zadość zasadzie małego prze- kroju dla wlotu, a dużego dla odprowadzenia spalin. Piece tego typu pracowały zadawalnia-



Rys. 10.

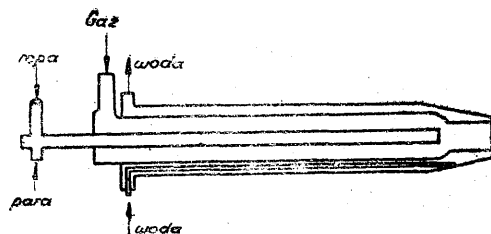
jąco i dawały lepsze wyniki od innych rozwią- zań. Normalnie amerykańskie przy projektowa- niu pieców, przewidują możliwości stosowa- nia różnych paliw do jednego pieca, licząc się ze zmiennymi możliwościami otrzymywa-



Rys. 11.

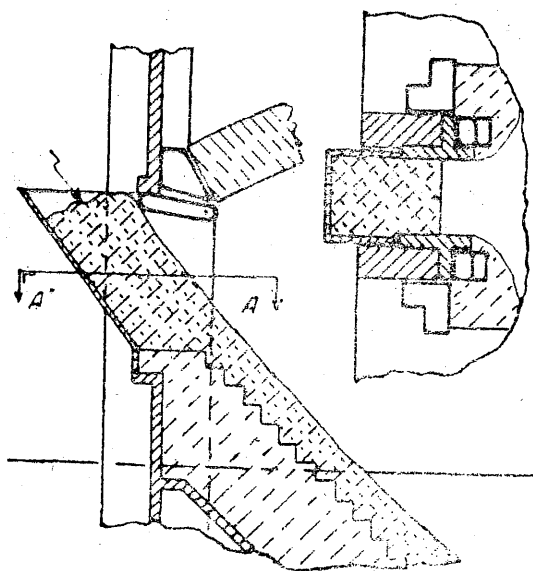
nia tego lub innego paliwa w zależności od pory roku, dni świątecznych, a nawet dnia i nocy. Np. gaz ziemny otrzymują huty łatwo w lecie, w zimie zaś jest on zużywany w więk- szej ilości dla celów opałowych w miastach. Gaz kokso- wy jest w większej ilości w nocy, w święta i zawsze w czasie bezczynności in- nych działów huty. Natomiast brak jego od- czuwa się na pierwszej zmianie w dni robocze, gdy inne instalacje, spożywające go, są czynne. Dlatego rozpowszechniony jest w hutach ame- rykańskich kombinowany palnik na gaz i ro-

pe, który może — na życzenie — wprowadzać do pieca to, lub inne paliwo, lub oba jednocześnie (p. szkic Nr. 12). Tak pracował Ford w Detroit — 9 pieców po 100 ton, Otis Steel koło Cleveland i inne huty.



Rys. 12. Palnik kombinacyjny na gaz i ropę

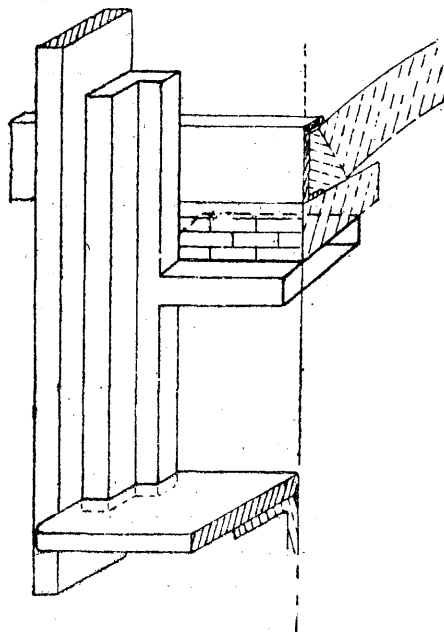
Przednia ściana. Ta część pieca sprawia najwięcej kłopotu konstruktorom. O ile dla tylnej ściany — przez nadanie jej pochylności — znaleziono rozwiązanie, które spotkało się z uznaniem inżynierów metalurgów i stało się modne wśród konstruktorów, to konserwacja przedniej ściany wciąż jeszcze sprawia trudności i jest kosztowna. Szereg pomysłów wypróbowano przed wojną w celu ułatwienia konserwacji poszczególnych części przedniej ściany. Henri Rateau opatentował sposób konserwacji przedniej ściany między oknami wsadowymi — za pomocą wprowadzenia zasadowego, granulowanego materiału (dolomit, magnezyt) wg. pomysłu, uwidocznionego na szkicu Nr. 13. To urządzenie wymaga wprowadze-



Rys. 13. Przednia ściana Rateau

nia znacznych ilości dodatkowej wody chłodzącej, co sprawia dużo kłopotu, a widocznych praktycznych korzyści nie osiągnięto, dlatego też sposób ten nie znalazł szerszego zastosowania. Również patent John'a Thornton'a, mający na celu wyeliminowanie z przedniej ściany skle-

pionek nad oknami wsadowymi za pomocą występu w ramie okiennej, chłodzonego wodą p. szkic Nr. 14) nie stał się modnym w Amery-

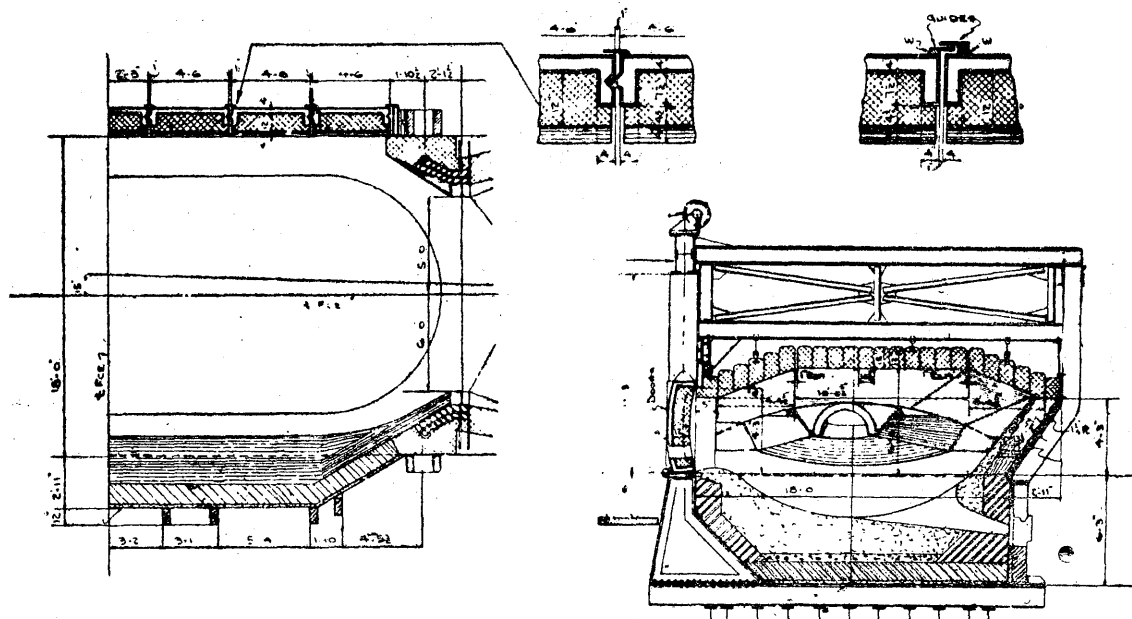


Rys. 14. Rama Thortona
ce. Niektórzy niemieccy konstruktorzy reklamowali podobne urządzenia w celu zwiększenia wysokości okien wsadowych, co ułatwia sadzenie lekkiego, zajmującego dużą objętość złomu do pieca. Nie mam danych co do realizacji tego sposobu w nowych hutach niemieckich, jednak nie sądzę, by on znalazł szersze poparcie wśród inżynierów stalowników, którzy dążyli raczej do należytego przygotowania złomu do sadzenia przez prasowanie hydrauliczne w duże paczki o wadze — do 1000 kg.

Najbardziej radykalny sposób pozbycia się kłopotów z przednią ścianką został opatentowany przez S. Naismith'a — autora patentu na pochyłą tylną ścianę (kierownika budowy i remontu pieców martenowskich w Koncernie Carnegie). S. Naismith wyeliminowuje zupełnie przednią ściankę, robi okno na całą długość pieca i zamyka je ciągłą klapą, złożoną z 7-miu elementów (The continous door arrangement). To rozwiązanie pokazano na szkicu Nr. 15; w większej skali podano dwa rozwiązania prowadzenia klap. Sposób ten wymaga znacznych ilości wody chłodzącej i sprawia dużo kłopotu przy konserwacji urządzeń doprowadzających wodę w warunkach pracy pieca martenowskiego. Konstrukcja pieca bez przedniej ściany nie spotkała się z entuzjazmem stalowników praktyków tak ze względu na skomplikowane urządzenia chłodzące, jak i ze względu na trudność przebudowy istniejących już pieców wg. nowego pomysłu, tym bardziej

że nie wzbudzał on wiary, że przez wyeliminowanie przedniej ściany zmniejszy się ilość kłopotów i piece będą lepiej pracować. Raczej obawiano się zwiększonego rozchodu paliwa i gorszych gospodarczych wyników. Zastosowanie specjalnie ciężkiej wsadzarki i ładowa-

Zastosowanie dodatkowych palników ruchomych w klapach i intensywne doprowadzanie przez nie dodatkowego ciepła do pieca w okresie bezpośrednio po załadowaniu wsadu w celu skrócenia okresu topienia (p. artykuł inż. Borejdo) jest pomysłem mocno docenianym



Rys. 15. Przednia ściana Naismitha

nie całego wsadu naraz w tego rodzaju piecach (co opisuje inż. Borejdo w wymienionym na wstępie artykule, skracając czas sadzenia do kilku minut, daje pozornie poważne dodatkowe argumenty na korzyść tego rozwiązania. Przeciw tym argumentom stalownicy — praktycy wysuwają zastrzeżenia: 1) trudność prawidłowego rozmieszczenia wsadu w piecu. Normalnie przy niskim spodku, winien być na spód sadzony topnik, a następnie złom **równą warstwą** po całej długości pieca, żeby powstające w czasie nieprawidłowego sadzenia góry nie naruszały prawidłowego kierunku gazów w piecu. Przy narastającym (wysokim) spodku sady się na dno warstwę drobnego złomu, następnie topnik, który przykrywa się pozostałą ilością złomu. — 2) Sadzenie oddzielnymi korytami — przy dobrze przygotowanym złomie i sprawnej wsadzarce trwa ok. 1 godz., jak podano wyżej i nie powoduje takiego ostudzenia komory pieca, jak to ma miejsce przy pełnym otwarciu całej przedniej ściany dla wsadzenia pełnego wsadu naraz; przy stopniowym sadzeniu korytami, złom może być układany w piecu więcej prawidłowo i nim się zakończy sadzenie górnych warstw, wcześniej wsadzone porcje, są już znacznie podgrzane. Po otrzymaniu danych z praktyki ostatnich lat, można będzie stwierdzić, które z przytoczonych argumentów przeważały.

przez metalurgów, nie tylko ze względu na dodatkowe źródło dopływu ciepła w okresie, kiedy piec najwięcej ciepła potrzebuje dla nagrzania i stopienia zimnego wsadu, lecz i ze względu na możliwość wyeliminowania w ten sposób chłodzącego wpływu zimnego powietrza, zasysanego przez szczeliny pod klapami i z boków, co normalnie ma miejsce wskutek niższego od atmosferycznego ciśnienia w piecu na tych poziomach (normalnie — jak wiadomo — neutralna linia ciśnienia w piecu leży prawie na połowie wysokości klap). Tym dodatkowym palnikom należy głównie przypisać sukces w wypadku, opisanym przez inż. Borejdo. — Sposób ten może być stosowany niezależnie od konstrukcji przedniej ściany i w czasie wojny był propagowany wśród stalowników niemieckich. Słabe jego rozpowszechnienie przypisać należy brakowi odpowiedniego taniego wysokokalorycznego paliwa w dyspozycji hut. Stalownie posiadające gaz koksowy i stosujące go czy to w postaci mieszanki z gazem wielkopieczowym, czy też jako dodatek do gazu czadnicowego, czy też jako samodzielne paliwo do pieców martenowskich, winny rozważyć możliwość zastosowania dodatkowych przenośnych palników w klapach wsadowych. Jak z powyższego wynika, żaden z nowszych pomysłów konstrukcyjnych ściany przedniej pieca martenowskiego, nie znalazł pełnego u-

znania i nie stał się modnym, gdyż nie zmniejszał radykalnie kłopotów stalownika. Jedyne poglądy na ramę okna wsadowego, a poniekąd i klapę samą — ustabilizował się. Otóż powszechnie zaczęto stosować ramę spawaną, intensywnie chłodzoną wodą, gdyż taka rama zachowując stałą wielkość otworu wsadowego nieco mniejszą od otworu obmurza, chroni to ostatnie od mechanicznego rujnowania korytami w okresie sadzenia. Same klapy przeważnie nie są chłodzone wodą. Jeżeli niektóre huty wprowadzają chłodzenie wodne klap, jak na szkicu Nr. 15, to tylko dla wygody obsługi pieca, gdyż zostało stwierdzone i przez inż. Buell'a teoretycznie wyjaśnione, że długość trwania wymurowania klapy przez wprowadzenie chłodzenia wodą, nie zwiększa się.

Głębokość kąpieli. Poglądy metalurgów na najbardziej korzystną głębokość kąpieli nie są ustabilizowane. Amerykanie projektowali 150-ciotonowe piece dla Rosji Radzieckiej o głębokości kąpieli — 730 mm, jednak po kilku latach pracy Rosjanie zaczęli pogłębiać kąpiel i sami projektować nowe piece o tych samych wymiarach, jednak o znacznie głębszej kąpieli — 1100 mm, i sadzić do nich po 220 ton. Czas przebywania wytopu w piecu nieco zwiększył się, lecz w rezultacie produkcja wzrosła znacznie. Piec przechyłny dający wytopy po 340 ton w zakładach „Azow-Stal” miał głębokość kąpieli (stal i żużel) 1600 mm i dawał średnio 600 ton stali na dobę, co należy uznać za wynik b. dobry. Przy stałych piecach 300 ton, głębokość kąpieli projektowano na 1150 mm.

W sprawozdaniu inż. Ralph'a Vaill'a, przedstawiciela biura Open Hearth Combustion, ogłoszonym w czasopiśmie „Open Hearth Proceeding” na podstawie badań przeprowadzonych przez inżynierów radzieckich wypowiedziano zdanie, że przy jednakowej termicznej mocy pieca głębsza kąpiel daje większą produkcję. Autor niniejszego, pogłębiając kąpiel pieca, zaprojektowanego jako 45 tonowy, sadził 65 ton i otrzymywał znacznie większą produkcję przy nieznacznym zwiększeniu długości czasu trwania wytopu. Wydajność pieca w znacznej mierze zależy od należytego przygotowania wsadu i od sposobu prowadzenia wytopu. Rosjanie na jednakowych piecach osiągnęli lepsze wyniki od Amerykanów. Sukces ten osiągnęli nie tylko przez większy wsad, lecz i przez inną nieco więcej skomplikowaną metodę pracy, opis której nie jest tematem niniejszego artykułu. Muszę zaznaczyć tylko że wg.

sprawozdań amerykańskich, średni czas wytopu na tych samych piecach (150—200 ton) w Rosji wynosi 9,5 do 10,5 godz., w Ameryce zaś 11—12 godz. Natomiast wytrzymałość pieców w Ameryce jest nieco większa. Rosjanie poczynili duże postępy w zaoszczędzeniu czasu remontów górnej części pieca przez zastosowanie tzw. blokowego systemu naprawy. O naprawie sklepienia tym sposobem wspomina inż. Borejdo. w Zakładach Zaporozkich (p. wyżej przytoczone czasopismo „Open Hearth Proceedings”) inż. Bolszakow wprowadził reparację tym sposobem również całej przedniej ściany. Sklepienie i przednia ściana zostały rozbite na elementy, które są zawczasu wymurowane w specjalnych klamrach — ramach. Po zatrzymaniu pieca wyjmuje się zużyte spalone części, oczyszcza i przygotowuje miejsca styku i wstawia nowe elementy, najpierw filarki między oknami klap, następnie sklepienka przedniej ściany i wreszcie elementy sklepienia. W ten sposób cały remont 200 tonowego pieca został wykonany w 15 godzinach. Tak wyremontowany piec nie wykazał zmniejszonej wytrzymałości. Rozważań nad dolną częścią pieca nie przytaczam, gdyż te normalnie sprawiają stalownikom mniej kłopotów.

Zakończenie. Przed przystąpieniem do projektowania nowej huty należy zapoznać się z doświadczeniem amerykańskim i rosyjskim w tej dziedzinie, tak z lat przedwojennych, jak i z okresu wojny, kiedy warunki pracy hut były odmienne od normalnych. Następnie winno być określone zadanie, jakie należy postawić nowej hucie pod względem ilościowym i jakościowym. Najbardziej modne tuż przed wojną w Ameryce i Rosji były stalownie o piecach stałych 150-cio tonowych, przyczym Rosjanie przejawiali skłonność do przerabiania ich na piece 200-tonowe. Taka stalownia o 14-tu piecach jest w naszej skali potężną jednostką produkcyjną i nadającą się do produkowania nie tylko zwykłych lecz i wysokich gatunków stali wg. zasad tzw. metalurgii kierowanej. Osiągalna wydajność takiej stalowni zależy od stosowanych metod pracy: sposobu przygotowania wsadu, udziału surówki we wsadzie i jej jakości, sposobu postępowania z żużlem, jakości materiałów ogniotrwałych, które w żadnym innym dziale hutnictwa nie odgrywają tak dominującej roli jak w stalowni, i wreszcie od straty czasu na remonty. Amerykanie obliczają roczną produkcję takiej stalowni na 1.250.000 ton, Rosjanie osiągnęli z jednego pieca do 120 a nawet 125 tys. ton rocznie przy zwiększonym wsadzie

(przy pogłębieniu kąpielii) i nieco innej metodzie pracy. Dla zaopatrzenia takiej stalowni w surówkę płynną, Amerykanie przewidują 2 wielkie piece o dziennej produkcji 900—1000 ton każdy. W naszych warunkach przy przewidywaniu mniejszych wielkich pieców o dziennej produkcji 600 — 700 ton należy przewidzieć minimum 3 wielkie piece i miejsce na 4-ty. Wszystkie piece winny być należycie wyposażone w aparaty kontrolne, bez których nie do pomyślenia jest prawidłowe prowadzenie pieców. To zagadnienie mo-

że być tematem specjalnych rozważań i dlatego w niniejszym referacie nie rozwijam go.

Jako źródła do niniejszego referatu służyły:

- 1) Czasopismo „Open Hearth Proceeding“;
- 2) książka inżyniera Buell'a „Open Hearth Furnaces“;
- 3) Wyjaśnienia udzielone mi przez amerykańskich inżynierów S. Naismitha, R. Vaill'a, Buell'a, Danfort'a i innych.
- 4) Własne sprawozdanie ze zwiedzania hut amerykańskich.

Zbigniew JAGLARZ

Inż. metalurg

Możliwości produkcji walcowni badane chronometrażem

Celem wydania sądu, czy urządzenie dane działa sprawnie, musimy zbadać każdy z jego elementów oddzielnie i sprawdzić, czy całość ich uzupełnia się i daje synchroniczne harmonijne działanie. Dewiza sformułowana przez Taylora, że „nic z tego, co człowiek czyni nie jest niedostępne zbadaniu, zanalizowaniu i ulepszeniu“ — winna być dla dobrego zorganizowania pracy na urządzeniach przez kierownictwo stosowana. Dla właściwego planowania pracy na poszczególnym agregacie muszą być nam znane jego możliwości produkcyjne w czasie, jak również jego mankamenty i „wąskie przekroje“ hamujące pełną wydajność tego zespołu.

Dla celów tych już pierwsi badacze zastosowali analizę: wykonania pewnej pracy w ciągu określonego czasu na takim czy innym urządzeniu. Badaniami takimi zajmowali się uczeni U. S. A. jak Fredic Taylor, Henry Gantt, Harrington Emerson, F. B. Gilbreth. Specjalnie w stosunku do urządzeń walcowniczych prace w tym kierunku wykonali i opracowali metodą pomiarów Prof. W. Tafel i E. Schneider, Inż. O. Kasper, Prof. Adamiecki i Inż. Bedeaux. Badania tego ostatniego obejmują całokształt pracy ludzkiej i są opatentowane.

Praca wykonywana przez jakiś zespół walcowniczy składa się z 2 rodzajii pracy: 1) maszynowej i 2) ludzkiej. Całość pomiarów musi uwzględniać sprawne działanie tych 2 elementów.

Prowadzone badania dają nam analizę tak samego urządzenia mechanicznego jak również określają ilość osób koniecznej jego obsługi;

w ten sposób mogą dać jasny obraz kosztów jego produkcji.

Prototypem badań jest zasada Taylora rozbić i rozczłonkować każdą operację na najprostsze elementy składowe, dotrzeć do wszystkich ruchów, jakie przy danej operacji są wykonywane i zbadać, czy są one niezbędne i celowe, ile zużywają czasu. Pomiaru przeprowadzone są na podstawie obserwacji i przy pomocy chronometrażu względnie gdy chodzi o zbadanie okresów zmian ruchu zapoczątkowana została przez Gilbert'a metoda zdjęć kinomatograficznych. Do biegu taśmy włączony jest zegar pozwalający robić odczyty czasu z dokładnością do 0,00005—0,00002 minuty.

Celem ulepszenia badanej pracy możemy wprowadzić inne kombinacje ruchów bardziej celowe i niezbędne. Dotyczy to tak działania urządzenia mechanicznego jak i pracy ludzkiej (w tej ostatniej musi się uwzględnić poważnie psychikę pracownika).

Przykładem dostatecznie przemawiającym za analizą wykonywania pracy na pewnych urządzeniach są ostatnie osiągnięcia produkcyjne w przemyśle U. S. A. w czasie obecnej wojny:

Produkcja jednego z pierwszych okrętów typu „Liberty“ wymagała 1,700.000 człowiekogo-dzin. Przeanalizowanie operacji i udoskonalenie dalszej produkcji doprowadziło do zużycia tylko 247.000 człowiekogo-dzin na budowę takiego okrętu, co pozwoliło zwiększyć produkcję prawie 7-krotnie i zmniejszyć odpowiednio kosztu wykonania.

Dokładna analiza czasu stosowana w przemyśle obrabiarkowym U. S. A., badanie działania mechanizmów i celowości operacji i ruchów, spowodowała zastosowanie w przemyśle lotniczym nowych typów obrabiarek. Przytoczone niżej dane mówią same za siebie:

Badanie działania nożyc, pił, chłodzi. b) Zmniejszenie czasu przerw w walcowaniu jak również skrócenie czasu biegu jałowego walcarki.

Rodzaj operacji	Wiercenie główki cylindra	Wiercenie zmontowa- wanego cylindra	Obrabianie gniazd dla świec	Nacinanie gwintu	Wiercenie	Razem
Ilość obrabiarek						
Dawne typy obrabiarek	42	35	5	10	4	96
Obrabiarki obecnie stosown.	1	1	1	1	1	5
Koszt obrabiarek (razem z dodatkow. urządzeniami) w tys. dol.						
Dawne typy obrabiarek	320	200	35	74	28	657
Obrabiarki obecnie stosow.	313	132	7	40	13	505
Ilość operacji						
Dawne typy obrabiarek	17	9	1	3	3	33
Obrabiarki obecnie stosow.	2	1	2	1	1	7
Ilość robotników zajętych						
Dawne typy obrabiarek	107	105	14	30	9	265
Obrabiarki obecnie stosow.	8	2	2	2	1	15
Strata czasu roboczego w godzinach						
Dawne typy obrabiarek	797.8	831.0	107.5	231.4	57.4	2034.3
Obrabiarki obecnie stosow.	8.5	9.4	13.1	16.7	0.4	47.4

Dwa są cele główne badania możliwości produkcyjnych w czasie poszczególnych zespołów walcowniczych:

I. Dla projektowania nowych agregatów walcowniczych względnie dla modernizacji zespołów już pracujących koniecznym jest dla projektodawcy określić z góry wydajności projektowanych walcarek.

II. Analiza pracujących agregatów walcowniczych w 3-ch kierunkach:

1° Techniczne i organizacyjne ulepszenie pracy zespołu.

a) Udoskonalenie urządzeń zespołu i ich ocena wykorzystania.

Badanie działania pieców grzewczych — często a zwłaszcza w starych agregatach walcowniczych spotyka się piece, których wydajność nie pokrywa się z wydajnością walcarki.

Zachodzą zazwyczaj 2 ewentualności:

1-sza Wydajność pieców jest większa od stwierdzonej nie wyzyskanej wydajności walcarki — powoduje to pracę z wysokim zużyciem paliwa.

2-ga Wydajność pieców mniejsza od stwierdzonej wydajności walcarki — powoduje niepotrzebne koszty zużycia siły na bieg jałowy.

Badanie właściwości kalibrażu (stopień jego doskonałości) zwłaszcza, gdy chodzi o pełne zbadanie całego układu walcowania, czy to układów żelaza sztabowego, czy też układów kształtowych, właściwe rozmieszczenie wykroi w poszczególnych klatkach.

2° Usprawnienie biegu.

a) Uzyskanie najwyższej wydajności.

Zasadą właściwej pracy linii walcowniczej jest, to doprowadzenie do równych czasów walcowania w każdej klatce walcarki. Chronometraż wykazuje również i stopień doskonałości osprzętu walcowniczego zespołu czy zastosowane są właściwe ławy, przepustnice, skrzynki i pazury, co powoduje łatwość wprowadzania sztuk do wykroi.

b) Ustalenie normy akordu dla danego zespołu.

c) Ustalenie właściwych premii akordowych i klucza udziału w akordzie poszczególnych stanowisk pracowników.

Specjalnemu badaniu jakościowemu i ilościowemu podlega załoga zespołu (głównie w metodzie Bedeaux). Uwzględnić dla każdego z pracowników zespołu jego specyficzne warunki stanowiska pracy i punktuje cechy, jakie

to stanowisko specjalnie od niego wymaga.

Przez rozważenie czynników takich jak:

1. okres nauki;
2. wprawa mechaniczna;
3. nabyte doświadczenie;
4. skomplikowane czynności;
5. zręczność i dokładność ruchów;
6. wyposażenie w narzędzia;
7. wpływ wykonywanej pracy na następne operacje;
8. praca zespołowa;
9. specjalna czujność i uwaga;
10. uwaga na rozkazy;
11. monotonia pracy;
12. pozycja anormalna w pracy;
13. praca na poszczególnych stanowiskach specjalnie ciężka;
14. praca nieprzyjemna (kapiąca woda);
15. ryzyko zawodowe chorób (reumatyzm, ischias);
16. wypadków (poparzenia, skaleczenia);
17. zmysł wynalazczy;
18. zmysł współpracy;
19. odpowiedzialność i zaufanie do pracy pracownika, pozwala dla każdego pracownika ustalić sprawiedliwy klucz udziału danego pracownika w płacy akordowej załogi zespołu, jak również pozwala na wybór odpowiednich jednostek na dane stanowisko pracy.

Dla celu określenia z góry wydajności projektowanego zespołu walcowniczego może być stosowana z pożytkiem metoda Tafel'a.

Metoda Tafel i Schneider. W wstępnej fazie opracowania przyjęto założenie — ostatni wykrój — t. zw. „gotowy“ wyrzuca bez przerwy dany walcowany profil (jak w maszynie do produkowania papieru). Założony w ten sposób wpływ materiał, mnoży się przez współczynnik sprawności, który waha się w zależności od typu walcowni w granicach 0,25—0,35. Tafel i Schneider wprowadzają pojęcia produkcji dla 1 klatki:

1. teoretycznej;
2. pożytecznej (pozbawionej strat);
3. rzeczywistej (zazwyczaj osiągalnej), oraz
4. pojęcie wydajności możliwej (która winna być osiągnięta).

Produkcja teoretyczna każdej klatki powstaje ze zsumowaniem czasów przejść przez czynne przy walcowaniu danego profilu wykroje w badanej klatce bez uwzględnienia czasów wprowadzeń i przerw.

Dla klatki o czynnym 1 wykroju — teoretyczny czas walcowania wynosi, długość sztuki (po jego przejściu) podzielona przez szybkość

walcowania. Czas ten możemy bez chronometrażu obliczyć i zupełnie teoretycznie $t_t = \frac{l_1}{v}$ = szybkość walcowania klatki (względnie ciągu, w którym umieszczona jest klatka).

Jeżeli w danej klatce jest kilka czynnych wykrojów, wówczas czas teoretyczny tej klatki t_t

$$t_t = \frac{l_1}{v} + \frac{l_2}{v} + \frac{l_3}{v} + \frac{l_n}{v}$$

Produkcję t. zw. teoretyczną otrzymuje się w tej metodzie dzieląc wartość 3600 sekund (1 godzina), przez wyżej obliczony czas teoretyczny t_t w sekundach, natomiast całość mnoży się przez wagę wlewka „g“ w tonach

$$P_t = \frac{3600}{t_t} \cdot g \text{ ton/godzin}$$

Analogicznie wydajność t. zw. pożyteczną (praktyczną) P_{pk} otrzymujemy

$$P_{pk} = \frac{3600}{t_{pk}} \cdot g \text{ ton/godzin}$$

gdzie t_{pk} = suma sekund (ustalona chronometrażem) od chwili wejścia sztuki do klatki aż do jej wyjścia i przechodzenia do następnej klatki: n. p. $t_{pk} = 60,2$ sek., ciężar wlewka $g = 100$ kg

$$P_{pk} = \frac{3600}{60,2} \cdot 0,1 = 6 \text{ t/h}$$

Rozważenie różnicy pomiędzy produkcją pożyteczną i teoretyczną pozwala stwierdzić, czy zastosowany układ kalibrowania jest właściwy i gwarantuje najwydatniejszą pracę.

„Rzeczywista produkcja godzinowa“ zespołu może być pobrana z ksiąg oddziałowych. (Produkcja na 1 zmianę dzielona przez ilość godzin biegu danego zespołu, czyli średnia produkcja godzinowa zespołu). Są tu uwzględnione wszelkie mankamenty zespołu w walcowaniu — zły osprzęt, zła wydajność pieców itd.

Określeniem wydajności wg. Tafel'a jest stosunek $\frac{\text{produkcji rzeczywistej}}{\text{produkcji teoretycznej}} \cdot 100 = W\%$

Według badań Tafel'a, wydajność walcarki waha się dla różnych walcowni w granicach W 55—10,8%, co odpowiada $\eta = 0,55—0,108$.

Należy jeszcze rozważyć pojęcie Tafel'a.

Wydajność możliwa (właściwa) — (sollleistung)


$W_m = \eta \cdot P_t$ (klatki pracującej w najgorszych warunkach obliczoną teoretycznie z długości walcowanej sztuki i szybkości walcowania).

Ponieważ w większości walcowni nie klatka „gotowa“ hamuje produkcję; przyjęto za obowiązujące założenie:

Produkcja teoretyczna klatki o najdłuższym sumarycznie czasie przejść (klatka hamująca) mnożona przez współczynnik wydajności η — daje określenie wydajności możliwej projektowanego zespołu z góry.



Zasada produkcji pożytecznej stosowana jest i w innych metodach, a ponieważ ustala się ją na wynikach praktycznych pomiarów chronometrażu, może być stosowana jako sprawdzian i doraźna kontrola biegu walcowni dla kierownictwa, zwłaszcza, że pomiar trwa krótko. (Zdjęcie pomiarów n. p. 1 klatki trwa conajwyżej pół godziny).

Celem zobrazowania sposobu obliczenia teo-

retycznego wydajności walcarki „z góry“ podaję przykład walcowania bednarki 40×3 mm z wlewka  ok. 140 mm o wadze 100 kg.

Wyniki tej metody porównane są w dalszym ciągu artykułu za wzorami metody O. Kasper oraz z wynikami chronometrażu praktycznie wykonanego dla metod Adamiecki i Bedeaux dla tego samego profilu bednarki 40×3 mm.

Zespół projektowany składa się z 2 linii:

Klatki walcownicze	Lp	Wymiar wykroju	F cm ²	Ciezar szt. g kg/mb w stanie gorącym	l mb	Średn. wstępna dm	v = 3,65d	t = $\frac{1}{v}$	Cykl klatki = $\frac{Sa}{t}$
Walce wstępne \varnothing 500 mm (stoczony \varnothing 469 mm) n = 70	1	145×100	135	10,0	1,00	0,367	1,37	0,73	
	2	145×75	112	84,0	1,19	0,402	1,47	0,81	
	3	110×137,5	105	79,0	1,26	0,376	1,34	0,34	
	4	110×102,5	112	77,0	1,30	0,366	1,34	0,37	
	5	Sześciokąt spłaszczony 141×62	60	45,0	2,22	0,407	1,49	1,49	
	6	 68	43,75	33,0	3,02	0,384	1,40	2,16	
	7	Romb 103,5×65	32,5	24,3	4,10	0,409	1,49	2,75	9,80
							v = 10,4d		
Walce wydłużające \varnothing 350 mm n = 200 Kl. I.	8	 52	26,0	49,5	1,64 32	0,265	2,95	0,55	
	9	Sześciokąt spłaszczony 71×30	17,0	12,8	2,5	0,320	3,35	0,75	
	10	Osadczy 32×51	15,6	11,7	2,73	0,301	3,16	0,86	2,16
Kl. II.	11	Płaski zamknięty 56×17	9,5	7,1	4,5	0,333	3,50	128.	
	12	Osadczy 17×38	6,9	5,2	6,18	0,313	3,28	1,88	3,16
Kl. III.	13	Płaski otwarty 40,5×12	4,86	3,65	8,80	0,344	3,58	2,45	
	14	Płaski otwarty 42,5×8,5	3,62	2,72	11,8	0,346	3,62	3,26	5,71
Kl. IV.	15	Płaski otwarty 44,5×5	2,42	1,82	17,6	0,348	3,65	4,83	4,83
Kl. V.	16	Płaski otwarty 44,6×4	1,78	1,33	23,5	0,350	3,67	6,4	6,4
Kl. VI.	17	Sztorc „Osadczy” 40,5×4	1,62	1,22	26,2	0,310	3,25	8,1	8,1
Kl. VII.	18	Płaski otwarty 40,5×3,04	1,24	0,93	34,5	0,350	3,67	9,4	9,4

1. Walce wstępne \varnothing 500 mm klatki 1: najniższa średnica stoczenia \varnothing 469 mm — i dla tej średnicy jako najniekorzystniejszej przeprowadzono obliczenie. Ilość obrotów na minutę = 70;

2. Walce wykańczające \varnothing 350 mm klatki 7. Ilość obrotów na minutę = 200.

Obliczenie wydajności walcarki przy walcowaniu bednarki 40×3 mm

Jak widać z obliczenia najdłuższy czas walcowania teoretyczny (cykl teoretyczny najniekorzystniejszy)

$$t_t = 0,73 + 0,81 + 0,94 + 0,97 + 1,49 + 2,16 + 2,75 = 9,85 \text{ sek.}$$

$$P_t = \frac{3600}{t_t} \cdot g \text{ ton/godz.} = \frac{3600}{9,85} \cdot 0,1 = 36,5 \text{ t/godz.}$$

Wydajność możliwa $W_m = \eta \cdot P_t$
przyjmuję $\eta = 0,20$ uwzględniając uzysk 75% = $0,20 \cdot 0,75 = 0,15$

$$W_m = 0,15 \cdot 36,5 = 5,5 \text{ t/godz.}$$

Metoda O. Kasper określa pojęcia:

- 1) produkcji teoretycznej
- 2) produkcji maksymalnej
- 3) produkcji rzeczywistej.

Całość procesu walcowania zostaje podzielona na fragmenty np. 1) klatka wstępna, 2) nożyca gorąca, 3) klatka wydłużająca I., 4) klatka wydłużająca II., 5) itd. i dla każdego z wymienionych odbywa się chronometraż czasu poszczególnych czynności sumarycznie ustalając czas trwania operacji w stosunku do jednego walcowanego pręta (sztuki).

Przyjawszy niżej podane oznaczenia:

t_{pk} = cykl rzeczywisty klatki o najdłuższym czasie walcowania;

g = ciężar wlewka;

T = najlepszy czas na odwalcowanie 1 tony danego profilu;

$$T = \frac{t_{pk}}{g}$$

P_t = produkcja teoretyczna na godzinę

$$P_t = \frac{g}{t_{pk}} \cdot 3600 \text{ ton/godzinę;}$$

P_m = produkcja rzeczywista najlepsza na godzinę uwzględnienia uzysk przy walcowaniu danego typu profilu U % co odpowiada współczynnikowi u

$$P_m = P_t \cdot u = \text{ton/godz.}$$

Np. przy walcowaniu danego profilu bednarki 40×3 mm

$$P_t = \frac{0,1}{60,2} \cdot 3600 = 6,0 \text{ t/godz.}$$

$$P_m = P_t \cdot u = 6,0 \cdot 0,88 = 5,3 \text{ t/godz.}$$

Kasper — słusznie stwierdza, że dla stworzenia normy produkcyjnej dla danego profilu na danym zespole walcowniczym, a w związku z tym, ustalenie akordu walcowania, należy uwzględnić dla każdego typu profilu — pewien niedobór w produkcji rzeczywistej najlepszej na skutek trudności walcowniczych, jakie dany profil w czasie walcowania powoduje, jak przerwy na strojenie walców, wymianę pazurów przepustnic, dodatkowe próby technologiczne dla badania czystości walcowania (na zwijarki) itp.

Trudności te O. Kasper uwzględnia przez wprowadzenie członu, k w którym wyrażone są przerwy i trudności walcowania w procencie od produkcji najlepszej.

$$\text{Prz} = P_m - k, \text{ przyjmuję dla bednarki } k = 11,4\% \text{ } P_m = 0,114 \text{ } \text{Prz} = 5,3 \cdot 0,14$$

$$\text{Np. } \text{Prz} = 5,3 \text{ t} - 0,6 \text{ t} = 4,7 \text{ t/godz.}$$

Dla ustalenia podstawy normy akordu zbiorowego dla profilu 40×3 mm, należy przyjąć najniższą produkcję 4,7 t/godz.

Szybki tzw. „kolankowy“ sposób określenia wydajności polega na tym, że maksymalny cykl klatki danego ciągu walcowanego wstawiamy do obliczenia wydajności, a z otrzymanej wartości bierzemy 75% jako średnią wydajność.

Metoda Adamieckiego.

Równocześnie z Taylor'em (styczeń 1903) rozpoczął swe prace późniejszy prof. Politechniki Warszawskiej inż. Karol Adamiecki (lutym 1903).

Badanie pracy zespołu walcowniczego metodą Adamieckiego polega na graficznym przedstawieniu całego przebiegu walcowania w poszczególnych klatkach walcowniczych, co daje dużą przejrzystość obciążenia poszczególnych klatek.

Przez swą jasność, celowość i prostotę daje szybką orientację ulepszenia układu walcowania, jak również może ilustrować przeprowadzony chronomontaż wg. innych metod.

C. d. n.

Inż. Aleksander SCHILLAK

Piec Brackelsberga

i jego możliwości zastosowania w odlewnictwie polskim

Stosowanie pieców płomiennych czyli tzw. płomieniaków w odlewnictwie polskim należy do rzadkich wypadków. Najczęściej bowiem spotykanym i typowym dla naszego przemysłu odlewniczego piecem jest żeliwiak. Najlepszym tego dowodem to fakt, że na około 350 czynnych u nas odlewni, posiadających w ruchu 600 żeliwiaków, są tylko 2 piece płomienne. Tłumaczyć to należy tym, że odlewnictwo polskie nastawione było raczej na odlewy drobne i średnie, do wyrobu których najlepiej nadają się żeliwiaki. Odlewy ciężkie bowiem o wadze 10 i więcej ton do jakich należą między innymi duże walce utwardzone, odlewane były w Polsce rzadko, najczęściej bowiem sprowadzano je z zagranicy.

Dzisiaj jednakże, kiedy odlewnictwo polskie stanęło przed całym szeregiem nowych zagadnień, kiedy gro naszych zamówień musi być wykonane w kraju, sprawa wprowadzenia i zastosowania pieców płomiennych na szerszą skalę stała się rzeczą konieczną. Nie dlatego jednakże, że do płomieniaków ładować możemy całe walce i kawały złomu nieraz o wadze kilka ton, co przy procesie żeliwiakowym jest rzeczą wykluczoną, ale dlatego, że piece te zwłaszcza przy odpowiedniej konstrukcji umożliwiają nam produkcję żeliwa wysokowartościowego i żeliwa ciągliwego, mającego coraz większe i coraz szersze zastosowanie w różnych gałęziach naszego przemysłu. Płomieniak pozwala nam bowiem na utrzymanie w ściśle określonych granicach zawartości Si i C oraz odpowiednie przegrzanie topu i utrzymanie go przez dowolnie długi okres czasu w danej temperaturze. Umożliwia nam pozatem zmianę składu chemicznego żeliwa przez odpowiedni dodatek żelazostopów. Ponadto dzięki swej mniej lub więcej utleniającej atmosferze pozwala na wprowadzenie procesu świeżenia: Si, Mn i C a tym samym podniesienia w wielu wypadkach własności wytrzymałości żeliwa.

Z punktu widzenia gospodarczego jeszcze jeden plus przemawia za szerszym ich zastosowaniem. Płomieniaki bowiem w przeciwieństwie do żeliwiaków pędzone są na węglu kamiennym długo-płomiennym i niespiekającym się jaki posiada Górny Śląsk a częściowo

także Śląsk Dolny i Zagłębie Dąbrowskie. Nie zachodzi tutaj potrzeba stosowania wysokowartościowego koksu, o małej rozkruszości i ścieralności a dużej twardości i wysokiej wartości opałowej, jakiego używać musimy przy procesie żeliwiakowym. Jest to dla nas zagadnienie podstawowe. Koksem bowiem stosowanym i używanym w odlewnictwie niedysponujemy i przed wojną sprowadzaliśmy go do tego celu z zagranicy w większości wypadków z Czech (koks ostrawski). Nasze Koksy górnośląskie, jak wiemy, posiadają twardość w granicach 48—55 a ścieralność 8—15, czyli wdg. klasyfikacji kokсів zaproponowanej przez prof. Dr. Czyżewskiego należą do klasy III lub IV (patrz tablica I.) a więc do kokсів niestosowanych w odlewnictwie a zwłaszcza przy wytopach wysokowartościowych, wymagających dużego stopnia przegrzania. Z tych względów należy w ramach rozwojowych naszego hutnictwa zwrócić większą uwagę na szerokie możliwości i konieczność stosowania płomieniaków w dziedzinie naszego odlewnictwa.

Tablica I.

Klasa	Rozkruszość W	Twardość r	Ścieralność s	U W A G I
1	100—80	100—85	0—5	b. dobry
2	80—65	85 70	0—8	dobry
3	65—50	70—55	0—10	średni
4	50—38	55—45	0—14	słaby
5	38	45	14	b. słaby (nie nadaje się do przemysłu hutniczego)

Jednym z najbardziej nowoczesnych o szerokich możliwościach płomieniakiem, odpowiadającym nowym wymogom stawianym naszym odlewniom żeliwa i staliwa jest piec Brackelsberga. Jest to piec obrotowy, przechylny. Znajduje on zastosowanie w wypadkach, gdzie w rachubę wchodzi żeliwa o wysokich własnościach, dobrej obrabialności mechanicznej i minimalnej ilości zanieczyszczeń, zwłaszcza siarką i fosforem. Ostatnio piec ten znalazł także szerokie zastosowanie do wytopu żeliwa ciągliwego i staliwa. Przy zastosowaniu bowiem gorącego dmuchu można łatwo o-

sięgnąć w nim temperatury dochodzące do 1800°C. Staliwo otrzymane z pieca Brackelsberga, jak to stwierdzono na podstawie szeregu wytopów w Niemczech i Stanach zjednoczonych, zbliża się swymi własnościami do staliwa otrzymanego w kwaśnym piecu elektrycznym.

Istota wynalazku i patentu Brackelsberga, dotycząca pieca obrotowego, opalanego pyłem węglowym, polega na zastosowaniu tego rodzaju paliwa do pieców obrotowych. Piece obrotowe były stosowane znacznie wcześniej. Pędzone są one na paliwie płynnym, przeważnie na oleju gazowym. Piece te mają normalnie tylko jeden ruch obrotowy, dokoła osi podłużnej pieca. Znalazły one zastosowanie do wytopu żeliwa szarego, żeliwa ciągliwego i do przetapiania brązu, miedzi i aluminium. Koszty przetapiania w tego rodzaju piecach, ze względu na bardzo drogie paliwo, są nieproporcjonalnie większe, aniżeli koszty przetopu w piecu Brackelsberga, zwłaszcza u nas w Polsce. Zużycie paliwa bowiem przy wytopie żeliwa szarego i pojemności pieca od 300—3000 kg wynosi 24—20% wsadu. Zużycie paliwa natomiast w piecu Brackelsberga wynosi zależnie od rodzaju przetapianego materiału 15—20% wsadu, przyczym należy podkreślić, że cena jednego kg paliwa płynnego w warunkach przedwojennych, była dwunastokrotnie wyższa od ceny pyłu węglowego.

Czas trwania wytopu w piecu obrotowym opalonym pyłem węglowym w porównaniu z piecem obrotowym opalonym olejem gazowym, jest prawie jednakowy, i w jednym i w drugim wypadku wynosi dla żeliwa około 120 minut przy wsadzie 2000 kg.

Zastosowanie pyłu węglowego jako paliwa ma poza wymienionymi już korzyściami natury czysto ekonomicznej, jeszcze cały szereg innych dodatnich stron, z pośród których najbardziej charakterystyczne są następujące:

a) Dogodność i łatwość regulacji płomienia jak również atmosfery pieca w szerokich granicach.

Regulacja ta zachodzi w palnikach pyłowych za pomocą wtórnego powietrza. Polega ona na tym, że przy nastawionym nadmiarze lub niedoborze powietrza, pozostaje ilość wdmuchiwanego pyłu niezmienna, a zmniejsza się tylko lub zwiększa

ilość wtórnego powietrza, zależnie od potrzeby i wymaganych warunków pieca.

- b) wysoka temperatura płomienia dochodząca do 80% temperatury najwyższej granicznej.
- c) Potrzeba małego nadmiaru powietrza (atmosfera pieca zbliżona do obojętnej. Idealnie prawie spalanie).
- d) Możliwość stosowania różnych gatunków węgla (wykorzystanie miału i odpadków sortowni).
- e) Jasny, długi, świecący płomień charakteryzujący się dużą intensywnością promieniowania.

Ostatnią cechą płomienia należy tymbarziej podkreślić, że w wypadkach pieców płomiennych, a więc również w piecu Brackelsberga, nagrzewanie wsadu zachodzi w 80 i więcej procentach przez promieniowanie. Jest to jedna z wybitnych przyczyn wpływająca na okres skrócenia czasu topienia wsadu i przegrzania kąpieli do żądanych temperatur odlewania.

Nie możemy tutaj jednakże pominąć innych przyczyn mających wpływ na skrócenie czasu topienia, jak konwekcji i przewodnictwa cieplnego przez wyprawę ogniotrwałą pieca. Dzięki bowiem ruchowi obrotowemu, wszystkie części wyprawy są wystawione na silne działanie płomienia. Nagrzana masa ogniotrwała pozostająca w bezpośrednim zetknięciu z płomieniem, przy ruchu obrotowym pieca, przesuwa się powoli do kąpieli, oddając jej nadmiar swego ciepła, by w dalszym ruchu powtórnie zetknąć się z płomieniem, nagrzać się ponad temperaturę kąpieli, i oddać jej na nowo w ten sposób uzyskane ciepło.

Przy takim przenoszeniu ciepła nie zachodzi potrzeba uprzedniego nagrzewania pieca do wysokiej temperatury przed rozpoczęciem ładowania, tak jak to ma miejsce w piecach martinowskich.

Dla prawidłowego przenoszenia ciepła, przez wyprawę, ważnym jest, aby swobodna przestrzeń pieca była całkowicie i równomiernie wypełniona płomieniem.

Osiąga się to przez odpowiednie ustawienie palnika płaskiego, to jest odchylenie go nieco ku górze, ku środkowi swobodnej przestrzeni

pieca, tak, aby wywiązujący się płomień w prądzie równoległym pyłu i powietrza, wypełniał całkowicie wolną przestrzeń, nieuderzając jednak nigdzie ani o ściany ani o powierzchnie kąpiel.

Przy tego rodzaju ustawieniu palnika, cząsteczki popiołu znajdujące się w stanie suspenzji, przepływają w prądzie płomienia ponad kąpielą i prawie w całości przechodzą do czopucha, nie osiadając na wyłożeniu ogniotrwałym, a tym samym nie powodując jego nadtapiania i nadgryzania.

Przez dobre wypełnienie swobodnej przestrzeni pieca i wyregulowanie spalania z minimalnym nadmiarem powietrza stwarzamy w piecu atmosferę prawie obojętną utrudniającą przenikanie tlenu do kąpeli, co szczególnie jest pożądane w wyższych temperaturach, w których proces zagazowania zachodzi normalnie bardzo intensywnie.

Poza wspomnianymi już czynnikami termicznymi przyczyniającymi się do skrócenia czasu

topienia należy uwzględnić również czynnik mechaniczny. Czynnikiem tym jest ruch obrotowy pieca. Piec bowiem do chwili całkowitego stopienia się wsadu, jest co pewien okres czasu obracany o pewien kąt. W ten sposób nieroztopione części wsadu ulegają za każdym ruchem pieca intensywnemu wymieszaniu, a przesuwanie się nagrzanej części wyłożenia ogniotrwałego umożliwia poza tym, w momencie styku, bezpośrednie przenikanie ciepła z wyprawy do wsadu.

Dalsza charakterystyczna cecha pieca Brackelsberga jest możliwość otrzymania żeliwa o niskiej zawartości węgla i strukturze drobnoziarnistej perlitycznej, o wysokich właściwościach wytrzymałościowych. Przyczynia się do tego niski węgiel, wysoka temperatura i obojętna atmosfera pieca.

Dla orientacji podajemy w ślad za inż. Bardeheuerem i Zeyenem dane zmiany składu chemicznego z dwóch wytopów żeliwa ciągliwego i jednego wytopu żeliwa szarego.

TABLICA I

Zmiana składu chemicznego wsadu w czasie procesu topienia.

		C %	Si %	Mn %	P %	S %
1) wytop żeliwa ciągliwego	wsad	3.31	1.25	0.19	0.068	0.059
	pl. żeliwo	2.82	0.99	0.13	0.072	0.077
	różnica	-0.49	-0.26	-0.06	+0.004	+0.018
	zgar w %	14.8	20.6	31.6	5.9	30.6
2) wytop żeliwa ciągliwego	wsad	3.33	1.25	0.19	0.069	0.063
	pl. żeliwo	2.88	0.87	0.15	0.078	0.057
	różnica	-0.45	-0.38	-0.04	+0.009	-0.006
	zgar w %	13.6	30	21	13	9.5
wytop żeliwa szarego	wsad	2.80	3.62	1.24	0.076	0.023
	pl. żeliwo	2.79	3.28	0.98	0.090	0.028
	różnica	-0.01	-0.34	-0.26	+0.014	+0.005
	zgar w %	0.356	9.4	21	18.44	21.8

TABLICA II

Dane zmiany składu chemicznego podane przez inż. H. Kalpersa.

		C %	Si %	Mn %	P %	S %
żeliwo	wsad	3.38	1.12	0.13	0.064	0.068
	pl. żeliwo	3.27	0.87	0.11	0.060	0.067
	różnica	-0.01	-0.25	-0.02	-0.004	-0.001
	zgar w %	0.296	22.3	15.4	6.25	1.4

Z zestawień tych wynika, że zgar pierwiastków stopowych w wypadku żeliwa ciągliwego jest bardzo duży, znacznie przekraczający zgar przy wytopie w normalnym żeliwiaku.

Przy wytopie żeliwa szarego natomiast, zgar pierwiastków jest znacznie mniejszy, minimalny jest zwłaszcza spadek węgla, wynoszący, jak wynika z tablicy 1 i 2, zaledwie 0,33% średnio.

Najbardziej charakterystycznym, a zarazem najściślejszym miernikiem nowego sposobu wytapiania będzie jednakże przedstawiony poniżej bilans cieplny i materiałowy pieca, z wytopu żeliwa szarego.

Bilans materiałowy i cieplny z wytopu żeliwa szarego.

Średnia temperatura dzienna 1° C.	
Czas trwania wytopu łącznie ze spustem	119 min.
Czas trwania wytopu bez czasu spustu	100 min.
Wsad (wolny od piasku)	2.000 kg
Całkowity wsad	2.000 kg
Z tego składników stopowych	155,183 kg
czystego żelaza	1.844,817 kg

zużycie pyłu węglowego 116 kg na godzinę.

czas dmuchu do chwili spustu 100 minut.

Zużycie pyłu węglowego 193,3 kg	
Popiołu w pyłe węglowym 8,22%	15,889 kg
z tego szacunkowo przechodzi do żużla 10 %	1,589 kg
popiół w pyłe lotnym 90%	14,300 kg
wilgotność pyłu 3,5%	6,766 kg
Siarka w pyłe 1,18%	2,281 kg
Skład pyłu lotnego 6,64% C i 93,36 popiołu	
Węgiel w pyłe lotnym 6,64%	1,017 kg
Węgiel w pyłe węglowym 193,3 —	
— 24,936	168,364 kg
Ilość spalonego węgla w piecu 168,364—1,017 =	167,374 kg

Zestawienie wsadu

Rodzaj	C %	Si %	Mn %	P %	S %
Hematyt	3.15	4.68	0.86	0.084	0.019
Duisb surówka szara	3.96	1.81	0.27	0.073	0.030
Surówka zwierciadl.	4.42	0.96	10.50	0.065	0.012
Łom kutły	0.08	ślady	0.41	0.040	0.046

	kg	kg	kg	kg	kg
1480 kg Hematytu	46.62	69.26	12.73	1.243	0.281
120 kg Duisb. sur. sz.	4.75	2.17	0.32	0.088	0.036
100 kg Sur. zwierciadl.	4.42	0.96	10.50	0.065	0.012
300 kg Łom kutły	0.24	—	1.23	0.120	0.138
2000 kg Wsad	56.03	72.39	24.78	1.516	0.467
	%	%	%	%	%
Średni skład chemiczny	2.80	3.62	1.24	0.076	0.023
Kamień wapienny 40 kg = 2 %					

Skład kamienia wapiennego

	CaO	Straty prażenia (CO ₂)	SiO ₂	Al ₂ O ₃ + FeO	P ₂ O ₅	S	MgO
%	56.8	43.0	0.80	0.16	śl.	śl.	0.68
kg	22.72	17.2	0.32	0.06	—	—	0.27

Wytop; (żeliwo) 1975 kg.

Skład chemiczny wytopu żeliwa

	C	Si	Mn	P	S	Fe
%	2.79	3.28	0.98	0.090	0.028	92.932
kg	55.10	64.78	19.36	1.778	0.553	1833.43

Żużle; 163 kg.

Skład chemiczny żużla

	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	P ₂ O ₅	S	Mg
%	51.5	32.4	3.4	9.4	3.2	0.079	0.067	śl.
kg	83.95	52.81	5.54	15.32	5.22	0.129	0.129	—

15, 32 kg FeO zawierają 11, 91 kg Fe
0,129 „ P₂O₅ „ 0,056 kg P
5, 22 „ MnO „ 4, 04 kg Mn.

Spaliny;

Przeciętny skład spalin; 17,35% CO₂, 1,1% CO, 0,55% O₂, 18,45 l (CO₂+CO) zawierają 9,884 g C. w 1 m³ spalin mamy 98,84 g C.

Ilość zgazowanego C 167,347 kg.

Całkowita ilość gazów $\frac{167347}{98,84} = 1693 \text{ m}^3$

$$\begin{array}{r}
 \text{C w CO}_2 = 157,370 \text{ kg} \quad \text{C} = 577,023 \text{ kg} \quad \text{CO}_2 = 293,757 \text{ m}^3 \text{ CO}_2 \\
 \text{C w CO} = 9,977 \text{ kg} \quad \text{C} = 23,280 \text{ kg} \quad \text{CO} = 18,624 \text{ m}^3 \text{ CO} \\
 1 \text{ m}^3 \text{ gazu zawiera; w } 17,35\% \text{ CO}_2 \quad 247,857 \text{ g O}_2 \\
 1 \text{ m}^3 \text{ gazu zawiera; w } 1,1\% \text{ CO} \quad 7,857 \text{ g O}_2 \\
 \text{w } 0,55\% \text{ CO}_2 \quad 7,857 \text{ g O}_2 \\
 \hline
 \text{razem:} \quad 263,571 \text{ g O}_2
 \end{array}$$

1693 m³ spalin zawierają w CO₂, CO i O₂;

$$1693 \cdot 0,263 = 446,226 \text{ kg. O}_2 = 312,358 \text{ m}^3 \text{ O}_2$$

Wolny tlen w spalinach;

$$1693 \cdot 0,007857 = 13,302 \text{ kg O}_2 = 9,311 \text{ m}^3 \text{ O}_2$$

Tlen ze spalania się wodoru (niewykazany analizą).

Węgiel z zagłębia Ruhry, suchy, zawiera średnio 4% H₂.

168,364 kg węgla zawierają 6,735 kg H₂

ten spala się na 60,615 kg H₂O = 75,432 m³ H₂O

$$\begin{array}{r}
 \text{Ilość tlenu związanego z H}_2\text{O} \quad 60,615 \\
 \hline
 -6,735 \\
 \hline
 53,880 \text{ kg O}_2 = 37,716 \text{ m}^3 \text{ O}_2
 \end{array}$$

Całkowita ilość tlenu;

$$\begin{array}{r}
 446,226 \text{ kg} \quad 312,358 \text{ m}^3 \\
 + 53,880 \text{ „} \quad + 37,716 \text{ „} \\
 \hline
 500,106 \text{ kg O}_2 \quad 350,074 \text{ m}^3 \text{ O}_2
 \end{array}$$

Ilość powietrza;

$$\begin{array}{r}
 350,074 \quad 100 \\
 \hline
 21 = 1667,019 \text{ m}^3 \text{ powietrza} \\
 \text{z } 1316,945 \text{ m}^3 \text{ N}_2 = 1646,181 \text{ kg N}_2 \\
 + 500,106 \text{ kg O}_2 \\
 \hline
 2146,287 \text{ kg powietrza}
 \end{array}$$

Ilość wilgoci w spalinach w wilgotności pyłu;

$$6,766 \text{ kg} = 8,420 \text{ m}^3 \text{ H}_2\text{O (para)}$$

Całkowita ilość pary wodnej;

$$\begin{array}{r}
 60,615 \quad 75,432 \\
 + 6,766 \quad + 8,420 \\
 \hline
 67,381 \text{ kg H}_2\text{O} \quad 83,852 \text{ m}^3 \text{ H}_2\text{O (para)}
 \end{array}$$

Całkowita ilość spalin;

	Kg	m ³
CO ₂	577,023	293,757
CO	23,280	18,624
O ₂	13,302	9,311
N ₂	1646,181	1316,945
H ₂ O	67,381	83,852
	<u>2327,167</u>	<u>1722,489</u>

Bilans materiałowy.

przychód

rozchód

a) Żelazo

Wsad	1844,82 kg	wytop	1833,43 kg
Błąd wagi	0,52 kg	zużel	11,91 kg
	<u>1845,34 kg</u>		<u>1845,34 kg</u>

$$\text{ugar} \frac{11,91 \cdot 100}{1844,82} = 0,65\%$$

b) Mangan

Wsad	24,78 kg	wytop	19,36 kg
		żużel	4,04 kg
		błąd wagi	1,38 kg
			<u>24,78 kg</u>

$$\text{ugar manganu} = \frac{4,04 \cdot 100}{24,78} = 16,30\%$$

c) Krzem

Wsad	72,39 kg	wytop	64,78 kg
		do żużła przeszło	7,61 kg
			<u>72,39 kg</u>

$$\text{ugar krzemu} = \frac{7,61 \cdot 100}{72,39} = 10,51\%$$

d) Fosfor

Wsad	1,516 kg	wytop	1,778 kg
Błąd wagi	0,318 kg	żużel	0,056 kg
	<u>1,834 kg</u>		<u>1,834 kg</u>

e) Siarka

Wsad	0,467 kg	wytop	0,553 kg
przyrost	0,195 kg	żużel	0,109 kg
	<u>0,662 kg</u>		<u>0,662 kg</u>

$$\text{przychód siarki} = \frac{0,086 \cdot 100}{0,467} = 18,42\%$$

f) Węgiel

Wsad	56,03 kg	wytop	55,10 kg
		upał	0,93 kg
			<u>56,03 kg</u>

$$\text{Upał węgla} = \frac{0,93 \cdot 100}{56,03} = 1,66\%$$

Bilans cieplny *)

przychód

Wsad żelazny	2000	· 0,12	· 1 =	240	Kal
kamień wapienny	40	· 0,2	· 1 =	8	"
Dmucha O ₂	500,106	· 0,218	· 1 =	109	"
Dmucha N ₂	1645,181	· 0,244	· 1 =	402	"
Pył (suchy)	186,534	· 0,2	· 1 =	37	"
Wilgość pyłu	6,766	· 1	· 1 =	7	"
Ciepło spalania pyłu	193,3	· 7309	=	1412 830	"
Ciepło tworzenia się FeO	11,91	· 1152	=	13 720	"
" " MnO	4,04	· 1653	=	6 678	"
" " SiO ₂	7,61	· 6946	=	52 859	"
" " P ₂ O ₅	0,056	· 5958	=	334	"

 1487 224 Kal

*) Dotyczy pieca bez rekuperatora.

		rozchód		
Stopień wsadu		1975	· 0,175·1400	= 483 875 Kal
+ ciepło topienia		1975	· 49,35	= 97 466 "
żużel		163	· 0,3 · 1400	= 68 460 "
gazy CO ₂		577,023	· 0,238 · 1150	= 157 931 "
CO		23,280	· 0,243 · 1150	= 6 506 "
N ₂		1646,181	· 0,244 · 1150	= 461 918 "
O ₂		13,302	· 0,218 · 1150	= 3 335 "
SO ₂		4,167	· 0,154 · 1150	= 738 "
H ₂ O		67,381	· 0,5105 · 1150	= 39 558 "
Pył lotny		14,3	· 0,2 · 1150	= 3 289 "
Węgiel w pyłe lotnym			1,017 · 8100	= 8 238 "
Straty spalania na CO		9,977	· (8100—2440)	= 56 470 "
Odparowanie wilgoci pyłu 6,76	· (636 + 0,5105 · 1150)			= 8 275 "
Rozkład kamienia wapiennego 40	· 749			= 29 960 "
Straty promieniowania pieca 30000	· 1,666			= 49 999 "
Różnica				= 11 206 "
				1 487 224 Kal

Piec ten jednakże, jak tu już wspomniałem na wstępie, dzięki rekuperacji powietrza, służyć może nie tylko do wytopu żeliwa, ale również i do wytopu staliwa. Otrzymane staliwo, jak to wynika z danych literatury, charakteryzuje się całym szeregiem dodatnich cech, przyczem stwierdzono, że:

- Topienie wsadu, nawet bez dodatku surówki, następuje łatwo i szybko dzięki ruchowi obrotowemu pieca i wysokiej temperaturze płomienia.
- Spalanie następuje prawie z teoretyczną ilością powietrza.
- Oksydacja żelaza i pierwiastków stopowych jest mniejsza, aniżeli w innych piecach płomiennych. Dzięki powolniejszemu wypalaniu się węgla nie mamy w piecu okresu gotowania. Powłoka żużla przez cały okres topienia zostaje nienaruszona. Intensywność wypalania (zgar pierwiastków stopowych) jest jednakże dostatecznie

wielka i przy odpowiednim doborze wsadu, nie musimy, celem przyspieszenia oksydacji, posługiwać się zendrą (młotowinami) czy też rudą.

d) Intensywność wypalania się manganu jest w tym wypadku duża, podobnie jak w in-

TABLICA III-a

Dane z wytopów	Nr 1		Nr 2	
	Wytop Nr 1		Wytop Nr 2	
W s a d				
Żom stalowy kg	772}	815	806}	826
Surówka zwierciadlista . kg	43}		20}	
Dodatek Fe-Mn kg		8.7		7
„ Fe-Si kg		8.0		10
Długość okręsu topienia min		60		53
Całkowity czas wytopu min		120		108
Temperatura dmuchu C°		240		230
Temp. w piecu po 15 min biegu pieca		1630		1610
Temp. w piecu po 30 min. biegu pieca		1690		1660
Temp. stali w czasie spustu C°		1650		1660

TABLICA III-b

Analiza

Dane wytopów	Nr 1		Nr 2	
	Wsad obliczony	Próba końcowa	Wsad obliczony	próba końcowa
C %	0.43	0.24	0.31	0.27
Si %	0.04	0.28	0.04	0.14
Mn %	1.00	0.50	0.77	0.20
P %	0.039	0.062	0.040	0.057
S %	0.047	0.059	0.049	0.055
Zużycie paliwa do czasu roztopienia (53 do 60 min)	133 kg w 107 min. =86 kg/h		154 kg w 103 min. =90 kg/h	
Do czasu pobrania próby (87 do 98 min.)	86 kg=10.4 % 140 kg=16.8 %		79.5 kg=9.5 % 150.5 kg=15 %	
Całkowite zużycie pyłu (108 do 120)	172 kg=20.7 %		162 kg=19.2 %	

nych piecach płomiennych, o wyłożeniu kwaśnym i tłumaczy się tym, że przy żużlu kwaśnym mangan tworzy bardzo chętnie związki manganowo-krzemowe łatwo płynne i przechodzące do żużla, nieredukujące się przy pomocy węgla (Silikaty). Przy ni-

skim węglu musimy się liczyć również z dużą stratą krzemu, zwłaszcza w pierwszym okresie, kiedy jeszcze zdolności utleniające żużla są duże.

Dane z wytopów ujęte zostały w tablicy III-a, III-b, oraz IV.

TABLICA IV

Wyniki prób wytrzymałościowych z przeprowadzonych wytopów

Nr. wytopu	Granica płynności kg/mm ²	Wytrzymałość kg/mm ²	Wydłużenie (l= 'Od) %	Przewężenie %	Próba udarności kgm/cm ²
1	29.0	45.6	23.4	58.4	16.2
	29.0	45.6	23.0	56.7	16.0
2	27.2	45.9	23.6	58.2	17.2
	26.3	45.0	23.3	57.3	13.9
					15.7
3	32.1	60.8	16.7	28.5	15.6
	32.9	60.8	15.7	32.8	4.5
4	26.1	40.7	27.7	69.4	7.8
	26.2	40.0	29.3	67.2	4.8
5	28.0	40.0	26.9	64.7	25.5
	26.5	40.0	26.7	64.6	28.5
6	=	84.2	10.0	19.8	28.0
		83.3	12.5	24.0	18.1
					15.4
					18.3
					1.4
					2.6
					3.8

Inż. Zygmunt KROTKIEWSKI
Prof. Politechn. Śląskiej

O zastosowaniu żużli przerobczych

Pod żużlami przerobczymi rozumiem w pierwszej kolejności żużle martinowskie i zgrzewcze, gdyż żużli bessemerowskich w Polsce nie wytwarzamy, a o thomasowskich, które mamy zamiar wytwarzać, pisałem już poprzednio („Hutnik“ grudzień 1945 r.), stosując je w około 40% dla rolnictwa, około 60% zwracając do w. pieca, jako materiał fosforodajny.

Ostatnia myśl została również poparta przez inż. Kawińskiego („Hutnik“, stycz. 1946 r.), który jednocześnie broni swej tezy użytkowania żużli martinowskich i zgrzewczych na szeroką skalę w wielkim piecu.

Myśl ta nie jest nowa i nikt chyba jej się nie sprzeciwia. Chodzi tylko o to jak to uskutecznić. Co się tyczy żużli zgrzewczych to każda huta wielkopiecową przetapia zazwyczaj całą ilość tych żużli, jaką produkuje. Dzieje się to dzięki temu, że żużle te jako posiadające znaczną ilość Fe są bardziej wartościowe, a powtóre, że żużli tych jest stosunkowo niewie-

le, dzięki temu nie obciążają zbyt boleśnie wsadu wielkopiecowego.

Słusznie podkreśla inż. Kawiński, powtarzając za akademikiem Pawłowem, że do przetapiania znaczniejszych ilości tych żużli koniecznym warunkiem jest „nadmiar wapna w naboju i wysoka temperatura dmuchu“. W tej wypowiedzi leży też i kres ilości zużywanych żużli, gdyż nadmiar wapna, czyli zasadowe żużle wielkopiecowe, przy naogół kwaśnych wsadach, powiększają niepotrzebnie ilość żużla, co kosztuje — zmniejszają wydajność pieca — co również kosztuje. Podwyższenie **ponad normę** temperatury dmuchu też nie obywa się bez kosztów. Nie techniczna więc strona stoi na przeszkodzie zużywaniu dużych ilości żużli zgrzewczych — bo do niej po za wszelką wątpliwością można się przystosować, a poprostu strona kalkulacyjna. W każdym poszczególnym wypadku należy przeprowadzić szczegółową analizę kosztów przetapiania żużli zgrzewczych, a ta analiza wykaże gdzie leży granica ich zastosowania.

Inaczej się rzecz ma z żuźlami martinowskimi. Myli się inż. Kawiński **podkreślając**, że żuźle te są „łatwo redukcyjne, a trudno topliwe“. Prof. Pawłow („Metalurgia czuguna“, wydan. 1945 r. 106) dosłownie pisze, powołując się na laboratoryjne prace Sołdankina: „żuźle w kawałkach 25—30 mm okazały się **bardzo trudno** redukcyjnymi i nawet czystym czadem (CO) przy temp. 1250° stopień redukcyjny osiągał zaledwie 6—7% w ciągu 1 godziny, sproszkowany żużel przy tychże warunkach redukował się zaledwie w 50%“. Dalej Pawłow pisze: „w warunkach topu wielkopiecowego żuźle martinowskie redukują się przeważnie stałym węglem, poniżej przestronu dopiero po przejściu w stan płynny“. Czyli, że materiał ten w stosunku do swej topliwości jest b. trudno redukcyjnym, a co za tym idzie do przeróbki u w. p. niekorzystnym. Oczywiście można sztucznie stworzyć takie warunki w. p., przy których da się przetopić nawet znaczne ilości żuźla martinowskiego, lecz nie da się stworzyć warunków, przy których praca taka byłaby **opłacalna**, a mówimy przecież nie o teoretycznych możliwościach, a o praktycznie korzystnym stosowaniu żuźla martinowskiego. Z elementarnymi teoretycznymi wypowiedziami inż. Kawińskiego nie zamierzam polemizować, natomiast trudno nie zauważyć, że przytoczone wyczyny hut „Laura“ i „Ostrowiec“, które zużywały aż 200 kg. żuźla martinowskiego na lt. surówki nie należą bynajmniej do nadzwyczajności, a poza tym z nich zupełnie nie wynika, że jak to chce inż. Kawiński można **ekonomicznie** zużywać 350 kg. zwłaszcza jednocześnie z rudą darniową. Charakterystycznym jest, że w czasie ostatniej wojny, kiedy Niemcom zabrakło manganu, próbowano wykorzystać Mn, zawarty w żuźlach martinowskich. W tym celu jednak nie powiększano nadmiernie ilości żuźla martinowskiego we wsadzie w. p., a były dokonane próby wytopienia „półproduktu surówki“ na prawie samym żuźlu martinowskim. Otrzymany półprodukt zawierał znaczny odsetek Mn, ale też dużo P. Dopiero taki półprodukt dodawano do wsadu wielkopiecowego. Pomimo narastającego głodu manganowego po uporczywych próbach — produkcję tę zarzucono. Wytop „półfabrykatu“ szedł trudno, a P., który znalazł się w kołowym obrocie pomiędzy stalownią, a wielkim piecem, wciąż narastał w surówce czyniąc ją nieprzydatną. To samo musiałoby zachodzić przy znacznym dodatku

żuźla martinowskiego do wsadu. Zastosowanie większych ilości żuźla martinowskiego przy wytopie surówki thomasowskiej, powoduje znaczne oziębienie garu, gdyż przy obniżonej temperaturze w całym piecu tym większa część żuźla martinowskiego dochodzi aż do garu, gdzie redukuje się częściowo stałym C, a częściowo nawet C zawartym w surówce. Wynagrodzenie strat cieplnych przez podwyższenie temperatury dmuchu powoduje niepożądany wzrost Si w surówce, a często jest wprost niemożliwe do zastosowania ze względu na uporczywe „zawieszanie się“ pieca (na przykład przy przetopieniu rudy darniowej). Przy wytopie surówki martinowskiej z zastosowaniem znacznie większych ilości żuźla martinowskiego — pozostaje stały wzrost P w surówce. Przy surówce odlewniczej wprowadza się do niej za dużo Mn, a przez oziębianie garu, obniża się zawartość Si w surówce. Stąd wynika, że **korzystnie** w wielkim piecu można przetapiać tylko niewielkie ilości żuźla martinowskiego — tak, jak to się normalnie oddawna stosuje. Przeciążanie wsadu w. piecowego żużlem martinowskim, jakkolwiek technicznie możliwe, prowadzi nieuniknienie do strat ekonomicznych i pogarszania jakości wytapianej surówki i prowadzi do nadwyżki strat nad korzyściami.

Z drugiej strony nie ulega wątpliwości, że zawarte w żuźlu martinowskim Mn, Fe i CaO, a w pewnych warunkach i P przedstawiają poważne wartości, wskazujące na to, że należy szukać nowych, nieznanych dotychczas dróg, do ich wykorzystania na szerszą skalę. Jedną z możliwości wykorzystania żuźli martinowskich, są czadnice o płynnym żuźlu. W nich zamiast topnika, niezbędnego dla ożuzłowania popiołu koksu można zużywać żużel martinowski, przyczym ubocznie otrzymuje się, wspomniany wyżej „półprodukt surówki“, który można zastosować jako dodatek do wsadu wielkopiecowego, przy wytapianiu surówki thomasowskiej. Wydaje się możliwym przetwarzanie żuźli martinowskich w piecach elektrycznych, lecz dopiero próby i badania byłyby w stanie dać odpowiedź na techniczną i ekonomiczną możliwość i opłacalność takiego procesu. Prawdopodobnie istnieją i inne drogi do wykorzystania żuźli martinowskich. Hutnik polski ma wdzięczne pole do ich znalezienia i opracowania, w każdym razie drogi te nie prowadzą przez wielki piec.

ŻYCIE GOSPODARCZE

W Katowicach wychodzi jako dwutygodnik czasopismo „Życie Gospodarcze“ o charakterze ogólnogospodarczym. Ukazał się numer 5-ty i 6 w których zamieszczone są następujące artykuły:

Inż. Ignacy Borejdo: Zagadnienie polskiego hutnictwa.

Dr. Inż. Michał Śmiałowski: Rola badań naukowych w przemyśle hutniczym.

Inż. Zygmunt Majewski: Organizacja C. Z. P. H.

Inż. Staturin Stasikowski: Podstawy urzędowania rentowności hut polskich.

Mgr. Wincenty Ławrynowicz: Ekonomiczne zagadnienie hutnictwa.

Erazm Gorączko: Przemysł cynkowy w Polsce.

Hubert Werner: Hutnictwo na ziemiach odzyskanych.

Jerzy Przeździecki: Import hutniczy w r. 1945.

Stanisław Monsior: Eksport hutniczy w r. 1945.

Andrzej Tański: System plac w hutnictwie.

Jan Werner: Kronika ważniejszych wypadków w hutnictwie. Statystyka hutnictwa, L'essence du numero.

Czesław Przymusiński: Przegląd ustawodawstwa gospodarczego.

Józef Perek: Spółdzielczość mleczarska w Woj. Śląskim.

Mgr. Antoni Rudak: Rzemiosło w świetle obowiązujących przepisów.

Numer uzupełniająca: Na fali — Spółdzielczość — Z całego świata — Z kraju — Kronika kupiecka i rzemieślnicza.

* * *

Polska i Zjednoczenie Narodów.

Prof. Adam Krzyżanowski: Przyszłość prywatnej działalności gospodarczej.

Dr. Edward Rose: Razem czy osobno?

Jerzy Poznański: Na przełomie epoki.

Dr. M. J. Ziomek: Obecna organizacja przemysłu w Polsce.

Bogdan Krzemieński: O zagospodarowanie Śląska.

Eugeniusz Czechowicz: Organizacja Centralnego Zbytu WYROBÓW HUTNICZYCH.

Dr. Tadeusz Spiss: Zjazd inicjatywy prywatnej.

Józef Mańkowski: Na marginesie konferencji prasowej w lasach opolskich.

Dr. Rudolf Beres: Gospodarka radziecka na nowych torach.

Tadeusz Krzyżanowski: O normalizacji mebli biurowych.

Mgr. Kazimierz Sowa: Okruchy i aktualia.

Inż. Czesław Tederko: Rynek mięsny.

Henryk Sulek: Spółka cicha.

Krystyna Nepomucka: Inowrocław pracuje.

Poza tym idą rubryki: Z tygodnia na tydzień — Na fali — Spółdzielczość — Sprawy kupieckie — Rzemiosło — Przegląd Wydawnictw — Z całego świata — Z kraju.

* * *

Wznowienie działalności Stowarzyszenia Techników Polskich w Warszawie.

Po 6 letniej przerwie wywołanej okupacją wznowiło swoją działalność oficjalną Stowarzyszenie Techników Polskich w Warszawie.

W dniu 8 marca b. r. odbyło się Klubowe zebranie członków tego Stowarzyszenia w lokalu Klubu Inteligencji Pracującej w Warszawie. Przybyłych powitał w imieniu Zarządu sekretarz inż. Chabelski informując obecnych o dotychczasowym stanie prac Zarządu nad reaktywacją Stowarzyszenia i apelując o jaknajliczniejszy udział Kolegów i współpracę w tych zamierzeniach. W wyniku żywych obrad pod nową rolę Stowarzyszenia Techników jako organizacji regionalnej, mogącej skupić polski świat techniczny, wyłoniono kilka Komisji specjalnych, a mianowicie:

Organizacyjną, Gospodarczą, Wydawniczą, Odczytową.

Zarząd Stowarzyszenia Techników Polskich w Warszawie reprezentują ob. ob.:

Inż. Władysław Leśniewski,

„ Zygmunt Chabelski,

„ Stefan Twardowski,

„ Roman Szymanderski,

„ Zygmunt Kapaon,

„ Zygmunt Budrowicz,

„ Mieczysław Rzęcki.

NOTATKA

Przy C. Z. P. H. istnieje Komisja Wydawnictw, mająca za zadanie wydawanie fachowych książek technicznych, przede wszystkim z zakresu hutnictwa.

W ramach tej akcji, noszącej miano „Biblioteka hutnika“ przewiduje się wydawanie 2 serii publikacyj:

A) o charakterze popularnym, przeznaczonych dla szerokich kół pracowników hutniczych,

B) o charakterze naukowym, przeznaczonych dla specjalistów.

W związku z powyższym, Komisja Wydawnictw zwraca się do zainteresowanych o współpracę. Uprasza się o porozumienie w odnośnych sprawach osobiście lub telefonicznie z Oddziałem Wydawnictw przy Biurze Planowania i Statystyki C. Z. P. H. w Katowicach ul. Lompy 14, IV piętro, pokój 59 — tel. 329-31 wewn. 154.

Sprostowanie zauważonych pomyłek w druku

Strona	Kolumna	Wiersz	Zamiast	Ma być
70	w tabl. 1	—	Cd/Cd ⁺⁺ —4,42	Cd/Cd ⁺⁺ —0,42
72	lewa	14	następowanie	postępowanie
72	prawa	17	stopu jest koniecznym	stopu nie jest koniecznym
73	„	7	40% H ₂ F ₈	40% H ₂ F ₂
73	rys. 1	—	w/g Hedyesa	w/g Hedgesa
74	rys. 2	—	szczawianym	szczawiovym
77	lewa	3	Adrance	Advance
123	prawa	18	elektronami	elektrodami
148	lewa	2	zaczyna ją	zaczynają
149	prawa	27	granitu	grafitu
157	„	5	550 kg	350 kg

»Higiena«

Specjalna Fabryka dla hutniczych i kopalnianych
techn. urządzeń higienicznych

KATOWICE

ulica Krakowska 9 — Telefon Nr. 302-16

WYKONUJE:

centralne ogrzewania, ogrzewania większych pomieszczeń, ogrzewania dalekobieżne, urządzenia wentylacji, zużycie ciepłoty odlotnej, budowa rurociągów, urządzenia pralki i kuchni parowych, budowa łaźni, urządzenia suszarni, urządzenia ustępów pojedynczych i zbiorowych, instal. na- i odwadniająca, wciągi ubrań roboczych.

Wykonanie projektów montażowych do powyższych urządzeń. — Sprzedaż artykułów tej branży. — Udzielamy w tej dziedzinie bezpłatnie porad fachowych.

„GRAFOS”

FABRYKA TYGLI GRAFITOWYCH

Sp. z o. o.

Zarząd Państwowy

BIAŁA, UL. KOMOROWICKA 88

wyrabia tygły grafitowe
o wszelkiej pojemności

(PAP)

Starachowickie Zakłady Górnicze w Starachowicach

przyjmą od zaraz:

- 1) inżyniera-elektryka na stanowisko Kierownika Elektrowni,
- 2) dwóch inżynierów-mechaników na stanowiska kierownicze,
- 3) głównego księgowego,
- 4) dwóch księgowych,
- 5) konstruktorów pomocy warsztatowych.

Warunki wg umowy, mieszkanie zapewnione, aprowizacja udogodniona.

Starachowickie ZAKŁADY GÓRNICZE

w Starachowicach

POSZUKUJĄ celem
natychmiastowego zakupu:

**1 SILNIK elektryczny
pierścieniowy o mocy
800 KW, napięcie 3000
Volt, 3000 obrotów na
minutę**

Oferty z dokładnym opisem oraz z podaniem ostatecznej ceny, pod adresem Starachowickie Zakłady Górnicze w Starachowicach.

STATYSTYKA

A. HUTNICTWO ŻELAZNE.

w tonach

Wytwórczość

Działy	R o k 1 9 4 5				R o k 1 9 4 6		
	I kw.	II kw.	III kw.	IV kw.	luty	marzec	Ogółem (styczeń-marzec)
I. Koks	*	78.309	148.749	161.488	65.763	78.973	216.829
II. Surówka							
Surówka martinowska	9.472	21.226	72.899	105.995	42.850	57.238	148.105
Surówka odlewnicza	—	2.135	6.574	6.233	1.545	2.686	4.480
Surówka hematytowa	—	—	—	—	700	1.000	2.700
Surówka zwierciadlista	—	—	456	1.230	822	1.193	3.630
Ferrostopy	—	—	754	1.275	1.113	955	2.993
Razem	9.472	23.361	80.683	114.733	47.030	63.072	161.908
III. Stal							
Wlewki	7.129	81.070	169.041	229.326	86.237	102.720	280.139
Odlewy stalwne	332	1.839	3.161	3.131	1.003	1.217	3.457
Razem	7.461	82.909	172.202	232.457	87.276	103.937	283.596
IV. Wyroby walcowane							
Półwytwory (do wysyłki naze- wnątrz)	(1.822)	(5.352)	(30.758)	(46.144)	(14.807)	(17.112)	(52.870)
Szyny wraz z akcesoriami	1.215	10.095	25.342	22.757	11.330	12.970	34.980
Żelazo kształtowe i szerokosto- powe pow. 80 m/m.	355	3.505	16.541	16.944	5.392	6.519	15.156
Żelazo pretowe i uniwersalne	2.140	23.938	31.498	40.189	15.464	16.711	47.464
Żelazo na drut (walcówka)	89	4.922	9.169	12.382	5.602	7.242	18.049
Taśmy walcowane na gorąco	12	686	2.890	4.413	2.180	1.965	6.133
Blachy	1.070	7.677	18.478	36.485	11.144	13.196	35.445
Stal we wszelkich gatunkach	268	1.959	2.688	6.259	2.641	3.090	8.898
Rury walcowane bez szwu	558	2.315	10.375	14.316	5.096	5.519	15.276
Razem¹⁾	5.687	55.097	116.981	153.745	58.849	67.212	181.401
V. Rury spawane i ciągnione							
Rury spawane	12	22	901	1.118	504	415	1.693
Rury spawane (Ferrum)	—	122	386	1.766	35	29	581
Rury ciągnione	93	133	524	2.168	675	638	2.384
Łączniki do rur	32	34	20	26	18	11	49
Rury podsadzkowe	—	—	323	—	—	—	—
Razem	137	311	2.154	5.078	1.232	1.093	4.707
VI. Wyroby kute i prasowane							
Zestawy kołowe i ich części	26	712	4.468	8.927	4.134	5.796	14.023
Odkówki	158	1.601	2.459	2.166	645	1.035	2.470
Razem	179	2.313	6.927	11.093	4.779	6.831	16.493
VII. Wyroby działu przetwórczego							
Wytwory zimno walcowane i ciągnione	85	547	2.450	4.298	1.742	1.863	5.071
Różne wyroby z blachy i bla- cha ocynkowana	213	2.026	5.004	6.250	1.708	2.698	6.157
Różne wyroby z drutu	63	275	720	725	220	268	766
Konstrukcje, maszyny i urzą- dzenia i inne wyroby	236	2.630	5.133	8.750	3.001	3.338	9.648
Razem	597	5.478	13.307	20.023	6.671	8.167	21.642
VIII. Odlewy							
Wszelkie odlewy żeliwne i spe- cjalne	66	1.654	4.516	7.312	3.011	3.423	9.291
Razem	66	1.654	4.516	7.312	3.011	3.423	9.291

¹⁾ bez półwytworów

Liczba czynnych pieców

Wyszczególnienie ¹⁾	R o k 1 9 4 5						R o k 1 9 4 6								
	listopad			grudzień			styczeń			luty			marzec		
	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c
Wielkie piece	11	10	1	10	9	1	12	11	1	14	13	1	14	12	2
Piece martinowskie	32	29	3	35	30	5	36	31	5	39	34	5	41	35	6
Piece elektryczne	4	4	—	4	4	—	6	6	—	7	7	—	9	8	1

¹⁾ Liczby w rubr. a) dla całej Polski, w rubr. b) dla woj. Śląsko-Dąbr., c) dla pozostałych wojew.

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5			R o k 1 9 4 6		
	listopad	grudzień	styczeń *)	luty	marzec	
Ogółem	59 889	62 114	61 396	61 546	64 328	
w tym fizycznych	53 840	55 962	55 185	55 424	58 065	
„ umysłowych	6 049	6 152	6 211	6 122	6 263	

*) Od mies. stycznia 1946 r. w statystyce zatrudnienia nie uwzględnia się pracowników zatrudnionych przy apro-wizacji i stołówkach.

B. KOPALNICTWO RUD.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				R o k 1 9 4 6		
	I kw.	II kw.	III kw.	IV kw.	luty	marzec	Ogółem . (stycz.-marzec)
Ogółem wydobyto	—	7 945	35 461	62 949	22 502	35 049	83 730
w tym rudy ilastej i utlen. *)	—	4 345	22 086	45 409	15 765	25 140	60 577
„ rudy brunatnej *)	—	2 700	8 773	7 223	2 329	3 910	8 742
„ rudy darniowej	—	—	1 160	3 880	1 250	1 540	3 470
„ rudy pirytowej	—	900	3 302	4 932	1 910	2 670	6 965
„ magnetytu *)	—	—	140	1 505	1 248	1 789	3 976

*) liczby poprawione.

Liczba czynnych zakładów *)

Rejony	Ogółem kopalń	R o k 1 9 4 5		R o k 1 9 4 6			
		w t y m w r u c h u					
		grudzień	styczeń	luty	marzec		
Ogółem	25	18	18	18	18	18	18
Konopiska (podrejon)	6	4	4	4	4	4	4
Borek („)	9	6	6	6	6	6	6
Staropolski	8	7	7	7	7	7	7
Dolno-Śląski	2	1	1	1	1	1	1

*) w/g nowego schematu organizacyjnego.

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5			R o k 1 9 4 6		
	listopad	grudzień	styczeń	luty	marzec	
Ogółem	4 174	4 316	4 570	4 756	5 089	
w tym fizycznych	3 967	4 078	4 322	4 497	4 814	
„ umysłowych	207	238	248	259	275	

C. HUTNICTWO CYNKOWE.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				R o k 1946		
	I kw.	II kw.	III kw.	IV kw.	luty	marzec	Ogółem (stycz.-marzec)
1. Kopalnie:							
Wydobyto rudy blendowej	10 685	40 073	64 577	85 941	32 236	33 470	104 639
Wydobyto rudy gal- manowej	1 113	5 663	12 716	16 089	6 313	6 970	19 317
2. Zakłady wzbogacania:							
blenda	2 146	7 215	12 207	15 738	6 119	7 338	19 454
galena	202	541	936	1 347	622	645	1 802
galman	914	4 945	11 061	14 355	5 517	5 903	16 571
3. Huty tlenku cynku:							
tlenek spiekany	1 483	2 485	4 961	6 656	2 085	2 296	6 678
4. Prażalnie:							
blenda prażona i spiekana	3 336	7 923	14 776	15 397	4 749	6 256	14 615
Pirył prażony	—	746	2 391	4 325	2 075	2 657	6 926
kwas siarkowy 50° Bé	901	5 752	22 674	23 955	7 545	10 779	25 799
siarka	354	1 052	301	1 490	424	507	1 395
5. Huty cynku:							
cynk surowy	3 316	6 697	9 421	10 916	3 374	3 812	10 978
cynk elektrolityczny	1 045	1 580	1 828	1 582	514	490	1 537
6. Walcownie cynku:							
blacha cynkowa	465	1 582	3 639	4 167	1 633	2 121	5 633
7. Huta ołowiu:							
ołów handlowy	991	1 108	1 805	2 149	660	706	2 074
glejta	14	33	—	66	—	—	—
minia	32	—	25	86	—	51	51
blacha ołowiana	—	71	160	217	53	63	188
inne wyroby	1	15	37	51	22	47	106
8. Zakłady kadmu							
kadm	—	—	15,45	33,7	10,2	6,5	27,5

Liczba czynnych zakładów

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5		R o k 1946		
	listopad	grudzień	styczeń	luty	marzec
Kopalnie rud	4	4	4	4	4
Zakłady przeróbki mechanicznej	2	2	2	2	2
Huty tlenku cynku	2	2	2	2	2
Prażalnie	5	5	5	5	5
Huty cynku i ołowiu*)	6	6	6	6	6
ilość pieców w ruchu	25	25	25	25	25
ilość system. elektrolit.	1	1	1	1	1
Walcownie cynku	3	3	3	3	3
Zakłady kadmu	2	2	2	2	2

*) w tym 1 huta ołowiu

Zatrudnienie

(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5		R o k 1946		
	listopad	grudzień	styczeń	luty	marzec
Ogółem	10 360	10 451	10 258	10 270	10 596
w tym fizycznych	9 129	9 211	9 005	9 011	9 297
„ umysłowych	1 231	1 240	1 253	1 259	1 299

Zjednoczenie Przemysłu Wyrobów z Blachy w Bytomiu

Chrzanowskiego 17, Telefon 5004, 3710 • Wydział Gospodarczy: Telefon 5051

Obejmuje fabryki naczyń emaliowanych, wyrobów ocynkowanych, szlifowanych i lakierowanych, beczek, wiader, wszelkiego rodzaju opakowań blaszanych oraz innych wyrobów z blachy:

„Olkusz“ w Olkuszu, „Światowid“ w Myszkowie, „Elektrodyn“ w Częstochowie, E. Wildner w Białej, „Artigraf“ Pierwsza Małopolska Fabryka Puszek oraz Państwowa Fabryka Emalii w Krakowie, „Sfinks“ w Poraju, Huta „Silesia“ oraz Zakłady Metalowe w Rybniku, Fabryka Wyrobów Blaszanych w Gliwicach. Ponadto Zakłady położone na Dolnym Śląsku: Państwowa Fabryka Pieców w Jaworze, Fabryka Wyrobów Blaszanych w Rychwałdzie, Fabryka Wyrobów Blaszano-Drucianych w Zawidowie, Fabryka Lodówek i Urządzeń Sanitarnych w Chojnowie, Emaliernia (dawn. „Garmania“) i Fabryka Wyrobów Blaszanych (dawniej „Bertrams“) we Wrocławiu,

Zjednoczenie Przemysłu Mebli Stalowych i Okuć Budowlanych Bytom, ulica Karola Miarki nr. 13

dostarcza po najniższych cenach kalkulacyjnych:

Meble stalowe jak:

łóżka zwykłe, szpitalne, koszarowe, meble lekarskie i dentystyczne.

Meble stalowe biurowe jak:

biurka, szafy biurowe, półki, kartoteki,
kasy ogniotrwałe i pancerne, kasetki i skarbonki,

Okucia Meblowe

Okucia do wagonów kolejowych i tramwajowych
Łańcuchy Galla
Armatury piecowe.

CENTRALA ODLEWÓW

WARSZAWA, ALEJA NIEPODLEGŁOŚCI 132-136

ADRES TYMCZASOWY

SKRÓT TELEGRAFICZNY „CENTRODLEW”

DOSTARCZA

Instytucjom państwowym, samorządowym, spółdzielniom i hurtowniom:

Wszelkie odlewy żeliwne, stalowe i z materiałów kolorowych.

produkcji fabryk państwowych i pozostających pod zarz. państwowym.

**Artykuły sprzedawane przez
CENTRALE ODLEWÓW
są podzielone na 4 działy:**

- Dział I: Rury i kształtki wodociągowe oraz odlewy maszynowe i armatury ciężkie
- Dział II: Artykuły sanitarno-kanalizacyjne i armatury
- Dział III: Aparatury grzewnicze, kotły do centralnego ogrzewania, części do nich, grzejniki
- Dział IV: Odlewy handlowe oraz kuchnie i piece przenośne.

Własne punkty sprzedaży oraz sieć uznanych hurtowni w całym kraju.

Zjednoczenie

Przemysłu Cynkowego

Katowice - ul. Podgórna 4

● Telefon 349-01 do 349-11 ● (skrót teleg.: „CYNK”) ●

sprzedaje następujące produkty:

Cynk hutniczy surowy, cynk hutniczy rafinowany, cynk elektrolityczny
blachę cynkową do krycia dachów, na wanny kąpielowe, do baterii,
do celów drukarskich, na wiadra, blachę szczególnie miękką, płyty
do formierowania i do garbowania, płyty do kotłów, płyty do wy-
robu linoleum, blachę falistą na pralki, kubki cynkowe do baterii,

stopy cynkowe:

- a) dla zwykłych odlewów cynkowych,
- b) do odlewów pod ciśnieniem.
- c) łożyskowe o osnowie cynkowej,

ołów hutniczy miękki, wyroby ołowiane jak blachę, rury, plomby,
śrut, minię i gletę ołowianą, kadm rafinowany, siarkę elementarną
w blokach, kwas siarkowy, kwas akumulatorowy, bezwodny ciekły
kwas siarkowy, siarczyn i dwusiarczyn sodowy.

**Zgłoszenia zapotrzebowania należy nadsyłać do 15-go każdego miesiąca
na miesiąc następny** ●

● Na żądanie P. T. Odbiorców służy ofertami i informacjami ●

Wydział Zbytu Zjednoczenie Przemysłu Cynkowego

Katowice - ul. Lompy 1, tel. 349-01.