

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XV

KATOWICE - MAJ - CZERWIEC - 1948

NR 5-6

Prof. dr inż. A. KRUPKOWSKI i E. WACŁAWIK
Akademia Górniczo - Hutnicza

Rękopis Czecha Wawrzyńca Krziczki o odlewnictwie w XVI stuleciu na ziemiach Korony Czeskiej

Zawarta niedawno umowa polsko - czeska przyniosła obu narodom słowiańskim również i wymianę dzieł naukowych. Ze szczerą radością i z żywym zainteresowaniem witamy na ziemi polskiej zdobycze uczonych bratniego narodu czeskiego.

Profesor politechniki w Brnie dr inż. Franciszek Piszek opracował i wydał w 1947 r. w Pradze, przy współudziale kilku specjalistów, na podstawie rękopisu, książkę Wawrzyńca Krziczki z Bityszki, traktującą o odlewnictwie w XVI stuleciu na ziemiach czeskich. Tytuł tego dzieła brzmi: „O sposobie odlewania dział, kul, moździerzy, dzwonów, konwi do czerpania wody, wodotrysków i licznych podobnych przedmiotów, łącznie z wieloma rycinami.“ Ze względu na historyczne znaczenie i ciekawy temat owej książki podajemy tu w skrócie jej treść.

I. Dzieje rękopisu i jego ocena. Rękopis ten został napisany w XVI stuleciu, a autorem jego był Czech, Wawrzyniec Krziczka z Bityszki, ludwisarz praski. Wzmianek o rękopisie posiadamy niewiele, ścisłej daty napisania go nie znamy.

Wiemy tylko na pewno, że autor działał głównie w Pradze, gdzie w 1557 r. nabył dom przy ul. Szerokiej, a w 1566 r. kupił tam drugą kamienicę. W latach 1563 — 1569 Krziczka pracował wraz ze swym ziomkiem, rusznikarzem królewskim, Tomaszem Jaroszem z Brna, przy

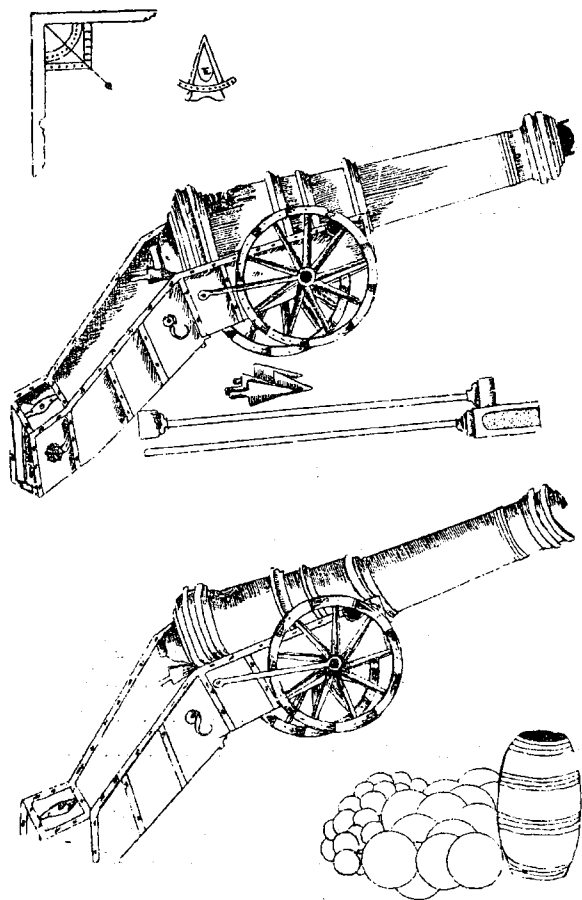
odlewaniu „Śpiewającej fontanny“, przeznaczonej do zamku królewskiego w Pradze. Wiadomo nam też, że Krziczka zmarł w 1570 r., niedługo przed swym mistrzem Tomaszem Jaroszem.

Rękopis Krziczki, pisany po czesku, na papierze, ozdobiony — zwyczajem owych czasów — wieloma rycinami, został uzupełniony przez ówczesnego jego właściciela, następcę Krziczki, w 1612 r. Ponowne uzupełnienia noszą datę 1625 r. Znajdował się przez długi okres czasu w zapomnieniu, a wzmianki o nim pojawiają się dopiero w 1849 r. Nie doceniano go wszakże i leżał on wśród innych rękopisów biblioteki uniwersyteckiej w Pradze pod nazwą „Mathesis Bohemica“. W 1906 r. Józef Truhlarz nadał mu odpowiedni, do dnia dzisiejszego istniejący, tytuł i zakatalogował go. Nosi on sygnaturę XVII. B. 17.

Trafną ocenę wartości rękopisu Krziczki znajdujemy w opinii, jaką wydał o nim — współpracujący z prof. Piszkiem przy wydaniu tego dzieła — inż.-arch. St. Sochor. Oto jej przebieg:

„Należy przypuścić, że wiadomości w rękopisie z zakresu rusznikarstwa pochodzą nie bezpośrednio od Krziczki, który sam w tej dziedzinie nie pracował, lecz od innego mistrza, prawdopodobnie od Jarosza.

Literatura techniczna, pisana przez praktyków, jest nader cenna i jedynie tylko w zniko-



Rys. 1

Schemat działa. Widzimy na nim wszystkie charakterystyczne elementy techniczne i zdobnicze. Krziczka nie zapomniał tu o łopatkach na proch i o kątomierzach, wyznaczających kierunek nastawienia działa podczas strzału.

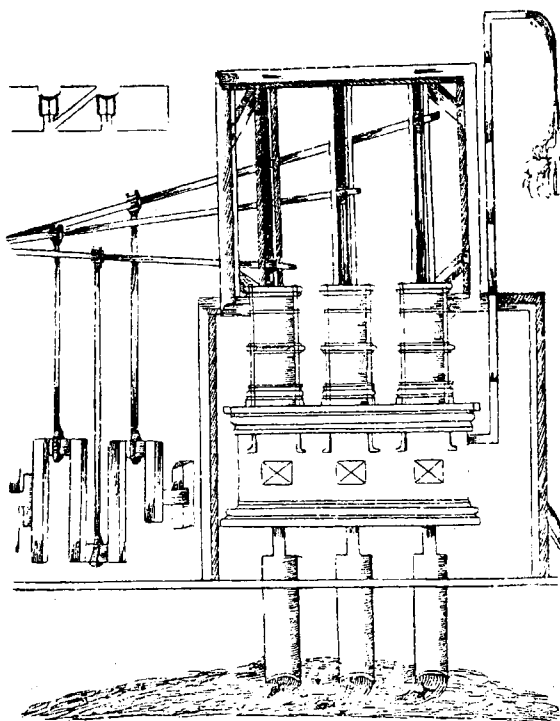
mej części wydano ją drukiem, w celu udostępnienia jej technikom i mistrzom rzemiosła.

Mimo że literatura taka należała do rzadkości, niewątpliwie każdy rzemieślnik, pracujący w dziedzinie doświadczałnej, sporządzał dla siebie notatki, dotyczące zarówno strony technicznej, jak kalkulacyjnej i notatki te zachowywał, dopóki — skutkiem postępu w danej dziedzinie — nie stały się one przestarzałe. Dłużej zachowywały się dzieła teoretyczne, które wydano drukiem, podręczniki natomiast pozostawały wyłącznie rękopisami. Podręcznik Krziczki jest — jak na owe czasy — b. obszerny i dzięki rycinom b. przejrzysty. Jeżeli więc szkicownicy artystów minionych czasów przyniosły korzyść nauce i sztuce, znajdujemy i tu możliwości

wzbogacenia wiedzy technicznej, a zarazem możemy przekonać się o poziomie pracy i jej celowości, opartej li tylko na wyobraźni. Obserwacja sposobów pracy w dawnych czasach nie jest wyłącznie zadaniem historyków, lecz także i techników, którzy mogą dać obraz ówczesnej pracy ludzkiej na podstawie dzisiejszych wiadomości praktycznych i teoretycznych“.

II. Treść rękopisu. Zakres treści rękopisu Wawrzyńca Krziczki najlepiej charakteryzuje prof. Piszek we wstępie do omawianej tu publikacji, którego tłumaczenie przytaczamy poniżej:

„Rękopis ten nie był przeznaczony dla ogółu. Zawiera on — w gruncie rzeczy — opis prac, wykonanych lub prowadzonych przez dzwonnika, odlewnika dział, ludwisarza i wytwórcę



Rys. 2

Trójcylindrowa pompa. Niewidoczne na rysunku koło wodne napędza wykorbiony wał, połączony — za pomocą korbówców i wahadłowych dźwigni — z tłokami 3 pomp wodnych. Rysunek pompy nie jest ściśle konstrukcyjny i ma jedynie charakter schematu. Widać tu rurę dopływowej wody, przymocowaną do skrzyni pompy. Prawdopodobnie był to sposób oznaczania pomp tłoczących,

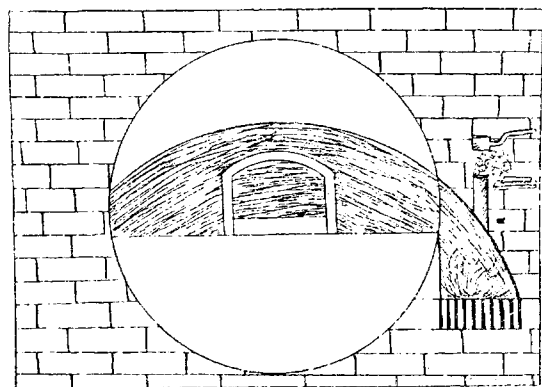
pomp oraz wiele praktycznych danych i wskazówek. Był on zapewne przeznaczony jedynie do użytku rodzinnego (dla rodziny dzwonników) i treść jego można uważać za drogowskaz dla następców Krziczki. Rękopis nosi charakter notatek, w wielu miejscach jest niekompletny, a niektóre części jego stanowią uzupełnienia z późniejszych czasów. Najprawdopodobniej zostały one dołączone do pierwotnego tekstu przez następcę Krziczki.

Rękopis jest b. obszerny i zdobią go liczne, b. pięknie wykonane ryciny. W podziw wprawiają nas trafne spostrzeżenia i szczegóły, które pozwalają na wniknięcie w pracę techniczną na ziemiach Korony Czeskiej w XVI stuleciu“.

Rozdział I. Materiał zbrojeniowy. Traktuje on o konstrukcji i sposobie wytwarzania głowic dział, ich wypróbowywaniu tudzież o konstrukcji i sposobie sporządzania rakiet. Znajdujemy tu opisy przyrządów pomiarowych dla artylerii i sposób produkowania bomb zapalnych, które były prototypami szrapneli; kolebką ich był Daleki Wschód, a w Europie Zachodniej były one wtedy nieznanne. Bogata treść tego rozdziału wskazuje na wysoki poziom czeskiej artylerii w XVI wieku.

Rozdział II. Konstrukcja pomp. Znajdują się w nim liczne ryciny pomp, powszechnie wówczas używanej konstrukcji i krótkie wzmianki o sposobie ich wytwarzania. Ryciny świadczą o wysokim poziomie, na jakim stała produkcja pomp, a sposób przedstawienia jej jest o wiele lepszy od perspektywy, którą stosował Leonardo da Vinci (1452 — 1519).

Rozdział III. Konstrukcja oraz wytwarzanie dzwonów i cymbałów. Rozdział ten cechują wykresy, wg których wyznaczono wymiary i profile dzwonów tudzież szkice ich wytwarzania. Sposoby ówczesne nie o wiele różniły się od używanych dzisiaj.



Handwritten text in Czech script, likely a transcription or description of the furnace diagram.

Rys. 3

Schemat pieca płomiennego do topienia brązu w tyglach. Skład brązu, używanego na działa za czasów Krziczki, był następujący: 89% miedzi i 11% cyny. Działa o podobnym składzie przetrwały aż do pierwszej wojny światowej.

Rozdział IV. Odlewnictwo. Autor podaje porządek prac przy laniu dział, dzwonów i innych odlewów. Mamy tu też opis konstrukcji pieców oraz wiadomości o wsadach dla różnych odlewów, o przyrządzaniu glin formierskich i rozmaitych domieszkach, polepszających jakość metali. Rozdział ten przynosi plastyczny obraz formowania gliny w XVI stuleciu, procesu, który nie uległ aż do dzisiejszych czasów żadnym zasadniczym zmianom.

Inż. EDWARD TERLECKI
Huta „Stalowa Wola“

Martwy słupek w wielkim piecu

Zagadnienie powstawania martwego słupka tworzywa w wielkim piecu zostało szczegółowo omówione w pracy Sorokina pt. „Ustrojstwo i oborudowańje sowremiennych domiennych cechów“. Wynika ono z charakteru nowoczesnych profili wielkich pieców i do pewnego stopnia ogranicza możliwości rozszerzania garu. Wielkie piece o profilach starych mają większą skłonność do zawisania, piece natomiast nowoczesne idą raczej środkiem. W pierwszym przypadku kierownictwo musi dbać, aby pieca nie zawiesić, w drugim zaś winno zapobiegać tworzeniu się martwego słupka.

Przyczyną tworzenia się martwego słupka w wielkim piecu jest zazwyczaj niskie ciśnienie dmuchu przy zbyt dużym przekroju wylotów dysz; poza tym ogromny wpływ wywiera stosunek średnicy gardzieli do średnicy garu, tak że przy za małej średnicy gardzieli walka z tworzącym się ciągle martwym słupem jest b. trudna. Gazy, napotykając mniejszy opór przy ścianie szybu, omijają środek, co daje w konsekwencji złe przepracowanie strefy środkowej i początek martwemu słupowi. Kwestia wielkości naboju tudzież urządzenia zasypowego odgrywa też dużą rolę i niejednokrotnie sama zmiana jednego z tych czynników wystarcza do usunięcia nadmiernej skłonności wielkiego pieca do pracy obrzeżnej.

Również obecność cynku w naboju sprzyja tworzeniu się martwego słupka.

Badanie tego ostatniego polega na tzw. „próbie drąga“: wbija się przez dysze żelazny pręt \odot ok. 25 mm i dł. 4 — 5 m aż do środka garu. W razie istnienia martwego słupka pręt wchodzi trudno i niekiedy w ogóle nie można nim przebić środka garu. W przypadku stwierdzenia obecności w garze przestrzeni zbitej i niedostatecznie przepracowanej przez gazy oraz temperaturę, zwłaszcza jeżeli wyjęty pręt pokryty jest warstwą czarnej miazgi, wzgl. jeżeli jest nagrany słabo i nierównomiernie, mamy pewność istnienia martwego słupka. Pręt, wyjęty z pieca, rozżarzony jest przy wylocie dyszy, natomiast

dalsza część pręta jest ciemniejsza i często wykazuje kilka stref, na przemian jasnych i ciemnych. Wykonawszy tego rodzaju próby przynajmniej przez 3 dysze, każdą z innej strony, można łatwo oznaczyć położenie martwego słupka i jego wielkość. Nieomylnym znakiem istnienia martwego słupka jest także wysoka zawartość siarki w surówce, bez względu na rozchód koksu i ilość żuźla. Zasadniczym objawem jest też zmiana pracy dysz i spadek ciśnienia dmuchu. Dysze częściowo świecą silniej, kawałki koksu nie są porywane przez powietrze w kierunku środka garu i są nieraz martwe. Ciśnienie powietrza spada często o $\frac{1}{3}$ normalnej swej wysokości. W dalszym stadium dysze w ogóle zamierają i widać przed nimi ciemne kawałki nieprzeobrobionej rudy tudzież kamienia wapiennego. Piec zwalnia bieg, żużel zaczyna kwaśnieć, a różnice zasadowości w różnych stronach pieca sięgają od 0,8 do 1,5. Świadczy to o tym, że martwy słupek tkwi asymetrycznie.

Tworzenie się martwego słupka nie zawsze pociąga za sobą zwolnienie biegu wielkiego pieca i w licznych przypadkach daje się obserwować zjawisko odwrotne, jednakże równoległe z tym ostatnim zjawiskiem zawartość siarki w surówce gwałtownie się podnosi, a krzemu często waha się.

Czarne kawałki przesuwają się przed dyszami coraz częściej, praca dysz staje się nierówna, jedne są rozżarzone do białości, podczas gdy inne mogą być całkiem ciemne.

Wprawne oko praktyka i bez „próby drąga“ potrafi stwierdzić tworzenie się martwego słupka, albowiem dysze pracują wówczas nierównomiernie, niemniej jednak dopiero przy pomocy „próby drąga“, można ustalić położenie martwego słupka i jego wielkość.

Jak już wspomniano, głównymi przyczynami powstawania martwego słupka, przy założeniu że profil wielkiego pieca jest właściwy, są:

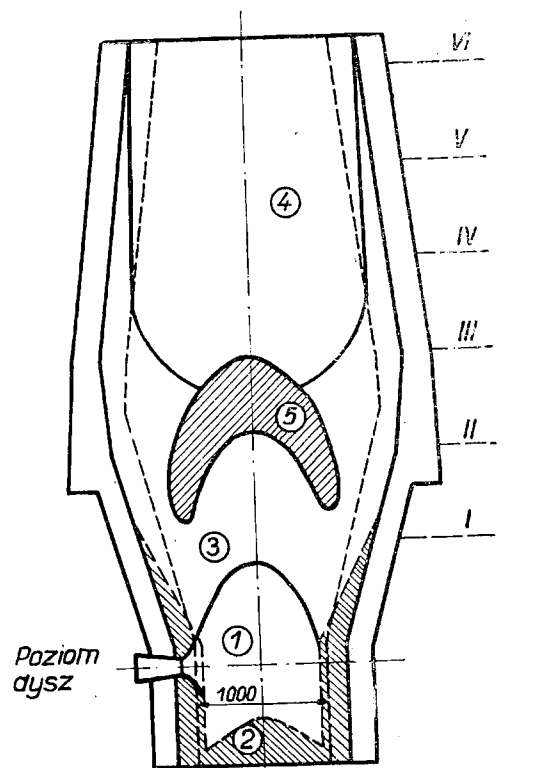
- 1) niskie ciśnienie dmuchu,
- 2) za duże przekroje wylotów dysz,
- 3) niedostateczna ilość dysz.

W dobrze pracującym wielkim piecu cały przekrój garu powinien być przepracowany przez gazy i temperaturę.

Sposobem ścinania martwego słupa, jaki autor stosował z dodatnim wynikiem, jest chwilowe zwiększenie ilości dmuchu, przy równoczesnym zmniejszeniu przekrojów wylotów dysz do wypróbowanych granic. Należy przy tym zmniejszyć przekroje wylotów wszystkich dysz, gdyż zmiana przekrojów wylotów tylko niektórych dysz, np. co drugiej, nie może dać dodatniego wyniku. Pomija się oczywiście przypadki, gdy piec pracuje bokiem i gdy stosowanie zmiany przekrojów wylotów dysz z jednej strony garu może bieg pieca poprawić.

Po wstawieniu do dysz tulejek, zmniejszających przekroje wylotów dysz, można zauważyć natychmiast zmianę koloru żużla na ciemniejszy. Jest to nieomyślny dowód, że zabieg został przeprowadzony skutecznie. Analiza takiego żużla wykazuje wyższą zasadowość niż przed zmianą przekrojów wylotów dysz. Często następuje wzrost zasadowości od 0,9 do 1,5. W tym ostatnim przypadku pręt wchodził b. ciężko do pieca, a po wyciągnięciu go był omazany czarną miazgą żelazistego żużla, przeplataną białymi smugami, pochodzącymi z wapna, które niewątpliwie — jako trudniej topliwe — skupiło się na przekroju martwego słupa. Ścinanie martwego słupa trwa zwykle 5 do 8 godz. i po upływie tego czasu można stwierdzić, że środek garu jest miękki. Równocześnie kolor żużla staje się normalny, jaśniejszy. W przypadku, gdy przy stosowaniu tej metody piec zawisnie, należy go zarywać, ew. dać 1, wzgl. 2 naboje koksowe jałowe, a bieg pieca wyrówna się i piec zacznie pracować normalnie.

Należy zaznaczyć, że przejście od martwego słupa do zawieszenia się wielkiego pieca jest b. łatwe i dlatego też stosując wyżej opisaną metodę konieczne jest zakończyć ją we właściwym czasie, gdyż wskutek intensywniejszej pracy dmuchu w środku przekroju wielkiego pieca następuje równocześnie zaniedbanie stref przy ścianach. Powoduje to oziębienie garu i tworzenie się narostów na jego ścianach, co może być przyczyną zawisania pieca. Umiejętne zarywanie łatwo doprowadza do unormowania biegu pieca, przeciwnie gwałtowne zarywanie może spowodować oziębienie garu przez zwalenie do niego masy nieprzerobionych tworzyw.



- ① Niespalony koks ④ Dolomit niewypalony (kawalki)
 ② Narosty ⑤ Przestrzeń zawierająca żółty proszek
 ③ Dolomit wypalony --- Profil pieca po wybudowaniu

Rys. 1

Pewien wpływ na usunięcie martwego słupa ma również zmiana sposobu zasypu nabołów koksowych i rudnych.

W dalszym ciągu niniejszego artykułu zostanie podana wzmianka o zjawisku, charakteryzującym rolę cynku przy tworzeniu się martwego słupa i zachowaniu się siarki lotnej, co częściowo wyjaśni, dlaczego przy zarywaniu wielkiego pieca zawartość siarki w surówce gwałtownie rośnie, a pary cynku wydobywają się z otworu spustowego. Zjawisko to stwierdził autor na jednym z wygaszonych wielkich pieców, pracujących na rudach ze znaczną zawartością cynku, a który z obawy, aby po opróżnieniu nie zawalił się, wypełniono przy wydmuchiowaniu dolomit. Po zatrzymaniu pieca, gdy przystąpiono — po zwaleniu szybu — do rozbierania garu, stwierdzono

w garze obecność narostu, czarnego koloru, o grubości ok. 500 mm. Skład chemiczny tego narostu był następujący:

NaCO ₃	49,2 ⁰ / ₀	C	6,0 ⁰ / ₀
NaCN	3,5 „	Al ₂ O ₃	4,0 „
K ₂ CO ₃	Ślady	PbCO ₃	1,0 „
ZnCO ₃	13,5 ⁰ / ₀	Fe ₂ O ₃	3,0 „
SiO ₂	6,0 „	Inne	15,0 „

W dolnej części szybu stwierdzono obecność żółtego proszku, wpadającego w odcień zielonkawą (rys. 1, warstwa 5). Skład chemiczny proszku był następujący:

Zn	31,46 ⁰ / ₀	MgO	8,79 ⁰ / ₀
S	0,47 „	SiO ₂	6,30 „
Pb	1,37 „	Fe	6,24 „
CaO	13,88 „	Inne	31,49 „

Próbka proszku zmieszana była z rozpadającym się dolomitem i dlatego analiza nie mogła być pewna. Autor sądzi, że po odrzuceniu CaO, MgO i SiO₂ oraz Fe, jako domieszek, nie mających nic wspólnego z nalotem, skład właściwy nalotu był by następujący:

Zn	94,40%
Pb	4,12 „
S	1,42 „

Wynik analizy jest potwierdzeniem znanego zjawiska wędrowania par cynku z dolnych warstw w górne i na odwrót, razem ze schodzącymi nabojami, w wyniku czego następuje znaczne oziębienie wsadu, znajdującego się na poziomie spadków i uszczelnianie górnych warstw wsadu, co powoduje niedostateczne przepracowanie naboju w szybie. Prężność pary ołowiu przy temperaturze spadków jest mała,

tak że ołów — jako ciężki — trafia na dno garu. Obecność kwiatu siarczanego w badanym proszku potwierdza, że i siarka, ulatniając się z dolnych części pieca, częściowo osiada w szybie na zimniejszych warstwach naboju. Prawdopodobnie osadzanie się siarki jest mniejsze. Stąd część siarki w swej wędrówce w górę i na dół — podczas pracy wielkiego pieca na surówkę gorącą — przy zarywaniu ma mniej sposobności przejścia do surówki niż przy surówce martenowskiej, gdyż strefy zimniejsze, na których siarka może osiadać, położone są wyżej i przy normalnym zarywaniu nie zdarza się przypadek nagłego przedostawania się jej do strefy wysokich temperatur, a tym samym do garu i surówki.

Podobnie okoliczność, że podczas wytapienia surówki odlewniczej zawartość siarki jest w niej — przy uregulowanym biegu pieca — prawie znikoma, natomiast przy najgorętszym biegu pieca, lecz przy niewystarczającej przewiewności wsadu, sięga nieraz ponad 0,3% i więcej, upoważnia do przypuszczenia, iż w przypadku utworzenia się martwego słupa, kiedy wewnątrz garu i spadków jest stosunkowo zimno, siarka osiada na warstwach wsadowych tuż nad poziomem dysz. Przy schodzeniu skokami, co z reguły w tym przypadku się zdarza, siarka ma możliwość dostania się razem z niedostatecznie przepracowanymi tworzywami wprost do garu i przejścia do surówki.

Jednocześnie fakt, że w strefie dolomitu (rys. 1, warstwa 3), na całej wysokości szybu, przy ścianach, gdzie przepływ gazów był najintensywniejszy, nie stwierdzono obecności kwiatu siarczanego, dowodzi, że głównym czynnikiem, usuwającym siarkę, są — poza żużlem — gazy. Czynnikiem ten jest więc przy ustalonych warunkach biegu — czynnikiem zasadniczym i wpływa w pewnym stopniu na zawartość siarki w surówce.

Prof. inż. WŁADYSŁAW KUCZEWSKI
Politechnika Śląska

Teoria działania nowoczesnych pieców martenowskich

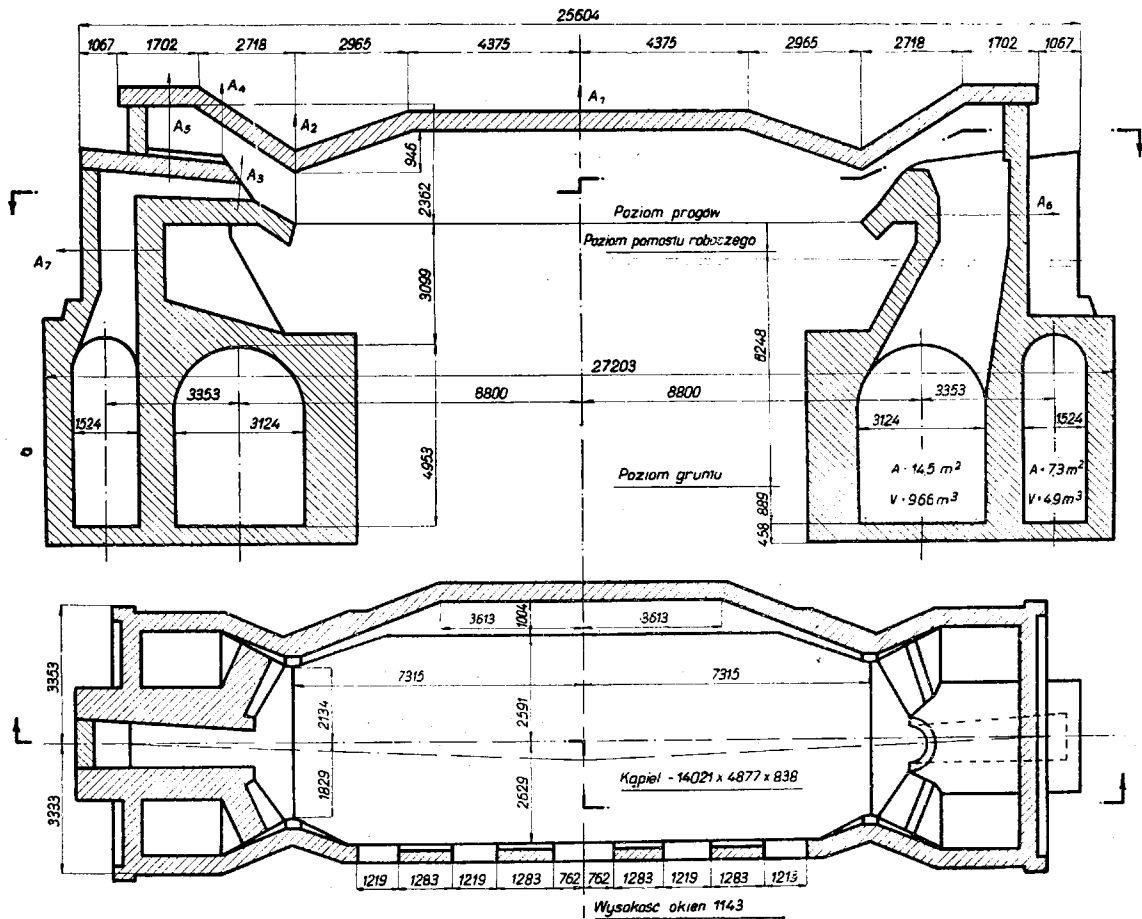
Opisana niżej teoria działania nowoczesnych pieców martenowskich powstała w wyniku wszechstronnej analizy danych liczbowych, zawartych w książce W. Buella pt. „Open hearth furnace“.*) Autor omówił w niej wyniki pracy najbardziej sprawnych nowoczesnych amerykańskich pieców martenowskich. Z obszernego, przytoczonego przez Buella, materiału wyjąłmy dane, dotyczące 5 najlepszych — naszym zdaniem — pieców, z których piece J, K, I i L były o pojemności nominalnej po 150 t każdy i jedynie piec G nominalnie był 130 t; poza tym piece J i K należały do typu 1 (opalanego gazem czadnicowym), piec I do typu 2 (opalanego ropą naftową), piece G i L do typu 3 (opalanego mieszkanką gazu koksowego i gardzielowego).

*) William Buell. Martenowskaja piecz'. Przekład rosyjski. Moskwa 1945.

Typ 1. Piec J (zbudowany w 1930 r.) uważa Buell za jeden z lepszych. Miał on głowice Venturiego o wylocie wg patentu Danforth. Koszt napraw i utrzymania b. niski. Wytop rzeczywisty był 166 t, zamiast projektowanych 152,5 t.

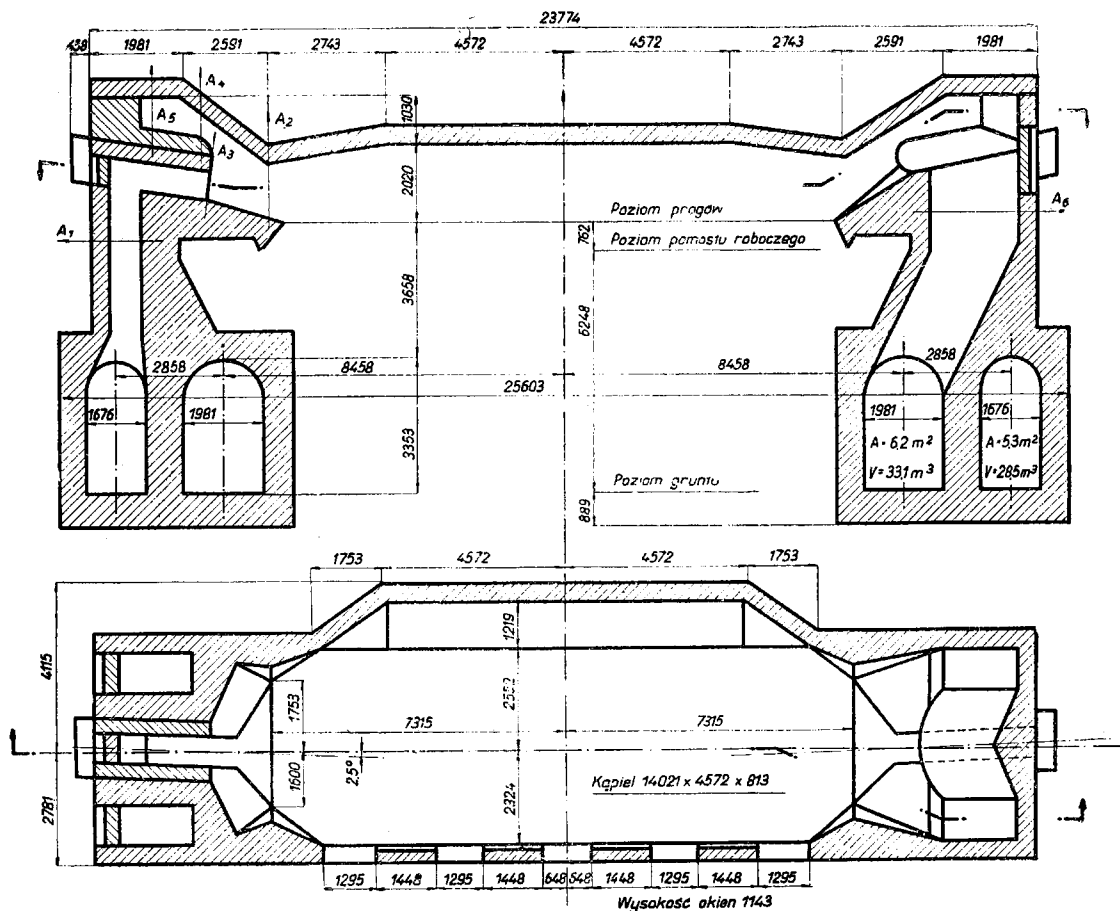
Piec K (zbudowany również w 1930 r.), o głowicach Blaira i wydatku zaledwie 180 kg węgla na 1 t wlewków, należy do najlepszych amerykańskich pieców martenowskich o najniższym wydatku paliwa, o długim okresie życia. Wytop rzeczywisty był 169 t, zamiast projektowanych 152,5 t.

Typ 2. Piec I (zbudowany w 1936 r.) na gaz czadnicowy, ale pracował na ropie naftowej, przez co dawał b. korzystne wyniki (wysoki wytop 192,5 t, zamiast projektowanych



Rys. 1

Piec J 150 t



Rys. 2

Piec K 150 t

152,5 t, niski rozchód paliwa, b. tanie i dobre wlewki).

Typ 3. Piece na gazie mieszanym powinny mieć przekroje przepływu gazu, powietrza i spalin większe niż piece typu 2, lecz mniejsze od pieców typu 1 (na gazie czadnicowym). Wg doświadczeń amerykańskich istnieją 2 sposoby spalania mieszanek gazowych, z których żadnego nie można uznać za lepszy: sposób Bansena, z nagrzewaniem mieszanki w odzysknicy do 1100 — 1200°C, spalającej się płomieniem bładym, nieświecącym, o wysokiej temperaturze, ze znaczną szybkością oraz sposób Mac Kune'a, o mieszance zimnej, spalającej się za pomocą silnie nagrzanego powietrza płomieniem świecącym, silnie wypromieniowującym ciepło, aczkolwiek o temperaturze zapewne niższej niż w sposobie Bansena.*)

*) Buell utrzymuje, że sposób Bansena powoduje przez silne nagrzewanie mieszanki gazowej rozkład węglowodorów w odzysknicy (co jest oczywiście zupełnie słuszne) i że — wbrew zdrowej logice i znanym prawom fizyko-chemicznym — przez wydzielenie ele-

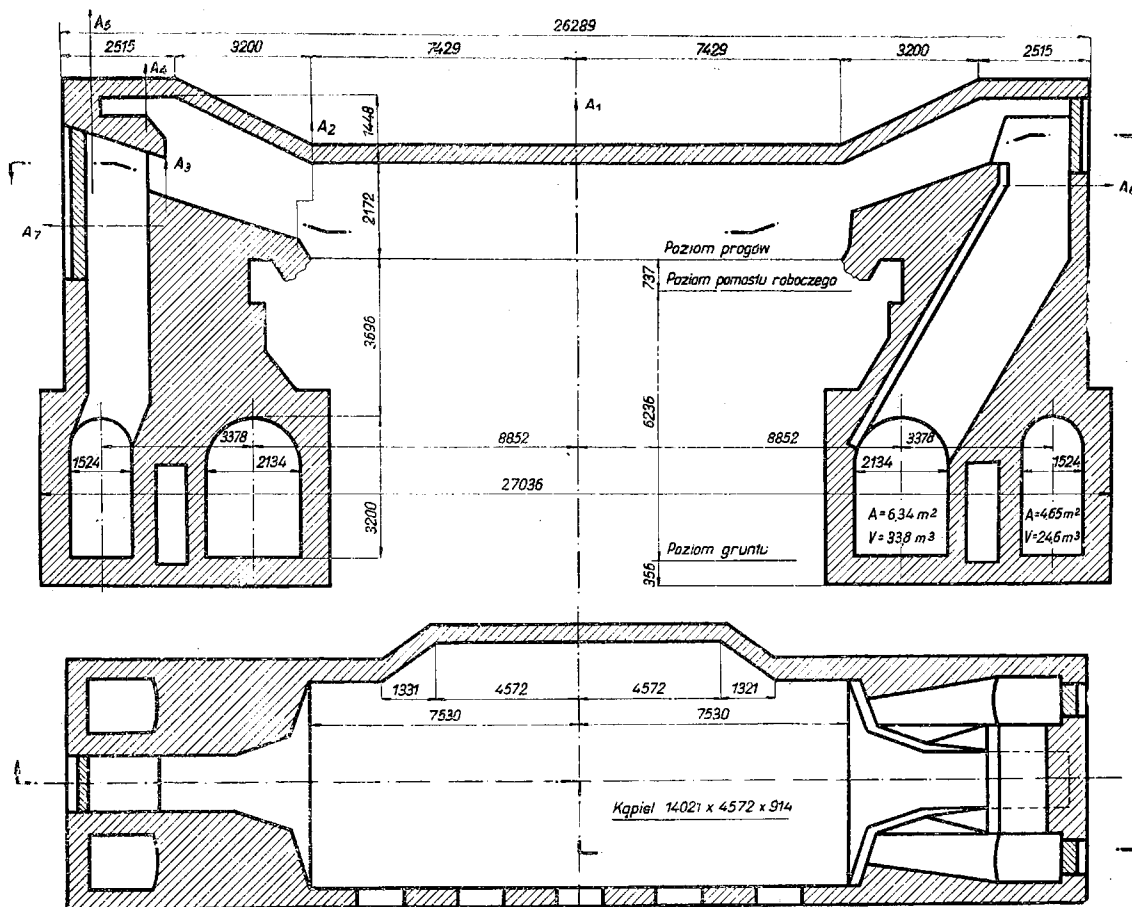
Piec G (zbudowany w 1932 r.) pracował na mieszance zimnej. Głowice Mac Kune'a posiadają zasuwę poziome, pozwalające sztucznie zwięzać przekrój poprzeczny pionowych kanałów powietrznych dla zwiększenia szybkości powietrza, tłoczonego do pieca wentylatorem i dla zwiększenia ilości mieszanki gazowej, zasysanej

mentarnego C (sadzy) daje w topniku silnie świecący płomień, podczas gdy sposób Mac Kune'a daje płomień błady, nieświecący, wbrew temu, co obserwujemy przy spalaniu w gorącym powietrzu zimnego gazu kokсового, ziemnego i świetlnego, które w piecach dają płomień silnie świecący. Jako potwierdzenie wyższości sposobu Mac Kune'a nad sposobem Bansena mogą służyć doskonale wyniki pracy pieca G i gorsze od nich wyniki pracy pieca L. Prawdopodobne jest, że wypadający w odzysknicy, na skutek nagrzewania mieszanki, elementarny C (sadza) in statu nascendi reaguje z CO₂ mieszanki, zamieniając się na CO:

$C + CO_2 = 2 CO - 34.460 \text{ kcal/mol}$ oraz z parą wodną wlg reakcji:

$C + H_2O = CO + H_2 - 27.840 \text{ kcal/mol}$.

Poza tym gorąca mieszanka, dotykając kąpeli, nie tak ją chłodzi jak zimna, nie nagrzana w odzysk-



Rys. 3
Piec I 150 t

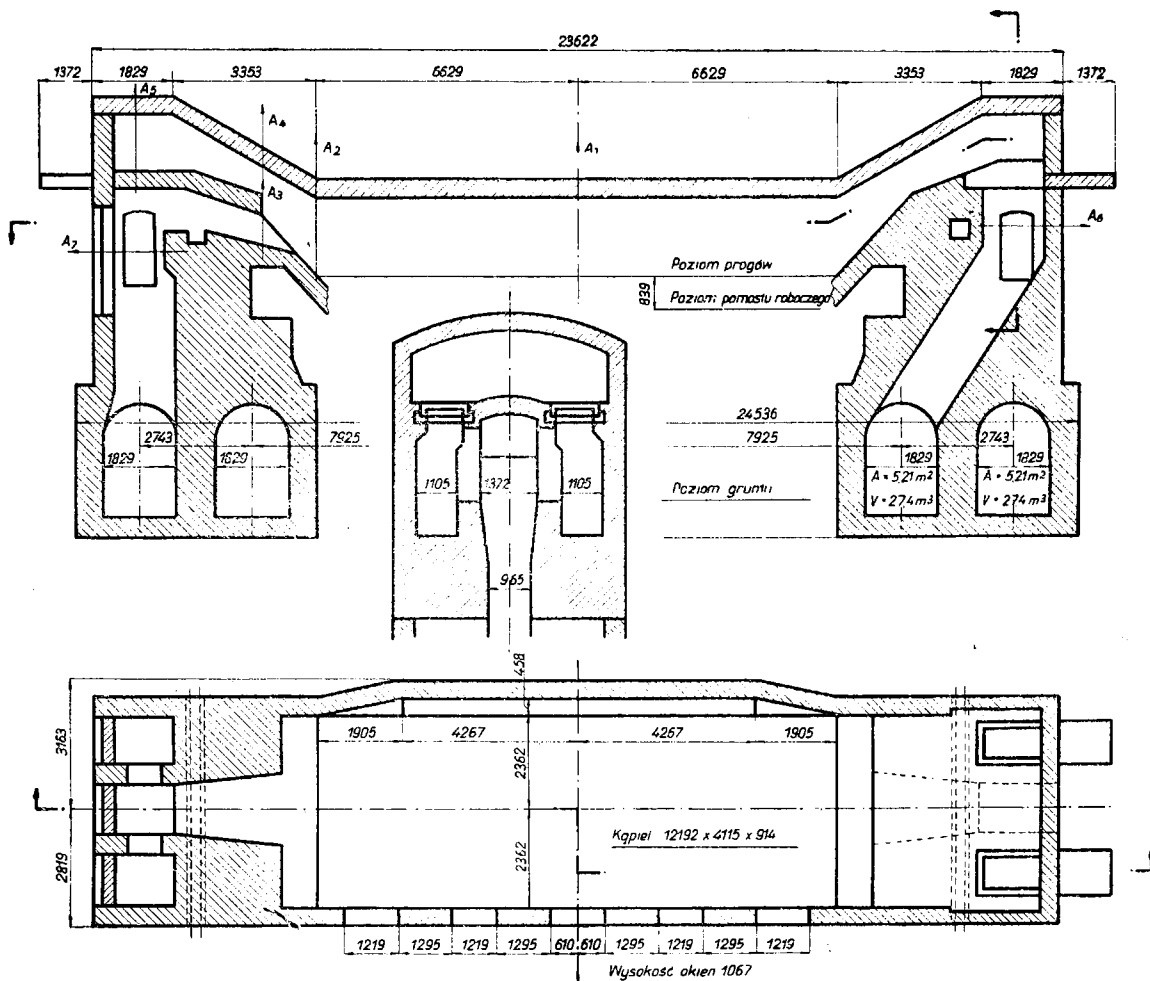
do topniska strumieniem gorącego powietrza o znacznej szybkości przy wlocie do topniska. Mieszanka płynie, dotykając kąpeli żuźlowej, strumień zaś gorącego powietrza — zamiast płynąć pod sklepieniem, by je skutecznie chłodzić — stara się przeszyć pod pewnym kątem strumień mieszanki, by ją spalić jak najbliżej kąpeli. Wg oświadczenia Buella piec G dawał pierwszorządne wyniki pracy pod każdym względem. Wytop rzeczywisty był 141 t, zamiast projektowanych 132 t. Niestety, Buell nie konkretyzuje wyników pracy pieca G tak, jak to uczynił w odniesieniu do pieca K, należy więc przypuszczać, że piec G dawał wyższy wydatek paliwa i krótszy okres życia niż piec K.

Piec L (zbudowany w 1932 r.) pracował na mieszance gorącej wg sposobu Bansa, dając po 175 t na top, zamiast projektowanych 150 t. Osobliwość konstrukcji głowicy Rosego polega na wysuwającym „kesonie“, który pozwala na zwiększenie przekroju poprzecznego kanału pionowego, odprowadzającego spaliny do odzyskownicy gazowej w celu podniesienia temperatury mieszanki gazowej do możliwie najwyższego po-

ziomu, kosztem obniżenia temperatury powietrza.

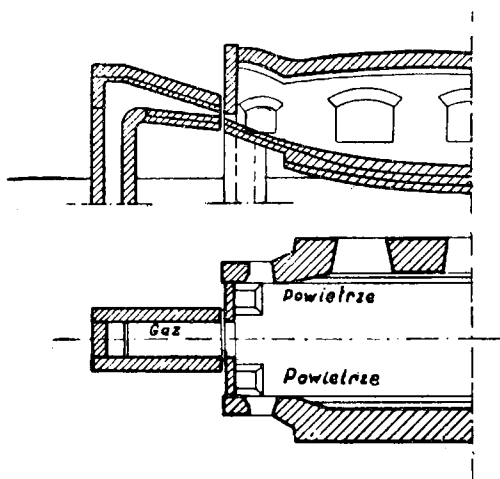
Wytworzenie znaczniejszej różnicy w temperaturach mieszanki gazowej i powietrza, służącej do jej spalania, sprzyja — wg naszego zdania — powstawaniu wirowego ruchu w topniku pieca martenowskiego przy dużym przekroju poprzecznym topniska i — co za tym idzie — przy niskich poziomych szybkościach przepływu przez nie mieszanki i powietrza powstaje, dzięki różnicy w ich ciężarze właściwym, pionowy ruch mieszanki gazowej — jako lżejszej — do góry i opadanie — cięższego od niej — powietrza na jej spotkanie ku dołowi, albowiem cała masa gazu tuż nad kąpielą spalić się nie może i z konieczności musi płonąć z dala od niej, na całym poprzecznym przekroju topniska, na całej jego wysokości.

Nasza polska teoria wirowego spalania gazu w piecu martenowskim, opierająca się na doświadczeniach amerykańskich nad głowicami Rosego, znajduje świetne potwierdzenie w do- brze pracujących piecach niemieckich o głowic-



Rys. 4

Piec G 130 t



Rys. 5

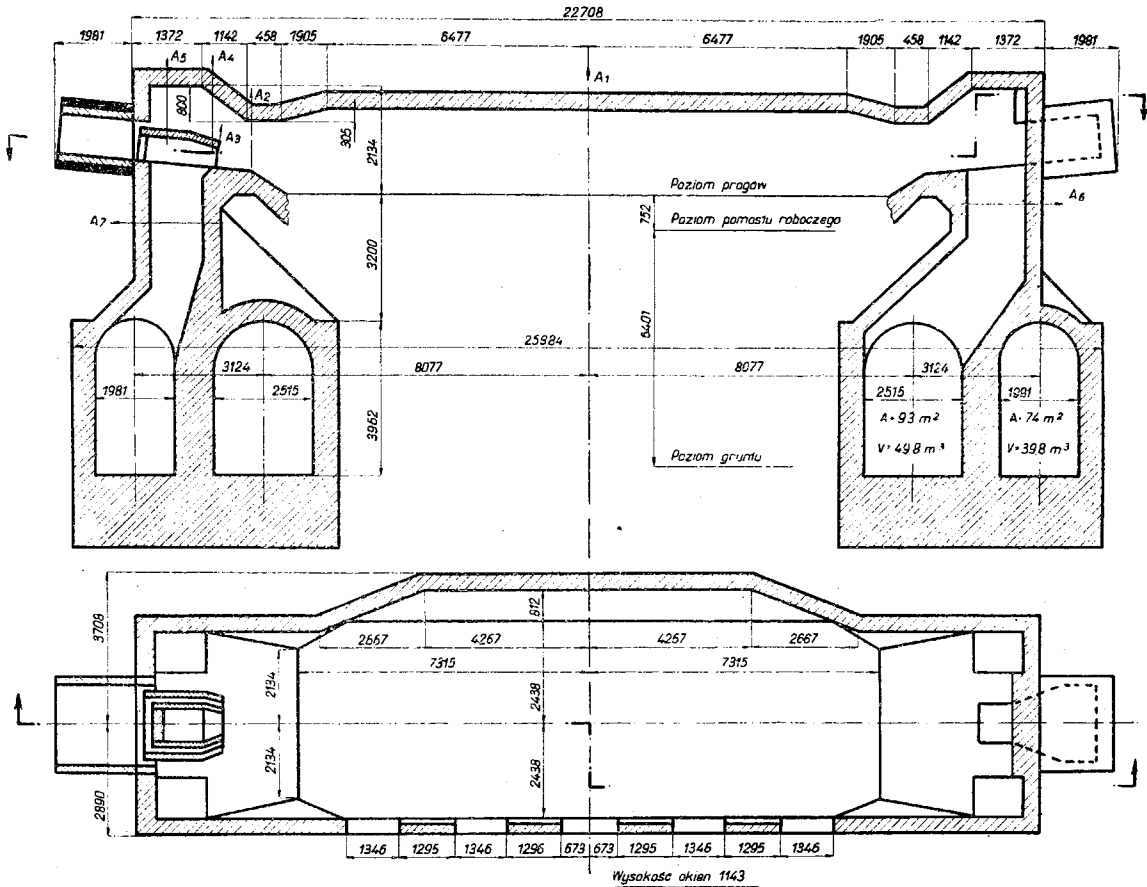
Głowica Maerza

cach Maerza, w których nagrzane powietrze wchodzi do pieca pionowo, wprost pod sklepienie, z b. małą szybkością poziomą przy dość znacznej szybkości poziomej gazu.

Wymiary najlepszego z amerykańskich pieców martenowskich, opisanych przez Buella, pieca K — w zestawieniu z wymiarami innych pieców — pozwalają na sformułowanie następujących uogólnień:

1) wysokość sklepienia nad poziomem prógów w dobrze pracującym piecu powinna być jak najmniejsza;

2) obok najmniejszej wysokości dobrze pracujący piec martenowski powinien posiadać duży stosunek poprzecznego przekroju wlotu powietrza A_1 do A_2 , mały stosunek poprzecznego przekroju wlotu gazu A_3 do A_2 i dużą bezwzględną wartość poprzecznego przekroju środka topniska A_1 , tak jak to podał Buell dla pieca K.



Rys. 6

Piec L 150 t

Typ	Piec	Długość topniska mm	Przekroje poprzeczne w m ²				Stosunek przekrojów			Wysokość sklepienia nad poziomem progów w mm pośrodku topniska
			topniska		wlotu do topniska		$\frac{A_1}{A_2}$	$\frac{A_3}{A_2}$	$\frac{A_4}{A_2}$	
			A ₁ pośrodku	A ₂ przy głowicy	gazu A ₃	powietrza A ₄				
1	J	14 030	11,495	4,371	0,421	5,638	2,63	0,096	1,288	2 362
1	K	14 030	11,650	5,165	0,460	6,952	2,258	0,089	1,348	2 019
2	I	14 630	9,602	5,403	—	6,287	1,776	—	1,162	2 172
3	G	12 200	9,104	6,668	1,083	3,462	1,365	0,162	0,520	2 032
3	L	14 259	9,868	5,113	0,331	5,343	1,93	0,065	1,045	2 134

3) jak wykazują ustalone przez Buella szybkości w poszczególnych poprzecznych przekrojach pieców:

Typ	Piec	Szybkości w m/s przy temperaturze t			
		powietrza		gazu	
		A ₄	A ₃	A ₁	A ₂
1	J	2,29	28,37	2,78	6,65
1	K	1,77	25,29	2,59	5,67
2	I	—	—	2,47	4,21
3	G	6,77	9,74	2,47	3,29
3	L	2,62	21,10	2,72	5,09

najważniejszym wymiarem dla należytej pracy pieca martenowskiego jest wysokość sklepienia nad poziomem progów, ponieważ szybkości spalin — poza szybkością w przekroju A₁ — nie wykazują żadnych cech wspólnych dla 2 najlepiej pracujących pieców K i G.

Teoria pieców płomiennych znakomitego radzieckiego metalurga prof. Gruma - Grzymajły, która usiłuje ustalić wartość wysokości sklepienia nad poziomem progów, oparta na niezbyt szczęśliwie dobranych współczynnikach przepływu i wymiany ciepła, nie może dać i nie daje — zadowolającego praktyków — najważniejszego wymiaru pieca martenowskiego; dane Buella

ustalają wysokość sklepienia nad poziomem progów na 2 m, z tym że szybkość przepływu spalin pośrodku topniska, przy długości 150 t pieca ok. 14,03 m, daje czas pobytu spalin w topnisku pieca K na $14,03 : 2,59 = 5,4$ do $14,63 : 2,47 = 5,9$ s dla pieca I, podczas gdy dla pieca G czas ten wypada na $12,2 : 2,47 = 4,97$ s, co nie mogło nie wpłynąć ujemnie na wyniki jego pracy; stąd wniosek: dla dobrej pracy pieca martenowskiego przy najwyższej wysokości sklepienia nad poziomem progów 2 m czas pobytu spalin w topnisku powinien wynosić 5,4 s;

4) jak wynika z danych Buella, piece I i G były forsowane; oto ich wytop z m^2 na 24 h:

Typ	Piec	Wymiary trzonu			Wytop t/m ² i 24 h	Głębokość kąpieli	
		Długość mm	Szerokość pośrodku mm	Powierzchnia m ²		największa mm	przeciętna mm
1	J	14 030	4 880	63,34	5,18	838	376
1	K	14 030	4 575	59,68	5,68	813	404
2	I	14 630	4 575	60,01	7,00	914	474
3	G	12 200	4 117	46,56	6,48	914	434
3	L	14 259	4 575	60,73	5,50	914	375

Spośród 3 pozostałych pieców najlepszy wytop miał niewątpliwie piec K, o wybitnie wiorowym ruchu gazu i powietrza w topnisku

(o szybkości wlotu w $A_3 = 25,29$ m/s i w $A_4 = 1,77$ m/s). Z danych Buella wynika zatem, że przeciętny wytop należy przyjmować przy najwyższej głębokości kąpieli nieco powyżej 800 mm i przeciętnej ok. 400 mm na $5,68$ t/m² i na 24 h;

5) Ogólną ilość spalin, a tym samym wydatek paliwa, określa podana wyżej szybkość spalin $2,59$ m/s i przekrój poprzeczny topniska A_1 pieca K $11,65$ m² dla gazu czadnicowego oraz $9,104$ m² dla mieszanki gazu koksowego i gardzielowego przy szybkości spalin w piecu G $12,2 : 5,4 = 2,26$ m/s.

Odpowiednio do wymiarów poprzecznych topniska ilość spalin przy temperaturze 1800°C okaże się równa:

dla pieca na gaz czadnicowy:

$$2,59 \cdot 11,65 = 30,2 \text{ m}^3/\text{s} \text{ albo } \frac{30,2}{1 + \frac{1800}{273}} = 4,0 \text{ nm}^3/\text{s} =$$

dla pieca na mieszankę gazu koksowego i gardzielowego:

$$2,26 \cdot 9,104 = 20,6 \text{ m}^3/\text{s} \text{ albo } \frac{20,6}{1 + \frac{1800}{273}} = 2,71 \text{ nm}^3/\text{s}$$

Jeżeli przyjąć podany niżej skład gazów:

Gaz	CO ₂	CO	CH ₄	C _n H _m	H ₂	N ₂	O ₂	Na 100 nm ³ gazu	
								rozchód powietrza nm ³	ilość spalin nm ³
Koksowy	2,7	5,6	23,12	1,9	55,9	10,28	0,5	391	460
Czadnicowy	3,8	26,06	1,25	0,33	13,58	54,58	0,5	109	189
Gardzielowy	8,0	32,00	—	—	2,5	57,5	—	82	165

okaże się, że w oierwszym przypadku wydatek gazu wyniesie $4,00 : 1,89 = 2,12$ nm³/s, o wartości opałowej 1300 kcal/nm³, czyli $1300 \times 2,12 = 2760$ kcal/s, w drugim — dla mieszanki, składającej się z 33,3% gazu koksowego i 66,7% gardzielowego:

$$2,71 : \left(\frac{4,6}{3} + \frac{1,65 \cdot 2}{3} \right) = 2,71 : 2,63 = 1,03 \text{ nm}^3/\text{s}$$

o wartości opałowej $(3923 \times \frac{1}{3}) + (1041 \times \frac{2}{3}) = 1308 + 695 = 2003$ kcal/nm³, czyli $2003 \times 1,03 = 2100$ kcal/s.

Przy mieszance 50% gazu koksowego i 50% gardzielowego otrzymamy:

$$2,71 : \left(\frac{4,6}{2} + \frac{1,65}{2} \right) = 2,71 : 3,125 = 0,87 \text{ nm}^3/\text{s}$$

o wartości opałowej $(3923 \times \frac{1}{2}) + (1041 \times \frac{1}{2}) = 1962 + 520 = 2483$ kcal/nm³, czyli $2483 \times 0,87 = 2160$ kcal/s.

W przeliczeniu na 1 t wlewków, których piec K wytapiał

$$0,9 \cdot \frac{169}{11} \cdot 24 = 331 \text{ t}/24 \text{ h}$$

natomiast piec G zaledwie

$$0,9 \cdot \frac{141}{13} \cdot 24 \cdot \frac{2,26}{2,47} = 214 \text{ t}/24 \text{ h}$$

wydatek ciepła wynosi:

$$\text{dla pieca K } \frac{2760 \cdot 86400}{331} = 720.000 \text{ kcal}$$

$$\text{dla pieca G } \frac{2160 \cdot 86400}{214} = 872.000 \text{ kcal}$$

Obliczenie to dowodnie wykazuje, że podane przez Buella szybkości obliczone są dla najwyższej — osiąganey w piecu — temperatury: wszak wydatek ciepła na 1 t wlewków powinien wynosić nie 720.000 lecz 1.440.000 kcal, jako równoważność zużywanych w piecu K na 1 t wlewków 180 kg zgazowywanego w czadnicy węgla kamiennego o przeciętnej wartości opałowej 8.000 kcal/kg. Z drugiej strony jest rzeczą oczywistą, że przez topnisko przepływa największa ilość spalin, odniesiona do normalnych warunków (0° i 760 mm sł. rt.), wtedy gdy temperatura płomienia jest najniższa. Zużycie gazu jest największe w okresie wsadzania i topnienia wsadu, kiedy — jak wykazuje poniższe zestawienie Buella — gaz przekazuje kąpieli w 65% czasu 75% całkowitej ilości ciepła w piecu K i w 55% czasu 70% ciepła w piecu G. W okresie wsadzania i topnienia powierzchnia styczności spalin z wsadem jest olbrzymia i dlatego też szybkości mogą być o wiele większe od przyjętych przez Buella dla przekrojów A₁ i A₂, a czas pobytu spalin w topnisku bez szkody dla sprawy

może być dla wywołania żądanego obniżenia temperatury spalin przy ich wylocie z topniska do głowicy o wiele krótszy od tego, jaki jest potrzebny w końcu topu, w okresie jego świeżenia, znane jest bowiem niebezpieczeństwo, zagrożające piecowi w okresie świeżenia i wykończania topu, kiedy temperatura w piecu jest osiągalnie najwyższa. Wtedy właśnie powinien być ściśle dotrzymany 5,4-sekundowy pobyt spalin w topnisku i nie powinna być przekroczona — zalecana przez Buella — szybkość spalin w przekroju A₁.

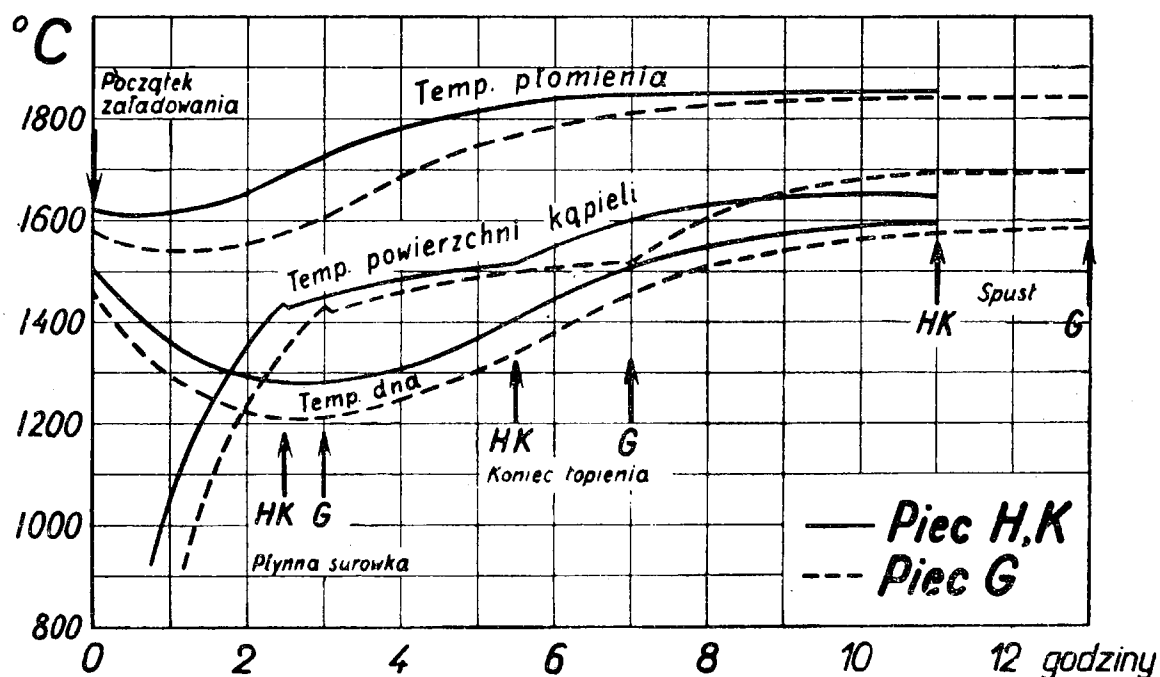
Zwraca uwagę fakt, że w piecu G temperatura płomienia była niższa, a ilość ciepła straconego przez trzon wyższa niż w wysokosprawnym piecu K. Przyczyny tego należy szukać w nieodpowiednim, strumieniowym spalaniu gazu i w nieodpowiedniej konstrukcji trzonu (o dużym przewodnictwie cieplnym) pieca G, podczas gdy w piecu K spalanie było wirowe, a trzon miał należytą otulinę i dostateczną grubość. Oto, co podaje na ten temat Buell:

Piec K	Wsadzanie			Topnienie				Świeżenie				Razem
Temp. płomienia °C	1 616	1 632	1 693	1 760	1 802	1 832	1 852	1 866	1 866	1 871	1 871	
Temp. pow. kąpieli °C	538	1 200	1 410	1 471	1 493	1 526	1 577	1 621	1 621	1 646	1 646	
Temp. pow. trzonu °C	1 424	1 321	1 282	1 296	1 338	1 407	1 480	1 543	1 543	1 585	1 585	
Temp. pow. zewn. °C	144	135	133	134	137	141	146	149	149	151	151	
	kcal/m ² i h											
Strumień ciepła do kąpieli	62 300	27 660	17 600	19 625	20 300	18 950	17 600	16 250	16 250	14 890	14 890	246 300
Strumień ciepła na zewn.	2 730	2 480	2 425	2 440	2 535	2 710	2 840	2 980	2 980	3 075	3 075	30 600
Kąpiel chłonie	59 570	25 120	15 175	17 185	17 835	16 240	14 150	13 270	13 270	11 815	11 815	215 700

Piec G	Wsadzanie			Topnienie				Świeżenie				Razem
Temp. płomienia °C	1 554	1 538	1 593	1 643	1 721	1 774	1 807	1 827	1 849	1 860	1 860	1 860
Temp. pow. kąpieli °C	440	1 049	1 343	1 446	1 471	1 490	1 504	1 557	1 626	1 668	1 668	1 699
Temp. pow. trzonu °C	1 371	1 254	1 210	1 221	1 268	1 340	1 421	1 485	1 527	1 560	1 560	1 585
Temp. pow. zewn. °C	204	196	190	193	199	202	210	216	218	221	221	230
	kcal/m ² i h											
Strumień ciepła do kąpieli	60 300	28 500	23 050	14 920	18 300	18 960	18 960	14 625	14 350	12 180	12 180	12 180
Strumień ciepła na zewnątrz	5 480	5 040	4 730	4 870	5 210	5 350	5 810	5 080	6 280	6 480	6 480	6 880
Kąpiel chłonie	54 820	23 466	18 320	10 030	13 090	13 610	13 150	8 545	8 090	5 700	5 700	5 300

Z bilansów ciepła amerykańskich pieców martenowskich wynika, że kąpiel chłonie

ok. 75.000 kcal na 1 t wlewków, co stanowi ok. 6% ciepła, wyzwalanego przez spalanie gazu



Rys. 7

Dane, charakteryzujące warunki wymiany ciepła w piecu,
w zależności od kostrukcji trzonu

i zaledwie wystarcza na pokrycie ciepła, zawartego w żużlu, ciepło zaś, zawarte w stali, dorównuje ciepłu odbywających się w kąpieli reakcyj egzotermicznych po potrąceniu ciepła reakcyj endotermicznych, a ponadto pochodzi z ciepła płynnej surowki oraz — co jest rzeczą najważniejszą — z ciepła, pochłoniętego przez wsad w okresie jego ładowania i topnienia, dzięki bezpośredniej styczności stałego wsadu ze spalinami. Reszta dostarczonego przez spalanie gazu ciepła idzie na pokrycie strat ciepła w spalinach kominowych, w wodzie chłodzącej i przez ściany.

Praktyka amerykańska stwierdziła z całą stanowczością, że redukcyjny płomień gazowy — zwłaszcza w okresie wsadzania i topnienia tworzyw — podwyższa uzysk wlewków ze wsadu i pomniejsza zgar metalu w piecu o 2%. Nie wiemy — niestety — jakiego płomienia dotyczą dane Buella: redukcyjnego czy też utleniającego. Nie ulega wątpliwości, że płomień redukcyjny powinien mieć temperaturę wyższą od płomienia utleniającego, można więc sądzić, że piec K pracował na płomieniu redukcyjnym, a piec G na utleniającym.

Powyżej podajemy krzywe Buella, uzupełniające jego dane liczbowe co do rozkładu temperatury w 2 najlepszych amerykańskich piecach martenowskich.

Wnioski. 1) Najwięcej ciepła dostarcza piecowi martenowskiemu spalanie gazu w okresie wsadzania i topnienia stałych tworzyw, dzięki bezpośredniej ich styczności ze spalinami, kąpiel zaś chłonie zaledwie 6% ciepła, dostarczanego piecowi przez spalanie gazu, dzięki promieniowaniu płomienia o możliwej najwyższej temperaturze.

2) Temperatura procesu i — ściśle z nią związana — szybkość przebiegu świeżenia zależy od ciepła, wypromieniowanego przez płonący gaz.

3) Długość okresu wsadzania i topnienia w różnych piecach może być jednakowa; nie zależy ona od najwyższej, możliwej do osiągnięcia, temperatury płomienia i określana jest przez stopień zmechanizowania wsadzania tudzież przez stan fizyczny tworzyw.

4) Spalanie gazu w piecu martenowskim powinno odbywać się wirowo, czyli przy szybkości wlotu gazu do topniska co najmniej 25,29 m/s i przy szybkości wlotu powietrza do topniska co najmniej 1,77 m/s.

5) Szybkość spalin pośrodku topniska w okresie świeżenia przy najwyższej temperaturze płomienia w piecach 150 t nie może przekraczać 2,59 m/s, a czas pobytu spalin w topnisku nie powinien być mniejszy od 5,4 s.

6) Odległość między sklepieniem a poziomem progów okien wsadowych nie może wynosić więcej niż 2 m.

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

Doświadczalna produkcja stali na łożyska toczne

Metody wytopu*). Przystępując w hucie „Stalowa Wola“ do wytopów próbnych stali łożyskowej przyjęto założenie, że należy wykorzystać wszystkie dostępne sposoby produkcji, dotyczące zarówno procesów metalurgicznych w piecu, jak i metod odlewania, a następnie wybrać spośród nich — na podstawie wyników — metodę wzorcową. Mając do dyspozycji piece elektryczne łukowe 15 t, piece indukcyjne 1,5 t i 4 t oraz piece martenowskie zasadowe 30 t na gaz ziemny, ustalono następujący program wykonania topów próbnych:

1) w piecu elektrycznym łukowym zasadowym 15 t:

- a) 1 top na stałym wsadzie z odpadków czystych, niestopowych,
- b) 1 top na stałym wsadzie zawierającym 1 — 1,5% Cr (proces odzyskowy ze świeżeniem),
- c) 1 top na stałym wsadzie z odpadków czystych, niestopowych z wprowadzeniem płynnego żelazochromu z pieca indukcyjnego,

2) metodą duplex (piec martenowski i elektryczny łukowy), wsad 18 t:

- a) 1 top sposobem normalnym,
- b) 1 top z wprowadzeniem płynnego żelazochromu z pieca indukcyjnego,

3) W piecu elektrycznym indukcyjnym 1,5 t: 1 top na wsadzie czystym, niestopowym.

Układając powyższy program zdawano sobie sprawę z tego, że topy z pieca indukcyjnego, w którym materiał nie podlega świeżeniu i z natury samego procesu zawiera więcej zanieczyszczeń, będą gorsze niż z pieca łukowego. Niemniej jednak tak dla celów porównawczych, jak i w celu potwierdzenia naszych przewidywań, zdecydowano wykonać próbę z pieca indukcyjnego. Co do topu z płynnym żelazochromem, celem tej metody jest rozbitcie węglików chromu w piecu indukcyjnym i skrócenie czasu rafinacji w piecu łukowym, co wg źródeł zagranicznych wpływa na zmniejszenie ilości zanieczyszczeń. Opierając się na danych zagranicznych i na własnym doświadczeniu ustalono następujące zasady prowadzenia topów próbnych, poczynając od przygotowania wsadu, a skończywszy na hali odlewniczej:

1) Dla topów z pieca elektrycznego łukowego 15 t. Wsad musi się składać z odpadków własnych, o znanej analizie i możliwie małej zawartości P i S. Materiał winien być wolny od rdzy, a kształt i wielkość kawałków powinny gwarantować szybkie roztopienie. Należy zwrócić uwagę na dokładne ważenie i staranne ułożenie wsadu w koszu. Środek nawęglający stanowią będą odpadki elektrod węglowych. Ilość węgla we wsadzie ma być tak obliczona, aby pierwsza próba po roztopieniu miała 0,40 — 0,50% C powyżej dolnej granicy przepisanej analizy. Do każdego wsadu należy dodać ok. 200 kg kamienia wapiennego, o wielkości kawałków 100 — 200 mm.

Topienie i świeżenie. Przyjęto jako zasadę proces z energicznym świeżeniem, a okres gotowania ustalono na 1½ — 2 godz. Zaraz po roztopieniu należy pobrać próbę do analizy na C, Mn, P, Cr i Ni i ściągnąć pierwszy żużel w celu odfosforzenia, póki kąpiel jest stosunkowo chłodna. Następnie narzucić wapna i rudować porcjami po 15 — 20 łopat, tak aby żużel był mocno pienisty i przelewał się przez próg. Używana w czasie świeżenia ruda ma być sucha, kawałki 100 — 200 mm, a wapno świeżo palone, w kawałkach wielkości pięści. Top w czasie rudowania winien być ciepły, tzn. metal przy braniu próby ma być płynny i spływać z łyżki bez pozostałości. Próby na C, Mn i P należy pobierać co 15 min. Zawartość Mn przez cały okres świeżenia nie powinna spaść poniżej 0,20—0,25% Mn. Żużel należy ściągać zależnie od zawartości fosforu. Okres świeżenia kończy się, gdy zawartość C w kąpeli osiągnęła dolną granicę przepisanej analizy, wzgl. nieco poniżej. Ilość wypalonego w tym czasie węgla powinna wynosić ok. 0,50% C. Po ukończeniu gotowania trzeba żużel świeżący całkowicie ściągnąć.

Rafinacja. Odtlenienie stali łożyskowej należy przeprowadzić wyłącznie za pomocą „żużla karbidycznego“, z niewielkim dodatkiem Al (2 kg) w czasie rafinacji (pod nazwą „żużel karbidyczny“ rozumiemy taki żużel, w którym odtlenianie odbywa się tylko przy pomocy mielonego koksu i gdy jedynym produktem redukcji jest CO, praktycznie nierozpuszczalny w kąpeli). Całkowita ilość mieszanki na żużel karbidyczny stanowi 2 — 3% ciężaru metalu, a skład jej jest następujący: 70% wapna palonego + 15% fluszpattu + 5% piasku + 10% mielonego koksu, wzgl. mączki elektrodowej. Mieszanka ta odpowiada żużłowi średnio karbidycznemu. W hucie „Stalowa Wola“ koks przygotowuje się osobno i dodaje się go nieco

*) Porówn. „Hutnik“ z 1948 r., Nr 4, str. 165.

później na narzuconą już mieszankę wapna, piasku i fluszcypatu. Wapno winno być świeżo palone, kawałki wybierane, wielkości do 50 mm. Mieszanka ma być przygotowana w czasie topienia wsadu i ogrzewana gazem na płycie metalowej. Przepis postępowania dla całego okresu rafinacji ustalono następujący: po ściągnięciu żużla świeżego narzucić na metal mieszankę i po chwili $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ przygotowanej ilości mączki elektrodowej, wzgl. koksu, po czym piec zamknąć. Po 15 min. dobrze przemieszać kąpiel, wziąć próbę żużla i zależnie od tego „poprawić” jego wygląd. Dobry żużel karbidyczny powinien po upływie 3 — 5 min. rozsypywać się na proszek barwy jasno szarej, a po zanurzeniu w wodzie wydzielać charakterystyczny zapach acetyleny.

Równocześnie z próbami żużla należy pobierać próby metalu do wlewniczki i obserwować zachowanie się stali. W miarę postępującego odtleniania próby silnie iskrzące i początkowo rosnące powinny się uspokajać. Idealem odtlenienia było by otrzymać próbę zupełnie spokojną i nieiskrzącą, w czasie $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ godz. od narzucenia mieszanki. Niestety, w praktyce nie można uzyskać całkowitego uspokojenia kąpeli za pomocą jedynie tylko samego żużla karbidycznego. Wobec tego w ok. $\frac{1}{2}$ godz. po otrzymaniu dobrego żużla karbidycznego należy wprowadzić do kąpeli 2 kg aluminium, aby usunąć z niej resztę pozostałych tlenków i w kilka minut po tym metal dobrze przemieszać. Jeżeli pobrana próba stali jest spokojna, należy dodać przepisaną porcję żelazochromu stałego, podgrzanego do temperatury ok. 400°C, wzgl. żelazochromu płynnego i ew. uzupełnić analizę Mn. Co 15 min. od chwili dodania żelazochromu kąpiel winna być dokładnie mieszana, w celu wyrównania składu chemicznego i dostatecznego odtlenienia dolnych warstw metalu. Żużel, po dodaniu żelazochromu początkowo zielonawy od tlenków Cr, należy „wybielić” odpowiednimi dodatkami koksu i wapna, tak aby przed spustem otrzymać normalny, jasno - szary, wzgl. białawy kolor. Top należy prowadzić gorąco, obniżając stopniowo temperaturę od początku rafinacji ku końcowi. Sprzyja to wydzielaniu się gazów i zanieczyszczeń. Poza tym trzeba zwrócić specjalną uwagę na to, aby w żadnym momencie rafinacji nie przegrzać zbyt kąpieli, ze względu na niebezpieczeństwo nadmiernego nagazowania stali. Po upływie 1 godz. od chwili dodania żelazochromu okres rafinacji winien być zakończony, analiza stali uzupełniona, a temperatura metalu odpowiednia do spustu. Dla topów z płynnym żelazochromem okres rafinacji skraca się o $\frac{1}{2}$ godz.

Wykończenie wytopu i spust. Gdy top gotowy jest do spustu, dodaje się żelazokrzem i przeprowadza się ostateczne odtlenienie stali, za pomocą aluminium, wzgl. innych odtleniaczy, bądź całkowicie w piecu, bądź częściowo w piecu, a częściowo w kadzi. Mając na uwadze spe-

cialnie wysokie wymagania, stawiane stali łożyskowej co do czystości, zdecydowano zamiast Al użyć stopu Al — Si, a część żelazokrzemu zastąpić krzemowapniem, ponieważ złożone związki, typu nAl_2 , $mSiO_2$, $nCaO$, $mSiO_2$ o niższej temperaturze topliwości mają większą skłonność do koagulacji i łatwiej wypływają do żużla niż czyste Al_2O_3 lub SiO_2 . Poza wyżej wymienionymi odtleniaczami przepisano niewielką ilość żelazowanadu, który jest doskonałym odgazowywaczem i polepsza pierwotną strukturę wlewka (drobnoziarnistość). Dokładny przepis wykończenia 15 t topu przedstawia się następująco: Do pieca: 20 kg żelazokrzemu (75% Si) + 20 kg Al - Si (45% Al, 40% Si) + 5 kg Fe — V (80% V). Do kadzi: 20 kg Ca — Si (30% Ca, 60% Si), w czasie spustu.

W 5 min. po dodaniu wyżej wymienionych żelazostopów należy kąpiel dobrze wymieszać, pobrać próbę do wlewniczki i skontrolować jeszcze raz temperaturę stali. Spust powinien nastąpić nie później niż po 10 — 15 min., licząc od chwili dodania żelazokrzemu. Przedłużanie tego okresu jest — z uwagi na zwiększoną chłonność gazów (obecność Si) — niewskazane. Ca — Si dodaje się, gdy w kadzi jest ok. $\frac{1}{5}$ metalu. Wszystkie dodatki stopowe wprowadza się do pieca, wzgl. do kadzi, w stanie podgrzanym i bez miaru. Po spuszczeniu z kadzią odstać 5 — 10 min, zależnie od temperatury topu.

2) Dla topów metodą duplex (piec martenowski i elektryczny łukowy). Przy metodzie tej topienie i świeżenie, odbywa się w piecu martenowskim, a rafinowanie w piecu elektrycznym łukowym. Metoda duplex daje lepsze przygotowanie stali w okresie świeżenia i tym samym gwarantuje lepsze odgazowanie.

Wsad. Wsad dla pieca martenowskiego winien składać się z odpadków stali węglowych i surówki martenowskiej, zawierającej minimum 2% Mn i możliwie najmniej fosforu i siarki. Wielkość wsadu w piecu martenowskim ustalono, wg pieca elektrycznego łukowego, na 18 t. Ilość węgla we wsadzie ma być tak obliczona, aby metal zawierał po roztopieniu 0.50—0.70% C powyżej górnej granicy, przepisanej w analizie. Ilość kamienia wapiennego we wsadzie 1000—1500 kg.

Świeżenie w piecu martenowskim. Po roztopieniu należy ściągnąć żużel z okresu topienia, pobrać próbę do analizy, narzucić świeżo palonego kawałkowego wapna i rudować porcjami po 30—40 łopat. Kąpiel winna się energicznie gotować przez cały okres świeżenia, metal ma być ciepły, a zawartość manganu nie powinna spaść poniżej 0.20% Mn. Ilość ściąganego w tym czasie żużla uzależniona jest od zawartości fosforu. Po wyświeżeniu węgla w kąpeli do zawartości, równej górnej granicy przepisanej analizy, należy top spuścić do kadzi i przelać do pieca elektrycznego łukowego,

w celu dalszej rafinacji, tudzież ostatecznego wykończenia. Wylew w kadzi przy przelewie — \varnothing 60 mm. Kadź do przelania należy podgrzać. W czasie spustu do kadzi odtlenia się metal niewielką ilością aluminium (1—2 kg). Okres świeżenia w piecu martenowskim powinien wynosić 1½—2 godz.

Rafinowanie i ostateczne wykończenie. Zaraz po przelaniu do pieca elektrycznego łukowego narzuca się na metal przygotowaną mieszankę na żużel rafinacyjny i top prowadzi się dalej, analogicznie jak przy procesie na stałym wsadzie. Dla topu z płynnym żelazochromem okres rafinacji krótszy jest o ½ godz.

3) Dla topów z pieca indukcyjnego 1,5 t (tygiel kwaśny).

Wsad stanowiąc będą przetopy własne węglowe oraz dodatki stopowe, wprowadzone w następującej kolejności: żelazochrom do wsadu, żelazomangan tuż przed roztopieniem, żelazokrzem na 15 min. przed spustem.

Rafinowanie powinno trwać ok. 30 min., w czasie którego należy ściągnąć żużel z okresu topienia i zrobić nowy z mielonego szkła, ew. z piasku, podgrzać kąpiel do koniecznej dla spustu temperatury i dodać żelazokrzem, jak podano wyżej. Tuż przed spustem wprowadzić 0,5

kg aluminium, w celu ostatecznego odtlenienia. Wskazane jest, po wyłączeniu prądu do spustu, odstać z topem w piecu ok. 3 min., aby mechanicznie porwane (ruchy wirowe) części żużla i wyprawy pieca, zdążyły wypłynąć do żużla. Top w czasie spustu powinien być należycie ciepły (1480°C — Pyropto bez poprawki). Z kadzią należy odstać ok. 3 min.

Stan pieców przy wszystkich wyżej wymienionych próbach winien być kontrolowany przed i po każdym topie. Nawet drobne uszkodzenia trzonu, czy otworu spustowego winny być starannie naprawione. Najbardziej wskazane jest stosowanie trzonów, ubijanych metodą Crespi. Rynny spustowe należy wymurować tylko cegłą szamotową. Lepienie rynny gliną, wzgl. różnymi zaprawami, jest niewskazane (zanieczyszczenia).

Odlewanie. Sprawa należytego odlania materiału, otrzymanego z pieca, jest co najmniej tak ważna, jak samo prowadzenie topu. Zlekceważenie wpływu hali odlewniczej może się fatalnie odbić nawet na najlepiej wyrobionej w piecu stali. Co do odlewania stali łożyskowej ustalono następujące zasady:

a) Wielkość wlewów. Zdecydowano się odlać wyłącznie wlewki małe, następujących formatów (tabl. I):

TABLICA I

Przekrój wlewka	Symbol	Wymiary w mm			Zbieżność %	$\frac{H}{D}$	Ciężar wlewka z głową
		górną	dół	wysokość			
Kwadratowy	B1x	325	265	950	2,5	3,2	640 kg
Kwadratowy	B2	290	240	1 050	2,5	3,9	650 „
Okrągły	C	300	240	1 200	2,5	4,3	600 „
Okrągły	C2	200	160	700	2,8	3,9	160 „

Ponieważ dane zagraniczne zgodnie stwierdzają, że dla stali łożyskowej smukłość wlewka (H : D) winna wynosić nie więcej niż 3,2, wprowadziliśmy dla próby format B1x przez obcięcie normalnej wlewnicy B1. Z wlewów dużych 2 t i 3 t, stosowanych w hutach amerykańskich, na razie rezygnujemy, albowiem skłonność do likwacji przy wlewkach dużych, wynikająca z natury stygnięcia, jest większa niż przy wlewkach małych.

b) Sposób odlewania. Mimo że literatura zagraniczna poleca raczej lanie z góry, postanowiliśmy zastosować przy próbach — obok lania z góry — również odlewanie syfonowe, które przy dobrej jakości materiałów ogniotrwałych i starannym przygotowaniu daje znacznie lepszą powierzchnię wlewów.

c) Szybkość odlewania. Przy laniu syfonem szybkość odlewania winna być taka, by metal podnosił się we wlewnicach spokojnie, a powierzchnia jego była pokryta tzw. „korzuszką”, mając wokół ścian wlewnicy strefę czystego metalu, szerokości 15—20 mm. Dobór odpowiedniego wylewu dla kadzi zależy od ciężaru odlewanej topu tudzież od wielkości i ilości wlewnic, umieszczonych na jednym syfonie. Decydują tu: doświadczenie własne i dane praktyczne stalowni. Przy odlewaniu z góry należy beżwzględnie stosować garniec, który gwarantuje jednakowe warunki odlania każdego wlewka i zmniejsza rozprysk strumienia przez wyeliminowanie ciśnienia ferrostatycznego metalu z kadzi. Wielkość wylewu w garncu dobiera się zależnie od wielkości odlewanych wlewów. Pewnego rodzaju wskazówką może tu być liczba

podana dla lania z góry przez źródła niemieckie: 0,5 t/min. W naszym przypadku ustalono dla pieca elektrycznego łukowego 15 t wylew w kadzi 30 mm, wylew w garncu 25 mm dla wlewków B1x, B2 i C oraz wylew 20 mm dla wlewków C2. Dla pieca elektrycznego indukcyjnego 1,5 t wylew w kadzi 25 mm, w garncu 25 mm.

d) Przygotowanie sprzętu hali odlewniczej: Na odpowiednie przygotowanie sprzętu i kontrolę hali odlewniczej należy położyć specjalny nacisk. Pedantyczna czystość i dokładność w zestawieniu poszczególnych elementów, tworzących tzw. „dół odlewniczy“, daje gwarancję otrzymania dobrego wlewka. Co do szczegółów powinno się przestrzegać:

a) Kadź ma być do spustu podgrzana i mieć za sobą co najmniej 1 lub 2 topy. Na tak odpowiedzialny top nigdy nie wolno używać nowej kadzi.

b) Wlewnice stosować nowe, wzgl. mało używane, o nienaruszonej powierzchni wewnętrznej. Wszystkie wlewnice powinny być ciepłe i wysmarowane cienko tudzież równomiernie gorącą smołą bezwodną, przy temperaturze ok. 80°C.

c) Płyty odlewnicze, syfony i garnce winny być wymurowane najlepszą z posiadanych cegieł szamotowych tudzież starannie wysuszone i oczyszczone z resztek zaprawy.

d) Nadstawki należy wylepić masą, nieopadającą w czasie ustawiania ich na wlewnicach, wzgl. w czasie odlewania. Powolne i łagodne suszenie nadstawek wpływa dodatnio na dobrą spoiwość masy.

e) Ustawianie wlewnic i syfonów ma być bezwzględnie współśrodkowe w stosunku do otworów spodowych. Gwarantuje to dobrą powierzchnię wlewka i oszczędza wlewnice. Przy laniu z góry, strumień metalu z garnca winien trafiać pionowo w środek wlewnicy.

Przebieg wytopów próbnych i wyniki badań.

Topy próbne starano się wykonać wg powyższych wytycznych przy czym pilnowano aby warunki prowadzenia topów w piecach oraz warunki odlewania stali były możliwie stałe. Zespoły wlewnic dla wszystkich topów z pieca elektrycznego łukowego 15 t (wsad twardy i metoda duplex) ustalono następująco:

I syfon: 2 B1x+2 B2+2 C

II syfon: 12 C2 wzgl. 8 C2

z góry: co najmniej po 2 wlewki każdego formatu.

Dla pieca indukcyjnego: tylko z góry 1 B1x + 1 B2.

Przedmiotem prób była stal łożyskowa marki N C K, o analizie przepisanej:

C = 0,95 — 1,10%, Mn max. 0,30%, Si max. 0,30%, P i S po max. 0,025%, Cr = 1,40 —

1,70%. Charakterystyczne dane, dotyczące prowadzenia topów i odlewania, podaje tabl. II.

Wlewki wyżarzono po odlaniu przy temperaturze 720 — 740°C, w ciągu 8 godz. Po ostygnięciu wlewki obtoczono i przekazano do walcowania. Do przeprowadzenia prób przeznaczono z każdego topu po 2 wlewki z każdego formatu, lane syfonowo i z góry. Odwalcowano rygle kw. 100 mm w następujących warunkach: Wlewki załadowano do zimnego pieca i podgrzewano płomieniem redukującym (dymiącym):

do 800°C	w ciągu 6 godz.
800—1000°C	„ 3 „
1000—1150°C	„ 3 „

razem 12 godz.

Temperatura początkowa walcowania = 1100 — 1150°C

Temperatura końcowa walcowania = 850 — 900°C.

Próba przetomu niebieskiego					
Tablica wzorców					
A Jłosc wtręceń			D Rozłożenie wtręceń		
1		0 bez wtręceń	1		rozłożenie równierne
2		1-5 nieliczne	2		rozłożenie nierównierne
3		6-15 przycięte	3		skupienie na brzegach
4		15-50 liczne	4		skupienie w środku
5		60 b. liczne	5		gniazda lokalne
B Długość wtręceń					
Stopień	1	2	3	4	5
długość m/m	< 1	1 - 3	3 - 6	6 - 10	> 10
ocena	a. krótkie	krótkie	średnie	dłgie	b. długie
C Grubość wtręceń					
Stopień	1	2	3	4	5
długość m/m	< 0,10	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	0,5 - 1,0	> 1,0
ocena	a. cienkie	cienkie	średnie	grube	b. grube
E Kontrastowosc					
Stopień	1	2	3	4	5
ocena	a. słaba	słaba	średnia	silna	b. silna
Wydanie				NORMY HUTNICZE NH	
Data				C. Z. P. H. BM - 31	

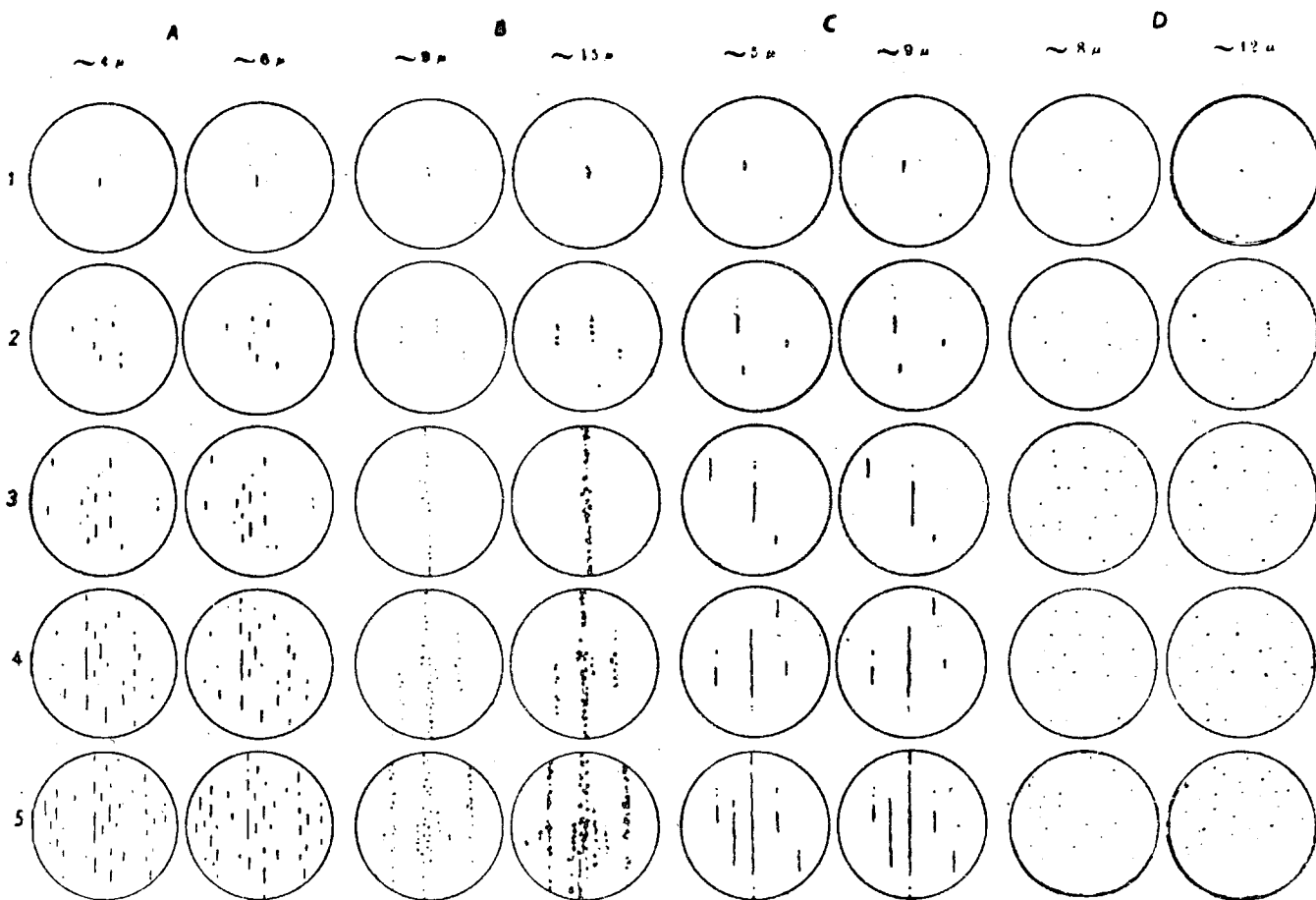
Rys. 1

Wzorce wtręceń do prób przetomu niebieskiego.

TABLICA II
Zestawienie próbných topów stali łożyskowej (przebieg topów)

P i e c		Elektryczny łukowy zasadowy 15 t			Duplex (piec martenouski-elektryczny fukowy zasadowy)			Elektryczny indukcyjny 1,5 t
Nr topu		44 738	44 739	44 741	44 747/26 129	44 748/26 130	73 709	
Sposób wykonania		Wsad z chromem			Normalny			Wsad niestopowy
Wsad		13 600 1 400	15 000	14 000	12 000 6 000	12 000 5 800	—	
Razem		15 000	15 000	14 000	18 000	18 000	1 520	
Odpadki elektrod		—	200	60	—	—	—	
Kamień wapienny		200	200	200	1 500	1 500	—	
Czas topienia		3 h 20 min.	3 h	2 h 45 min.	3 h 30 min.	3 h 40 min.	1 h 40 min.	
C		1,13	1,64	1,38	2,00	2,36	1,22	
Mn		0,28	0,34	0,32	1,50	1,40	Nie robiono	
P		0,027	0,025	0,015	0,13	0,094	"	
Cr		1,01	0,09	0,17	0,16	0,10	"	
Ni		0,07	0,15	0,32	0,07	0,06	"	
Czas śnieżenia		2 h 30 min.	2 h 35 min.	2 h 10 min.	2 h 30 min.	1 h 30 min.	—	
Zużycie rudy		350	680	400	2 000	1 250	—	
Czas rafinacji		2 h 55 min.	2 h 40 min.	2 h	3 h 15 min.	2 h 35 min.	0 h 40 min.	
Czas trwania całego wytopu		8 h 45 min.	8 h 15 min.	6 h 55 min.	9 h 15 min.	7 h 45 min.	2 h 20 min.	
Temperatura spustu*)		1 480 °C	1 490 °C	1 480 °C	1 460 °C	—	1 480 °C	
Czas odstania z kadzią		7 min.	6 min.	7 min.	5 min.	6 min.	3 min.	
Odlano na I syfonie		2B1x + 2B2 + 2C	2B1x + 2B2 + 2C	2B1x + 2B2 + 2C	2B1x + 2B2 + 2C	2B1x + 2B2 + 2C	—	
Czas lania I syfonu		1 min. 50 sek.	1 min. 55 sek.	2 min. 30 sek.	2 min. 57 sek.	2 min. 5 sek.	—	
Odlano na II syfonie		12 C2	12C2	8C2	8C2	8C2	—	
Czas lania II syfonu		1 min. 4 sek.	1 min. 22 sek.	1 min. 5 sek.	0 min. 47 sek.	0 min. 52 sek.	—	
Odlano z góry		4B1x + 5B2 + 3C + 3C2	6B1x + 4B2 + 5C + 4C2	5B1x + 5B2 + 2C + 2C2	2B1x + 13B2 + 2C + 2C2	2B1x + 12B2 + 1C + 2C2	1B1x + 1B2	
Średni czas lania I wlewka B1x		1 min. 32 sek.	1 min. 30 sek.	1 min. 45 sek.	1 min. 58 sek.	1 min. 38 sek.	1 min. 12 sek.	
" " " " B2		1 " 10 "	1 " 20 "	1 " 10 "	1 " 37 "	1 " 14 "	1 " 21 "	
" " " " C		1 " 8 "	1 " 8 "	1 " 17 "	1 " 33 "	1 " 25 "	—	
" " " " C2		0 " 44 "	0 " 42 "	0 " 52 "	1 " 2 "	0 " 48 "	—	
Temperatura początku odlewania		1 420 °C	1 440 °C	1 430 °C	1 380 °C	1 410 °C	1 410 °C	
" " " " końca odlewania		1 400 °C	1 410 °C	1 410 °C	1 365 °C	1 395 °C	1 405 °C	
U W A G I		Wytop normalnie ciepły Odlano dobrze		Wytop normalnie ciepły Odlano dobrze		Wytop normalnie ciepły Odlano dobrze		
		Wytop gorący Odlano b. dobrze		Wytop normalnie ciepły Odlano dobrze		Wytop normalnie ciepły Odlano dobrze		

*) Mierzono pyrometrem optycznym „Pyropto”, bez poprawki.



Rys. 2

Tabela zanieczyszczeń w skali Jernkontoret ($\frac{1}{4}$ naturalnej wielkości dla powiększeń 100 x)

Walcowanie przebiegało prawidłowo. Rygle nie wykazały wad powierzchniowych, widocznych gołym okiem. Na każdym ryglu oznaczono numer spustu, sposób i kolejność lania, format wlewka i kolejność rygla, licząc od stopy do głowy wlewka. Tarcze próbne pobrano z każdego rygla od stopy, ze środka i od głowy. Wyniki badań laboratoryjnych zebrano w tabl. III^{*)}, która obejmuje wyniki średnie dla wlewków B1x, B2 i C.

Wlewki C2 przekuto na rygle kw. 80 mm i badano jedynie przełom niebieski. W porównaniu z wlewkami większymi wlewki te okazały się czystsze. Próby przełomu niebieskiego przeprowadzono wg projektu normy $\frac{NH}{BM-31}$, z którego tablicę wzorów przedstawia rys. 1, a badania mikroskopowe zanieczyszczeń metoda „Jernkontoret“ (rys. 2).

*) Badania przeprowadził inż. A. Hefner, kierownik laboratorium badawczego huty „Stalowa Wola“.

Tabl. III obejmuje wyniki dla wlewków niehomogenizowanych, przez co pragnęliśmy uzyskać większą kontrastowość przełomów niebieskich, w celu łatwiejszego oznaczenia stopnia likwacji wlewka. Próby przełomu niebieskiego z wlewków homogenizowanych są w porównaniu z wlewkami niehomogenizowanymi prawie zupełnie czyste (rys. 3 — 5).

Założeniem naszym było otrzymać przy pomocy kilku sposobów wytopu, przeprowadzanych w możliwie zbliżonych warunkach, wytyczne, który z tych sposobów jest najlepszy i dalej najczystszy materiał, badania topów próbnych nie dały jednak specjalnie kontrastowych wyników, ani jeżeli idzie o metodę prowadzenia topu, ani co do sposobu odlewania, z wyjątkiem topu z pieca indukcyjnego, który okazał się najgorszy.

Na podstawie powyższych prób doszliśmy ostatecznie do następujących wniosków:

a) Proces wytopu. Wszystkie metody, zastosowane przez nas przy topach próbnych, wskazują na możliwość otrzymania względnie

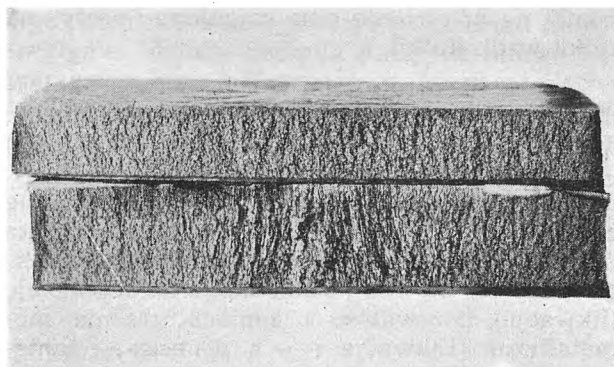
TABLICA III
Zestawienie próbných topów stali łożyskowej (badania laboratoryjne)

Nr topu	Skład chemiczny	Sposób lania	Przekrój wlewka	Zanieczyszczenia niemetaliczne												Wielkość ziarna w skali Jernkontoret po hartowaniu przy 830-860 w oleju	
				Próba przełomu niebieskiego		Skala Jernkontoret*)						Próbki głębokiego trawienia		Klasyfikacja węglików			
				Stopa	Głowa	A		B		C		D	Stopa		Głowa		
						c	gr.	c	gr.	c	gr.						c
44 738	C - 1,01	Z góry	B1x	A1	A2,B1,C1,D4	1,5	0	2,5	0	2	2	2	1	1	Silna rzadziżna w środku Lekka rzadziżna w środku "	Węglik równonierne rozłożone	8-8,5
	Mn - 0,30		B2	A1	A1	0	0	2	2	1	1	2	2,5	1			
	Si - 0,23		C	A2,B1,C1,D1	A2,B1,C1,D4	0	0	2,5	0	0	0	2,5	1	1			
	P - 0,017	Z góry	B1x	A1	A1	1	0	2,3	2	0	0	2,3	2	2	2	Silna rzadziżna w środku Lekka rzadziżna w środku "	
	S - 0,004		B2	A1	A1	0	0	2	0	1	0	2,1	2	2			
	Cr - 1,52		C	A1	A1	0	0	1	2	1	2	2	2	2			
Ni - 0,20	Z góry	B1x	A1	A1	0	0	2	0	2	1	2	1	2	2	Lekka rzadziżna w środku Lekka rzadziżna na całym przekroju Lekka rzadziżna w środku "		
C - 1,0		B2	A1	A1	0	0	2	0	2	0	2	1	2	1			
Mn - 0,27		C	A1	A1	0	0	2	0	0	0	2	2	2	2			
44 739	Si - 0,23	Z góry	B1x	A1	A2,B1,C1,D3	1	0	2	2	0	0	2	1,3	2	Lekka rzadziżna na całym przekroju Lekka rzadziżna w środku Lekka rzadziżna na całym przekroju "	8-8,5	
	P - 0,013		B2	A1	A2,B1,C1,D4	0	1	2	2	0	0	2	2	2			
	S - 0,004		C	A1	A2,B1,C1,D4	0	0	2	0	1	0	2	1,5	2			
	Cr - 1,52	Z góry	B1x	A1	A3,B2,C1,D1	1	0	2,6	2	1	0	2,8	2	2	Lekka rzadziżna na całym przekroju "		
	Ni - 0,14		B2	A1	A2,B1,C1,D4	0	1	2	2	0	0	2,6	2,6	2,6			
	S - 0,004		C	A1	A2,B1,C1,D4	0	0	2,3	2	1	0	2,6	2	2			
44 741	C - 0,95	Z góry	B1x	A1	A3,B2,C1,D1	0	0	2,6	2	1	0	2,8	2	2	Lekka rzadziżna na całym przekroju "	8	
	Mn - 0,29		B2	A3,B1,C1,D3	A3,B2,C1,D3	1	0	2,6	2	1,3	0	2,6	2,6	2,6			
	Si - 0,27		C	A3,B2,C1,D4	A3,B2,C1,D4	1	0	2,3	2	1	0	2,6	2	2			
	P - 0,016	Z góry	B1x	A3,B1,C1,D1	A3,B1,C1,D4	0	0	2,6	2	0	0	2,3	1	2,3	Silna rzadziżna w środku Lekka rzadziżna na całym przekroju "		
	S - 0,02		B2	A1	A2,B1,C1,D1	0	0	2	2	1	2	2,6	2	2,6			
	Cr - 1,57		C	A2,B1,C1,D1	A2,B1,C1,D1	0	0	2,5	2	0	0	2,5	2	2,5			
Ni - 0,4	Z góry	B1x	A3,B1,C1,D1	A3,B1,C1,D1	0	0	2,6	2	0	0	2,3	1	2,3	Silna rzadziżna w środku Lekka rzadziżna na całym przekroju "			
S - 0,02		B2	A1	A2,B1,C1,D1	0	0	2	2	1	2	2,6	2	2,6				
Cr - 1,57		C	A2,B1,C1,D1	A2,B1,C1,D1	0	0	2,5	2	0	0	2,5	2	2,5				
Ni - 0,4	Z góry	B1x	A3,B1,C1,D1	A3,B1,C1,D1	0	0	2,6	2	0	0	2,3	1	2,3	Silna rzadziżna w środku Lekka rzadziżna na całym przekroju "			
S - 0,02		B2	A1	A2,B1,C1,D1	0	0	2	2	1	2	2,6	2	2,6				
Cr - 1,57		C	A2,B1,C1,D1	A2,B1,C1,D1	0	0	2,5	2	0	0	2,5	2	2,5				

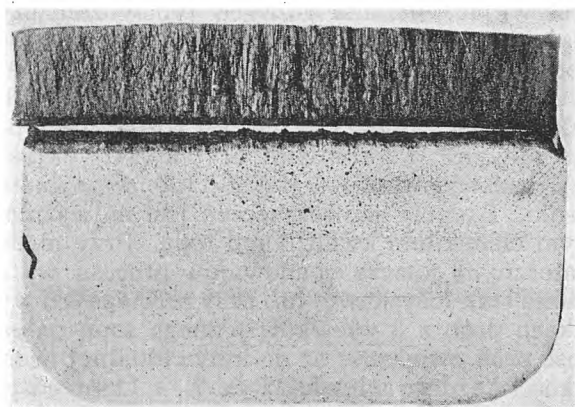
*) Średnio dla całego wlewka.

Nr topu	Skład chemiczny	Sposób lania	Przekrój wlewka	Zanieczyszczenie niemetaliczne										Lukwacja węglików	Wielkość ziarna w skali Jernkontoret w skali denkontretu przy 830-860 w okciu	
				Próba przekroju niebieskiego		Skala Jernkontoret*)						Próbki głębokiego trawienia				
				Stopa	Głowa	A		B		C		D	Stopa			Głowa
						c	gr.	c	gr.	c	gr.					
44 747	C - 0,96	Sylfon	B1	2, B1, C1, D3	A2, B1, C2, D4	0	0	2	2	2,3	1	2,5	1,3	Lekka rzadizna w środku	Ślady wydzielania węglików	8-8,5
	Mn - 0,35		B2	A2, B1, C1, D4	A2, B1, C1, D4	0	0	2	1,5	0	0	2,3	2	Lekka rzadizna w środku		
	Si - 0,34 P - 0,013		C	A2, B1, C2, D4	A2, B1, C2, D4	0	0	2	2	2	0	2,5	2	Silna rzadizna w środku		
	S - 0,006	B1	A2, B2, C2, D3	A2, B2, C2, D1	0	0	2,3	1,3	0	0	2,6	3	Lekka rzadizna na całym przekroju			
	Cr - 1,56	B2	A2, B1, C1, D1	A3, B1, C1, D4	0	0	2	2,3	0	1,3	2,3	2	Lekka rzadizna na całym przekroju			
	Ni - 0,10	C	A2, B1, C1, D4	A2, B1, C1, D4	0	0	1	2	0	0	2	2	Lekka rzadizna w środku			
44 748	C - 0,97	Sylfon	B1	A1	A2, B2, C2, D1	0	0	2	2	0	1	2	2	Lekka rzadizna w środku	Węgliki równomiernie rozłożone	8-8,5
	Mn - 0,32		B2	A1	A2	0	0	2	0	0	0	2	1	Lekka rzadizna na całym przekroju		
	Si - 0,30 P - 0,015		C	A1	A2, B1, C1, D4	0	0	2	2	0	0	2	1	Brak rzadizny		
	S - 0,004	B1	A1	A2, B1, C1, D4	1	0	2	2	1	0	2,3	1	Brak rzadizny			
	Cr - 1,51	B2	A1	A2, B1, C1, D4	0	0	2,3	2	1	0	2,3	2	Lekka rzadizna w środku			
	Ni - 0,15	C	A1	A2, B1, C1, D4	0	0	2	1	0	0	2	1	Lekka rzadizna w środku			
73 709	C - 1,17	Sylfon	-	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/	Smugowe wydzielanie węglików	8
	Mn - 0,22		-	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/		
	Si - 0,13 P - 0,017		-	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/	/		
	S - 0,016	B1	A3, B1, C1, D3	A2, B1, C1, D3	0	0	3	0	1	0	3,3	3	Lekka rzadizna brzegowa i w środku			
	Cr - 1,69	B2	A1	A2, B1, C1, D4	0	0	3	1	1,3	0	3,3	3	Lekka rzadizna w środku			
	Ni - 0,11	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		

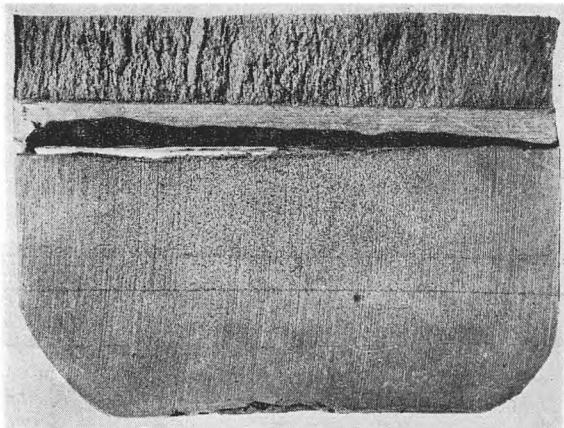
*) Średnio dla całego wlewka.



Rys. 3
Próba przełomu niebieskiego z wlewka niehomogenizowanego (pr. dolna) i shomogenizowanego (pr. górna)



Rys. 4
Próba przełomu niebieskiego i próba trawienia z wlewka niehomogenizowanego



Rys. 5
Próba przełomu niebieskiego i próba trawienia z wlewka homogenizowanego

czystego materiału. Wydaje się, że główne znaczenie ma tu nie wybór tej, czy innej metody, ale raczej staranność i dokładność w przestrzeganiu podstawowych prawideł nowoczesnej metalurgii co do prowadzenia topu. Należy tu podkreślić znaczenie intensywnego świeżenia, dokładnego odtlwienia kąpeli za pomocą żużla karbidycznego oraz niewprowadzania wilgoci w czasie procesu.

b) Format wlewków i sposób odlewania. Stosowane przez nas wlewki różnych formatów nie wykazały znaczniejszych różnic pod względem czystości materiału. Można przyjąć, że wlewki średniej wielkości (600 — 1000 kg), o odpowiedniej smukłości i należytej wielkości głowy, nadają się całkowicie do odlewania stali łożyskowej. Co do sposobu odlewania należy stwierdzić, że materiał z wlewków, odlewanych z góry, jest na ogół czystszy od materiału z wlewków, odlewanych syfonowo. Te ostatnie dają wszakże lepszą powierzchnię rygla, co może mieć duży wpływ na dalszą przeróbkę.

c) Homogenizacja wlewków. Ponieważ próby przełomu niebieskiego z wlewków homogenizowanych nie wykazują prawie zupełnie likwacji, powinno się stal łożyskową homogenizować bezpośrednio po odlaniu. Sądzymy, że przy produkcji masowej należy — w naszych warunkach — wytwarzać stal łożyskową w piecu elektrycznym łukowym zasadowym, stosując proces na wsadzie twardym, niestopowym. Wielkość wlewka ok. 700 kg, przy smukłości 3 — 3,5. Sposób odlewania z góry, wzgl. syfonowy, przy użyciu najlepszych materiałów ogniotrwałych.

Zdajemy sobie oczywiście sprawę z tego, że ilość przeprowadzonych przez nas prób jest zbyt mała, by mogła stanowić dostatecznie przekonujący dowód słuszności obranej przez nas metody wzorcowej, mamy jednak nadzieję, że dalsza seryjna produkcja pozwoli na ugruntowanie naszych poglądów.

Walcowanie i kucie stali łożyskowej.

Materiał na łożyska toczne może być dostarczany w stanie kutym lub walcowanym. Wlewki należy bezwzględnie homogenizować i obtoczyć. Przy produkcji niemassowej, a dużej różnorodności asortymentów łożysk, materiał na pierścienie o średnicy zewnętrznej do 50 mm można dostarczać w postaci prętów walcowanych. Dla średnic 50—100 mm — pręty kute. Pierścienie powyżej \varnothing 100 mm powinny być kute indywidualnie na trzpieniu. Kuć można wprost z wlewka albo z podwacowanych kęsów. Materiał na rolki i kulki stanowią walcowane pręty, wzgl. drut zazwyczaj przeciągane na zimno lub szlifowane na szlifierkach bezkłowych.

Przy produkcji masowej kucie prętów i mniejszych pierścieni trzeba zastąpić kuciem na kuźniarkach. Najwłaściwszym rozwiązaniem

jest walcowanie rur na pierścieniu. Dla średnic powyżej 1" (aż do 9") amerykańskie stosują rury bez szwu. Pierścienie duże, powyżej 9", kują na trzpieniu. Rury poniżej 2" — po walcowaniu — przeciągają na zimno. Temperatura początkowa walcowania, wzgl. kucia stali łożyskowej chromowej powinna wynosić 1000 — 1150°C, temperatura końcowa, dla uniknięcia wydzielenia siatki węglików musi być możliwie niska i nie przekraczać 800°C. Przy zbyt wysokiej temperaturze kucia, wzgl. walcowania powstają pęknięcia wewnętrzne¹⁾.

Stal na łożyska toczne jest b. skłonna do likwacji. Przy kuciu pierścieni zewnętrznych łożyska (pracujących wewnętrzną powierzchnią toczną), zwłaszcza dla łożysk odpowiedzialnych, należy stosować kucie na trzpieniu, po usunięciu środka kęsa, w celu usunięcia skupień likwacyjnych i uzyskania zdrowego materiału w wewnętrznej powierzchni pierścienia. Poza tym kucie na trzpieniu daje gwarancję dobrej równomiernej przeróbki plastycznej powierzchni tocznej. Zamiast wiercenia otworu w kęsie można stosować przebijanie otworu na gorąco, sposób ten stosuje się wszakże raczej przy kuciu pierścieni wewnętrznych (pracujących zewnętrzną powierzchnią toczną), gdyż przy pierścieniach zewnętrznych istnieje obawa częściowego rozłazania strefy likwacyjnej na boki. Kucie pierścieni w matrycach nie poleca się z powodu trudności dotrzymania warunku kończenia kucia przy temperaturze poniżej 800°C, albowiem kucie w matrycach wymaga — ze względu na ich wytrzymałość — temperatur o ok. 100°C wyższych niż kucie swobodne. Poza tym warunki przekucia materiału w strefach powierzchni tocznych są o wiele gorsze niż przy kuciu swobodnym.

Metody kontroli i przepisy odbiorcze.

Jak już wyżej powiedziano, głównym zagadnieniem produkcji łożysk tocznych jest sprawa jakości materiału. Wypływa stąd konieczność odpowiedniego zbadania materiału wyjściowego już w postaci wlewka, czy kęsa i właściwe zakwalifikowanie go. Metody badania jakości materiału mogą być różne, zależnie od doświadczenia wytwórcy, warunków lokalnych, zadań, stawianych różnym rodzajom łożysk itp., muszą jednak w sposób jednoznaczny określać przydatność materiału przed przekazaniem go do produkcji.

Kwestia należytej kwalifikacji materiału nabiera zasadniczego znaczenia przy produkcji masowej, gdy „przemycenie się” nieodpowiedniej partii materiału może spowodować dyskwalifikację gotowych łożysk, ponieważ wykrycie błędów jakości materiału w fazach operacji mechanicznych jest b. trudne.

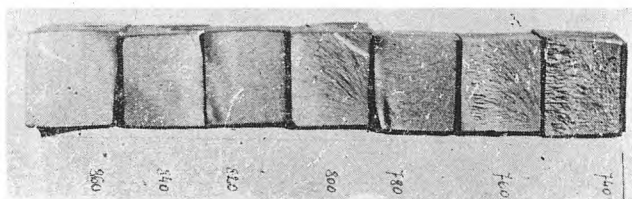
Kontrolę materiału na łożyska toczne można podzielić na 2 fazy:

a) Kontrolę topu, w celu określenia jego przydatności do produkcji danej klasy łożysk i

b) Kontrolę półfabrykatów po obróbce plastycznej (odkuwki pierścieni, pręty walcowane i kute na pierścieniu oraz ciągnięte pręty na rolki, wzgl. kulki).

Ad. a. Kontrolę topu w celu zakwalifikowania go przeprowadza się w sposób następujący: 3 wlewki z topu (pierwszy, środkowy i ostatni) — po obtoczeniu ich — walcuje się na kęsy, o przekroju kw. 100 mm, z których pobiera się co najmniej 3 próby, od strony głowy, środka i stopy wlewka. Próby bierze się w postaci tarcz, grubości ok. 20 mm i bada się je na segregację (likwację), porowatość i zanieczyszczenia niemetaliczne. Likwacje i — z grubsza — zanieczyszczenia niemetaliczne pokazuje przełom niebieski, porowatość zaś — próba głębokiego trawienia. Hartowność, charakterystyczną dla każdego wytopu, bada się na próbkach o przekroju kw. 20 mm odkutych z rygli próbnych lub z próby, specjalnie pobranej w czasie odlewania wlewków (rys. 6). Ścisłe badania zanieczyszczeń przeprowadza się na hartowanych szlifach pod mikroskopem, przy określonym powiększeniu, obserwując wielkość różnych typów zanieczyszczeń (krzemiany, siarczki, tlenki itp.) w określonym polu widzenia. Powierzchnia szlifu ma być równoległa do kierunku walcowania rygla. Szkodliwość zanieczyszczeń jest różna: najmniej szkodliwymi wtrąceniami są siarczki, najbardziej szkodliwymi — kuliste lub soczewkowe tlenki. Badanie zanieczyszczeń jest najważniejszym elementem kwalifikacji topu. Przy niedostatecznym jeszcze opanowaniu procesu wytapiania stali łożyskowej lub przy rozbieżnych wynikach prób z 3 wlewków jednego topu należy ilość prób zwiększyć aż do indywidualnej oceny jakości każdego wlewka. Rys. 7 — 11 przedstawiają przykłady zanieczyszczeń i wydzielenie węglików.

Ad. b. Kontrolę odkutych pierścieni co do jakości materiału przeprowadza się na pierścieniach, osrutowanych metodą trawienia, powierzchnie toczne łożyska muszą być wolne od rzadzisz i por (rys. 12 i 13). Pręty walcowane bada się po wytrawieniu na pęknięcie przez obraczkowanie pilnikiem lub szlifierką, pręty ciągnięte, wzgl. szlifowane bada się na pęknię-

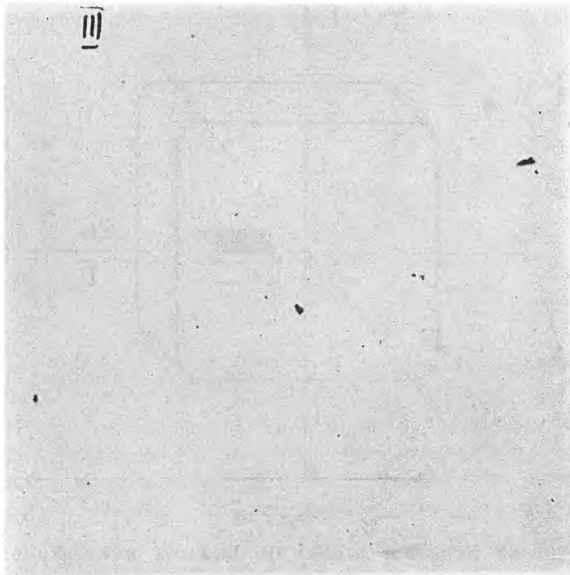


Rys. 6

Szereg hartowniczych próbek z wytopu stali łożyskowej

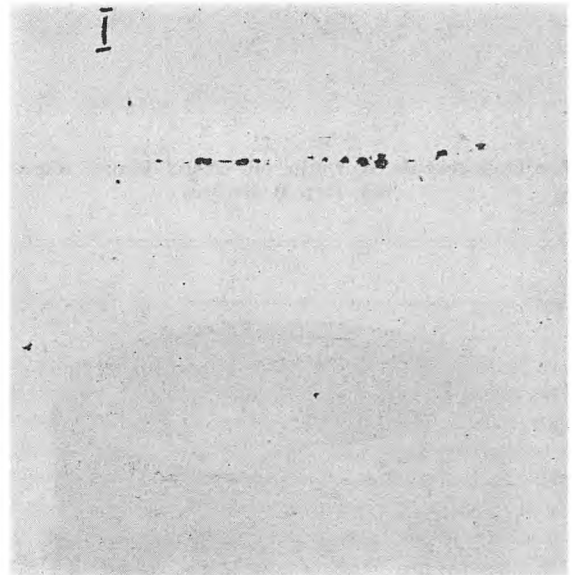
cia metodą elektromagnetyczną. Wszystkie pręty powinny być badane w stanie surowym na wydzielenie siatki węglików i po żarzeniu na odwęglenie. Metody badania Amerykańskiego Towarzystwa Badań Materiałów („American Society Testing Materials“, w skrócie A. S. T. M.)²⁾

przewidują w badaniu jakości stali łożyskowej próby przełomu po zahartowaniu, próby trawienia w gorącym kwasie solnym i próby na określenie zanieczyszczeń niemetalicznych metodą proszku magnetycznego lub mikroskopowego badania szlif. Mikroskopowe badanie zanie-



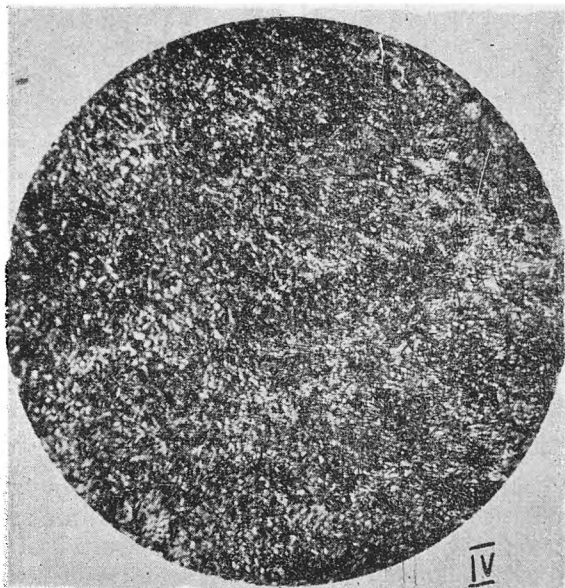
Rys. 7

Zanieczyszczenie rolki łożyska kolejowego (tlenki typ D Nr 1)



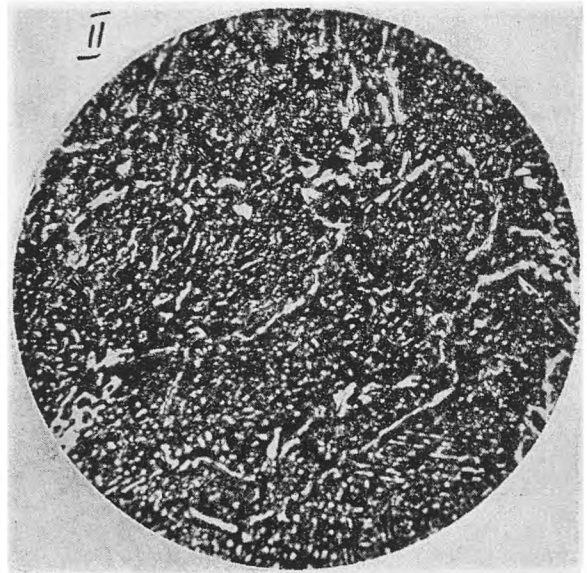
Rys. 9

Zanieczyszczenie w pierścieniu łożyska (tlenki typ D Nr 1, oraz związki glinu typ B Nr 2½)



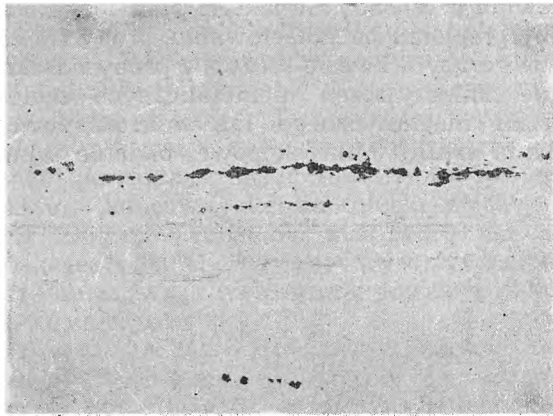
Rys. 8

Ta sama próbka trawiona HNO_3 . Drobne węgliki rozłożone równomiernie na tle martenzytu

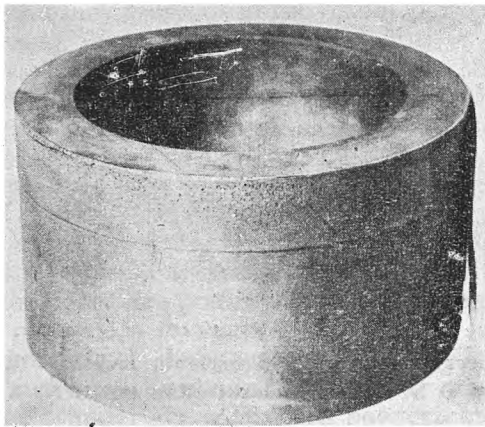


Rys. 10

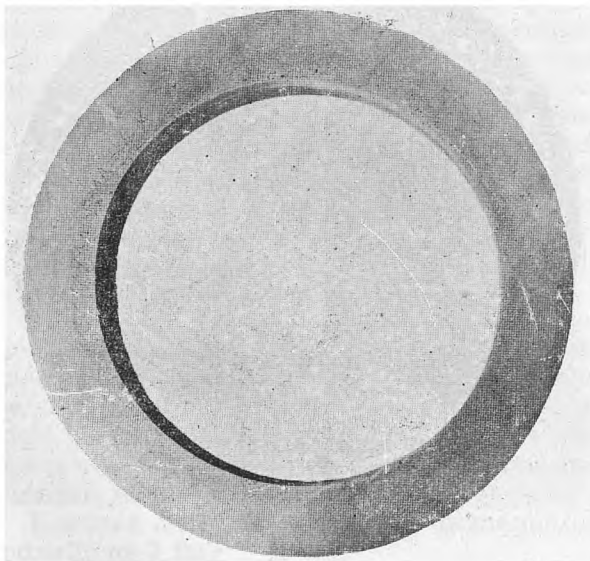
Ta sama próbka trawiona HNO_3 . Grube węgliki, rozłożone nierównomiernie na tle martenzytu



Rys. 11
Zanieczyszczenie w ryglu od strony głowy wlewa-
ka, (typ B Nr 3½)

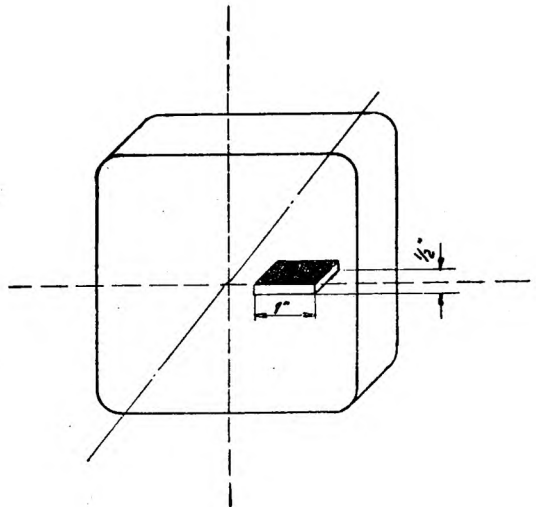


Rys. 12
Pierścień wewnętrzny łożyska po wytrawieniu.
Rzadiziny i pory

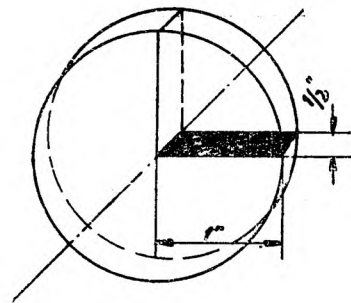


Rys. 13
Pierścień zewnętrzny łożyska po trawieniu. Rza-
dzizny i pory

czyszczeń (rys. 1) posługuje się porównawczą skalą „Jernkontoret“ (J. K), która podaje 4 zasadnicze typy zanieczyszczeń w 5 różnych stopniach ich nasilenia³⁾). Sposób pobierania próbek w celu wykonania szlifów przedstawiają rys. 14



Rys. 14
Sposób pobrania próbki do badania mikroskopo-
wego z kęsa



Rys. 15
Sposób pobrania próbki do badania mikroskopo-
wego z pręta ϕ 2 cale

i 15, przy czym zacięniowana część odpowiada powierzchni szlif. Całkowitą powierzchnię szlif (w przybliżeniu 25×12 mm) obserwuje się pod mikroskopem przy powiększeniu 100-krotnym (przy określonym polu widzenia). Najgorsze pod względem zanieczyszczeń pole dla każdego typu wtrąceń porównuje się z tabelą zanieczyszczeń J. K. i podaje dla każdej próbki wg

liczbowych oznaczeń, podanych po lewej stronie tablicy. Tabl. IV podaje przykład obliczenia średnich wyników dla 9 próbek.

Wady materiałowe i błędy produkcyjne
Ostre przepisy kontroli jakości materiału na łożyska toczne są — ze względu na ciężkie wa-

TABLICA IV
Średnie wyniki badania zanieczyszczeń dla 9 próbek z jego wytopu

Próbka Nr	Typ A		Typ B		Typ C		Typ D	
	Cienkie	Grube	Cienkie	Grube	Cienkie	Grube	Cienkie	Grube
1	2,5	1	2	1,5	0	0	2	1,5
2	3	1,5	2,5	1	1	1	2,5	2
3	2	1,5	2	1	0	0	2	2
4	2,5	1,5	2,5	1,5	0	0	2,5	1
5	2,5	1	2,5	1	1	1	2	1,5
6	3	1	2	1,5	0	0	2	1
7	2,5	1,5	2,5	1	1	1	2,5	1
8	2	1	2	1,5	0	0	2	1,5
9	3	1,5	2,5	1,5	1	1	2,5	1
Średnio	2,6	1,25	2,25	1,25	0,3	0,3	2,2	1,4

runki pracy tych łożysk — zupełnie zrozumiałe. Kontrola ta nie kończy się jednak na zwolnieniu topu do produkcji. Konieczna jest jeszcze staranna kontrola międzyoperacyjna w poszczególnych fazach przeróbki plastycznej, obróbki mechanicznej i cieplnej. Nawet najwyższej klasy materiał może być zepsuty przez niewłaściwe kucie, wzgl. walcowanie lub przez błędy obróbki cieplnej.

Poniżej rozpatrzmy najczęściej spotykane wady materiałowe stali łożyskowej.

a) Wady powierzchniowe wlewka; są to zanieczyszczenia powierzchni szamotą i żużlem, pęknięcia przy laniu zbyt gorącym i zafałdowania przy laniu zbyt chłodnym. Każdy wlewek stali łożyskowej powinien być z reguły toczony, głębsze zaś pęknięcia i zafałdowania wydłutowane lub wyszlifowane. Wady te przy źle oczyszczonym wlewku występują na walcowanym kęsie, wzgl. na odkuwce.

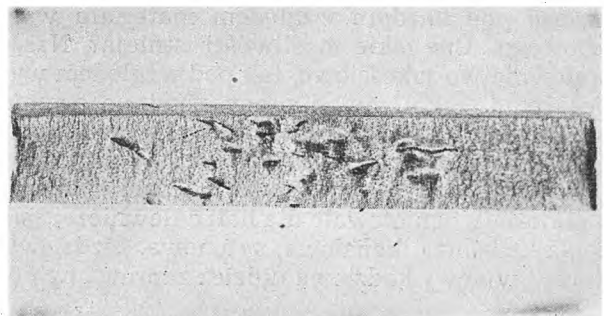
b) Niejednorodność wewnętrznej budowy wlewka (likwacja) występuje w stali łożyskowej dość powszechnie. Na wielkość likwacji ma duży wpływ temperatura i szybkość lania wlewków; najlepszym sposobem usunięcia likwacji jest homogenizacja wlewków bezpośrednio po odlaniu, przy temperaturze 1150 — 1200°C, przez 12 — 16 godz. Duży wpływ na jakość stali może mieć pierwotna budowa wlewka; należy dążyć do budowy drobnoziarnistej wlewka przez dodanie w czasie spustu — poza Al — zmieniaczy, jak Fe — V lub Fe — Ti.

c) Wady, spowodowane zawartością gazów w stali, w postaci mniejszych lub większych pęcherzy we wlewku, mogą być spowodowane błędami procesu wytapiania (złe odtlenianie stali, zbyt gorący bieg topu, wprowadzenie wodoru z dodatkami żużlotwórczymi) lub błędami hali odlewniczej (złe wysuszenie kadź, wilgotne syfo-

ny i płyty odlewnicze, nieodpowiedni lakier wlewnicowy lub zbyt grubo smarowane wlewnice). Uniknięcie tych wad — to kwestia jakości materiałów pomocniczych, staranności prowadzenia topu w piecu i pracy w hali odlewniczej. Największym niebezpieczeństwem zdaje się być wilgoć, która — wprowadzona do pieca — może spowodować powstanie płatków w stali (rys. 16) ⁴⁾.

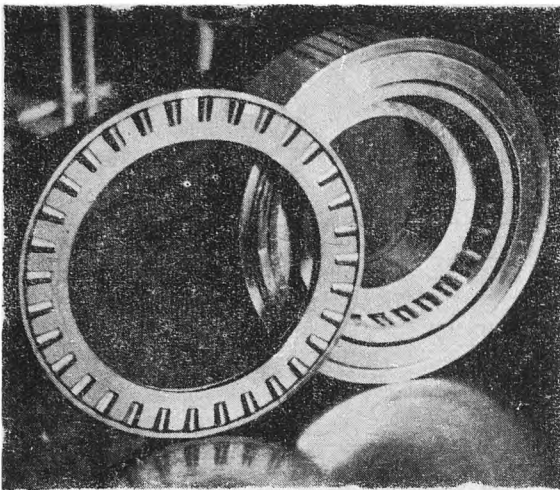
d) Wtrącenia niemetaliczne wewnątrz wlewka są to zanieczyszczenia, związane głównie z metalurgiczną stroną procesu wytapiania stali łożyskowej. Ilość tych zanieczyszczeń jest funkcją staranności i umiejętności prowadzenia topu i decyduje o jego zakwalifikowaniu. W chwili obecnej trudno podać ścisłą „receptę“ prowadzenia topu, gdyż dobór właściwego procesu zależy od wielu różnych i częstokroć zmiennych czynników.

Omówione wyżej wady są wadami pierwotnymi stali, związanymi z samym procesem stalowniczym. Wady wtórne — to niewłaściwości i błędy przy kuciu i walcowaniu oraz obróbce



Rys. 16

Próba przelomu niebieskiego stali łożyskowej wykazująca płatki śnieżne



Rys. 17
Stalowe łożysko kolejowe

cieplnej. Najważniejszymi z nich są następujące:

a) Nieodpowiednia temperatura walcowania, wzgl. kucia (przegrzanie lub niedogrzenie materiału).

β) Ukończenie walcowania, wzgl. kucia przy zbyt wysokiej temperaturze (powyżej 800°C).

γ) Nieodpowiednie studzenie materiału po odwalcowaniu, wzgl. odkuciu.

δ) Przegrzanie i odwęglenie materiału w czasie obróbki cieplnej.

Uniknięcie tych wad i błędów — to sprawa kontroli temperatur, zarówno w czasie grzania, jak i w czasie walcowania oraz kucia. Piece ulepszeni powinny być wyposażone w samopiśzące aparaty rejestracyjne temperatur.

Możliwości produkcji stali łożyskowej w Polsce

Zamierzenia planu 3-letniego co do produkcji łożysk tocznych w kraju znajdują się w ścisłym związku z możliwościami naszego hutnictwa dostarczenia producentom łożysk odpowiedniego pod każdym względem materiału wyjściowego. Czy takie możliwości istnieją? Nasze stalownictwo jakościowe, tak pod względem wyposażenia, jak i metod pracy powinno owemu zadaniu sprostać. Słabą stroną tych możliwości jest kwestia zaopatrzenia stalowni w materiały ogniotrwałe wysokiej jakości; idzie głównie o materiały ogniotrwałe dla hali odlewniczej, jak cegła kadziowa, kanałowa, syfonowa, żerdziowa, korki i wylewy kadziowe tudzież zaprawa ognio-

trwała. Jeżeli chodzi o dalszą przeróbkę plastyczną (walcowanie prętów, kucie pierścieni, wzgl. walcowanie rur na pierścienie), to przy odpowiedniej jakości stali nie powinna ona nastęrczać większych trudności. Jest rzeczą zrozumiałą, że dokładne opanowanie metod produkcji stali łożyskowej wymaga jeszcze wielu prób i doświadczeń. Zapoznanie się naszych metalurgów z zagranicznymi metodami produkcji może sprawę opanowania tego problemu b. przyspieszyć. Produkcja łożysk w Polsce została już na małą skalę zapoczątkowana w ubiegłym roku. Niektóre typy łożysk produkuje przemysł metalowy „huta „Stalowa Wola“ rozpoczęła wytwarzanie pierwszej serii próbnej łożysk kolejowych (rys. 17) i walcowniczych oraz łożysk dla kopalnictwa węglowego. Rok bieżący będzie okresem zakończenia prób i stopniowego przechodzenia na produkcję masową.

Wnioski

W artykule niniejszym staraliśmy się przedstawić metalurgiczne zagadnienie produkcji stali łożyskowej, opierając się na dostępnych nam źródłach zagranicznych i własnych próbach. Na podstawie powyższego można wysnuć następujące wnioski:

a) Podstawowym zagadnieniem przy produkcji łożysk tocznych jest kwestia jakości materiału.

b) Proces stalowniczy musi być tak dobrany i prowadzony, aby zapewnił wymaganą czystość materiału.

c) Przeróbka plastyczna wlewka wymaga dokładnego stosowania właściwych temperatur kucia, wzgl. walcowania.

d) Przy produkcji stali na łożyska toczne zasadnicze znaczenie ma kwalifikacja materiału; wymaga ona wysoko postawionego aparatu badawczego - kontrolnego.

e) Hutnictwo polskie posiada wszelkie dane po temu, by w swych jakościowych hutach produkować stal łożyskową wysokiej klasy.

f) Fabryka łożysk tocznych musi — ze względu na zagadnienia materiałowe — ściśle współpracować z hutą, jako dostawcą materiału.

g) W celu przyspieszenia opanowania zagadnienia materiałowego pożądane jest zapoznanie się naszych metalurgów z problemem produkcji stali łożyskowej zagranicą.

LITERATURA

- 1) Stahl und Eisen 1934, str. 714.
- 2) A. S. T. M. Warunki E 45 — 46 T. 1946.
- 3) H. Diergarten. Gefüge — Richtreihen im Dienste der Werkstoffprüfung 1940, str. 11.
- 4) Stahl und Eisen 1935, str. 327.

Inż. JÓZEF KUSZEWSKI
Nowa Sól

Własności mechaniczne żeliwa szarego

Żeliwo szare, jako tworzywo konstrukcyjne o określonych kwalifikacjach pod względem własności mechanicznych, ma stosunkowo nie-długą historię.

Jeszcze przed ok. 50 laty nikt nie słyszał o żelwie wysokojakościowym i nie żądał od żeliwa specjalnych własności. Nie istniały wówczas normy, czy przepisy ogólne, stawiające żelwu określone wymagania co do własności mechanicznych. Dopiero ok. 50 lat temu, wskutek rozwoju przemysłu budowy silników spaliny-owych, a zwłaszcza silników Disela, zastosowania pary przegrzanej w silnikach parowych itp., zaczęły się pojawiać pierwsze przepisy wytrzyma-łościowe dla żeliwa i pierwsze warunki techni-czne.

Dziś żeliwu —jako materiałowi konstruk-cyjnemu — stawia się coraz to wyższe wymaga-nia pod względem jakości. Wymagania te odno-szą się najczęściej do własności mechanicznych, czego wyrazem są normy dla żeliwa, przyjmu-je za podstawę jakościowego podziału tego two-rywa własności mechaniczne, najczęściej wy-trzymałość na rozciąganie.

Normy polskie $\frac{PN}{H - 751}$ i $\frac{PN}{H - 752}$ przyjmują za podstawę klasyfikacji żeliwa wytrzymałość na rozciąganie przepisując, jako próbę uzupeł-niającą, badanie wytrzymałości na zginanie, wraz z określeniem strzałki ugięcia oraz twardość Brinella. Te 2 ostatnie wielkości mają w normach polskich znaczenie orientacyjne. Li-czby wytrzymałości na rozciąganie określają klasę żeliwa.

Wg norm polskich kwalifikowane żeliwa po-dzielono na 5 klas: żl 14, żl 18, żl 22, żl 26, i żl 30. Liczba, określająca klasę, jest minimal-ną wielkością wytrzymałości na rozciąganie (Rr) próbki porównawczej o \varnothing 30 mm. Należy za-znaczyć, że liczby te nie mają bynajmniej okre-słać własności mechanicznych odlewów, lecz tyl-ko materiału, użytego na odlewy, krzepnącego w ściśle określonych, zawsze jednakowych wa-runkach.

Do oznaczenia tych własności mają służyć specjalne próbki, lane osobno, w ustalony spo-sób. Średnica surowych próbek wynosi 20,30 lub 45 mm, w zależności od grubości ścianek od-lewu. W ten sposób dąży się do szybkości krzep-nięcia i następnego stygnięcia próbki porównaw-czej do szybkości krzepnięcia i stygnięcia odle-wu, które to czynniki mają — jak wiadomo — olbrzymi wpływ na własności mechaniczne że-liwa.

Ze względu na dostosowanie tych szybkości, normy niemieckie przepisują dla próby na roz-

ciąganie próbkę przylaną, której średnica ma być dostosowana do średniej grubości ścianek odlewu, nie może jednak przekraczać 30 mm. Próba zginania ma być wykonana wg norm nie-mieckich na próbce osobno lanej, podobnie jak w normach polskich, z tą tylko różnicą, że próbka niemiecka jest surowa, polskie zaś — obra-biane.

W ten sposób normy określają zasadnicze własności żeliwa jako materiału, służącego do wykonywania odpowiednich odlewów. Jeśli od-biorca pragnie mieć dodatkowo zagwarantowa-ne jeszcze inne własności mechaniczne, jak u-darność, wytrzymałość na określony rodzaj zmę-czenia, odporność na ścieranie itp., to musi po-dać specjalne warunki techniczne. Warunki te muszą być wszakże tak opracowane, aby uwzglę-dniały rzeczywiste możliwości osiągnięcia ich i nie stawiały odlewni wobec zadań niewykonal-nych.

Dzisiejszy stan wiedzy o żelwie i sposobach otrzymywania tego materiału o odpowiednich własnościach mechanicznych stoi na tym pozio-mie, że wytapianie kwalifikowanego żeliwa, aż do klasy żl 26 w zwykłym żeliwiaku nie przed-stawia szczególnie trudnego problemu. Żeliwo klasy żl 30 wymaga już znacznego doświadcze-nia personelu technicznego odlewni i nie każda odlewnia może wytwarzać ten gatunek żeliwa. Jednakże odlewnie, odpowiednio wyposażone, zarówno co do wyszkolonego personelu techni-cznego, jak i urządzeń technicznych (piece pło-mienne, piece elektryczne), mogą otrzymywać żeliwa o wytrzymałości na rozzerwanie ok. 40 kg/mm² i więcej. Są to już wszakże specjalne gatunki żeliwa wysokojakościowego, wymagają-ce nie tylko odpowiednich metod topienia, lecz częstokroć, jak np. przy żelwie perlitycznym Lanza, specjalnych sposobów odlewania.

Zachowanie się żeliwa pod względem wszel-kiego rodzaju obciążeń statycznych i dynamicz-nych różni się znacznie od zachowania się sta-liwa czy stali.

I. Charakterystyka własności mechanicznych żeliwa szarego

1) Wytrzymałość na rozciąganie Rr. Jak już wspomniano, podstawą klasyfikacji żeli-wa jest jego wytrzymałość na rozciąganie. Po-wodem tego jest względna łatwość wykonania tej próby i to, że obserwacja oraz wyjaśnienie przebiegu wewnętrznych procesów, zachodzą-cych w materiale w czasie próby na rozciąganie, są prostsze niż przy badaniach innych własności mechanicznych.

Żeliwo — w przeciwieństwie do stali lub staliwa — nie wykazuje ani granicy sprężystości ani granicy płynności. Nie ma tu występującego przy stali lub staliwie, mniej lub więcej wyraźnie, zjawiska, że po przekroczeniu pewnego obciążenia, dotąd b. nieznaczne odkształcenia trwale nagle szybko wzrastają, a odkształcenia sprężyste nikną całkowicie. Stal lub staliwo przy małych obciążeniach są prawie doskonałe sprężyste. Inaczej jest przy żelwie. Już przy stosunkowo b. małych obciążeniach występują odkształcenia trwałe, obok odkształceń sprężystych. Odkształcenia te są przy małych obciążeniach małe, lecz zupełnie wyraźne i rosną szybciej niż obciążenia, przy czym ich stosunek do odkształceń sprężystych także stale wzrasta. Żeliwo nie wykazuje zatem w żadnym zakresie proporcjonalności odkształceń do naprężeń (prawo Hooka).

Rys. 1 przedstawia wyniki próby na rozciąganie żeliwa, wykonanej przy użyciu ekstensometru lusterkowego wg Meyersberga. Badanie wykonano na 2 próbkach z różnych gatunków żeliwa. Jedna próbka wykazała po zerwaniu wytrzymałość niespełna 12 kg/mm^2 , druga powyżej 21 kg/mm^2 . Przy pomocy ekstensometru pomierzono odkształcenia całkowite i trwałe przy różnych obciążeniach. Z różnicy odkształceń całkowitych i trwałych określono odkształcenia sprężyste. Aby nie niszczyć aparatu lusterkowego pomiar musiał być oczywiście zakończony przy obciążeniach odpowiednio niższych niż obciążenia rozrywające, wskutek czego odkształcenia nie mogły być określane aż do chwili rozerwania. W każdym razie z rys. 1 widać, że odkształcenia trwałe rosną szybciej ze wzrostem naprężeń niż odkształcenia sprężyste i że zarówno odkształcenia trwałe, jak i całko-

wite rosną szybciej niż naprężenia, nawet w zakresie małych obciążeń.

Techniczna granica sprężystości, odpowiadająca (wg norm niemieckich) naprężeniu, przy którym odkształcenie trwałe wynosi 0.03% , wynosiła odpowiednio 7 kg/mm^2 i $14,5 \text{ kg/mm}^2$.

Rr	S 0,03	$\frac{S 0,03}{Rr} \cdot 100$
$11,9 \text{ kg/mm}^2$	$7,0 \text{ kg/mm}^2$	58,7%
$21,1 \text{ kg/mm}^2$	$14,5 \text{ kg/mm}^2$	67,4%

Techniczna granica płynności (wg norm niemieckich), określona jako naprężenie, odpowiadające odkształceniu trwałemu, równemu 0.2% , wynosiła odpowiednio 10 kg/mm^2 i $18,2 \text{ kg/mm}^2$.

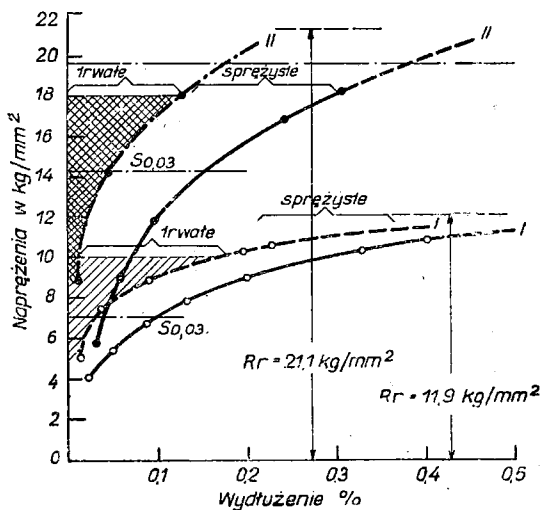
Rr	Q 02	$\frac{Q 02}{Rr} \cdot 100$
$11,9 \text{ kg/mm}^2$	10 kg/mm^2	84%
$21,1 \text{ kg/mm}^2$	$18,2 \text{ kg/mm}^2$	86%

Jak z tego widać, zarówno techniczna granica sprężystości, jak i techniczna granica płynności leżą dla obu gatunków żeliwa stosunkowo wysoko. Jest to właściwość, charakterystyczna dla żeliwa szarego w ogóle.

Q 02 jest granicą obciążalności materiału. Poza te granice materiał nie powinien być w żadnym wypadku obciążany.

Należy jednak zauważyć, że oznaczenie Q 02 jest nie dla wszystkich gatunków żeliwa możliwe, gdyż jego wielkość leży zbyt blisko granicy wytrzymałości, poza tym całkowite wydłużenie żeliwa (lub przynajmniej niektórych próbek) czasem nie przekracza $0,2\%$. Z tych względów określenie Q 02 może mieć jedynie znaczenie badawcze. Jako próba odbiorcza, jak to zdarza się np. przy specjalnych gatunkach stali na b. odpowiedzialne wyroby, dla żeliwa szarego nie może wchodzić w rachubę.

2) Wytrzymałość na ściskanie. Żeliwo jako materiał konstrukcyjny często znosi w głównej mierze naprężenia ściskające. Mimo to normy materiałowe nie wspominają o tego rodzaju wytrzymałości. Ma to z wielu względów swoje uzasadnienie. Jeśli nawet pominiemy fakt, że próba wytrzymałości na ściskanie jest o wiele trudniejsza do wykonania niż próba wytrzymałości na rozciąganie i że jest obciążona szeregiem źródeł błędów pomiarowych, nie zawsze łatwych do uchwycenia, musimy pamiętać, że naprężenia ściskające nigdy nie występują w czystej formie i że towarzyszą im stale inne rodzaje naprężeń, m. in. naprężenia rozciągające. Ponieważ wytrzymałość żeliwa na rozciąganie jest o wiele niższa od wytrzymałości na ściskanie, naprężeniom rozrywającym musimy poświęcić baczniejszą uwagę, jako bardziej niebezpiecznym. Wytrzymałość żeliwa na ściskanie jest 3 — 4 razy



Rys. 1

wyższa od wytrzymałości na rozerwanie. Jakkolwiek wytrzymałość na ściskanie innych materiałów jest również wyższa niż wytrzymałość na rozerwanie, jednakże nigdy w tak wysokim stopniu, jak dla żeliwa.

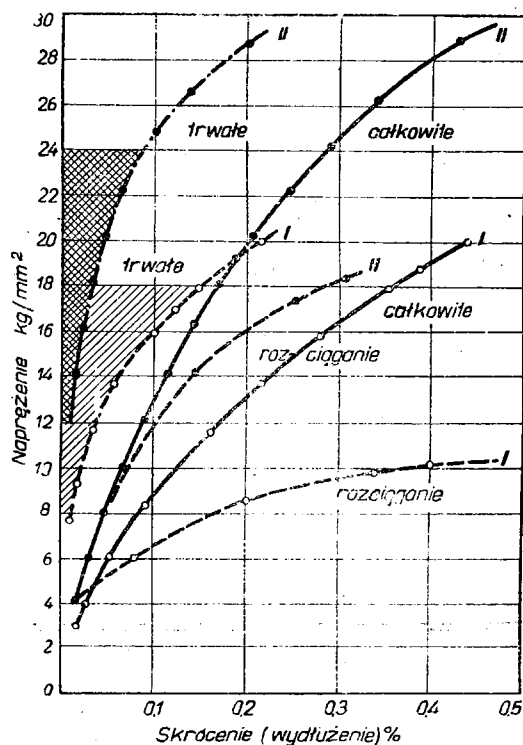
Rys. 2 przedstawia przebieg krzywej: naprężenie ściskające — skrócenie dla tych samych żeliw, dla których na rys. 1 przedstawiono wydłużenie jako funkcję naprężenia rozrywającego (wg Meyersberga).

Z rys. 2 widać także, podobnie jak z rys. 1, że już przy b. małych obciążeniach występują odkształcenia (skrócenia) trwałe, których przyrost nie jest proporcjonalny do naprężeń, lecz stale wzrasta z wzrostem naprężenia.

Zachowanie się żeliwa pod wpływem naprężeń ściskających różni się jednak pod pewnym względem od jego zachowania się pod wpływem naprężeń rozciągających. Gdy bowiem w czasie rozciągania nie można zauważyć nawet śladu zjawiska, które odpowiadało by występującej przy stali granicy płynności, próba wytrzymałości na ściskanie wykazują — czasem dość wyraźnie — podobne zjawisko. Od chwili osiągnięcia tej granicy płynności, odkształcenia trwałe (skrócenia) zaczynają b. szybko rosnąć, przy nieznacznym wzroście naprężeń. Materiał zaczyna usuwać się na boki i próbka wybrzusza się na środku, przy czym pojawiają się pęknięcia, które szybko się powiększają, powodując zniszczenie próbki.

To wybrzuszenie ściśle osiowo ściskanej próbki żeliwa odpowiadało by wtedy w pewnym sensie przewężeniu przy próbie rozciągania staliwa lub stali miękkiej. Oczywiście żeliwo, nie wykazując przy próbie rozciągania nawet śladu granicy płynności, nie wykazuje także żadnego przewężenia.

3) Twardość. Próba twardości dla żeliwa ma znaczenie drugorzędne (poza żeliwem utwardzonym), może wszakże służyć do pośredniej oceny innych własności tego tworzywa, lecz ocena taka powinna być brana pod uwagę tylko jako grube przybliżenie, gdyż między twardością żeliwa a innymi własnościami mechanicznymi, np. wytrzymałością na rozerwanie, nie istnieje żaden ścisły związek, tak jak dla stali lub staliwa. Nie mniej jednak, poza możliwością przybliżonego określenia R_r , a zatem i różnic R_r w różnych miejscach odlewu (niejednakowa grubość ścianek), pozwala ona na ocenę obrabialności oraz — w pewnym stopniu — odporności żeliwa na ścieranie, a dzięki łatwości wykonania i tanioci oddaje w odlewniach duże usługi. Na twardość żeliwa i na wszystkie inne jego własności mechaniczne ma b. wielki wpływ szybkość krzepnięcia i stygnięcia. Dlatego też odlewy o nierównomiernej grubości ścianki nie mogą posiadać równomiernej twardości. Twardość żeliwa, w przeciwieństwie do wytrzymałości na rozerwanie, w daleko większym stopniu zależy od struktury osnowy metalicznej niż od rodzaju wydzielenia grafitu. Dodatek choćby nie

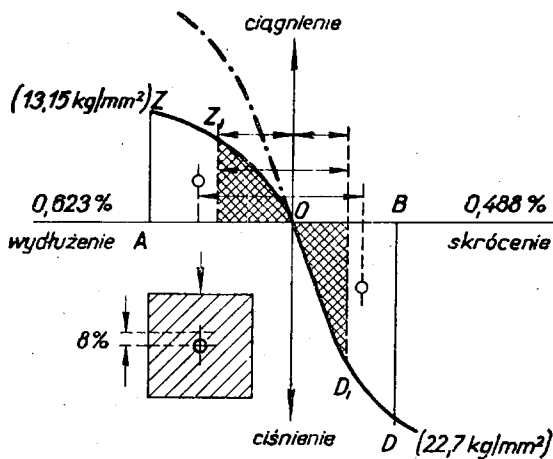


Rys. 2

wielkiej ilości składników stopowych o zdolności tworzenia węglików trwałych, jak np. Cr, powoduje znaczny wzrost twardości żeliwa. Ze względu na strukturę żeliwa, stanowiącą jakby siatkę przestrzenną (osnowa metalowa, poprzerywana listkami grafitu), pomiar twardości powinien odbywać się raczej kulką niż stożkiem, zwłaszcza dla gatunków żeliwa o grubolistnym graficie.

4) Wytrzymałość na zginanie. W próbie zginanej powstają z jednej strony osi obojętnej naprężenia rozciągające, z drugiej zaś naprężenia ściskające. Złamanie zginanej próbki powinno by nastąpić po przekroczeniu, w skrajnych rozciąganych włóknach próbki, naprężeń rozrywających. Jednakże inne zjawiska, towarzyszące zginaniu żeliwa, zaciemniają w ostatecznym wyniku wpływ naprężeń rozrywających na wytrzymałość żeliwa na zginanie.

Rys. 3 (wg Bacha) wyjaśnia bliżej przebieg procesów przy próbie zginania żeliwa. Gałęzie krzywej OZ, Z i OD, D przedstawiają zależność funkcjonalną między wydłużeniem a naprężeniem z jednej strony osi obojętnej i między skróceniem i naprężeniem z drugiej strony osi obojętnej. Gdybyśmy mieli do czynienia z materiałem, do którego przynajmniej w pewnym zakresie stosowało by się prawo Hooke'a (prawo proporcjonalności odkształceń do naprężeń), zamiast krzywych OZ, Z i OD, D występowały by odcinki prostej. Jak już jednak widzieliśmy z rys. 1



Rys. 3

i 2, żeliwo nawet w najmniejszym stopniu nie stosuje się do prawa Hooke'a. Krzywe OZ_1 , Z_1 i OD_1 , D_1 są więc analogiczne do krzywych całkowitych wydłużeń i skróceń, przedstawionych na rys. 1 i 2.

Normalne obliczenie wytrzymałości na zginanie opiera się na założeniu, że wydłużenia i skrócenia po obu stronach osi obojętnej rosną proporcjonalnie do odległości tej osi. Jeśli dane tworzywo stosuje się do prawa Hooke'a, naprężenia rosną proporcjonalnie do odległości od osi obojętnej, która musi wówczas przebiegać przez środek ciężkości przekroju próbki.

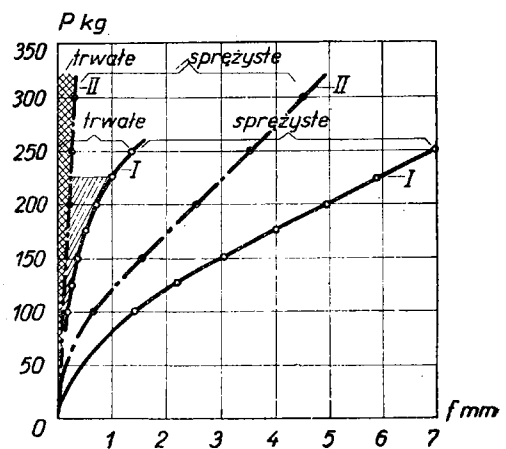
Inaczej ma się rzecz, jeżeli prawo Hooke'a nie stosuje się do danego materiału, jak to jest np. przy żeliwie, gdzie wydłużenia lub skrócenia rosną szybciej niż naprężenia. Poza tym przy żeliwie przebieg krzywej: naprężenie — odkształcenie jest inny po stronie ciągnięcia niż po stronie ciśnienia. Powstaje wskutek tego asymetria w ukształtowaniu naprężeń w przekroju obciążonej próbki i oś obojętne przesuwa się na tę stronę, po której odkształcenia rosną wolniej przy tym samym wzroście naprężeń, a więc w kierunku większej wytrzymałości.

Ponieważ dla żeliwa jest to zawsze strona ciśnienia, przesunięcie osi obojętnej następuje stale w tym kierunku. Odległość najsilniej ciągniętych włókien od osi obojętnej jest zatem większa od odległości od tejże osi najsilniej ścispanych włókien, przy czym największe osiągnięte wydłużenie po stronie ciągnięcia jest większe od odpowiadającego mu skrócenia po stronie ciśnienia. Zgodnie jednak z teorią zginania musi istnieć równowaga momentów po obu stronach osi obojętnej. Znaczący to, że ograniczone gałęziami krzywej powierzchnie po obu stronach osi odciętych na rys. 3, muszą być

w każdym momencie zginania równe. W chwili osiągnięcia po stronie ciągniętej w skrajnych włóknach naprężeń rozrywających następuje złamanie próbki. Jakże w tym momencie panują naprężenia ścispanych po stronie ścispanych wynika z równości pól momentów gnących po obu stronach osi obojętnej. Naprężenie to jest naturalnie wyższe niż panujące w chwili złamania naprężenie rozciągające, jednakże o wiele niższe niż wytrzymałość na ścispanych, a nawet dużo niższe od granicy ścisłości żeliwa (obserwowana dla żeliwa granica płynności na ścispanych). Np. w przeprowadzonym przez Bacha doświadczeniu złamanie zginanej próbki nastąpiło przy osiągnięciu naprężenia rozciągającego $= 13,15 \text{ kg/mm}^2$.

W tym momencie maksymalne naprężenie ścispanych wynosiło $22,7 \text{ kg/mm}^2$. Największe wydłużenie włókien ciągniętych wyniosło $0,623\%$, jednocześnie skrajne włókna ścispanych skróciły się o $0,488\%$. W chwili złamania przesunięcie osi obojętnej z punktu ciężkości przekroju w kierunku strony ścispanych wyniosło 8% .

Zjawisko przesuwania się osi obojętnej zginanej próbki żeliwa w kierunku strony ścispanych ma taki wpływ, jak gdyby wysokość próbki została powiększona o podwójną wielkość przesunięcia osi obojętnej z punktu ciężkości przekroju, a zatem jak gdyby moment oporu przekroju uległ powiększeniu. Dzięki temu zjawisku strona ścispanych bierze większy udział w znoszeniu obciążeń zginających niż strona rozciągana, co jest korzystne, gdyż wytrzymałość żeliwa na ścispanych jest znacznie wyższa niż na rozciąganie. Rys. 4 przedstawia przebieg odkształceń sprężystych i trwałych przy próbie zginania dla tych samych 2 gatunków żeliwa, dla których rys. 1 i 2 przedstawiały przebieg próby rozciągania i ścispanych.



Rys. 4

5) Strzałka ugięcia f. Próba zginania, poza wytrzymałością na zginanie, pozwala na określenie jeszcze jednej wielkości, ważnej dla charakterystyki żeliwa, mianowicie tzw. strzałki ugięcia f.

Ze względu na to, że żeliwo w czasie próby na rozciąganie nie wykazuje praktycznie żadnego wydłużenia, strzałka ugięcia jest jedynym wskaźnikiem jego „ciągliwości”. Jednakże porównywanie „ciągliwości” żeliwa tylko za pomocą strzałki ugięcia jest b. względne i może być stosowane jedynie do tych samych klas żeliwa. Nie ulega bowiem wątpliwości, że z 2 gatunków żeliwa, np. klasy żł 22 o $R = 22 \text{ kg/mm}^2$ uznamy za bardziej ciągliwe to, które przy próbie na zginanie wykaże wyższą strzałkę ugięcia. Jeżeli jednak z 2 gatunków żeliwa jeden wykaże $R_r = 12 \text{ kg/mm}^2$, $R_g = 24 \text{ kg/mm}^2$ i $f = 12 \text{ mm}$ a drugi $R_r = 26 \text{ kg/mm}^2$, $R_g = 48 \text{ kg/mm}^2$ i $f = 10 \text{ mm}$, decyzja co do wyższej ciągliwości pierwszego gatunku żeliwa nie była by bezsporna. Poza tym, mimo iż strzałka ugięcia daje nam pewne pojęcie o ciągliwości żeliwa, jednakże w żadnym wypadku nie może być uważana za własność samodzielną, na podstawie której moglibyśmy wnioskować o innych własnościach. Nie spełnia ona nawet w przybliżeniu tej roli co wydłużenie przy stali, czy staliwie. Wielkość wydłużenia dla danego gatunku staliwa lub stali jest na ogół dość ściśle uzależniona od wytrzymałości na rozerwanie, tymczasem f nie wykazuje takiej zależności od R_r czy R_g , co widać z poniższego zestawienia.

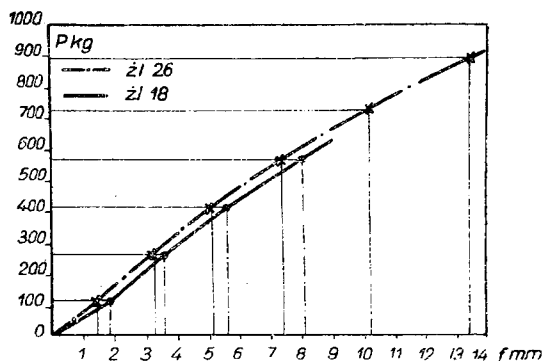
I			II		
f	R_g	R_r	f	R_g	R_r
12,3	41,0	20,2	10,4	42,8	23,7
12,5	40,4	22,7	11,0	42,3	23,0
12,2	42,5	24,5	12,2	42,5	24,5
12,4	44,4	24,6	13,9	42,6	24,7
12,3	44,6	26,7			
12,4	46,7	27,3			

Wielkości te, wzięte z wyników odbiorczych jednej z większych odlewni, wykazują w I przypadku prawie identyczną wielkość strzałki ugięcia przy różnych wytrzymałościach na zginanie i rozerwanie (w zakresie żeliwa żł . 18 do żł . 26), w drugim przypadku zaś różne strzałki ugięcia dla tej samej wytrzymałości na zginanie i rozciąganie (żł 22).

Strzałka ugięcia musi być rozpatrywana tylko w ścisłym związku z innymi własnościami żeliwa, przede wszystkim więc z wytrzymałością na zginanie.

Mierzac wielkość strzałki ugięcia przy różnych obciążeniach możemy wykreślić krzywą w zależności f od obciążenia P, jak to przedstawia rys. 5, wykonany dla 2 gatunków żeliwa klasy żł.18 i żł. 26.

Indywidualne odchylenia przebiegu tych krzywych charakteryzują dany gatunek żeliwa



Rys. 5

co do „ciągliwości”. Ten sposób określania „ciągliwości” był by pod względem praktycznym niewygodny, usiłowano zatem znaleźć jakiś wskaźnik, charakteryzujący tę cechę. Meyersberg zaproponował jako taki wskaźnik tzw. liczbę przegięcia $Z_f = \frac{100 \cdot f\%}{R_g}$. Im Z_f jest większe, tym większa jest „ciągliwość” żeliwa. Wg Meyersberga Z_f dla żeliwa szarego waha się od 15 — 65%, przy czym dla gatunków żeliwa o niższej wytrzymałości liczby te wypadają przeważnie wyższe niż dla żeliwa o wyższej wytrzymałości, dla tego samego R_r mogą się wszakże wahać w dużych granicach. Jak dotychczas jednak na tę cechę żeliwa („ciągliwość”) nie ma odpowiedniego wskaźnika.

Wyrażenie „ciągliwość” nie jest odpowiednie, gdyż pod tym pojęciem rozumiemy ściśle określoną cechę materiałów plastycznych, której to cechy żeliwo szare nie wykazuje. Odpowiedniejsze było by dla określenia omawianej tu cechy żeliwa wyrażenie giętkość.

6) U d a r n o ś ć. Badania nad udarnością żeliwa szarego są stosunkowo nieliczne. Z uwagi na dużą kruchość żeliwa użycie normalnej próbki Mesnagera z karbem, stosowanej powszechnie dla stali, nie daje dobrych wyników, albowiem praca przy łamaniu tych próbek jest b. mała. Dlatego też do badania udarności żeliwa powinno się stosować próbki o większym przekroju, bez karbu, lub przy próbkach Mesnagera młoty wahadłowe, czy inne urządzenia o odpowiednio mniejszej całkowitej energii uderzenia.

Badanie udarności żeliwa, jako próba odbiorcza, jest stosunkowo b. rzadko stosowane, a prawie nigdy w tej formie jak dla stali (określenie udarności w kgm/cm^2). Najczęściej stosowaną próbą odbiorczą udarności dla żeliwa jest próba kafarowa (np. dla klocków hamulcowych). Gotowy odlew lub odpowiednia próbka musi wytrzymać przepisaną ilość uderzeń młota spadowego o określonym kształcie i ciężarze, spadającego z określonej wysokości. Próbka lub odlew nie powinny przy tej ilości uderzeń ulec

złamaniu, wzgl. złamanie powinno nastąpić nie wcześniej niż po wytrzymaniu wymaganej w warunkach ilości uderzeń.

Przy tego rodzaju próbie nie mamy już właściwie do czynienia z odpornością żeliwa na doraźne uderzenie, lecz wkraczamy w zakres odporności materiału na długotrwałe impulsy dynamiczne.

Wielkość udarności doraźnej, określona przez St. A. Nadasana na próbkach Mesnagera bez karbu, waha się dla żeliwa od zł. 14 do zł. 26 w granicach od $0,6 \text{ kgm/cm}^2$ do $1,0 \text{ kgm/cm}^2$, przy czym rośnie z wzrostem wytrzymałości statycznej na rozerwanie. Wg tego samego autora udarność, określona na próbkach Mesnagera, lecz z ostrym karbem, była dla wszystkich gatunków żeliwa prawie jednakowa i wynosiła ok. $0,5 \text{ kgm/cm}^2$. E. Piwowarsky podaje, że dla wysokojakościowych gatunków żeliwa, zwłaszcza przy odpowiedniej budowie grafitu i niskim węglu całkowitym, można osiągnąć udarności, przekraczające $1,5 \text{ kgm/cm}^2$, a po obróbce cieplnej można je podnieść nawet do 5 kgm/cm^2 .

Ogólnie można powiedzieć, że odporność żeliwa na wszelkiego rodzaju doraźne obciążenia dynamiczne rośnie wraz z wytrzymałością statyczną na rozerwanie i zginanie, nie stoi jednak w żadnym stosunku do strzałki ugięcia f. Próbki obrobione wykazują z reguły udarność wyższą o 5 — 30% niż próbki surowe.

7) Wytrzymałość żeliwa na obciążenia dynamiczne długotrwałe zmienne oraz granica zmęczenia. Jak wiadomo, wytrzymałość materiałów na statyczne obciążenia długotrwałe jest niższa niż na takie obciążenia doraźne. Różnica ta występuje jeszcze wyraźniej, jeżeli obciążenia nie będą stałe lecz będą się zmieniały, np. od 0 do pewnej określonej wielkości. Wówczas zerwanie lub złamanie próbki następuje przy coraz to niższym obciążeniu, ale dopiero po przekroczeniu pewnej liczby zmian obciążenia, która jest tym większa, im mniejsze jest obciążenie lub różnica obciążeń, wzgl. impulsów dynamicznych.

Zmniejszając stale obciążenie dojdziemy wreszcie do takiej jego wartości, że złamanie, czy zerwanie próbki nie nastąpi nawet przy praktycznie nieograniczonej ilości zmian obciążenia, czy impulsów dynamicznych. Naprężenie, odpowiadające temu obciążeniu, nazywamy „granicy zmęczenia“.

Znajomość granicy zmęczenia dla poszczególnych rodzajów obciążeń jest b. ważna dla oceny jakości materiału i jego przydatności do danych celów, gdyż — jak wiadomo — wszystkie tworzywa konstrukcyjne są w swej pracy przeważnie narażone na działanie naprężeń zmiennych. Rozstrzygające znaczenie co do praktycznej wartości stopu odlewniczego ma w wielu przypadkach jego zachowanie się pod wpływem obciążeń zmiennych.

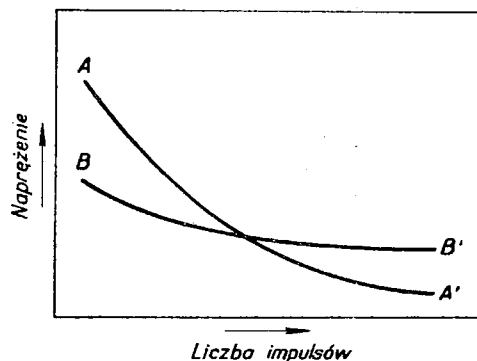
Może się np. zdarzyć, że materiał, wykazujący wyższe doraźne własności mechaniczne będzie miał niższą granicę zmęczenia niż inny materiał, o niższych doraźnych własnościach mechanicznych, co będzie się wyrażało za pomocą krzywych Wöhlera, jak na rys. 6.

W rozwoju jakości żeliwa w ciągu ostatnich kilkudziesięciu lat statyczne własności mechaniczne tego tworzywa, jak wytrzymałość na zginanie lub rozerwanie, wzrosły 2 — 3 razy, a odporność na obciążenia zmienne wzrosła 100 lub nawet więcej razy. Odporność na obciążenia zmienne wzrasta z wzrostem statycznej wytrzymałości żeliwa, lecz wzrasta o wiele szybciej. Np. wg badań St. A. Nadasana żeliwo o wytrzymałości $R_r = 20,8 \text{ kg/mm}^2$ wytrzymało 4924 impulsy uderzeniowe, podczas gdy żeliwo o wytrzymałości $R_r = 25,4 \text{ kg/mm}^2$ wytrzymało tych impulsów 32125, przy identycznych próbkach i impulsach uderzeniowych 6 kg cm .

Jednakże odporność na obciążenia zmienne, zwłaszcza dynamiczne, zależna jest nie tylko od wytrzymałości statycznej żeliwa. Wg tego samego autora 2 żeliwa, o praktycznie jednakowym R_r wykazały różną odporność na dynamiczne obciążenia zmienne, wyrażone liczbą uderzeń, potrzebnych do złamania próbki porównawczej, przy użyciu impulsów uderzeniowych o wielkości 6 kg cm . Badane żeliwa miały $R_r = 26,6 \text{ kg/mm}^2$ i $25,4 \text{ kg/mm}^2$, odpowiednie zaś liczby impulsów udarowych wyniosły 16331 i 32124.

Podobne stosunki występują między doraźną udarnością żeliwa a jego zdolnością do znoszenia długotrwałych małych impulsów udarowych. Wg Piwowarskyego 2 stosunkowo b. mało różniące się pod względem analizy żeliwa, po identycznej obróbce cieplnej wykazały udarność $0,65 \text{ kgm/cm}^2$ i $1,14 \text{ kgm/cm}^2$, natomiast ich odporność na małe impulsy udarowe miała się odpowiednio jak 13 : 244.

Wpływ ostrych karbów na dynamiczne obciążenia zmienne jest olbrzymi. Próbki bez karbu wytrzymały np. ok. 15.000 uderzeń, podczas gdy próbki z tego samego żeliwa i o ta-



Rys. 6

kim samym przekroju pracującym, lecz z ostrym karbem, łamały się po 1 lub 2 uderzeniach.

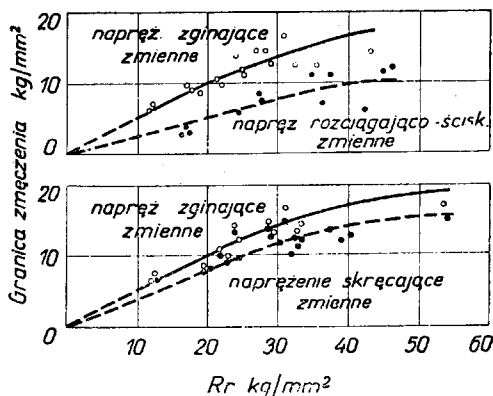
Granica zmęczenia dla żeliwa przy różnych rodzajach naprężeń zmiennych zależy także od wielkości statycznych wytrzymałości.

Rys. 7 przedstawia zależność granicy zmęczenia dla różnego rodzaju naprężeń zmiennych od wytrzymałości na rozciąganie. Rys. 8 przedstawia wykres Wöhlera dla żeliwa szarego, o wytrzymałości $R_r = 31,5 \text{ kg/mm}^2$ dla próbek gładkich i z karbem, przy zastosowaniu zginających obciążeń zmiennych (wg M. Hempela).

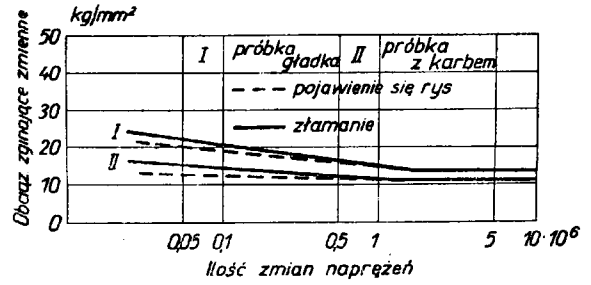
Wg Piwowarskiego specjalne gatunki wysokojakościowego żeliwa mogą wykazywać wyższą granicę zmęczenia niż staliwo. Wykres Wöhlera na rys. 9 przedstawia granicę zmęczenia dla naprężeń dynamicznych (uderzenia) dla 2 specjalnych gatunków żeliwa wysokojakościowego, staliwa żarzonego i nieżarzonego oraz dla stali miękkiej, w postaci blachy 4 mm grubości. Odpowiednie krzywe na wykresie: krzywa 1 — żeliwo o wytrzymałości $R_r = 42,4 \text{ kg/mm}^2$, krzywa 2 — żeliwo o $R_r = 30,9 \text{ kg/mm}^2$, krzywa 4 — staliwo żarzone o wytrzymałości $37,9 \text{ kg/mm}^2$, krzywa 5 — staliwo nieżarzone o $R_r = 50 \text{ kg/mm}^2$ i krzywa 7 — blacha żelazna 4 mm grubości o $R_r = 35,1 \text{ kg/mm}^2$.

W związku z granicą zmęczenia tudzież z odpornością na długotrwałe małe naprężenia zmienne należy wspomnieć jeszcze o jednej, b. ważnej właściwości, jaką jest zdolność tłumienia drgań, występująca u żeliwa szarego w wyższym stopniu niż u innych materiałów konstrukcyjnych. Na skutek tej właściwości materiału drgania, powstające w skutek periodycznie działających sił, są tłumione (zmniejszenia amplitudy drgań), a część energii i drgań zostaje zamieniona w energię cieplną.

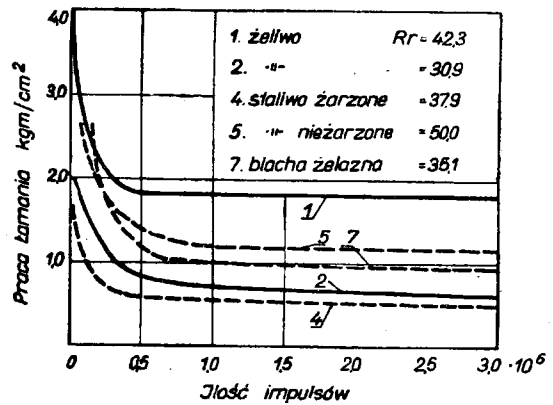
Zjawisko to ma ogromne znaczenie dla tych elementów maszynowych, które narażone są na powstawanie drgań rezonansowych. W tych warunkach żeliwo nadaje się lepiej jako materiał konstrukcyjny niż jakiegokolwiek inne tworzywo.



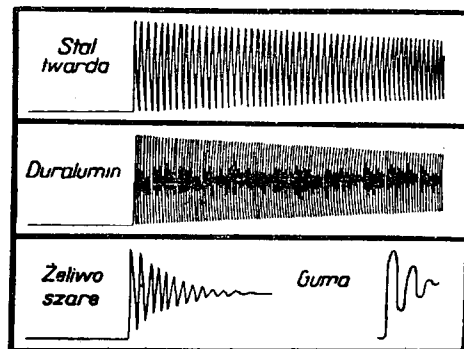
Rys. 7



Rys. 8



Rys. 9

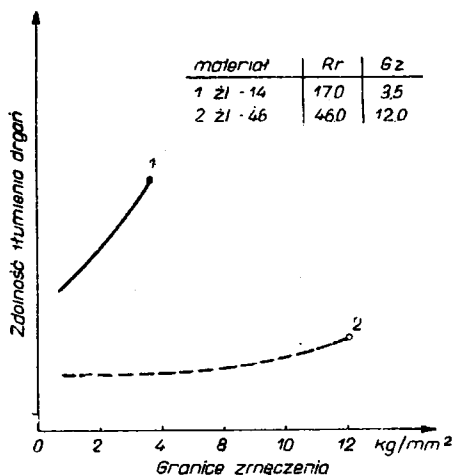


Krzywe oscylograficzne tłumienia drgań

Rys. 10

Rys. 10 przedstawia wykresy tłumienia drgań dla stali na łożyska kulkowe, duraluminu, żeliwa i gumy wg Geigera.

Wg badań Hempela stopień zdolności tłumienia drgań jest u żeliwa tym wyższy, im niższa jest jego granica zmęczenia, a więc tym wyższy, im niższe są własności mechaniczne żeliwa.



Rys. 11

Z wzrostem własności mechanicznych, a więc i granicy znieczenia, stopień zdolności tłumienia drgań b. szybko spada i mimo, iż krzywa zdolności tłumienia drgań wznosi się z wzrostem naprężeń zmiennych aż do granicy znieczenia, dla żeliwa wysokojakościowego — zdolność tłumienia drgań nie osiąga tej wielkości co dla żeliwa o niskiej wytrzymałości.

Rys. 11 przedstawia schematycznie wykresy zdolności tłumienia drgań w zależności od granicy znieczenia dla 2 gatunków żeliwa. Żeliwo I wykazało wytrzymałość $R_r = 17 \text{ kg/mm}^2$ i granicę znieczenia $G_z = 3,5 \text{ kg/mm}^2$, żeliwo II miało $R_r = 46 \text{ kg/mm}^2$ i $G_z = 12 \text{ kg/mm}^2$.

Jak widać z wykresu żeliwo I posiada kilkakrotnie wyższą zdolność tłumienia drgań i dlatego w zakresie niskich naprężeń, poniżej $3,5 \text{ kg/mm}^2$, będzie o wiele lepiej tłumilo drgania niż żeliwo II. Powstanie więc drgań rezonansowych w konstrukcjach z żeliwa I będzie o wiele mniej prawdopodobne niż w konstrukcjach z żeliwa II.

II. Zależność między własnościami mechanicznymi żeliwa

1) Stosunek R_r do R_c . Specyficzna struktura szarego żeliwa (płytki grafitu, rozdzielone w masie metalicznej) jest przyczyną różnego zachowania się żeliwa przy próbie na rozciąganie i ściskanie oraz dużych różnic między R_r i R_c . Wytrzymałość żeliwa na ściskanie jest zawsze znacznie wyższa od wytrzymałości na rozzerwanie, lecz wzrost R_c nie jest proporcjonalny do R_r . Wytrzymałość żeliwa na ściskanie wzrasta wolniej niż jego wytrzymałość na rozzerwanie.

Rys. 12 przedstawia zależność R_c od R_r (krzywa 1) oraz zależność stosunku $R_c : R_r$ od R_r (krzywa 2). Krzywa 3 przedstawia poza tym zależność stosunku granicy ściśliwości żeliwa (granica płynności przy ścisaniu) do R_c od wytrzymałości na rozzerwanie (wg Meyersberga).

Jak widać z wykresu stosunek $R_c : R_r$ maleje z wzrostem R_r . Przy $R_r = 16 \text{ kg/mm}^2$ wynosi ok. 4,3, a przy $R_r = 26 \text{ kg/mm}^2$ ok. 3,5.

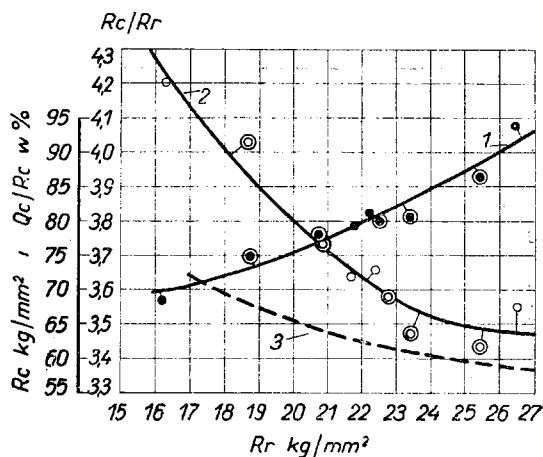
Podobnie, lecz nieco wolniej, maleje wraz z wzrostem R_r stosunek granicy płynności przy ścisaniu do wytrzymałości na ściskanie.

Przy $R_r = 17 \text{ kg/mm}^2$ wynosił on ok. 72%, zaś przy $R_r = 26 \text{ kg/mm}^2$ tylko ok. 60%.

2) Zależność między HB i R_r . Stosunek twardości żeliwa do wytrzymałości na rozzerwanie wyraża się liczbą o wiele wyższą niż dla stali lub staliwa. Jest to zrozumiałe, jeżeli weźmie się pod uwagę budowę strukturalną żeliwa szarego. Poza tym stosunek ten nie jest wielkością stałą, lecz zmienia się wraz z zmianą R_r , malejąc z wzrostem wytrzymałości na rozzerwanie. Znajduje to znów swe uzasadnienie w tym, że na wytrzymałość na rozzerwanie ma dominujący wpływ postać grafitu i jego ilość, podczas gdy twardość w daleko większym stopniu należy do budowy strukturalnej osnowy metalicznej (feryt, feryt + perlit, perlit, perlit + cementyt wtórny).

Wg badań Klingensteina stosunek $H_b : R_r$ dla gatunków żeliwa, wytapianych w zwykły sposób w żeliwiaku, waha się od 8 — 13, przy czym, jak już wspomniano, maleje z wzrostem R_r . Przy b. wysokim R_r , większym od 30 kg/mm^2 , stosunek ten spada do 7.

Podane w normach polskich orientacyjne twardości dają stosunki z odpowiednimi wytrzymałościami na rozzerwanie w granicach od 7,5 do 12,7, przy czym w klasie żł. 14 stosunek ten waha się od 10 — 12,7, w klasie żł. 18 od 8,5 do 10, w klasie żł. 22 od 7,9 do 8,9, w klasie żł. 26 od 7,8 do 8,7 i w klasie żł. 30 od 7,5 do 8,8. Dla gatunku żeliwa wysokojakościowego (specjalne metody wytapiania i odlewania), o wytrzymałości R_r powyżej 30 kg/mm^2 , stosunek ten spada jeszcze bardziej. Wg A. Gimmyego dla żeliwa perlitycznego Lanza stosunek ten wynosił od 6,11 do 7,35.



Rys. 12

3) Zależność między R_r , R_g i strzałką ugięcia f . Wytrzymałość na zginanie, podobnie jak twardość i wytrzymałość na ściskanie, wzrasta w miarę wzrostu R_r i — tak samo jak przy tamtych własnościach — nie idzie równoległe z wzrostem wytrzymałości na rozierwanie. Ustalenie jakiejś krzywej zależności między tymi własnościami jest ze względu na zbyt wielki rozrost punktów niezmiernie trudne. Jeżeli jednak, w układzie R_r — R_g usiłować prze-

R_r

prowadzić przez środek pola rozrzutu krzywą zależności stosunku R_g — R_r od R_r , będzie ona wykazywała wyraźny spadek.

Zatem stosunek R_g do R_r maleje w miarę wzrostu R_r (od ok. 2,2 przy $R_r = 14 \text{ kg/mm}^2$ do ok. 1,5 przy $R_r = 32 \text{ kg/mm}^2$ wg Meyersberga).

Jednakże krzywa taka jest tylko grubym przybliżeniem, gdyż poszczególne punkty zbyt daleko od niej odbiegają (rys. 13 wg Meyersberga). O wiele regularniej wypada zależność R_r od stosunku R_g do f (rys. 14).

Wg niemieckich autorów Thuma i Ude stosunek R_g do f określa charakter grafitu: jeżeli stosunek ten jest większy od 3,3, grafit jest drobno wydzielony, jeżeli zaś jest mniejszy od 3,3 budowa grafitu jest grubolistna.

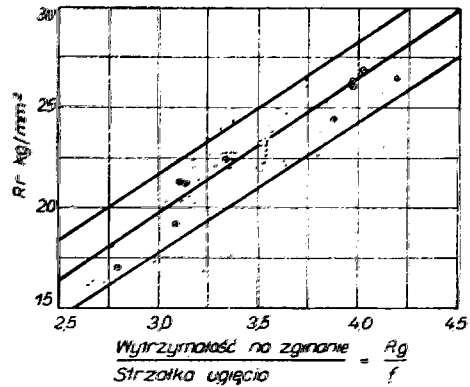
Przykład wg Gimmyego:

R_g	f	R_r	$R_g:f$
36,6 kg/mm^2	13,1	17 kg/mm^2	2,79
37,6	9,0	26,4	4,18
40,3	13,0	19,2	3,10
40,2	10,0	26,8	4,02

Ponieważ charakter grafitu ma dominujący wpływ na R_r , więc zgodnie z rys. 14 R_r rośnie z wzrostem stosunku R_g do f .

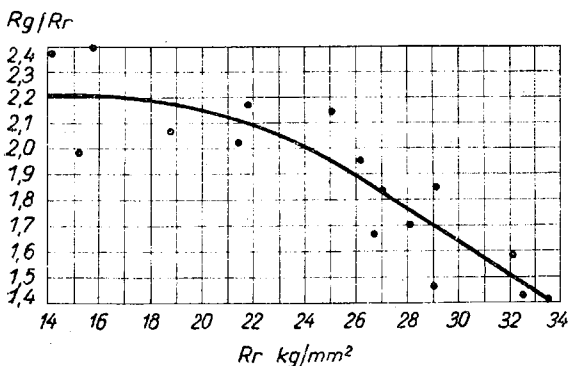
Jak już wspomniano przy omawianiu strzałki ugięcia f , nie da się ściśle ustalić jej zależności od R_g lub R_r , da się jednak zauważyć tendencję do wzrastania f wraz z wzrostem R_g , przy czym dla próbek o tej samej wielkości R_g , a różnych R_r , strzałka ugięcia maleje z wzrostem R_r . Poniższa tabela, zestawiona na podstawie wyników odbiorczych, ilustruje dość wyraźnie tę tendencję wzrostu f z wzrostem R_g .

Wzrost ten nie jest regularny i wykazuje duże odchylenia od reguły, przy czym jest on



Rys. 14

R_g	R_r	f_{sr}	R_g	f	R_r	f_{sr}
36,5	8,3	—	42,0	10,5	21,8	—
38,5	9,4	—	47,0	12,1	21,3	—
39,1	9,9	19,5	42,2	11,5	24,3	—
39,5	11,0	21,7	42,4	10,5	23,6	—
39,6	9,8	20,6	42,5	10,7	24,5	—
39,6	10,3	21,4	42,5	11,0	23,3	11,0
39,7	10,4	20,8	42,5	11,4	22,7	—
39,8	10,1	22,3	42,6	10,7	22,2	—
39,8	10,6	21,4	42,6	11,2	22,8	—
			42,7	10,9	20,8	—
			42,8	10,4	23,7	—
40,0	10,4	22,3	43,1	12,6	22,8	—
40,1	10,6	20,6	43,2	12,5	22,0	—
40,1	10,4	20,9	43,2	12,4	23,8	—
40,2	10,3	22,0	43,3	10,2	27,4	—
40,4	10,1	21,4	43,3	11,6	23,7	—
40,5	10,3	19,6	43,3	11,7	23,4	—
40,6	9,9	20,4	43,4	11,9	26,4	—
40,6	10,6	20,7	43,4	11,2	25,4	—
40,7	10,4	21,7	43,4	10,8	23,8	—
40,8	10,5	20,8	43,6	11,3	24,5	—
			43,6	12,1	23,4	—
			43,7	10,3	25,6	—
41,0	10,4	21,0	43,8	11,5	24,3	—
41,3	11,2	22,4	43,8	11,7	23,4	—
41,4	10,7	21,3	43,9	11,3	22,3	—
41,5	10,5	23,2				—
41,5	10,6	22,4				—
41,5	11,0	20,1				—
41,7	12,0	24,4	44,0	13,0	23,6	—
41,8	10,0	22,8	44,0	11,1	26,4	—
41,9	11,0	23,4	45,9	13,3	—	—
41,9	11,4	23,8	46,8	14,4	27,4	—

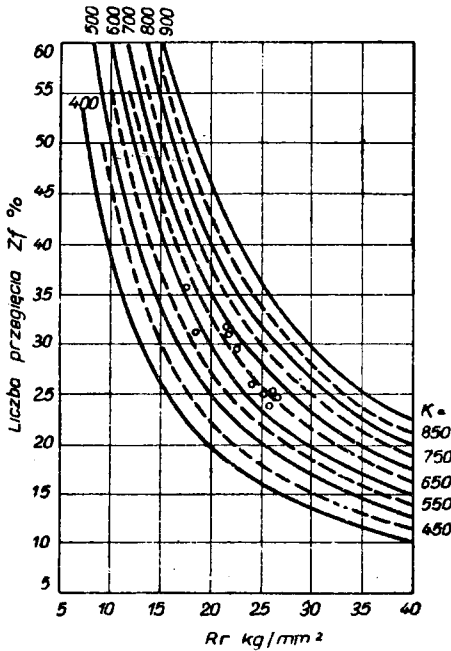


Rys. 13

o wiele mniejszy niż równoczesny wzrost R_g , dzięki czemu wprowadzona przez Meyersberga liczba przęgięcia $Z_f = \frac{f \cdot 100}{R_g}$ jako cecha giętkości żeliwa („ciągliwości“), maleje z wzrostem R_g i R_r .

Ta cecha giętkości, wyrażona stosunkiem f do R_g , musi być oceniana przy uwzględnianiu wytrzymałości na rozierwanie.

Nie można wymagać od żeliwa o wyższej wytrzymałości (zwłaszcza R_r) tej samej giętkości co od żeliwa o niższej wytrzymałości. Jakiej giętkości należy wymagać przy danej wytrzymałości i jaką wielkością wyrażonej, nie zostało dotąd — ze względu na dość zagmatwane stosunki między R_r , R_g i f — wyjaśnione. Zdajemy sobie sprawę, z tego, że do pewnych celów



Rys. 15

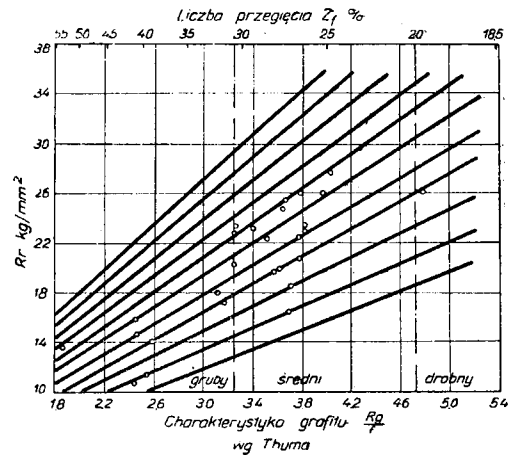
właściwsze może być żeliwo o większej giętkości, w jakim jednak stopniu — dla osiągnięcia tej wielkości — możemy dopuścić spadek wytrzymałości, przeważnie nie wiemy.

Dlatego też warunki odbiorcze dla żeliwa wymagają najczęściej, przy najwyższej wytrzymałości, najwyższej strzałki ugięcia. Ta asekuracja nie zawsze musi gwarantować najkorzystniejszy wynik techniczny zastosowania materiału, nie mówiąc już o tym, że tego rodzaju żądania są gospodarczo rzadko usprawiedliwione. W celu wyjaśnienia tej sprawy usiłowano znaleźć wielkość, która charakteryzowała by stopień bezpieczeństwa żeliwa przeciwko obciążeniom statycznym. Jako taką liczbę zaproponował Meyersberg iloczyn $Rr \times Zf$. Przypuszcza on, że wszystkie gatunki żeliwa, dla których iloczyn ten jest jednakowy posiadają tę samą odporność na złamanie, czy też ten sam stopień bezpieczeństwa dla pewnych warunków obciążenia. Przedstawiając tę zależność w formie równania $X \cdot y = Rr \cdot Zf = \text{const}$ możemy wykreślić tzw. „izoflex“ K rys. 15. Krzywe na tym wykresie odpowiadają stałym wartościom K dla różnych gatunków żeliwa. Im wyższe jest K, tym odporność żeliwa na złamanie, a więc jego stopień bezpieczeństwa, ma być większy.

Gimmy zaproponował inny wykres, w którym izoflexy są liniami prostymi, przypisując mu to samo znaczenie (rys. 16; Zf w skali logarytmicznej; $K = Rr \cdot f$).

Rg

Jednakże liczby te nie znalazły dotąd zastosowania w żadnych normach dla żeliwa, poza projektem warunków technicznych dla odbioru odlewów żeliwnych, opracowanych przez marynarkę niemiecką.



Rys. 16

Zależność innych właściwości mechanicznych żeliwa, jak udarność, odporność na obciążenie długotrwałe zmienne i granicy zmęczenia od wytrzymałości na rozzerwanie, została omówiona przy charakterystyce tych własności.

Co do udarności można jeszcze dodać, że jej zależność od Rr związana jest z postacią wydzielonego grafitu. Im grafit jest drobniej wydzielony (duże Rr) w masie metalicznej, zawierającej dużo ferrytu (małe HB), tym wyższa jest udarność żeliwa. Przy grubym graficie w osnowie perlitycznej (małe Rr , duże HB) — mała udarność. Wg Gimmyego udarność żeliwa jest proporcjonalna do stosunku Rr do HB. Im ten stosunek jest wyższy, tym wyższa jest udarność żeliwa. Wg badań autora stosunek ten waha się dla różnych gatunków żeliwa od 0,08 do 0,18.

Ztego — b. zresztą pobieżnego przeglądu własności mechanicznych żeliwa szarego — widzimy, że przy wyborze właściwego gatunku żeliwa na jakąś część maszynową lub konstrukcję budowlaną nie możemy kierować się tylko jednym wskaźnikiem jego właściwości, np. wytrzymałości na rozzerwanie. Zwykle musimy określić rodzaj, wielkość i czas trwania naprężeń, jakim, dany element będzie podlegał w pracy i na podstawie znajomości zachowania się odpowiednich gatunków żeliwa pod wpływem danych naprężeń wybrać materiał najwłaściwszy.

LITERATURA

- 1) I. C. Geiger, Handbuch der Eisen — u. Stahlgiesserei.
- 2) Chr Gilles, Gusseisen.
- 3) Edeltgussverband G. m. b. H. Bericht über die 5. Arbeitssitzung in Berlin.
- 4) Giesserei — Zeitung 1926, str. 680.
- 5) Die Giesserei 1933, str. 235 i 280.
- 6) Die Giesserei 1940, str. 59 i 277.
- 7) Die Giesserei 1942, str. 302.
- 8) Die Giesserei 1943, str. 141.
- 9) Giesserei — Taschenbuch — Jahrbuch 1942.

Inż. MIECZYSLAW BUDKIEWICZ
Akademia Górniczo - Hutnicza

Karbońskie łupki ogniotrwałe

Zagadnienie karbońskich łupków ogniotrwałych stanowi w wielu państwach Europy — już prawie od 100 lat — przedmiot licznych badań przyrodniczych i gospodarczych. Istnieje też tam obszerna literatura, w wyczerpujący sposób omawiająca sprawy, dotyczące tego zagadnienia. Na polu tym wyróżnili się głównie geolodzy: H. Bischof, H. Kukuk, H. Boda i W. Petraschek oraz Schmits i Dumant. Obecnie niemal we wszystkich europejskich zagłębiach węglowych (Ruhra, Saara, Ardenny i in.) odbudowuje się łupki ogniotrwałe, które — po wyprażeniu — przedstawiają wartościowy surowiec dla przemysłu materiałów ogniotrwałych. Problem ten poruszany był wprawdzie co pewien czas na łamach naszej prasy fachowej, lecz dotąd nie uzyskano w tej dziedzinie trwalszych osiągnięć gospodarczych. Dziś przeżywamy ponownie okres wzrostu zainteresowania się ową kwestią, a przyszłość okaże, czy tym razem dojdziemy w końcu do konkretnych wyników.

Pierwszą pracą w technicznej literaturze polskiej na temat łupków ogniotrwałych był artykuł inż. L. Gawrońskiego („Przegląd Górniczo-Hutniczy“ z 1923 r.), który stwierdził — na podstawie badań zwałów odpadowych niektórych kopalń krakowskich — występowanie na tym obszarze skał ilastych, odznaczających się wysoką ogniotrwałością. W 1937 r. prof. dr inż. Andrzej Bolewski ogłosił drukiem pracę o łupku ogniotrwałym z kopalni Szyby — Piast w Łędzinach na Górnym Śląsku (Sprawozdania PIG, t. IX, Warszawa 1937 r.). Podczas drugiej wojny światowej zagadnieniem tym zainteresowali się geolodzy niemieccy W. Petraschek i W. Hartung, którzy pragnęli wykorzystać łatwe do wyróżnienia przerosty łupków ilastych w celu identyfikacji pokładów węgla. Autorzy ci ogłosili wyniki swych badań w postaci opracowań. Jak z powyższego widzimy prace badawcze, zajmujące się występowaniem karbońskich łupków ilastych, skoncentrowały się przede wszystkim na kopalniach krakowskiego zagłębia węglowego i na pobliskich kopalniach pszczyńskich.

Wraz z Dolnym Śląskiem odzyskaliśmy wielkie złoża łupków ogniotrwałych, występujących w okolicy Wałbrzycha i Nowej Rudy. W związku z tym inż. Wiktor Sielawa ogłosił ostatnio 2 artykuły pt. „Występowanie, przeróbka oraz właściwości noworudzkich łupków ogniotrwa-

łych“ („Przegląd Górniczy“ z 1947 r. Nr 4 i Nr 6) i „Noworudzki łupek ogniotrwały“ („Hutnik“ z 1947 r. Nr 10). Ta ostatnia publikacja spowodowała ukazanie się uzupełniającej notatki inż. Witolda Wójcika („Hutnik“ z 1948 r. Nr 1), odnoszącej się do zagadnienia łupków i glin ogniotrwałych w górnośląskim zagłębiu węglowym.

W latach 1946-47 prowadziłem badania nad karbońskimi skałami ilastymi, towarzyszącymi pokładom węgla w krakowskim zagłębiu węglowym. W wyniku tych prac zostały opróbkowane ilaste skały spągowe, stropowe oraz przerosty na 9 kopalniach węgla. Następnie próby owe poddano analizom chemicznym, określono ich ogniotrwałość i przeprowadzono mikroskopowe badania cienkich płytek, wykonanych z najbardziej interesujących warstw. Jako ostateczny rezultat tych badań mogę wymienić — interesujące z punktu widzenia przemysłowego — przerosty w pokładach węgla:

„Artur“ (kopalnia „Artur“ w Sierszy Wodnej), „Izabella“ (kopalnia „Zbyszek“ w Trzebini), oraz przerosty, występujące na kopalniach jaworznickich: „Franciszek“, „Jacek“, „Stanisław“ i „Niedzieliska I“. Wszystkie te przerosty wykazują ogniotrwałość 34—35 stożka Segera. Najciekawiej przedstawia się przerost łupku z pokładu węgla „Artur“. Miąższość jego wynosi ok. 15 cm, a zawartość Al_2O_3 — po wyprażeniu — ponad 46%, ogniotrwałość zaś 35 st. S. Należy zauważyć, że i inne — nie wymienione tu — przerosty łupków, występujące na terenie kopalń jaworznickich, możemy zaliczyć do materiałów ogniotrwałych, ponieważ wykazują one ogniotrwałość w granicach 29—32 st. S.

Na szczególną uwagę zasługuje też kopalnia „Janina“ w Libiążu, której skały ilaste, zalegające w spągu, stropie i jako przerosty w pokładach węgla, odznaczają się stosunkowo wysoką ogniotrwałością. Warstwy te mają często miąższość kilku metrów i wyróżniają się dużą plastycznością. Ze względu na to, że składają się one z materiału wybitnie pelitowego, można je łatwo wzbogacać przez szlamowanie i uzyskiwać materiał plastyczny, o ogniotrwałości ok. 32 st. S.

Dotychczas w krakowskim zagłębiu węglowym wykorzystywano karbońskie łupki ogniotrwałe z pokładu „Artur“ w Sierszy Wodnej i „Izabella“ z kopalni „Zbyszek“ w Trzebini.

W ciągu ostatnich 3 lat oddzielono jednak zaledwie kilka wagonów łupku z pokładu „Artur”. Surowiec ten został wydobyty na żądanie przemysłu chemicznego. Możliwości produkcyjne krakowskiego zagłębia węglowego stanowią natomiast ok. 20.000 t rocznie łupku prażonego, o ogniotrwałości 34—35 st. S., przy czym cena jednostkowa łupku jest 3-krotnie wyższa od ceny 1 t węgla. Jego wartość ekonomiczna jest jeszcze wyższa od wartości handlowej, gdyż w rejonie krakowskiego zagłębia węglowego istnieją 3 wytwórnie materiałów ogniotrwałych, które muszą sprowadzać podobny surowiec ze znacznych odległości.

Zorganizowanie oddzielania przerostów łupków w przodkach i na sortowni może dać duże korzyści gospodarcze zarówno dla przemysłu materiałów ogniotrwałych, jak i w przyszłości dla metalurgii aluminium.

Zagadnienie karbońskich łupków ogniotrwałych jest interesujące, albowiem stanowią one wartościowy surowiec, a przebadanie ilastych skał spągowych i stropowych pokładów węgla będzie miało zasadnicze znaczenie dla systemów odbudowy i dla mechanicznej przeróbki węgla. Rezultaty badań przerostów łupków mogą także rzucić ciekawe światło na stratyografię warstw węglowych. Jak widzimy, rozwiązanie tego zagadnienia powinno przynieść poważne korzyści natury naukowej i gospodarczej. Właściwe czynniki zdają sobie sprawę ze znaczenia tego problemu, a różne wypowiedzi i notatki, ukazujące się w prasie, pozwalają przypuszczać, że w niedalekiej przyszłości rozpoczną się badania systematyczne. Rada Naukowa Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego powzięła już uchwałę co do prowadzenia badań nad ogniotrwałymi łupkami przywęglowymi.

Inż. ZDZISŁAW WARCZEWSKI
CZPH

Planowany rozwój hutnictwa w Wielkiej Brytanii i w Niemczech Zachodnich

Dla rynku surowców i wytworów hutniczych ogromne znaczenie posiada rozwój wytwórczości hut najbardziej uprzemysłowionych krajów zachodnio-europejskich. Dlatego też uważamy za wysoce interesujące i ważne dla nas bliższe zapoznanie się z obecnym stanem i z planowanym rozwojem hutnictwa Wielkiej Brytanii i Niemiec Zachodnich.

Na podstawie miesięcznego statystycznego biuletynu „British Iron and Steel Federation” z marca br. można przede wszystkim odtworzyć plan wytwórczości hut brytyjskich w br. W roku tym ogólna wytwórczość stali surowej (wlewki i odlewy) przewidywana jest na 12,7 miln. t, przy ogólnej wytwórczości surowki 8,34 miln. t. Dla otrzymania powyższej ilości surowki przyjmuje się zużycie rud krajowych w ilości 11,65 miln. t (58,6% wagowo), podczas gdy zużycie rud zagranicznych ma osiągnąć 8,20 miln. t (41,4% wagowo). Poza rudami żelaznymi Wielka Brytania zamierza importować powyżej 360.000 t rud manganowych z Indii. Trzeba dodać, iż — podobnie jak u nas — angielskie rudy krajowe należą do typu biednych, o średniej zawartości 30% Fe. Przy rudach zagranicznych hutnictwo brytyjskie liczy się z zawartością

średnią 55% Fe. Należy podkreślić, iż wąski przekrój wytwórczości hutnictwa brytyjskiego stanowi dzisiejsza wytwórczość koksu i to zarówno pod względem ilościowym, jak i jakościowym. Ilościowe braki są m. in. następstwem pamiętnego kryzysu zimowego w ub. r., kiedy życie przemysłowe Wielkiej Brytanii zostało przejściowo niemal sparaliżowane. Bolączki jakościowe koksu hutniczego są nam w Polsce również dobrze znane, tak że nie ma konieczności dłużej się tu nad nimi rozwodzić.

Ponieważ z uwagi na brak surowki planowany stosunek wytwórczości stali do surowki wynosi aż 1,52, praca stalowni brytyjskich opiera się na poważnej konsumpcji złomu stalowniczego. Przewiduje się, iż w br. — poza złodem własnym — huty brytyjskie zużyją 3,36 miln. t kupnego złomu krajowego i 0,77 miln. t złomu sprowadzą z zagranicy. Dostawy kupnego złomu krajowego nie nastęrczają większych trudności i planowana kwota zostanie osiągnięta, bez porównania trudniej przedstawia się natomiast sytuacja co do importu złomu zagranicznego, który dotychczas pro rata parte zaledwie przekroczył 50% liczb planowanych.

Warto przypomnieć, iż głównym dostawcą złomu zagranicznego do Wielkiej Brytanii były dotąd Stany Zjednoczone, które teraz same odczuwają brak złomu. To jest przyczyną, iż specjalna mieszana misja, złożona z przedstawicieli przemysłu i rządu Stanów Zjednoczonych, badała możliwości otrzymania złomu z Niemiec Zachodnich. Misja amerykańska określiła tamtejsze zapasy złomu stalowniczego i żeliwnego na 9 miln. t i złożyła wniosek, aby część tego złomu została przewieziona do Stanów Zjednoczonych. Pracująca równolegle misja brytyjska w ciekawym sprawozdaniu „Select Committee's Report“ sporządziła zestawienie planowanego rozwoju zachodnio - niemieckiego hutnictwa

TABLICA I

Planowany rozwój hutnictwa niemieckiego

Wytwór	Przewidywana wytwórczość w 1 000 t			
	1948 r.	1949 r.	1950 r.	1951 r.
Surówka thomasowska	2 240	3 025	4 125	5 500
Surówka martenowska i inna	1 350	1 735	2 400	3 200
Surówka ogółem	3 590	4 760	6 525	8 700
Stal thomasowska	2 037	2 750	3 750	5 000
Stal martenowska i inna	2 038	2 750	3 750	5 000
Stal ogółem	4 075	5 500	7 500	10 000
Rodzaj złomu	Zapotrzebowanie złomu w 1 000 t			
	1948 r.	1949 r.	1950 r.	1951 r.
Dla sur. thomasowskiej	112	150	206	275
Dla sur. martenowskiej	304	330	480	576
Złom wielkopiecowy	416	540	686	851
Dla stali thomasowskiej	30	40	55	75
Dla stali martenowskiej	1 590	2 145	2 925	3 900
Złom stalowniczy	1 620	2 185	2 980	3 975
Ogólne zapotrzebowanie złomu	2 036	2 725	3 666	4 826
Złom własny hut	856	1 430	1 950	2 600
Kupny złom krajowy	407	770	1 050	1 400
Ogólne dostawy złomu krajowego	1 263	2 200	3 000	4 000
Manko złomu	773	525	666	826

i przeanalizowała możliwości otrzymania złomu z Niemiec przez Wielką Brytanię. Wypada zaznaczyć, iż Wielka Brytania zawarła w 1946 r. umowę na dostawę przeszło 400.000 t złomu niemieckiego po cenie £ 6,10 s, tj. przy kursie oficjalnym funta po 26 dol./t fob. Jakkolwiek ta pierwsza dostawa jest już na ukończeniu, jednakże sprawozdanie angielskie stwierdza, iż — poza niedociągnięciami organizacyjnymi — głównymi przeszkodami w otrzymaniu złomu z Niemiec jest nadal brak siły roboczej i odpowiednich urządzeń mechanicznych tudzież niechęć Niemców do oddania złomu, który chcieliby oni zatrzymać dla swych własnych hut.

W tablicy I staraliśmy się ująć wszystkie najbardziej charakterystyczne liczby ustalonej w ramach planu Marshalla wytwórczości hutnictwa niemieckiego oraz — przewidywane w związku z tym — zapotrzebowanie złomu. Jak widać, Niemcy Zachodnie wychodzą z wytwórczości 3,59 miln. t surówki i 4,075 miln. t stali w 1948 r. i zamierzają osiągnąć 8,70 miln. t surówki tudzież 10,0 miln. t stali w 1951 r. Należy zauważyć, iż w najbliższych latach wielkie piece niemieckie mają wytwarzać — przy dużym udziale rud krajowych — przeszło 63% surówki thomasowskiej. Aby zmniejszyć zużycie tak cennego dziś w Europie Zachodniej koks hutniczego przewiduje się b. duży procent złomu wielkopiecowego przy wsadzie surówki martenowskiej. Stalownie niemieckie mają wytwarzać w 50% stal thomasowską w konwertorach i w 50% stal w piecach martenowskich. Dla oszczędzenia surówki w piecach martenowskich zastosowane będzie wysokie zużycie (72%) złomu we wsadzie. Chociaż w ten sposób — w ramach planu Marshalla — hutnictwo zachodnio-niemieckie ograniczyło zużycie koks i surówki, wszakże — jak widać z tabl. I — powstał poważny niedobór złomowy, który wzrośnie z 773.000 t w 1948 r. do 826.000 t w 1951 r. Wielkie ilości złomu, znajdującego się po ostatniej wojnie na terenie Niemiec, mają zatem m. in. pokryć zapotrzebowanie hut niemieckich w okresie 4 lat planu Marshalla.

Niezależnie od tego, w jakim stopniu będą zrealizowane plany hutnictwa brytyjskiego i niemieckiego, można powiedzieć z całą pewnością, że sytuacja, dotycząca złomu i rud na rynkach światowych, ulegnie w ciągu lat najbliższych dalszemu wybitnemu zaostrzeniu.

Obróbka cieplna stali i żeliwa

OD REDAKCJI. Podkomisja Metaloznawcza przy Komisji Hutniczej Nr 1 PKN przygotowała materiał, zawierający wytyczne do ustalenia pojęć i słownictwa z zakresu obróbki cieplnej, które mają być również podstawą do opracowania odpowiednich norm. Ponieważ w dziedzinie tej panuje u nas duży „indywidualizm“ i dają się odczuwać poważne różnice w interpretacji poszczególnych zmian, sądzimy, że owe wytyczne Podkomisji Metaloznawczej mogą zainteresować szersze koła naszych czytelników i przyczynić się do ostatecznego ustalenia właściwego słownictwa w tym — tak ważnym — dziale technologii metali.

Obróbka cieplna (definicja ogólna) jest zabiegiem lub połączeniem kilku zabiegów cieplnych, pod wpływem których zmieniamy w stanie stałym strukturę stopu, a tym samym jego własności fizyczne i mechaniczne. Zmiany strukturalne podczas obróbki cieplnej są funkcją: a) czasu i b) temperatury.

W przypadku, gdy obróbce cieplnej towarzyszy celowe wprowadzanie lub usuwanie pewnego pierwiastka z warstwy powierzchniowej stopu na skutek wygrzania w odpowiednim ośrodku, obróbkę taką nazywamy cieplno-chemiczną. Zmiany strukturalne podczas obróbki cieplno-chemicznej są zatem funkcją: a) czasu, b) temperatury i c) działania ośrodka.

Zabiegi cieplne składają się z następujących czynności:

1) Podgrzanie — powolne ogrzanie do temperatury, niższej niż właściwa temperatura obróbki cieplnej.

2) Nagrzanie — ogrzanie do temperatury, przewidzianej dla obróbki cieplnej.

3) Wygrzanie — wytrzymanie przy temperaturze, odpowiadającej obróbce cieplnej, w ciągu czasu, potrzebnego do:

- a) wyrównania temperatury na całym przekroju obrabianego przedmiotu,
- b) przejścia do roztworu składników trudniej rozpuszczalnych lub przebiegu zjawisk dyfuzyjnych.

4) Studzenie — powolne chłodzenie przedmiotu, obrabianego cieplnie (np. w piecu, popiele, piasku, powietrzu).

5) Oziębienie — szybkie chłodzenie przedmiotu, obrabianego cieplnie (np. przez zanurzenie w wodzie czy oleju lub sprężonym powietrzem).

A. OBRÓBKA CIEPLNA.

(Definicje szczegółowe.)

I. **Wyżarzanie** jest to zabieg cieplny, polegający na nagrzanym przedmiocie do żądanej

temperatury i wygrzaniu przy niej, z następnym studzeniem.

1) Ujednorodnianie (wyżarzanie ujednorodniające) — nagrzanie przedmiotu do temperatury znacznie powyżej A_{c_3} i wygrzanie przy niej w ciągu dłuższego czasu, z następnym studzeniem, w celu zmniejszenia miejscowych niejednorodności składu chemicznego.

2) Wyżarzanie zupełne — nagrzanie przedmiotu do temperatury, nieznacznie przekraczającej A_{c_3} (zazwyczaj o $30-50^\circ\text{C}$) i wygrzanie przy niej, z następnym powolnym studzeniem w zakresie temperatur krytycznych, w celu regeneracji struktury.

3) Normalizowanie (wyżarzanie normalizujące) — nagrzanie przedmiotu do temperatury, nieznacznie przekraczającej A_{c_3} (zwykle o $30-50^\circ\text{C}$) i wygrzanie przy niej, z następnym studzeniem w spokojnym powietrzu, w celu otrzymania struktury, typowej dla danych warunków studzenia, a często i do jej rozdrobnienia.

4) Zmiękczenie (wyżarzanie zmiękczące) — nagrzanie przedmiotu do temperatury, zbliżonej do A_{c_1} (zazwyczaj nieco poniżej A_{c_1} , niekiedy z wahaniami temperatury dokoła A_{c_1}) i wygrzanie przy niej w ciągu dłuższego czasu, z następnym studzeniem, w celu otrzymania cementytu kulkowego.

5) Rekrystalizowanie (wyżarzanie rekrystalizujące) — nagrzanie uprzednio zgniecionej stali do temperatury, wyższej od temperatury początku rekrystalizacji lecz poniżej A_{c_1} i wygrzanie przy niej, z następnym studzeniem, w celu regeneracji struktury, zmienionej przez zgięć.

6) Odprężanie (wyżarzanie odprężające) — nagrzanie przedmiotu do temperatury, niższej od A_{c_1} (zwykle poniżej 650°C) i wygrzanie przy niej, z następnym studzeniem, w celu usunięcia lub wydatnego zmniejszenia naprężeń, bez wyraźnych zmian strukturalnych.

Proces zanikania naprężeń wewnętrznych, odbywający się przy temperaturze otoczenia, nazywamy odprężaniem samorzutnym.

7) Grafityzacja (wyżarzanie grafityzującą) — nagrzanie do temperatury, przy której odbywa się rozkład cementytu, dłuższe wygrzanie przy niej, z następnym studzeniem, w celu przemiany cementytu na grafit i ferryt. Grafityzacja może być częściowa lub całkowita.

Proces całkowitej grafityzacji żeliwa białego w ośrodku obojętnym (amerykański sposób otrzymywania żeliwa ciąglego) nazywamy ferrytyzacją.

II. Hartowanie jest to zabieg cieplny, polegający na nagrzaniu przedmiotu do temperatury powyżej A_{c_3} (czasem tylko powyżej A_{c_1}), wygrzanie przy niej, z następnym oziębianiem lub dostatecznie szybkim studzeniem, aby spowodować przechłodzenie przemiany allotropowej, a przez to znaczne zwiększenie twardości. Zazwyczaj w wyniku hartowania otrzymujemy strukturę martenzytyczną.

1) Hartowanie zwykłe, przy użyciu — jako ośrodka chłodzącego — kąpeli o temperaturach, zbliżonych do temperatury otoczenia, lub w powietrzu.

Jeżeli hartowanie odbywa się po szybkim ogrzaniu jedynie warstwy powierzchniowej, nazywamy je hartowaniem powierzchniowym, przy czym — zależnie od sposobu ogrzewania — rozróżniamy hartowanie płomieniowe, indukcyjne i zanurzeniowe.

2) Hartowanie stopniowe, przy użyciu kąpeli gorących jako ośrodka chłodzącego. W wyniku otrzymujemy martenzyt, albo struktury pośrednie.

Obróbkę cieplną drutu, polegającą na nagrzaniu do temperatury A_{c_3} , z następnym oziębianiem, zwykle w kąpeli ołowianej o temperaturze ok. 500°, w celu wytworzenia struktury, korzystnej dla zgniotu, nazywamy patentowaniem.

III. Odpuszczanie jest to zabieg cieplny, polegający na nagrzaniu uprzednio zahartowanego przedmiotu do temperatury niższej od A_{c_1} i wygrzanie przy niej, z następnym studzeniem lub oziębianiem.

Obróbkę cieplną, składającą się zasadniczo z hartowania i odpuszczenia przy wyższych temperaturach, w celu otrzymania wysokich własności wytrzymałościowych, nazywamy ulepszeniem cieplnym.

IV. Przechładzanie jest to zabieg cieplny, polegający na nagrzaniu stali do temperatury,

przy której wydzielany składnik przechodzi do roztworu stałego i wygrzaniu przy niej*), z następnym oziębianiem, w celu zatrzymania rozpuszczonego składnika w roztworze.

V. Starzenie jest to zabieg cieplny, polegający na nagrzaniu — uprzednio przechłodzonej — stali do temperatury, przy której odbywa się wydzielanie się składnika, znajdującego się w roztworze stałym przesyconym, wygrzaniu przy tej temperaturze i następnym ostudzeniu.

Ten sam proces, przebiegający przy temperaturach otoczenia, nazywamy starzeniem samorzutnym.

Obróbkę cieplną, składającą się zasadniczo z przechładzania i starzenia, nazywamy utwardzaniem wydzieleniowym.

B. OBRÓBKA CIEPLNO-CHEMICZNA.

I. Obróbka cieplno-chemiczna z usuwaniem składnika.

1) Wyżarzanie odwęglające — nagrzanie do temperatury powyżej A_{c_1} i wygrzanie przy niej w ośrodku utleniającym, powodującym usuwanie węgla, z następnym studzeniem (europejski sposób otrzymywania żeliwa ciągliwego).

II. Obróbka cieplno-chemiczna z wprowadzeniem składnika.

1) Nawęglanie — nasycenie węglem powierzchni przedmiotu przez wygrzanie go przy temperaturach powyżej A_{c_3} w ośrodku nawęglającym. Celem nawęglania jest uzyskanie twardej i odpornej na ścieranie warstwy powierzchniowej po następnej obróbce cieplnej.

2) Azotowanie — nasycenie azotem powierzchni przedmiotu przez wygrzanie go w ośrodku, oddającym azot, przy temperaturze poniżej A_{c_1} , w celu uzyskania wysokiej twardości powierzchni bez następnej obróbki cieplnej.

3) Cyjanowanie — nasycenie powierzchni przedmiotu równocześnie azotem i węglem przez wygrzanie go przy temperaturze powyżej A_{c_3} w ośrodku, oddającym azot i węgiel, w celu uzyskania dużej twardości powierzchni po następnej obróbce cieplnej.

* Dla tych 2 czynności łącznie proponowano nazwę „roztwarzanie“ (analogicznie do ang. „solution treatment“).

Nowości z dziedziny hutnictwa

KOKSOWNICTWO

Nowoczesna koksownia *)

Węgiel koksowano pierwotnie w stosach, przykrytych darnią i mokrymi liśćmi albo też miałem koksowym, robiąc w stosie kanały z dużych kawałków węgla lub drzewa, przy czym osiągnano wydajność koksów = 33% ilości węgla, poddanego koksowaniu.

Z czasem zastosowano obmurza do utrzymania bocznych ścian stosu, który nadal przykrywano mokrym miałem koksowym, kanały zaś zastąpiono stałym kominem z cegły, ustawionym pośrodku stosu. Czas koksowania wynosił 8 dni, po czym chłodzono koks ok. 2 dni i wyciągano go ręcznie, uzyskując ok. 55% wydajności w stosunku do węgla, załadowanego do stosu.

W wyniku rozwoju stosów koksowniczych powstały piece ulowe. Obecnie piec ulowy ma formę czaszy, o średnicy 3,6 m oraz wysokość 2,4 m i zbudowany jest z wysokoogniotrwałej cegły. Posiada on 2 otwory: górny, do załadowania węgla i odprowadzenia gazów tudzież dolny, do doprowadzenia po-

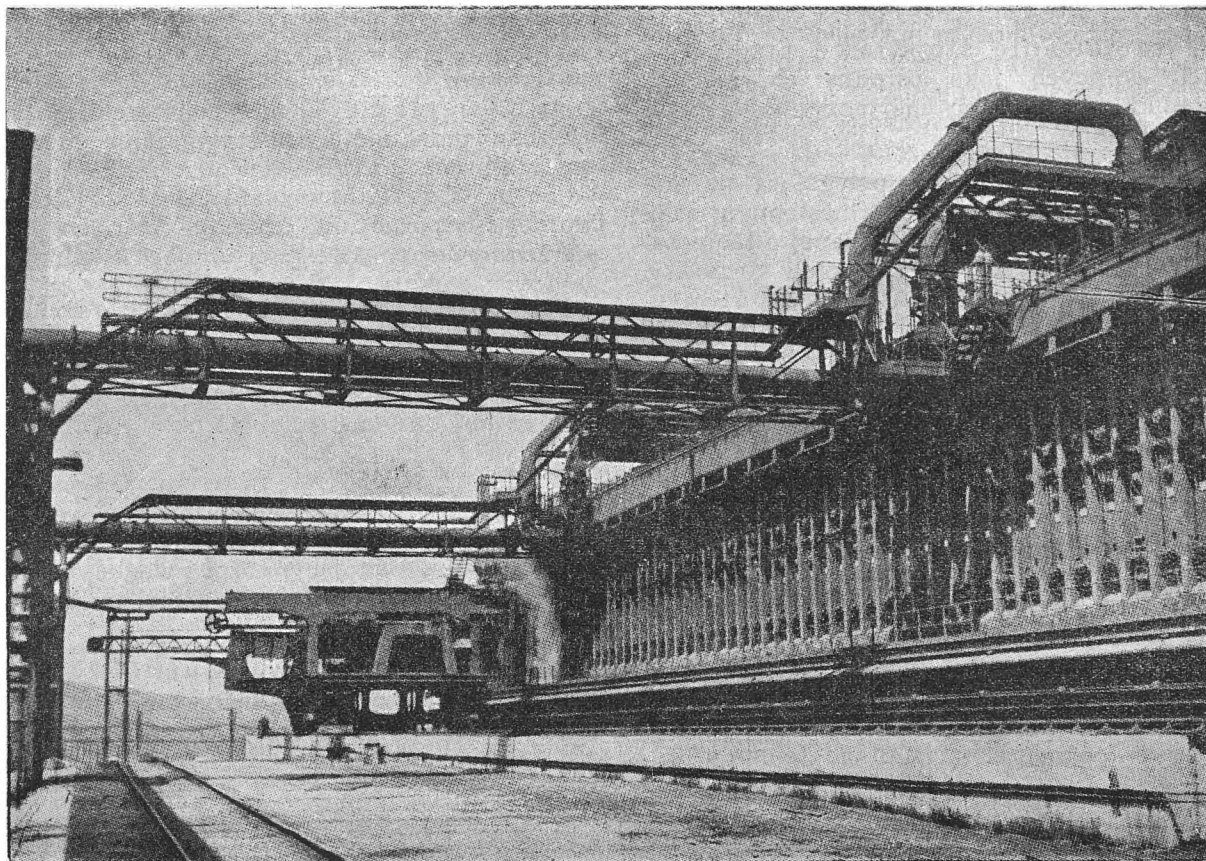
wietrza do spalania, gaszenia wypalonego koksów wodą i wyciągania koksów z pieca.

Do nagrzanego pieca ładuje się węgiel warstwą wysokości ok. 60 — 75 cm, a następnie dolny otwór zamurówuje się prawie całkowicie, pozostawiając jedynie tylko niewielki przelot dla dostępu powietrza. W czasie ładowania węgla temperatura ścian pieca opada do ok. 320 — 350°C skutkiem odbierania ciepła przez załadowany węgiel, który — podgrzawszy się — zaczyna oddestylowywać części lotne, a te z kolei zapalają się, dzięki dopływowi powietrza przez przelot, pozostawiony w zamurowanym dolnym otworze. Ponieważ ilość części lotnych wzrasta w miarę nagrzewania się wsadu, dopływ powietrza należy tak regulować, aby utrzymać w piecu temperaturę max. 1100 — 1200°C. Spaliny, opuszczające piec górnym otworem, winny zawierać 2 — 4% CO i poniżej 1% O₂.

Koksowanie wsadu postępuje z góry ku dołowi, z szybkością ok. 12,5 mm/godz., a całkowity czas koksowania zależy głównie od grubości zasypanej warstwy węgla i normalnie wynosi od 48 do 72 godz.

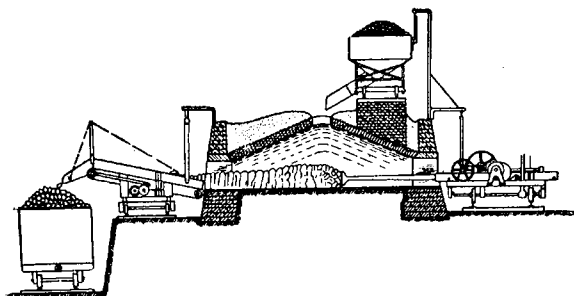
Zakończenie koksowania wsadu, związane z ustaniem destylacji części lotnych, poznaje się po kolorze gazów spalinowych, uchodzących górnym otworem pieca.

*) T. I. Ess. Iron and Steel Engineer, styczeń 1948 rok.



Rys. 1

Ogólny widok baterii koksowej od strony maszyny wypychowej



Rys. 2
Nowoczesny piec ulowy

Piece ulowe koksują ok. 11 — 12 kg węgla/h/m² powierzchni trzonu pieca, osiągając wydajność koksu ok. 65% w stosunku do załadowanego węgla.

Koks z pieców ulowych ma barwę srebrzysto-szarą, a budowę podłużno - kolumnową.

Mechanizacja pieców ulowych przewiduje zastosowanie wozu załadownego, jeżdżącego wzdłuż sklepień pieców nad górnym otworem, wozu wypychowego, jeżdżącego wzdłuż pieców na wysokości dolnych

otworów oraz naprzeciwgle wozu, odbierającego koks.

Niektóre zakłady próbują odbierać gazy spalynowe i zużytkowywać je w kotłowniach lub do podgrzewania trzonów pieców ulowych od spodu.

W miarę uświadamiania sobie wartości produktów ubocznych koksowni i rozwoju fabryk odzysku tych produktów zaprzestano budować piece ulowe, przechodząc na piece komorowe z odzyskiem produktów ubocznych. Pierwszy taki piec powstał w 1892 r. w USA (Syrakuzy).

Po raz pierwszy zastosowano w USA koks do wielkich pieców w 1835 r., w piecu Mary Ann w Pensylwanii, lecz szersze zastosowanie koksu w procesie wielkopiecowym nastąpiło dopiero w 1875 r.

Wytwórczość koksu, otrzymywanego w piecach ulowych, była nadal znaczna, osiągając swe maksimum w 1916 r., w którym wyprodukowano 35.464.000 t (65% całkowitej wytwórczości koksu w USA).

Na dzień 1 stycznia 1947 r. było ogółem w USA 14.494 pieców koksowych z odzyskiem produktów ubocznych, w 87 zakładach, z całkowitą zdolnością produkcyjną 64.750.000 t koksu na rok. Ponadto znajdowało się w budowie 824 pieców o zdolności produkcyjnej 4.140.000 t koksu rocznie.

W tym samym czasie, na terenie USA, głównie w Pensylwanii, było 12.864 pieców ulowych, o całkowitej zdolności wytwórczej 7.650.000 t koksu na rok (ponad 10% łącznej zdolności wytwórczej koksu).

W tabl. I i II zebrano dane statystyczne amerykańskiego przemysłu koksowego za 1946 r.

TABLICA I
Dane statystyczne wytwórczości amerykańskich pieców koksowych z odzyskiem produktów ubocznych za 1946 r.

Wyszczególnienie	Ilość	Wyszczególnienie	Ilość
A. Węgiel załadowany do pieców		F. Pochodne olejów	
bitumiczny	69 150 000 t	Benzol motorowy	124 200 m ³
antracyt	218 000 t	Benzol ciężki	498 200 m ³
Razem	69 368 000 t	Toluol	75 100 m ³
B. Koks wytwarzany		Ksylol	27 220 m ³
w zakładach, sprzedających koks	11 250 000 t	Solwentnafta	20 000 m ³
w zakładach wielkopiecowych . .	37 780 000 t	Inne lekkie produkty	34 400 m ³
Razem	49 030 000 t	Razem	779 120 m ³
C. Przeciętny uzysk w stosunku do węgla wsadowego		G. Inne pochodne	
Koks (całkowity)	76,17 %	Naftalen surowy	32 500 t
Miał koksowy	5,54 %	Pirydyna surowa	1 498 m ³
D. Produkty uboczne		Pirydyna rafinowana	433 m ³
Smoła	2 715 000 m ³	Pikolina	115 m ³
Siarczan amonu	675 000 t	Fenolan scdu.	1 128 t
Gaz koksowy	22.200x10 ⁶ Nm ³	H. Wartość w dol. amerykańskich	
Gaz, zużyty przez koksownię	37,48 %	węgla wsadowego	440 534 500
Nadmiar gazu	61,32 %	koksu	450 060 212
Straty gazu	1,20 %	miału koksowego	11 717 566
Lekki olej surowy	935 000 m ³	smoły	25 122 032
E. Uzysk na 1 t węgla		siarczanu amonu	19 442 059
Smoła	39,15 l	nadwyżki gazu	83 184 679
Siarczan amonu	9,75 kg	lekkich olejów	25 581 473
Gaz koksowy	320,00 Nm ³	innych pochodnych	9 897 527
Lekki olej surowy	13,50 l	Całkowita wartość koksu i miału oraz sprzedanych produktów ubocznych	625 005 548 dol. am.

TABLICA II
Dane statystyczne wytwórczości amerykańskich pieców ulowych za 1946 r.

Wyszczególnienie	Ilość
A. Węgiel załadowany do pieców bitumiczny	6 510 000 t
B. Koks wyprodukowany	4 150 000 t
C. Przeciętny uzysk w stosunku do węgla	
Koks	63,74 %
Miało koksowe	2,92 %
D. Wartość w dol. am.	
węgla załadowanego	25 722 680
koksu	36 669 170
miału koksowego	113 796

Węgiel koksujący. Ok. 16% węgla bitumicznego, wydobywanego w USA, przerabiane jest w koksowniach. Zapasy dobrych węgla koksujących w dużym stopniu wyczerpały się tak że obecnie musi się stosować gorsze gatunki węgla (o większej zawartości siarki i popiołu). Wiele badań i starań przeprowadza się w celu uzyskania lepszego wsadu dla koksowni, przy czym stosuje się różnorodne mieszanki węgla lepszych z gorszymi. Węgiel koksujący dostarczają kopalnie stanów: Pensylwanii, Zachodniej Wirginii, Wirginii, Kentucky, Alabama, Kolorado i Utah.

Tabl. III podaje typowe składy chemiczne węgla koksujących. Przydatność węgla do produkcji koksu hutniczego zależy od wielu jego własności, z których wypada wymienić przede wszystkim zawartość części lotnych, popiołu, siarki i tlenu.

Węgłe o dużej zawartości części lotnych dają koks stosunkowo małej wytrzymałości i normalnie stosuje się je tylko w mieszankach z węglami niskogazowymi.

Węgłe o małej zawartości części lotnych dają przy koksowaniu mniej produktów ubocznych i wykazują skłonność do pęcznienia.

TABLICA III
Zestawienie typowych węgla koksujących

Lp.	Stan	Kopalnia	Składniki w %				Skład chemiczny w %				
			Wilgoć	Części lotne	Węgiel stały	Popiół	H ₂	C	N ₂	O ₂	S
1	Pensylwania	Ocean 2	1,6	34,2	56,7	7,5	5,4	77,8	1,6	6,6	1,1
2	"	Edenborn	1,9	33,6	57,0	7,5	5,2	77,4	1,6	7,3	1,0
3	"	Allison	1,0	33,6	56,9	8,5	5,3	77,0	1,6	6,3	1,3
4	"	Wildwood	2,2	33,3	55,2	6,3	5,5	76,9	1,5	8,5	1,3
5	"	Warden	1,8	35,1	57,7	5,4	5,3	79,0	1,6	7,8	0,9
6	Zach. Wirginia	Boone 2	2,2	33,2	57,3	4,3	5,4	79,3	1,5	8,9	0,6
7	"	Consolidation	1,9	37,3	54,8	6,0	5,5	77,9	1,6	8,4	0,6
8	"	Cranberry 3	1,3	20,8	75,8	2,1	4,9	86,8	1,7	3,7	0,8
9	"	Summerlee	1,9	26,5	69,2	2,4	5,2	84,6	1,6	5,7	0,5
10	"	Point Lick 4	1,9	38,8	56,6	2,7	5,5	80,3	1,4	9,2	0,9
11	"	Spruce River 4	2,1	37,7	53,1	7,1	5,4	76,8	1,5	7,4	1,8
12	"	Consolidation 251	0,8	15,4	79,0	4,8	4,3	86,7	1,1	2,6	0,5
13	Kentucky	Consolidation 204	2,2	36,6	59,0	2,2	6,1	80,9	1,5	8,7	0,6
14	"	Green River	10,1	36,2	47,0	6,7	5,8	66,8	1,5	16,7	2,5
15	Wirginia	Roda 3	1,7	36,1	59,5	2,7	5,9	82,5	1,5	6,8	0,6
16	Maryland	Arnold	1,4	22,1	66,7	9,8	5,0	77,7	1,5	4,5	1,5
17	Illinois	Ornient 1	7,9	32,1	47,7	12,3	5,1	65,5	1,4	14,9	0,8
18	Alabama	Flat Top	1,2	27,9	55,0	15,9	4,6	71,1	1,5	5,8	0,8
19	"	Empire	3,1	36,0	58,3	2,6	5,7	79,2	1,7	9,7	1,1
20	"	Wvlam 8	1,5	30,1	59,2	9,2	5,0	77,1	1,6	6,4	0,7
21	Utah	Columbia	4,6	38,8	50,6	6,0	5,7	72,9	1,5	12,9	1,0
22	Bryt. Kolumbia	Michel	1,4	27,0	65,4	6,2	4,9	80,8	1,3	6,2	0,6

Popiół w koksie pochodzi z węgla i zawartość jego wynosi 1,35×% ilości popiołu węgla. Wzrost zawartości popiołu w koksie o 1% obniża wydajność wielkich pieców o ok. 5%.

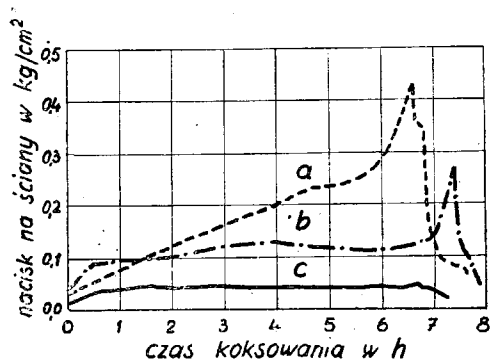
Ok. 60—70% siarki, zawartej w węglu, przechodzi do koksu. Węgłe o stosunkowo małej zawartości tlenu dają koks najlepszej jakości; z węgla o zawartości powyżej 8% tlenu, licząc na sucha bezpostaciową substancję węgla, nie można otrzymać dobrego koksu.

Niektórzy koksownicy sądzą, że stosunek zawartości w węglu H₂:O₂ = 0,6 lub więcej, jest pożądany, przy czym wartość 0,55 uważają za minimalną; ilość części lotnych powinna wynosić 28—35%, licząc na suchy węgiel bez popiołu.

Duże postępy poczyniono w płukaniu węgla wsad-

dowych dla koksowni, osiągając dzięki niemu możliwość obniżenia zawartości popiołu o 15—30% (max. 50%), siarki o 10—20% (max. 40%) i fosforu o 15—25%. W wyniku stosowania węgla płukanego otrzymuje się koks wytrzymałszy o 10—15%, czystszy gaz, o zawartości H₂S, zmniejszonej o 20%, a ponadto wydajność kokosowania i uzysk produktów ubocznych wzrastają. Stosowanie ulepszonego koksu, otrzymanego z węgla płukanego, daje w wielkim piecu b. duże korzyści, albowiem obniża zużycie koksu o 5—8%, zużycie topników o 5—10%, ilość żużla o 7—12% i powoduje wzrost wytwórczości surówki o 5—8%, obniżając równocześnie zawartość siarki w surówce.

Ilość wody, zużytej do płukania węgla, wynosi 15—3-krotnego ciężaru płukanego węgla. Wilgoć, pozostała w węglu płukanym, waha się od 5 do 15%.



Rys. 3

Przebieg ciśnienia podczas koksowania trzech typowych gatunków węgla

- a — węgiel o niskiej zawartości części lotnych
- b — węgiel o średniej zawartości części lotnych
- c — węgiel o wysokiej zawartości części lotnych

W czasie koksowania węgiel zachowuje się różnie: jedne jego gatunki pęcznieją, inne kurczą się. Nie da się tego przewidzieć dokładnie z góry i jedynie odpowiednie próby mogą dać właściwą charakterystykę. Stwierdzono doświadczalnie, że węgle, zawierające 17—18% części lotnych, pęcznieją o ok. 40% i więcej, a przy 42% części lotnych skurcz waha się w granicach 27—30%. Zmian objętości podczas koksowania nie stwierdzono przy węglach, zawierających ok. 31% części lotnych.

Ponieważ węgle, pęczniejące przy koksowaniu, mogą wywierać niebezpieczne ciśnienia rozsadzające na ściany pieców koksowniczych, należy je mieszać z węglami kurczącymi się w czasie koksowania w takim stosunku, aby mieszanka zachowywała stałą objętość. Dokładne zmielenie węgla i podwyższenie wilgotności (od 7% w górę) zapewnia obniżenie gęstości wsadu (ilości węgla w jednostce objętości), a tym samym zmniejsza pęcznienie w czasie koksowania.

Określenie właściwości węgla pęczniejących przeprowadza się w miniaturowych piecach — pojemności 200 kg, przy rzeczywistych temperaturach przemysłowych, mierząc bezpośrednio nacisk węgla na ruchome ściany w kg/m^2 . Otrzymane tą drogą ciśnienia różnych węgla ujmuje tabl. IV.

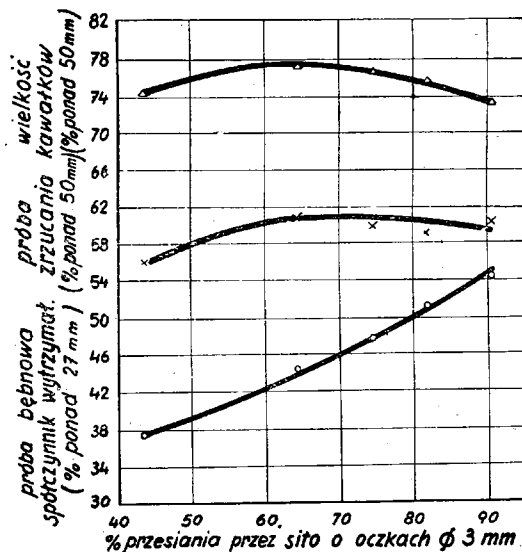
TABLICA IV
Charakterystyka węgla bitumicznych

Zawartość części lotnych	Ciśnienie kg/cm^2	U w a g i
Wysoka	od 0,035 do 0,05	Przeciętnie, stale, podczas całego okresu koksowania
Średnia	od 0,035 do 0,12	Po załadunku Po 30 min.
Niska	od 0,035 do 0,42	Po załadunku Po 6,5 godz.

Dokładne dane o właściwościach węgla koksujących można otrzymać jedynie przy próbie na pełną skalę przemysłową, wyniki zaś przybliżone — przeprowadzając stosunkowo łatwą i taną próbę w skrzyniach metalowych, wstawionych do normalnego wsadu pieca koksowego.

Przygotowanie węgla. Zagadnienie przygotowania węgla ma wielkie znaczenie w koksownictwie i wywiera duży wpływ na ekonomiczne prowadzenie procesu. Wytyczne co do przygotowania węgla są na ogół zestandaryzowane, muszą być jednakże dostosowane do warunków danego zakładu. Węgiel dostaje się z samowyladowywaczy do zasobników (szerokość 3,6 m, wysokość 4,5 m, długość 12 m), skąd podawany jest podajnikiem taśmowym do łamaczy, które łamią go do kawałków o wielkości max. 37,5 mm. Po przejściu przez sito o oczkach ϕ 37,5 mm, które zatrzymuje żelazo, drzewo i inne zanieczyszczenia, pokruszony węgiel przedostaje się do małego zasobnika, zasilającego — znajdujące się poniżej łamacza — młyny młotowe. Ilość podawanego węgla jest regulowana; młyny młotowe mogą być — w razie potrzeby — ominięte. Zależnie od miejscowych warunków stopień zmielenia węgla bywa rozmaity; na ogół najczęściej taki, aby 70—90% zmielonego węgla przechodziło przez sito o oczkach ϕ 3 mm; stosuje się go zwłaszcza przy przygotowaniu mieszanki różnych gatunków węgla. Wysoki stopień zmielenia węgla zapewnia możliwość lepszego zmieszania, nie należy wszakże zapominać o tym, że zbyt drobno zmielona mieszanina daje koks słabszy. Niektórzy koksownicy sądzą, że dokładne zmielenie węgla zwiększa uzysk produktów ubocznych.

Młyn młotowy kruszy miękkie, łamliwe części węgla na drobny pył, twarde części węgla pozostają natomiast gruboziarniste, stanowiąc przyczynę łamliwości koksu, która obniża jego wytrzymałość. Z młynów młotowych przenośniki taśmowe podają poszczególne gatunki węgla do zasobników, znajdujących się nad mieszalnikiem. Pożądane jest istnienie co najmniej 4 zasobników, jakkolwiek niektóre zakłady posiadają jedynie 2. Zasobniki mieszalnikowe zbudowane są ze stali lub z betonu i są całkowicie lub częściowo wyłożone twardymi ceglami. Pojemność jednego zasobnika waha się od 200 do 400 t, przy czym normalnie ogólna pojemność zasobników mieszalnikowych powinna pomieścić ilość węgla, przerobioną w ciągu 3—4 godzin, przez całe urządzenie do przygotowania węgla. Pod każdym zasobnikiem znajduje się krótki podajnik taśmowy, dostarczający węgiel na taśmę zbiorczą, w ilości, miarkowanej obję-



Rys. 4

Wpływ stopnia zmielenia węgla na fizyczne właściwości otrzymanego żel koks

tościowo — proporcjonalnie do żądanej mieszanki — zasuwą, umieszczoną u wylotu zasobnika. Niektóre zakłady posiadają automatyczne wagi na taśmach mieszających, w celu otrzymania mieszanki w dokładnych proporcjach wagowych.

W każdym przypadku mieszanie może być kontrolowane z dokładnością do 1%. Stosowane są również urządzenia, w których młyny młotowe znajdują się poza zasobnikami mieszankowymi, mieląc gotową mieszankę; ten sposób nie daje jednak dokładnej kontroli proporcjonalności poszczególnych gatunków węgla w mieszance.

Gotową mieszankę podaje się jedną lub kilkoma taśmami do zasobnika zmielonego węgla nad baterią. W miejscu spadania węgla z taśmy do zasobnika umieszczone są mechaniczne mieszacze, a w całym zasobniku znajdują się nad węglem natryski wodne, dające możliwość regulacji wilgotności mieszanki. Zasobnik nad baterią, wykonany ze stali lub betonu, z wyłożeniem twardych cegieł, winien mieć pojemność, mieszczącą ilość węgla, przerabianego przez baterię w ciągu 24 godz. Normalnie zasobnik ma 3—5 przedziałów, zamkniętych z dołu.

Zdolność przerobcza urządzeń przygotowania węgla powinna być tak dobrana, aby całkowita ilość węgla, potrzebnego na 24 godz., mogła być przerobiona w 6 godz. jednej zmiany. Dlatego też pojedyncze baterie winny posiadać własne urządzenia do przygotowania węgla, o wydajności 150 t/h, a w większych zakładach do 300 i 500 t/h. Taśmy stosowane przy podajnikach węgla, mają szerokość 75—125 cm i biegną z szybkością 120 m/min.

W przypadku niemożności zapewnienia regularnych dostaw węgla w ciągu dnia, należy przewidzieć składowisko, na którym gromadzi się węgiel, odbierany — z zasobników pod łamaczami — taśmami, lub w większych zakładach — suwnicami. Rozpowszechnia się również stosowanie samowyładowaczy ze wstrząsanym pudłem, dzięki czemu unika się konieczności ręcznego oczyszczenia wagonu.

Zakłady, otrzymujące węgiel drogą wodną (statkami) posiadają w portach zasobniki stalowe, o pojemności 7000—10.000 t oraz urządzenia przeładunkowe, pracujące z szybkością 1.200 t/h, zapewniającą bezzwłocznie opróżnienie statku. Z zasobników portowych, jeżeli znajdują się one w bezpośrednim sąsiedztwie zakładu, węgiel podawany jest taśmami na składowisko lub bezpośrednio do oddziału przygotowania wsadu, z szybkością 600 t/h; w przypadku większej odległości zasobników portowych od zakładu stosowane są samowyładowacze, długości 22,5—30 m, z własnym napędem, mogące rozładowywać węgiel obustronnie wzdłuż rampy 300—400-metrowej długości.

Jednym z głównych zagadnień składowania węgla jest przeciwdziałanie utlenianiu i samozapalaniu się węgla na zwalach, czemu można zapobiec przez troskliwe składowanie w ubijanych warstwach grubości 1—1,5 m, przykrytych w celu utrudnienia dostępu powietrza. Właściwe składowanie zapewnia równomierność jakości węgla podawanego do pieców, a tym samym jakość koksu, ponieważ węgiel utleniony daje koks gorszy w porównaniu z koksem, otrzymywanym z węgla świeżego.

Poważnym zagadnieniem jest również wyładowywanie węgla z wagonów w zimie; najlepszym rozwiązaniem było by posiadanie ogrzewanych hal odpowiedniej wielkości, jest to wszakże zbyt kosztowne. Najczęściej stosuje się palniki gazowe lub ropne, ułożone wzdłuż toru, po bokach wagonów, w postaci rurociągu z wylotami co 30 cm, urządzenie to może jednak uszkodzić wagon. Do odmrożenia węgla używa się także ogrzewania parą. Niektóre zakłady mają

urządzenia wstrząsarkowe, zaopatrzone w wibrator, które rozluźniają zmarznięty węgiel w wagonach. Stosowanie w płuczkach kopalnianych soli chlorowcowych, zabezpieczających węgiel przed marznięciem, nie jest wskazane, albowiem sole te atakują wymurowanie pieców koksowniczych. Dodatek oleju w ilości 0,4—0,8 l/t węgla płukanego w kopalni zmniejsza marznienie węgla o kawałkach powyżej 10 mm.

Wóz załadowczy, jeżdżący nad sklepieniami pieców baterii, zaopatrzone jest w 3—4 zbiorniki i dowozi mieszankę z głównego zasobnika do poszczególnych pieców. Wóz ten wyposażony jest w napęd centralny lub zsynchronizowany, indywidualny dla każdej osi i porusza się z szybkością 75—90 m/min. po torze długości 5,5 m. W większości urządzeń załadowczych mieszanka węglowa spada do pieców własnym ciężarem; obecnie rozpowszechniają się regulowane mechaniczne podajniki ślimakowe albo wstrząsarkowe. Ilość załadowanego węgla jest kontrolowana wagą, którą posiada wóz załadowczy.

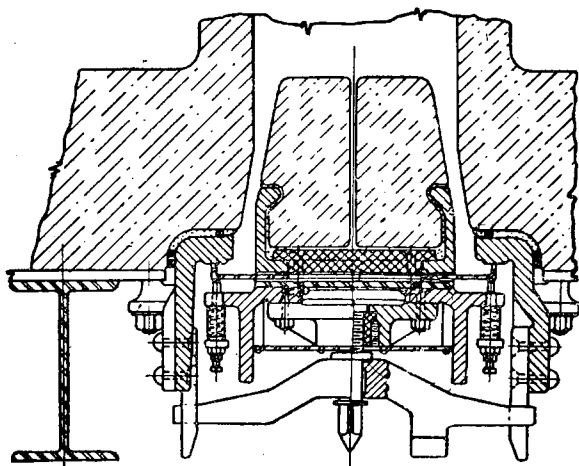
Coraz większe zastosowanie znajduje kontrola gęstości wsadu, której przypisuje się wpływ na równomierność fizycznych własności koksu oraz uproszczenie ogrzewania i obsługi pieców koksowniczych. Jednym z głównych czynników, wpływających na gęstość wsadu, jest wilgotność węgla, jakkolwiek stopień zmielenia odgrywa również dużą rolę. Stwierdzono, że dodanie małych ilości oleju do mieszanki podnosi gęstość wilgotnego węgla, wpływając równocześnie na zmniejszenie się wahań gęstości, związanych ze zmianami wilgotności węgla. Próby, przeprowadzone w jednym z zakładów, wykazały, że dodatek oleju w ilości 5 l/t węgla zwiększył gęstość wsadu o 7%.

Piecy koksownicze. Piecy, normalnie spotykane w USA, mają długość 9—13,5 m, wysokości 1,8—4,5 m i szerokość 350—550 mm. W celu zwiększenia produkcji przy minimalnym podwyższeniu kosztów inwestycji i obsługi, budowano piecy wysokie. Przekrój poziomy pieców jest klinowy; szerokość po stronie koksowej jest większa aniżeli po stronie wypychacza o 60—100 mm. Najnowsze piecy mają następujące wymiary: długość 12 m, wysokość 3,6—4,0 m i szerokość 400—480 mm. Normalnie załadowuje się piecy do poziomu 300—350 mm poniżej stropu, wypełniając 91—92% przestrzeni pieca. Nowoczesny piec pomieści zatem 20—21 m³ węgla, co przy normalnej gęstości wsadu 880 kg/m³ daje 17,5—18,8 t węgla lub 13—14 t koksu na piec.

Czas koksowania zależy od szerokości pieca, temperatury ścian, jakości węgla, stopnia zmielenia oraz zawartości wilgoci w węglu. Normalnie piecy budowane są na standardową szybkość koksowania 25 mm/h (szybkość koksowania = szerokości pieca w mm, podzielonej przez czas koksowania w godzinach). W praktyce ruchowej stosuje się częstokroć szybkości 30 mm/h i wyższe. W rzeczywistości, przy jednakowych temperaturach ścian, piec węższy pracuje proporcjonalnie szybciej od pieca szerokiego; np. przy tych samych temperaturach w piecu o szerokości 350 mm koksowanie trwa 55% czasu koksowania w piecu o szerokości 500 mm. Z 2 różnych pieców o tej samej szybkości koksowania piec szerszy musi mieć wyższą temperaturę.

Czasem koksowania brutto nazywamy czasokres pomiędzy 2 sąsiednimi wypychaniami tego samego pieca, podczas gdy rzeczywisty czas koksowania określamy czasem koksowania netto, który wynosi normalnie ok. 96% czasu brutto.

Zdolność wytwórcza pieca koksowniczego waha się od 10—12 kg koksu/h/m² powierzchni ścian



Rys. 5

Samouszczelniające się drzwi pieców koksowych

przykrytej wsadem, przy czym piece węższe posiadają górną granicę. Nowoczesny piec — w normalnych warunkach — wytwarza ok. 0,75 t koksu na 1 godz.

Wzdłuż sklepienia każdego pieca znajdują się 3 lub 4 otwory wsadowe o ϕ 350—400 mm, wychodzące na powierzchnię górnej płyty baterii i zamknięte lanymi pokrywami. W sklepieniu pieca umieszczone są — z jednej strony lub też z obydwu końców — wloty rur o ϕ ok. 350 mm, odprowadzające gaz koksowy do rury zbiorczej, biegnącej wzdłuż całej baterii. Sklepienie nad piecami ma grubość 1,050 — 1,350 mm. Końce pieców zamknięte są — wyłożonymi ogniotrwałą cegłą — drzwiami o spawanej konstrukcji stalowej, z częściami żeliwnymi. W starych rozwiązaniach drzwi musiały być uszczelniane gliną; obecnie stosuje się drzwi samouszczelniające się, w których poddająca się stalowa płyta dostosowuje się do nierówności ramy pieca, a szczeliwem jest azbest.

Rama drzwi wmurowana jest w obmurze pieca i przymocowana do pancerza ochronnego; posiada ona prowadnice, pozwalające podnosić drzwi, zaopatrzone w specjalne haki.

Piece zgrupowane są obok siebie w odstępach ok. 1,050 — 1,200 mm w baterii, liczące do 87 pieców. Każda ściana, dzieląca sąsiadujące z sobą piece, posiada ok. 28 — 29 pionowych kanałów grzewczych, o przekroju 250 x 400 mm i wysokości pieca. Grubość ściany, oddzielającej piec od kanałów grzewczych, wynosi 100—150 mm, a cegły — dla zachowania szczelności — wiązane są łącznie zamkowymi (jak resory wagonowe). Dla kontroli ogrzewania, każdy pionowy kanał grzewczy posiada otwór kontrolny na sklepieniu baterii. Każdy rząd pionowych kanałów służy do ogrzewania 2 sąsiadujących z sobą przyległych do ściany, pieców, z wyjątkiem obydwu końców baterii.

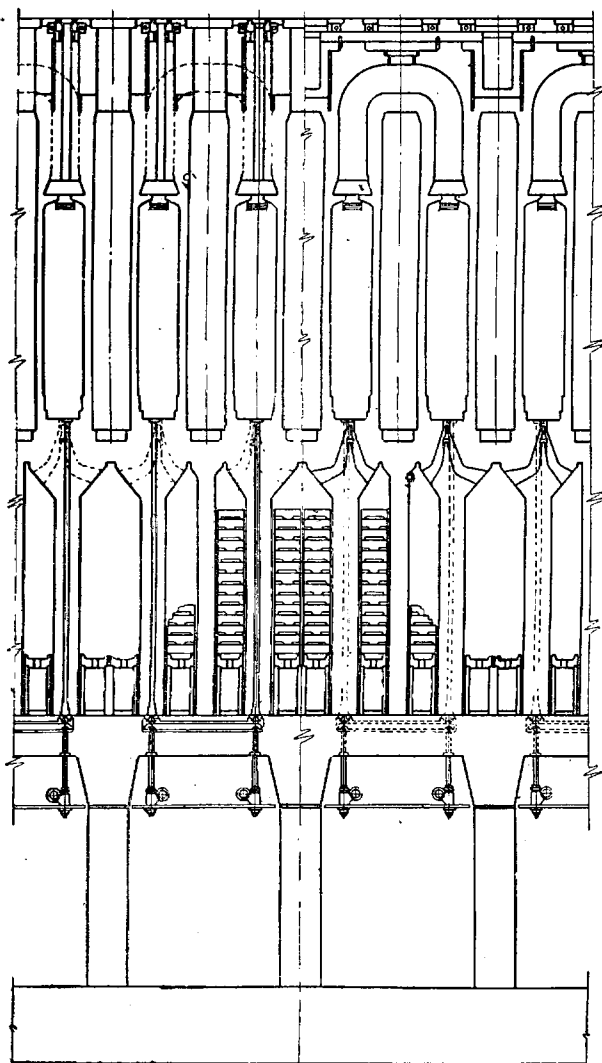
Pod piecami i kanałami grzewczymi znajdują się komory regeneratorów, których kratownice zatrzymują ciepło jawne spalin, uchodzących z kanałów grzewczych, podgrzewające następnie powietrze, doprowadzane do spalania gazu w kanałach pionowych. Jeżeli do ogrzewania pieców koksowych stosuje się gaz wielkopieczowy, musi on być również podgrzany w regeneratorach, w celu uzyskania koniecznej temperatury płomienia; stwarza to konieczność zaprojektowania odpowiedniego systemu regeneratorów. Ceglana kratownica regeneratorów zbudowana jest

z kształtek, z przelotami o wymiarach 15 — 37 mm i grubości ścianek 15 — 25 mm, ułożonych do wysokości 1,500 — 1,800 mm. Dla każdego pieca koksowniczego przewiduje się 950—1,000 m² powierzchni ogrzewalnej i ok. 17 — 24 t czynnej kratownicy regeneratorów.

Urządzenie kanałów grzewczych i regeneratorów tudzież drogi dla gazów przez nie, jest w różnych systemach nieco odmienne. W USA ok. 97% istniejących pieców koksowniczych jest systemu Koppersa, Koppersa-Beckera, Wilputte'a i Semet-Solvaya.

Piec Koppersa posiada konstrukcję podwójnie dzieloną, tak że wszystkie pionowe kanały grzewcze w każdej ścianie łączą się w górze w pojedynczy poziomy kanał. Gaz spalony jest w jednej połowie pionowych kanałów grzewczych, skąd spaliny przechodzą do górnego zbiorczego kanału poziomego, z którego z kolei przedostają się do drugiej połowy kanałów pionowych i spływają w dół, ku dwudzielnym regeneratorom. Kierunek obiegu spalin jest odwracalny i zmienia się co pewien okres czasu.

W konstrukcji Koppersa-Beckera spaliny z 4—6 pionowych kanałów grzewczych zbierają się w krótkim poziomym kanale i prowadzone są przez poprzeczny kanał górny, zbudowany w kształcie odwró-



Rys. 6

Przekrój pieców syst. Koppers - Becker

conej litery U, nad sklepieniem następnego pieca i dalej w dół, przez 4—6 pionowych kanałów po drugiej stronie ściany. W tym układzie każda grupa 4—6 pionowych kanałów oddzielona jest od innych grup, których może być 5 do 8 w jednej ścianie, wzdłuż długości pieca. Przepływ spalin w ramach grup sprzężonych jest odwracalny i zmienia się okresowo.

Piece konstrukcji Wilputte'a podobne są do rozwiązania Koppersa, z tą różnicą, że kanały poziome dzielone są na połowy; powstają więc 4 grupy pionowych kanałów grzewczych zamiast 2. Grupy zewnętrzne posiadają odwrótny kierunek przepływu aniżeli grupy wewnętrzne, przy czym kierunek ten jest odwracalny i zmieniany okresowo.

Większość pieców systemu Semet-Solvaya ma w ścianach międzypieczowych poziome kanały grzewcze, w których przepływ jest jednokierunkowy wzdłuż całej długości pieca, odwracalny i zmienny okresowo.

Piece koksownicze budowane są na zbrojonej płycie betonowej, która dawniej spoczywała wprost na gruncie, a obecnie oparta jest na filarach tworząc z nimi sklepienie pod całą baterią. Podłoga pieców znajduje się o 3.000—3.300 mm ponad górną powierzchnią płyty betonowej, od której górny poziom baterii odległy jest o 7.800—8.000 mm. Jako materiał ogniotrwały stosuje się cegły dynasowe wysokiej jakości, w postaci specjalnych kształtek oraz mniej ogniodopuszczalne cegły szamotowe I i II gatunku. Góra pieców przykryta jest warstwą silnie wypalonego klinkru.

Bateria pieców koksowniczych ściągnięta jest kotwami. Wzdłuż całej baterii, po obu stronach pieców, znajdują się platformy, szerokości 2.500—2.700 mm, zaopatrzone w tory; po jednej jeździ wypychacz koksu z urządzeniem do otwierania drzwi, po przeciwległej zaś stronie koksowej znajduje się urządzenie do otwierania drzwi i prowadzenia załadunku koksu.

Ogrzewanie pieców koksowniczych. Piece ogrzewane są przez spalanie gazu w pionowych kanałach grzewczych, przy czym gaz doprowadzany jest do każdego kanału przez specjalny wykroj w ceglanej kształtce. Regulacja dopływu gazu do każdego kanału odbywa się przez zmianę przelotu tego wykroju. W bateriach podsklepionych gaz rozdzielany jest rurami w przestrzeni międzypieczowej pod płytą betonową do każdego kanału grzewczego, przy czym każde odgałęzienie posiada zawór, pozwalający regulować dopływ gazu. Sposób powyższy pozwala na dokładną regulację ogrzewania pieców, albowiem gaz doprowadzany jest do każdego pionowego kanału grzewczego przy stałej temperaturze i ciśnieniu, co byłoby nieosiągalne przy bateriach starego typu. Główne rurociągi gazowe bieżą wzdłuż całej baterii, jednostronnie lub dwustronnie. Przy opalaniu baterii gazem koksowym rurociągi te mają średnicę 450—600 mm; przy bateriach podsklepionych stosuje się jeden rurociąg główny, a do poszczególnych palników doprowadza się gaz rurami o ϕ 75—100 mm pod każdą ścianą palnikową. Dla gazu wielkopieczowego stosuje się rurociągi o ϕ 900—1.000 mm, a do palników doprowadza się gaz przez regeneratory rurami ϕ 150 mm.

Normalnie zmiana kierunku przepływu gazu i spalin odbywa się co 30 min. automatycznie, gdyż zawory regulujące połączone są z dźwignią, biegnąca wzdłuż baterii i obsługiwana przez urządzenie, napędzane silnikiem elektrycznym, posiadające jako rezerwę silnik powietrzny.

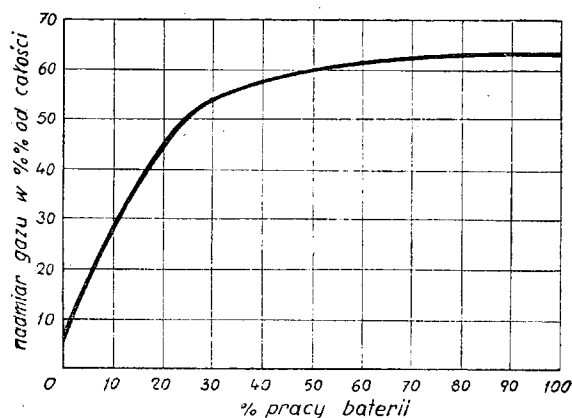
Nadzór i regulacja opalania baterii jest b. ważna i wymaga szarnicznizowania 3 elementów: dopływu gazu i powietrza oraz ciągu. Ciśnienie gazu regulowane

jest automatycznie, a w nowoczesnych urządzeniach stosuje się często podgrzewanie para w sposób pośredni, w celu uzyskania równomiernej temperatury gazu i uniknięcia kondensacji w urządzeniach rozdzielczych, a ponadto istnieje możliwość regulacji przepływu gazu do każdego pieca i każdego kanału grzewczego. Ciąg dla całej baterii regulowany jest zasuwą kominową, pozostającą pod automatyczną kontrolą; niezależnie od tego każdy piec, a czasem i każdy kanał grzewczy, posiada indywidualną zasuwę ciągu. Ilość przepływającego powietrza kontrolowana jest indywidualnie dla każdego pieca.

Aby otrzymać wydajne ogrzewanie pieców koksowniczych należy:

- 1) Uzyskać kompletne spalanie z minimalnym nadmiarem powietrza — przez odpowiednią regulację dopływu gazu opałowego i powietrza.
- 2) Ciąg kominowy zredukować do niezbędnego minimum, w celu uniknięcia zasysania gazu koksowego z pieców do kanałów grzewczych.
- 3) Wloty gazu utrzymywać w czystości.
- 4) Ciśnienie w piecach regulować tak, aby uniknąć przedostawania się spalin poprzez ściany grzewcze do pieców koksowniczych.
- 5) Utrzymać jak najrównomierniejszy rozdział ciepła wzdłuż i w poprzek pieca we wszystkich jego częściach. Wymaga to właściwej regulacji opalania dla każdego przepływu i pieca oraz uniemożliwienia przenikania gazów i spalin poprzez ceglane ściany. Na skutek rozszerzania się pieca w kierunku strony koksowej piec po stronie wypychacza zawiera mniej węgla i dlatego też musi być słabiej ogrzewany aniżeli po stronie koksowej. W celu wyrównania strat ciepła, odbieranego przez drzwi, oba końce pieców wymagają doprowadzenia tym większej ilości ciepła.
- 6) Czas między wypychaniem a ładowaniem każdego pieca skrócić do minimum, regulując wypychanie koksu i kontrolując ilość ładowanego węgla. Okresowo stosować przerwy w pracy pieca, w celu usunięcia grafitu ze ścian, sklepienia i rur odlotowych.

Przy pełnej pracy baterii potrzebne jest doprowadzenie ok. 550.000—700.000 kcal/t węgla koksowego; jest to równoważne zapotrzebowaniu 120—150 Nm³ gazu koksowego na t węgla, czyli 37—48% całego wytwarzanego przy koksowaniu gazu. Przy obniżonej produkcji koksu i przedłużonych czasach koksowania ilość zbywającego gazu maleje wg krzywej, przedstawionej na rys. 7.



Rys. 7

Ilość gazu nadmiarowego w zależności od pracy baterii

W USA opala się baterie przeważnie gazem kokosowym, chociaż stosuje się również gaz wielkopiecowy i generatorowy, a oszczędzonym w ten sposób gazem kokosowym opala się piece walcownicze i martenskie. Gaz wielkopiecowy do opalania pieców kokosowniczych winien być oczyszczony do zawartości pyłu = min. 0,01 g/Nm³ gazu. Ujemną cechą gazu wielkopiecowego są częste wahania jego wartości opałowej oraz trudności zapalenia. Gdy wartość opałowa gazu wielkopiecowego spadnie poniżej 850 kcal/Nm³, trudno jest uzyskać odpowiednią temperaturę i produkcja koksu spada. W takich przypadkach zapobiega się temu dodatkiem gazu kokosowego do gazu wielkopiecowego. Niekiedy z góry przygotowuje się mieszanekę obydwu gazów, o wartości opałowej 900 — 1.350 kcal/Nm³. Dodatek gazu kokosowego musi być ograniczony, gdy mieszanekę podgrzewana jest w regeneratorach, w których następuje rozpad CH₄, powodujący obniżenie wartości opałowej mieszanek i zanieczyszczenie kraty regeneratora wydzielonym C. Dlatego też przez dodatek gazu kokosowego można podwyższyć wartość opałową mieszanek max. o ok. 100 — 120 — kcal/Nm³. W celu uniknięcia tej niedogodności w nowoczesnych urządzeniach istnieje możliwość wprowadzenia wzbogaconego gazu wprost do kanałów grzewczych, z niezależną regulacją dla każdego palnika.

Dążąc do zwiększenia produkcji stosowano szersze piece kokosownicze, wprowadzając pewne zmiany w systemie ogrzewania, wynikiem z konieczności doprowadzenia większej ilości gazów, potrzebnych do opalania przy niezbyt podniesionym ciśnieniu oraz właściwego rozdziału ciepła dla równomiernego przebiegu procesu koksovania.

Rozwiązanie pierwszego zagadnienia doprowadziło do podziału systemu opalania na mniejsze jednostki, drugie zaś zagadnienie, specjalnie trudne przy bogatym gazie opałowym, zmusiło do rozcieńczenia gazu bogatego — biedniejszym, w tym stopniu, aby otrzymać dłuższy płomień, lub też do zastosowania palników, naprzemian na różnych poziomach w kanałach spalania. Obieg spalin zapewniony jest przez połączenie na krzyż pionowych kanałów. Przy stosowaniu palników na różnych poziomach, naprzemian w sąsiednich kanałach, umieszcza się górne palniki na wysokości 300 — 680 mm ponad poziomem podłogi pieców, a dolne na wysokości 150 mm; dąży się przez to do pionowego rozdziału strefy wysokiej temperatury.

Nowozbudowane piece muszą być b. ostrożnie suszone i ogrzewane, aby uniknąć nierównego rozszerzania się i pęknięcia. Suszenie przeprowadza się, zapalając w komorach piecowych gaz czy drzewo, z powolnym podnoszeniem temperatury do ok. 130°C, w ciągu 2 tygodni lub dłużej; następnie, ogrzewając gazem lub węglem, podnosi się temperaturę o ok. 14°C dziennie, w ciągu 4 — 5 tygodni, przy czym można ogrzać baterię do temperatury normalnej pracy, wpuszczając gaz opałowy do systemu ogrzewania na 3 — 4 dni przed rozpoczęciem ładowania wsadu. W czasie suszenia i ogrzewania należy dokładnie sprawdzać ściągę i kotwy całej baterii.

Przy ogrzewaniu pieców gazem kokosowym, często tworzy się w kanałach i palnikach osad grafitu, który usuwany jest przez powietrze, przepływające w kanałach w okresie powietrznym przy zmianie kierunku opalania. Przepływ powietrza spowodowany jest ciągiem kominowym, lub podmuchem, wytwarzanym przez dmuchawę, pracującą w sposób ciągły. Przy postępowaniu się dmuchawą, wzdłuż całej ba-

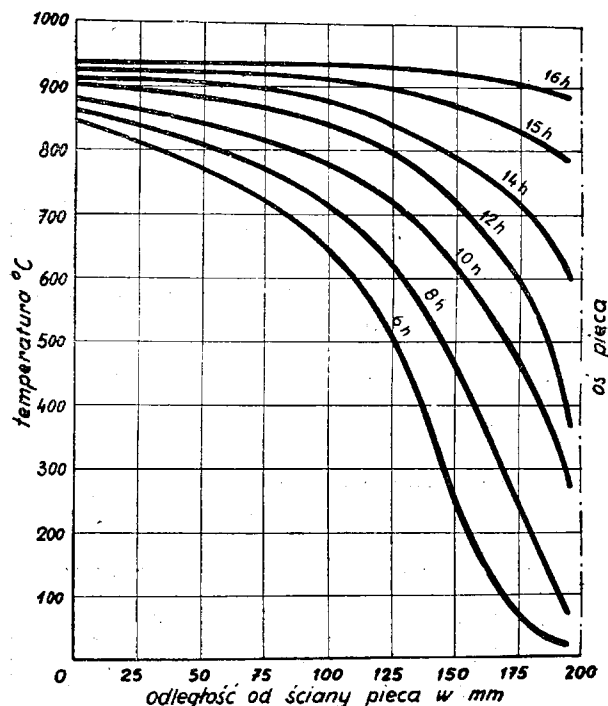
terii biegnie rurociąg \varnothing 200 — 300 mm, z rurkami \varnothing 37 mm, doprowadzającymi powietrze do każdego palnika.

Spaliny, opuszczające regeneratory, przedostają się poprzez kanały zbiorcze o przekroju ok. 0,45 m², biegnące z jednej lub obydwu stron baterii, do kominu, wysokości 67,5 — 82,5 m oraz wewnętrznej średnicy 2,4 — 3,6 m na górze, budowanego normalnie z cegieł fasonowych. Automatycznie działające zasuwki regulują ciąg w systemie grzewczym baterii. Temperatury, panujące w poszczególnych częściach baterii, ujmuje tabl. V.

TABLICA V
Temperatury, panujące w baterii

Wyszczególnienie	°C
Przegrzane powietrze	815—1150
Płomień	1540
Kanał grzewczy	1200—1500
Ściana pieca	1140—1260
Góra pieca	750—815
Koks	1000—1150
Gaz, opuszczający piec	600—700
Gaz, wchodzący do rurociągu zbiorczego	285—400
Gaz, wchodzący do rurociągu ssącego	40—135
Płyn w rurociągu zbiorczym	80
Spaliny w kominie	285—350

Rozmieszczenie temperatury w różnych punktach ładunku koksovane w ciągu 16 godz. przedstawia rys. 8.



Rys. 8

Przebieg temperatur w przekroju wsadu podczas okresu koksovania

Przeciętny rozdział ciepła, dostarczonego do pieca, ujmuje tabl. VI.

TABLICA VI

Rozchód ciepła dostarczonego do pieca

Wyszczególnienie	kcal/kg węgla	o/o
Ciepło jawne suchych spalin	86	12
„ „ pary spalin	93	13
„ „ koksu	264	37
„ „ gazu kokсового	93	13
„ „ smoły i wilgoci gazu	86	12
Promieniowanie i różnica	93	13
Razem	715	100

Całkowity bilans ciepły podaje tabl. VII.

TABLICA VII

Całkowity bilans ciepły

Przychód	kcal/kg	% o/o
1. ciepło utajone węgla	7 500	91,17
2. „ jawne węgla	7	0,08
3. „ utajone gazu opałowego	706	8,67
4. „ jawne „ „	7	0,08
Razem	8 220	100,00

Rozchód	kcal/kg	% o/o
5. ciepło utajone koksu	5 324	64,62
6. „ jawne koksu	290	3,52
7. „ utajone gazu	1 680	20,60
8. „ jawne gazu	106	1,29
9. „ pary wodnej gazu	72	0,87
10. „ utajone smoły	332	4,04
11. „ jawne smoły	3	0,04
12. „ utajone lekkich olejów	74	0,89
13. „ gazów kominowych	245	2,98
14. „ promieniowanie i różn.	94	1,15
Razem	8 220	100,00

Przeciętny rozdział strat promieniowania zestawiony jest w tabl. VIII.

TABLICA VIII

Przeciętny rozdział strat promieniowania

Wyszczególnienie	kcal/m ² /h
Drzwi i ramy pieców	1.620—2.440
Otwory wsadowe	6.770—10.850
Góra pieców	400—800
Góra kanałów grzewczych	760—1.600
Otwory dla belki wyrównującej	2.200—4.000
Odprowadzenie gazu	400—610
Ściany regeneratorów	270—540
Dno regeneratorów	160—220
Dolna konstrukcja pieców	350—430

Pierwszy okres procesu koksowania, łącznie z wypędzaniem wody higroskopijnej i nagraniem wsadu do temperatury ok. 400°C, wymaga doprowadzenia większej ilości ciepła aniżeli okresy następne. Ważnym czynnikiem pracy pieca koksowniczego jest okres ładowania i wypychania koksu. Ogólnie jest przyjęte, że piece, sąsiadujące z piecem, z którego koks ma być wypychany, powinny znajdować się w możliwie najbardziej zbliżonym okresie procesu skoksowania swego wsadu. W związku z powyższym proponuje się różne schematy wypychania, które dzielą piece całej baterii na pewną ilość grup po 5 — 7 lub 9 sąsiadujących z sobą pieców. Ilość tych grup w baterii jest oczywiście całkowitą ilością pieców, podzieloną przez ilość tych ostatnich w każdej grupie. Wypychanie następuje od pierwszego pieca w każdej grupie; następnie wypycha się trzeci piec każdej grupy, dalej piąty itd. Gdy wszystkie nieparzyste piece każdej grupy zostaną wypchane, rozpoczyna się wypychanie pieców o liczbach parzystych. Ze zrozumiałych powodów przy grupach 9-piecowych różnica w stopniu skoksowania wsadu sąsiadujących z sobą pieców jest najmniejsza i najczęściej stosuje się podział na grupy 9-piecowe.

Przeróbka koksu. Maszyna wypychowa — o konstrukcji spawanej lub nitowanej — posiada rozstęp osi 5,5 — 7,0 m oraz silnik prądu stałego 46 — 65 KM i może poruszać się z szybkością 85 — 125 m/min. po szynach o rozstępie 8,5 — 9,2 m. Zadaniem maszyny jest wyrównać węgiel w każdej świeżo załadowanej komorze piecowej, usunąć drzwi po stronie wypychowej baterii po ukończeniu koksowania, wypchać gotowy koks i założyć drzwi z powrotem. Belka wyrównująca — przez specjalne otwory w drzwiach — węgiel w piecu, poruszana jest z szybkością 30—36 m/min. liną, nawijaną na bębnie. Napędzonym silnikiem prądu stałego 15 — 35 KM. W przypadku zepsucia się silnika, w chwili gdy belka wyrównująca znajduje się w piecu, może ona zostać usunięta ręcznie. Węgiel, wyrzucony z pieca przez belkę wyrównującą, spada do małego zbiornika, z którego może być załadowany do następnego pieca lub też podany do głównego zbiornika węgla zmielonego.

Belka, wypychająca koks, ma długość 21—22,5 m i przekrój I wysokości 750 mm; zaopatrzona jest na końcu w tarczę z odlewu stalowego, odporną na wysoką temperaturę i tarcie. Silnik elektryczny 65 KM porusza belkę wypychającą z szybkością 15—18 m/min. Szybkość posuwu belki jest regulowana; normalnie dochodzi ona szybko do koksu, następnie zwalnia swój posuw, aby stopniowo pokonać bezwładność gorącego koksu, po czym przyspiesza i zwalnia swój posuw pod koniec wypychania; posuw powrotny jest przyspieszony. Jako rezerwa na wypadek braku prądu służy specjalny silnik, napędzany sprężonym powietrzem. Na górnej części belki wypychającej znajduje się wypalacz grafitu, usuwający grafit, osadzony na sklepieniu pieca. Specjalna sprężarka, znajdująca się w maszynie wypychającej, dostarcza powietrza do wypalacza pod ciśnieniem 7 atm, w ilości 3 m³/min. Na belce wypychającej mogą też być umocowane noże do mechanicznego usuwania grafitu ze sklepienia pieca.

Po stronie koksowej znajduje się maszyna do otwierania drzwi, połączona z prowadnicą koksu, szerokości 600 mm i wysokości pieca. Napędzana jest ona silnikiem elektrycznym 10 — 15 KM i może się poruszać z szybkością 75 — 90 m/min. Gdy maszyna, odbierająca koks, znajduje się nawprost otwartego pieca, prowadnica koksu zostaje przyciśnięta do ramy pieca w celu zmniejszenia odstępu.

Wóz, odbierający wypchany koks, jest to samowyladowywacz, długości 12 m, szerokości 3,6 — 3,9 m, o dnie, nachylonym pod kątem 28°; zbudowany wg konstrukcji ramowej z odlewów żeliwnych lub płyt stalowych, odpornych na ścieranie, wysoką temperaturę gorącego koksu oraz gwałtowne oziębnienie przy gaszeniu koksu wodą. Konstrukcja wozu musi zapewniać dobry odpływ wody. Kłapy wypuszczające sterowane są pneumatycznie lub elektrycznie. Napęd wozu stanowi elektryczna lokomotywa (ciągnik).

Wieża gasząca powinna — normalnie — zgasić wytwórczość 150 pieców na dobę; ma ona przekrój 6 x 15 m i wysokość 15 — 30 m; zbudowana jest zazwyczaj z cegły i wyłożona cegłą glazurowaną, jakkolwiek spotykane są również konstrukcje stalowe. U spodu wieży znajduje się przelot dla wozu, z łukami dla lokomotywy, a u góry — na wysokości 12—15 m — zbiornik (pojemności 50 — 60 m³) wody do gaszenia koksu. Sterowanie wody gaszącej odbywa się z lokomotywy, przy czym woda leje się na koks z szybkością 30 — 50 m³/min. przez 40 — 60 sek. Odpowiedni dobór warunków gaszenia koksu jest b. ważnym czynnikiem, wpływającym na jego jakość. Koks winien być gazony równomiernie; za małą ilość wody nie zgasi koksu całkowicie, a zbyt duża jej ilość spowoduje niepożądane podniesienie wilgoci koksu; 15—20% wody, użytej do gaszenia, odparowuje, reszta zaś ścieka z wozu do betonowego zbiornika, przepływa przez sita i jest z powrotem przepompowywana do zbiornika wieży gaszącej. Niektóre zakłady gaszą koks wodą odlotową, pochodzącą z chłodni wytwórni produktów ubocznych, z tym, że woda ta po zgaszeniu koksu wraca do wytwórni węglowodórnych. Jeżeli woda jest poddostatkim, nie buduje się zbiornika na wieży chłodzącej, lecz zastępuje się go odpowiednio silnymi pompami.

Po ukończeniu gaszenia koks rozładowywany jest na rampie, mogącej pomieścić jednogodzinną wytwórczość koksu całej baterii. Z rampy, wyłożonej twarzą cegłami lub żeliwnymi płytami, koks spada na taśmy, podające go do sortowni, w której kombinacje sit i taśm umożliwiają rozdział na różne sortymenty. Koks najgrubszy — powyżej 100 mm — przeznaczony jest dla odlewni, lub kruszony na drobniejsze kawałki. Dla wielkich pieców kawałkowość koksu winna być większa, od 50 — 62,5 mm; drobniejsze kawałki dzieli się na następujące sortymenty:

kostka	37,5 — 62,5 mm
orzeczek	25,0 — 37,5 mm
groszek	12,5 — 25,0 mm
miął poniżej	12,5 mm

W przypadku braku koksu stosuje się dla wielkich pieców wszystkie koks o kawałkowości powyżej ok. 20 mm., jednakże koks drobniejszy — od 50 mm w dół — podawany jest osobno.

Podajniki taśmowe, obsługujące sortownię, mają szerokość 900 — 1.200 mm i szybkość 50 — 60 m/min. Zdolność przeladowcza sortowni wynosi zwykle 100 — 150 t/h. Koks, przeznaczony dla wielkich pieców, przewożony jest samowyladowywaczami, albo też — co uważa się za korzystniejsze — podawany do zasobników wielkopieczowych taśmami, niejednokrotnie dużej długości.

Produkty uboczne. Części lotne otrzymywane podczas procesu koksowania składają się przeważnie z mieszaniny różnych węglowodorów:

1. Wodór — H₂; metan — CH₄; etan — C₂H₆; propan — C₃H₈; butan — C₄H₁₀; etylen — C₂H₄; pro-

pylen — C₃H₆; butylen — C₄H₈; acetylen — C₂H₂; dwutlenek węgla — CO₂; tlenek węgla — CO; siarkowodor — H₂S; azot — N₂; tlen — O₂ i amoniak — NH₃.

2. Benzen — C₆H₆; toluen — C₆H₅CH₃; ksylen — C₆H₄(CH₃)₂; siarczek węgla — CS₂.

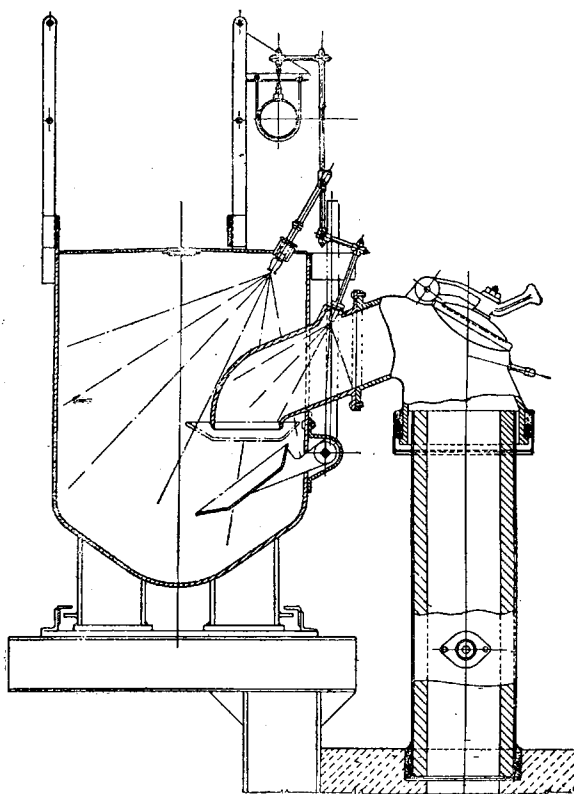
3. Naftalen — C₁₀H₈; fenol — C₆H₅OH; antracen — C₁₄H₁₀, pak.

Przy normalnych temperaturach składniki grupy pierwszej są w stanie gazowym, drugiej — w stanie płynnym, a trzeciej — w stanie stałym.

Części lotne, otrzymane przy procesie koksowania, opuszczają komory koksownicze przez rury wylotowe, wymurowane ognioodporną cegłą i przechodzą z kolei do rurociągu zbiorczego, mającego kształt litery U, o przekroju poprzecznym 1,5 — 1,75 m², biegnącego wzdłuż całego wierzchu baterii po jednej lub też — niejednokrotnie — po obydwu jej stronach. U wejścia do rurociągu zbiorczego rury odlotowe zaopatrzone są w kłapy z zamknięciem wodnym, pozwalające odłączać poszczególne piece.

Bezpośrednio po przedostaniu się z rur wylotowych do rurociągu zbiorczego gaz zraszany jest wodą amoniakalną, przy czym temperatura gazu obniża się z 400 — 550° C do ok. 90° C i następuje wydzielenie znacznych ilości smoły (ok. 85%) oraz wody. Dla dobrej pracy baterii b. ważne jest utrzymanie równomiernego ciśnienia w piecach i w rurociągu zbiorczym. Dlatego też rurociąg zbiorczy podzielony jest na sekcje po 22 — 37 pieców, a specjalny regulator, działający na klapę motylkową w rurociągu odprowadzającym, automatycznie utrzymuje ssanie w granicach 1 mm słupa wody.

Z rurociągu zbiorczego gaz odprowadza się do wstępnych chłodni (gazowych), budowanych normalnie jako bezpośrednie, w których gaz przepływa



Rys. 9

Przekrój rury odprowadzającej gaz koksowy z komory

przez wieże wysokości 15 — 22,5 m oraz ϕ 3—3,6 m i chłodzony jest wodą, spływającą w przeciwnym kierunku po drewnianych rusztach w ilości 5500—9000 l/min. Normalnie używa się 4 chłodzi, połączonych — równolegle po 2 — w serie. Niekiedy stosuje się chłodnie pośrednie, posiadające wieże o ϕ 3 m i wysokości 7,5 m, zaopatrzone w środku w rury ϕ 50 mm, o powierzchni chłodzącej ok. 1650 m² na każdą chłodnię.

W chłodniach temperatura gazu obniża się z ok. 80°C do 30 — 32°C i kondensuje się ok. 10% smoły gazu. Dno każdej chłodni stanowi zbiornik. W nim następuje oddzielenie się smoły od wody, która — po ochłodzeniu pośrednim — przepompowywana jest z powrotem na górę wież chłodniczych, a pozostała smoła i nadmiar wody spuszcza się do oddzielaczy.

Mieszanka smoły i wody amoniakalnej z rurociągów spływa do zbiorników, gdzie następuje rozdział na zasadzie różnicy ciężarów właściwych. Oddzielona woda amoniakalna przepływa do zbiorników, z których przepompowywana jest ją do chłodzenia gazu w rurociągach zbiorczych, a pozostała smoła przedostaje się do rozdzielacza, w którym przez podgrzanie usuwa się z niej resztki wody, po czym — już bezwodną — smołę przepompowuje się do cystern.

Z chłodzi gazowych gaz przetłaczany jest ekschaustorem przez odsmalacz, sytnik, płuczki olejowe i oczyszczacz do zbiornika gazu.

Ekshaustor napędzany jest — normalnie — turbiną parową, obliczoną na maksymalną ilość gazu, pracującą — w zależności od gospodarki parowej — na kondensację lub też z przeciwności, przy czym para odlotowa użytkowana jest w wytwórni produktów ubocznych i przy pompach benzolowych. W przypadku stosowania pary odlotowej jedynie do ogrzewania przeciwności wynosi ok. 1 atm. Turbiny, napędzające ekshaustor, posiadają automatyczną regulację, pozwalającą na utrzymanie w rurociągach stałego ssania, w wysokości 250 mm słupa wody, a w przewodzie za ekshaustorem ciśnienia 0,17 — 0,25 atm.

W odsmalczu — w nowoczesnych instalacjach typu elektrostatycznego — usuwane są resztki smoły, pozostałe w gazie, który następnie przedostaje się do podgrzewacza, gdzie ogrzewa się do ok. 50°C i z kolei przeprowadzony zostaje w sytniku poprzez 4 — 6% roztwór kwasu siarkowego, przy czym powstaje krystaliczny siarczan amonu.

Sytnik jest to zbiornik o ϕ ok. 4,2 m, wykonany ze stali nierdzewnej i wyłożony wewnątrz ołowiem.

Innym urządzeniem do uzysku siarczanu amonu jest płuczka (skruber), w której gaz i pary amoniaku przepływają w przeciwnym kierunku do zraszającego je 5% kwasu siarkowego. Na dnie płuczki zbiera się roztwór siarczanu amonu; roztwór ten zostaje przepompowany do odparownika, w którym doprowadza się go do stanu przesylenia, przy czym następuje krystalizacja siarczanu amonu. Cięższe kryształy opadają na dno krystalizatora, skąd przedostają się do wirówki i po wysuszeniu — do magazynu. Niejednokrotnie zapotrzebowanie na siarczan amonu jest mniejsze aniżeli jego wytwórczość, dlatego też niektóre zakłady nie posiadają urządzeń do uzysku siarczanu amonu i wodę amoniakalną sprzedają.

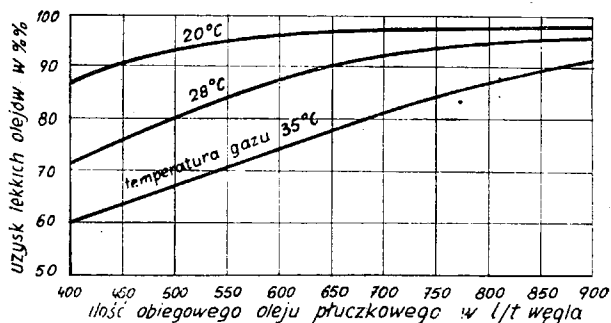
Woda amoniakalna, kondensująca się w rurociągu głównym, zawiera przeciętnie 1,0 — 1,5% NH₃, zależnie od zawartości wilgoci w węglu. Wieża destylacyjna wody amoniakalnej posiada ϕ 1,2 — 1,5 m i 9 — 12 m wysokości i zawiera 15 — 20 pólek; wykonana jest z żeliwa. W wieży destylacyjnej woda amoniakalna styka się z podgrzanym parą mlekiem wapiennym, które doprowadza do rozkładu związków amonowych. Zużycie wapna wynosi 1 — 1,25 kg/t

koksowanego węgla. Pary amoniaku, opuszczające wieżę destylacyjną, mogą być skondensowane do zageęszczonej wody amoniakalnej, lub też — w przypadku, gdy zakład posiada urządzenia do produkcji siarczanu amonu — mogą być wtłoczone do strumienia gazu przed sytnikiem.

Z sytnika gaz płynie do płuczek olejowych, przy czym w przypadku, gdy był podgrzewany przed sytnikiem, musi być przeprowadzony przez chłodnik końcowy (ϕ ok. 3,3 m i 25 m wysokości), w którym woda — zraszając gaz bezpośrednio — obniża jego temperaturę do 16—27°C; ponadto równocześnie wytrąca się naftalen. Płuczki olejowe są to wieże ϕ 3 — 3,6 m i 20 — 30 m wysokości, łączone w serie jednostek wstępnych i końcowych; w dużych zakładach łączy się te jednostki równolegle. W wieżach znajdują się drewniane ruszty lub spirale stalowe, poprzez które gaz idzie ku górze, a w przeciwnym kierunku, w postaci deszczu, spada z góry olej płuczkowy, absorbując 90 — 95% wszystkich par lekkich olejów. Olej płuczkowy jest zazwyczaj produktem destylacji ropy; powinien on posiadać ciężar właściwy poniżej 0,88, być łatwopłynny przy 0°C, nie tworzyć emulsji z wodą i destylować w ok. 90% między 250 — 350°C. Olej płuczkowy w temperaturze 24°C łatwo absorbuje oleje lekkie, w ilości, wynoszącej 2 — 3% ciężaru własnego. Zużycie olejów płuczkowych wynosi 0,07 — 0,11 kg/t koksowanego węgla, przy czym należy przepompować przez płuczki 500 — 1000 l/t węgla, w zależności od temperatury gazu; 800 l/t węgla uważana jest za dobry wynik.

Najlepszy uzysk lekkich olejów otrzymuje się, gdy temperatura gazu, wchodzącego do wież płuczkowych, wynosi 21 — 24°C, a temperatura oleju płuczkowego jest o 4°C wyższa.

Zasadniczym warunkiem stosowania gazu koksowego do opalania pieców hutniczych i w gospodarstwach domowych jest odsiarczenie gazu, który normalnie zawiera 8 — 11,5 g H₂S w 1 m³. Siarkę usuwa się kilkoma metodami. Częstokroć gaz przemija się roztworem węglanu sodu, przy czym usuwa się ok. 95% H₂S, a zużycie sody w normalnych warunkach wynosi 0,05 — 0,1 kg/t koksowanego węgla. Roztwór, zbierający się na dnie wieży odsiarczającej, może być regenerowany w specjalnym aparacie i zastosowany ponownie do odsiarczania. Można go też uaktywnić przy pomocy pary przy wysokiej próżni. W tym ostatnim sposobie H₂S może być zbierany do produkcji kwasu siarkowego, przy czym równocześnie można uzyskać HCN, z którego daje się otrzymać cyjanek sodowy.



Rys. 10

Wpływ ilości obiegowego oleju płuczkowego i temperatury gazu w płuczках benzolowych na uzysk lekkich olejów

Niejednokrotnie gaz skrapia się wodą amoniakalną, która absorbuje siarkę, a poddana następnie działaniu pary wodnej, wydziela H_2S . Przy innej metodzie stosuje się przemywanie gazu roztworem tiosiarsenianu sodu; otrzymany roztwór, zawierający siarkę, uaktywnia się powietrzem, wytrącając siarkę. Stosowanie filtra z tlenku żelaza nie jest rozpowszechnione w hutnictwie. Niektóre zakłady odsiarczają całą ilość otrzymanego przy koksowaniu gazu, inne jedynie jego część; w każdym przypadku urządzenia odsiarczające znajdują się za płuczkami olejowymi. Gaz koksowy, uwolniony od wszelkich produktów ubocznych i odsiarczony, przekazywany jest do zbiornika gazu.

Odzyskanie lekkich olejów, zabsorbowanych przez olej płuczkowy, przeprowadza się przy pomocy destylacji, przebiegającej w określonym zakresie temperatur. Starsze zakłady posługują się metodą tzw. „wysokich temperatur“, doprowadzając temperaturę wzbogaconego oleju płuczkowego do 145 — 150°C, lub też „niskich temperatur“, stosując podgrzew do 90 — 100°C przed aparatem destylacyjnym. W nowoczesnych instalacjach wzbogacony olej płuczkowy przepompowywany jest z płuczek olejowych przez wymiennik ciepła, w którym podgrzewa się go do ok. 90°C, a następnie przeprowadzany do ostatecznego podgrzewacza, gdzie osiąga temperaturę ok. 125°C.

Nagrzany wzbogacony olej płuczkowy zostaje doprowadzony na górę aparatu destylacyjnego (ϕ 1,8 — 2,7 m i 12 — 15 m wysokości), skąd opada poprzez ok. 12 półek. W przeciwprądzie doprowadzona jest para wodna w ilości ok. 6,5 kg/100 l oleju płuczkowego, powodując oddestylowanie lekkich olejów. Olej płuczkowy, pozbawiony lekkich olejów, opuszcza aparat destylacyjny razem z wodą, która oddziela się przez dekantację, a olej oziębia się do ok. 24°C w chłodni, posiadającej ok. 600 — 800 m² powierzchni chłodzącej na każdą obsługiwana baterie.

Pary lekkich olejów, łącznie z parą wodną, opuszcza aparat destylacyjny górnym wylotem, na przeciw wspomnianego wyżej podgrzewacza i przechodzą przez separator, usuwający wodę oraz resztki oleju płuczkowego, do kondensatora i do zbiornika. W najnowszych instalacjach kolumna rektyfikacyjna, lub kolumna oddzielacza, ustawiona jest nad kondensatorem, a zadaniem jej jest oddzielanie w sposób ciągły ciężkich frakcji, wrzających powyżej 150°C (naftalen, olej płuczkowy itd.), od pozostałych lekkich olejów.

W aparacie destylacyjnym, przy temperaturze 80°C utrzymuje się surowy benzol; przy 110°C — surowy toluol; między 120 — 140°C — lekką solventnaftę; przy 150°C — ciężką solventnaftę. Pozostałością jest olej płuczkowy oraz naftalen, zestalający się po oziębieniu. Surowe produkty aparatu destylacyjnego zawierają parafiny, nienasycone, węglowodory i inne zanieczyszczenia, które usuwa się przez wymywanie roztworami kwasów w mieszalnikach, pojemności 22 — 35 m³ (ϕ 3 m i wysokość 3—5,4 m). Większość istniejących mieszalników wykonana jest z odlewów żeliwnych, o wyłożeniu obwianym, obecnie wszakże znajdują zastosowanie konstrukcje ze stali nierdzewnej.

Surowy olej miesza się z kwasem, którego ilość zależy od żądanej czystości produktu; przeciętnie zużycie kwasu wynosi 2 kg/100 l surowego oleju. Po wymyciu kwasem zawartość mieszalnika przepłukiwana jest 10% roztworem sody kaustycznej, której zużycie wynosi 0,1 — 0,2 kg/t koksowanego węgla.

Następna destylacja oczyszcza dalej lekkie frakcje olejów na produkty chemicznie czyste. Aparat destylacyjny można tak prowadzić, że przynajmniej

1 frakcja będzie czysta, np. wymyty surowy benzol można rozdzielić w aparacie destylacyjnym, otrzymując:

- 8% benzolu, zawierającego CS_2 ,
- 62% czystego benzolu,
- 5% benzolu, zawierającego toluol,
- 25% pozostałości toluolu.

Czysty benzol może być od razu przepompowywany do cystern, inne zaś produkty muszą być składowane, aż uzbiera ich się tyle, by mogły przejść destylację powtórą. Frakcje benzolowe można rozdzielić w aparacie destylacyjnym, otrzymując:

- 14% benzolu, zawierającego CS_2 ,
- 60% czystego benzolu,
- 10% benzolu, zawierającego toluol,
- 3% toluolu, zawierającego benzol,
- 7% czystego toluolu,
- 6% pozostałości toluolu i solventnafty.

Frakcje toluolu można rozdzielić na:

- 10% benzolu, zawierającego toluol,
- 30% toluolu, zawierającego benzol,
- 40% czystego toluolu,
- 2% toluolu, zawierającego solventnaftę,
- 18% pozostałości toluolu i solventnafty.

W aparacie destylacyjnym stosuje się następujące temperatury właściwe dla:

czystego benzolu	ok. 80°C
czystego toluolu	104°C
solventnafty	123°C

W ciągłym procesie oczyszczania lekkich olejów zasada destylacji jest podobna, oleje przepływają wszakże w sposób ciągły przez szereg kolumn frakcyjnych. W typowym urządzeniu surowy olej lekki, po przemyciu kwasem i następnym przepłukaniu roztworem sody kaustycznej (w sposób uprzednio opisany), przechodzi przez kolumnę, usuwającą osad, w której lekki olej przepływa — dawkowany w sposób ciągły — do kolumny aparatu destylacyjnego, podczas gdy para wodna wprowadzana jest dołem kolumny w określonej ilości, wystarczającej do odparowania wszystkich lekkich olejów, z wyjątkiem spolimeryzowanych zanieczyszczeń, które zostają w aparacie destylacyjnym jako pozostałość, usuwana do zbiorników. Jednostka tego typu może pracować przy temperaturze 73°C u góry i 101°C u dołu kolumny destylacyjnej. Odparowany lekki olej kondensuje się, oddziela się od wody przez dekantację i zlewa się do zbiorników zapasowych, z których z kolei przeprowadzony jest w sposób ciągły przez 2 — 4 kolumny frakcyjne, pracujące każda przy innej temperaturze. W ten sposób — przez regulację temperatury w każdej kolumnie frakcyjnej — otrzymuje się pożądaną frakcję w postaci pary, gdy tymczasem nieodparowana pozostałość przechodzi do następnych kolumn. Pary, powstałe w kolumnie frakcyjnej, przeprowadzane są przez kondensator i chłodnik do zbiorników, w których bada się otrzymany destylat. W omawianym układzie, w pierwszej kolumnie frakcyjnej otrzymuje się benzol motorowy; w drugiej — czysty benzol; w trzeciej — czysty toluol, ksylol i solventnaftę.

Fragnąc otrzymać pośredni produkt, o temperaturze wrzenia, leżącej pomiędzy temperaturą toluolu i benzolu, należy włączyć dodatkową kolumnę frakcyjną pomiędzy drugą i trzecią.

Znaczna ilość nowszych zakładów zaprojektowana jest na proces półciągły. W urządzeniu tego typu surowy lekki olej przeprowadza się w sposób ciągły przez kolumnę wstępną, składającą się z podgrzewacza parowego i właściwej kolumny (ϕ 600 mm, wysokość 25 m i ok. 35 półek), której zadaniem jest obniżyć zawartość siarki w lekkim oleju przez oddzielenie frakcji, zawierającej CS_2 . Kolumna wstępna pracuje przy temperaturze ok. $95^\circ C$ u dołu i ok. $50^\circ C$ u góry kolumny; frakcja odparowana opuszcza kolumnę górą, przechodząc do kondensatora. Nieodparowana pozostałość kolumny wstępnej przekazywana zostaje do podobnie pracującej kolumny następnej, w której uzyskuje się czysty benzol. Zależnie od prowadzenia aparatu destylacyjnego można uzyskać dalsze produkty, jak benzol i toluol nitracyjny, 2 — 5% ksyłol, oleje motorowe, 90% benzol przemysłowy, toluol przemysłowy, 10% ksyłol i solventnaftę.

Przy procesie koksowania można uzyskać jeszcze szereg innych produktów ubocznych, jak fenol, olej karbolowy, pirydynę itp.

W celu uzyskania fenolu, płucze się wodę amoniakalną — przed destylacją amoniaku — lekkimi olejami, które absorbują fenol; następnie przemycie lekkich olejów (nasyconych fenolem) roztworem sody kaustycznej, daje fenolan sodu.

Olej karbolowy otrzymuje się przez destylację smoły, kondensację i oddzielenie od wody przez dekantację.

Pirydynę absorbuje roztwór siarczanu amonu w sytniku. Można ją odzyskać przez ciągłe przelewanie małych ilości tego roztworu przez neutralizator, w którym pary amoniaku doprowadzają roztwór do stanu obojętnego. W miarę postępu neutralizacji pirydyna wydziela się i zostaje zdekantowana.

Produkty. W hutnictwie pierwszym celem koksowniczym jest otrzymanie dobrego koksu hutniczego, podczas gdy uzysk produktów ubocznych ważny jest o tyle, o ile zmniejsza koszty własne procesu koksowania. W typowym zakładzie amerykańskim z 1 t węgla otrzymuje się:

koksu wielkopieczowego	— 600 — 650 kg
koksu „orzech“	— 50 — 100 kg
miału kokсового	— 40 — 75 kg
gazu kokсового	— 310 — 360 Nm ³
smoły	— 35 — 60 l
siarczanu amonu	— 10 — 14 kg
stężonej wody amoniakalnej	— 60 — 175 l
lekkich olejów	— 12,5 — 20 l

Powyższe liczby uzyskane zależą w dużym stopniu od gatunku węgla, użytego do koksowania, temperatury koksowania oraz metod, stosowanych przy uzysku produktów ubocznych.

Koks wielkopieczowy winien posiadać określone fizyczne i chemiczne własności, kwalifikujące go do procesu wielkopieczowego. Obecnie w USA wielkie piece pracują z dobrymi wynikami na koksie o następującej charakterystyce:

zawartość popiołu	6 — 14%
zawartość siarki	0,5 — 1,8%
porowatość	40 — 60%
wskaźnik wytrzymałości zrzucania — shater test)	do 75% (przy próbie

Dobry koks musi być odporny na ścieranie i nie powinien łamać się w piecu, ma być twardy, lecz nie kruchy. Struktura porowata sprzyja szybkiemu spalaniu, a zbita opóźnia je.

Do oceny jakości koksu stosuje się rozmaite próby; bada się chemicznie zawartość tuzież jakość popiołu oraz zawartość siarki i fosforu, ponadto określa się punkt topliwości popiołu. Fizyczne własności określa się próbą zrzucania, bębnową i sitową, a poza tym określa się porowatość i reakcyjność. Wymienione dopiero co próby pozwalają wszakże jedynie na ocenę przybliżoną; właściwą ocenę jakości koksu może dać tylko wypróbowanie go w wielkim piecu. B. ważne jest dla danego wielkiego pieca, aby zasilany on był koksem równomiernej jakości, której wahania powodują zaburzenia ruchu. Sposób przygotowania wsadu i prowadzenia procesu koksowania wywiera znaczny wpływ na jakość otrzymywanego koksu. Stosując dokładne mielenie węgla, tak że 70% przechodzi przez sito o oczkach ϕ 3 mm, otrzymuje się koks twardszy aniżeli przy przesianiu 50%. Zbyt wysokie temperatury koksowania dają koks łatwo łamliwy, stąd też przy wysokiej produkcji otrzymuje się koks drobniejszy. Zbyt niskie temperatury koksowania wpływają na obniżenie odporności koksu na ścieranie.

Wysoka wilgotność węgla wsadowego powoduje wysoką porowatość koksu, podczas gdy niska daje koks gęsty i zbity.

Uzysk koksu z różnych gatunków węgla jest ściśle proporcjonalny do zawartości C (stałego) oraz popiołu węgla i wynosi 102 — 113% sumy tych zawartości. Uzysk ten wyższy jest od sumy zawartości C stałego i popiołu węgla koksowanego, a to z powodu osadzania się węgla elementarnego, powstałego z dysocjacji (rozkładu) węglowodorów i par smoły, przechodzących przez masę koksu. Zależność uzysku koksu suchego od zawartości C i popiołu charakteryzuje się linią prostą wg wzoru:

Uzysk koksu suchego w % = $19 + 0,79(C + A)$,
gdzie C oznacza % zawartości C stałego w węglu koksowanym, (tabl. III),
a A — % zawartości popiołu węgla.

Zawartość popiołu koksu, równa zawartości popiołu węgla, podzielonej przez uzysk koksu, wyraża się wzorem:

$$\% \text{ popiołu koksu suchego} = \frac{100 A}{19 + 0,79 (C + A)}$$

Uzysk koksu maleje ze wzrostem temperatury koksowania do $900^\circ C$. Przy niej następuje całkowite oddestylowanie części lotnych, których zawartość w koksie osiąga $\frac{1}{2}\%$. Ze wzrostem temperatur koksowania powyżej $900^\circ C$ uzysk koksu wzrasta, w związku z osadzaniem się C z gazu, o czym była już mowa poprzednio, a równocześnie wartość opałow koksu maleje.

Przeprowadzone próby wykazały, że przy zachowaniu tych samych warunków, koks, otrzymany z węgla o niskiej zawartości części lotnych, jest wytrzymalszy aniżeli otrzymany z węgla, zawierającego dużo części lotnych; ponadto stwierdzono, że w miarę wzrostu temperatury koksowania wytrzymałość koksu obniża się, natomiast gęstość koksu rośnie.

Zawartość siarki w koksie zmienia się wprost proporcjonalnie do zawartości siarki w węglu; zależność tę można wyrazić wzorem:

$$\% S \text{ w koksie} = 0,82\% S \text{ w węglu}$$

Koks posiada ciężar objętościowy 420—510 kg/m³ i wartość opałową ok. 7.200 kcal/kg, w zależności od zawartości popiołu w koksie, którego wzrost obniża wartość opałową koksu.

Ilość gazu koksowego, otrzymanego z 1 t węgla, waha się w granicach 310 — 360 Nm³ i dlatego samego gatunku węgla zależy od temperatury kokso-

wania, która wywiera również wpływ na skład gazu. W miarę wzrostu temperatury koksovania zawartość % H₂ i CO wzrasta, a zawartość etanu i metanu maleje; równocześnie maleje również ciężar gatunkowy gazu i jego wartość opałowa. W ciągu okresu koksovania jakość gazu zmienia się. (tabl. IX).

TABLICA IX
Zmiany % % składu gazu w okresie koksovania

Godziny koksovania	CO ₂	C ₆ H ₆	C ₂ H ₄	O ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂	kcal/Nm ³
2	3,30	1,80	4,00	1,05	0,90	36,65	42,50	10,00	5,870
4	2,30	1,10	3,10	0,60	2,90	34,50	48,80	6,70	5,070
6	2,20	1,00	2,80	0,50	3,00	33,60	50,10	6,80	5,000
8	1,40	0,60	2,50	0,20	3,40	33,65	53,75	3,60	4,900
10	2,30	0,35	1,75	0,20	2,80	31,20	47,10	14,30	4,300
12	1,50	0,35	1,85	0,20	4,15	33,40	50,65	7,90	4,680
15	1,90	0,25	1,80	0,15	3,90	33,20	53,40	5,40	4,680
19	1,10	—	1,20	0,15	4,70	26,10	55,75	11,00	4,000

Ciężar właściwy gazu koksowego wynosi 0,46 — 0,49 kg/Nm³.

Wartość kaloryczna waha się od 4289 — 5150 kcal/Nm³ dla gazu surowego przed oczyszczeniem w wytwórni produktów 'ubocznych i o około 360 kcal/Nm³ mniej — po oczyszczeniu. Całkowita wartość opałowa gazu z 1 kg węgla wynosi 1550 — 1900 kcal i rośnie ze wzrostem zawartości części lotnych w węglu oraz z temperaturą koksovania. Wartość opałowa gazu z 1 kg węgla, większa od 3400 kcal, oznacza zbyt wysoką temperaturę koksovania, przy której nastąpił zbyt daleko posunięty rozkład par smoły.

Związki siarkowe (CS₂, H₂S itp) występują w ilości 2,5 — 15 g/Nm³ gazu koksowego, w zależności od ilości i charakteru siarki w węglu. Normalnie ilość siarki podaje się w g H₂S/100 Nm³ gazu. Szereg przeprowadzonych prób wykazał, że gaz zawiera od 6,5 do 25 g H₂S na 1% S w węglu. Ogólna praktyka koksoownicza wykazuje, że 62% S, zawartej w węglu, pozostaje w koksie, reszta zaś przechodzi do gazu koksowego.

Smoła, czarna ciecz, dość gęsta i lepka, płynna w normalnych temperaturach i pólstała w 0°C, jest mieszaniną ok. 300 składników. W stanie surowym stosuje się ją do budowy dróg i jako materiał opałowy; przez destylację smoły można otrzymać szereg cennych składników. Frakcjonowaniem smoły nie stosuje się w amerykańskim hutnictwie. Destylacja smoły daje następujące typowe frakcje:

Woda	1,25%
Lekkie oleje (105 — 170°C)	1,20%
Olej karbolowy (170 — 225°C)	9,48%
Olej krezotowy (225 — 270°C)	10,08%
Olej antracenyowy (270 — 350°C)	21,71%
Pak (ok. 350°C)	56,28%

Każda z tych frakcyj może być ponownie frakcjonowana na szereg dalszych produktów. Uzysk smoły w procesie koksovania zależy od jakości węgla; węgiel o małej i średniej zawartości części lotnych dają niskie uzyski smoły; zależność ta nie jest zresztą całkiem prosta. Uzysk smoły maleje przy wyższych temperaturach koksovania; zbyt gorące sklepienie komory i zbyt małe jej wypełnienie również obniżają uzysk smoły (ze względu na jej rozkład). Wysoka temperatura pieców wywiera wpływ na skład smoły, powoduje obniżenie % zawartości solventnafty, krezozotu i antracenu, z równoczesnym podwyższeniem

wartości paku. Obecność pary wodnej przy koksovaniu podnosi uzysk smoły, który waha się od 35 do 60 l/t węgla koksovane, przy czym przeciętna amerykańska wynosi 39 l/t węgla.

Ilość amoniaku wynosi tylko 0,2 — 0,4% ciężaru węgla, jest jednak ważnym produktem pod względem handlowym. Normalnie wiąże się NH₃ na siarczan amonu, stosowany jako sztuczny nawóz i dla produkcji pewnych chemikaliów. Uzysk amoniaku waha się, zależnie od zawartości N₂ w węglu; zależność ta nie jest wprost proporcjonalna, ponieważ jedynie 18—30% N₂, zawartego w węglu, przechodzi do gazu w postaci amoniaku. Uzysk amoniaku powiększa się z rosnącą zawartością wilgoci węgla przy niskich temperaturach pracy pieca; przy równomiernym ogrzewaniu wysokogazowe gatunki węgla dają większe uzyski. Uzysk wody amoniakalnej waha się w granicach 60—100 l/t węgla koksovane. W przypadku przetwarzania jej na siarczan amonu łącznie z NH₃, zawartym w gazie, można uzyskać 13 kg siarczanu z 1 t węgla.

Lekkie oleje są w stanie surowym mieszaniną następujących składników:

Czysty benzen	56%
Czysty toluen	16%
Ksylen i czysta solventnafta	9%
Ciężkie węglowodory i naftalen	8%
Olej płuczkowy	6%
Strata przemywania kwasem	5%
	100%

Tabl. X podaje własności najważniejszych składników lekkich olejów.

TABLICA X
Własności najważniejszych składników lekkich olejów

Składnik	Benzen	Tolu-en	Ksyl-en	Naftalen
Wzór chemiczny	C ₆ H ₆	C ₇ H ₈	C ₈ H ₁₀	C ₁₀ H ₈
Ciężar drobinowy	78	92	106	128
Temperatura wrzenia °C	80	110	139	216
Wartość kaloryczna kcal/kg	9960	10150	10240	9700

Uzysk lekkich olejów jest wprost proporcjonalny do zawartości części lotnych w węglu i wzrasta wraz z temperaturą do 900°C, powyżej której maleje, a ponadto zależy od konstrukcji aparatury odzyskowej. Skład lekkich olejów zmienia się, ponieważ % benzenu rośnie z temperaturą, a % toluenu osiąga maksimum przy 800°C, po czym maleje. Benzole znajdują szerokie zastosowanie jako rozpuszczalniki tłuszczów, wosku, gumy i kauczuku. Czysty benzol jest podstawą licznych lekarstw, materiałów wybuchowych itp. Toluol stosuje się w przemyśle gumowym tudzież przy wyrobie farb i środków wybuchowych. Czysty toluol jest podstawą produkcji sacharyny i perfum. Naftalen używany bywa do produkcji środków antyseptycznych i przy wyrobie plastyków.

Bilans materiałowy, obrazujący uzyski produktów oraz rozdział poszczególnych składników węgla w procesie koksowania, zestawiony jest w tabel. XI i XII dla węgla o następującej charakterystyce:

Składniki	% %
Wilgoć	3,31
Części lotne	34,21
Węgiel stały	54,85
Popiół	7,63
	<u>100,00</u>

Skład chemiczny	% %
Wilgoć	3,31
C	76,00
H ₂	4,78
O ₂	6,82
N ₂	0,88
S ₂	1,00
Popiół	7,21
	<u>100,00</u>

Zapotrzebowanie energii. Zapotrzebowanie pary wodnej waha się, zależnie od typu urządzeń. Dla typowej koksowni przerabiającej dziennie ok. 2,800 t węgla, zapotrzebowanie pary (14 atm i temp. 137°C) wynosi:

Ekshaustory	7.700 kg/h
Pompy wody chłodzącej	2.700 „
„ „ świeżej	2.200 „
„ smołowe	180 „
„ kondensatu	320 „
„ olejów płuczkowych	950 „
„ smoły krążącej	550 „
Razem	<u>14.600 kg/h</u>

TABLICA XI

Uzyski i analizy produktów procesu koksowania

Produkt	Składniki	% wagowy w stosunku do węgla	Analiza produktu % wagowy	Uzysk kg/t węgla
Koks	Popiół	7,210	10,24	72,10
	C	61,711	87,76	617,11
	H ₂	0,469	0,66	4,69
	S ₂	0,83	0,96	6,83
	N ₂	0,270	0,38	2,70
	Razem	70,343	100,00	703,43
Gaz	CO ₂	1,042	6,66	10,42
	CO	3,154	20,14	31,54
	CH ₄	7,468	47,69	74,68
	C ₂ H ₄	1,529	9,76	15,29
	N ₂	0,385	2,46	3,85
	H ₂	1,366	8,72	13,66
	O ₂	0,717	4,57	7,17
Razem	15,661	100,00	156,61	
Amoniak	H ₂	0,040	17,9	0,40
	N ₂	0,183	82,1	1,83
	Razem	0,223	100,0	2,23
Smoła	C	4,687	86,0	46,87
	H ₂	0,327	6,0	3,27
	O ₂	0,436	8,0	4,36
	Razem	5,450	100,0	54,50
Woda amoniakalna	Wilgoć	3,310	48,70	33,10
	O ₂	3,107	45,60	31,07
	H ₂	0,388	5,70	3,88
	Razem	6,805	100,00	68,05
Lekkie oleje	C ₆ H ₆ (równowartość)	1,102	100,00	1,02
Cyan	C ₂ N ₂	0,078	100,00	0,78
Dwusiarczek węgla	CS ₂	0,013	100,00	0,13
Siarkowodór	H ₂ S	0,325	100,00	3,25

TABLICA XII

Rozdział składników węgla na produkty
procesu koksowania

Składnik	% wagowy w węglu	Stan fizyczny	Produkt	%owy uzysk w stosunku do węgla		
				produktu	gatunku	całkowity
Wilgoć	3,31	Płyn	Woda amonia- kalna	—	—	3,31
Popiół	7,21	Stały	Popiół	—	—	7,21
Węgiel C	76,00	Stały	Koks	61,611	61,711	61,711
		"	Grafit	0,100		
		Płyn	Smoła	—	—	4,687
		Gaz	CO ₂ CO CH ₄ C ₂ H ₄	0,284 1,352 5,601 1,311	8,548	9,602
Para	C ₆ H ₆ C ₂ N ₂ CS ₂	1,016 0,036 0,002	1,054			
Wodór H ₂	4,78	Płyn	Woda amonia- kalna Smoła	0,388 0,327	0,715	0,715
		Gaz	H ₂ CH ₂ C ₂ H ₄	1,366 1,867 0,218	3,451	3,596
		Para	Benzol NH ₃ H ₂ S	0,086 0,040 0,019	0,145	
Tlen O ₂	6,82	Płyn	Smoła Woda amonia- kalna	0,436 3,107	3,543	3,543
		Gaz	CO ₂ CO	0,758 1,802	2,560	3,277
		Para	Para	0,717	0,717	
Azot N ₂	0,88	Stały	Koks	—	—	0,270
		Gaz	N ₂	0,385	0,385	0,610
		Para	NH ₃ C ₂ N ₂	0,183 0,042	0,225	
Siarka S	1,00	Stały	Koks	—	—	0,683
		Para	H ₂ S CS ₂	0,306 0,011	0,317	0,317
Razem	100,00	—	—	—	—	99,531

Urządzenia te zużywają parę świeżą, oddając parę odlotową do aparatów, pracujących przy niskim ciśnieniu, których zapotrzebowanie pary pokrywa się z ilością pary odlotowej, albo też uzupełniane jest w nieznacznym stopniu parą świeżą. Ogólne zużycie pary należy przyjąć na 125 — 400 kg/t, przeciętnie na 250 kg/t koksowanego węgla.

Zużycie prądu elektrycznego dla pojedynczej baterii koksowej, koksującej ok. 1100 t węgla dziennie, waha się od 6,5 do 13 kWh/t węgla; przeciętnie wynosi ok. 7,8 kWh/t koksowanego węgla. Niezależnie od powyższego pompy wodne zużywają 3—5 kWh/t węgla.

Zużycie wody waha się w granicach 10 — 20 m³/t węgla dla pojedynczej baterii.

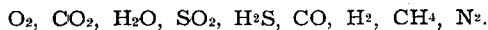
A. Maj, E. Mazanek i T. Palmrich

OBRÓBKA CIEPLNA

Nowoczesne atmosfery ochronne

Piece hutnicze możemy podzielić na 2 typy: komorowe, o bezpośrednim ogrzewaniu wsadu i mufłowe, o ogrzewaniu pośrednim. Wsad ogrzewamy przez spalanie węgla, paliw płynnych, paliw gazowych lub za pomocą ciepła, uzyskanego z prądu elektrycznego, oporowego albo łukowego.

We wszystkich przypadkach bezpośredniego ogrzewania stali w piecu atmosfera jego składa się częściowo z niespalonych resztek paliwa tudzież z produktów spalania. W skład takiej atmosfery wchodzi:



Atmosfera pieca mufłowego lub pieca, ogrzewanego elektrycznie, składa się z powietrza i z pary wodnej.

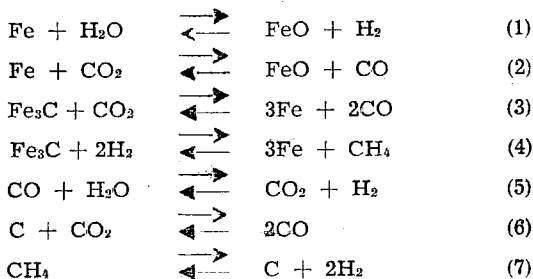
Aby nie zanadto zaciemnić obrazu dokonamy pewnych uproszczeń w rozważaniach, pomijając wpływ mniej ważnych czynników, jak obecność siarki, wymurowanie pieca itp. Przyjmujemy, że struktura stali w piecu składa się z ferrytu Fe i cementytu Fe_3C , oraz że stal ta utlenia się na tlenki FeO , Fe^2O_3 , Fe_3O_4 .

TABLICA I

Wzajemne oddziaływanie głównych składników stali i atmosfery piecowej

Nazwa składnika	Znak chemiczny	Znak składnika reagującego					
		O ₂	CO	CO ₂	H ₂	CH ₄	H ₂ O
Ferryt	Fe	Utlenia	Nawęгла	Utlenia	—	Nawęгла	Utlenia
Cementyt	Fe ₃ C	Utlenia i odwęгла	—	Utlenia i odwęгла	Odwęгла	—	Utlenia i odwęгла
Tlenki żelaza	FeO Fe ₂ O ₃ Fe ₃ O ₄	Utlenia	Redukuje	—	Redukuje	Redukuje	Utlenia
Tlen	O ₂	—	CO ₂	—	H ₂ O	CO+H ₂ O	—
Tlenek węgla	CO	CO ₂	—	—	—	—	CO ₂ +H ₂
Dwutlenek węgla	CO ₂	—	—	—	CO+H ₂ O	—	—
Wodór	H ₂	H ₂ O	—	CO+H ₂ O	—	—	—
Metan	CH ₄	CO+H ₂ O	—	—	—	—	—
Woda	H ₂ O	—	CO ₂ +H ₂	—	—	—	—
Azot	N ₂	—	—	—	—	—	—
Węgiel	C	CO	—	CO	CH ₄	—	—
Rozpada się na	—	—	C+O ₂	CO+O ₂	—	C+H ₂	H ₂ +O ₂

Wszystkie gazy atmosfery piecowej, z wyjątkiem molekularnego azotu, reagują ze stalą. W zwykłych warunkach ulepszania cieplnego i żarzenia wzajemne działanie tych gazów na siebie oraz na stal można określić następującymi reakcjami:



Przebieg reakcji (1) i (2) od lewej strony ku prawej obrazuje procesy utleniania parą wodną i dwutlenkiem węgla, przebieg zaś z prawej strony ku lewej — redukcję tlenków wodorem i tlenkiem węgla.

Reakcje (3) i (4) przy przebiegu od lewej strony ku prawej przedstawiają działanie odwęglające dwutlenku węgla i wodoru, od prawej strony ku lewej zaś — nawęglanie tlenkiem węgla i metanem.

Reakcje (5), (6) i (7) są typowymi reakcjami procesów spalania. Należy tu zastanowić się nieco nad tzw. „reakcją wodną“ (5). Jeżeli w atmosferze gazowej będziemy mieli dwutlenek węgla i wodór, to wg

przebiegu tej reakcji od prawej strony ku lewej otrzymamy zawsze parę wodną i tlenek węgla. Ponieważ para wodna należy do najbardziej szkodliwych składników atmosfery gazowej, staje się jasne, że bez usunięcia CO₂ z atmosfery piecowej nie będziemy mogli się jej w żaden sposób pozbyć. Reakcja (6) przedstawia proces rozkładu CO na CO₂ i węgiel, reakcja (7) natomiast rozkład metanu na wodór i węgiel, odbywają się tu więc procesy spalania, utleniania i redukcji oraz odwęglania i nawęglania.

Każda reakcja chemiczna w fazie gazowej dąży do osiągnięcia stanu równowagi. Stan ten zależy od koncentracji składników wyjściowych, ciśnienia, temperatury i katalizatorów. W naszym przypadku wpływ ciśnienia można pominąć, gdyż obracamy się w granicach niewielkich ciśnień kilkunasstu lub kilkudziesięciu mm słupa wody. Jak ustalają się nam warunki równowagi między: a) gazem i metalem, b) gazem, metalem i tlenkiem, c) gazem, metalem i węglikiem, przewidujemy na podstawie równań.

Wiemy, że gdy któryś ze składników biorących udział w reakcji, jest ciałem stałym, koncentracja jego nie ulega zmianie, chociażby ilość ciała stałego zmieniła się. Dlatego też jego koncentrację możemy — jako stałą w równaniu równowagi — pominąć. Ponieważ koncentrację gazu wyrażamy jego ciśnieniem cząstkowym, dodatek gazu obojętnego (np. jak tutaj — azotu) nie może zmienić warunków równowagi, gdyż nie będzie miał wpływu na ciśnienia czą-

stkowe. O przebiegu reakcji decydować będzie zatem stosunek koncentracji aktywnych gazów.

Weźmy pod uwagę reakcje (1) i (2). Stałe równowagi dla nich przedstawia stosunek:

$$\frac{C_{Fe} \times C_{H_2O}}{C_{FeO} \times C_{H_2}} = K \quad (1)$$

$$\frac{C_{Fe} \times C_{CO_2}}{C_{FeO} \times C_{CO}} = K \quad (2)$$

Ponieważ koncentracje możemy wyrazić również ciśnieniami, równanie (1) i (2) napiszemy:

$$\frac{P_{H_2O}}{P_{H_2}} = K_1$$

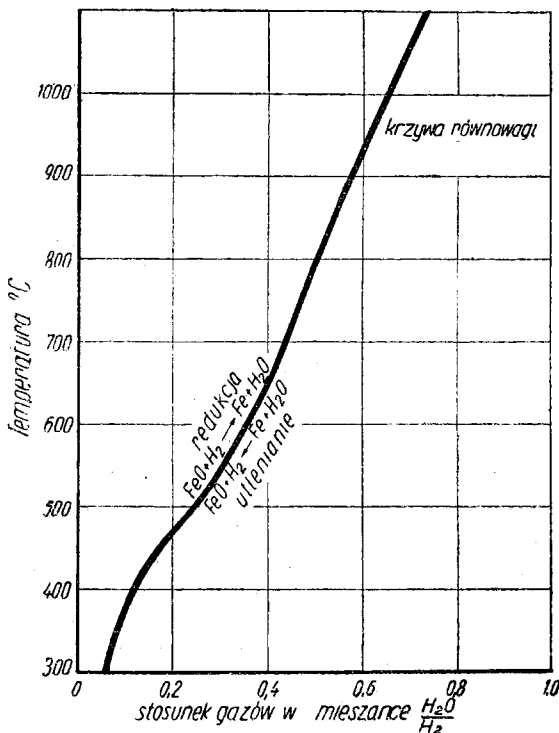
$$\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} = K_2$$

Koncentracje Fe i FeO w tych zakresach temperatur przedstawiają niezwykle małe ciśnienie swych par, są bowiem ciałami stałymi i ich ciśnienia można uznać za stałe. Stałe równowagi uproszczą się wówczas następująco:

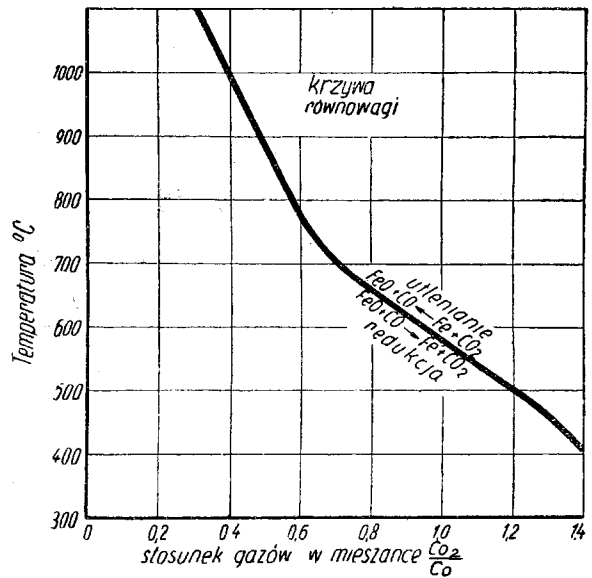
$$\frac{P_{H_2O}}{P_{H_2}} = K_1 \quad (1)$$

$$\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} = K_2 \quad (2)$$

Rys. 1 przedstawia krzywą stałych równowagi dla stosunku $\frac{H_2O}{H_2}$ (reakcja 1), w zależności od różnych stosunków obu gazów i temperatur. Pole ponad krzywą zawiera obszar działania redukującego wodoru, poniżej krzywej — utleniającego pary wodnej.



Rys. 1
Redukcja tlenków żelaza wodorem



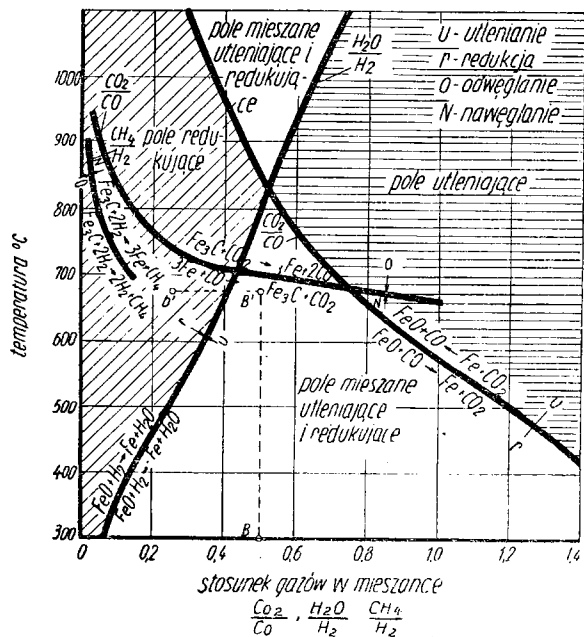
Rys. 2
Redukcja tlenków żelaza tlenkiem węgla

Rys. 2 przedstawia podobną krzywą dla stosunku $\frac{CO_2}{CO}$ (redukcja 2). Powyżej krzywej mamy pole działania utleniającego CO_2 , poniżej krzywej — redukującego CO.

Jeżeli zestawimy rys. 1 z rys. 2, otrzymamy rys. 3. Obrazuje on normalne reakcje w spalinach, zawierających CO_2 , CO, H_2O i H_2 . Podsumowawszy działanie obu reakcji otrzymamy jedno pole tylko redukujące, jedno pole tylko utleniające i dwa pola mieszane, w których jedna reakcja przebiega z utlenianiem stali, a druga przeciwnie, z jej redukcją. Winniśmy jednak pamiętać, że — wybrawszy stosunek gazów, który zapewni nam redukującą atmosferę przy pewnej temperaturze — przy obniżeniu tej temperatury wchodzimy odrazu w zakres utleniania. Jeżeli weźmiemy np. gaz o zawartości 15% H_2 i 3,75% H_2O , stosunek $\frac{H_2O}{H_2}$ wyniesie 0,25. Przy 650° C przedstawia

go punkt b₁ na rys. 3. Leży on w zakresie redukcji, natomiast poniżej 525° C znajdziemy się już w zakresie utleniania. Gdyby gaz składał się tylko z H_2O i H_2 , nie moglibyśmy uniknąć utleniania poniżej 525° C. Jeżeli mamy atmosferę gazową, zawierającą również CO_2 i CO, których krzywa równowagi przebiega przeciwnie, przecinając się przy 815° C, warunki zmieniają się. Weźmy np. 5% CO_2 i 10% CO, wtedy $\frac{CO_2}{CO} = 0,5$ i na wykresie przedstawia go punkt B, leżący w polu redukcji. To działanie redukcyjne będzie silnie rosło przy obniżeniu się temperatury. Gdy działanie redukujące $\frac{CO_2}{CO}$ przewyższa utlenianie $\frac{H_2O}{H_2}$ można studzić stal w krytycznych zakresach bez obawy utlenienia powierzchni.

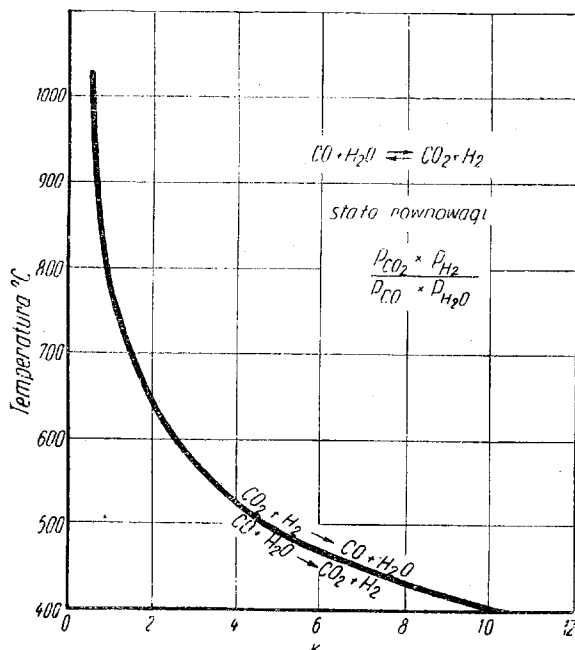
Na rys. 3 nakreślone zostały również krzywe równowagi dla reakcji (3) i (4), obrazujących działanie nawęglające tlenku węgla i metanu oraz odwęglające dwutlenku węgla i wodoru.



Rys. 3

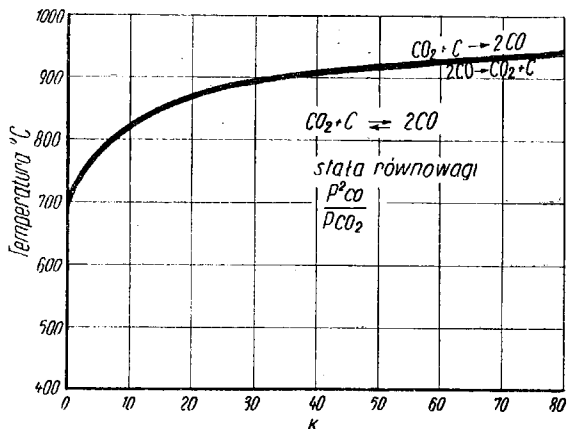
Krzywe równowagi utleniania i odwęglania stali

W celu uzyskania pełniejszego obrazu podana została krzywa równowagi (rys. 4) dla „reakcji wodnej” (5). Jest ona o tyle ważna, że wiąże z sobą stosunki H_2O i CO_2 a więc gazy, które w obecności CO_2 i H_2 powodują stałe tworzenie się pary wodnej.



Rys. 4

Stała równowagi „reakcji” wodnej



Rys. 5

Stała równowagi rozkładu CO

Na rys. 5 mamy przedstawioną krzywą równowagi reakcji (6). W naszych przypadkach reakcja ta ma o tyle znaczenie, że przy obniżeniu się temperatury CO będzie się rozkładał na CO_2 i na wolny C, który osadza się na powierzchni metalu w postaci sadzy.

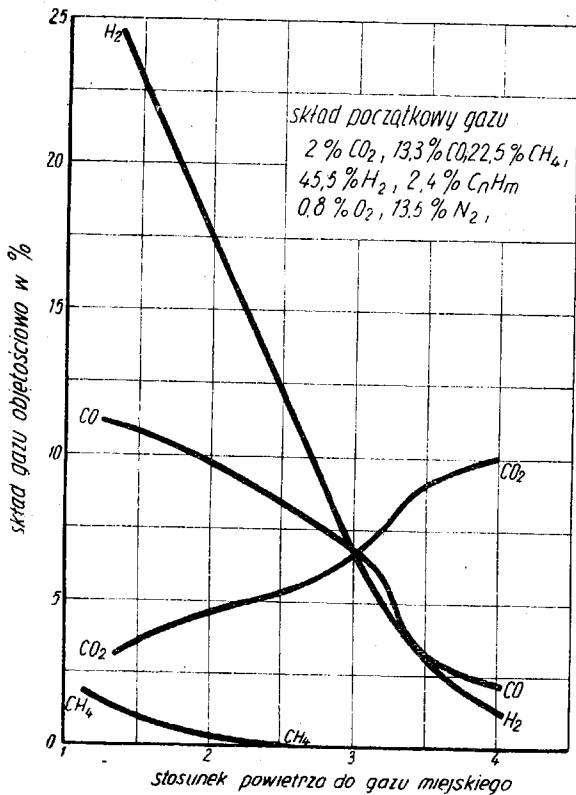
Wszystko to nie obejmuje — rzecz prosta — całości zagadnienia procesów, odbywających się w atmosferach piecowych, niezbędne jest nam jednak do zrozumienia tego, co się tam dzieje. Równocześnie winno się pamiętać, że warunki równowagi ustalają się w myśl tych wykresów dopiero po upływie czasu, potrzebnego do przereagowania odpowiedniej ilości składników. Jeżeli procesy przebiegają gwałtownie, układy ich mogą znacznie odbiegać od ustalonych stałych równowagi.

Aby pozbyć się szkodliwego działania atmosfery piecowej — w zwykłych piecach, lub powietrza w piecach elektrycznych — na powierzchnię metalu, najłatwiej było by otoczyć metal atmosferą gazu zupełnie obojętnego. Takim gazem dla stali jest argon. Nie tworzy on zgorzeli na powierzchni, nie zmienia zawartości węgla ani też żadnego innego składnika stopowego i nie rozpuszcza się w metalu. Techniczny argon jest wszakże zbyt drogi i nie jest wolny od śladów O_2 , H_2O i CO_2 .

Z kolei nasuwało by się użycie azotu. Jednakże azot techniczny zawiera 0,2% O_2 oraz ślady H_2O .

Należy również pamiętać, że z 2 gazów ten, którego ciśnienie cząstkowe jest większe, dyfunduje do gazu o ciśnieniu cząstkowym niższym, pomimo wyższego ciśnienia całkowitego. Dlatego też tlen z atmosfery będzie się starał wdzierać się do pieca wypełnionego azotem, pomimo nadciśnienia azotu. Jeżeli zastępuje się czysty azot, nie będzie on zdolny zneutralizować drobnych ilości O_2 , CO_2 lub H_2O . Mogą tego dokonać tylko H_2 i CO . Z tego powodu stosowanie mieszanek gazowych okazało się konieczne.

Pierwsze takie atmosfery ochronne otrzymywano przez częściowe spalanie gazu miejskiego, koksowego, ziemnego, pentanu lub butanu. Skład ich zależy w dużej mierze od dobranego stosunku powietrza do gazu.

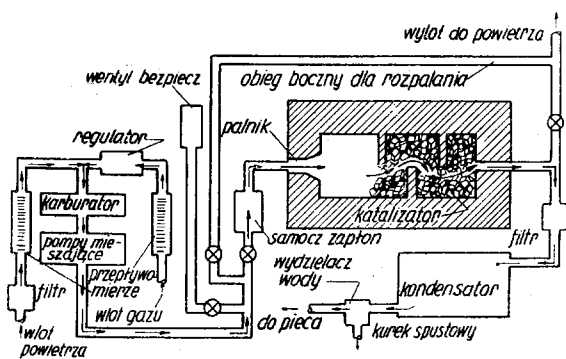


Rys. 6

Wpływ stosunku spalania na skład spalin gazu miejskiego

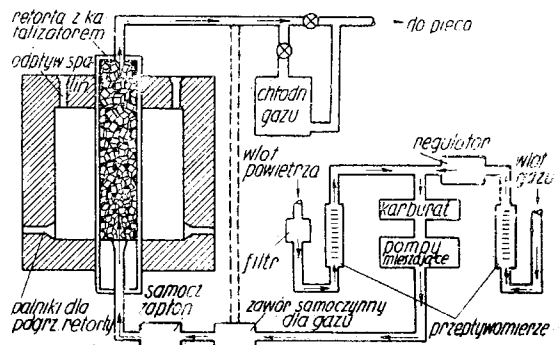
Krzywe na rys. 6 przedstawiają przebieg zmiany składu chemicznego gazu miejskiego w zależności od wybranego stosunku spalania. Przy stosunku ok. 4,5 otrzymujemy tu całkowite spalanie gazu. Typowym składem częściowo spalonego gazu jest następujący:

CO ₂	5,0%
CO	10,5%
H ₂	12,5%
CH ₄	0,5%
N ₂	70,7%
H ₂ O	0,8%



Rys. 7

Urządzenie do częściowego spalania gazu



Rys. 8

Urządzenie do krakowania gazu

Schemat urządzenia do częściowego spalania gazu pokazuje rys. 7.

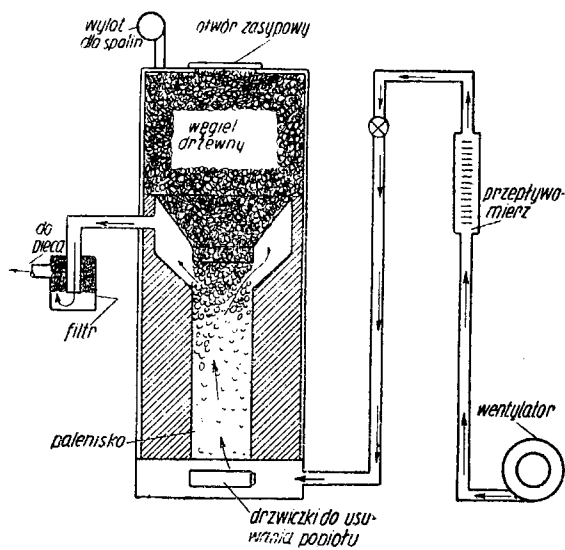
Gas i powietrze, zmieszane w odpowiednim stosunku, przechodzą do komory, wypełnionej katalizatorem, gdzie ulegają częściowemu spalaniu. Po spalaniu gaz przechodzi przez czyszczenie, następnie przez kondensator w celu skroplenia pary wodnej i oddzielenia wody. Parę wodną usuwa się w pierwszym etapie przez ostudzenie i skroplenie. Po ochłodzeniu do 18° C gaz zawiera jeszcze 2% H₂O, do + 7° C 1% H₂O, a do - 18° C 0,15% H₂O. Dokładne osuszenie gazu otrzymamy przez pochłonięcie resztek wilgoci przez CaOH, tlenek glinu lub silicagel. Ten ostatni środek jest najbardziej godny polecenia jako łatwo przypuszczalny dla gazów i praktycznie niezniszczalny, gdyż regeneruje się go przez zwykłe ogrzanie.

Dalszym etapem w postępie budowy aparatów było usunięcie CO₂ z gazu ochronnego przez osuszenie gazu i powtórne puszczenie przez komorę spalającą, związanie środkami chemicznymi, jak NaOH czy monoetylamina, lub przepuszczenie gazu przez warstwę rozżarzonego węgla drzewnego przy temperaturze 900 — 950° C. Urządzenia do wytwarzania takiego gazu posiadają również b. dobrze działające aparaty do usunięcia pary wodnej. Typowy skład takiego gazu jest następujący:

CO ₂	0,2%
CO	1,5%
H ₂	12,2%
CH ₄	0,0%
H ₂ O	0,0%
N ₂	97,1%

Następny rodzaj atmosfery ochronnej otrzymamy przez krakowanie gazu. Schemat urządzenia do tego podaje rys. 8. Gaz, zmieszany w odpowiednim stosunku z powietrzem, przechodzi po zapłonie przez retortę, wypełnioną katalizatorem i ogrzewaną z zewnątrz palnikami, a stąd przez chłodnicę dla wydzielenia wody i dalej do miejsca odbioru. Typowy skład takiego gazu jest następujący:

CO ₂	0,0%
CO	20,7%
H ₂	38,7%
CH ₄	0,8%
H ₂ O	0,0%
N ₂	39,8%



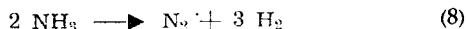
Rys. 9

Generator pracujący na węglu drzewnym

Po przepuszczeniu powietrza przez warstwę rozżarzonego węgla drzewnego (jak na rys. 9) i oczyszczeniu w filtrze, otrzymujemy gaz ochronny, o składzie:

CO ₂	0,0%
CO	34,7%
H ₂	1,2%
CH ₄	0,0%
H ₂ O	0,0%
N ₂	64,1%

Osobną grupę atmosfer ochronnych otrzymujemy przez rozkład oraz częściowe lub całkowite spalanie bezwodnego amoniaku. Stopy, zawierające dużo chromu, są silnie utleniane przez CO, CO₂, H₂O i O₂. Na powierzchni ich powstaje Cr₂O₃, który b. trudno jest później zredukować. Stal, zawierająca 1% Cr, wyżarzona w atmosferze ochronnej przez częściowe spalanie gazu, ma już barwne naloty. Przy większej zawartości chromu zjawisko to występuje coraz silniej. Dlatego też dla stali nierdzewnych i kwasoodpornych opracowano urządzenia, wytwarzające atmosferę z azotu i wodoru wg reakcji:



Istnieją tu przy tym 3 możliwości otrzymywania gazu o różnych składach chemicznych:

- przez zupełny rozkład amoniaku otrzymamy mieszaninę, składającą się z ok. 75% H₂ i 25% N₂. Niewielkim dodatkiem metanu można przeciwdziałać odwęglaniu, które powoduje wodór.
- Całkowicie rozłożony amoniak zostaje częściowo spalony. Przez częściowy dodatek powietrza spala się pewną ilość wodoru na parę wodną. W ten sposób, dobierając odpowiednią ilość powietrza, można wytworzyć gaz o dowolnym stosunku wodoru do azotu. Przeciętnie gaz taki zawiera 80% N₂ i 20% H₂.
- Po zupełnym rozkładzie amoniak zostaje całkowicie spalony przez dodatek odpowiedniej ilości powietrza. Spala się wtedy prawie całkowicie wodór, pozostawiając niemal czysty azot. Gaz taki zawiera 99% N₂ i 1% H₂.

Rys. 10 przedstawia schemat urządzenia do tego celu. Amoniak skroplony, parując z butli, przechodzi przez urządzenie regulujące przepływ, przez podgrzewacz i dostaje się do komory z katalizatorem. Komora ta jest elektrycznie podgrzewana z zewnątrz. Po rozkładzie gaz przechodzi przez wymiennik ciepła do pieca. W razie potrzeby dostawia się oczyszczarkę dla wodoru. Usuwa ona tlen i wilgoć. Tlen łączy się przy przejściu wodoru w katalizatorze pieca. Wilgoć wiąże się aktywnym tlenkiem glinu.

Podają tu pewne praktyczne uwagi, dotyczące wyżarzania lub ulepszania cieplnego.

Tlen ma skutek swego nadzwyczaj niskiego ciśnienia cząstkowego w piecu—skłonność do ślizgania się po powierzchni atmosfery ochronnej w głąb pieca i tu dopiero spala się płomieniem.

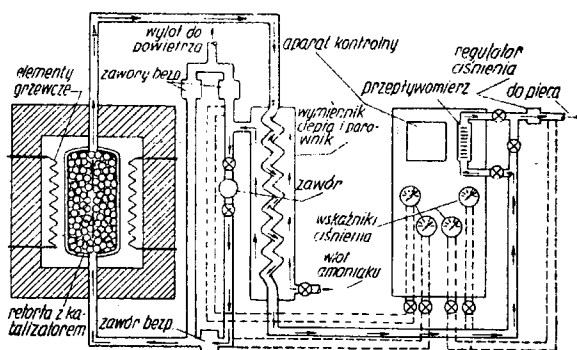
Drugim źródłem stałej dostawy tlenu do pieca jest powierzchnia metali, przechodzących obróbkę cieplną. Każdy metal absorbuje na swej powierzchni pewną ilość powietrza, którą potem wnosi do pieca. Ważne to jest zwłaszcza przy piecach o ruchu ciągłym, np. dla szerokich taśm. Absorbacja ta bywa nawet tak znaczna, że jasna powierzchnia metalu może stracić swą barwę.

Woda lub powietrze, zawarte w oleju hartowniczym, może powodować utlenienie powierzchni, tworząc w najlepszym wypadku barwy nalotowe na metalu.

Należy również pamiętać o tym że powierzchnie metalu winny być — przed żarzeniem — oczyszczone ze smarów, jak olej lub mydło, które — rozkładając się pod działaniem temperatury — psują wygląd cwych powierzchni. Innym czynnikiem wpływającym na wygląd powierzchni stali może być reakcja wodna, w której powierzchnia stali pełni rolę katalizatora i staje się przez to szorstka, bez żadnych śladów utleniania.

Wreszcie parę słów o tworzeniu się barw nalotowych. Ogrzewanie do 480°C powoduje tworzenie się — na stali — cienkiej, kolorowej warstwy tlenków. Powyżej tej temperatury tworzy się na powierzchni zgorzelina. Aby nie dopuścić do powstawania barw nalotowych, trzeba stal studzić w atmosferze ochronnej, poniżej 120°C.

Jeżeli nie wiemy, jaki gaz powoduje utlenianie powierzchni stali, wystarczy włożyć do pieca jasny kawałek miedzi, tlen utlenia bowiem miedź, lecz nie utleni jej para wodna.

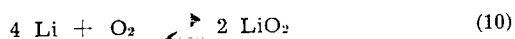
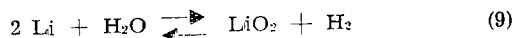


Rys. 10

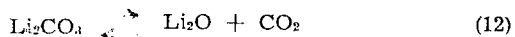
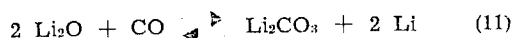
Urządzenia do dysocjacji amoniaku

Warto tu jeszcze zwrócić uwagę na możliwość „trawienia gazem“ powierzchni metalu. Jeżeli zastosujemy żarzenie w atmosferze redukującej, tlenki, znajdujące się na blasze (FeO , Fe_2O_3 i Fe_3O_4), ulegną rozkładowi. Urządzenia takie znajdują się w skali przemysłowej w Ameryce. Taśma stalowa przechodzi przez strefowy piec tunelowy. Atmosferę do trawienia gazowego otrzymuje się przez spalenie 1 części węglowodorów (metanu) i 2 części chloru z 5 częściami powietrza. Taką mieszanke gazową studzi się do $725^{\circ}C$ przez dodanie takiej samej ilości odwodnionego gazu, powstałego przez spalenie gazu ziemnego z powietrzem. Atmosfera do trawienia gazem składa się z ok. 20% HCl (gazowego), 10% CO_2 i reszty w postaci azotu. Czas trawienia zależy od grubości taśmy i wynosi 10 sek. dla cienkich taśm, a 1 min. dla grubszych. Powierzchnia tak trawionych taśm jest znacznie lepsza i ładniejsza od trawionych zwykłym sposobem.

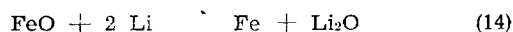
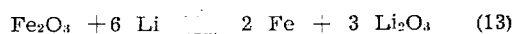
Ostatnio coraz większą popularność zdobywają w USA urządzenia, pracujące z parami litu. Jak już wiemy, we wszystkich rodzajach pieców tlen i para wodna dostają się do wnętrza pieca dzięki absorpcji na powierzchni metalu. Pomimo utrzymywania nadciśnienia tlen i para wodna wdzierają się do pieca zgodnie z prawem o ciśnieniach cząstkowych. W piecu także tworzy się stale para wodna wg reakcji wodnej. Jeżeli do atmosfery wprowadzimy pary litu, spowodują one natychmiast rozkład pary wodnej i zwiążą tlen, tworząc atmosferę obojętną i suchą. Przebieg reakcji jest następujący :



W obecności tlenku węgla odbywają się jeszcze 2 reakcje:



Z reakcji wydzielają się stale nowe ilości litu, które dalej wiążą nowe ilości tlenu. Do przebiegu reakcji odwęglenia (3) i (4) potrzebne są w atmosferze pewne drobne zawartości pary wodnej. Ponieważ lit zupełnie usuwa ślady pary wodnej, procesy odwęglenia stali nie odbywają się. W przypadkach odwęglenia powierzchni stali dodatek litu zmieni kierunek procesów chemicznych, przywracając odwęglonej powierzchni stali jej poprzednią zawartość węgla. O ile powierzchnię metalu pokrywa zgorzelina, atmosfera litu w ciągu 2 — 3 godz. redukuje zgorzelinę na miękką gąbkę żelazną, którą b. łatwo oddzielić z powierzchni metalu. Gąbka ta jest tak miękka, że nie potrzeba jej wcale usuwać przed obróbką mechaniczną. Przebieg tych reakcji jest następujący:



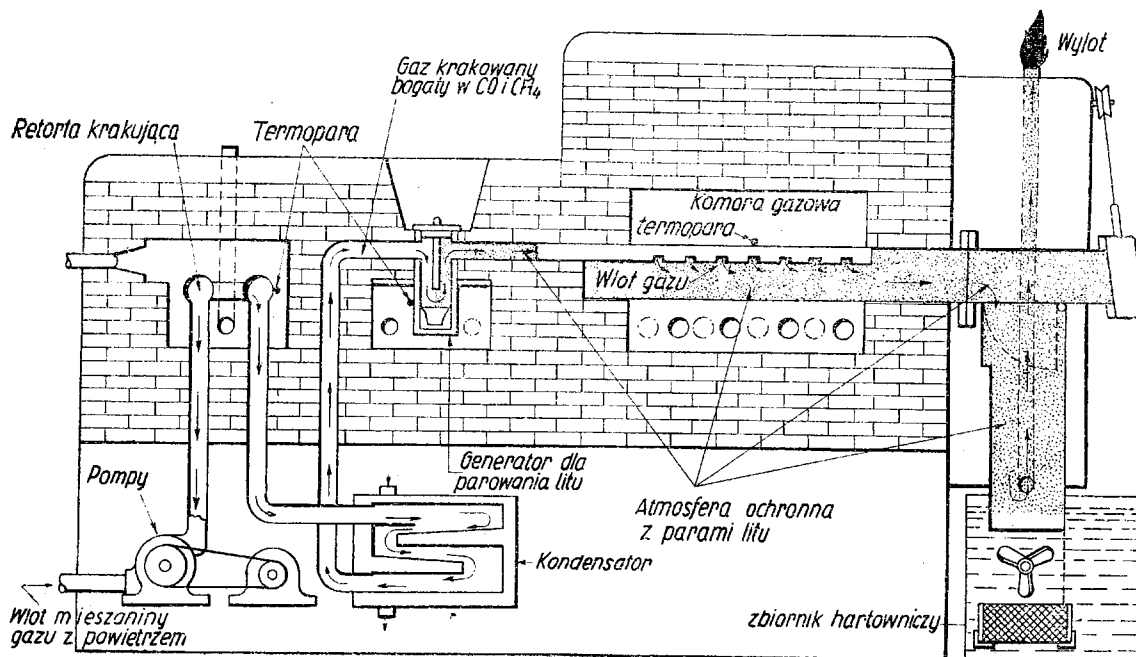
Odpada wtedy konieczność trawienia powierzchni stali i otwierają się wielkie możliwości walcowania bez tworzenia się zgorzeliny.

Piece, służące do wykorzystania par litu, składają się z właściwego pieca i z generatora gazu ochronnego (rys. 11).

Gaz ochronny, otrzymany z generatora przez częściowe spalenie, ma następujący przeciętny skład:

CO	8%
CO_2	6%
CH_4	ślady
H_2O	obecna
H_2	7,5%
N_2	reszta

Gaz ten przechodzi następnie przez chłodnicę, w której wydziela się większa część pary wodnej. Stąd przepływa on nad naczynkiem z podgrzanym litem, z którego wydobywa się jego para. Gaz jest więc



Rys. 11

Piec do hartowania z atmosferą par litu

nosicielem par litu. Mieszanka ta wypełnia następnie mufłę pieca oraz zbiornik ochronny nad olejem hartowniczym i spala się u wylotu szkarłatnym płomieniem. Atmosfera taka jest zupełnie obojętna dla wszystkich stali.

Wpływ składników fazy gazowej na metal.

Tlen działa na ferryt w stali, tworząc tlenki żelaza. Obniża także zawartość węgla przy powierzchni stali, odwęglając ją. Jako najbardziej szkodliwy składnik musi być usunięty z atmosfer ochronnych.

Azot w stanie molekularnym jest zupełnie obojętny dla ferrytu i wystarcza do żarzenia metalicznego stali niskowęglowych. Zupełnie czysty i suchy jest obojętny dla stali wysokowęglowych. Obecność nawet śladów wilgoci powoduje jednak odwęglenie.

Dwutlenek węgla utlenia ferryt stali i działa także odwęglająco. Ponieważ w obu przypadkach tworzy się tlenek węgla, działanie CO_2 na powierzchnię stali można zahamować przez dodatek pewnych ilości CO. Dla stali niskowęglowych stosunek tlenu węgla do dwutlenku węgla powinien wynosić ok. 2:1. Dla stali wysokowęglowych stosunek ten może dojść — zależnie od obróbki cieplnej — aż do 100:1.

Tlenek węgla z ferrytem tworzy węglilik przy wysokich temperaturach, działa więc nawęglająco. Jest przez to b. pożądany przy obróbce cieplnej stali wysokowęglowych; przy niskich temperaturach ma skłonność do rozkładania się na dwutlenek węgla i wolny

węgiel, który na powierzchni stali osadza się w postaci sadzy.

Węglowodory (metan) działają nawęglająco. Przy temperaturach wyższania są one już skłonne do rozkładu, uwalniając wodór i wydzielając sadzę na stali. Dlatego też należy wciąż sprawdzać ich zawartość w atmosferze ochronnej.

Wodór jest silnym reduktorem tlenków żelaza, działanie jego jest zatem silnie odtleniające. Zupełnie suchy wodór nie odwęglą, z wyjątkiem wysokich temperatur, przy których z węglem stali wysokowęglowych tworzy metan.

Para wodna utlenia ferryt, a z węglem w stali tworzy tlenek węgla i wydzielą wodór. Działa ona na powierzchnię stali przy b. niskich temperaturach, powodując tworzenie się barw nalotowych przy studzeniu stali.

Bezwodnik siarkowy wpływa b. silnie na przebieg utlenienia powierzchni stali. Zawartość SO_2 już ok. 0,2% potęgują wielokrotnie tworzenie się zgorzeli, zwłaszcza na stalach niskowęglowych i niklowych. Wpływ jego jest jeszcze szkodliwszy przy wyższych temperaturach.

Pary litu posiadają tak wielkie powinowactwo do tlenu, że rozkładają parę wodną, tworząc tlenki litu i wydzielając wodór. Ponadto wiążą każdą — nawet najmniejszą — ilość tlenu w atmosferze gazowej. Pod działaniem CO zwalnia się pewna część litu i może wiązać nowe porcje tlenu.

TABLICA II

Przeciętne składy chemiczne zwykle stosowanych atmosfer ochronnych

Nr	Oznaczenie	Średni skład chemiczny w %						Uwagi
		N_2	CO	CO_2	H_2	CH_4	O_2	
1	Zupełnie spalony gaz	89,0	0,5	10,0	0,5	0,0	0,0	Nie palny, słabo redukujący
2	Częściowo spalony gaz	71,5	10,5	5,0	12,5	0,5	0,0	Palny, trujący, średnio redukujący
3	Częściowo spalony gaz, z usuniętym CO_2 i H_2O	97,1	1,5	0,2	1,2	0,0	0,0	Nie palny, obojętny
4	Częściowo spalony z dodatkiem litu	Jak 2 z parami litu						Silnie redukujący
5	Gaz krakowany	39,8	20,7	0,0	3,7	0,8	0,0	Palny, trujący, silnie redukujący
6	Gaz krakowany, z dodatkiem litu	Jak 5 z parami litu						Silnie redukujący
7	Gaz generatorowy z węgla drzewnego	64,1	34,7	0,0	1,2	0,0	0,0	Palny, trujący, silnie redukujący
8	Rozłożony amoniak	25,0	0,0	0,0	75,0	0,0	0,0	Palny redukujący
9	Częściowo spalony amoniak	80,0	0,0	0,0	20,0	0,0	0,0	Palny, słabo redukujący
10	Całkowicie spalony amoniak	99,0	0,0	0,0	1,0	0,0	0,0	Nie palny, obojętny

TABLICA III
Różne możliwości zastosowania atmosfer ochronnych, zależnie od metalu i procesów cieplnych
 o — może być użyty x — zwykle stosowany

Materiał	Proces	Zakres temperatur w °C	Wymagana powierzchnia	Rodzaj atmosfery wg tablicy II										
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Stale miękkie węglowe	Zarzenie	650—750	Jasna		x	0	0	0				0	0	0
Stale miękkie węglowe	Zarzenie bez odwęglania	650—800	Jasna			x	0	0				0	0	0
Stale średnio-twarde, węglowe	Zarzenie bez odwęglania	650—800	Jasna			x	0	0				0	0	0
Stale twarde węglowe	Zarzenie bez odwęglania	650—800	Jasna			x	0	0				0	0	0
Stale stopowe średnio- i wysokowęglowe	Zarzenie bez odwęglania	700—875	Jasna lub czysta			x	0	0				0	0	0
Stale szybko tnące z molibdenem	Zarzenie bez odwęglania	700—875	Jasna lub czysta			0	0	0			x	0	0	0
Stale nierdzewne i chromoniklowe	Zarzenie	1000—1150	Jasna					0				x	0	0
Stale wysokokrzemowe	Zarzenie	1050—1100	Czysta		x	0	0	0				0		0
Miedź	Zarzenie	200—650	Jasna	x	0	0	0	0						
Mosiądze	Zarzenie	430—750	Czysta	x	0	0	0	0				0	0	0
Stopy miedź — nikiel	Zarzenie	430—770	Jasna	x	0	0	0	0				0	0	0
Stale miękkie węglowe	Lutowanie miedzią	1125	Jasna		x	0	0	0				0	0	0
Stale średnio- i wysokowęglowe	Lutowanie miedzią bez odwęglania	1125	Jasna			0	0	x						
Stale stopowe	"	1125	Jasna			0	0	x						
Stale twarde węglowe	"	1125	Jasna					0				x	0	0
Stale wysokochromowe	"	1125	Jasna					0				x	0	0
Stale nierdzewne	Lutowanie miedzią	1125	Jasna					0				x	0	0
Miedź lub mosiądze	Lutowanie fosforomiedzią	815—870	Jasna	x	0	0	0	0						0
Stale węglowe średnio twarde	Hartowanie	770—870	Jasna lub czysta			0	0	x		0		0	0	0
Stale węglowe twarde	Hartowanie	770—980	"			0	0	x		0		0	0	0
Stale stopowe średnio twarde	Hartowanie	770—980	"			0	0	x		0		0	0	0
Stale szybko tnące z molibdenem	Hartowanie	980—1320	"			0	0	x		x				
Wszystkie stale	Odpuszczanie	170—650	"		x	0	0	0						
Stale węglowe miękkie	Nawęglanie	920—980	Wysoko węglista					0	0					
Stale węglowe średnio twarde	Nawęglanie	920—980	"						0					
Stale stopowe miękkie	Nawęglanie	920—980	"						0					
Stale	Usuwanie odwęglania powierzchni		Zwykły C					0	x	0				
Stale	Trawienie gazem		Czystego metalu					x						
Topienie metalu	Ochrona powierzchni metalu					0	0	0			0	0	0	
Stale	Kucie	1000—1300	Czysta, słabo redukująca		0	x	0	0						0
Proszki metalu	Spiekanie		Wysoko redukująca	x	x	0	0	0		0	x			
Proszki metalu	Spiekanie				x		0	x		0	0			
Proszki metalu z węglem do 0,6%	Spiekanie							x		0	0			

L I T E R A T U R A

- 1) C. E. Thomas. Steel Processing 1946, Nr 11, str. 733/6.
- 2) A. G. Hotchkiss. Steel Processing 1947, Nr 3 i Nr 4.
- 3) R. F. Renkin. Steel 1944, Nr 27, str. 102/4.
- 4) Steel 1946, Nr 22, str. 80/82.
- 5) C. C. Eeles i M. E. Shrimmer. Steel 1946, Nr 23, str. 110/113 i 154/5.
- 6) A. E. Krogh. Metals and Alloys 1937, Nr 2, str. 47/51 i Nr 3, str. 83/88.
- 7) E. E. Slowter i B. W. Gonser. Metals and Alloys 1937, Nr 6, str. 159/68 i Nr 7, str. 195/205.
- 8) C. E. Peck. Metals and Alloys 1945, Nr 1, str. 85/91.
- 9) E. G. de Coriolis. Industrial Heating 1947, Nr 2, str. 226/34.
- 10) J. J. Turin. Iron Age 1944, Nr 20, str. 64/70.
- 11) Industrial and Engineering Chemistry. Industrial Edition 1941. January. **Z. Wusatowski**

METALOZNAWSTWO

Aparat do mierzenia mikrotwardości

Aparaty do mierzenia mikrotwardości są wynalazkiem ostatniego dziesiątka lat, wojna zahamowała jednak ich rozpowszechnienie się poza krajami, które je u siebie wprowadziły.

Sposób określenia twardości, przyjęty w metodzie Brinella, Rockwella czy Vickersa, opiera się na ocenie trwałego śladu (odcisku) stożka diamentowego lub kulki stalowej, wciśniętych w badany materiał przy pomocy obciążenia, poczynsz od 1 kg wzwyż, przy czym otrzymuje się średnią twardość, tj. wypadkową z twardości najmniejszego i najtwardszego składnika w zależności od ich wzajemnego stosunku. Przy użyciu aparatów do pomiaru mikrotwardości, które również polegają — w zasadzie — na ocenie trwałego śladu wciśniętego stożka diamentowego, ocena twardości poszczególnych składników strukturalnych możliwa jest dzięki temu, że odciski stożka są mikroskopowej wielkości (z powodu minimalnych obciążeń, stosowanych do pomiarów). Pomiar mikrotwardości używany jest do oceny twardości elementów strukturalnych jako metoda, uzupełniająca badania mikroskopowe, zarówno w metaloznawstwie jak i w mineralogii. Subtelność pomiaru jest tak duża, że odcisk pomiarowy z zupełną dokładnością można pomieścić na polu $1\mu^2$.

Badania mikrotwardości możemy przeprowadzić w dwojaki sposób: przez wykonanie rysy ostrym końcem np. diamentu albo przez wciśnięcie stożka diamentowego w badany materiał. W pierwszym przypadku mierzy się szerokość rysy, w drugim zaś wielkość lub głębokość odcisku. W związku z tym istnieją 2 typy aparatów do pomiaru mikrotwardości. Jedne z nich oparte są na zasadzie wykonania rysy, inne natomiast na zasadzie wciskania stożka diamentowego. Do pierwszej grupy należy aparat Spencer - Bierbaum, do drugiej — aparaty Hanemanna, Bergsmana, Wilsona „Tukon“ i Jchanssona „Ceij“. Z wyjątkiem

2 ostatnich, aparaty drugiej grupy mogą być używane zarówno do pomiarów przy pomocy rysy, jak i przy pomocy statycznego wciskania stożka.

Metoda rysy stosowana jest zasadniczo tylko do pomiarów jakościowych, choć można też na podstawie oceny szerokości rysy określać twardość ilościowo. Do pomiarów ścisłych stosuje się wyłącznie metodę statycznego wciskania stożka. Twardość określamy liczbowo np. w kg/mm^2 . Najczęściej stosuje się stożek diamentowy Vickersa o kącie ostrza 136° . Obciążenie wciskające wyniosł od 0,5 g wzwyż. Dzięki tak małemu obciążeniu wciskającemu uzyskuje się dokładność, sięgającą 1 kg/mm^2 . Wynalazek aparatów do pomiaru mikrotwardości umożliwia również dokładne określenie twardości metali miękkich, jak np. ołowiu, cyny, itp. W pomiarach mikrotwardości metali twardych nie ma — praktycznie biorąc — granicy. Osiągnięto np. wartość $10\,000 \text{ kg/mm}^2$ na warstwach Beilby'ego na polerowanych kryształach.

Typowym aparatem do pomiaru mikrotwardości przy pomocy rysy jest aparat Spencer - Bierbaum¹⁾ (rys. 1).

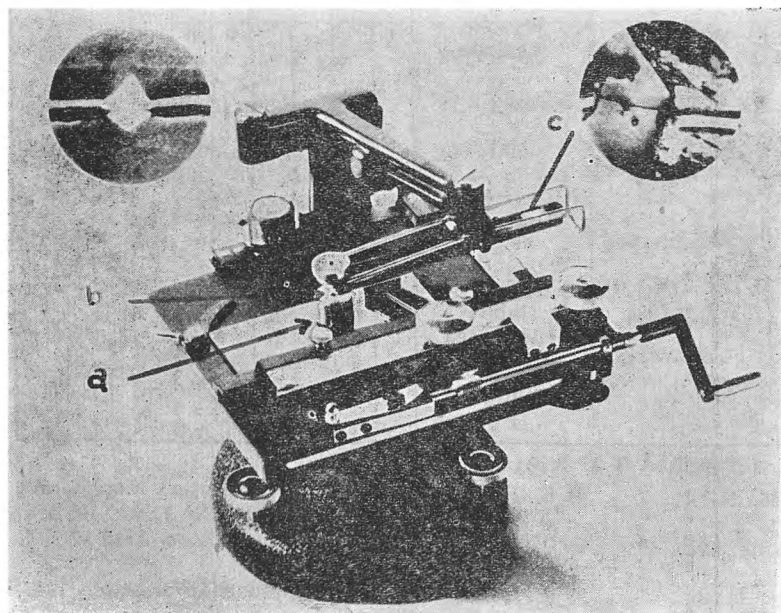
Był on początkowo pomyślany do pomiaru twardości składników strukturalnych metali łożyskowych. Pomiar polega na tym, że próbka metalu, dokładnie wypolerowana (jak do obserwacji mikroskopowej), przesuwana jest pod precyzyjnie wyszlifowanym ostrzem diamentowym, znajdującym się pod stałym obciążeniem. Powierzchnia próbki pokryta jest warstwą czystej oliwy. Szerokość powstałej rysy mierzy się najlepiej na matówce mikroskopu i porównuje szerokości, które mogą być większe lub mniejsze, w zależności od twardości składnika. Ostrze diamentu tworzy z powierzchnią próbki kąt $35,25^\circ$. Głębokość rysy jest zawsze nieco mniejsza od 0,4 jej szerokości. Badana próbka musi być zmontowana w bakelicy lub w metalu Wooda, w dokładnej formie, zapewniającej równoległość płaszczyzny podstawy do płaszczyzny górnej, w której znajduje się badany obiekt. Sposób umocowania próbki widoczny jest na rys. 1. Próbę oznaczono przez „a“. Ostrze diamentowe umieszczone jest w dźwigni „b“. Ważną rolę odgrywa przy pomiarze kąt natarcia ostrza diamentowego. Przy niewłaściwym ustawieniu, ostrze — zamiast wykonać ciągłą rysę — przeskakuje twardsze objekty, pozostawiając za sobą jedynie urwane ślady. Twardość oblicza się z wzoru:

$$K = 1, 8 \cdot 10^4$$

w którym „K“ oznacza twardość, a „L“ odczyt szerokości rysy w μ . Należy oczywiście pamiętać o tym, że „mikrocharakter“ (tak został nazwany ów aparat przez wynalazcę) stanowi całość z mikroskopem metalograficznym, przy pomocy którego odczytuje się szerokość rysy.

Spółród aparatów w których pomiar mikrotwardości odbywa się przy pomocy statycznego nacisku stożka diamentowego, na pierwszy plan wybija się — widoczny na rys. 2 — przyrząd Hanemanna²⁾.

Oryginalność tego aparatu polega na tym, że stożek diamentowy wbudowany jest bezpośrednio do soczewki górnej obiektywu, dzięki cze-



Rys. 1



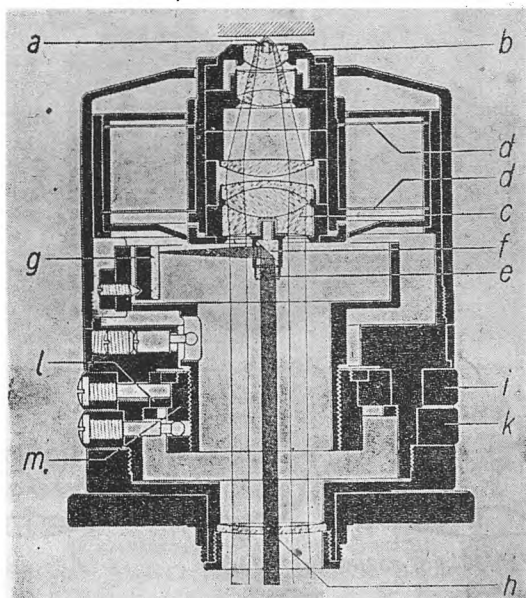
Rys. 2

mu miejsce, w którym zamierzamy wykonać pomiar twardości, obserwować można aż do ostatniej chwili (rys. 3 przedstawia aparat Hanemana w przekroju).

Ponieważ szczyt stożka leży w osi optycznej obiektywu, łatwo jest umiejscowić odcisk w każdym badanym punkcie, bez konieczności uciekania się do jakichkolwiek bądź manipulacji i przesuwania obiektywu w płaszczyźnie poziomej. Wszelka przypadkowość jest dzięki temu wyłączona.

Dopiero w samym momencie wciskania stożka badany obiekt — na skutek wyjścia poza ogniskową — znikną. Obserwowane pole jest dobrze widoczne dzięki wszechstronnemu oświetleniu przez sam obiektyw, jak w normalnych mikroskopach.

Po wybraniu odpowiedniego miejsca na szlifie zbliżamy obiektyw — przy pomocy śruby mikrometrycznej — do badanego miejsca. Ponieważ główna część obiektywu jest wewnątrz zawieszona na sprężynce (d), przeto po zetknięciu się ostrza diamentu



rys. 3

z badanym obiektem, sprężynka — w miarę wywieranego nacisku — poddaje się, a wielkość przesunięcia, z którą w parze idzie siła nacisku diamentu, uwidoczni się przesunięciem punktu świetlnego na skali wewnętrznej (g). Skala ta oświetlona jest przy pomocy pomocniczego obiektywu (e) i na niej odczytuje się obciążenie w gramach.

Pomiar odcisku wykonuje się przy pomocy okularu, w którym znajdują się — przesuwające się względem siebie — linie, tworzące 2 oddzielne kąty proste. Przez przesunięcie tych kątów względem siebie obejmuje się nimi badany odcisk (rys. 4).

Wielkość odcisku odczytuje się na obwodzie śruby mikrometrycznej, przy pomocy której przesuujemy krzyż pomiarowy.

Najmniejsze możliwe obciążenie w tym aparacie wynosi 0,5 g. Przy tym obciążeniu wykonuje się pomiar twardości, począwszy od 1 kg/mm². Dokładności odcisku są tak duże, że są one jeszcze kwadratami nawet przy wielkości 1 μ².

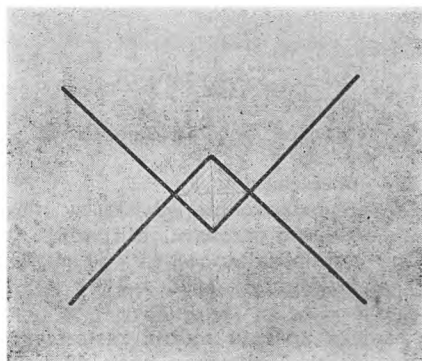
Aparat Hanemanna może być stosowany do każdego mikroskopu metalograficznego typu odwróconego, tzn. takiego, w którym szlif obserwowany jest od strony powierzchni dolnej (np. Zeiss Neophot, Reichert, Vickers itp.).

Następny z kolei co do precyzji pomiaru mikro-twardości przyrząd Bergsmanna (Szwecja)³⁾ może być użyty — podobnie jak Hanemanna — wyłącznie z mikroskopami odwróconymi i służy zarówno do pomiarów przy pomocy rysy, jak i przy pomocy wcisku statycznego. Sam aparat widoczny jest na rys. 5.

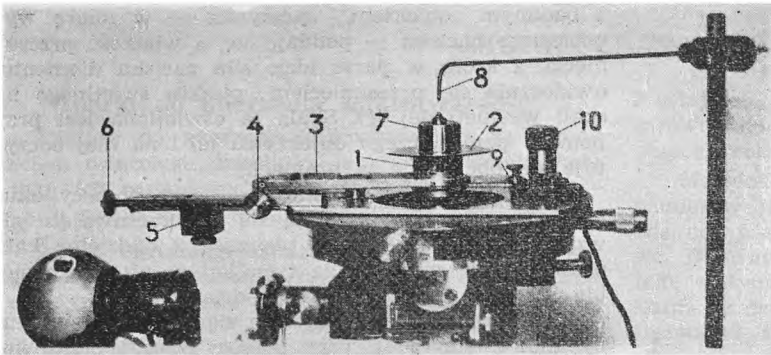
Uchwyt próbki (1) wraz z talerzykiem wagowym (2) przymocowany jest do ramienia (3), ruchomego na osi (4). Przeciwwaga (5) ustawiana jest przy pomocy śruby (6).

Skala obciążeń wynosi od 1 do 200 g. Dokładny pomiar można wykonać w polu od 5 μ średnicy. Obciążenie odbywa się przy pomocy ciężarków. Można w nim używać zwyczajnego stożka do aparatu Vickersa. Do próby rysowania można także użyć z dobrymi wynikami — ostrej igły stalowej lub ostrza z twardego metalu.

Pomiar twardości odbywa się w ten sposób, że najpierw zakłada się do mikroskopu normalny obiektyw, w celu wybrania miejsca, w którym zamierzamy wykonać pomiar mikro-twardości. Szlifowana próbka, przygotowana tak samo jak do obserwacji mikroskopowej, umocowuje się przy pomocy klamer na uchwycie (1), po czym nakłada się na nią talerzyk wagowy i zrównoważa przy pomocy przeciwwagi (5). Po zrównoważeniu nakłada się ciężarki na talerzyk wagowy. Wybrany obiekt ustawiamy w ten sposób, aby znajdował się w środku krzyża, w polu



Rys. 4



Rys. 5

być mierzona z dokładnością do $\pm 1 \mu$. W tym przypadku obliczenie twardości odbywa się przy pomocy wzoru:

$$H_{vc} = \frac{2 L \sin \frac{d}{2}}{d^2}$$

w którym

- H_{vc} — twardość Vickersa
- d — średnia długość przekątnej
- L — obciążenie w kg.

Johansson⁵⁾ (Szwecja) zastosował w swoim aparacie system Rockwella. Aparat Johanssona „Cej“ posługuje się zarówno stożkiem Rockwella jak i Vickersa (rys. 8).

Stożek diamentowy wciska się pod obciążeniem wstępnym 0,2 do 10 g, po czym daje się obciążenie końcowe 2,5 do 1000 g, w zależności od potrzeby.

Manipulacja odbywa się w taki sam sposób jak przy aparacie Rockwella, przez odczytywanie na tarczy czujnika różnic głębokości wciśnięcia obciążeniem wstępnym a końcowym. Mikroskop, wbudowany do aparatu, pozwala na dowolny i dokładny wybór miejsca. Również przy pomocy mikroskopu można wykonywać pomiar wielkości samego odcisku. Głębokość odcisku nie przekracza 0,001 mm (z tablic określa się następnie twardość w kg/mm²). Aparat ten nie nadaje się do pomiaru mikrotwardości przy pomocy rysy.

widzenia m.kroskopu. Następnie wyjmujemy obiektyw i wkładamy stożek diamentowy, który znajduje się w takiej samej oprawie jak obiektyw, a jego oś symetrii identyczna jest z osią optyczną obiektywu. Zbliżając próbkę przy pomocy leniwki do ostrza stożka diamentowego obserwujemy moment, w którym następuje zgaśnięcie żarówki kontrolnej (10), co wskazuje na to, że próbka wsparła się na ostrzu stożka i jest to właściwy moment pomiaru. Po 30 sek. podniesimy ponownie próbkę przy pomocy leniwki, zamieniamy stożek na obiektyw i odczytujemy wielkość odcisku w okularze, podobnie jak w aparacie Vickersa, a z tabeli otrzymujemy twardość. Z dużą dokładnością można wykonać odczyt przy pomocy podziałki, umieszczonej w samym okularze.

Próby rysowania wykonujemy najczęściej pod obciążeniem 0,5 — 3 g. Dokładność odczytu nie przekracza—przy najlepszej optyce—3 μ . Przy pomiarach porównawczych można otrzymać dokładność (porównawczą) do 0,1 μ .

Aparat Wilsona (USA) „Tukon“ (rys. 6)⁴⁾, jest w swoim rodzaju oryginalny dzięki kształtowi stożka. Czułość tego aparatu nie jest jednak tak duża jak opisanych poprzednio, a minimalne, dające się zastosować obciążenie wynosi 25 g (maksymalne 3600 g). Nadaje się on tylko do metody wciśnięcia statycznego.

Opatentowany w Stanach Zjednoczonych aparat do pomiarów twardości metodą Knoopa, oparty został na skali twardości Knoopa (wynalazcy tego systemu), który zastosował stożek diamentowy o wydłużonym kształcie, pokazanym nas. 7.

Wydłużony kształt ostrza daje większą łatwość wykonania dokładnego pomiaru odcisku wzdłuż przekątnej dłuższej, przy czym dokładność pomiaru dochodzi do 1 μ . Długość samego odcisku waha się od 20 do 1000 μ .

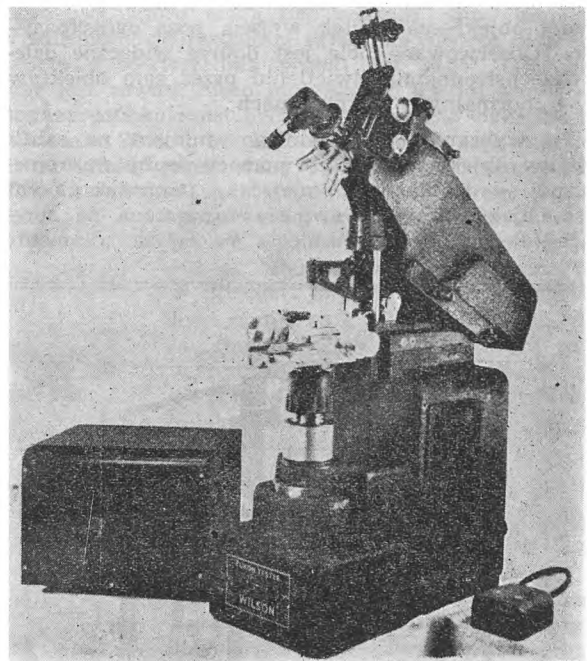
Liczby twardości w skali Knoopa oblicza się na podstawie wzoru:

$$J = \frac{L}{A_p} = \frac{L}{l^2 C_p}$$

w którym: J — twardość w skali Knoopa

- L — obciążenie w kg
- A_p — powierzchnia odcisku w mm²
- l — długość przekątnej dłuższej
- C_p — stała zależności „1“ od powierzchni odcisku = 7.028 x 10².

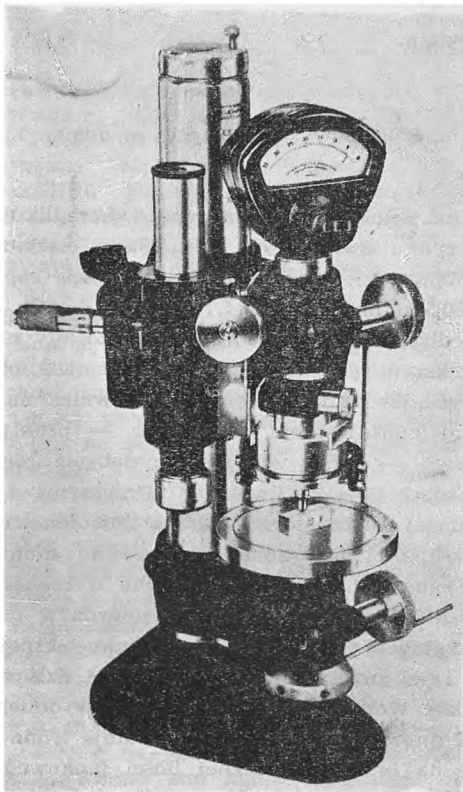
Do tego samego aparatu można zastosować również zwyczajny stożek Vickersa o kącie 136°. Długość odcisków waha się wówczas od 10 do 1000 μ i może



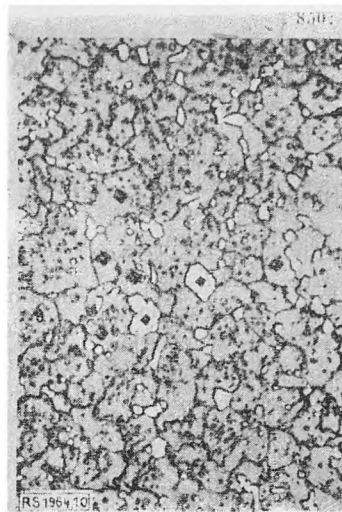
Rys. 6



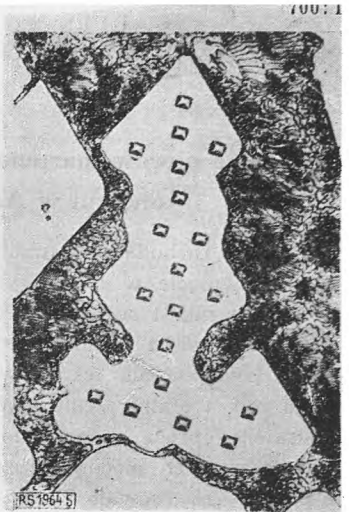
Rys. 7



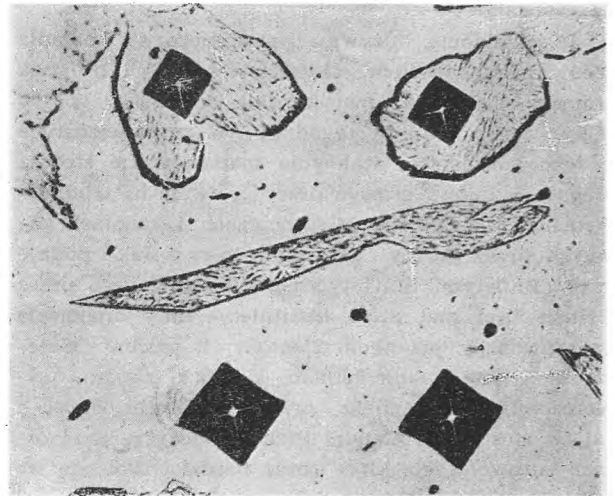
Rys. 8



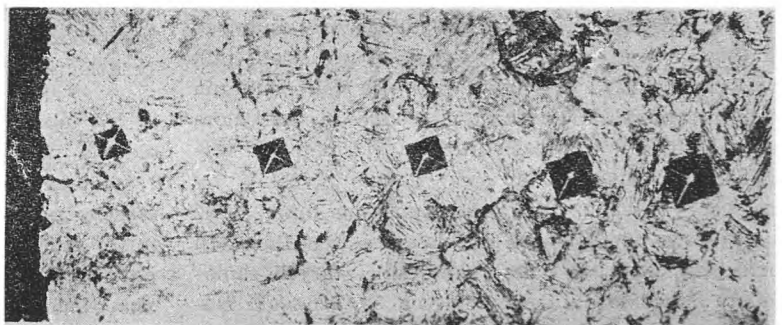
Rys. 9



Rys. 10



Rys. 11



Rys. 12

Na zakończenie kilka przykładów zastosowania aparatów do pomiarów mikrotwardości.

Rys. 9 przedstawia twardości kryształów CuAl_2 w stopie aluminowym. Obciążenie 5 g. Powiększenie 700 x. Wykonano na aparacie Hanemanna.

Rys. 10 przedstawia stal szybko-tnącą. Obciążenie 5 g. Twardość osnowy martenzytycznej 1500 kg/mm^2 . Twardość węglików 3300 kg/mm^2 . Powiększenie 850 x. Wykonano na aparacie Hanemanna.

Na rys. 11 mamy fragment spoiny stali nierdzewnej. Obciążenie 50 g. Składnik miękki 190 kg/mm^2 , składnik twardy 430 kg/mm^2 . Powiększenie 600x. Wykonano na aparacie Bergsmana.

Rys. 12 przedstawia pomiar twardości warstwy nawęglanej. Obciążenie 100 g. Powiększenie 350 x. Wykonany na aparacie Bergsmana.

L I T E R A T U R A

1) The Spencer — Bierbaum Microcharacter. American Optical Comp. Scientific Instrument Division. Buffalo 15. New York.

2) Ein Mikrohärteprüfer. H. Hanemann u. O. Bernha-dt. Mitteilungen aus dem Institute für Metallkunde der Technischen Hochschule Berlin. 1939.

3) Mikro-Hardness Testing E. B. Bergsman. Metal Industry. Sierpień 1946.

4) Tukon Tester for Knoop Hardness Numbers. Wilson Mech. Instr. Co. 230 Park Av. New York 17. N. Y. Bulletin TK-46.

5) Cej Mikro — Hardness Testers C. E. Johansson. Eskilstuna, Sweden. Katalog Nr 84.

A. Semkowicz

WIADOMOŚCI EKONOMICZNE

Opalanie pieców martenowskich ciężkimi olejami w Anglii

Program rozbudowy hutnictwa angielskiego przewiduje osiągnięcie w b. r. wytwórczości 12,7 mil. t stali oraz 8 mil. t surówki. Potrzeby kraju i konieczność eksportu gotowych wyrobów wymagają dalszego powiększenia tej wytwórczości przynajmniej do 13,6 mil. t stali rocznie. W tym celu hutnictwo angielskie — prócz budowy nowych stalowni i modernizacji starych pieców przez zwiększenie ich pojemności — zastosowało, na modłę amerykańską w coraz wyższym stopiu, opalanie istniejących pieców przy pomocy ciężkich olejów zamiast gazu czadnicowego, otrzymywanego z węgla.

Jak wiadomo, używając zasadniczo do opalania pieców martenowskich ciężkich olejów lub gazu ziemnego, stalownie amerykańskie pracują w sposób ciągły, przez 7 dni w tygodniu. W przeciwieństwie do tego europejskie stalownie martenowskie stosują z reguły 6-dniowy tydzień pracy, z uwagi na trudności ruchowe, wywołane w rurociągach i kanałach gazowych przez gorący gaz czadnicowy. Jak podaje Nr. 4 „Biuletynu Statystycznego“ wydawanego przez „British Iron and Steel Institute“, huty angielskie przeprowadziły już około 25% swych pieców martenowskich na opalanie olejem, jednakże zwykła wytwórczości nie osiągnęła przewidywanych 680 000 t stali w stosunku rocznym. Przyczyna leży w trudnościach surowcowych, które coraz bardziej dają się we znaki. Huty angielskie w dalszym ciągu uskarżają się na braki w dostawach złomu zagranicznego (przeszło 400 000 t w I. kwartale br.), które — jak dotąd — dały się nadrobić przez zwiększoną dostawę kupnego złomu krajowego, w rekordowej ilości przeszło 4 mil. t w I. kwartale br. Ciężka sytuacja ekonomiczna Anglii nie pozwala wszakże na oddanie na złom szeregu fabryk i urzędów, które w normalnych warunkach przedwojennych już dawno przestały by pracować. Również dobra konsumpcyjne mają teraz dłuższy czas użytkowania niż dawniej. Dla ilustracji warto przytoczyć, iż samo złomowanie starych samochodów dawało Anglii przed wojną ok. 226 000 t złomu rocznie. Dalsze trudności w osiągnięciu zwiększonej wytwórczości stali sprawią brak dostatecznych ilości koksu tudzież wzrastające trudności z otrzymywaniem wystarczających ilości rud krajowych i zagranicznych. Na rynku rud szwedzkich wystąpiły znowu Niemcy, którym „Joint Economic Control

Commision“ umożliwiła w br. nabycie za dolary 1.36 mil. t rud.

Z punktu widzenia ekonomicznego komplikuje się też na rynku światowym sytuacja z ciężkimi olejami. Wprawdzie wydobycie światowe ropy wzrosło z 280,5 miln. t w 1933 r. do 410,6 miln. t w 1947 r., jednakże Stany Zjednoczone pozostały nie tylko największym producentem, dającym dziś ok. 80% wydobycia światowego ropy, ale również największym jej konsumentem, zużywając — praktycznie wzięwszy — prócz własnego wydobycia ropy — wciąż rosnące ilości z importu. Przyczynia się do tego w dużej mierze coraz większa ilość lokomotyw dieslowskich i przerabianie ogrzewań domowych na olej (na 1. I. 48 r. było w ruchu w Stanach Zjednoczonych 3,75 miln. palników olejowych w domach mieszkalnych). Na światowym rynku eksporterów ropy i jej przetworów wysuwają się dziś na pierwszy plan Wenezuela i Iran, które wydobły w 1947 r. 84 miln. t ropy, lecz i tu powstają trudności z uwagi na brak dostatecznej ilości tankowców oraz na niedostateczną zdolność przerobczą istniejących rafinerii. W konsekwencji stawki przewozowe ogromnie wzrosły, dochodząc na wolnym rynku do £ 6 za 1 t, sprowadzoną z Zatoki Meksykańskiej do Anglii.

Trudności komunikacyjne skłoniły główne koncerny ropowe do przeprowadzenia szeregu rurociągów, np. z okręgu Mossulu w Iraku do Haify i Trypolisu na wybrzeżu morza Śródziemnego. W tych warunkach, pomimo użycia przez Anglię własnej floty, ciężki olej podróżował w Anglii w ostatnich 18 miesiącach o 50%, tak iż jego ceny urzędowe przekroczyły 3,6 razy ceny przedwojenne i osiągnęły dziś niesłychaną wysokość £ 9 za 1 t.

W obecnym okresie 4-letniego planu Marshalla nie ma podstawy do przypuszczenia, by ceny ropy i jej przetworów spadły na rynku światowym. Wystarczy przypomnieć, iż 16 państw, objętych planem, miało zużywać w 1947 r. 39 miln. t przetworów ropowych, zaś w 1951 r. aż 62,3 miln. t. Wg przewidywań fachowców angielskich dopiero pod koniec 1950 r., w związku z poważnym wzrostem wydobycia ropy na Bliskim Wschodzie i zwiększeniem ilości tankowców, nastąpi przełom na rynku światowym ropy tudzież jej przetworów; nieustannie rosnące ceny zostaną wreszcie ustabilizowane.

Z. Warczewski

Z wydawnictw

Metalurgiczno-oborudowańcze. Katalog — Sprawozdanie. Ministerstwo Tiażoławo Maszynostrojeńja SSSR (Wypozażenie Hutnicze. Katalog- Informator. Ministerstwo Budowy Ciężkich Urządzeń ZSRR). Moskwa 1946/47. Gosudarstwennoje Nauczno - Techničeskoe Izdatielstwo Maszynostroitelnoj Litieratury. 3 tomy; str. 234 + 150 + 300; rys. 101 + 63 + 140; format 280 × 400 mm. Cena 50 + 40 + 65 rubli.

Rzut oka na tytuł tego dzieła i wygląd zewnętrzny 3 tomów budzą w każdym hutniku natychmiastowe zainteresowanie. Przejrzenie kilku kart przesądza ostatecznie stosunek czytającego do tej pracy; przekonywa się on o słuszności swego pierwszego odruchu i wie na pewno, że do rąk jego trafiło cenne i niezwykle wydawnictwo, którego treść i sposób ujęcia zaciekawia, a dla inwestora i konstruktora stanowi doskonale narzędzie pracy.

Jakie powody podsygnowały opracowanie „Wypozażenia Hutniczego” i jaki materiał w nim zawarto?

Dekret o planie 5-letnim odbudowy i rozbudowy gospodarki narodowej ZSRR w latach 1946—1950 postawił olbrzymie zadania przed radzieckim przemysłem hutniczym. Całkowita produkcja surowki, stali i wyrobów walcowanych w 1950 r. ma przekroczyć poziom przedwojenny o 35%, a przemysł hutniczy, położony na południu ZSRR i zniszczony przez Niemców, winien pod koniec 5-letniego planu dostarczyć rudy, koksu i głównych wytworów hutniczych w ilości, równej przedwojennej. W tym celu w ciągu 5 lat niezbędna jest odbudowa, budowa i uruchomienie 63 baterii koksowych, 45 wielkich pieców, 165 pieców martenowskich, 15 konwertorów, 90 pieców elektrycznych i 104 walcowni. Niezależnie od dawnych okręgów na Uralu, Syberii i Dalekim Wschodzie, gdzie przemysł hutniczy zostanie wzmocniony, kontynuowana lub rozpoczęta będzie budowa szeregu większych zakładów metalurgicznych na Kaukazie, w Kazachstanie i w okręgu Leningradu; rozpoczyna one częściowo produkcję w bieżącym 5-leciu. Ponadto plan 5-letni przewiduje rozwiązanie szeregu ważnych zadań w dziedzinie technicznego postępu hutnictwa.

Nakreślony wyżej plan 5-letni na lata 1946—1950 stanowi jedynie etap wstępny dla dalszych, ogromnych zamierzeń. Jak oświadczył Generalissimus J. W. Stalin, w swej mowie na początku 1946 r., partia zdecydowana jest przeprowadzić nowy, potężny wzrost gospodarki narodowej ZSRR do poziomu 2—3 razy wyższego od liczb przedwojennych. Jako cel, do którego winno zdążyć hutnictwo radzieckie, wymienione są liczby rocznej produkcji: 50 miln. t surowki, 60 miln. t stali i 500 miln. t węgla. Czas, niezbędny do wykonania tych planów, obejmuje okres do 1960 r. lub nieco dłuższy.

Konsekwencją realizowanego obecnie planu i dalszych zamierzeń jest wielkie zapotrzebowanie wszelkiego rodzaju wyposażenia hutniczego. W okresie bieżącej 5-latki ZSRR niezbędne jest wykonanie 405 tys. t urządzeń mechanicznych i elektrycznych dla wielkich pieców, stalowni i walcowni. W tej liczbie mieści się szereg skomplikowanych nowoczesnych walcowni, jak zgniatacze, walcownie grube, rurownie, walcownie drobne i drutu o wysokiej wydajności oraz walcownie ciągłe blach. Główną część tego wyposażenia mają dostarczyć fabryki radzieckie.

Biorąc to pod uwagę, Ministerstwo Budowy Ciężkich Urządzeń — w celu zaspokojenia potrzeb licznych organizacji w zakresie informacji o urządze-

niach i maszynach, budowanych w zakładach ZSRR — opracowało i wydało omawianą publikację.

„Katalog - Informator”, jak brzmi określenie w podtytule, obejmuje w sposób systematyczny program wytwórczy 5 największych zakładów radzieckich budowy ciężkiego sprzętu, oparty na własnych konstrukcjach, opracowanych w czasie przedwojennych planów 5-letnich i ostatniej wojny światowej. Ogółem katalog zawiera dane o 347 rodzajach i wielkościach urządzeń i maszyn. Są to prawie wyłącznie rysunki konstrukcyjne już wykonanych, o wypróbowanej jakości. Mogą być one polecane, gdyż w ruchu zdały dobrze egzamin swej przydatności.

Poszczególne tomy „Wypozażenia Hutniczego” obejmują rozdziały:

Tom	Rodzaj urządzeń	Ilość typów	Ilość typów i rozmiarów
I	1) Rozdrabiarki i spiekalnie	17	47
	2) Mechaniczne wyposażenie wielkich pieców	43	13
	3) Mechaniczne urządzenia stalowni	34	41
II	4) Suwnice hutnicze i specjalne	43	64
	5) Mechaniczne wyposażenie koksowni	16	16
III	6) Walcownie i ich zasadnicze urządzenia	60	60
	7) Urządzenia pomocnicze walcowni	35	36
Razem		248	347

Chociaż materiał, zawarty w „Wypozażeniu Hutniczym”, dotyczy przede wszystkim hutnictwa żelaza, jednakże znajduje się w nim pewna ilość pozycji, mających zastosowanie w górnictwie, przemyśle energetycznym, przetwórstwie metali kolorowych, przemyśle metalowym, mineralnym, szklarskim i innych.

Układ wydawnictwa, potraktowanego w postaci atlasu, odznacza się doskonałą przejrzystością i jednolitością w sposobie opracowania materiału.

Na treść każdego rozdziału składają się:

- 1) Krótkie ogólne omówienie wyposażenia, zawartego w rozdziale oraz przebiegu procesów produkcyjnych. W miarę potrzeby podane są rysunki zestawieniowe całych wydziałów hutniczych.
- 2) Wyszczególnienie — w postaci tabeli — wszystkich urządzeń, zawartych w rozdziale. Wyszczególnienie obejmuje następujące rubryki: nazwę urządzenia, symbol, ciężar całkowity bez części elektrycznej, z rozbićciem na ciężar odlewów żeliwnych, stalowych, leżny kolorowej, odkuwek i wytworów walcowanych oraz dla wyposażenia elektrycznego typ silnika, moc i ilość obrotów.
- 3) Oddzielne dane dla każdego urządzenia, które składają się z rysunku i tekstu.

Na jednej stronie umieszczony jest rysunek zestawieniowy w kilku rzutach, zaopatrzony w główne wymiary i w miarę potrzeby uzupełniony dodatkowymi rysunkami szczegółów konstrukcyjnych. Tablica pod rysunkiem podaje zasadnicze wymiary dla różnych wielkości urządzeń tego samego typu, numery oryginalnych rysunków fabrycznych i powtarza dane o ciężarze oraz wyposażeniu elektrycznym, wymienione już w wyszczególnieniu. Obok, na sąsiedniej stronie, znajduje się tekst, zestawiony wg schematu:

- a) przeznaczenie urządzenia;
- b) krótki opis, z wyliczeniem głównych części składowych urządzenia ich wykonania, rodzaju użytych tworzyw, sposobu działania urządzenia tudzież różne uwagi uzupełniające;
- c) charakterystyka techniczna w postaci tabeli, zawierająca istotne dane, jak rodzaj materiału wsadowego, cechy wyrobu gotowego, zdolność produkcyjna, dokładność pracy, ogólna moc, szybkości itp.

Przegląd najważniejszych urządzeń, uwzględnionych w poszczególnych rozdziałach, przedstawia się następująco:

1) Rozdrabiarki i spiekalnie. Taśmy zasilające, łamacze szczękowe i stożkowe dla różnych uziarnień, rozdrabiarki walcowe, bijakowe i bębnowe, gniotowniki kołowe, młyny kulowe, taśmy do spiekania.

2) Mechaniczne wyposażenie wielkich pieców. Rozplanowanie wydziałów z piecami o objętości 250, 600, 1000 i 1300 m³. Zamknięcia zasobników mechanicznych, skipy, sortowniki tarczowe, maszyny ciągnące, rozdzielacze wsadu, urządzenia zasypowe i jego mechanizmy, palniki nagrzewnic, armatura przewodów, kolana dyszowe, dezintegratory, zatykarka, wozy surówkowe i żużlowe, maszyny odlewnicze, panczerze pieców.

3) Mechaniczne urządzenia stalowni. Przekroje stalowni martenowskiej z piecami 150 t i thomassowskiej z konwertorami 30 t, mieszalniki cylindryczne 600 i 1300 t, konwertor 15 t i 30 t, mechanizm przechylny pieca martenowskiego, schematy rozrządowe gazu i powietrza, zawory i zasuwy różnych typów z ich mechanizmami, wozy stalownicze i kadzie.

4) Suwnice hutnicze i specjalne. Suwnica bramowa dla składowiska rud, wsadzarki, suwnice lejnicze i kleszczowe dla stalowni, suwnice i żurawie dla walcowni i innych działów produkcyjnych, mosty i suwnice bramowe dla celów montażowych i specjalnych.

5) Mechaniczne wyposażenie koksowni. Wozy zasypowe, wypycharki, wozy przelotowe i gaśnicze, elementy armatury piecowej.

6) Walcownie i ich zasadnicze urządzenia. Układy następujących walcowni:

- a) Zgniatacz ϕ 1150 mm; wydajność 1,6 mln. t/rok.
- b) Zgniatacz płaski ϕ 1100 mm; wydajność 1,8 mln. t/rok.
- c) Walcownia gruba 6 klatek ϕ 750 mm; wydajność 750 tys. t/rok.
- d) Walcownia ciągła kęsów ϕ 720 mm; wydajność 1,75 mln. t/rok.
- e) Walcownia blachy grubej quarto ϕ 1000/1600 mm x 5300 mm; wydajność 520 tys. t/rok; maksymalny ciężar wlewka 120 t.
- f) Walcownia blachy średniej trio ϕ 850/550/850 mm x 2350 mm; wydajność 120 tys. t/rok.
- g) Walcownia ciągła gorąca blachy, o szerokości 1680 mm, 10 klatek z walcami poziomymi i 3-ma pionowymi, 2 odzendorowacze i klatka rozszerzająca; grubość blachy 1,6 — 6 mm; wydajność 900 tys. t/rok.
- h) Walcownia rur 3—6"; wydajność 90 tys. t/rok.

Dla tych walcowni podane są rozwiązania całych linii walcowniczych oraz rysunki zestawieniowe 24 klatek roboczych i zębatach, w tym część zimna walcowni ciągłej blach. Ponadto: walcarki zimne dla stali i metali kolorowych, reduktor rur tudzież różne ciagarki.

7) Urządzenia pomocnicze walcowni. Obejmują one niektóre mechanizmy walcowni i wykończalni dla wymienionych wyżej zespołów standartowych oraz pewne urządzenia uniwersalne różnych typów i wielkości, a mianowicie: 17 nożyc, 14 prostownic, 4 zwijarki, 14 samotoków z napędem indywidualnym i grupowym, stoły podnośne i obrotowe, manipulatory, wypycharki piecowe i inne urządzenia specjalne.

Urządzenia, ujęte przez „Katalog - Informator“, jak to częściowo wynika z przytoczonych charakterystyk, są przeważnie typu najcięższego. Jest to logiczna konsekwencja wielkich zadań, postawionych przed hutnictwem ZSRR. Budowa największych, wydajnych i standartowych, instalacji zapewnia najszybsze osiągnięcie wzrostu potencjału produkcyjnego, przy najniższym koszcie zakładowym i eksploatacyjnym. Niezależnie od tego oczywistego stwierdzenia dominujący pozostaje fakt imponującego rozmachu inwestycyjnego hutnictwa ZSRR, skoro tak ciężkie urządzenia są typami standartowymi, budowanymi seryjnie.

Pomimo, że typ obecnych polskich urządzeń hutniczych odbiega od standartów radzieckich, nasze planowane, a częściowo niektóre realizowane instalacje będą odpowiadały wielkością radzieckich standartów. Ten wzgląd i zagadnienia, związane z naszym 3-letnim planem, czynią materiał, zawarty w „Wyposażeniu Hutniczym“, niezwykle cennym dla polskich inwestorów w każdej fazie ich pracy, jak otrzymanie informacji ogólnych, rozplanowanie, kosztorysowanie — aż do konstruowania włącznie. „Katalog - Informator“ stanowi również instruktywne źródło dla studentów uczelni technicznych.

Wreszcie należy podkreślić wielką staranność wydania „Wyposażenia Hutniczego“. Układ, druk, wyraźne rysunki, dobry papier — są odpowiednikami cennej treści. Nakład I tomu — 15.000 egz., dalszych tomów — ilości podobne.

St. Wróblewski

First and Second Reports of the Trailing Cables Committee. Ministry of Fuel and Power. (Pierwsze i drugie sprawozdanie komisji do zbadania przenośnych przewodów. Ministerstwo Paliwa i Energii). Londyn. His Majesty's Stationery Office. 1947 r. Str. 32. Dwie eksplozje gazów wybuchowych w 1942 r. w jednej z kopalni węgla w Anglii były — zdaniem ekspertów — spowodowane przez iskry, powstałe na giętkich, przenośnych, ogumowanych przewodach, doprowadzających energię elektryczną do wrębówek. Aby zapobiec tego rodzaju wypadkom na przyszłość powołano specjalną komisję fachowców, która na podstawie przeprowadzonych drobiazgowych badań złożyła w 1943 r. brytyjskiemu Ministerstwu Paliwa i Energii 2 szczegółowe sprawozdania.

Ponieważ i w hutnictwie stosujemy w wielu przypadkach przenośne przewody oponowe Sb (sznur bębnowy), warto się zaznajomić z wynikami sprawozdań angielskich. W Anglii dawne przewody o ciężarze ok. 1,5 kg/mb. miały 4 żyły i posiadały średnicę zewnętrzną ok. 25 mm, nowoczesne zaś przewody waży już 3,5—4,5 kg/mb. i posiadają 5 żył, przy średnicy zewnętrznej ok. 51 mm, a — co najważniejsze — mają płaszcz metalowy z drutów miedzianych lub (rzadziej) żelaznych ocynkowanych. Żyła uziemniająca w niektórych wykonaniach istnieje, w innych jej nie ma. Opierając się na szczegółowych statystykach wypadków (porażenie elektryczne, pożar, eksplozja) z przenośnymi przewodami na kopalniach

oraz na wielkiej ilości badań laboratoryjnych, komisja fachowców zanalizowała techniczną przydatność poszczególnych typów i ustaliła wytyczne w dziedzinie ich konstrukcji. Dla zapobieżenia b. częstym uszkodzeniom mechanicznym rzeczą istotną jest zastosowanie ochronnych płaszczy metalowych, osłaniających — indywidualnie czy zbiorowo — wszystkie żyły przewodów. Dalszym — nie mniej ważnym — momentem jest szybko działające zabezpieczenie elektryczne przeciw zwarciom żył z ziemią lub między sobą (przełączniki wyłączników). Wobec tego, że jedną z przyczyn nieszczęśliwych wypadków jest przerwanie poszczególnych żył, prowadzące do przebicia izolacji złamanym ostrym końcem, trzeba zwracać baczniejszą uwagę na racjonalne łączenie przewodów. Należy tu stosować tylko specjalne złącza, nigdy zaś nie wolno robić łatwo łamliwych lutowań poszczególnych żył między sobą.

Jest rzeczą ważną, aby zarówno izolacja, jak i osłona przewodów były wykonane z materiałów niepalnych; specjalnie nadaje się do tego celu syntetyczna guma. Wreszcie, pożądana jest regularna kontrola przenośnych przewodów w celu umiejscowienia ew. powstających pęknięć w żyłach. Istnieje specjalny aparat elektryczny, który pozwala — przy pomocy słuchawek — szybko ustalić wadliwe miejsca.

Sprawozdania komisji odznaczają się wielką sumiennością i mają być kontynuowane.

Z. Warczewski

Tadeusz Dobrzański. Rysunek techniczny. Podręcznik dla gimnazjów mechanicznych. Warszawa 1948. Nakładem Instytutu Wydawniczego SIMP. Biblioteka Mechanika. Seria III, Nr 2. Format A 5. Str. VIII + 179, rys. 228, tabl. XIII. Cena 500 zł. Dziełko to, zatwierdzone zarządzeniem Ministra Oświaty Nr VI Oc — 125/48 z dnia 25 marca 1948 r. do użytku szkolnego jako podręcznik dla uczniów gimnazjów mechanicznych tudzież książka pomocnicza dla szkół technicznych mechanicznych, przedstawia — stwierdzmy to już teraz — wyborny podręcznik dla wszystkich tych, którzy mają do czynienia z rysunkami technicznymi maszynowymi bądź w szkole, bądź w swej pracy zawodowej. Zawarty w dziełku materiał można podzielić z grubsza na dwie części: 1) stanowiące niejako wstęp do rysunku technicznego — konstrukcje geometryczne i 2) właściwy rysunek techniczny. Na treść dziełka, ujętą w XIII rozdziałach, składają się następujące tematy: Przybory i materiały do rysowania. Wskazówki ogólne. Rysowanie figur płaskich. Rysowanie brył. Perspektywa równoległa. Rzuty prostokątne. Przekroje. Wymiarowanie przedmiotów na rysunkach. Oznaczanie gładkości i stanu powierzchni przedmiotów. Tolerancje i pasowania. Technika wykonywania rysunków. Rozwinięcia i przenikania brył. Przekroje brył obrotowych. Uproszczone sposoby rzutowania. Rysowanie części maszyn. Rysunki złożeniowe. Opisywanie i wprowadzanie zmian. Rysunki narzędzi. Rysunki specjalne.

Książka, o której mowa, opracowana została w sposób wszechstronny, wyczerpujący i nader staranny, a zarazem przystępny i odpowiada w zupełności zaleceniom Polskich Norm Rysunku Technicznego Maszynowego wg wydania z 1947 r. Z uwagi na swą żywą aktualność, rzetelną wartość i użyteczność winna się ona znaleźć w każdej bibliotece — czy to szkolnej, czy też fabrycznej — i w rękach każdego technika. Graficzna strona wydawnictwa stoi na wysokim poziomie.

J. Chmielowski

Inżynierowie Władysław Plaskura i Stanisław Wein. Instalacje wodociągowe i gazowe. Część III. Urządzenia gazowe. Opracował inż. Wł. Plaskura. Wydawnictwo Spółdzielni Księgarskiej „Ognisko“. Katowice 1948. Str. 175, tabl. XIII, rys. 109. Cena 415 zł. O I części wymienionego w nagłówku niniejszej recenzji dziełka pisaliśmy już w N-rze 3 „Hutnika“ z br., obecnie zaś pragniemy omówić tu III część tego podręcznika (ukazanie się w druku jego II części ma nastąpić w niedługim czasie).

Na treść III części książki składają się 2 działy: dział A, stanowiący przygotowanie teoretyczne i zawierający ogólne wiadomości o własnościach różnych gazów technicznych, ich produkcji, magazynowaniu, mierzeniu i spalaniu, tudzież dział B, w którym znajdujemy opisy poszczególnych urządzeń i przyborów gazowych, ich obliczenia, projektowania, konstrukcji, montażu, sposobu działania, obsługi itd.

Układ treści w dziale A nie budzi zastrzeżeń, jest bowiem dobrze rozplanowany, a zakres tej ostatniej obejmuje zamkniętą w sobie całość. Sam wykład natomiast jest w niektórych miejscach nie dość jasny i w niedostatecznej mierze ściśły. Ponadto — w przeciwieństwie do I części dziełka (opracowanej przez inż. St. Weina) — polskie słownictwo techniczne zostało tu potraktowane po macoszemu. Pominięto np. nawet powszechnie już stosowane nazwy polskie, jak zawór, czadnica, gaz czadnicowy, oddzielnik, oczyszczacz itp., nazywanie zaś gazu wielkopieczowego — wysokopieczowego jest dosłownym tłumaczeniem miana obcojęzycznego. Wiadomości o gazach są przeważnie niewystarczające, a niekiedy mylne. Brak wprowadzenia i używania normalnego metra sześciennego, właściwie określonej wartości opałowej górnej i dolnej, błędne podawanie zastosowań poszczególnych rodzajów gazów i ich kaloryczności, są szczególnie rażące. Informacje o dalgazie, który ma być rozprowadzany „w rozległej sieci przewodów dalekobieżnych“, wzięto chyba z prasy codziennej. Jedynym miejscem, w którym objętość gazów oznaczono przy pomocy normalnego metra sześciennego (Nm³) — to tabl. I, z wartościami opałowymi, znacznie wszakże odbiegającymi od rzeczywistych. Wykonanie rysunków pozostawia także wiele do życzenia, zarówno pod względem rzeczowym jak i technicznym. Np. na rys. 16 kryza dławiąca jest za gruba, na rys. 17 rura Venturiego posiada obie części zbieżne jednakowej długości (!), a zbiornik wielodzwonowy na rys. 7 wypadł wprost karykaturalnie.

W dziale B, który jest co do objętości kilkakrotnie obszerniejszy od działu A, podano sporo b. interesujących przykładów zastosowania rozmaitych urządzeń gazowych. Wprawdzie dział ten nie jest również wolny od pewnych usterek, jednakże z uwagi na to, że omawia on praktyczną stronę instalacji, usterki te nie rzucają się tak silnie w oczy. Bardzo pożyteczne jest podanie przykładów przeliczenia poszczególnych elementów urządzeń gazowych i wykonania kompletnej instalacji gazowej niedużego domu mieszkalnego. Niestety, książka prawie zupełnie nie uwzględnia urządzeń gazowych dla przemysłu ciężkiego. Przeznaczając podręcznik i dla robotników, należało może dać w jego III części nieco więcej rysunków i tablic, jak to uczyniono w I części dziełka.

Aby książka ta mogła całkowicie spełnić swe zadanie, winna być poprawiona i uzupełniona, ze szczególnym zwróceniem uwagi na ściśle stosowanie norm i ujednostajnienie polskiego słownictwa w tej dziedzinie. Wydana została starannie i na dobrym papierze. Druk jest wyraźny.

T. Kuratow

Wydawnictwa American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, Inc. Redakcja: 29 West 39th Street, New York 18. American Institute of Mining and Metallurgical Engineers (skrót AIME) powstał w Stanach Zjednoczonych A.P. w 1871 r. Celem Instytutu jest popieranie sztuk i nauk, związanych z ekonomiczną produkcją, przeróbką oraz użyciem minerałów i metali. Składa się on z 6, na pół autonomicznych, Oddziałów Technicznych: 1) metali, 2) nafty, 3) żelaza i stali, 4) węgla, 5) minerałów przemysłowych, 6) szkolnictwa przemysłu mineralnego i 12 Komisji Technicznych, z których każda zajmuje się rozwojem przemysłu i nauki w danej dziedzinie, ogłaszając prace naukowe i techniczne, organizując zjazdy, zebrania i dyskusje.

Działalność wydawnicza AIME jest b. szeroka i obejmuje:

- 1) **Mining and Metallurgy**, miesięcznik informacyjny, z artykułami na tematy bieżące z zakresu technologii i ekonomiki, kronika, wyciągami z bieżącej literatury technicznej itd.;
- 2) **Metals Technology**, z pracami naukowymi i artykułami o technicznym rozwoju we wszystkich dziedzinach metalurgii, wydawany 8 razy na rok;
- 3) **Mining Technology**, z artykułami z dziedziny górnictwa i przeróbki rud metali tudzież minerałów, wydawany 6 razy na rok;
- 4) **Petroleum Technology**, zawierający artykuły, dotyczące rozwoju przemysłu naftowego, badań naukowych i ekonomii nafty, wydawany 6 razy na rok;
- 5) **Transactions AIME** (wydawane przez poszczególne Oddziały Techniczne), zawierające roczny dorobek prac naukowych, ogłoszonych w danej dziedzinie przez AIME.

Ponadto Instytut wydał szereg książek technicznych, m. in. „Przemysłowe minerały i skały“, „Wyrób stali w zasadowych piecach martenowskich“ i „Nowoczesne zastosowanie metali nieżelaznych“.

Metals Technology. Rok 1947. Styczeń. **I. Jenkins.** Zastosowanie gazu miejskiego do atmosfery ochronnej przy obróbce cieplnej stali (str. 58). **C. E. Sims.** Mechanizm reakcji C—O w stalownictwie (str. 14). **Dyskusja prac, ogłoszonych w zeszytach M. T. w 1946 r.** — **Luty E. Saibel.** Termodynamiczna teoria przełomu metali (str. 17). **B. M. Larsen.** Pewne zagadnienia na temat uzależnionych od siebie reakcji, zachodzących w wielkim piecu (str. 13). **W. Crafts i J. L. Lamont.** Udarność (Izoda) stali stopowych po obróbce cieplnej (str. 15). **E. S. Machlin i A. S. Nowick.** Napięcie zrywowe stali, odpornych na wysokie temperatury, jako proces jednostkowy (str. 13). **R. Kamm, M. Steinberg i J. Wulff.** Deformacja plastyczna proszków metalowych (str. 15). **R. S. Dean, J. R. Long i T. R. Graham.** Stopy Cu-Mn-Al, własności stopów kujnych o fazie α (str. 16). — **Kwiecień.** **W. Hume - Rothery.** Elektrycy, atomy, metale i stopy (str. 16). **W. T. Isbell.** Oczyszczanie ołowiu z cynku w próżni (str. 4). **Pei-yong Huang i C. R. Hayward.** Tworzenie się ferrytiku miedzi na skutek reakcji między tlenkiem miedziowym i żużłem (str. 10). **J. T. Kemp.** Odzyskiwanie aluminium ze złomu, praktykowane w Niemczech (str. 14). **J. W. Hickman i E. A. Gulbransen.** Studium dyfrakcji elektronowej powłok tlenkowych, tworzących się na Mo, W, sto-

pach Mo, W i Ni (str. 17). **L. A. Carpella i W. E. Shaw.** Proces zwiększania zdolności przeciągania na zimno stopu Mg + 1,5% Mn (str. 8). **J. R. Anderson i M. B. Bever.** Rozpuszczalność węgla w upłynionych stopach Cu-Mn i Cu-Ni (str. 10). **B. D. Cullity.** Budowa krystaliczna Au-Be (str. 5). **B. M. O'Harra i F. G. Mc Cutcheon.** Wpływ długości cyklu na ekonomię wytapiania cynku w retortach (str. 9). **O. H. Henry i E. L. Badwick.** Układ Bi-In (str. 5). **A. Squire.** Kompakty proszkowe żelazo - grafit (str. 10). **A. Squire.** Zależność gęstości w kompaktach proszku żelaza (str. 19). **R. S. Dean, J. R. Long i T. R. Graham.** Stopy Cu-Mn-Zn, fizyczne własności kujnych stopów, bogatych w Cu (str. 13). — **Czerwiec.** **F. C. Hull.** Nowa metoda szybkiego i dokładnego oznaczania wielkości ziarna (str. 14). **M. K. Barnett.** Układ czynnikowy w badaniach technicznych (str. 12). **R. B. Snow.** Identyfikacja ortokrzemianów na wytrawionych próbkach (str. 16). **C. E. Birchenall i R. F. Mehl.** Działalności termodynamiczne i dyfuzja w metalicznych roztworach stałych (str. 16). **C. E. Birchenall.** Interakcja i struktura stopów Cu-Zn (str. 8). **M. F. Hawkes.** Wielkość ziarna austenitu w staliwie (str. 22). **J. R. Lewis.** Stopień redukcji rudy Geneva Iron Ore (str. 16). **W. J. Kroll i A. W. Schlechten.** Laboratoryjny sposób otrzymywania metalicznego litu w próżni (str. 10). **L. F. Marek, A. Bogrow i G. W. King.** Studium laboratoryjne nad wpływem ciśnienia na osadzanie się węgla i na redukcję tlenków żelaza w procesie wielkopicowym (str. 24). **S. F. Urban i G. Derge.** Tlen w kąpieli zasadowych pieców elektrycznych (str. 16). **E. Saibel.** Wpływ uprzedniego naprężenia rozrywającego na przełom (str. 8). **A. J. Phillips.** Separacja gazów ze stopionych metali (str. 30). **W. G. Pfann.** Elektrolityczna metoda zaostrzania drutów wolframowych (str. 4). — **Sierpień.** **G. B. Clark i W. H. Bruckner.** Zachowanie się metalowego wyłożenia wydrążenia w formowych ładunkach wybuchowych (str. 12). **M. F. Hawkes i R. F. Mehl.** Wpływ kobaltu na stopień zawiązywania się i wzrostu perlitu (str. 26). **R. T. Howard i M. Cohen.** Metalografia ilościowa za pomocą analizy liniowej i przeliczania punktów (str. 14). **F. E. Harris.** Dyfuzja węgla w austenicie (str. 22). **H. W. Graham.** Czynniki, określające procesy otrzymywania żelaza i stali (str. 12). **J. C. Fisher i J. H. Hollomon.** Statystyczna teoria przełomu (str. 16). **D. J. Mc Adam, G. W. Geil i R. W. Mebs.** Wpływ odkształcenia plastycznego, napięć złożonych i niskich temperatur na napięcie łamiące stali ferrytycznych (str. 40). **J. K. Stanley.** Anormalne zmiany we własnościach rozciągania stopów Fe-Co (35% Co) po zahartowaniu (str. 11). **E. Ingerson.** Badanie stali armatniej oraz innych stopów i metali na odporność przeciwko pęknięciom powierzchniowym (str. 13). **W. L. Fink i L. A. Willey.** Hartowanie stopu Al 75S (str. 13). **R. P. Seelig.** Przegląd literatury o prasowaniu proszków metalicznych (str. 29). **W. T. Lankford, J. R. Low i M. Gensamer.** Płynięcie plastyczne blachy ze stopu aluminium, obciążonej napięciami złożonymi (str. 31). **W. T. Lankford i E. Saibel.** Pewne problemy niestępnego płynięcia plastycznego pod działaniem dwuosiowych naprężeń rozrywających (str. 12). — **Wrzesień.** **E. A. Gulbransen i W. S. Wysong.** Cienkie powłoki tlenkowe na wolframie (str. 17). **E. A. Gulbransen i W. S. Wysong.** Powłoki tlenkowe na molibdenie (str. 17). **D. J. Mack.** Izotermiczna transformacja eutektoidalnego brązu aluminium (str. 16). **H. H. Uhlig.** Pasywność stopów Fe-Cr; powłoki Fe, zaadsorbowanego na chromie (str. 10). **W. R. Hibbard.** Obserwacje struktury liniowej w kryształach miedzi (str. 6). **W. R.**

Hibbord. Uprzywilejowana orientacja w rurach mosiężnych, przeciąganych i odpuszczanych (str. 4). **Y. Dardell.** Oczyszczanie aluminium i jego stopów (str. 20). **J. J. Lander i L. H. Germer.** Pokrywanie molibdenu wolframem i chromem przez termiczny rozkład ich karbonylków (str. 42). **J. E. Burke i Y. G. Shiau.** Wpływ deformacji mechanicznej na rozrost ziarna w α mosiądzu (str. 14). **R. A. Stauffer.** Proces próżniowego przygotowywania metalicznego litu ze spodumenu (str. 10). **M. Tennenbaum.** Struktura, segregacja i stygnięcie wlewków półspokojonej stali (str. 56). **L. R. Jackson, A. M. Hall i A. D. Schwope.** Porównywalne własności kilku typów miedzi technicznej po obróbce na zimno i po rekryształizacji (str. 10). **J. P. Isaza, A. J. Shaler i J. W. Wulff.** Proszek tantalu przez redukcję magnezem (str. 5). **P. A. Beck, J. C. Kremer, L. J. Demer i M. L. Holzworth.** Rozrost ziarna w aluminium i stopie Al-Mg (str. 23). **W. D. Robertson.** Wpływ naprężeń rozrywających i ściskających na korozję stopów aluminiowych (str. 5). **A. E. Flanagan, I. I. Cornet, R. Hultgren i inni.** Czynniki, wpływające na obróbkę cieplną stopu magnezu (str. 37). **R. T. Howard i M. Cohen.** Transformacja austenitu w zakresie martenzytu i ponad nim (str. 13).

J. Leja

Przegląd Górniczy. Rok IV (1948). Nr 5 — 6 (maj — czerwiec). Numer, poświęcony Instytutowi Naukowo-Badawczemu Przemysłu Węglowego. **Doc. inż. B. Krupiński.** Wstęp. — **Zarys rozwoju Instytutu Naukowo - Badawczego Przemysłu Węglowego.** — **Doc. dr inż. M. Choraży, dr inż. J. Nadziakiewicz i inż. T. Kozłowski.** Charakterystyka węgla koksujących z Polskiego Zagłębia Węglowego. — **Inż. A. Ihnatowicz.** Badania nad wykorzystaniem etylenu, zawartego w gazie koksowym. — **Przemówienie rektora prof. dra W. Goetla na inauguracji Akademii Górniczej w dniu 6 grudnia 1947 r.** — **Kronika** (m. in. notatka o działalności Komitetu Opiniotwórczego Przemysłu Koksowniczego za 1947 r.). — **Przegląd zagraniczny.** — **Statystyka polskiego przemysłu węglowego.**

Węgiel. Rok II (1948). Nr 5 (maj). **Mgr L. Bieńkowski.** Rynek szwedzki i eksport polskiego węgla. — **Inż. M. Wróblewski.** Problem komunikacji w okręgu dąbrowskim. — **Przegląd zagraniczny.** — **Przegląd prasy krajowej.** — Nr 6 (czerwiec). **F. Markiewicz.** Francja jako producent i importer węgla. — **Inż. E. Fryczkowski.** Normowanie środków obrotowych przedsiębiorstw państwowych w ZSRR. — **Przegląd zagraniczny** (m. in. notatki o amerykańskim przemyśle koksowniczym tudzież o przestudiowaniu i rozszerzeniu bazy dla wytwarzania koksu hutniczego w ZSRR). — **Przegląd prasy krajowej.**

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Rok III (1948). Nr 3 — 4 (marzec — kwiecień). **Dr J. Kuhl.** Śląski dolomit triasowy jako surowiec przemysłowy. — **Inż. M. Budkiewicz.** Skały ilaste kopalni „Jamina“ w Libiążu. — **Inż. Z. Tekarski.** O możliwości stosowania surowców z Wiśniówki Małej. — **St. Hirszel.** Wyroby dolomitowe na Zachodzie. — **Inż. J. Wolski.** Aktualne problemy inwestycyjne.

Cement. Rok IV (1948). Nr 2 (luty). **Mgr St. Pieczara.** Cement hutniczy i jego właściwości w świetle badań laboratoryjnych. — Nr 3 (marzec). **Mgr K. Cichoń.** Wysokie wytrzymałości cementu hutniczego. — **I. Ahrends, A. Dreki, W. Kotecki.** Próby zastosowa-

nia cementu hutniczego do różnego rodzaju betonów. — Nr 4 (kwiecień). **Dr inż. W. Olszak i inż. J. Nечay.** Cement i beton w świetle najnowszych badań międzynarodowych. — **Inż. W. Pogany.** Oszczędność żelaza w budownictwie żelbetowym.

Nafta. Rok IV (1948). Nr 5 (maj). **Inż. J. Ostaszewski i inż. A. Waliduda.** Palniki na gaz ziemny w gospodarstwie domowym (ciąg dalszy). — **Statystyka naftowa Polski.** — Nr 6 (czerwiec). **Inż. St. Lubiec Sulimirski.** Geologia i wiedza przyrodnicza podstawą poszukiwań naftowych. — **Inż. J. Ostaszewski i inż. A. Waliduda.** Palniki na gaz ziemny w gospodarstwie domowym (ciąg dalszy). — **Statystyka naftowa Polski.**

Przegląd Chemiczny. Rok VI (1948). Nr 3 — 4 (marzec — kwiecień). **Dr M. Puchalik.** Zagadnienie istnienia mezonów o różnych masach. — **Przegląd literatury** (m. in. interesująca notatka o niemieckich badaniach atomowych podczas ostatniej wojny).

Przegląd Techniczny. Rok LXIX (1948). Nr 9 (maj). Ustawa o stopniu inżyniera i projekty rozporządzeń wykonawczych Ministra Oświaty do ustawy o stopniu inżyniera z dnia 28. I. 1948 r. — **Problemy organizacyjne NOT.** — Nr 10 (maj). **Inż. R. Skórski.** Węgiel a energia atomowa. — **Inż. J. Chudziński.** Zmęczenie przemysłowe jako czynnik, obniżający wydajność pracy. — **Inż. J. Biernacki.** Kwalifikowanie spawaczy. — **Wyzwalanie mezonów.** — **M. Grant.** Historia niklu. — Nr 11. XXI Międzynarodowe Targi w Poznaniu. — **Prof. dr inż. M. Śmiałowski.** Stopnie naukowe w różnych państwach i sposoby ich nadawania. — **Turbina gazowa jako silnik samochodowy.** — **Inż. J. Biernacki.** Kwalifikowanie spawaczy (dokończenie). — Nr 12 (czerwiec). **Mgr Z. Gajewski.** Z zagadnień normalizacji jednostek miar. — **Nowe źródło energii atomowej.**

Politechnika. Rok III (1948). Nr 3 (marzec). **Inż. J. Piaskowski.** Struktura wiązań międzyatomowych ciał prostych i ich stopów. — **Inż. T. Schwartz.** Ogrzewanie pojemnościowe. — **Prof. dr F. Markowski.** Zaginionie prace konkursowe Stanisława Noakowskiego. — **Nowości naukowe i techniczne** (m. in. wyzwalanie mezonów, aparat do harmonicznej analizy i syntezy, reakcje termo - jądrowe w warunkach ziemskich). — **Kronika naukowa i organizacyjna** (m. in. notatki o zgonie śp. prof. dra Władysława Nikliborca i śp. doc. dra Wacława Wernera).

Przegląd Mechaniczny. Rok VII (1948). Nr 4 — 5 (kwiecień — maj). Odezwa Konferencji Narzędziowo-Obrabiarkowej w Poznaniu. — **Prof. dr inż. W. Mośzyński.** Tarcie w mechanizmach. — **Inż. St. Szule.** Gładkość powierzchni (dokończenie). — **Inż. St. Żukowski.** Zarys badań nad trwałością ostrza. — **Inż. J. Wagner.** Ewolucje w amerykańskim przemyśle samochodowym. — **Prof. dr M. T. Huber.** Wartość naukowa i praktyczna prób zginania i skręcania. — **Inż. W. Hersche.** Suche studzenie koksu w koksowniach i gazowniach. — **Prof. A. Portevin.** Ogólne zasady sporządzania stopów w drodze przetapiania. — **Inż. J. Piaskowski.** Wyżarzanie białego żeliwa ciągłego w atmosferach gazowych. — **Inż. A. M. Odlewy** w kokilach z punktu widzenia konstruktora. — **Inż. I. P. Samozapalające się stopy.** — **Z. D. i A. S.** Przy czynce do badania cementacji żeliwa przy pomocy niektórych metali i metaloidów. Cementacja rozproszona.

Mechanik. Rok XXI (1948), Nr 4 — 5 (kwiecień — maj). **Inż. T. Malkiewicz.** Stale narzędziowe, produkowane w Polsce. — **Inż. S. Sandström.** Łożyska toczne w obrabiarkach. — **Inż. M. Tutak.** Nowe prądy w dziedzinie napędu i sterowania hydraulicznego obrabiarek. — **Inż. Cz. Nowicki i inż. W. Ostrowski.** Obrabiarki z wałem giętkim i ich zastosowanie w przemyśle. — **Inż. A. Mystkowski.** Automatemy line obrabiarkowe. — **Inż. W. Szymanowski.** Normalizacja w budowie obrabiarek. — **Inż. St. Kunstetter.** Niektóre zagadnienia z dziedziny normalizacji narzędzi. — **Inż. K. Koziarski.** Stan obecny produkcji narzędzi i zamierzenia na przyszłość. — **Inż. A. Janaszewski i inż. St. Werner.** Gruszki Tropenasa w odlewni. — **J. W.** Odlewnie zakładów Renaulta. — **Inż. L. Eker.** Koła zmianowe czy wymienne. Rdzeń — rdzennica. — Nr 6 (czerwiec). Odezwa Konferencji Narzędziowo - Obrabiarkowej w Poznaniu. — **Inż. J. Obalski.** Statystyczna kontrola produkcji. — **Inż. E. W. Wodziezko.** Sprężarki powietrza w ruchu warsztatowym. — **Inż. A. Walewski.** Zależność wydajności pracy od jej bezpieczeństwa i higieny. — **A. T. T.** Aluminium — glin. — **Inż. J. Michałowski.** O kauczuku. — **J. K.** Rakiety międzyplanetarne.

Przegląd Elektrotechniczny. Rok XXIV (1948), Nr 4 — 5 (maj). **T. Czaplicki.** Kronika (Zadania Walnych Zgromadzeń SEP). — **Dr inż. P. J. Nowacki.** Koncepcja krajowej sieci najwyższych napięć. — **Prof. inż. W. Szumiln.** Zadania i ustrój rozrządu elektroenergetycznego. — **Inż. B. Witwiński i inż. J. Gniewiewski.** Zaopatrzenie okręgu warszawskiego w energię elektryczną. — **Inż. Z. Gogolewski i inż. K. Morstzyn.** Plan rozwoju przemysłu maszyn elektrycznych. — **Inż. St. Cynke.** Radiotelefon Polska — USA. — Nr 6 (czerwiec). **T. Czaplicki.** Kronika (Czternaste Walne Zgromadzenie SEP — drugie na Ziemiach Odzyskanych, Radar). — **Inż. St. Seidel.** Niepalne płyny izolacyjne jako materiały zastępcze dla oleju mineralnego. — **Inż. A. Miączyński.** Radar i jego zastosowanie. — **Mgr M. Skoczyła.** Szkolnictwo zawodowe przemysłu elektrotechnicznego. — Spawarki prądu stałego produkcji krajowej. — Centralna Komisja Normalizacji Elektrotechnicznej SEP. — Skład osobowy Centralnej Komisji Normalizacji Elektrotechnicznej.

Biuletyn Techniczny Zjednoczenia Energetycznego Zagłębia Węglowego. Rok II (1948), Nr 2 (czerwiec). **Inż. St. Krzycki.** Współzawodnictwo pracy w elektrowniach ZEZW. — **Inż. E. Królikowski.** Moc bierna w sieci śląskiego systemu energetycznego. — **Inż. St. Bładowski.** Przyczyny uszkodzeń kabli w ruchu. — **Inż. J. Słobodziński.** Dobór materiałów ogniotrwałych na obmurza nowoczesnych kotłów parowych. — **Inż. W. Olczakowski i inż. T. Tomaszewicz.** Preparowanie wody wymiennicami jonowymi. — **Inż. St. Kasprzyk.** Metody graficznego projektowania cieplnego kotłów. — **Inż. T. Frank.** Zapotrzebowanie własne dużych elektrowni parowych. — **Inż. T. Ejsmond.** Normy zużycia energii elektrycznej na jednostkę produkcji. — **L. K.** Pierwsze rezultaty upaństwowienia energetyki (elektryczności i gazu) we Francji. — **B. T.** Suche gaszenie koksu.

Inżynieria i Budownictwo. Rok V (1948), Nr 4 (kwiecień). **Inż. St. Serafin.** Podstawowe założenia projektu Mostu Dębnickiego na Wiśle w Krakowie. — **Z prasy technicznej** (m. in. notatki o konstrukcjach rurowych i o kolei podziemnej w Sztokholmie).

Przegląd Budowlany. Rok XX (1948), Nr 4 — 5 (kwiecień — maj). Wykonanie planów inwestycyjnych w roku 1948 a usprawnienie budownictwa. — **T. Biłyk.** Ogrzewanie dużych hal. — **H. i R. Olszewscy.** Kanał Moskwa — Wołga. — **J. Oderfeld.** Gąbczaste materiały jako izolatory cieplne.

Przegląd Komunikacyjny. Rok 1948, Nr 3 (marzec). Aleksander Wasiutyński (1859 — 1944). Jego życie i ostatnie prace. — **Prof. dr inż. A. Langrod.** Bieg pojazdów kolejowych po łukach. — **Mgr Z. Baja.** Problem izochron Polski (dokończenie). — **Inż. M. Łopuszyński.** Koleje wąskotorowe. — **T. B.** Zarys rozwoju szybkości transportu. — Nr 4 (kwiecień). **Inż. E. Barysz.** Systemy urządzeń bezpieczeństwa ruchu pociągów na stacjach w zależności od potrzeb ruchowych. — **Prof. dr inż. A. Langrod.** Bieg pojazdów kolejowych po łukach (dokończenie). — Nr 5 (maj). **Inż. Cz. Jaworski.** Wyniki eksploatacji trakcji elektrycznej w węzle warszawskim w 1938 r. — **Inż. J. Królikowski.** Odbudowa konstrukcji stalowej mostu kolejowego przez Wisłę w Toruniu. — **Dział językowy.**

Drogownictwo. Rok III (1948), Nr 5 (maj). **Inż. Fr. Przewirski i inż. J. Francos.** Odbudowa wiszącego Mostu Grunwaldzkiego na Odrze we Wrocławiu. — **Inż. St. Rodkiewicz.** Drzewa i krzewy przy drogach. — Nr 6 (czerwiec). **Inż. St. Rodkiewicz.** Drzewa i krzewy przy drogach (ciąg dalszy).

Gospodarka Wodna. Rok VIII (1948), Nr 4 (kwiecień). **Inż. T. Tillinger.** Rosnące niebezpieczeństwo powodzi w Warszawie. — **Inż. J. Weżyk.** W sprawie zabudowania górskich rzek i potoków. — **W. B.** Nawodnienie wyżyny środkowo - rosyjskiej.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Rok XXII (1948), Nr 5 (maj). **Inż. A. Szniciels.** W sprawie szkolenia inżynierów sanitarnych w Polsce. — **Inż. Z. Rożyński.** Ogrzewanie systemem „panel”. — **Inż. E. Filipowski.** Gazownie polskie w świetle liczb. — Nr 6 (czerwiec). **Inż. W. Chramiec, inż. E. Winter i inż. J. Zachaczewski.** Wodociągi grupowe na Górnym Śląsku i ich znaczenie dla obsługi osiedli miejskich i wiejskich. — **Inż. J. Kłosiński i inż. J. Szuba.** Zasady oczyszczania gazu węglowego.

Motoryzacja. Rok III (1948), Nr 5 (maj). **Inż. St. Czajkowski.** 30 lat radzieckiego przemysłu samochodowego. — **B. Przelaskowski.** Najnowocześniejszy samochód świata — „Tucker”. — **A. W.** Długość życia samochodu w Ameryce. — Nr 6 (czerwiec). **Dr inż. Z. Tomasiak.** Benzyna syntetyczna i jej znaczenie dla problemu paliw w kraju. — **Inż. St. Czajkowski.** 30 lat radzieckiego przemysłu samochodowego (dokończenie). — **Inż. L. Gronomski.** Akumulatorowe samochody we Francji. — **Inż. St. Świdorski.** Krajowe panewki łożyskowe z ołowiu — brązu.

Skrzydłata Polska. Rok IV (1948), Nr 5 (maj). **Operacja berlińska.** — Nr 6 (czerwiec). **St. Prawowski.** Samoloty radzieckie na XXI Targach Poznańskich.

Wiadomości PKN. Rok XV (1947), Nr 2 (sierpień)* Wykaz PN, wydrukowanych do dnia 1 sierpnia 1947 r. — Nr 3 (wrzesień). **Prof. inż. K. Wesołowski, inż.**

* Patrz „Hutnik“ z 1947 r., Nr 9, str. 454.

S. Jabłoński i inż. R. Sypniewski. Czas ustalić pojęcia w obróbce cieplnej. — **Inż. A. T. Troskolewski.** Standard. — **Inż. St. Benda.** Inżynier do spraw normalizacji w przemyśle. — Nr 4 (październik). **S. P.** Normalizacja a psychologia. — **Projekty norm.** Obróbka cieplna. — Rysunek techniczny maszynowy. — Nr 5 — 6 (listopad — grudzień). **Prof. dr inż. W. Moszyński.** Czy istnieje możliwość umiędzynarodowienia znakowania metali technicznych? — **Inż. Cz. Olszyński.** Terminologia procesów normalizacyjnych. — **Projekty norm.** Stopy splekane.

Rok XVI (1948). Nr 3 (marzec*). **Inż. J. Kaczyński.** O znakowaniu stali. — **C. O.** Stany Zjednoczone a system metryczny. — **Projekty norm.** Stal węglowa walcowana. — Blachy białe (cynowane). — Nr 4 (kwiecień). **Sp. inż. Czesław Szczekowski** — Sekretarz Generalny PKN. — **Inż. J. Obalski.** Kilopond — nowa nazwa kilograma — siły. **Inż. J. Oderfeld.** W sprawie jednostek siły i masy. — **Inż. J. Oderfeld.** British Standards Institution. — **Projekty norm.** Stal do celów budowlanych i do konstrukcyj stalowych. — Stal węglowa walcowana. Bednarka gorąco walcowana. — Stal węglowa walcowana. Pręty płaskie.

Wiadomości Urzędu Patentowego. Rok XXIV (1948). Nr 4 (kwiecień). Porozumienie o zachowaniu lub przywróceniu praw własności przemysłowej, dotkniętych przez drugą wojnę światową, wraz z protokołem końcowym oraz dodatkowym protokołem końcowym, podpisane w Neuchâtel dnia 8 lutego 1947 r. — Udzielony został patent Nr 33429 na sposób wyrobu noży oraz urządzenie do wykonywania tego sposobu (Huta Bałdon, Katowice).

Przegląd Organizacji. Rok XVIII (1948). Nr 5 (maj). **Karol Adamiecki.** — **Prof. dr inż. St. Bieńkowski.** Karol Adamiecki jako twórca. — **Zb. Heidrich.** Adamiecki a międzynarodowy ruch naukowej organizacji. — **M. Ponikowska.** Karol Adamiecki i Instytut Naukowej Organizacji i Kierownictwa. — **Inż. St. Raźniewski.** Wpływ działalności Adamieckiego na stosowanie naukowej organizacji w górnictwie. — **Prof. inż. St. Guziński.** Istota i definicja naukowej organizacji. — **Inż. Wl. J. Michejda.** Planowanie długookresowe w obecnym ustroju gospodarczym Polski. — **Dr inż. Z. Zbichorski.** Racjonalizacja produkcji seryjnej. — **J. Gutowski.** Hammonogram pracy wielowarsztatowców. — **Wl. Baliński.** Wykresy Adamieckiego. — Nr 6 (czerwiec). **Br. Blass.** Z zagadnień statystyki pracy w przemyśle. — **J. Tyszkiewicz.** Planowanie wykonania budowy. — **J. Kostecki.** Koszt opracowania rysunkowego wytwarzanych przedmiotów. — **S. B.** Obsługa narzędziowa.

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Rok IV (1948). Nr 5 (maj). **Sytuacja ekonomiczna Polski w marcu 1948 r.** — **Dr St. Perczyński.** Przegląd rynków zagranicznych (Szwajcaria). — **J. Sierzputowski.** Amortyzacja majątku stałego w przemyśle państwowym. — **Dr E. Bark.** Problem szybkości obiegu pieniądza. — **Dr K. Studentowicz.** Społeczno - gospo-

darcze znaczenie dematerializacji pieniądza. — **Prof. dr St. Rozmaryn.** Organizacja obrotu bezgotówkowego w ZSRR (dokończenie).

Gospodarka Planowa. Rok III (1948). Nr 7 — 3 (maj — czerwiec). **Dr T. Dietrich.** Z zagadnień planowania. — **W. Nieciuński.** Plan inwestycyjny Ministerstwa Odbudowy. — **Br. Blass.** Metody obliczania wartości produkcji przemysłowej. — **(M. S.)** Usprawnianie statystyki przemysłowej. — **(J. S.)** Reorganizacja Centralnego Urzędu Planowania. — **(W. J.)** Z bieżących prac CUP. — **I. Jewenko.** Inwestycje w Związku Radzieckim.

Życie Gospodarcze. Rok III (1948). Nr 9 (maj). **Br. Blass.** Zasady finansowania inwestycji w 1949 r. w przemyśle państwowym. — **Mgr W. Iwaszkiewicz.** Skład społeczny zatrudnionych w Polsce. — **Dr B. Markus.** Praca w Związku Radzieckim. — Nr 9 a (maj). Numer specjalny, poświęcony przemysłowi prywatnemu. — Nr 10 — 11 (czerwiec). **Dr R. Langrod.** Ochrona praw z patentów zagranicznych. — **Mgr St. Hortyński.** Problem Zagłębia Ruhry. — Nr 12 (czerwiec). **J. Kozłowski.** Premiowanie pracowników umysłowych. — **Inż. Wl. Żukowski.** Zaopatrzenie Zagłębia Węglowego w wodę. — **Dr S. Różycki.** Targi Paryskie. — Nr 12 a (czerwiec). Numer specjalny, poświęcony zagadnieniom elektroenergetyki.

Myśl Współczesna. Rok 1947. Nr 12 (grudzień). **Prof. St. Ossowski.** Doktryna marksistowska na tle dzisiejszej epoki. — **M. Cornforth.** Pozytywizm logiczny. — **Prof. dr N. Łubnicki.** Witalizm a mechanizm. — **Prof. dr St. Śreniowski.** Idea oryginalności w historiografii polskiej. — **Prof. dr inż. W. Świętosławski.** O świadczeniach Stanów Zjednoczonych na rzecz rozwoju nauki. — **Prof. dr R. Bierzanek.** Tendencje rozwojowe prawa międzyspołecznego. — **Prof. L. Kojrański.** Ze świata nauki i techniki.

Bibliotekarz. Rok XV (1948). Nr 4 — 5 (kwiecień — maj). **B. Horodyski.** Z rozważań o zawodzie bibliotekarskim. — **M. Porwit.** Badania nad czytelnictwem w 1948 r. — **Wl. Sappak.** Biblioteka Historyczna w Moskwie. — **E. Greenaway.** Mała amerykańska biblioteka publiczna.

Horyzonty Techniki. Naczelna Organizacja Techniczna w Polsce (NOT) przystępuje do wydawania nowego, bogato ilustrowanego, miesięcznika, poświęconego popularyzacji wiedzy technicznej i wynalazczości, pod nazwą „Horyzonty Techniki“. Czasopismo to ma obejmować całokształt zagadnień z rozmaitych dziedzin techniki i informować o osiągnięciach postępu technicznego w kraju i zagranicą, o ulepszeniach, wynalazkach itd. Poziom czasopismo będzie przy tym łatwo dostępny dla przeciętnego czytelnika. Pierwszy zeszyt tego pisma ukaże się na początku września br. Akcja taka posiada niewątpliwie doniosłe znaczenie społeczne, a cel, jaki wytknęły sobie „Horyzonty Techniki“, godzien jest ze wszech miar jak najwyższego poparcia.

*) Patrz „Hutnik“ z 1948 r., Nr 4, str. 194.

Różne wiadomości

I. A. Sokołow. W listopadzie ub. r. zmarł w wieku 80 lat jeden z najznakomitszych i najbardziej zasłużonych metalurgów rosyjskich — Iwan Aleksandrowicz Sokołow. Wyższe swe studia odbywał on w Petersburgu, naprzód w tamtejszym uniwersytecie, którego wydział fizyko-matematyczny ukończył ze złotym medalem, a następnie w Instytucie Górniczym, gdzie uzyskał dyplom inżyniera górniczego i nazwisko jego wpisano na tzw. „złotej tablicy“ Instytutu. W latach późniejszych otrzymał tytuł doktora nauk technicznych i został mianowany profesorem teorii procesów metalurgicznych w Uralskim Instytucie Politechnicznym. Działalność pedagogiczna prof. Sokołowa (stworzył on prawdziwą „szkołę“ metalurgów radzieckich), naukowa (dzieła: „Termodynamika chemiczna i teoria procesów metalurgicznych“, „Termodynamika procesu wielkopieczowego“ oraz liczne prace badawcze, przeważnie z dziedziny wielkopieczownictwa) i na polu techniczno - przemysłowym (głównie na Uralu i Syberii; m. in. brał on udział w projektowaniu hut w Magnitogorsku i budowie wielkich pieców w Kuzniecku) zapewniły mu nader poczesne miejsce w dziejach rozwoju radzieckiej metalurgii żelaza.

M. P. Aksienow. W lutym br. zmarł wybitny uczyony i pedagog radziecki, jeden z pionierów rosyjskiego przemysłu odlewniczego Mikołaj Pawłowicz Aksienow. Urodzony w 1880 r., ukończył w 1902 r. (z odznaczeniem) ze stopniem inżyniera-mechanika Moskiewską Wyższą Szkołę Techniczną. W 1930 r. otrzymał nominację na jej profesora, a w 1938 r. objął katedrę odlewnictwa w Moskiewskim Instytucie Stali. W tym samym roku przyznany mu został stopień doktora nauk technicznych. Prof. Aksienow był autorem ponad 50 prac naukowo-badawczych i szeregu wyborych podręczników z dziedziny odlewnictwa.

Produkcja stali stopowych w Wielkiej Brytanii.

	Produkcja w tysiącach ton w 1946 r. w 1947 r.	
A. Wlewki surowe:		
Stal niklowa	47,5	58,0
Stal niklowo-chromowa	52,8	52,8
Stal niklowo-chromowo-molibdenowa z wanadem lub bez wanadu	68,6	84,5
Stal chromowo-molibdenowa	26,4	31,6
Stal manganowo-molibdenowa	47,5	58,0
Stal chromowo-wanadowa	5,3	5,3
Stal chromowa	105,6	116,0
Inne stale stopowe	58,0	63,3
Stale kwaso- i ognioodporne		
Stale austenityczne	24,2	52,8
Stale martenzytyczne	15,8	21,1
Razem wlewki	469,7	543,4
B. Staliwo stopowe wszystkich gatunków		
	58,0	58,0
C. Wlewki stali szybko tnącej		
	15,8	15,8

Liczby, dotyczące stali stopowej (prócz stali szybko tnącej), odnoszą się do stali, zawierających co najmniej 0,4% Cr lub Ni, 0,1% Mo, W lub V albo 10% Mn.

Regulacja szybkości, kontrola promieniami Roentgena i system smarowniczy ciągłej zimnej walcowni blachy. Najszybsza na świecie zimna walcownia taśmy stalowej, zainstalowana w zakładach Jenes and Laughlin Steel Corporation w Alliquippa (USA), posiada elektryczny „mózg“ samosterujący i urządzenie, mierzące grubość taśmy przy pomocy promieni Roentgena. Wyróżnia się ona — w porównaniu z innymi zimnymi walcowniami blachy w układzie ciągłym — ciężką konstrukcją. Zespół maszyn waży ok. 400 t i umocowany jest na żelazobetonowym fundamencie, sięgającym w dół 15 m. Nowy system regulacji szybkości walcowania dopuszcza wyjściowe szybkości taśmy do 31 m/sek. Gotowe zwoje taśmy, dł. 8000 m, przewalcowywane są w niecałe 5 min. „Mózgiem“ systemu, regulującego obroty walców, jest amplitdyna, będąca małym generatorem specjalnej konstrukcji, używanym jako dokładny miernik i organ regulujący. W systemie regulującym walcowni amplitdyna ma za zadanie utrzymać odpowiedni stosunek szybkości między poszczególnymi silnikami. O ile powstają nieregularności, amplitdyna natychmiast odczuwa je i poprawia. Urządzenie to pozwala również na zwiększenie szybkości walcowania z 1,5 m/sek. do 23 m/sek. w ciągu 6 sek. Można też przeprowadzić walcownie z szybkością 31 m/sek. do stanu zupełnego spoczynku w 6 sek. Silniki elektryczne mają nominalną moc 12.400 kW, dzięki zaś specjalnej izolacji może być ona podniesiona do 15.000 kW. Energii elektrycznej dostarczają 2 zespoły Ward - Leonarda, łącznej mocy 14.220 kW. Regulacja przy pomocy amplitdyny, po raz pierwszy zastosowano do zimnej walcowni taśmy w układzie ciągłym, znana jest pod nazwą „systemu regulacji indywidualnego generatora“. Przewiduje ona zasilanie prądem każdego z silników napędowych z oddzielnego generatora, czym odbiega od dotychczas stosowanych systemów.

Innym ciekawym urządzeniem jest aparat do pomiaru grubości taśmy przy pomocy promieni Roentgena. Ustawia się go nad taśmą, wychodzącą z walcarki, przy czym — nie mając bezpośredniego kontaktu — metal bombardowany jest wiązką promieni Roentgena. Druga wiązka promieni, pochodząca z tego samego źródła, przenika wzorcową próbkę taśmy o takiej samej grubości. Jednocześnie czujnik promieniowania mierzy i porównuje obydwie wiązki po przejściu ich przez walcowaną blachę i przez próbkę. Jeżeli natężenia promieni są sobie równe, mamy żadaną grubość walcowanej blachy, w przeciwnym bowiem razie czujnik wykazuje odchyłkę w górę lub w dół od żadanej grubości.

Uproszczenie sprawy obsługi i możliwość walcowania większej różnorodności wytworów są dalszymi wybitnymi cechami owej walcowni. Walcownia ta w układzie ciągłym składa się z 5 walcarek i zwijarki, ustawionych jedna za drugą. Taśma przechodzi sukcesywnie przez poszczególne walcarki, po czym zwijana jest z dużym naciąganiem. Ciężar poszczególnych walców dochodzi do 25 t. Do oliwienia walcowni w czasie pracy używa się 4, niezależnych od siebie systemów, które obsługują następujące części walcarek: 1) łożyska walców współpracujących, 2) napędy i śruby dociskające, 3) łożyska walców roboczych, 4) taśmę, która w czasie walcowania powlekana jest warstwą oleju palmowego.

System pierwszy posiada 2 zbiorniki po 65 m³, służące do zbierania oleju, powracającego z łożysk walców wspórczych i do utrzymywania oleju w stałej temperaturze ok. 43° C. Temperaturę tę otrzymuje się dzięki zmontowaniu chłodnicy i podgrzewacza, przez które olej cyrkuluje, tak że wewnątrz zbiorników nie ma węzownic grzewczych. Ze zbiorników tych olej przetłaczany jest przy pomocy 2 pomp o wydajności 1300 l/min. W ciągłej pracy jest tylko 1 pompa, 2 zaś pompę włącza się w razie spadku ciśnienia poniżej dopuszczalnej granicy. Z pomp olej przechodzi przez filtr, składający się z wirujących wielokrotnych cylindrów, mających otwory rzędu 0,125 mm, które oczyszczają się automatycznie. Gdy spadek ciśnienia na filtrze przekroczy 0,7 atn, automat daje sygnał ostrzegawczy, gdy zaś różnica ciśnień przekroczy 1,3 atn, olej omija filtr przez bocznik. Z filtrów olej przechodzi przez chłodnice, gdzie temperatura jego wyrównuje się do 38° C, a następnie — już pod regulowanym ciśnieniem — do łożysk walców wspórczych. Temperatura oleju, opuszczającego każde z łożysk, rejestrowana jest w sposób ciągły. Do zadań obsługi należy szczegółowe badanie, czy temperatura nie odbiega od przepisanej i czy nie ma zaburzeń w ruchu łożysk. W razie nagłego spadku ciśnienia, w łożyskach zapalają się — umieszczone na stojakach — zielone i czerwone żarówki. Okresowe laboratoryjne próby oleju podają stopień jego zanieczyszczenia. Gdy olej w jednym ze zbiorników staje się lekko zanieczyszczony, zbiornik ten włącza się z ruchu, a do obiegu włącza się olej z drugiego zbiornika. Olej z odstawanego zbiornika przepompowywany jest do oczyszczacza, a następnie podgrzewany. W dalszym ciągu olej przechodzi obiegiem przez wirówkę, która — pracując przy 15.000 obr./min. — usuwa wszelkie zanieczyszczenia i z powrotem włącza olej do swego zbiornika. System smarowania kół zębatych działa podobnie, jednakże posiada tylko 1 zbiornik o pojemności 36 m³, który pozostaje pod szczególnie wysokim ciśnieniem. Do obiegu używa się 2 pomp, o wydajności 900 l/min, każda, tłoczących olej przez filtry i chłodnicę, podobnie jak w systemie łożysk wspórczych, a ponadto w drodze powrotnej umożliwiających czyszczenie przez dodatkowe filtry. Pompy tłuszczowe dostarczają smaru, również pod szczególnie wysokim ciśnieniem, do łożysk rolkowych walców roboczych i łożysk oporowych walców wspórczych, w określonych ilościach i w określonych odstępach czasu. Olej palmowy, służący do smarowania taśmy w czasie walcowania, mieszany jest z wodą w żądanym stosunku w osobnym zbiorniku, a następnie tłoczony do walcowni przy pomocy 42 pomp. Każda pompa dostarcza mieszaninę oleju i wody na taśmę podczas jej ruchu, przy czym specjalne wałki od góry i od dołu rozprowadzają smar równą warstwą. W drodze powrotnej mieszanina wody i oleju tłoczona jest przez regeneratory, który oddziela olej, przeznaczony do innego już użytku. W celu zabezpieczenia przeciw pożarowi wszystkich systemów smarowniczych, pomieszczenie piwniczne, gdzie znajduje się cała gospodarka olejowa, posiada automatyczne urządzenie, dzięki któremu może napełnić się dwutlenkiem węgla o temperaturze ok. 18° C w przeciągu 2 min.

Nowa elektrownia wodna w Czechosłowacji. Niedawno w miejscowości Sztchowice, w pobliżu Praги, uruchomiono wielką elektrownię wodną, której budowa rozpoczęta została jeszcze w 1937 r. Przed wszystkim — dzięki zbudowaniu potężnej zapory

wodnej — podniesiono, na długości 10 km, poziom rzeki Wełtawy o 20 m, stwarzając olbrzymie jezioro. Aby zachować spławność rzeki specjalna komora żeglugaowa może podnosić — przy pomocy szeregu śluz — statki o wyporności ok. 1000 ton do poziomu utworzonego jeziora. Elektrownia jest typu akumulacyjnego, tzn. w godzinach słabszego obciążenia pompuje przy pomocy wielkich, elektrycznie napędzanych, pomp duże ilości wody do innego sztucznego jeziora, o objętości 500.000 m³ wody, znajdującego się o 220 m wyżej, na wzgórzu Chlum. W godzinach szczytów obciążenia jezioro to zaopatruje w wodę o ogromnym spadku 2 turbiny wodne, pędzące wielkie generatory. Ponadto elektrownia ta posiada 2 dalsze turbiny wodne, korzystające ze znacznie mniejszego (19-metrowego) spadku głównej zapory na Wełtawie.

Nowa elektrownia w Sztchowicach jest częścią planu wykorzystania sił wodnych rzeki Wełtawy, którego realizacja da Czechosłowacji ogólną dodatkową moc zainstalowaną w wysokości 420.000 kW. To wyzyskanie sił wodnych na tak wielką skalę poważnie zmniejszy zapotrzebowanie węgla w Czechosłowacji; w szczególności znacznie spadnie zapotrzebowanie węgla brunatnego w środkowych okręgach kraju. Z uznaniem wypada podnieść, iż wszystkie maszyny i urządzenia elektrowni wodnej wykonali Czesi sami.

Produkcja koksu w Czechosłowacji. W zagłębiu ostrawsko-karwińskim wytwórczość — znanego ze swej wysokiej jakości — koksu stale wzrasta. W maju br. wyprodukowano go tam 231.000 ton. Przewiduje się, że w czerwcu br., z uwagi na to, iż w zagłębiu owym zapalone zostały niedawno 4 nowe baterie, wytwórczość koksu wyniesie o ok. 25% ponad ilość planowaną.

Klimatyzowana budka suwnicowego. Zakłady Jones and Laughlin Steel Corporation w Aliquippa w Stanach Zjednoczonych posiadają 7 suwnic z klimatyzowanym pomieszczeniem dla obsługi. Dzięki temu, pomimo b. wysokiej temperatury otoczenia, obsługa suwnicy 185-tonowej kadzi rozlewniczej pracuje w warunkach nieszkodliwych dla zdrowia.

Zapasy rudy żelaznej w Chinach wynoszą według źródeł angielskich ok. 16 milrd. t, przy czym większość pokładów zawiera poniżej 50% żelaza.

Włoski przemysł stalowy zakontraktował na przeciąg najbliższych 3 lat dostawę rudy żelaznej z Algieru. W celu zwiększenia wydobycia rudy na pokrycie tego zapotrzebowania Włochy mają dostarczyć urządzeń kopalnianych.

Wytwórczość stali surowej wyniosła w USA w 1947 r. na głowę 535 kg, w Belgii i Luxemburgu po 510 kg, a średnia światowa 67 kg.

Ministerstwo handlu USA podaje, że w celu zwiększenia wytwórczości stali surowej o 10 miln. t konieczną rzeczą jest zapewnić dostawę 12 miln. t rudy żelaznej, 7,8 miln. t koksu i 7,6 miln. t surówki. Niezbędne inwestycje pochłoną od 1,5 do 2 miln. t wyrobów stalowych, przy czym koszty inwestycyjne wyniosą 250 dolarów na 1 tonę produkcji stali.

Kanadyjski przemysł aluminiowy zaplanował na 1948 r. wytwórczość, uwzględniającą pełne obciążenie jego wytwórni aluminium. W 1947 r. Kanada wyprodukowała 275.000 t aluminium, podczas gdy wytwórczość USA wyniosła 520.000 t.

Kronika

Z Politechniki Warszawskiej. Prezydent Rzeczypospolitej mianował byłego profesora Politechniki Lwowskiej i Politechniki Warszawskiej, a obecnie profesora Politechniki Gdańskiej — dra inż. Maksymiliana Tytusa Hubera profesorem honorowym wytrzymałości materiałów na Wydziale Mechanicznym Politechniki Warszawskiej. Prof. M. T. Huber (patrz jego życiorys w „Hutniku“ z 1945 r., Nr 4, str. 126-129) obchodzi w br. 45-lecie swej pracy naukowej. Jest on członkiem Polskiej Akademii Umiejętności, Polskiej Akademii Nauk Technicznych, Towarzystwa Naukowego Warszawskiego i innych towarzystw naukowych. W uznaniu wielkich jego zasług w dziedzinie wiedzy ścisłej i technicznej Akademia Górnicza w Krakowie obdarzyła go w 1945 r. doktoratem nauk technicznych honoris causa.

Z Akademii Górniczo - Hutniczej w Krakowie.

1) Na Wydziale Elektro-Mechanicznym Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie uzyskał inż. Tadeusz Zarański w marcu br. stopień doktora nauk technicznych na podstawie rozprawy pt. „Wyznaczanie mocy silnika elektrycznego dla pracy przerywanej, lub dla pracy ciągłej, obciążeniem przerywanym“. Był to pierwszy doktorat na tym Wydziale.

2) W maju i czerwcu br. odbyły się na Wydziale Hutniczym Akademii Górniczo - Hutniczej 3 egzaminu dyplomowe.

W dniu 22 maja br. złożyło egzamin dyplomowy 8 absolwentów (których nazwiska i tytuły prac dyplomowych wraz z krótkim streszczeniem podajemy poniżej):

1) **Stanisław Sulima.** Emaliowanie żeliwa. Po omówieniu definicji emalii, własności chemicznych i technologicznych surowych materiałów emalierskich, środków pomocniczych, własności fizycznych i chemicznych emalii oraz ich systematyki, autor podaje sposoby przeliczeń emalierskich, przygotowania emalii i przebieg procesu emaliowania żeliwa. Ponadto w pracy uwzględniono własności masy formierskiej, przygotowanie żeliwa do emaliowania i przyczyny występowania wad w wyrobach emalierskich.

2) **Władysław Ptak.** Przeprowadzić badania nad redukcją ogniową związków sodu na metaliczny sód. W części teoretycznej autor omawia podstawy obliczeń swobodnej energii i przeprowadza obliczenia entropii z wzorów empirycznych oraz z reakcji, obliczenia entropii związków w stanie stałym na podstawie wskaźników entropowych, przybliżone obliczenia molarnego ciepła właściwego związku w stanie stałym tudzież teoretyczne możliwości ogniowej redukcji sodu. Następnie opisuje otrzymywanie sodu przez redukcję chlorku karbidem, otrzymywanie potasu, doświadczalne dane, dotyczące redukcji chlorku potasu i ogniową redukcję związków wapnia.

3) **Tadeusz Wachelko.** Wady odlewów stalowych. Praca obejmuje ogólną klasyfikację wad odlewów i powody ich powstawania, opis urządzeń odlewni i stosowanych metod pracy, jakościowy i ilościowy podział wad odlewów, wpływ prowadzenia wytopów w kwaśnym piecu martenowskim na jakość odlewów, badania własności stosowanych mas formierskich i warunków ich suszenia, próby uzależnienia

powstawania wad odlewów od jakości i przeróbki mas formierskich oraz sposobu wykonania form.

4) **Julian Romańczuk.** Przeprowadzić przegląd pieców koksowniczych i na podstawie badań pracy pieca koksowniczego huty „Kościuszko“ wybrać system pieca, najbardziej odpowiadający warunkom ruchu tej huty. Po omówieniu własności węgla koksującego i koksu wielkopieczowego, ogólnych danych i charakterystyki pieców koksowniczych, przebiegu procesów termotechnicznych oraz własności materiałów ogniotrwałych, używanych do budowy koksowni, określono — na podstawie pomiarów, wykonanych w koksowni huty „Kościuszko“ — wydajność, zużycie ciepła i straty ciepłe, zestawiono bilans cieplny i wyznaczono współczynnik. Ponadto opracowano projekt odpowiedniej komory spalania dla koksowni, wytwarzającej koks wielkopieczowy, obliczenie regeneratora, przewodów odprowadzających, obmurza i zbrojenia pieców koksowniczych.

5) **Mateusz Kopec.** Wielkość upałów dodatków stopowych w piecu indukcyjnym na podstawie powojennej produkcji stalowni huty „Baldon“ i własnej obserwacji. Praca obejmuje charakterystykę pieców indukcyjnych wysokiej częstotliwości, technikę wytapiania w nich stali stopowych i istotę upału dodatków stopowych w piecu indukcyjnym. Zestawienia wytopów stali stopowych (nierdzewnych, szybkoznących, narzędziowych, do ulepszenia), ich charakterystyka i bilans dodatków stopowych. Dla porównania przeprowadzono analogiczne badania dla stali stopowych, wytwarzanych w elektrycznym piecu łukowym.

6) **Adam Górski.** Porównać produkcję odlewów z żeliwa ciągliwego, otrzymanego w żeliwiaku i w piecu martenowskim. Przeprowadzono porównanie odlewów pod względem chemicznym, co do struktury metalograficznej, wytrzymałości, własności technologicznych i obrabialności łączników na gwinciarzach. Omówiono przetapianie surowców w żeliwiaku i piecu martenowskim, porównanie lejuć żeliwa z żeliwiaka i pieca martenowskiego oraz ich wydajności. Autor omówił wady i braki żeliwa ciągliwego i porównał koszty przetopu na 100 kg dobrych odlewów.

7) **Jerzy Woliczko.** Zorganizowanie odlewania łączników z żeliwa ciągliwego systemem ciągłym. Omówiono pracę ciągłą odlewni żeliwa ciągliwego, opracowano podział wykonania łączników na poszczególne prace, określono średni ciężar z jednej skrzyni formierskiej, wielkość produkcji, ilość maszyn formierskich i ich rozmieszczenie. Opracowano transport skrzyń formierskich, zapotrzebowanie, przygotowanie i obieg masy formierskiej oraz jej kontrolę. Przeanalizowano pracę formiarni zmechanizowanej, obciążenie form, przygotowanie żeliwa, przetapianie, dobór wsadu, obsługę żeliwiaka i odlewanie.

8) **Tadeusz Frąckiewicz.** Wyrób rur przewodowych dla pary przegrzanej i ustalenie obróbki cieplnej z punktu widzenia odporności na pełzanie. Omówiono wyrób rur przewodowych dla pary przegrzanej, przeprowadzono badania jakości materiału i nad trwałą wytrzymałością oraz wpływem obróbki cieplnej na nią.

W dniu 12 czerwca br. złożyło egzamin dyplomowy 8 absolwentów:

1) **Mirosław Leśniewski.** Ustalić warunki obróbki cieplnej dla stali węglowej i stopowej, przeznaczonych na sprzęgi śrubowe dla taboru kolejowego. Omówiono sposób produkcji sprzęgów śrubowych, stosowane gatunki stali i wpływ dodatków stopowych. Przeprowadzono badania wytrzymałości nad stalami T55 i KCS135 w stanie znormalizowanym tudzież badania nad hartownością tych stali.

2) **Franciszek Birtus.** Ustalenie — na podstawie badań laboratoryjnych — optymalnych mieszanin węgla kamiennych, przeznaczonych do koksowania, ze szczególnym uwzględnieniem możliwości zastosowania mieszanin w warunkach pracy koksowni huty „Bobrek”. Autor omawia gatunki węgla koksujących, ich skład chemiczny i przebieg procesu koksowania, badania fizyko-chemiczne oraz metody syntetycznego badania węgla koksujących wg Sapożnikowa. Szczegółowo rozpatruje czynniki, wpływające na jakość koksu, jak skład chemiczny i petrograficzny węgla, zawartość wilgoci i popiołu, stopień rozdrobnienia itp. Przeprowadzono próby spiekania trójskładnikowej mieszanki węglowej i szereg prób koksowania w piecu laboratoryjnym mieszanek trójskładnikowych o zróżnicowanym składzie sitowym węgla z kopalni Zabrze-Zachód, Zabrze-Wschód, Gliwice i Wiktoria - Wałbrzych.

3) **Mieczysław Drożdż.** Własności wyrobów krzemionkowych z kwarcytów „Gór Świętokrzyskich” i kwarcytów kop. „Edek” z rejonu Bolesławca (Dolny Śląsk). Praca obejmuje klasyfikację kwarcytów wg prof. Kukolewa, proces wypalania wyrobów krzemionkowych, próbne masy krzemionkowe w gatunku „S” i ich uziarnienie, schemat produkcji, współczynnik powierzchni mas ziarnistych, formowanie i wypalanie, własności fizyczne i analizy chemiczne próbnych cegieł krzemionkowych, rośnięcie wyrobów krzemionkowych, średni współczynnik rozszerzalności cieplnej i wtórną rozszerzalność. Ogólna charakterystyka próbnych cegieł krzemionkowych, wpływ gatunków kwarcytów, przeróbki mechanicznej i obróbki cieplnej na własności wyrobów krzemionkowych. Stwierdzono możliwość stosowania surowców z większych złóż kwarcytów kieleckich i bolesławieckich do wyrobów krzemionkowych.

4) **Jerzy Zwoliński.** I. Próby polepszenia jakości aglomeratu na taśmie Dwight-Lloyd. II. Próba otrzymania dobrego aglomeratu z tworzyw wyłącznie krajowych. Omówiono spiekanie strefowe, znaczenie przepuszczalności dla spiekania, wpływ uziarnienia tworzyw, „starzenia się” mieszanki, wysokości warstwy na przepuszczalność, wpływ koksyku, wymieszania i składu chemicznego na przebieg spiekania. Przeprowadzono próby polepszenia jakości spieku przez dodatek sody, soli, piasku, żuźla granulowanego, rudy krzyworskiej i walcowiny. Przeanalizowano koszty własne i wpływ obniżenia kosztów spieku na koszt własny surowki.

5) **Władysław Bieda.** Porównawcze badanie mas i metod produkcji wyrobów magnezytowych. Przeprowadzono badania zestawu surowców dla wyrobów magnezytowych, z uwzględnieniem technologii produkcji z punktu widzenia możliwości surowcowych. W wyniku badań odrzucono surowiec krajowy jako zbyt mało znormalizowany i w zasadzie nieodpowiedni co do składu. Poprawki me-

tody produkcji dały dobry wynik wg wymogów hutnictwa.

6) **Wacław Sakwa.** Przeprowadzić badania we wszystkich odlewniach, należących do Zjednoczenia Przemysłu Odlewniczego w Krakowie, ze szczególnym ustaleniem danych, niezbędnych do racjonalnego opracowania urządzeń pomiarowych ilości powietrza dmuchu do żeliwiaków. Omówiono wpływ poszczególnych czynników, jak konstrukcji pieców, wsadów, powietrza dmuchu — na bieg żeliwiaka. Przeprowadzono obliczenia rzeczywistej ilości powietrza dmuchu, stosując krzywą pomiarową w przewodzie powietrznym. Opracowano normalizację przewodów powietrznych i projekt urządzeń pomiarowych ilości powietrza dmuchu, kontroli spalin oraz temperatury żeliwa.

7) **Zdzisław Bąbka.** Zbadać wpływ przeciągania na własności mechaniczne i strukturę drutów ze stali o zawartości ok. 0,1—0,3; 0,6% C oraz zmiany tych własności pod wpływem wyżarzania (rekrytalizacji). Omówiono mechanizm zgniotu, umocnienie i inne zmiany, spowodowane zgniotem, znaczenie techniczne zgniotu oraz mechanizm i przebieg rekrytalizacji w stalach węglowych o różnej zawartości węgla.

8) **Karol Pawlik.** Przegląd krytyczny prób spawalności. Autor omawia zachowanie się materiału, spawanego w łuku elektrycznym, zmiany składu chemicznego drutu spawalniczego przy spawaniu, budowę spoiny i zmiany, wywołane obróbką cieplną, wpływ ciepła spawania na materiał spawany oraz wpływ składników stopowych na spawalność stali i jej własności, spawanie stali niestopowych (konstrukcyjne), skurcz i naprężenia, sposoby ograniczania naprężeń i ich pomiar, powstawanie rys w spoinie, materiały i strefy przejściowej. Zestawienie prób badań wrażliwości na spawanie. Próby Jominy'ego uduerności i gięcia.

W dniu 19 czerwca br. złożyło egzamin dyplomowy 2 absolwentów:

1) **Stefan Pniak.** Zasadowy żużel pieców martenowskich. Na podstawie badań własnych określono wpływ stopnia zasadowości żuźla na zdolność świeżenia stali martenowskich.

2) **Wiesław Zapalowicz.** Zastosowanie nomogramów w odlewnictwie. Autor podaje dogodny sposób określenia szeregu wielkości z zakresu odlewnictwa, jak ilość wsadu własnego, złomu, dodatków itp. za pomocą nomogramów.

Na szczególną uwagę zasługuje przeprowadzenie przez Wydział Hutniczy Akademii Górniczo - Hutniczej w Krakowie, w latach 1945—1948, przeszło 100 egzaminów dyplomowych, co — jak zaznaczył dziekan prof. dr inż. A. Krupkowski — jest wykonaniem „normy przedwojennej” w 243%. Większość prac dyplomowych wykonana została w zakładach przemysłowych.

Sprawozdanie z zebrania Rady Głównej NOT.

W dniu 25 maja br. odbyło się w Warszawie, w Domu Technika przy ul. Czackiego 3/5, pod przewodnictwem prezesa NOT, wiceministra inż. B. Rumińskiego, zebranie Rady Głównej NOT, w którym — poza członkami Rady Głównej NOT (36 delegatów, wybranych na Walnym Zjeździe Delegatów NOT i 15 przedstawicieli zarządów głównych stowarzyszeń NOT, w osobach prezesów i sekretarzy) — wzięli

udział: Główna Komisja Rewizyjna NOT, przewodniczący komisji głównych NOT oraz zaproszeni przedstawiciele prasy technicznej. Porządek obrad objął:

- 1) Wybór nowego Sekretarza Generalnego NOT, na miejsce powołanego do MON inż. Fr. Cieciorę. Sekretarzem Generalnym NOT został wybrany mgr inż. Jan Waclaw Czarnowski ze SEP.
- 2) Zatwierdzenie — po wysłuchaniu opinii Komisji Rewizyjnej — bilansu za 1947 r. i uchwalenie budżetu na 1948 r.
- 3) Sprawozdanie Sekretarza Generalnego NOT, mgra inż. J. W. Czarnowskiego, które objęło okres od dnia 13 grudnia 1947 r. i zawierało wytyczne pracy Sekretariatu Generalnego NOT na najbliższą przyszłość.

W wyniku obrad Rada Główna wezwała stowarzyszenia do podjęcia prac przygotowawczych do III Kongresu Techników Polskich i uchwaliła szereg wniosków natury organizacyjnej, a mianowicie:

- 1) w sprawie wezwania stowarzyszeń do ustalenia wysokości składki członkowskiej na poziomie 100 zł miesięcznie;
- 2) w sprawie powołania komisji NOT: Kulturalno-Rozrywkowej i Bibliotecznej oraz Komisji Morskiej przy Oddziale NOT w Gdańsku;
- 3) w sprawie ustalenia terminu zwołania II Walnego Zjazdu delegatów NOT na marzec 1949 r.

Z życia Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego. W dniu 20 czerwca br. odbyło się w Hutniczym Instytucie Badawczym w Gliwicach zebranie odczytowe Sekcji Walcowniczej Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego. Wygłoszono na nim następujące referaty:

- 1) Inż. Z. Wusatowski. Gniot, wydłużanie i rozciąganie w procesie walcowania.
- 2) Inż. C. Murski. Obliczanie wytrzymałości walca.
- 3) Inż. St. Przegaliński. Plan budowy laboratoriów przy HIB.

Po każdym referacie wywiązywała się żywa dyskusja. Następnie uczestnicy zwiedzili pracownie Hutniczego Instytutu Badawczego. W zebraniu wzięło udział 70 osób.

XXV Jubileuszowy Zjazd Polskich Gazowników, Wodociągowców i Techników Sanitarnych, organizowany przez Polskie Zrzeszenie Gazowników, Wodociągowców i Techników Sanitarnych, odbędzie się na Wybrzeżu (w Gdańsku, Sopocie i Gdyni) w dniach od 23 do 25 czerwca br.

V Zjazd Chemików Polskich. W dniach 5 — 8 września br. odbędzie się we Wrocławiu V Zjazd Chemików Polskich. Zjazd ten ma na celu przegląd dorobku naukowego odadzającej się po ostatniej wojnie chemii polskiej, jak również omówienie aktualnych zagadnień, związanych z potrzebami naszych uczelni w zakresie wiedzy chemicznej. Przewiduje się powstanie następujących Sekcyj Zjazdu: 1) Sekcji chemii fizycznej i nieorganicznej, 2) Sekcji chemii organicznej, 3) Sekcji technologii chemicznej nieorganicznej i 4) Sekcji technologii chemicznej organicznej.

Zgłoszenia uczestnictwa w Zjeździe należy przysłać pod adresem: Komitet Organizacyjny V Zjazdu Chemików Polskich, Wrocław, Politechnika, Wybrzeże Wyspiańskiego 27.

XXI Kongres Chemii Przemysłowej. Towarzystwo Chemii Przemysłowej (Société de Chimie Industrielle) wraz z Federacją Belgijskiego Przemysłu Chemicznego (Fédération des Industries Chimiques de Belgique) organizuje w Brukseli w dniach 12—19 września br. XXI Kongres Chemii Przemysłowej, który będzie obradował w 23 sekcjach, podzielonych na 7 grup.

- Grupa I. Organizacja fabryk i laboratoriów.
- Grupa II. Paliwa.
- Grupa III. Przemysł mineralny i metalurgiczny.
- Grupa IV. Materiały budowlane, szkło, ceramika i emalia.
- Grupa V. Przemysł organiczny.
- Grupa VI. Przemysł żywnościowy i rolniczy.
- Grupa VII. Organizacja przemysłowa.

Każdy z uczestników Kongresu może przedstawić najwyżej 2 referaty.

W programie Kongresu przewidziane jest zwiedzenie Międzynarodowej Wystawy Chemii Teoretycznej i Stosowanej w Charleroi tudzież szeregu fabryk. Wszelkich informacji udziela Sekretariat Kongresu: Fédération des Industries Chimiques de Belgique, Bruxelles, 32, rue Joseph II.

Kongres Międzynarodowego Związku Mostów i Konstrukcyj odbędzie się w dniach 13 — 18 września br. w Leodium. Bliższych informacji udziela w Polsce prof. dr inż. Waclaw Olszak, Kraków, ul. Potockiego 3.

Nowa Organizacja Instytutów Badawczych. Na podstawie zarządzenia Ministra Przemysłu i Handlu został utworzony w Gliwicach Główny Instytut Metalurgii i Odlewnictwa, składający się z 2 odrębnych jednostek: dotychczasowego Hutniczego Instytutu Badawczego im. St. Staszica, pod nazwą Instytutu Metalurgii (w Gliwicach) i dotychczasowego Instytutu Badawczego Odlewnictwa, pod nazwą Instytutu Odlewnictwa (w Krakowie).

Dyrektorem Naczelnym Głównego Instytutu Metalurgii i odlewnictwa został mianowany prof. inż. Kazimierz Gierdziejewski, Dyrektorem Technicznym — prof. dr inż. Michał Śmiałowski, który równocześnie będzie Dyrektorem Instytutu Metalurgii. Organem doradczym Dyrekcji nowoutworzonego Instytutu będzie Rada Naukowa, do której zostaną powołani przedstawiciele szkół akademickich, przemysłu hutniczego i przemysłu metalowego.

Jednocześnie dotychczasowy Hutniczy Instytut Spawalniczy wszedł w skład Głównego Instytutu Mechaniki w Warszawie, otrzymując nazwę Instytutu Spawalnictwa. Siedzibą Instytutu Spawalnictwa pozostają nadal Katowice.

Statuty Głównych Instytutów, podlegających bezpośrednio Ministrowi Przemysłu i Handlu, ustalające szczegółową ich organizację, jak również organizację Instytutów i podległych im Zakładów, będą wydane w najbliższym czasie.

Dział normalizacyjny

Komunikat

Wydziału Normalizacyjnego Hutniczego Instytutu Badawczego

Prace normalizacyjne w hutnictwie obejmują 4 główne działy: 1) wyroby hutnicze, 2) surowce, 3) sprzęt i urządzenia hutnicze, 4) metody badawcze. Za najbardziej potrzebną, zarówno dla hutnictwa jak i przemysłów przetwórczych, biur konstrukcyjnych i odbiorców, uznano normalizację wyrobów hutniczych. W tej dziedzinie istniało w czasach przedwojennych stosunkowo niewiele norm i w celu opracowania brakujących norm komisje normalizacyjne musiały rozwiązać w sposób zasadniczy szereg zagadnień. Prace normalizacyjne w dziale hutniczym koncentrują się przeważnie w Komisji Hutniczej I PKN, w której współpracuje stale 117 fachowców z instytucji podległych CZPH, oprócz przedstawicieli świata naukowego, odbiorców i zainteresowanych instytucji. Ponadto przedstawiciele CZPH biorą czynny udział w innych komisjach normalizacyjnych PKN, jak: spawalniczej, odlewniczej, wytrzymałościowej, rur i armatur, kotłowej, gospodarki materiałowej i innych, w których współpracuje dalszych 31 fachowców. Ogółem w pracach normalizacyjnych bierze stały udział 148 inżynierów i fachowców CZPH. Prócz tych stałych współpracowników biorą udział w pracach normalizacyjnych liczni specjaliści, pracujący w komisjach czasowo, tj. tylko przy opracowaniu norm o ściśle specjalnym charakterze.

Komisja Hutnicza I, obejmująca 12 podkomisji, opracowała dotychczas 125 norm hutniczych, z których część przesłano już do PKN. Ponieważ wiele norm, opracowanych w Komisji Hutniczej I, dotyczy zagadnień — w naszych warunkach — jeszcze płynnych i nowych, zdecydowano w tych przypadkach wprowadzić normę jako wewnętrzną hutniczą, a dopiero po zdaniu przez nią egzaminu w ruchu i praktyce przedstawić ją do przyjęcia jako Polską Normę Państwową.

Poniżej podajemy dla orientacji spis wydanych i zatwierdzonych norm hutniczych wewnętrznych oraz spis norm PN, opracowanych przez Komisję Hutniczą I, przekazanych wprost do PKN i już wydrukowanych lub znajdujących się w druku:

Spis norm wewnętrznych hutniczych, zatwierdzonych przez Gen. Dyr. CZPH do użytku wewnętrznego:

Materiały ogniotrwałe.

1. Tymczasowe warunki techniczne produkcji i odbioru materiałów ogniotrwałych TC—011
 2. Materiały szamotowe dla wielkich pieców TC—101
 3. Materiały szamotowe dla nagrzewnic Cowpera TC—102
 4. Materiały krzemionkowe dla pieców martenowskich, elektrycznych i grzewczych TC—111
 5. Materiały szamotowe dla pieców martenowskich TC—112
 6. Materiały szamotowe dla hali odlewniczej stalowni TC—121
 7. Materiały szamotowe dla pieców grzewczych TC—131
 8. Materiały krzemionkowe i szamotowe dla pieców koksowniczych i gazowniczych TC—141¹⁾
 9. Materiały ogniotrwałe dla żeliwników TC—151
 10. Materiały szamotowe dla obmurza kotłów parowych TC—161
 11. Materiały szamotowe dla sklepień w paleniskach parowozowych TC—162
 12. Zaprawy ogniotrwałe TC—181
 13. Materiały szamotowe dla przemysłów ceramicznych, II wyd. TC—191
 14. Znormalizowane prostki i kształtki szamotowe wielkopieczowe TC—201
 15. Znormalizowane prostki i kształtki szamotowe TC—211
 16. Znormalizowane kształtki dla hali odlewniczej TC—221
 17. Znormalizowane prostki i kształtki krzemionkowe TC—231
 18. Znormalizowane prostki i kształtki magnezytowe TC—241
 19. Tymczasowa metoda oznaczania wtórnej skurczliwości i wtórnej rozszerzalności TC—409
 20. Tymczasowa metoda oznaczania odporności na nagłe zmiany temperatury TC—410
 21. Tymczasowa metoda oznaczania odporności na działanie żużli TC—411
- Stal. Charakterystyki i własności.**
22. Stale węglowe konstrukcyjne SW—11¹⁾
 23. Stale do konstrukcji stalowych i do celów budowlanych SW—188
 24. Stale resorowe i sprężynowe SW—27¹⁾
 25. Stale stopowe do nawęglania, II wyd. SW—25¹⁾
 26. Stale stopowe do ulepszenia cieplnego SW—21¹⁾
 27. Stale węglowe narzędziowe SW—16¹⁾
 28. Stale szybko tnące. Ogólna charakterystyka SW—31
 29. Stal szybko tnąca S5K (norma szczegółowa) SW—3111
 30. Stal szybko tnąca S18W (norma szczegółowa) SW—3121
 31. Stal szybko tnąca S15W (norma szczegółowa) SW—3122
 32. Stal szybko tnąca S8W (norma szczegółowa) SW—3131
 33. Stal szybko tnąca S3V (norma szczegółowa) SW—3132
 34. Blachy grube SW—185
 35. Blachy cienkie czarne i do ocynkowania PW—360
 36. Blachy cienkie jakościowe PW—361
 37. Blachy białe (cynowane) PW—363

Stal węglowa walcowana. Wymiary i tolerancje

38. Pręty płaskie	PW—122
39. Pręty 8-kątne	PW—126
40. Pręty półokrągłe i półeliptyczne	PW—127
41. Stal resorowa żłobkowana	PW—123
42. Bednarka gorąco walcowana	PW—174
43. Walcówka w kręgach.	PW—140 ¹⁾
44. Taśma stalowa zimno hartowana.	PW—175
45. Blachy cienkie czarne i do ocynkowania	FW—155 ¹⁾
46. Blachy cienkie jakościowe	PW—160 ¹⁾
47. Blachy grube	PW—151 ¹⁾
48. Blachy uniwersalne	PW—390
49. Kształtowniki różne	PW—221

Wyroby kute.

50. Techniczne warunki dostawy odkuć stalowych	PM—10
51. Odkówki stalowe swobodnie kute (krążki, pierścienie i tuleje)	PM—50
52. Wytyczne dla rysunków odkuwek kutych w matrycach	PM—20
53. Odkuwki matrycowane. Najmniejsze grubości ścian	PM—21
54. Odkuwki matrycowane. Naddatki, zaokrąglenia, pochylenia	PM—22
55. Odkuwki matrycowane. Tolerancje wymiarowe	PM—23
56. Odkuwki matrycowane. Dopuszczalne skrzywienia	PM—24
57. Odkuwki matrycowane. Dokładność gratowania	PM—25
58. Odkuwki matrycowane. Tolerancje przesadzenia odkuwek	PM—26
59. Odkuwki matrycowane. Pierścienie	PM—28
60. Odkuwki matrycowane. Tuleje	PM—29

Przepisy kontroli wyrobów hutniczych.

61. Przepisy kontroli wlewków ze stali węglowej konstrukcyjnej	SK—111
62. Przepisy kontroli wlewków ze stali węglowej do nawęglania	SK—112
63. Przepisy kontroli wlewków ze stali węglowej do ulepszania cieplnego	SK—113
64. Przepisy kontroli wlewków ze stali węglowej do wyrobu rur bez szwu	SK—114
65. Przepisy kontroli wlewków ze stali szybko tnących	SK—121
66. Przepisy kontroli wlewków ze stali narzędziowych	SK—122
67. Przepisy kontroli wlewków ze stali do wyrobu matryc	SK—124
68. Przepisy kontroli kęsów ze stali węglowej pospolitej jakości	SK—21111
69. Przepisy kontroli kęsów ze stali węglowej normalnej jakości	SK—21211

70. Przepisy kontroli kęsów ze stali węglowej i stopowej do nawęglania	SK—21112
71. Przepisy kontroli kęsów ze stali węglowej i stopowej do ulepszenia cieplnego	SK—21113
72. Przepisy kontroli wyrobu szyn kolejowych	SK—901
73. Przepisy kontroli wyrobu osi wagonowych	SK—902
74. Przepisy kontroli wyrobu kół bosych	SK—903
75. Przepisy kontroli wyrobu obręczy	SK—904
76. Przepisy kontroli blach konstrukcyjnych dla PKP	SK—905
77. Znakowanie wyrobów hutniczych	SK—101

Żelazostopy.

78. Żelazostopy wielkopieczowe	TP—200
--	--------

Próby i metody badań.

79. Próba bębnowa „Micum“	TK—511
80. Badanie hartowności stali	BM—50
81. Próbką hartowności oraz wrażliwości na przegrzanie stali węglowych i niskostopowych	BM—51
82. Próba kruchości opuszczania	BM—55
83. Próba hartowności stali metodą Jominy'ego	BM—53
84. Próba tłoczności Erichsena	BM—13
85. Określenie wielkości ziarna metodą „Jernkontoret“	BM—65
86. Próba przełomu niebieskiego	BM—31
87. Próba toczenia schodkowego	BM—33
88. Przekrój miarodajny i przekrój równoważny dla obróbki cieplnej	BM—59
89. Powiększenia, formaty i opis zdjęć makro- i mikroskopowych	BM—07

Metody oznaczania składników przy składzie chemicznym. Rudy.

90. Oznaczenie Fe całkowitego	BCh—003 ¹⁾
91. Oznaczenie Fe dwuwartościowego	BCh—004 ¹⁾
92. Oznaczenie SiO ₂	BCh—006 ¹⁾
93. Oznaczenie CaO i MgO	BCh—008 ¹⁾
94. Oznaczenie S	BCh—010 ¹⁾
95. Oznaczenie P	BCh—009 ¹⁾
96. Oznaczenie Cr	BCh—016 ¹⁾
97. Oznaczenie Ni	BCh—017 ¹⁾
98. Oznaczenie Pb	BCh—012 ¹⁾
99. Oznaczenie Zn	BCh—013 ¹⁾

Stal, żeliwo i surówki.

100. Oznaczenie C ogólnego	BCh—202 ¹⁾
101. Oznaczenie grafitu	BCh—203 ¹⁾
102. Oznaczenie Mn	BCh—204 ¹⁾
103. Oznaczenie Si	BCh—205 ¹⁾
104. Oznaczenie P	BCh—206 ¹⁾
105. Oznaczenie S	BCh—207 ¹⁾
106. Oznaczenie Cr	BCh—208 ¹⁾
107. Oznaczenie Ni	BCh—210 ¹⁾
108. Oznaczenie W	BCh—209 ¹⁾
109. Oznaczenie Mo	BCh—211 ¹⁾

¹⁾ Normy, przekazane do PKN (wydrukowane lub znajdujące się w druku).

Energetyka.

110. Zalecane napięcia normalne . . . EE—01
 111. Ujednoczenie wyposażenia dla suwnic transportowych i warsztatowych . . . EE—02

Różne.

112. Hutnicze znaki firmowe . . . AP—02
 113. Wlewniczki na wlewki próbne typ P1 i P2. SK—1002

Normy w rewizji.

114. Walce dla hutnictwa stali . . . PW—601
 115. Złom stalowy . . . PS—121
 Spis norm, przekazanych wprost do PKN i wydrukowanych jako normy Państwowe (PN).
 116. Pręty okrągłe . . . PN/H—93200
 117. Pręty kwadratowe . . . PN/H—93201
 118. Pręty 6-kątne . . . PN/H—93202
 119. Kątowniki równoramienne . . . PN/H—93401
 120. Kątowniki nierównoramienne . . . PN/H—93402
 121. Teowniki . . . PN/H—93406
 122. Surówki wielkopieczowe . . . PN/H—83011
 123. Znakowanie stali . . . PN/H—01101
 Spism norm, przekazanych wprost do PKN znajdujących się w druku:
 124. Dwuteowniki . . . PN/H—93403
 125. Ceowniki . . . PN/H—93407

W podkomisjach normalizacyjnych znajduje się obecnie w opracowaniu dalszych 140 projektów norm. W br. przewiduje się zakończenie prac nad projektami norm, dotyczących wyrobów hutniczych i najważniejszych surowców, po czym podkomisje przejdą do normalizacji sprzętu i urządzeń hutniczych. Niektóre z podkomisyj rozpoczęły już prace w tym kierunku.

Podkomisja Energetyczna opracowała 2 normy, dotyczące napięć i elektrycznego wyposażenia suwnic. W najbliższym czasie przewiduje się normalizację wlewnic, koryt wsadowych oraz zespołu dyszowego i żuźlowego wielkich pieców.

Poniżej podajemy spis norm, rozesłanych do krytyki:

1. Wymagania dla stali węglowych w stanie ciągnionym.
2. Stal narzędziowa stopowa do pracy na gorąco (Charakterystyki i własności).
3. Stal narzędziowa stopowa do pracy na zimno (Charakterystyki i własności).
4. Stal na druty do lin (Charakterystyki).
5. Stal na łańcuchy techniczne (Charakterystyki i własności).
6. Stal automatowa (Charakterystyki i własności).
7. Stal stopowa. Pręty okrągłe (Wymiary i tolerancje).
8. Stal stopowa. Pręty 6-kątne (Wymiary i tolerancje).
9. Stal stopowa. Pręty kwadratowe (Wymiary i tolerancje).
10. Stal stopowa. Pręty płaskie (Wymiary i tolerancje).

11. Stal stopowa. Pręty 8-kątne (Wymiary i tolerancje).
12. Stal stopowa. Bednarka gorąco walcowana. (Tolerancje).
13. Stal stopowa. Walcówka w kręgach (Tolerancje).
14. Stal węglowa ciągniona. Pręty okrągłe (Wymiary i tolerancje).
15. Stal węglowa ciągniona. Pręty kwadratowe (Wymiary i tolerancje).
16. Stal węglowa ciągniona. Pręty 6-kątne (Wymiary i tolerancje).
17. Kęsiska płaskie (Wymiary, wymagania, tolerancje).
18. Ciężary formatów blach cienkich i grubych.
19. Platyny (Wymagania, wymiary, tolerancje).
20. Pręty profilowe do zbrojenia betonu Wymiary i tolerancje).
21. Kształtowniki i blachy okrętowe (Wymiary i tolerancje).
22. Blacha żeberkowa (Wymagania, wymiary i tolerancje).
23. Blacha stalowa ocynkowana (Wymagania, wymiary, tolerancje).
24. Blachy nierdzewne, kwaso- i ogniodporne (Wymiary i tolerancje).
25. Szyny tramwajowe (Warunki techniczne).
26. Szyny dźwigowe (Wymiary i tolerancje).
27. Koryta wsadowe (Typy i wymiary).
28. Znakowanie barwami stali.
29. Próba miseczkowa.
30. Stal. Podstawy klasyfikacji.
31. Stal. Postacie stali.
32. Analiza surówki, żeliwa i stali. Oznaczanie wadnadu.
33. Analiza rud. Oznaczanie TiO_2 .
34. Analiza rud. Oznaczanie arsenu.

Projekty powyższe rozesłane zostały do zainteresowanych odbiorców, instytucyj, hut i osób.

Zwracamy uwagę na to, że szereg projektów norm, opracowanych przez inne Komisje PKN, publikuje się w czasopiśmie „Wiadomości PKN“. Wiele ogłoszonych tam projektów dotyczy najrozmaitszych dziedzin, interesujących hutnictwo, jak: narzędzia, budownictwo, materiały pomocnicze i in. W myśl zarządzenia Gen. Dyf. CZPH Nr 121 z dnia 22. XII. 1947 r. instytucjom, podległym CZPH, zalecono prenumerować „Wiadomości PKN“. Prenumeratę należy zamawiać wprost w Polskim Komitecie Normalizacyjnym, Warszawa, ul. Nowy Świat 1 (nie zaś za pośrednictwem Wydziału Normalizacyjnego Hutniczego Instytutu Badawczego).

W przypadku zastrzeżeń co do ogłoszonych projektów norm prosimy o zgłaszanie swych uwag pisemnie do Wydziału Normalizacyjnego HIB wraz z umotywowaniem.

Współpraca z Czechosłowacją

W grudniu 1947 r. ukonstytuował się „Komitet Współpracy Gospodarczej w Dziedzinie Normalizacji“, obejmujący na razie Czechosłowację i Polskę, przy czym przewiduje się przystąpienie innych krajów słowiańskich do Komitetu. Na I zjeździe w grudniu

ub. r. w Warszawie ustalono, że jako pierwsza wspólna norma czechosłowacko - polska będzie wydana norma „Blachy cienkie”. Projekt opracowała Komisja Hutnicza I i przesłała do CSN do dyskusji.

Na podstawie czeskiego projektu normy CSN 1535 opracowuje się normę „Znakowania stali barwami”. W sprawie tej rozpisano ankietę w celu zapoznania się z opinią szerokich warstw użytkowników i hutników, czy tylko najważniejsze stale konstrukcyjne powinny być oznaczane barwami, jak przewiduje projekt czechosłowacki, czy też znakowanie barwami powinno obejmować również i stale narzędziowe, szybko tnące i inne.

Jako następne uzgadniane będą normy wymiarowe wyrobów walcowanych. Szereg norm tej grupy przesłano do CSN. Dalsze będą przesyłane natychmiast po wydrukowaniu ich jako PN.

Grupę norm, dotyczących metod oznaczania poszczególnych składników przy analizie rud i stali, zaproponowaliśmy również Czechosłowacji do przyjęcia i przekazujemy kolejno — w miarę ukazywania się ich w druku — do CSN.

Do uzgodnienia przyjęto również „Stale budowlane” na podstawie projektu CSN 1510. Ze względu na obowiązujące przepisy Min. Komunikacji dla budowy mostów oraz przepisy budowlane uzgodnienie tej normy będzie wymagało dłuższego czasu.

ZAWIADOMIENIE.

Wydział Normalizacyjny HIB posiada komplet norm ASTM, ok. 85% wszystkich wydanych norm DIN oraz znaczną ilość norm radzieckich, czechosłowackich, francuskich, angielskich, przedwojennych polskich i innych. Normy te są do wglądu na miejscu w HIB, Gliwice, ul. Karola Miarki 12, tel. 34-51.

W przypadku koniecznym Wydział Normalizacyjny HIB dostarcza fotokopii żądanych norm, lecz — ze względu na brak materiałów fotograficznych — w ograniczonych ilościach.

Komunikat Podkomisji Tworzyw Stalowych.

Program Podkomisji Tworzyw Stalowych obejmuje znormalizowanie następujących tworzyw stalowych:

1. Stale węglowe konstrukcyjne (maszynowe).
2. Stale węglowe do konstrukcji stalowych i do celów budowlanych.
3. Stale stopowe do nawęglania.
4. Stale stopowe do ulepszania cieplnego.
5. Stale resorowe i sprężynowe.
6. Stale do wyrobu rur bez szwu i zgrzewanych w styk.
7. Stale do wyrobu nitów.
8. Wymagania dla stali węglowych w stanie ciągnionym.
9. Stale na druty do lin.
10. Stal automatowa.
11. Stal na łańcuchy.
12. Stale węglowe narzędziowe.
13. Stale stopowe narzędziowe do pracy na gorąco.
14. Stale stopowe narzędziowe do pracy na zimno.
15. Stale szybko tnące.
16. Stale dla przemysłu naftowego.
17. Stale dla PKP.
18. Blachy grube.
19. Blachy kotłowe (wspólnie z Podkomisją Walcowniczą).

Uwaga. Wymagania dla blach cienkich (czarnych, do ocynkowania, tłoczonych, głęboko tłoczonych itp.), dla blach białych (cynowanych) i innych opracowuje Podkomisja Walcownicza, której komunikat ukaże się w „Hutniku”.

Jak widać z programu ilość tworzyw stalowych, wyznaczonych do znormalizowania, jest wielka, znacznie większa niż w okresie przedwojennym. Jedynie stali nierdzewnych, kwasoodpornych, ognioodpornych oraz innych stali o specjalnym przeznaczeniu, jak stale zaworowe, do azotacji, na magnez itp., postanowiono nie ujmować z normy ze względu na nieustalone dotychczas zapotrzebowanie przemysłów przetwórczych. Dla tych stali ustalone będą tylko jednokowe analizy chemiczne i oznaczenia dla wszystkich hut.

Przedwojenne normy polskie obejmowały jedynie nieznaczną część stali, wymienionych w powyższym programie, natomiast prawie każdy większy odbiorca stwarzał własne warunki techniczne lub normy wewnętrzne, często znacznie odbiegające od istniejących norm państwowych, przez co gospodarka materiałami, zarówno w hutach jak i przemyśle przetwórczym pozostawiała wiele do życzenia. Z drugiej zaś strony, każda huta, a zwłaszcza huty stali jakościowych, posiadały program produkcyjny, obejmujący niekiedy 200 — 300 gatunków. Nieznormalizowane wymagania ze strony zamawiających i duża ilość oferowanych gatunków stali była powodem, że wśród nich orientowało się tylko niewielu specjalistów.

Przed wojną, ze względu na walkę konkurencyjną - handlową i na przyzwyczajenia zamawiających do pewnych gatunków tudzież posiadane doświadczenie hut przy produkcji tych gatunków, znormalizowanie w obecnym zakresie było nie do pomyślenia. Dopiero po wojnie i upaństwowieniu hut oraz przemysłów przetwórczych, kiedy zamiast walki konkurencyjnej wprowadzono w życie zasady gospodarki planowej, myśl o znormalizowaniu gatunków stali w szerokim zakresie mogła zostać zrealizowana.

Prace normalizacyjne rozpoczęto od uzgadniania składów chemicznych stali, produkowanych przez poszczególne huty. Dla ujednostajnionych analiz chemicznych — zamiast dotychczasowych „marek” hutniczych — wprowadzono wspólne oznaczenia „cechy” hutnicze, tak, że stale o tym samym składzie chemicznym, niezależnie od tego, w której hucie zostaną wykonane, będą miały tę samą „cechę”, co przyniesie niewątpliwie korzyści zarówno dla przemysłu hutniczego jak i przetwórczego.

Sprawa znakowania stali była przedmiotem długiej dyskusji. W ostatecznym wyniku tej dyskusji uzgodniono, że oprócz nieznacznie zmodyfikowanego przedwojennego sposobu znakowania wg PN wprowadza się krótkie „cechy”, zastępujące dotychczasowe marki hutnicze. Ten stan rzeczy będzie trwał dopóki nie zostanie znaleziony taki sposób znakowania P N, który by zadowolili potrzeby hut i przetwórców. Jak trudnym problemem jest opracowanie zasad znakowania stali, zadawalającym wszystkich, jest fakt, że w Czechosłowacji — w tym samym mniej więcej czasie co u nas — odbyła się taka sama dyskusja co do znakowania stali i przyjęto również 2 sposoby znakowania, tzn. obok systemu znakowania CSN wprowadzono równoległy hutniczy sposób oznaczania gatunków stali.

Norma o znakowaniu stali PN/H-01101 została już wydana przez PKN. Poniżej podajemy stan prac i charakterystyczne wiadomości o poszczególnych normach.

1) Stal węglowa konstrukcyjna (maszynowa).

(Jako NH/SW-11 zatwierdzona do użytku w CZPH i jako PN/H-84020 wydrukowana przez PKN).

Układ przedwojenny, oparty na czystości stali, pozostał niezmienny. W stalach pospolitej jakości wprowadzono, jako nową u nas, stal o gwarantowanych własnościach mechanicznych, bez gwarancji czystości stali, wiele jest bowiem elementów, dla których gwarancja czystości stali nie jest konieczna.

W stalach normalnej jakości ($P + S \leq 0,10\%$) wprowadzono początkowo podział na stale nieuspokojone i uspokojone, tak ważny dla hutnictwa. Z uwagi jednak na to, że konstruktorom i użytkownikom podział ten nie jest jeszcze dostatecznie znany, określenia zaś i wyjaśnienia hutników nie wystarczyły konstruktorom i trudno podać zarazem ogólne i ściśle sprecyzowane wskazówki, na jakie elementy używać stali nieuspokojonych, a na jakie uspokojonych, podział ten został zaniechany. Huty muszą nadal decydować same na jakie wyroby przeznaczać stale uspokojone, a na jakie nieuspokojone. Podział ten dotyczy oczywiście tylko stali miękkich, o zawartości węgla do ok. 0,2%.

2) Stale do konstrukcji stalowych i do celów budowlanych.

(Jako NH/SW-188 zatwierdzone w CZPH).

Jako nową u nas wprowadzono stal K52 o wysokiej granicy płynności i wytrzymałości. Stal tę, która pozwoli na znaczne zmniejszenie ciężaru konstrukcji stalowych, wprowadzono na razie jako stal do nitowania.

Po zakończeniu badań ustalony zostanie skład chemiczny tej stali, w odmianie, nadającej się do spawania.

3) Stale stopowe do nawęglania.

(Jako NH/SW-25 zatwierdzona w CZPH, jako PN/H-84029 w druku w PKN).

Norma obejmuje 8 stali do nawęglania, podając składy chemiczne, własności mechaniczne i ogólne wskazówki o zastosowaniu. Stosownie do wymagań, dotyczących wytrzymałości rdzenia i twardości warstwy nawęglanej, norma obejmuje 1 stal chromową, 2 stale manganowo - chromowe, 2 stale chromowo - manganowo - molibdenowe oraz 3 stale niklowo - chromowe.

4) Stale stopowe do ulepszenia cieplnego.

(Jako NH/SW-21 zatwierdzona w CZPH, jako PN/H-84030 w druku w PKN).

Norma obejmuje 14 gatunków stali. Przy układaniu sortymentu stali do ulepszenia wzięto przede wszystkim pod uwagę naszą sytuację surowcową (brak składników stopowych) oraz głębokość przetworzenia. W celu ułatwienia orientacji konstruktorom podano średnice równomiernej obróbki cieplnej, według których konstruktor powinien wybrać dla danego przekroju stal nie więcej stopową aniżeli wymaga tego grubości przedmiotu. W przeciwieństwie do przedwojennych norm, które obejmowały jedynie stale chromoniklowe i chromo - niklowo - molibdenowe, a tylko 1 chromowo - molibdenową, obecna norma wprowadza 1 stal manganową, 1 manganowo - krzemową, 4 chromowo - molibdenowe, w tym 1 z dodatkiem wadanu. Grupę chromowo - niklowo - molibdenową przeznacza się tylko dla

wielkich przekrojów i najwyższych wymagań. W celu ułatwienia wyboru podano własności mechaniczne dla każdej stali w kilku stanach ulepszenia i wskazówki co do obróbki cieplnej.

5) Stale resorowe i sprężynowe.

(Jako NH/SW-27 zatwierdzona w CZPH, jako PN/H-84031 w druku w PKN).

Norma podaje charakterystyki 7 stali. Pierwsza z nich jest zwykłą stalą węglową, używaną na resory do wozów. Druga, o podwyższonej zawartości krzemu, służy do wyrobu sprężyn płaskich i związanych o niższych wymaganiach. Następują 3 stale, o nieco wyższej niż normalnie zawartości manganu i stopniowanej zawartości krzemu. Stale te są używane przeważnie w kolejnictwie, na resory do wagonów i parowozów. Pozostałe 2 odmiany, 1 krzemowo - chromowa i 1 wanadowa, służą do największych obciążeń dla resorów w przemyśle samochodowym. Norma nie obejmuje materiałów na sprężyny, wykonywane z drutów.

6) Stale do wyrobu rur bez szwu i zgrzewanych w styk.

(NH/SW-181, w uzgodnieniu).

Norma ta przeznaczona jest tylko do użytku wewnętrznego CZPH, dla ruchu materiałowego między hutami. Nie będzie wydana jako norma państwowa.

Uwaga: W ramach Komisji Kotłowej ustala się równocześnie wymagania dla rur stopowych do pracy przy wysokich temperaturach. W rachubę wchodzi 2 stale: 1 molibdenowa i 1 chromowo - molibdenowa. Produkcję tych stali rozpoczęto w kraju niedawno; dotychczas sprowadzano owe rury z zagranicy.

7) Stale do wyrobu nitów.

(NH/SW-184 będzie przedłożona do zatwierdzenia w CZPH w br.).

Z przedwojennej normy PN/H-225 pozostawiono tylko stal o wytrzymałości 34-42 kg/mm². Jako drugą odmianę podano — na żądanie niektórych odbiorców — stal o wytrzymałości 37-45 kg/mm², zgodnie z czeską stalą 10376. Jako trzecia i ostatnia odmiana figuruje stal N44 do nitowania stali K52.

8) Wymagania dla stali węglowych w stanie ciągnionym.

(NH/SW-189, rozesłana do krytyki).

Wobec ciągłych nieporozumień przy odbiorach bieżących co do wymagań własności stali w stanie ciągnionym (zgniecionym na zimno) okazała się konieczność uzgodnienia własności mechanicznych. Norma obejmuje wymagania dla stali węglowych w stanie ciągnionym bez obróbki cieplnej, ciągnionym normalizowanym oraz ciągnionym i cieplnie ulepionym.

9) Stale na druty do lin.

(NH/SW-191, rozesłana do krytyki).

Norma obejmuje składy chemiczne stali w 2 klasach jakości na liny wyciągowe i do innych celów oraz wymagania techniczne dla walcówki, przeznaczonej do wyrobu drutów na liny.

10) Stal automatowa.

(NH/SW-180, rozesłana do krytyki).

Norma podaje skład chemiczny i własności mechaniczne w stanie walcowanym i ciągnionym jednego gatunku stali automatowej, produkowanego obecnie w Polsce.

11) Stal na łańcuchy.

(NH/SW-195, rozesłana do krytyki).

Norma podaje skład chemiczny, własności mechaniczne i wymagania techniczne dla prętów, walcówki i drutu, przeznaczonego do wyrobu łańcuchów za pomocą zgrzewania.

12) Stale węglowe narzędziowe.

(NH/SW-16, zatwierdzona w CZPH, jako PN/H-85020 wydrukowana przez PKN).

Ilość gatunków stali, produkowanych dotychczas, znacznie zredukowano. Norma ujmuje stale węglowe narzędziowe w 2 grupach: płytko - hartujące i głęboko hartujące. Dalszą grupę stanowią stale do wyrobu narzędzi o mniejszych wymaganiach, jak np. siekiery, młotki i narzędzia czarne. Na wzór norm radzieckich ustalono również dopuszczalną głębokość odwęglenia. Norma podaje skład chemiczny, dane dla obróbki termicznej, wymagania dla stanu zmiękczonego i hartowanego oraz główne zastosowanie stali.

13) Stale stopowe narzędziowe do pracy na gorąco.

(NH/SW-33, rozesłana do krytyki).

Przyjęto 9 stali tej grupy, przeznaczonych na matryce i formy do odlewów pod ciśnieniem. Norma obejmuje dane jak pod 12.

14. Stale stopowe narzędziowe do pracy na zimno.

(NH/SW-35, rozesłana do krytyki).

Norma niniejsza obejmuje 20 gatunków stali, przeznaczonych na narzędzia tnące, wykrojniki, sprawdziany, narzędzia pomiarowe, narzędzia pneumatyczne, piły do drzewa, piłki do metali, matryce pracujące na zimno i in.

Norma podaje dane jak pod 12). Normalizację stali narzędziowych przeprowadzono w niewielu krajach i uporządkowanie tej dziedziny przyczyni się niewątpliwie do usprawnienia rynku.

15) Stale szybko tnące.

(NH/SW-31, zatwierdzona w CZPH).

W normie podano 5 odmian stali szybko tnących: 1 kobałtową (5% Co), 2 wysoko wolframowe (18 i 15% W) i 2 oszczędnościowe. Przeprowadzono rozległe badania skrawalności tych stali na żeliwie, 3 gatunkach stali węglowej o różnej wytrzymałości i stali chromoniklowej. Możliwe jest dodanie jeszcze stali typu amerykańskiego, o zawartości 5% W

i 5% Mo, której własności skrawalne również zbadano. W przyszłości możliwe jest także wprowadzenie stali o zawartości 10% kobałtu.

16) Blachy kotłowe.

(NH/PW-364).

Projekt normy opracowany został wspólnie z Podkomisją Walcowniczą. Obejmuje on zarówno wymagania techniczne, jak i wymiary i tolerancje. Wymagania Stow. Doz. Kotłów oraz Min. Komunikacji uzgodniono i projekt normy został przyjęty przez przedstawicieli Min. Komunikacji jako warunki techniczne. W najbliższym czasie oczekujemy formalnego zatwierdzenia ze strony Min. Komunikacji. Po ostatecznym uzgodnieniu treści z Komisją Kotłową PKN projekt będzie przesłany do PKN jako norma państwowa.

17) Blachy grube.

(NH/SW-185, zatwierdzona w CZPH,

jako projekt PN/H-92120 przesłano do PKN).

Norma obejmuje blachy o grubości powyżej 4,75 mm. Podano sortyment wytrzymałości od 34 do 85 kg/mm², w którym podaje się 1 stal niskostopowa, manganowo - krzemowa o wytrzymałości min. 52 kg/mm². Na wzór radzieckich i amerykańskich norm wymagane wydłużenia zostały uzależnione od grubości blach i podane w 4 grupach.

18) Stale dla przemysłu naftowego.

(NH/SW-186, w uzgodnieniu z przedstawicielami przemysłu naftowego).

Projekt normy obejmuje wybór stali dla przemysłu naftowego.

19) Stale dla PKP.

(NH/SW-183, w uzgodnieniu z przedstawicielami Min. Komunikacji).

Norma obejmuje wybór stali, przeznaczonych do budowy mostów, nawierzchni i taboru kolejowego. Oba ostatnie projekty uzgodniono już na wielu wspólnych zebraniach z przedstawicielami odbiorców i ostateczne ich zatwierdzenie przez zainteresowane strony nastąpi w najbliższych miesiącach. W normach tych powtarzają się stale, przeznaczone do ogólnego użytku i tylko w kilku nielicznych przypadkach pozostawiono — ze względu na specyficzne warunki pracy elementów, wykonanych z danej stali — kilka gatunków stali o składzie chemicznym lub własnościach specjalnych.

Większość wymienionych w programie Podkomisji Tworzyw Stalowych norm zostanie opracowana przed 1 lipca br., tak że w II półroczu br. przewiduje się wykończenie 2 lub 3 pozostałych z podanego programu.

Statystyka

A. HUTNICTWO ŻELAZA

Wytworczość i wysyłka (w tonach)

WYTWORY	Wytworczość			Wysyłka			
	Marzec 1948	Kwiecień 1948	Ogółem (styczeń- kwiecień) 1948	Kwiecień 1948		Ogółem (styczeń-kwiecień 1948)	
				Kraj ²⁾	Eksport	Kraj ²⁾	Eksport
Koks	83 059	82 527	322 806	10 436	4 195	49 989	14 299
Surówka	5 097	93 590	360 034	9 103 ³⁾	3 311 ³⁾	59 837 ³⁾	5 248 ³⁾
Stal surowa	153 607	163 730	619 000	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	110 460	110 587	429 391	71 351	12 970	283 936	41 607
Rury ze szwem	1 640	1 759	6 558	1 209	419	4 444	2 154
Wytw. kute i prasowane	10 478	10 039	39 453	2 622	4	12 012	33
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno	4 193	4 347	16 374	1 909	119	7 700	232

1) Wytw. walcowane gotowe, łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).

2) Bez obrotu międzyhutniczego.

3) Łącznie z żelazostopami.

B. ZJEDNOCZONE KOPALNIE RUDY ŻELAZNEJ I TOPNIKÓW

Wydobycie, wytworczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytworczość			Wysyłka			
	Marzec 1948	Kwiecień 1948	Ogółem (styczeń- kwiecień) 1948	Kwiecień 1948		Ogółem (styczeń-kwiecień 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe *)	47 834	50 565	186 120	9 236	—	26 149	—
Piryty	4 262	4 969	16 905	5 318	5 318	17 216	14 241
Rudy wzbogacone	26 545	27 177	102 851	27 010	—	104 481	—
Topniki **)	18 678	17 935	68 007	12 027	360	54 809	694

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

C. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY METALI NIEŻELAZNYCH

Wydobycie, wytworczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytworczość			Wysyłka			
	Marzec 1948	Kwiecień 1948	Ogółem (styczeń- kwiecień) 1948	Kwiecień 1948		Ogółem (styczeń-kwiecień 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	79 860	81 026	308 664	—	—	—	—
Cynk ogółem	8 226	8 301	32 010	1 814	1 897	6 919	7 331
Blacha i taśmy cynkowe	2 879	3 311	12 419	1 913	1 753	5 737	5 771
Ołów rafinowany	1 419	1 478	5 789	806	—	3 171	300

D. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Wydobycie, wytworczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytworczość			Wysyłka			
	Marzec 1948	Kwiecień 1948	Ogółem (styczeń- kwiecień) 1948	Kwiecień 1948		Ogółem (styczeń-kwiecień 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	25 093	24 061	91 851	5 546	3 057	18 081	7 544
Wytwory	18 546	16 578	66 314	15 474	9 183	57 455	37 241
Zaprawy i mieliwa	4 770	5 048	17 092 ^{*)}	4 541	3 176	16 787	11 091

*) liczba skorygowana

A. HUTNICTWO ŻELAZA

Wytwórczość i wysyłka (w tonach)

W Y T W O R Y	W y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Kwiecień 1948	Maj 1948	Ogółem (styczeń- maj) 1948	Maj 1948		Ogółem (styczeń-maj 1948)	
				Kraj ?	Eksport	Kraj ?	Eksport
Koks	82 527	81 520	404 326	7 225	3 383	57 214	17 682
Surówka	93 590	93 857	453 891	6 279 ³⁾	1 866 ³⁾	66 116 ³⁾	7 114 ³⁾
Stal surowa	163 730	148 172	767 172	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	110 587	103 8 4	533 205	59 540	18 362	343 476	59 969
Rury ze szwem	1 759	1 794	8 352	1 189	561	5 633	2 715
Wytw. kute i prasowane	10 039	9 623	49 076	2 562	—	14 574	33
Wytw. walcowane i ciągnięte na zimno .	4 347	4 215	20 589	1 998	79	9 698	311

1) Wytw. walcowane gotowe, łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).

2) Bez obrotu międzyhutniczego.

3) Łącznie z żelazostopami.

B. ZJEDNOCZONE KOPALNIE RUDY ŻELAZNEJ I TOPNIKÓW

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Kwiecień 1948	Maj 1948	Ogółem (styczeń- maj) 1948	Maj 1948		Ogółem (styczeń-maj 1948)	
				Ogółem	W tym poza CZPH	Ogółem	W tym poza CZPH
Rudy żelazne surowe *)	50 565	50 944	237 064	9 815	—	35 964	—
Piryt	4 969	4 527	21 432	4 141	4 141	21 357	18 382
Rudy wzbogacone	27 177	27 251	130 102	27 218	—	131 699	—
Topniki **)	17 935	16 210	84 217	10 427	244	65 236	938

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

C. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY METALI NIEŻELAZNYCH

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Kwiecień 1948	Maj 1948	Ogółem (styczeń- maj) 1948	Maj 1948		Ogółem (styczeń-maj 1948)	
				Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	81 026	75 860	384 524	—	—	—	—
Cynk ogółem	8 301	7 986	39 996	1 898	1 858	8 817	9 189
Błacha i taśmy cynkowe	3 311	3 126	15 545	1 310	1 654	7 047	7 425
Ołów rafinowany	1 478	1 402	7 191	865	—	4 036	300

D. ZJEDNOCZONE ZAKŁADY MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach)

Wyszczególnienie	W y d o b y c i e i w y t w ó r c z o ść			W y s y ł k a			
	Kwiecień 1948	Maj 1948	Ogółem (styczeń- maj) 1948	Maj 1948		Ogółem (styczeń maj 1948)	
				Ogółem	W tym do zakładów CZPH	Ogółem	W tym do zakładów CZPH
Kopaliny	24 061	18 312	110 163	3 166	914	21 247	8 458
Wytwory	16 578	15 897	82 211	13 618	9 266	71 073	46 507
Zaprawy i mieliwa	5 048	4 676	21 768	4 640	2 727	21 427	13 818

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