

HUTNIK

63

9

1954



CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA
WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE – STALINOGRÓD

TREŚĆ

	Str.
INŻ. BOHDAN KALINOWSKI i DR INŻ. ANDRZEJ GROSSMAN. Zabezpieczenie baterii koksowniczej podczas przymusowego postoju .	277
INŻ. ZDZISŁAW WARCZEWSKI. Zagadnienia energetyczne w koksowniach .	278
INŻ. STANISŁAW KONCEWICZ. Zasady planowania produkcji w walcowniach .	282
INŻ. JÓZEF GÓRECKI. Obniżenie kosztów zużycia walców .	285
INŻ. WIESŁAW WRÓBLEWSKI. Metody wyznaczania wielkości młotów matrycowych .	292
NOWOŚCI Z DZIEDZINY HUTNICTWA .	296
WŚRÓD KSIAŻEK .	301
SŁOWNICTWO HUTNICZE .	302
NOTATKI BIBLIOGRAFICZNE .	304
PRZEGLĄD CZASOPISM .	306
KRONIKA .	307



СОДЕРЖАНИЕ

Б. КАЛИНОВСКИ и А. ГРОССМАН. Обеспечение коксовой батареи во время принудительного простоя
З. ВАРЧЭВСКИ. Энергетические вопросы на коксохимических заводах
СТ. КОНЦЭВИЧ. Основы планирования продукции в прокатных цехах
И. ГУРЭЦКИ. Снижение расходов на износ прокатных валков
В. ВРУБЛЕВСКИ. Методы определения величины штамповочных молотов
НОВОСТИ ИЗ ОБЛАСТИ МЕТАЛЛУРГИИ
КРИТИКА
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕРМИНОЛОГИЯ
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЕ ЗАМЕТКИ
ОБЗОР ЖУРНАЛОВ
ХРОНИКА

CONTENTS

B. KALINOWSKI, A. GROSSMAN. Means of securing of a coke-ovens battery during a compulsory break of work
Z. WARCZEWSKI. Energy problems in coke plants
S. KONCEWICZ. Production planning principles in rolling mills
J. GÓRECKI. Costs reduction of rolls wear
W. WRÓBLEWSKI. Size determining methods of mould hammers
METALLURGICAL NEWS
NEW BOOKS
METALLURGICAL NOMENCLATURE
BIBLIOGRAPHICAL NOTES
REVIEW OF PERIODICALS
CHRONICLE

ADRES REDAKCJI I ADMINISTRACJI: STALINOGRÓD, UL. STAWOWA 19. TEL. 324-44/45
KOLPORTAŻ: PPK „RUCH” STALINOGRÓD, UL. 3 MAJA 16. TEL. 375-43

WARUNKI PRENUMERATY: ABONAMENT: OPLATA NORMALNA ROCZNIE 108,— ZŁ

KONTO PKO STALINOGRÓD III-13763/110. CENA ZESZYTU POJEDYNCZEGO 9,— ZŁ

HUTNIK

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA

ROCZNIK XXI

STALINOGRÓD – WRZESIEŃ 1954

NR 9

Inż. BOHDAN KALINOWSKI i dr inż. ANDRZEJ GROSSMAN

662. 741. 3. 004. 7

Zabezpieczenie baterii koksowniczej podczas przymusowego postoju

Opisano postępowanie podczas kilkutygodniowego przymusowego unieruchomienia baterii koksowniczej oraz wpływ przetrzymania w tym czasie węgla wsadowego w zbiornikach na jego własności i jakość otrzymanego koksu.

Budowa i sposób obsługi baterii pieców koksowniczych są przystosowane do pracy nieprzerwanej — jak wiadomo, baterie te powinny w zasadzie pracować bez przerw kilkanaście lat. Zdarzające się niekiedy awarie można przeważnie usunąć w ciągu kilku godzin. Awarie takie nie powodują poważniejszych zakłóceń w pracy piecowni, awarii długotrwałych, które wprawdzie zdarzają się bardzo rzadko, ale właśnie dlatego wywołują poważne trudności, ze względu na powszechny brak doświadczenia, jak należy postępować w takich przypadkach. Literatura fachowa i przepisy obsługi nie zawierają odpowiednich wskazówek, ograniczając się do opisu przebiegu wygaszania baterii, co oczywiście stanowi ostateczność, której w miarę możliwości należy unikać.

Ze względu na to uważamy za pożądane podzielić się obserwacjami poczynionymi podczas kilkutygodniowego przymusowego unieruchomienia nowozbudowanej baterii koksowniczej. W kilka dni po oddaniu jej do ruchu nastąpiła poważna awaria wsadnicy, która uniemożliwiła obsadzenie komór i ich opróżnianie. W tym czasie na 28 komór stanowiących baterię obsadzonych było już 13. Licząc na to, że naprawa uszkodzenia nie będzie przeciągać się nadmiernie, nie brano w ogóle pod uwagę możliwości potrzeby wygaszania baterii. Zadawano sobie jedynie pytanie, jak najlepiej uchronić komory w okresie postoju. Kwestia postępowania z komorami pustymi nie nasuwała wątpliwości, co się zaś tyczy komór napełnionych, należało rozważyć dwie możliwości, z których każda miała swoje zalety i wady: 1. opróżnić je ręcznie, 2. pozostawić w nich koks.

Zaletą pierwszej możliwości było to, że po opróżnieniu komór nie trzeba by już było specjalnie się o nie troszczyć. Zachodziła natomiast uzasadniona obawa, że opróżnianie ręczne, trwające co najmniej 16 ÷ 20 godzin i odbywające się oczywiście przy otwartych drzwiach piecowych, spowoduje znaczne i raptowne obniżenie temperatury komór, które doprowadziły do pe-

kania materiału ogniotrwałego ścian, tym bardziej, że opisywany wypadek miał miejsce w okresie silnych mrozów.

Obawy takiej nie byłoby w razie pozostawienia koksu w komorach, ale chcąc użyć tego sposobu trzeba by było bardzo starannie uszczelnić komory, aby uniknąć zasysania powietrza. Dopływ powietrza (lub nawet spalin) do wnętrza komór powodowałby palenie się koksu i lokalne przegrzania, jak również możliwość uszkodzenia ścian przez wytwarzający się popiół. Należało również liczyć się z możliwością powstania mieszanki wybuchowej.

Mimo wszystko zdecydowano się na ten drugi sposób, jakkolwiek brano pod uwagę, że w utrzymaniu szczelności komór będzie przeszkadzać zarówno przenikliwość jeszcze niedostatecznie zagrafitowanych ścian grzewczych, jak i niekorzystne warunki atmosferyczne, a mianowicie silny mróz, zwiększający różnicę temperatur między otoczeniem a wnętrzem komór. W tym miejscu warto zauważyć, że wskutek wyporu hydrostatycznego powstaje w komorze koksowniczej podciśnienie, które u jej toku dochodzi do około 4 mm słupa wody.

W okresie postoju komory były odłączone od odbieralnika, a rury wznosne, odbieralnik i przewody ssące starannie przedmuchiwało parą w celu usunięcia resztek gazu. Specjalnie utworzona brygada stale uszczelniała drzwi piecowe (żelazo na żelazo). Temperaturę kanałów grzewczych obniżono za średnio 1180 °C przed awarią do 880 ÷ 900 °C podczas postoju, a okres przestawiania kierunku ogrzewania (rewersji) przedłużono z 20 na 30 minut. Obniżenie temperatury oraz mniejszy pobór ciepła spowodowany zaprzestaniem obsadzenia komór świeżym węglem objawiły się zmniejszeniem zużycia gazu na podpał (doprowadzonego w okresie awarii z innej baterii) o 55 %.

Po 48 dniach postoju stwierdzono, że komory, w których pozostawiono koks, nie uległy żadnym widocznym uszkodzeniom i nie nastąpiły żadne trudności podczas ponow-

nego uruchomienia, zważywszy jednak uciążliwość utrzymywania szczelności komór oraz brak jakichkolwiek wskazówek, czy drzwi piecove są dostatecznie uszczelnione, wydaje się, że właściwszy byłby inny sposób postępowania. Należało mianowicie pozostawić koks w komorach i nie odłączać ich od odbieralnika, a do odbieralnika doprowadzić gaz z zewnątrz. W ten sposób utrzymując w komorach lekkie nadciśnienie, usunięto by wszelką możliwość przenikania powietrza lub spalin do wnętrza komór, a zarazem zabezpieczono by zagrafitowanie komór. Ponadto płomyki uchodzącego gazu wskazywałyby wyraźnie nieuszczelnności drzwi piecove, umożliwiając szybkie ich usuwanie.

W momencie uszkodzenia wsadnicy wieża węglowa obsługująca omawianą baterię zawierała stosunkowo znaczny zapas węgla, który z konieczności pozostawiono w niej przez cały czas postoju. Okoliczność tę wyzyskano w celu stwierdzenia, w jakim stopniu przedłużenie składowania węgla wpływa na jego własności koksownicze i jakość koksu.

Węgiel wsadowy stanowił mieszaninę zawierającą około 15 % węgla typu 35, 20 % typu 34, 50 % typu 33 i 15 % typu 32. Załączona tablica charakteryzuje podstawowe własności węgla przed postojem i po nim oraz koksu wytworzonego w obu okresach. Dane stanowią średnie z kilku prób, których czas pobrania różni się o 59 dni. Duża zgodność analizy sitowej, zawartości popiołu, a nawet części lotnych świadczy, że w obu przypadkach miano do czynienia z mieszaną o tym samym składzie, czyli że zmianę spiekalności należy przypisać wyłącznie wpływowi starzenia się węgla.

Warunki pracy baterii były jednakowe w obu okresach prób (temperatura kanałów grzew-

czych, czas prażenia i zawartość wilgoci we wsadzie, który zwilżano w celu wyrównania straty wilgoci spowodowanej długim magazynowaniem). Stopień wyprażenia koksu, wyrażony zawartością części lotnych, był również praktycznie jednakowy. Pogorszenie się własności koksowniczych węgla wyraziła się znacznym pogorszeniem się ścieralności otrzymanego koksu, natomiast wytrzymałość zmniejszyła się tylko nieznacznie.

A. Węgiel

		Przed postojem	Po postoju
1. Skład ziarnowy:			
poniżej 0,5 mm	%	40,5	39,7
0,5 ÷ 1 mm	%	22,5	23,0
1 ÷ 3 mm	%	31,0	31,3
3 ÷ 5 mm	%	1,0	1,0
Razem:	%	100,0	100,0
w tym poniżej 3 mm	%	94,0	94,0

2. Analiza techniczna:

Zawartość wilgoci	%	7,6	6,5
Zawartość popiołu	%	8,1	8,0
Zawartość części lotnych	%	32,2	31,9
Spiekalność	LR	60,3	49,1

B. Koks

1. Bębnowanie według Micum:

M40	61,7	59,0
M20 ÷ 40	25,0	20,6
M10 ÷ 20	4,5	4,8
M10	8,4	15,6

2. Analiza techniczna:

Zawartość wilgoci	%	9,0	8,2
Zawartość popiołu	%	11,2	11,2
Zawartość części lotnych	%	1,9	1,7

Inż. ZDZISŁAW WARCZEWSKI

662. 74 : 662. 6

Zagadnienia energetyczne w koksowniach

Zagadnienia energetyczne w koksowniach na tle ich historycznego rozwoju. — Koksownia jako wielki producent i konsument gazów przemysłowych. — Zagadnienie racjonalnego opalania pieców koksowniczych. — Możliwości wprowadzenia skojarzonej gospodarki energetycznej w koksowniach. — Zagadnienie wody w koksowniach.

Zagadnienia energetyczne w koksowniach na tle ich historycznego rozwoju

Wielki rozwój hutnictwa żelaza na początku XVIII wieku zwiększył zapotrzebowanie hut na odpowiednie paliwo dla wydziałów wielkopiecowych. Wskutek braku drewna, którego wielkie ilości (około 4 t/t węgla drzewnego) potrzebne były do produkcji węgla drzewnego, zaczęto wówczas po raz pierwszy odgazowywać węgiel kamienny. Pierwszy koks wielkopiecowy otrzymano w Europie w Carron Works w Szkocji w 1745 r. Przy tej okazji warto przypomnieć, że pierwszy wielki piec na kontynen-

cie europejskim pracujący na koksie powstał w Gliwicach w 1796 r., drugi zaś — na terenie dzisiejszej huty „Kościuszko“ w 1802 r.

Sam proces koksowania węgla kamiennego ulegał szybko stopniowemu udoskonalaniu. Pierwsze próby koksowania odbywały się w mielerzach służących dotychczas do odgazowania drewna. W tych prymitywnych urządzeniach nie tylko ginęły bezpowrotnie wszystkie produkty uboczne koksowania, ale ponadto spalała się również pewna część wsadu węglowego. Uzysk koksu wynosił w tych najstarszych urządzeniach tylko około 50%. Z kolei powstały piece ulowe dostosowane lepiej do odgazowania



węgla; spalały one wprawdzie cały gaz surowy, lecz lepiej wykorzystywały wsad i pozwalały otrzymywać bardzo dobry koks wielkopiecowy. Jeszcze podczas ostatniej wojny światowej można było spotkać w Stanach Zjednoczonych piece ulowe, zwłaszcza w okręgu Connellsville w Pensylwanii. Pierwsze próby wyzyskania ciepła spalin w procesie koksovania polegały na zabudowaniu kotłów bezpaleniskowych. Pierwsze okresowo przełączane koksownicze piece regeneracyjne systemu Otto-Hoffmann zbudowano w 1883 r. Zamiast do produkcji pary w kotłach bezpaleniskowych wyzyskiwano w tych piecach ciepło spalin do podgrzewania powietrza spalania. Poza tym nowe piece regeneracyjne umożliwiały wyeliminowanie z gazu surowego produktów ubocznych koksovania. Rozwijający się jednocześnie przemysł chemiczny potrafił już przerabiać te cenne produkty. Dalszym krokiem było stworzenie pieców regeneracyjnych dwupaliwowych, w których dzięki dodatkowemu zastosowaniu regeneratora gazowego można było spalać na użytek własny koksowniczy gaz o małej wartości opałowej, zwalniając w ten sposób na zewnątrz znacznie większe ilości bogatego gazu koksowego. Było to ważnym czynnikiem stopniowej gazyfikacji różnych krajów, w których gaz koksowy jako cenne paliwo był coraz częściej zastosowany przez wielkich odbiorców przemysłowych i w gospodarstwach domowych. Należy tu przypomnieć, że do opalania pieców martenowskich po raz pierwszy zastosowano gaz koksowy właśnie na Górnym Śląsku w dzisiejszej hucie Zygmunt (1907 r.).

Ogromne postępy techniczne w budowie pieców koksowniczych zmniejszyły ich zużycie paliwa i umożliwiły oddawanie wielkich ilości wolnego gazu koksowego na zewnątrz. Jednocześnie udoskonalono pod względem technicznym i ekonomicznym procesy technologiczne otrzymywania produktów ubocznych wraz z całą gospodarką energetyczną koksowni. Wydobywanie produktów ubocznych z gazu surowego opiera się przede wszystkim na procesach ochłodzenia (chłodnice), absorpcji (płuczki, sytniki) i destylacji (zbiorniki destylacyjne, odpędzacz). Do przeprowadzenia tych procesów technologicznych potrzebne są więc znaczne ilości ciepła (przeważnie w postaci pary średnioprężnej) i duże ilości wody chłodzącej produkty końcowe (np. olej lekki) lub produkty pośrednie znajdujące się w obiegach zamkniętych (np. olej płuczkowy).

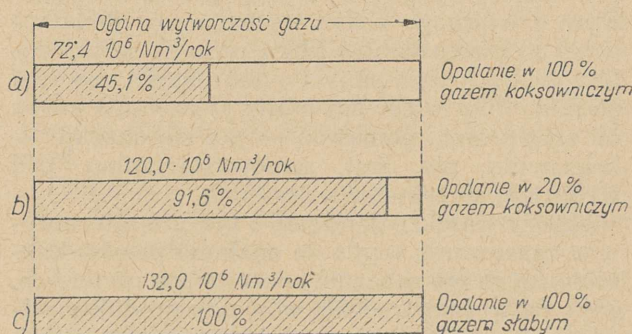
Koksownia jako wielki producent i konsument gazów przemysłowych

Pod względem cieplnym nowoczesne piece koksownicze należą do najekonomiczniejszych rodzajów pieców przemysłowych; ich sprawność ogólna dochodzi do 74%. Przy stosowaniu ubijanego wsadu własne zużycie ciepła do ogrzewania baterii koksowniczych można przyjąć dla kg polskiego węgla wsadowego z 10% wilgoci:

1. 550 kcal/kg w razie opalania gazem biednym,
2. 580 kcal/kg w razie opalania gazem bogatym.

Wartości te pokrywają nie tylko ciepło użyteczne procesu koksovania, obejmujące ciepło procesów chemicznych odgazowania i ciepło jawne wszystkich produktów koksovania, lecz również straty ciepłe przez ściany pieców oraz najważniejszą w bilansie cieplnym stratę kominową (wynoszącą 14 ÷ 18% ogólnej doprowadzonej ilości ciepła). W przeliczeniu na węgiel suchy to zużycie ciepła wynosi w analogicznych warunkach opalania 610 ÷ 640 kcal/kg węgla suchego. W dalszych obliczeniach przyjmujemy, iż w warunkach ruchowych ze względu na nieuniknione odchylenia od optymalnych warunków pracy średnia miesięczna zużycia ciepła wyniesie 650 kcal/kg węgla suchego. Jeżeli w nowoczesnej komorze koksowej odgazujemy w ciągu 21 godz mieszankę wsadową odpowiadającą 17 t węgla suchego, wskaźnik wydajności wyniesie dla tej komory 0,81 t węgla suchego/h lub 19,4 t węgla suchego/24 h. Ponadto można przyjąć, iż w przeliczeniu na gaz umowny o wartości opałowej 4000 kcal/Nm³ 1 t węgla suchego daje 360 Nm³ gazu koksowego. W tych warunkach typowa bateria obejmująca 55 komór koksowych odgazuje na obej 1070 t węgla suchego i wytworzy 385 000 Nm³ /24 h przeliczeniowego gazu koksowego o wartości opałowej 4000 kcal/Nm³. Zależnie od sposobu opalania tej baterii uzyskujemy różne ilości wolnego gazu koksowego (rys. 1):

1. przy opalaniu czystym gazem koksowym zużycie własne baterii wyniesie 174 000 Nm³/24 h, (45,1% ogólnej wytwórczości), a wolna ilość tego gazu 211 000 Nm³/24 h, (54,9%);
2. przy pokrywaniu gazem koksowym tylko 20% ogólnego zapotrzebowania ciepła zużycie własne gazu koksowego wyniesie 34 800 Nm³/24 h (8,4% ogólnej wytwórczości), a wolna ilość tego gazu zwiększy się do 350 200 Nm³/24 h (91,6%);
3. wreszcie przy opalaniu pieców koksowniczych czystym gazem słabym zwolnimy całą wytworzoną ilość gazu koksowego 385 000 Nm³/24 h.



Rys. 1. Wolne ilości gazu koksowniczego z 1 baterii pieców koksowniczych

Założywszy, że czas pracy koksowni stanowi 94% czasu kalendarzowego, otrzymamy w tych trzech przypadkach wolne ilości gazu koksowego:

1. 72,4 mln Nm³/rok,
2. 120,0 mln Nm³/rok,
3. 132,0 mln Nm³/rok.

Są to ilości bardzo duże, tłumaczące wymownie, dlaczego przemysł koksochemiczny odgrywa decydującą rolę w gazyfikacji krajów przemysłowych. Wystarczy ponadto zaznaczyć, że ta jedna bateria pieców w przypadku 3. może pokryć zapotrzebowanie na gaz nowoczesnego miasta o 1 milionie mieszkańców.

Zagadnienie racjonalnego opalania pieców koksowniczych

Analizując bliżej opalanie pieców koksowniczych gazem o małej wartości opałowej należy zrobić trzy ważne uwagi:

1. Regeneratory gazowe w nowoczesnych piecach koksowniczych mają takie wymiary i kształty powierzchni ogrzewalnej, iż wymagają wielkiej czystości biednych gazów służących do opalania, w przeciwnym bowiem razie kanały regeneratorów szybko zapylają się a tym samym temperatura podgrzewania gazu spalanego w komorach grzewczych znacznie spada. Dla przykładu można przytoczyć, iż przy opalaniu gazem wielkopieczowym o zawartości 0,02 g pyłu/Nm³ jedna komora grzewcza o podanej wyżej wydajności otrzyma w ciągu roku kalendarzowego okrągło 87 kg pyłu. Z tych względów czyszczenie gazów biednych dla koksowni powinno być staranniejsze niż jest to wymagane dla normalnych odbiorców gazów przemysłowych: należy pozostawić w gazie nie więcej niż 7 ÷ 10 mg/Nm³ pyłu. Sprawa ta jest również ważna dla czyszczalni gazu czadnicowego, jeżeli gazem tym mamy zamiar opalać piece koksownicze.

2. Aby do opalania koksowni otrzymać potrzebne ilości gazu czadnicowego z koksu, należałoby zgazować około 115 ÷ 135 kg koksu/t węgla wsadowego. Ilość ta stanowi 16 ÷ 19% ogólnego uzysku koksu. Ponieważ jednak wypad średnich sortymentów koksu nadających się do zgazowania wynosi mniej niż 10%, opalanie pieców koksowniczych wyłącznie gazem czadnicowym z własnego koksu wymagałoby dodatkowego zużycia również kilku procent sortymentów grubych tego paliwa o ziarnistości powyżej 40 mm. Jest to pewien minus stosowania koksu do zgazowania, ponieważ — jak się okazuje — koksownia nie jest samowystarczalna pod względem sortymentów średnich.

Należy wszakże pamiętać o tym, że alternatywne zgazowanie węgla do opalania pieców koksowniczych ma znacznie więcej stron ujemnych, gdyż zazwyczaj tracimy wówczas produkty odgazowania węgla i wprowadzamy w ten sposób dwa krańcowe różne typy węgla na teren tej samej koksowni.

3. Wymagania dotyczące koksu i uzysku produktów ubocznych są tak wysokie, iż ogrzewanie komór grzewczych powinno się odbywać w sposób jak najbardziej równomierny za pomocą ściśle określonych ilości gazu. Wynika stąd konieczność stałej samoczynnej regulacji ciśnienia gazów opałowych i to zarówno gazów o dużej jak i o małej wartości opałowej. W tych warunkach koksownie nie nadają się do opalania wahlowymi ilościami gazu wielkopieczowego. Buforem w ogólnej gospodarce gazem wielkopieczowym może być w hucie przy obecnym stanie techniki tylko kotłownia opalana tym gazem i pyłem węglowym. Takie dwupaliwowe kotły pozwalają w sposób prosty i bez szkodliwych konsekwencji utrzymać wytwórczość pary na żądanym poziomie pomimo silnie wahających się ilości doprowadzanego gazu wielkopieczowego. W koksowni wystąpią w tych warunkach na pewno duże trudności.

Możliwości wprowadzenia skojarzonej gospodarki energetycznej w koksowniach

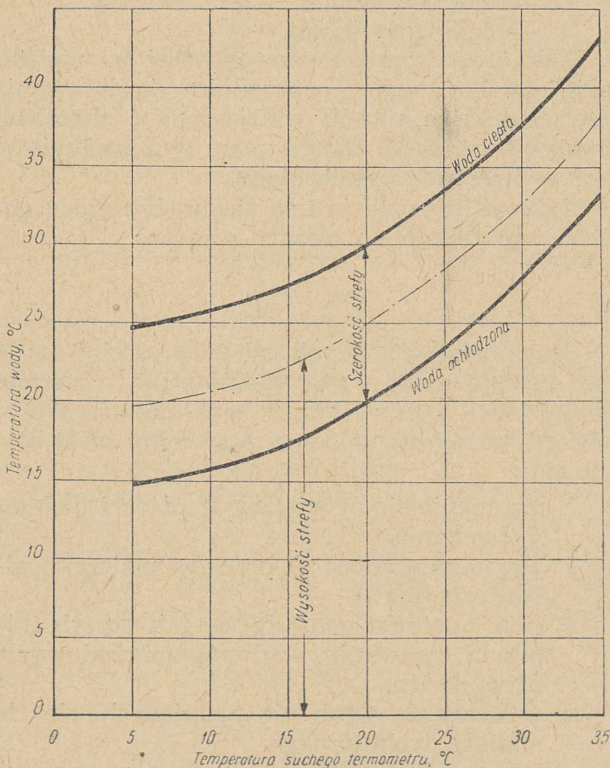
Wydobycie produktów ubocznych opiera się częściowo na procesach absorpcji różnych składników gazu surowego odpowiednimi rozpuszczalnikami (np. wodą amoniakalną lub olejem płuczkowym) oraz na następnym wydzieleniu tych związków przez destylację otrzymanego roztworu. W tym celu potrzebne są duże ilości pary średnioprężnej, zwłaszcza w amoniakalni oraz — w mniejszym stopniu — w benzolowni. Jeden ze sposobów usprawnienia gospodarki cieplnej w oddziałach produktów ubocznych polega na wyzyskaniu ciepła poszczególnych destylatów do wstępnego podgrzewania roztworu przed destylacją. Tak np. postępujemy w benzolowni podgrzewając w wymienniku ciepła olej płuczkowy z rozpuszczonym surowym benzolem gorącym olejem lekkim.

Istnieje jednak w koksowniach również inna możliwość wprowadzenia skojarzonej gospodarki energetycznej polegająca na powiązaniu zapotrzebowania mocy do napędu turbosawy z zapotrzebowaniem ciepła przez oddziały produktów ubocznych koksowni. W warunkach normalnych turbosawa spręża wstępnie ochłodzony gaz surowy od podciśnienia rzędu 300 mm słupa wody do nadciśnienia rzędu 1500 mm słupa wody. Zapotrzebowanie pracy takiej turbodmuchawy wynosi na wale około 6,35 kWh na każdy 1000 m³ zassanego gazu, a więc około 2,5 kWh na 1 t przekoksowywanego węgla suchego. Stosowany powszechnie napęd turbinowy turbosaw pozwala w łatwy sposób skojarzyć wytwarzanie mocy z wytwarzaniem ciepła. Jeżeli np. turbina parowa będzie pracowała z przeciwcisnieniem 4 ata wystarczającym dla głównego konsumenta pary, jakim jest amoniakalnia, lecz za małym dla benzolowni, to przy parametrach pary dolotowej 28 ata, 400°, turbina będzie zużywała około 14,4 kg pary na efektywną kWh, tj. około 36 kg pary na 1 t przekoksowywanego węgla suchego. Tymczasem zużycie pary nisko-

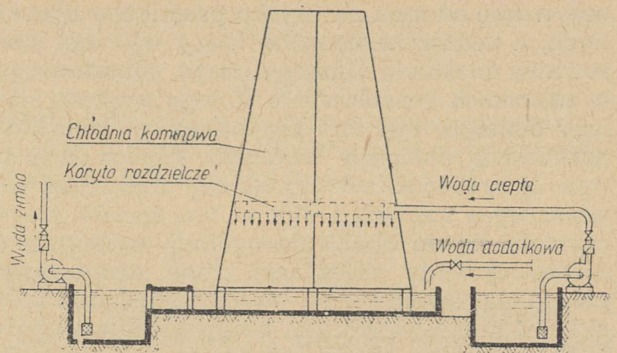
prężnej wynosi w koksowni $170 \div 210$ kg pary/t węgla suchego jest zatem znacznie większe. Skojarzenie wytwarzania mocy z wytwarzaniem ciepła da się więc urzeczywistnić w koksowni jedynie w sposób niezupełny. Innymi słowy prócz wprowadzenia przeciwpięznej turbiny parowej do napędu turbosawy trzeba do koksowni doprowadzić ponadto dalsze ilości pary średnioprężnej. Należy się więc domagać, aby ta dodatkowa para średnioprężna nie pochodziła ze zwykłego dławienia pary świeżej, lecz była brana z upustów turbin parowych huty lub kopalni, czy też turbin jakiegoś zakładu sąsiedniego, w tych warunkach bowiem turbiny z pośrednim poborem pary pozwolą wyzyskać znaczną część rozporządzalnego spadku entalpii pary do wytwarzania mocy potrzebnej na inne cele np. do napędu prądnic).

Zagadnienie wody w koksowniach

Koksownie są wielkimi konsumentami wody. Stosunkowo najmniej wody zużywa gaszenie koksu w wieżach gaśniczych, gdyż około $1 \div 1,5$ m³/t; mniej więcej połowa tej wody paruje, reszta znajduje się w koksie lub spływa wraz z mułem do odstożników. Suche gaszenie koksu pozwala oszczędzić te ilości wody dzięki wyzyskaniu znacznej części jawnego ciepła koksu wypychanego przy 950°. Proces ten zachodzi za pomocą obiegowego przepływu gazów niepalnych, które chłodzą koks do temperatury 300° i oddają pochłonięte przez siebie ciepło powierzchni ogrzewalnej kotłów bezpaleniskowych.



Rys. 2. Krzywe chłodzenia chłodni kominowych (szerokość strefy = 10 °C; wilgotność powietrza = 70 %)



Rys. 3. Schemat chłodzenia wody

W ten sposób otrzymując suchy koks możemy jednocześnie wytworzyć około 0,4 t pary średnioprężnej na 1 t koksu. Pomimo tych zalet suche gaszenie koksu nie przyjęło się w dużych koksowniach na kontynencie, wymaga bowiem wielkich nakładów inwestycyjnych i dodatkowego przeładunku koksu z nieuniknionym rozkruszem (powstawaniem podziarna).

Znacznie większymi konsumentami wody są wytwórnie produktów ubocznych. Gaz surowy o temperaturze około 750 °C uchodzi do odbieralników, gdzie ulega pierwszemu silnemu ochłodzeniu do $80 \div 90$ °C przez wtrysk wody pogazowej, która częściowo paruje. W zainstalowanych następnie chłodnicach wstępnych woda amoniakalna obniża dalej temperaturę gazu do $25 \div 30$ °C; w tym celu znajduje się ona zwykle w obiegu zamkniętym wyposażonym w specjalne chłodnice wodne. Woda chłodząca potrzebna jest również do chłodnic końcowych gazu, do chłodzenia oleju płuczkowego i do kondensatorów par oleju lekkiego (surowego benzolu).

Ogółem nowoczesna koksownia potrzebuje około 18 m³ wody na każdą tonnę węgla suchego. Ze względu na brak odpowiednich ilości wód powierzchniowych stosujemy w Polsce obiegi zamknięte, uzupełniając wodą dodatkową tylko nieuniknione straty na rozprysk, odparowanie, nieszczelności i odmulanie wody. Odmulanie jest konieczne, aby pomimo odparowania uniknąć granicznego stężenia soli w wodzie obiegowej, które powoduje powstawanie szkodliwych osadów w rurociągach wodnych i w wymiennikach ciepła.

Wielkość odmulanie zależy od jakości wody surowej i od jej ewentualnego przygotowania. Dlatego też w razie gdy zawartość węglanów jest duża dekarbonizujemy wodę dodatkową za pomocą wapna lub szczepimy ją kwasem solnym.

Pierwsza metoda wymaga większych nakładów inwestycyjnych, druga stosuje znacznie droższe chemikalia.

Należy pamiętać o tym, że szerokość strefy chłodzenia (rys. 2) ogranicza możliwości obniżenia temperatury wody chłodzącej w chłodnicach kominowych. Jest to trudnością szczególnie dotkliwą dla ruchu w lecie, kiedy trudno osiągnąć temperaturę ochłodzonej wody obiegowej wynoszącą mniej niż 27 °C. Odbija się to

oczywiście od razu na uzysku produktów ubocznych, a zwłaszcza benzolu, który wymaga stosowania możliwie zimnego oleju płuczkowego w płuczkach benzolowych. Z tego względu należy domagać się, aby przynajmniej woda dodatkowa w obiegach wodnych koksowniczych (rys. 3) była możliwie zimna, aby dopływała we właściwym miejscu i aby w ten sposób przyczyniała się do obniżenia ogólnej temperatury dolotowej wody chłodzącej. Inne rozwiązanie polega na świadomym przedymensjonowaniu chłodni kominowych, dla których celowo obniżamy szerokość strefy chłodzenia, np. do 8 °C. Można również zastosować dodatkową sztuczną

wentylację tych chłodni w lecie za pomocą zabudowanych specjalnych wentylatorów.

Rozpatrzyliśmy kilka wybranych zagadnień z dziedziny gospodarki energetycznej w koksowniach. Nie wyczerpują one bynajmniej tematu, ale dowodzą, że jest w tej dziedzinie wiele do zrobienia i że warto się nią bliżej zająć. We wszystkich koksowniach istnieją duże możliwości usprawnienia gospodarki energetycznej. Naszym obowiązkiem jest przeprowadzić tę racjonalizację, aby osiągnąć w ten sposób oszczędności paliw gazowych czy stałych i aby poprawić techniczno-ekonomiczne wskaźniki pracy koksowni.

Inż. STANISŁAW KONCEWICZ

621. 771. 2 : 658. 51

Zasady planowania produkcji w walcowniach

Określenie zdolności produkcji. — Teoretyczna i średnia produkcja godzinowa, uzysk całkowity, współczynnik wyzyskania czasu walcowania, współczynnik efektywnego wyzyskania czasu kalendarzowego. — Określenie produkcji planowanej.

Kolejna obniżka cen wprowadzona uchwałą KC PZPR i Rządu z dnia 29. IV. 1954 r. przyczyniła się do wzrostu realnych zarobków świata pracy o blisko 6 mld. złotych rocznie. Powszeczenie już się dziś mówi, że obecnie pracujemy już na poczet następnej obniżki cen. Przyspieszamy następną obniżkę cen przez stałe zwiększanie wydajności pracy i mechanizacji procesów technologicznych oraz coraz lepsze wyzyskiwanie maszyn i urządzeń.

Wzrost ten odbywa się dotychczas w głównej mierze w sposób żywiołowy, nieśmiało ujęty w planowane wskaźniki wzrostu, oparte głównie na danych statystycznych. Naukowe podstawy do planowania wskaźników wzrostu wydajności może dać tylko szczegółowa i wnikliwa analiza procesów technologicznych. Określona na podstawie tej analizy produkcyjna zdolność urządzeń winna mobilizować załogę do pełniejszego ich wyzyskania.

Zdolność produkcyjną walcowni możemy określić po zbadaniu przepustowości walcarek i wszystkich urządzeń pomocniczych, przez które przechodzi walcowany materiał. Będzie ona równa zdolności produkcyjnej urządzenia o najmniejszej przepustowości (urządzenia stanowiącego wąski przekrój produkcji). Pracę tego urządzenia należy dokładnie zbadać, aby usunąć wąski przekrój przez odpowiednie zorganizowanie pracy lub utworzenie dodatkowego stanowiska roboczego. Gdy to nastąpi, miarą produkcyjnej zdolności walcowni będzie zdolność produkcyjna walcarek. Można ją obliczyć z wzoru

$$Z = P_t \cdot C_w$$

gdzie

P_t — teoretyczna wydajność godzinowa rozpatrywanego profilu,

C_w — czas walcowania, godz.

Teoretyczną produkcję godzinową można obliczyć znając ciężar wsadu, takt walcowania oraz całkowity uzysk:

$$P_t = \frac{3600}{T} G \cdot u$$

gdzie

T — takt walcowania, sek,

G — ciężar wsadu, t,

u — całkowity uzysk.

Takt walcowania można określić na podstawie wykonanego poprzednio kalibrowania uwzględniając sposób walcowania i charakterystykę urządzeń. Można przy tym posługiwać się wykresem Adamieckiego.

Całkowity uzysk jest to stosunek ciężaru gotowej produkcji do ciężaru wsadu:

$$u = \frac{P}{W}$$

Przez całkowity uzysk należy rozumieć uzysk po uwzględnieniu wszystkich strat materiału związanych z przeróbką i wykończeniem produkcji walcowni. Główne przyczyny strat stanowią:

1. tworzenie się zgorzeli w piecu i podczas walcowania,
2. obcinanie końców (i brzegów podczas walcowania blach),
3. inne operacje pomocnicze, jak przecinanie piłami, usuwanie wad powierzchniowych, żarzenie itp.
4. walcowanie sztuk nie nadających się do odbioru technicznego.

Wielkość całkowitego uzysku zależy głównie od rodzaju walcowanego wyrobu, jakości wsadu, sposobu prowadzenia pieców grzewczych,

Tablica 1

Srednie współczynniki uzysku dla różnych walcowni [3]

Lp.	Walcownia	u
1	kęsów (zgniatacz)	0,78 ÷ 0,91
2	dwuteownik	0,84 ÷ 0,86
3	szyn	0,75 ÷ 0,77
4	drobna	0,91 ÷ 0,94
5	drutu	0,90 ÷ 0,94
6	kęsów płaskich (slabing)	0,77 ÷ 0,88
7	blach grubych walcowanych z wlewków	0,60 ÷ 0,77
8	blach grubych walcowanych z kęsów płaskich	0,78 ÷ 0,83
9	uniwersalna (z kęsów płaskich)	0,85 ÷ 0,89
10	taśmy	0,95 ÷ 0,96
11	blach cienkich	0,72 ÷ 0,83

Tablica 2

Tablica przepustów dla walcowni bruzdowej D = 750 mm podczas walcowania szyn S 26. Szybkość walcowania przyjęto jako stałą dla wszystkich przepustów v = 2,9 m/sek.

Wsad 225 × 225 × 4000 mm, G = 1,5 t

Nr przepustu	Klatka	F _{cm}	λ _c	l _m	tw sek	tj sek
0		510	—	4,0	—	—
1		440	1,16	4,64	1,60	10
2		kantowanie 354	1,44	5,75	1,98	5
3		282	1,81	7,24	2,50	10
4	I	kantowanie 210	2,42	9,70	3,35	8
5		kantowanie 176	2,90	11,6	4,00	5
6		149	3,42	13,7	4,75	4
7		125	4,08	16,3	5,60	5
8		99	5,15	20,6	7,12	10
9		79	6,45	25,8	8,90	4
10	II	64	7,97	31,9	11,00	5
11		57,5	8,86	35,4	12,20	
					63,00	66

sposobu walcowania, stopnia zużycia wykrojów itp. Średnie wartości współczynnika całkowitego uzysku podczas walcowania stali o małej i średniej zawartości węgla podano w tablicy 1.

Sposób obliczania teoretycznej produkcji godzinowej wyjaśniają przykłady:

Przykład 1. Określić teoretyczną wydajność godzinową podczas walcowania szyn S-26 na dwuklatkowej walcowni liniowej D = 750 mm.

Szybkość walcowania założono stałą we wszystkich przepustach: v = 2,9 m/sek. Wsad: 225 × 225 × 4000 mm o ciężarze G = 1,5 t. Na podstawie istniejącego kalibrowania określono powierzchnie przekroju sztuki po każdym przepuście (tablica 2, kolumna 3) oraz schemat kantowania. Znając powierzchnie przekroju sztuki obliczono wydłużenie całkowite (kolumna 4) i długość sztuki (kolumna 5) po każdym przepuście z następujących wzorów:

$$\lambda_{cn} = \frac{F_o}{F_n}$$

$$l_n = l_o \cdot \lambda_{cn}$$

gdzie wskaźnik n oznacza numer przepustu.

Czas walcowania (kolumna 6) w poszczególnych przepustach obliczono z wzoru

$$t_w = \frac{l}{v}$$

gdzie

l — długość sztuki w danym przepuście,
v = 2,9 m/sek — założona szybkość walcowania.

Otrzymane wielkości zawiera tablica 2.

W kolumnie 7 podano czas jałowy potrzebny na wykonanie operacji pomocniczych, jak kantowanie, podanie sztuki do następnego wykroju, przesunięcie jej do sąsiedniej klatki itp. Czasy te są oparte na chronometrażu w pewnej hucie z ręczną obsługą walcowni. Dla różnych walcowni czasy jałowe wynoszą średnio:

dla zgniataczy bez kantowania 2 ÷ 4 sek
dla zgniataczy z kantowaniem 4,5 ÷ 6 sek
dla zgniataczy z kantowaniem szerokich kęsisk płaskich 6 ÷ 12 sek
dla walcowni bruzdowych bez kantowania 3 ÷ 5 sek
dla walcowni bruzdowych z kantowaniem mechanicznym 5 ÷ 8 sek
dla walcowni bruzdowych z kantowaniem ręcznym 6 ÷ 10 sek
dla walcowni drobnych przy podawaniu ręcznym 1,5 ÷ 3 sek
dla walcowni blach przy podawaniu przez walec górny 3 ÷ 6 sek

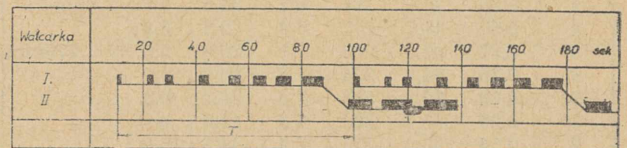
Na podstawie tablicy 2 określono takt walcowania jako sumę czasów walcowania, czasów jałowych i czasu potrzebnego na doprowadzenie sztuki do walców przy założeniu, że następną sztukę doprowadza się do walców po zakończeniu walcowania sztuki poprzedniej (zgodnie z obecnie stosowanym sposobem walcowania, spowodowanym niewystarczającą mocą parowej maszyny napędowej).

$$T = \sum tw + \sum tj + tp = 63,0 + 66 + 10 = 139 \text{ sek}$$

Teoretyczna produkcja godzinowa (przy uzysku u = 0,77) wynosi:

$$P_t = \frac{3600}{T} \cdot G \cdot u = \frac{3600}{139} \cdot 1,5 \cdot 0,77 = 30 \text{ t/h}$$

Przykład 2. Po zelektryfikowaniu napędu w przykładzie 1., będzie można bez zmiany kalibrowania walcować w obu klatkach równocześnie (walcowanie dwustopniowe).



Rys. 1. Wykres Adamickiego dla walcowni 750 mm podczas walcowania szyn S 26

W celu określenia taktu walcowania w tym przypadku sporządzono wykres Adamieckiego (rys. 1). Z wykresu tego odczytano takt walcowania równy 90 sek, przy założeniu stałej szybkości walcowania. Po elektryfikacji napędu teoretyczna produkcja godzinowa będzie równa

$$P_t = \frac{3600}{90} \cdot 1,5 \cdot 0,777 = 46 \text{ t/h}$$

Z porównania przykładów 1. i 2. widać, że po zastosowaniu walcowania dwustopniowego teoretyczna produkcja godzinowa wzrosła o przeszło 50 %.

Przykład 3. Określić teoretyczną produkcję godzinową walcowni drutu w układzie stopniowym:

ciąg I — dwie walcarki trio $D = 350 \text{ mm}$,

ciąg II — 9 klatek trio $D = 270 \text{ mm}$.

Wsad o wymiarach $50 \times 50 \times 3500 \text{ mm}$ waży 65 kg.

Podawanie sztuki w ciągu I odbywa się w pierwszych dwóch przepustach ręcznie, w pozostałych za pomocą oprowadnic. W ciągu gotowym (II) oprowadnice zastosowano do oprowadzania kwadratów. Owale oprowadza się ręcznie.

Na podstawie istniejącego kalibru ułożono tablicę przepustów (tablica 3) i sporządzono wykres Adamieckiego (rys. 2). Z wykresu tego odczytano takt walcowania podczas walcowania dwużyłowego $T = 30 \text{ sek}$. Uzysk $u = 0,90$. Teoretyczna produkcja godzinowa wynosi zatem

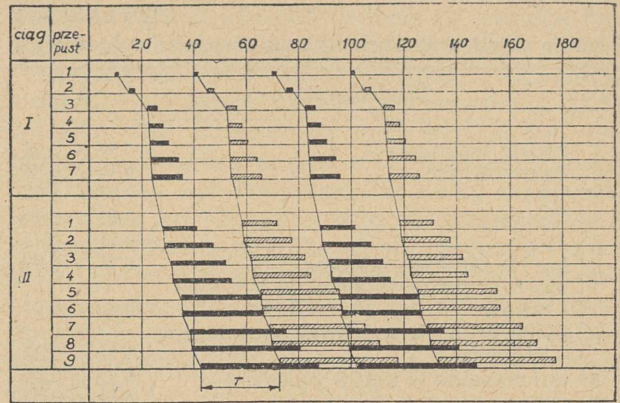
$$P_t = \frac{3600}{T} G \cdot u \cdot \frac{3600}{30} = 0,065 \cdot 0,9 = 7 \text{ t/h}$$

Gdyby produkcję uzyskaną w dowolnym okresie nieprzerwanej pracy walcowni przeliczyć na

Tablica 3

Tablica przepustów dla walcowni drutu
Wsad $50 \times 50 \times 3500 \text{ mm}$, $G = 65 \text{ kg}$

Nr przepustu	F	λ_c	l	v	tw	tj	Uwagi
	cm ²	—	m	m/sek	sek	sek	
0	23,0	—	3,5			10	
1	13,26	1,72	6,0		1,3	4	ciąg I
2	8,47	2,71	9,5		2,1	5	
3	4,55	5,05	17,7		3,8	0,4	$D = 350 \text{ mm}$
4	3,05	7,05	24,6	4,6	5,4	0,4	
5	2,50	9,20	32,2		7,0	0,4	
6	1,71	13,40	47,0		10,2	0,4	
7	1,51	15,20	53,0		11,5	—	
1	0,97	23,7	83	6,3 ¹⁾	13,1	0,5	
2	0,66	34,4	120	6,4	18,7	3,0	
3	0,60	38,3	134	6,6	20,3	0,5	ciąg II
4	0,52	44,2	155	6,9	22,5	3,0	
5	0,37	62,2	218	7,1	30,8	0,5	$D = 270 \text{ mm}$
6	0,36	64,0	224	7,3	30,8	3,0	
7	0,28	82,2	286	7,9	36,2	0,5	
8	0,26	88,6	304	7,3	41,6	4,0	
9	0,24	100,0	350	7,9	44,5	15,0	



Rys. 2. Wykres Adamieckiego dla walcowni $\varnothing 270$ podczas dwużyłowego walcowania drutu $\varnothing 5,5 \text{ mm}$

średnią produkcję godzinową i porównać z produkcją teoretyczną, okaże się, że rzeczywista produkcja jest zawsze mniejsza od teoretycznej. Ten spadek produkcji w stosunku do teoretycznej spowodowany jest drobnymi, uchodzącymi nieraz uwagi zaburzeniami normalnego (teoretycznego) taktu walcowania. Mogą one być spowodowane przez:

1. opóźnione podanie następnej sztuki,
2. niecelne wprowadzenie sztuki do wykroju, wymagające powtórnego podania,
3. trudności w kantowaniu sztuki wykrzywionej,
4. konieczność prostowania sztuki na samotoku roboczym,
5. trudności w chwytaniu metalu przez walce,
6. trudności spowodowane rozdławianiem i nieregularnością końców sztuki,
7. trudności w odprowadzeniu odwalcowanej sztuki,
8. usuwanie braków itp.

Zaburzenia te w praktyce powodują skrócenie czasu walcowania o wielkość tzw. przerw ukrytych. Wielkość i przyczynę przerw ukrytych można określić dokładnie na podstawie fotochronometrażu. W praktyce z wystarczającą dokładnością można obliczyć wielkość przerw ukrytych z wzoru.

$$C_u = C_w - \frac{n \cdot T}{3600}$$

gdzie

C_w — czas walcowania, godz,

n — ilość odwalcowanych w tym czasie sztuk,

T — takt walcowania, sek,

C_u — czas przerw ukrytych, godz.

Wpływ przerw ukrytych na produkcję wyraża współczynnik wyzyskania czasu walcowania, który można obliczyć z wzoru

$$w = \frac{C_w - C_u}{C_w} = \frac{n \cdot T}{3600 C_w}$$

lub

$$w = \frac{P_g}{P_t}$$

gdzie P_g średnia produkcja godzinowa.

¹⁾ Różnice szybkości walcowania spowodowane są nieznacznymi różnicami między średnicami czynnymi w poszczególnych kłatkach

Według danych radzieckich [2] współczynnik wyzyskania czasu walcowania waha się w granicach $0,80 \div 0,93$.

Wziąwszy z danych statystycznych współczynnik wyzyskania czasu walcowania można z łatwością określić średnią produkcję godzinową:

$$P_g = P_t \cdot w = \frac{3600}{T} G \cdot u \cdot w \text{ t/h}$$

Produkcja planowana podczas walcowania C_w nie powinna przekraczać

$$Z_p = P_g \cdot C_w = P_t \cdot C_w \cdot w = Z \cdot w \text{ tonn}$$

W razie ustalania planu na okres kalendarzowy, np. na okres miesiąca, należy określić wielkość czasu walcowania C_w przypadającą na ten okres. Czas walcowania można określić przy pomocy współczynnika efektywnego wyzyskania czasu kalendarzowego [1],

$$k_e = \frac{C_w}{C_k}$$

którego średnią wielkość można wziąć z tablicy 4.

Produkcja planowana na pewien okres kalendarzowy winna wynosić:

$$Z_p = P_g \cdot C_w = P_g \cdot C_k \cdot k_e \cdot w \text{ tonn/C}_k$$

Przykład 4. Określić wysokość planowanej produkcji miesięcznej na podstawie tych samych danych, co w przykładach 1., 2. i 3., przy założeniu, że produkcję w poszczególnych przykładach przyjęto jako umowną.

Czas kalendarzowy w okresie miesięcznym wynosi $30 \cdot 24 = 720$ godz. Współczynnik efektywnego wyzyskania czasu kalendarzowego wzięto z tablicy 4:

Inż. JÓZEF GÓRECKI

621. 944. 07. 003

Obniżenie kosztów zużycia walców

Wstęp. — Poczwórnny system walców na walcowniach trio. — Ujednolicona konstrukcja walców. — Zastępczy walec środkowy przy walcach trio. — Inne sposoby przedłużenia żywotności walców. — Wnioski.

Dążąc do zmniejszenia kosztów produkcji oraz polepszenia jakości walcowanych wytworów każdy robotnik, technik i inżynier powinien wyczerpać wszelkie środki techniczne prowadzące do tego celu. Poważnym elementem wpływającym na koszty przerobu walcowni jest koszt zużycia walców przypadający na 1 t odwalcowanego wyrobu.

Jak wiadomo, im trwalsze są walce, tym więcej wyrobów można nimi odwalcować, dzięki czemu zmniejsza się koszt walców na jednostkę produkcji.

Tablica 4

Współczynnik efektywnego wyzyskania czasu kalendarzowego dla różnych walcowni

Walcownia	k_e
Zgniatacz z walcownią ϕ 900 mm	$0,80 \div 0,88$
Zgniatacz z walcownią ϕ 630 mm i 450 mm	$0,75 \div 0,88$
Walcownia szyn	$0,70 \div 0,85$
Walcownia bruzdowa średnia 500 mm	$0,65 \div 0,85$
Walcownia bruzdowa drobna 300	$0,65 \div 0,85$
Walcownia bruzdowa drobna 250	$0,65 \div 0,80$
Walcownia drutu	$0,65 \div 0,80$
Walcownia blach grubych	$0,80 \div 0,88$
Walcownia blach średnich	$0,80 \div 0,88$
Walcownia blach cienkich (ciągła)	$0,65 \div 0,80$

1. dla walcowni szyn $k_e = 0,70$,

2. dla walcowni drutu $k_e = 0,65$.

Współczynnik wyzyskania czasu walcowni $w = 0,88$.

Planowana produkcja szyn wyniesie:

1. przy walcowaniu jednostopniowym

$$Z_p = P_t \cdot C_k \cdot w = 30 \cdot 720 \cdot 0,70 \cdot 0,88 = 13000 \text{ t/mies.}$$

2. przy walcowaniu dwustopniowym

$$Z_p = P_t \cdot C_k \cdot k_e \cdot w = 46 \cdot 720 \cdot 0,70 \cdot 0,88 = 20000 \text{ t/mies.}$$

Planowana produkcja drutu wyniesie

$$Z_p = P_t \cdot C_k \cdot k_e \cdot w = 7 \cdot 720 \cdot 0,65 \cdot 0,88 = 2880 \text{ t/mies.}$$

Literatura

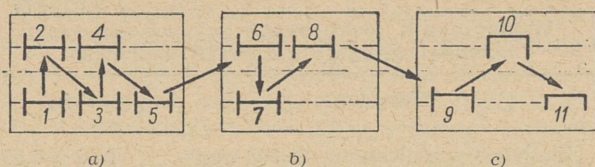
1. C. Murski. Podział i planowanie czasów w walcowni, Hutnik nr 2, 1952.
2. B. J. Riabińkij. Planowanie produkcji w hucie żelaza PWG, 1952.
3. M. Ł. Zaroszczyński. Walcowanie stali. PWT, 1952.
4. K. Filasiewicz. Technologia metali. WGH (w druku).

1. Poczwórnny system walców w walcowniach bruzdowych trio

Zasada systemu

Jednym ze sposobów przedłużających czas pracy walców jest poczwórnny system walców walcowni bruzdowych trio.

System ten zapoczątkowałem i wprowadziłem przed szesnastu laty w jednej z naszych hut, gdzie stosowany jest do dziś bez przerwy i daje bardzo dobre wyniki zarówno pod wzglę-



Rys. 1. Schemat układu walców i wykrojów do walcowania ceownika 20 na walcowni Φ 350 mm liniowej o trzech klatkach

a — walce wstępne trio — klatka I; b — walce wstępne trio — klatka II; c — walce wykończające trio — klatka III

dem jakości wyrobów, jak i pod względem oszczędności na kosztach walców. Niestety nie we wszystkich naszych walcowniach, które mogłyby się posługiwać tym systemem, został on wprowadzony, co można by tłumaczyć pewnymi obawami przed rzekomymi trudnościami w jego stosowaniu. Zapewniam na podstawie własnego doświadczenia, że wprowadzenie tego systemu nie przedstawia żadnych technicznych trudności. Należy jedynie praktycznie przeszkolić młode kadry techniczne w zakresie toczenia, składowania i kompletowania walców trio przed zabudowaniem do pracy.

Aby ułatwić zrozumienie technicznego opisu poczwórnego systemu walców stosowanego w walcowniach bruzdowych trio, przytaczam konkretny przykład zespołu walców wykończających do walcowania np. ceownika 20 (rys. 1).

Rysunek 1a i 1b przedstawiają klatki walców trio, w których według układu kalibrowania wykroje mają leżeć jeden nad drugim, a więc w klatce I wykroj 2 leży nad wykrojem 1, a wykroj 4 nad wykrojem 3. Podobnie w klatce II wykroj 6 leży nad wykrojem 7. W klatce III wykroje nie leżą nad sobą. Do walców trio, w których wykroje leżą jeden nad drugim, poczwórnego systemu walców nie można stosować, natomiast można go stosować do walców trio, w których wykroje nie leżą jeden nad drugim, tzn. w razie skośnego ułożenia wykrojów.

Do posługiwania się poczwórnym systemem nadaje się więc w rozpatrywanym przypadku jedynie klatka wykończająca. Podczas walcowania ceownika 20 dwie pierwsze klatki wstępne nie nadają się do stosowania poczwórnego systemu walców. Nadaje się do tego tylko jedna klatka, a mianowicie trzecia wykończająca, mimo to jednak omawianego systemu poczwórnych walców należy użyć właśnie w klatce trzeciej, zużycie bowiem walców wykończających jest kilkakrotnie większe od zużycia walców wstępnych i tu oszczędność będzie największa.

W celu wyjaśnienia zasady poczwórnego systemu rozpatrzmy rys. 2, przedstawiający zestaw walców wykończających dla ceownika 20, zaopatrzonych w wykroje 9, 10 i 11.

Wykroje 9, 10 i 11 są czynne, tzn. podczas walcowania przechodzi przez nie metal.

Wykroje czynne zużywają się podczas pracy i wskutek tego zachodzi konieczność przetaczania walców w celu odnowienia wykrojów.

W zależności od stopnia zużycia wykrojów toczymy walce dopóty, dopóki wykroje nie ukształtują się w głębszych częściach masy beczki usuwając w ten sposób poprzednie zużycie i wyrobienie walców w miejscach wykrojów czynnych.

W praktyce stosuje się jednorazowe obtoczenie walców, wynoszące $6 \div 10$ mm na średnicy walców. Wszystkie trzy walce z tego samego kompletu trio zmniejszamy podczas obtaczania o jednakową wielkość średnic w celu zachowania niezmiennych docisków w wykrojach czynnych.

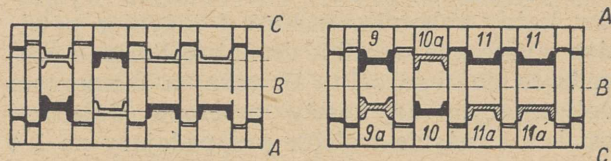
Normalnie całkowite zmniejszenie średnicy walców nowych aż do średnicy minimalnej przy walcach zużytych wynosi 10% średnicy nominalnej. W naszym przypadku 10% równa się 65 mm i z tego, zakładając jednorazowe obtoczenie walców średnio 8 mm, otrzymamy możliwą do wykonania ilość obtoczeń $\frac{65}{8} \approx 8$.

Ilość obtoczeń zależy również od jakości materiału walca. Jeżeli np. okaże się, że na powierzchni walca zaczynają się ukazywać mniej twarde skupienia grafitowe (rzadziej), to należy go wcześniej wycofać z pracy, czyli ilość przetoczeń będzie mniejsza i czas eksploatacji krótszy. Wykroje w walcach utwardzonych pracują znacznie dłużej niż w walcach zwykłych.

Na rys. 2 widać, że każdemu wykrojowi czynnemu 9, 10 i 11 (pełna ciemna plama) odpowiadają profile nieczynne 9a, 10a i 11a, leżące nad nimi lub pod nimi (zakresowane).

Wykroje nieczynne 9a, 10a i 11a, w praktyce nazywane ślepy, nie pracują. Weźmy np. pod uwagę wykroj ślepy 9a leżący nad wykrojem 9 (rys. 2); jest on obrócony o 180° w stosunku do wykroju czynnego i zawarty pomiędzy walcem środkowym oraz walcem górnym.

Walec środkowy B bierze udział w tworzeniu wykroju czynnego 9 oraz w tworzeniu wykroju nieczynnego 9a czyli ślepego, leżącego nad nim. Wobec tego walec środkowy B zużywa się podczas pracy wykroju czynnego 9, natomiast walec górny C, tworzący górną część nieczynnego wykroju 9a, nie pracuje, a więc nie zużywa się. Tu znajduje się więc nie wykorzystane miejsce walca, które daje możliwość uzyskania oszczędności i stanowi temat niniejszego artykułu. Wyzyskanie tego miejsca umożliwi odwalcowanie setek tonn stali rocznie „za darmo“, jeżeli cho-



Rys. 2 (po lewej). Walce wykończające ceownika 20 (A — walec dolny; B — walec środkowy; C — walec górny). Rys. 3 (po prawej). Układ walców trio CBA obrócony wokół osi BB o 180° w stosunku do pierwotnego położenia ABC

dzi o koszty walców, gdyż odwalcowuje się je na zaoszczędzonych walcach.

Przejdźmy do dalszego objaśnienia poczwórnego systemu walców.

Wyobraźmy sobie, że wykroje czynne w układzie trio ABC (rys. 2) pracowały np. 16 godzin i zużyły się. Walce takie zawsze wybudowano i posyłano do tokarni walców w celu przetoczenia i odnowienia wykrojów.

Walce otrzymywały nowe średnice — mniejsze niż przed przetoczeniem.

Ponieważ obtaczano wszystkie trzy walce, skrawano również, a więc niszczone zdrowy, nie wyzyskany górny walec w wykroju ślepym 9a położonym nad wykrojem 9. To, co powiedzieliśmy o wykroju nieczynnym ślepym 9a leżącym nad wykrojem 9, odnosi się do wszystkich wykrojów nieczynnych znajdujących się na walcach w omawianym trio wykończającym, a więc we wszystkich wykrojach nieczynnych (9a, 10a i 11a) niszczone cenny materiał walców przez obtaczanie.

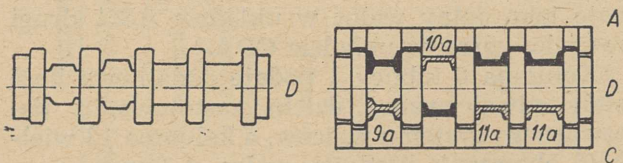
Gdy pracowałem w walcowni i osobiście dokonywałem kalibrowania walców oraz kierowałem ich toczeniem, postanowiłem wyzyskać ukryte możliwości lepszego eksploataowania walców i w tym celu przeprowadziłem próbę z walcami trio do walcowania szyn. Uzyskałem dwukrotną ilość odwalcowanych szyn, mianowicie 11,744 t zamiast dotychczas maksymalnie uzyskiwanych około 6000 t szyn z jednego trio walców.

Walcując w układzie trio ABC (rys. 2) po zużyciu wykrojów czynnych należy wyzyskać wykroje dotychczas nieczynne w układzie CDA (rys. 5). W tym celu obracamy układ walców trio wokoło osi walca środkowego o 180°, czyli zastępujemy walec dolny walcem górnym (porównaj rys. 3 z rys. 2).

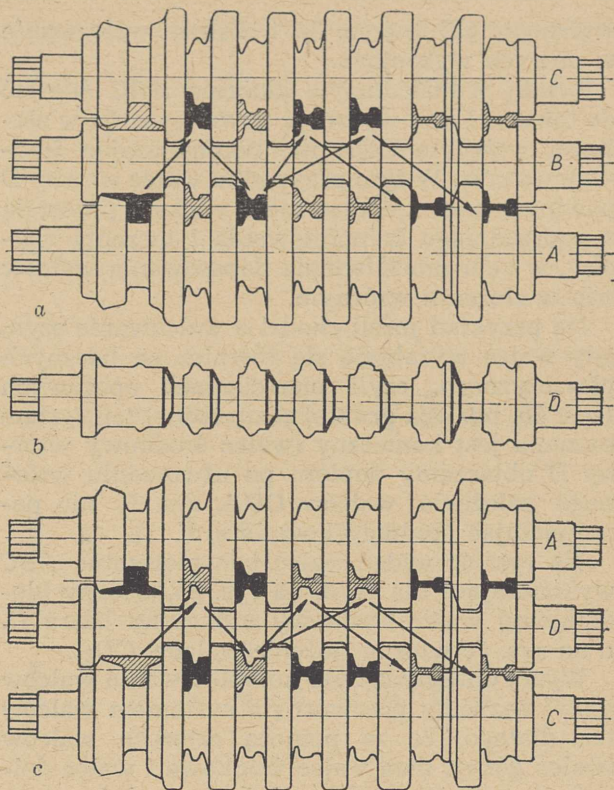
Na rys. 3 widać, że po obróceniu walców wykroje 9a, 10a i 11a, dotychczas nieczynne, znalazły się na miejscu wykrojów czynnych 9, 10 i 11, i odwrotnie, wykroje poprzednio czynne 9, 10 i 11 zajęły miejsce wykrojów nieczynnych 9a, 10a i 11a.

Ponieważ walec środkowy zamykający wykroje 9, 10 i 11, został zużyty podczas poprzedniego walcowania w wykrojach czynnych, wykroje 9a, 10a i 11a nie nadają się do dalszej pracy.

Aby usunąć niedomaganie, polegające na tym, że nowe wykroje czynne utworzone są z jednej strony przez walec nie zużyty, a z drugiej przez walec zużyty, należy w układzie trio



Rys. 4 (po lewej). Walec środkowy wtórny oznaczony literą D. Rys. 5 (po prawej). Wtórne trio walców CDA bez straty ich średnicy



Rys. 6. Poczwórny system walców na walcowniach brzdowych trio dla szyn C (a — układ trio pierwotny ABC; b — walec środkowy wtórny D; c — układ trio wtórny CDA)

wtórny CBA, pokazanym na rys. 3, walec środkowy B, zużyty w miejscu wykrojów, zastąpić innym walcem środkowym, oznaczonym literą D (rys. 4), mającym tę samą średnicę, co walec środkowy poprzedni oznaczony literą B.

Przez zastąpienie walca górnego dolnym, a dolnego górnym, oraz przez zastąpienie walca środkowego B o wykrojach wyrobionych (zużytych) innym walcem środkowym D, mającym tę samą średnicę, co walec B, lecz nowe wykroje, uzyskujemy nowe trio walców CDA (rys. 5),¹⁾ o tej samej średnicy, co poprzednie wyrobione złożenie walców trio, lecz o nowych wykrojach roboczych 9a, 10a i 11a, powstałych z wykrojów ślepych dotychczas nie używanych. Nie zmniejsza się przez to średnicy walców, co ma znaczenie zasadnicze.

Sposób przygotowania trio wtórnego

Trio wtórne (rys. 5) można toczyć od razu jako złożenie pierwotne ABC (rys. 2) wraz z obtoczonym do niego walcem środkowym D. Jest to wygodne dlatego, że w razie przedwczesnego zużycia się walców pracujących w złożeniu pierwotnym ABC posiadamy gotowy dopasowany walec zastępczy środkowy D, który pozwala na natychmiastowe utworzenie złożenia

¹⁾ Kolejność odczytywania oznaczeń walców odpowiada kolejności zabudowy, tzn. poczynając od walca dolnego.

wtórnego CDA (rys. 5) i dalsze walcowanie w nowych wykrojach.

Lepiej jednak zużyte złożenie ABC odesłać do tokarni i tam wytoczyć nowe wykroje w złożeniu wtórnym CDA nie pomniejszając średnicy walców. W tym przypadku walec wtórny D powinien mieć średnicę nieco większą pozostałą z poprzedniego kompletowania i toczenia walców, w celu umożliwienia dopasowania walców trio w złożeniu wtórnym.

Na przykład jeżeli chodzi o walcowanie szyn, gdy walce wyrabiają się również na bocznych płaszczyznach, czyli pierścieniach oporowych (rys. 6b, miejsca grubiej zaznaczone) ten system toczenia jest konieczny (walec środkowy wtórny D obtaczamy dopiero po utworzeniu wtórnego założenia walców CDA, rys. 5, nie pomniejszając średnicy kompletu).

Na rys. 6a widać walec trio pierwotne ABC wykończające dla szyn, na rys. 6b, wtórny (dodatkowy) walec środkowy oznaczony literą D, a na rys. 6c wtórne złożenie walców CDA.

Wyżej opisany sposób kompletowania walców został nazwany poczwórnym systemem walców trio dlatego, że za pomocą czterech walców (walec górny, dwa walce środkowe i walec dolny) otrzymujemy dwa złożenia walców trio, a mianowicie złożenie pierwotne ABC oraz złożenie wtórne CDA, przy czym każde z tych złożań ma normalną zdolność produkcyjną, czyli możemy otrzymać dwa razy większą produkcję z czterech walców.

Obliczenie oszczędności na poczwórnym systemie walców w walcowniach trio

Jeżeli ciężar walca górnego oraz dolnego oznaczymy przez G_A , a walca środkowego przez G_B , to ciężar całego trio wynosi $2 \cdot G_A + G_B$ kg. Oznaczmy przez P ilość tonn wywalcowanej stali na walcach trio w układzie pierwotnym ABC. Wprowadzając dodatkowy walec środkowy D o ciężarze G_B i tworząc wtórne trio CDA, wywalcujemy na dwóch trio w układzie pierwotnym i wtórnym dwa razy więcej stali, czyli $2P$ tonn stali.

Zużycie walców na 1 t odwalcowanej stali przy zwykłym, potrójnym systemie wynosi

$$\frac{2G_A + G_B}{P} \frac{\text{kg walców}}{1 \text{ t produkcji}}$$

a przy poczwórnym systemie

$$\frac{2G_A + 2G_B}{2P} = \frac{G_A + G_B}{P} \frac{\text{kg walców}}{1 \text{ t produkcji}}$$

Użyte przez mnie doświadczalne walce poczwórnego systemu trio, zastosowano do walcowania szyn typu C analogicznych do szyn S49, ważyły:

walce dolny i górny po $G_A = 9710$ kg
walce środkowe po $G_B = 7260$ kg

Ilość szyn wyprodukowana w pierwotnym układzie walców ABC wynosiła

$$P_1 = 5890,5 \text{ t, a w układzie wtórnym CDA} \\ P_2 = 5853,98 \text{ t}$$

Zużycie walców na 1 t wyrobu walcowanego sposobem pierwotnym wynosiło

$$\frac{2G_A + G_B}{P_1} = \frac{2 \cdot 9710 + 7260}{5890,5} = 4,54 \text{ kg/t}$$

a sposobem poczwórnym walców

$$\frac{2G_A + 2G_B}{P_1 + P_2} = \frac{2 \cdot 9710 + 2 \cdot 7260}{11744,38} = 2,88 \text{ kg/t}$$

Osiągnięta oszczędność na zużyciu walców na 1 t szyn odpowiada

$$4,54 - 2,88 = 1,66 \text{ kg/t}$$

a oszczędność procentowa

$$\frac{1,66}{4,54} = 3,74 \%$$

Stosując poczwórny system walców opisany w niniejszym artykule można zaoszczędzić przeszło $\frac{1}{3}$ kosztów walców.

Dla przykładu obliczmy możliwość rocznej oszczędności, którą uzyskalibyśmy stosując poczwórny system walcowania na walcowni bruzdowej trio średniej. Założmy ilość godzin pracy walcowni 5600 godz/rok oraz przeciętną rzeczywistą wydajność godzinową dla profilów średnich 45 t/h.

Roczna produkcja walcowni wyniesie $45 \text{ t} \cdot 5600 = 252\,000 \text{ t}$. Założmy zużycie walców bruzdowych na tej walcowni 4 kg/t przy potrójnym systemie walców. Całkowite roczne zużycie walców równa się $252\,000 \cdot 4 \text{ kg} = 1\,008 \text{ t/rok}$.

Założmy, że do połowy zużytych trio walców można by było zastosować poczwórny system walcowania. Otrzymamy $1\,008 \cdot \frac{1}{2} = 504 \text{ t}$ walców, do których można by było zastosować system poczwórnym walców. Oszczędność około 37% wynosiłaby $\frac{504 \cdot 37}{100} = 18\,648 \text{ t}$ walców

w ciągu roku, co przy cenie walców około 3 zł/kg daje $3 \text{ zł} \cdot 186\,480 = \sim 550\,000 \text{ zł/rok}$.

Tablicę 1 ułożono na podstawie rzeczywistych danych kartotekowych o walcu dolnym użytym w walcowni trio $\phi 820 \text{ mm}$.

Walec ten jako wykończający należał do zespołu walców trio ABC z dodatkowym walcem D (rys. 6).

Wobec wprowadzenia poczwórnego systemu walców w walcowni trio walec dolny A raz pracuje jako dolny walec w układzie ABC, drugi raz jako górny w układzie CDA.

Kolumna 6 tablicy 1 podaje dodatkową ilość stali odwalcowanej dzięki zastosowaniu poczwórnego systemu walców, a kolumna 13 wielkość obtoczenia średnicy walca A (mm).

Twardość nowego walca wynosiła 217 HB; po siódmym przetoczeniu spadała ona do 147 HB w miejscach skupień grafitowych. Ponieważ

Tablica 1

Zużycie walca dolnego przy poczwórnym systemie wałców trio i odwałcowana produkcja (według danych kartotekowych)

Walec dolny, A, szynowy.		Dostawca												
mat. żel. pówtw.		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Data pracy	Pracował jako dolny A w układzie pierwotnym A, B, C	Pracował jako górny A w układzie wtórnym B, D, A	Liczba godzin pracy w układzie pierwotnym A, B, C	Liczba godzin pracy w układzie wtórnym B, D, A	Liczba ton odwałcowano w układzie A, B, C	Liczba ton odwałcowano w układzie B, D, A	Średnica walca mm	Ciężar walca kg	Liczba mm średnicy powyżej minimalnej średnicy	Stan użyteczności walca w %	Twardość Brinella HB minimalna	Twardość Brinella HB maksymalna	Obtaczano na średnicy mm	
27. I.	dół	—	645	—	300,650	—	817	9760	132	94	217	223	—	
2. II.	—	góra	—	1530	—	668,250	817	9760	132	94	217	223	—	
8. II.	dół	—	1340	—	605,610	—	808	9570	123	88	—	—	9	
17. II.	—	góra	—	1440	—	661,310	808	9570	123	88	—	—	nic	
25. II.	dół	—	1405	—	606,500	—	801	9469	116	83	—	—	7	
2. III.	—	góra	—	1405	—	680,420	801	9469	116	83	—	—	nic	
10. III.	dół	—	1500	—	719,200	—	792	9306	107	76,4	—	—	9	
18. III.	—	góra	—	1525	—	761,300	792	9306	107	76,4	—	—	nic	
23. III.	dół	—	1505	—	777,180	—	783	9143	98	70	—	—	9	
31. III.	—	góra	—	1425	—	720,700	783	9143	98	70	—	—	nic	
7. IV.	dół	—	1525	—	787,400	—	771	8953	86	61,4	—	—	12	
12. IV.	—	góra	—	1525	—	788,500	771	8953	86	61,4	—	—	nic	
28. IV.	dół	—	1405	—	719,200	—	763	8827	78	55	—	—	8	
13. V.	—	góra	—	1420	—	738,450	750	8623	65	46,4	147	193	13	
18. V.	dół	—	1525	—	788,150	—	740	8466	55	39,3	—	—	10	
24. V.	—	góra	—	1610	—	835,050	734	8216	49	35	—	—	6	
3. VI.	dół	—	1125	—	586,650	—	724	8050	39	27,8	—	—	10	
Razem			12055	12000	5890,540	5853,980							93	

wymagana według obecnych norm twardość walców żeliwnych powinna wynosić przeszło 220 H_B , omawiany wałek był w ogóle za miękki i został przedwcześnie wycofany. Mimo tych niedomagań wykonał on swe zadanie w poczwórnym układzie walców, odwalcowując szyny o wymaganym profilu.

Zastosowanie poczwórnego systemu walców do walcowania dwuteowników, ceowników czy kątowników jest znacznie łatwiejsze niż zastosowanie do walcowania szyn i dlatego należy wprowadzić ten system wszędzie, gdzie to jest możliwe.

2. Ujednolicona konstrukcja walców

Kierownictwo walcowni dążąc do zmniejszenia kosztu walców zapasowych, przeznaczonych do wytoczenia z nich w przyszłości walców pracujących, powinno dbać o to, aby nie zostało zaskoczony brakiem walców zapasowych dla potrzeb ruchu, skądinąd jednak nie można gromadzić zapasów walców w ilości przekraczającej kilkakrotnie istotne potrzeby.

Dobra gospodarka walcami powinna zapewniać ciągłość ruchu, przy czym należy troszczyć się o terminowe dostawy nowych walców bez zagrożenia niezbędnego zapasu.

W celu zmniejszenia ilości walców zapasowych należy opracować taką konstrukcję układu wykrojów, aby z walców zapasowych można było wytoczyć kilka dowolnych zespołów, np. walców trio wykończających dla ceowników 22, 20 itd. Najprymitywniejszy sposób polega w tym przypadku na zamówieniu walców o pełnej beczie i o średnicy maksymalnego kołnierza.

Walce profilowe żeliwne zamówione w ten sposób będą niewłaściwe, gdyż warstwa zewnętrzna utwardzona odpadnie podczas wytaczania wykrojów i wykroje zostaną ukształtowane w miękkiej części walca. Dalszą niedogodnością stanowią duże odpady materiału podczas toczenia nowych walców z zapasowych walców o maksymalnej możliwej średnicy.

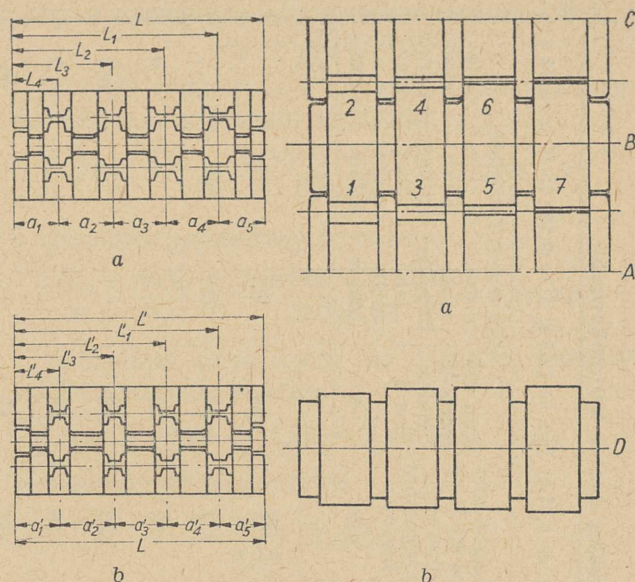
Ujednolicony sposób konstrukcji walców ułatwia gospodarkę składem walców pozwalając na zmniejszenie ilości zapasowych walców bez uszczuplenia pogotowia.

Przewodnią myśl ujednoliconej konstrukcji walców polega na wyzyskaniu podobieństwa konstrukcji walców dla profili podobnych, walcowanych na tej samej walcowni.

Na przykład walce trio służące do walcowania ceowników 22 i 20 na walcowni ϕ 650 będą miały identyczną liczbę przepustów tak samo ułożonych.

Wyzyskując powyższe wspólne cechy należy walce konstruować w taki sposób, aby podobne wykroje leżały na wspólnej pionowej osi symetrii (patrz rys. 7a, 7b).

Wykroj 9 na walcach dla ceowników 22 powinien leżeć na wspólnej osi pionowej z wykrojem 9 na walcach dla ceownika 20.



Rys. 7 (po lewej). Ujednolicona konstrukcja walców dla ceowników różnej wielkości. Rys. 8 (po prawej). Zastępczy wałek środkowy bez zmiany położenia walca dolnego z górnym dla wykrojów skrzynkowych

Odległość osi symetrii wykrojów od czołowej płaszczyzny beczonej walca powinny być jednakowe w walcach dla ceownika 22 i w walcach dla ceownika 20, czyli

$$l_1 = l'_1; l_2 = l'_2; l_3 = l'_3 \text{ itd.}$$

dzięki czemu odległości między osiami symetrii wykrojów będą równe, czyli

$$a_1 = a'_1; a_2 = a'_2 \text{ itd.}$$

Grubość kołnierzy zewnętrznych w obu wypadkach powinna być również jednakowa.

Zaletą takiego sposobu konstruowania walców jest możliwość wytoczenia walców dla ceownika 22 lub 20 z tych samych wspólnych walców. Można więc zamawiać walce zapasowe z bruzdami lanymi z małym naddatkiem materiału.

Jakość materiału w wykrojach będzie lepsza aniżeli w razie toczenia z pełnego walca żeliwnego. Pamiętać przy tym należy, iż wałek górny i dolny należy odlewać dla profilu mniejszego, natomiast wałek średni dla profilu większego, gdyż z takich walców zapasowych można wytoczyć wykroje dla ceownika 22 lub 20.

W podobny sposób można łączyć inne zbliżone profile, jak np. dwuteowniki 18 i 16 lub 14.

3. Zastępczy wałek środkowy bez zmiany położenia walca dolnego i górnego

Sposób powyższy można stosować, gdy wykroje leżą jeden nad drugim (układ pionowy). Wałek środkowy wchodzi wówczas do pracy dwa razy — raz z dolnym wykrojem, a drugi

raz z górnym, zużywając się dwa razy więcej (rys. 8).

Ażeby wyrównać zużycie walców, należy wymienić walec środkowy na inny środkowy w chwili, gdy walce dolny i górny dojdą do połowy zużycia wykroju. Sposób ten jest dobry, przedłuża bowiem czas pracy walców.

4. Inne sposoby zmierzające do zmniejszenia kosztów walców

1. Pomimo że technologia odlewania walców odgrywa zasadniczą rolę, poruszać jej tu nie będziemy, jako nie związanej z tematem powiemy natomiast, jakie powinny być lane walce.

Walce żeliwne półutwardzone powinny mieć równomierną twardość minimum 220 H_B , sięgającą do głębokości około 5% średnicy walca. Na powierzchni walca, zwłaszcza w miejscu wykrojów, nie powinno być skupień grafitowych, ani wtrąceń żuźlowych. Na czopach nie powinno być jamy usadowej.

2. Trwałość walców profilowych można znacznie przedłużyć stosując hartowanie walców podczas odlewania, a więc zwiększając twardość znacznie powyżej 220 H_B .

Sposób ten pozwala na odwalcowanie kilkakrotnie większej produkcji, jednakże technologia odlewania oraz toczenie profilowych walców utwardzonych sprawiają bardzo duże trudności.

3. Stosowanie dodatków stopowych znacznie zwiększa koszt odlewania walców, zwłaszcza walców ciężkich. Z polepszonej całej masy walca wyyskuje się tylko warstwę zewnętrzną, co jest mało ekonomiczne.

4. Aby uniknąć stosowania dodatków stopowych do całej masy walca zaproponowano odlewanie walców podwójnych. Wydrążony cylinder o warstwie zewnętrznej z materiału jakościowo lepszego wypełnia się płynnym rdzeniem ze zwykłego staliwa. Technologia ta jest zbyt skomplikowana i mało rozpowszechniona.

5. W celu utwardzenia zewnętrznej warstwy walca stalowego hartuje się powierzchnię wykroju, nagrzewając uprzednio walec płomieniem acetylenowym. Do tej pory nie mamy jeszcze krajowych danych doświadczalnych o tej metodzie.

6. Regenerowanie zużytych walców przez napawanie wyrobionych miejsc wykroju. Oprócz elektrycznego napawania cylindrycznych powierzchni zużytych wykrojów skrzynekowych na uwagę zasługuje napawanie bocznych ścian wykrojów skrzynekowych, gdyż w ten sposób unikamy konieczności dużego obtaczania średnicy walców w celu zwięźnienia wyrobionych boków wykrojów skrzynekowych. Z powodzeniem

stosuje się napawanie wykrojów na stalowych walcach zgniataczy i na walcach wstępnych walcowni profilowych. Przy napawaniu walców należy przestrzegać pewnych zasad. Nie wolno dopuszczać do lokalnego przegrzania materiału walca w miejscu napawanym, gdyż materiał ten łatwo się wykrusza, należy więc napawać cienkimi elektrodami (\varnothing 3 mm). Napawanie powinno się odbywać w kilku miejscach walca; napawa się kolejno każde miejsce w pewnych odstępach czasu.

Napawanie walców żeliwnych daje mniejszą gwarancję pracy walca.

7. W celu zmniejszenia zużycia walców w miejscach wykrojów należy stosować niezbyt duże dociski. W ten sposób zmniejsza się ślizganie się materiału po walcach i ich ścieranie się.

8. Dużą oszczędność na walcach można uzyskać przez właściwe chłodzenie walców wodą. Strumień wody nie powinien prostopadle uderzać w powierzchnię walca, gdyż następuje odpryskiwanie wody oraz lokalne chłodzenie walca w formie pierścienia, co powoduje powstawanie dużych naprężeń cieplnych, będących przyczyną pęknięć powierzchniowych. W razie zbyt słabego chłodzenia wodą beczki walca, a silnego chłodzenia czopów wraz z panewkami żywicznymi, powstają duże naprężenia cieplne na granicy czopa i beczki, prowadzące do złamania czopa.

9. Walcowane kęsy, które nie zostały natychmiast pochwycone przez walce, przebywając przez pewien czas pod strumieniem wody szybko stygną. Ostudzone końce kęsa wprowadzone między walce niszczą lokalnie powierzchnię walca, kruszą ją lub w najlepszym razie powodują jej pęknięcie w formie siatki pajęczej. Dlatego nie należy podawać do walców kęsów z ostudzonymi końcami.

10. Ostatnio pojawiła się myśl konstrukcji walców kalibrowych złożonych z rdzenia szlifowanego i nałożonych utwardzonych pierścieni, szlifowanych na żądane profile. Całość ujmują zewnętrzne nakrętki, a do zabezpieczenia pierścienia przed obrotem na walcu służy klin. Brak danych praktycznych nie pozwala ocenić celowości takiego rozwiązania.

Wnioski

Opisane sposoby zmierzające do zmniejszenia kosztów walców świadczą o tym, jak wiele wysiłków czyni się, aby uzyskać duże oszczędności kosztów i materiału walców.

Należy przeanalizować warunki pracy poszczególnych walcowni i możliwości obniżenia kosztów walców oraz sprawdzić, czy wyzyskać wszystkie środki do osiągnięcia tego celu.

Metody wyznaczania wielkości młotów matrycowych

Artykuł zawiera systematykę, opisy i ocenę praktycznej przydatności różnych metod wyznaczania wielkości młotów matrycowych w zależności od kształtu i wymiarów odkuwek.

Obliczanie wielkości młota matrycowego jakiej należy użyć do kucia, jest jednym z podstawowych zagadnień kuźnictwa matrycowego. Jeżeli młot jest zbyt słaby, do wykonania odkuwki potrzeba większej ilości uderzeń, co przedłuża czas kucia i zmusza do dodatkowego podgrzewania odkuwki. Zastosowanie młota o zbyt dużej sile uderzenia jest również niewłaściwe, gdyż zwiększa koszt odkuwki i może spowodować uszkodzenie matrycy lub części młota.

Wielkość lub siłę młota określa się ciężarem jego części spadających, tzn. górnej matrycy, bijaka, tłoczyska i tłoka.

Istnieje wiele metod pozwalających na mniej lub więcej dokładne wyznaczenie wielkości młota. Teoretyczne rozwiązania tego zagadnienia są najdokładniejsze, lecz jednocześnie bardzo trudne ze względu na dużą ilość czynników decydujących o odkształceniu metalu podczas kucia. Dlatego też metody czysto teoretyczne nie przyjęły się w praktyce.

Poniżej rozpatrzmy najczęściej stosowane typowe metody: teoretyczne uproszczone i doświadczalno-statystyczne. Tablica 1 zawiera systematykę tych metod w zależności od wskaźników służących za podstawę do wyznaczania wielkości młotów.

Wyprowadźmy często stosowany, teoretyczny uproszczony wzór Finka.

Przypuśćmy, że mamy spęczyć przedkuwkę objętości V , wysokości h_0 , o przekroju prostopadłym do kierunku uderzeń F_0 . Pod wpływem uderzeń młota zmniejsza się wysokość przedkuwki; jej wartość wynosi przejściowo x a ostatecznie po zakończeniu spęczania h_1 . Jednocześnie zwiększa się przekrój F_0 . Jego wielkości wynoszą odpowiednio F_x i F_1 (rys. 1), przy czym oczywiście

$$V = h_0 \cdot F_0 = x \cdot F_x = h_1 \cdot F_1 \quad (1)$$

Tablica 1

Typowe metody wyznaczania wielkości młotów matrycowych

Podstawowy wskaźnik	Metody	
	teoretyczne uproszczone	doświadczalno-statystyczne
Ciężar odkuwki	—	Metoda Gołowanowa
Wymiary odkuwki	Metoda Finka	Metoda Maksarewa
Wymiary odkuwki i rąbka	Metoda Wintokszu	Metoda Jednierała
Ciężar i wymiary odkuwki	—	Metoda Orgamietalla

Elementarna praca odkształcenia dA niezbędna do zmiany wysokości spęczanej przedkuwki o dx wynosi

$$dA = P_x \cdot dx = k \cdot F_x \cdot dx \quad (2)$$

gdzie

P_x — siła niezbędna do wywołania odkształcenia plastycznego,

k — graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne.

Stąd

$$A = \int_{x=h_0}^{x=h_1} k \cdot F_x \cdot dx = \int_{x=h_0}^{x=h_1} k \cdot \frac{V}{x} \cdot dx \quad (3)$$

czyli

$$A = k \cdot V \cdot \ln \frac{h_0}{h_1} \quad (4)$$

Do wykonania powyższej pracy odkształcenia potrzeba kilku uderzeń młota. Energia A tych uderzeń jest proporcjonalna do ich ilości n , współczynnika sprawności młota η oraz całkowitej energii jednego uderzenia L , czyli

$$A = n \cdot \eta \cdot L \quad (5)$$

Całkowitą energię jednego uderzenia L możemy obliczyć ze znanego wzoru

$$L = \frac{G_r \cdot v_{max}^2}{2g}$$

gdzie

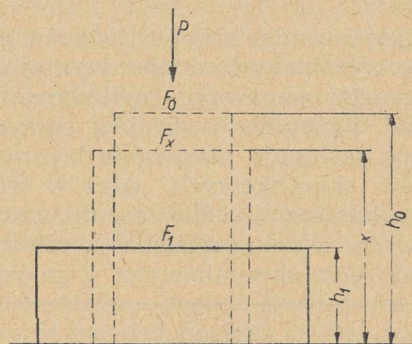
G_r — rzeczywisty ciężar części spadających młota,

v_{max} — szybkość bijaka w chwili uderzenia,

g — przyspieszenie ziemskie.

Z ostatnich trzech równań (4, 5 i 6) otrzymamy

$$G_r = k \cdot \frac{2g \cdot V \cdot \ln \frac{h_0}{h_1}}{n \cdot \eta \cdot v_{max}^2} \quad (7)$$



Rys. 1. Przebieg spęczania walca

Stosunkowo łatwo jest określić wszystkie czynniki wchodzące do tego wzoru, z wyjątkiem wartości k , przedstawiającej średnie graniczne naprężenie, wywołujące odkształcenie plastyczne podczas kucia.

Wielkość tego średniego naprężenia określa się wzorem

$$k_{sr} = k_p + \frac{k_k - k_p}{s} \quad (8)$$

gdzie

k_p — graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne w chwili rozpoczęcia kucia,

k_k — graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne w chwili zakończenia kucia,

s — współczynnik uwzględniający zmianę granicznego naprężenia w czasie trwania kucia (przeważnie $s = 2,5$).

Te graniczne naprężenia zależą od wytrzymałości na rozerwanie R_r przy temperaturze kucia, szybkości odkształcenia w , nierównomierności rozkładu naprężeń z , rodzaju kucia r i wewnętrznego tarcia m metalu odkuwki, co możemy wyrazić wzorem

$$k = R_r \cdot w \cdot z \cdot r \cdot m \quad (9)$$

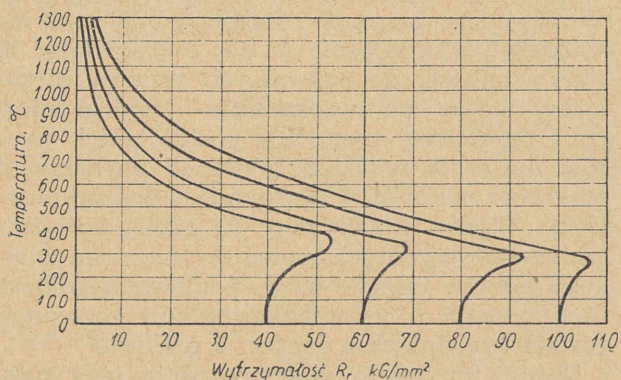
Rozpatrzmy poszczególne wielkości tego wzoru.

Graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne jest wprost proporcjonalne do wytrzymałości na rozerwanie R_r przy temperaturze kucia. Zależność R_r od temperatury przedstawia wykres (rys. 2).

Wpływ szybkości odkształcenia w na graniczne naprężenia określają wzory empiryczne i wykresy. W praktyce kucia matrycowego zazwyczaj zakłada się $w = 2,5$.

Współczynnik nierównomierności rozkładu naprężeń z jest funkcją współczynnika nierównomierności rozkładu naprężeń w zależności od kształtu odkuwki z_1 oraz współczynnika nierównomierności rozkładu naprężeń w zależności od nierównomiernego podgrzania i stygnięcia metalu odkuwki z_2 , a mianowicie

$$z = z_1 + z_2 \quad (10)$$



Rys. 2. Wytrzymałość na rozciąganie różnych stali w zależności od temperatury

Tablica 2
Wielkości współczynników nierównomierności rozkładu naprężeń w zależności od ukształtowania odkuwki

Współczynnik ukształtowania odkuwki $\frac{V_1}{V_{1max}}$	Współczynniki nierównomierności rozkładu naprężeń zależne od	
	nierównomierności kształtu odkuwki z_1	nierównomierności podgrzania i stygnięcia metalu w odkuwce z_2
poniżej 0,50	1,3	1,2 ÷ 1,5
0,50 ÷ 0,75	1,2	1,1 ÷ 1,4
0,75 ÷ 1,00	1,1	1,0 ÷ 1,3

Tablica 2 przedstawia wielkości współczynników z_1 i z_2 w zależności od współczynnika ukształtowania odkuwki, tj. stosunku jej rzeczywistej objętości V_1 (bez objętości rąbka) do najmniejszej objętości prostopadłościanu V_{1max} , w który można wpisać daną odkuwkę.

Współczynnik uwzględniający rodzaj kucia v wynosi $v = 1,0$ w razie kucia swobodnego oraz $v = 1,25 \div 1,5$ w razie kucia matrycowego.

Wielkość współczynnika uwzględniającego wpływ tarcia wewnętrznego metalu odkuwki m określa wzór

$$m = 1 + \frac{3 b_{1max} - a_{1max}}{6 b_{1max}} \cdot t \cdot \frac{a_{1max}}{h_{1max}} \quad (11)$$

gdzie h_{1max} , a_{1max} oraz b_{1max} są największymi wymiarami odkuwki w kierunku uderzenia bijaka i w płaszczyźnie prostopadłej do tego kierunku. Wielkość współczynnika tarcia wewnętrznego t podaje tablica 3.

Oprócz omówionego teoretycznego uproszczonego wzoru Finka do wyznaczania wielkości młota matrycowego używa się wielu innych metod. Na szczególną uwagę zasługuje wzór oparty na wytycznych Wintokszu. Uproszczony wzór teoretyczny oparty na tych założeniach daje o wiele dokładniejsze wyniki niż inne wzory tego typu.

Wytyczne Wintokszu uwzględniają:

1. jak największe wyzyskanie energii ostatniego uderzenia młota na odkształcenie metalu odkuwki, w przeciwieństwie do wzoru Finka, uwzględniającego przeciętne wyzyskanie energii na wszystkie uderzenia;

Tablica 3
Wielkość współczynnika tarcia wewnętrznego niektórych metali i stopów przy temperaturach kucia

Nazwa metalu lub stopu	Współczynnik tarcia wewnętrznego
Stal z małą zawartością węgla	0,35 ÷ 0,45
Aluminium i jego stopy	0,35 ÷ 0,50
Magnez i jego stopy	0,24 ÷ 0,40
Miedź i jej stopy	0,24 ÷ 0,32
Nikiel i stopy żaroodporne	0,20 ÷ 0,28

2. zużycie energii nie tylko na odkształcenie odkuwki (jak np. wzór Finka), lecz również zużycie energii na odkształcenie rąbka.

Według powyższych założeń praca odkształcenia A będzie złożona z pracy odkształcenia odkuwki A_1 oraz pracy odkształcenia rąbka A_2 :

$$A = A_1 + A_2 \quad (12)$$

Wielkości A_1 i A_2 wynikają ze wzorów:

$$A_1 = 0,01 \cdot \varepsilon \cdot k_1 \cdot V_1 \quad (13)$$

$$A_2 = 0,01 \cdot \ln \left(\frac{1 + \varepsilon \cdot V_1 \cdot b_2}{F_1} \right) \cdot k_2 \cdot V_2 \quad (14)$$

gdzie

ε — współczynnik odkształcania odkuwki podczas ostatniego uderzenia,

k_1 lub k_2 — graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne metalu odkuwki lub rąbka,

V_1 lub V_2 — rzeczywista objętość odkuwki lub rąbka,

F_1 lub F_2 — powierzchnia przekroju odkuwki lub rąbka w płaszczyźnie podziału matrycy,

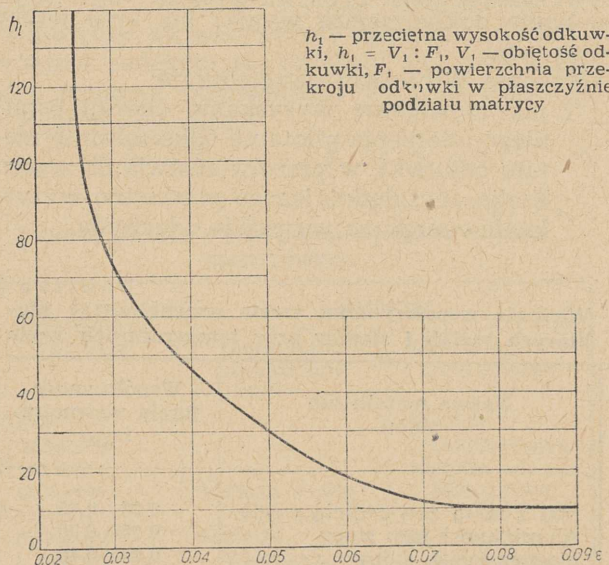
b_2 — szerokość rąbka.

Występujący w powyższych wzorach współczynnik odkształcenia odkuwki podczas ostatniego uderzenia ε zależy od średniej wysokości odkuwki (rys. 3).

Graniczne naprężenie wywołujące odkształcenie plastyczne metalu odkuwki k_1 można obliczyć ze wzoru (9), a analogiczną wielkość k_2 dla metalu rąbka z następującego wzoru:

$$k_2 = 3 \cdot \left(1 + 0,1 \cdot \frac{b_2^2}{F_2} \right) \cdot R_r \quad (15)$$

W celu obliczenia ciężaru spadających części młota matrycowego podstawmy powyższe wiel-



Rys. 3. Zależność współczynnika odkształcenia odkuwki ε od przeciętnej jej wysokości h_1

Tablica 4
Zależność wielkości młota matrycowego od ciężaru odkuwki (według Gołowanowa)

Ciężar odkuwki kg	Ciężar spadających części młota kg
Do 0,1	100
0,1 ÷ 0,3	250
0,3 ÷ 0,5	500
0,5 ÷ 2	1000
2 ÷ 3	1500
3 ÷ 12	2000
12 ÷ 25	3000
25 ÷ 40	5000
40 ÷ 100	10000

kości (12, 13 i 14) do poprzednio stosowanych równań (5 i 6), przy czym ilość uderzeń $n = 1$. Otrzymamy wówczas

$$G_r = \frac{2 \cdot g}{\eta \cdot v_{max}^2} \cdot 0,01$$

$$\left[\varepsilon \cdot k_1 \cdot V_1 + \ln \frac{1 + \varepsilon \cdot V_1 \cdot b_2}{F_1} k_2 \cdot V_2 \right] \quad (16)$$

Teoretyczne uproszczone metody wyznaczania wielkości młota matrycowego (np. wzory 7 lub 16) nie znalazły szerszego zastosowania w praktyce ze względu na dość długi i skomplikowany sposób obliczania. Bardziej rozpowszechniły się metody doświadczalno-statystyczne uzależniające wielkość potrzebnego młota najczęściej od jednego wskaźnika, np. ciężaru lub jednego z wymiarów odkuwki. Metody te nie zawsze prowadzą do celu. Często używane tablice zależności pomiędzy ciężarem odkuwki a wielkością młota (np. tablica 4), mają ze względu na wielką różnorodność kształtów i wymiarów odkuwek o tym samym ciężarze jedynie charakter przybliżony.

Znacznie lepsze wyniki dają wzory wyprowadzone z uproszczonych wzorów teoretycznych, np. (7) lub (16). Analizując powyższe wzory widzimy, że pewne występujące w nich wielkości są stałe w większości przypadków wykonywania odkuwek. Do wielkości tych należą: szybkość bijaka w chwili uderzenia v_{max} , współczynnik sprawności młota η , przyspieszenie ziemskie g , wytrzymałość na rozerwanie przy temperaturze kucia R_r , współczynnik wpływu szybkości odkształcenia w itd. Podstawiając te stałe wielkości do powyższych wzorów otrzymamy dalsze ich uproszczenie. Najdogodniejsza i najczęściej spotykana postać takich wzorów uzależnia wielkość młota od powierzchni przekroju odkuwki w płaszczyźnie podziału matrycy. Wzory te zaliczamy do grupy doświadczalno-statystycznych metod wyznaczania wielkości młotów matrycowych, ponieważ wielkości otrzymanych tutaj współczynników zazwyczaj zostają uzgodnione z danymi z praktyki.

Między innymi do tej grupy należy wzór Maksarewa wykazujący zależność między ciężarem części spadających młota G_r , wytrzymałością na

rozciąganie przy temperaturze kucia R_r i powierzchni przekroju odkuwki w płaszczyźnie podziału matrycy F_1 :

$$G_r = \alpha_1 \cdot R_r \cdot F_1 \quad (17)$$

Inny wzór z tej grupy, opracowany przez Jednierała dający przeważnie najwłaściwsze wyniki, uzależnia wielkość młota G_r nie tylko od przekroju odkuwki w płaszczyźnie podziału matrycy F_1 , ale także od poziomego przekroju rąbka F_2 :

$$G_r = \alpha_2 \cdot (F_1 + F_2) \quad (18)$$

Wartości występujących w tych wzorach współczynników α_1 i α_2 zawiera tablica 5.

Prócz tych dwóch typów prostych wzorów (17) i (18) istnieją inne, nieco bardziej skomplikowane, uzależniające wielkość młotów nie tylko od wymiarów i ciężaru odkuwki, ale także od wielkości przedkuwek itd.

Do tego typu należy wzór opracowany przez Orgamietalla. We wzorze tym wielkość młota zależy nie tylko od powierzchni przekroju odkuwki w płaszczyźnie podziału matrycy F_1 tudzież najmniejszej i największej wysokości odkuwki $h_{1\min}$ oraz $h_{1\max}$, lecz również od ciężarów przedkuwki G_0 i odkuwki G_1 :

$$G_r = \alpha_3 \cdot \frac{F_1^2 \cdot G_0 \cdot (6h_{1\max} + 2,5h_{1\min})}{G_1^2} = 300 \quad (19)$$

Wartość współczynnika α_3 podaje tablica 5.

Jak wynika z przytoczonych wyżej typowych wzorów (7, 16, 17, 18 i 19) istnieje duża liczba metod wyznaczania wielkości młota matrycowego. Wszystkie te metody dają zadowalające wyniki tylko w razie jeśli wchodzące w ich skład wielkości są prawidłowo dobrane. Dobór tych wielkości, zwłaszcza dla wzorów teoretycznych uproszczonych, w których skład wchodzi zazwyczaj kilka współczynników, wymaga dużego doświadczenia. Dlatego też w praktyce kuźniczej bardziej rozpowszechniły się wzory doświadczalnie-statystyczne ze współczynnikami sprawdzonymi w praktyce. Spośród tych wzorów należy zalecić jako najwszechstronniejszy

Tablica 5
Wartości współczynników α_1 , α_2 oraz α_3 do wyznaczania ciężaru spadających części młota matrycowego podczas kucia stali konstrukcyjnych z małą i średnią zawartością węgla oraz stali z małą zawartością składników stopowych

	Współczynnik	Wartości współczynników do młotów	
		ciernych (pojedynczego działania)	parowo-powierzchnych (podwójnego działania)
Wzór Maksarewa	α_1	0,018	0,012
Wzór Jednierała	α_2	0,06	0,04
Wzór Orgamietalla	α_3	0,0075	0,005

wzór Jednierała (18). Występująca w tym wzorze pozorna sprzeczność, mianowicie uzależnienie wielkości młota od sumy powierzchni przekrojów odkuwki i rąbka bez względu na kształt odkuwki, nie jest groźna w praktyce. Może się zdarzyć, że do wykonywania odkuwek matrycowanych z cienkimi żebrami, cieńszymi miejscami itp. będzie trzeba młota większego niż do wykonywania odkuwek o tym samym przekroju, a o prostych kształtach. Niemniej stosowanie większych młotów do wykonywania odkuwek z cienkimi żebrami nie zawsze jest celowe, gdyż odpowiadające żebrum wgłębienia w matrycy mogą pozostać nie wypełnione. Może to spowodować zbyt duża energia pierwszych uderzeń, kiedy metal wypływa w rąbek; ilość metalu podczas ostatnich uderzeń jest wtedy zbyt mała, aby mogła całkowicie wypełnić wgłębienie matrycy. W celu wyrównania strat metalu powiększa się objętość przedkuwki, czego jednak ze względu na większe zużycie metalu nie powinno się stosować.

Należy pamiętać, że wielkości współczynników występujące we wzorach ważne są tylko w tych przypadkach, w których określono szybkość uderzenia bijaka, gatunek stali, temperaturę kucia itd. Z tego powodu w praktyce kuźniczej nieodzownym warunkiem posługiwania się jakimikolwiek wzorami uproszczonymi, a więc i wzorem zalecanym przez Jednierała, jest sprawdzenie współczynników α i w razie potrzeby ich poprawienie, oraz dostosowanie do warunków pracy danej kuźni. Ponadto należy sprawdzić każdorazowy wynik obliczeń, porównując go ze znaną wielkością młota matrycowego stosowanego do kucia odkuwek o zbliżonych kształtach i wymiarach.

Przytoczone wzory służą do wyznaczania wielkości młotów spadowych, można jednak stosować je również do młotów przeciwbieżnych, posługując się znanymi współczynnikami przeliczeniowymi.

Literatura

1. L. Żarnowski. Gorąca przeróbka plastyczna żelaza i stali. Część II, Kuźnictwo, 1947.
2. J. Czarny. Wyznaczanie przybliżonych sił i pracy przy kuciu swobodnym. Hutnik 1953, nr 10.
3. E. P. Unksow. Nowoje w technologii gorącej szlampowki, 1948.
4. E. P. Unksow. Nowoje issljedowanija w oblasti kuzniecnoji technologii, 1950.
5. A. D. Tomanow. Teoria plasticzeskich dieformacii mietalłow, 1951.
6. A. W. Riebielski i A. N. Briuchanow. Konstruirowanije i rasczot szlampow dla gorącej szlampowki, 1947.
7. P. P. Jednierał. Wywod pribliżonnych formuł dla opriedielienija wiesia padajuszczich czastiej szlampowczonogo młota. Wiestnik Maszinostrojenija, 1953, nr 7.
8. Maszinostrojenije Enciklopediczeskij sprawocznik, 1946 ÷ 1951.

NOWOŚCI Z DZIEDZINY HUTNICTWA

MATERIAŁY OGNIOTRWAŁE

Zastosowanie metody radioaktywnych indykatorów do badania dyfuzji w tworzywach ogniotrwałych¹⁾

Dane z literatury technicznej wskazują, że w stalowniach 60 ÷ 65% materiałów ogniotrwałych zużywa się wskutek agresywnego działania żuźla.

Dotychczasowe metody badania odporności chemicznej materiałów ogniotrwałych mają jedynie charakter ilościowy i polegają na zmierzeniu głębokości przenikania żuźla do tworzywa ogniotrwałego. Badania procesu chemicznej korozji materiałów ogniotrwałych nie można jednak ograniczyć tylko do określenia szybkości rozpuszczania się ich w żuźlu i przenikania ciekłego żuźla w głąb materiału. Wprawdzie z powodu dużego spadku temperatury w cegle w warunkach jej pracy przenikający żuźel zastyga na określonej głębokości, ale znajdując się jeszcze w strefie wysokich temperatur może przenikać w głąb materiału ogniotrwałego w stanie stałym. Na taką możliwość przenikania składników żuźla do materiału ogniotrwałego nie zwracano dotychczas wcale uwagi.

W pracy niniejszej zbadano zjawisko przenikania do materiału ogniotrwałego jednego ze składników żuźla, tj. tlenków żelaza w zakresie temperatur, w którym znajdują się one w stanie stałym. W praktyce proces taki zachodzi podczas przenikania do materiału ogniotrwałego parujących tlenków żelaza, które kondensują się w zimnych częściach wykładziny pieców stalownicznych.

Do badań zastosowano metodę indykatorów radioaktywnych. Użyto zgorzeliny zawierającej około 74% żelaza, dokładnie wymieszanej z niewielką ilością tlenku radioaktywnego izotopu żelaza Fe⁵⁹.

Szybkość przenikania żelaza do tworzywa ogniotrwałego określano w następujący sposób: Na powierzchnię próbki wypilowanej z cegły ogniotrwałej nanoszono bardzo cienką warstwę sproszkowanego radioaktywnego preparatu. Następnie wygrzewano próbkę przy stałej temperaturze przez 40 : 100 godz.

Stopień przenikania żelaza w głąb próbki po takim wygrzewaniu określano przez zeszlifowanie warstw z powierzchni próbki i pomiar radioaktywności tych warstw. W miarę zeszlifowywania warstw intensywność promieniowania stopniowo malała. Grubość zeszlifowywania mierzono śrubą mikrometryczną. Intensywność promieniowania próbki mierzono na urządzeniach do liczenia cząstek β i kwantów γ. Przez cały czas oznaczania zwracano uwagę na zachowanie tej samej odległości próbki od licznika promieniowania.

Próby wstępne przeprowadzone na próbkach magnezytowych wykazały, że przenikanie żelaza do magnezytu ma charakter dyfuzyjny. W celu potwierdzenia tych obserwacji i określenia parametrów charakteryzujących proces przenikania żelaza do tworzywa ogniotrwałego zastosowano metodę, którą stosuje się do określania współczynników dyfuzji w metalach.

Metoda ta polega na mierzeniu całkowitej intensywności radioaktywnego promieniowania I przed zeszlifowaniem warstwy i po nim. Zakładając, że intensywność promieniowania jest proporcjonalna do ilości atomów żelaza, wielkość ΔI będzie proporcjonalna do ilości atomów żelaza w zeszlifowanej warstwie.

Współczynnik dyfuzji obliczano z równania

$$\ln \Delta I = -\frac{1}{4Dt} x^2 + \ln A \quad (1)$$

w którym

ΔI — różnica całkowitej radioaktywności próbek przed zeszlifowaniem warstwy i po nim,

x — grubość tej warstwy,

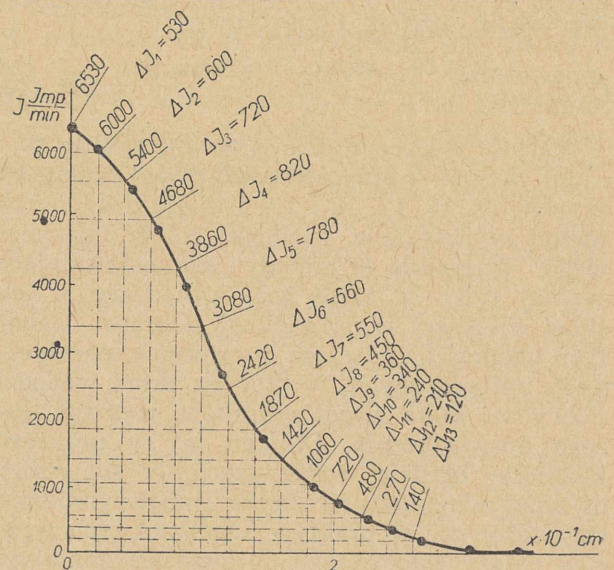
t — czas wygrzewania,

D — współczynnik dyfuzji,

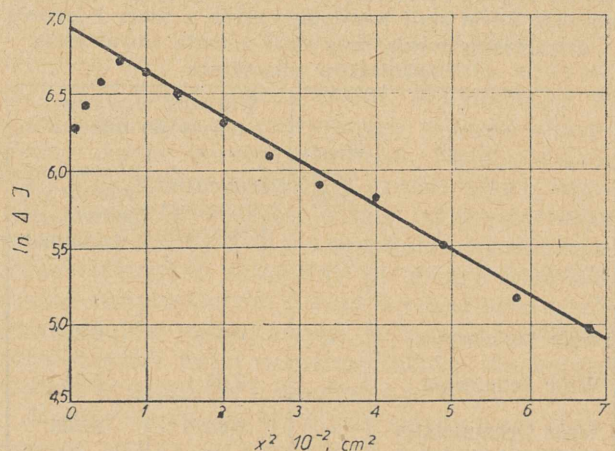
A — stała.

Z wzoru tego wynika, że zależność $\ln \Delta I$ od x^2 jest liniowa.

Praktycznie wielkości D obliczano w następujący sposób: Wielkość I nanoszono na wykres zależnie od x ; przykład krzywej otrzymanej w ten sposób (dotyczącej magnezytu) przedstawia rys. 1. Z wykresu tego wyli-



Rys. 1



Rys. 2

¹⁾ L. A. Szwarzman, O. A. Pieczew i P. L. Gruzin, Ognieupory, t. 17, 1953, str. 465.

czano ΔI , którego logarytm nanoszono następnie w zależności od x^2 (rys. 2).

Jak widać z rys. 2, otrzymane tym sposobem punkty leżą w przybliżeniu na prostej, co potwierdza słuszność zastosowania równania (1) do powyższego przypadku.

Opisaną wyżej metodą zbadano większą ilość próbek i we wszystkich przypadkach stwierdzono podobne zmiany intensywności radioaktywnego promieniowania na długości próbki. Wielkość współczynnika D określano jako średnią z oznaczeń wykonanych na trzech próbkach.

W wyniku powyższych doświadczeń stwierdzono, że proces przenikania żelaza do tworzywa ogniotrwałego podlega równaniu dyfuzji. Ponieważ jednak materiały ogniotrwałe należą do ciał półkryształicznych z silnie rozwiniętą powierzchnią wewnętrzną i makroskopowymi defektami, należy zaznaczyć, że przenikanie żelaza do tworzywa ogniotrwałego nie może mieć takiego charakteru, jaki ma dyfuzja we właściwych roztworach.

W omawianym przypadku bardzo duże znaczenie ma dyfuzja powierzchniowa. Dlatego wielkości D uzyskane doświadczalnie charakteryzują całość procesów, które zachodzą podczas przenikania żelaza do tworzywa ogniotrwałego.

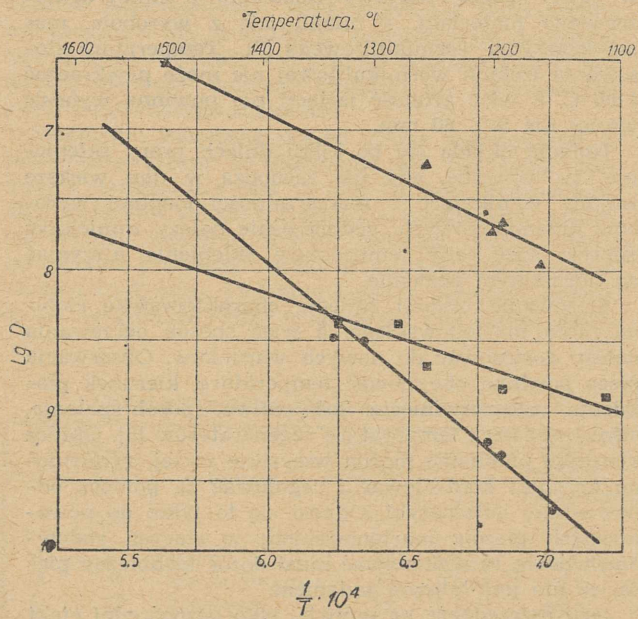
Opisaną metodę zastosowano do oznaczania szybkości dyfuzji żelaza (pod postacią tlenków) w normalnych wyrobach magnezytowych, chromitowo-magnezytowych i krzemionkowych.

Dyfuzję żelaza w wyrobach magnezytowych badano w zakresie 1150 — ÷ 1330 °C. Uzyskane wyniki zawiera tablica 1. Przedstawiono je na rys. 3 jako zależność $\lg D$ od $\frac{1}{T}$. Wykres ten świadczy, że wyniki doświadczalne układają się dość dokładnie na prostej. Zależność współczynnika D od temperatury ma charakter wykładnikowy. Co się tyczy magnezytu, określa ją

$$D = 224 e^{-\frac{78700}{RT}} \text{ cm}^2/\text{sek}$$

gdzie wielkość 78 700 kal/mol wyraża ciepło aktywizacji procesu.

Dyfuzję żelaza w wyrobach chromitowo-magnezytowych badano w zakresie 1120 ÷ 1330 °C. Uzyskane wy-



Rys. 3

Tablica 1

t, °C	T °K	$\frac{1}{T} \cdot 10^4$	$D_{\text{sr}} \cdot 10^9 \text{ cm}^2/\text{sek}$	$\lg D_{\text{sr}}$
1150	1423	7,03	0,160	10,204
1190	1463	6,83	0,45	10,648
1200	1473	6,79	0,53	10,724
1250	1523	6,57	1,11	9,045
1300	1573	6,35	3,05	9,484
1330	1603	6,24	3,33	9,523

Tablica 2

t, °C	T °K	$\frac{1}{T} \cdot 10^4$	$D_{\text{sr}} \cdot 10^9 \text{ cm}^2/\text{sek}$	$\lg D_{\text{sr}}$
1120	1393	7,18	1,39	9,143
1190	1483	6,83	1,61	9,207
1250	1523	6,57	1,98	9,296
1280	1553	6,44	4,18	9,621
1330	1603	6,24	4,1	9,610

Tablica 3

t, °C	T °K	$\frac{1}{T} \cdot 10^4$	$D_{\text{sr}} \cdot 10^9$	$\lg D_{\text{sr}}$
1160	1433	6,98	1,14	8,057
1190	1463	6,83	2,13	8,328
1200	1473	6,79	1,96	8,293
1250	1523	6,57	5,45	8,736
1280	1553	6,44	6,56	8,817
1330	1603	6,24	7,38	8,891

niki przedstawiono w tablicy 2 i na rys. 3. Zależność współczynnika D od temperatury w tym przypadku można wyrazić następującym równaniem:

$$D = 3,10 \cdot 10^{-5} e^{-\frac{28400}{RT}} \text{ cm}^2/\text{sek}$$

Należy jednak nadmienić, że zależność ta nie ma tak wyraźnego charakteru wykładnikowego, jak zależność odnosząca się do wyrobów magnezytowych.

Dyfuzję żelaza w wyrobach krzemionkowych badano w zakresie 1160 ÷ 1330 °C. Uzyskane wyniki przedstawia tablica 3 i rys. 3. Z rys. 3 widać, że zależność wykładnikowa D od temperatury jest zadowalająca i można ją wyrazić równaniem.

$$D = 0,1 \cdot e^{-\frac{44800}{RT}} \text{ cm}^2/\text{sek}$$

Przytoczone wyniki doświadczalne wykazują, że proces przenikania żelaza do tworzywa ogniotrwałego można określić równaniem dyfuzji, przy czym zależność wielkości współczynnika D od temperatury jest funkcją wykładnikową.

Należy przypuszczać, że proces przenikania stałych tlenków żelaza do tworzywa ogniotrwałego określa do pewnego stopnia podatność danego tworzywa na korozję chemiczną pod działaniem różnych składników żużla. Z tego wynikałoby, że odporność tworzyw ogniotrwałych na korozję chemiczną można określić ilościami dyfuzji.

Dane doświadczalne potwierdzają to przypuszczenie; wynika z nich, że np. współczynnik dyfuzji D dla wyrobów krzemionkowych jest większy aniżeli dla wyrobów magnezytowych i chromitowo-magnezytowych, a więc że dyfuzja żelaza do wyrobów krzemionkowych przebiega znacznie szybciej. Jest to zgodne z praktyką.

KOMUNIKAT

Zgodnie z § 2 Zarządzenia Ministra Finansów z dnia 6. IX. 1952 r. (Monitor Polski Nr A 88 poz. 1374) w sprawie ewidencji towarowej i zasad fakturowania w Państwowym Przedsiębiorstwie Kolportażu „Ruch”, sprzedaż towarów prenumeratorom, winna się odbywać po cenie detalicznej na zasadzie pełnych przedpłat.

W związku z powyższym zawiadamiamy, że zamówienia na prenumeratę dzienników i czasopism na rok 1955 dla potrzeb urzędów, instytucji i przedsiębiorstw uspołeczniowanych, będą realizowane jedynie na warunkach pełnych przedpłat.

Przy składaniu zamówień ustala się następujące zasady:

Wszystkie zamówienia i przedpłaty na rok 1955, należy kierować do urzędów pocztowych w nieprzekraczalnym terminie do dnia 10 grudnia 1954 r.

Instytucje, urzędy i przedsiębiorstwa zamawiające prenumeratę dla podległych jednostek według rozdzielnika i opłacające ją z kredytów centralnych mogą zamówienia kierować bezpośrednio do PPK „Ruch” nie później jednak jak do dnia 1 listopada 1954 r.

Zamówienia należy w tym wypadku sporządzić w dwóch egzemplarzach i wycenić, podając tytuły zamawianych czasopism, ilość egzemplarzy, cenę i wartość oraz ogólną sumę wartości całego zamówienia.

PPK „Ruch” po sprawdzeniu zamówienia, potwierdzi na kopii do dnia 20 listopada 1954 r. przyjęcie prenumeraty do realizacji, podając ostateczną sumę należności, którą należy uregulować do dnia 10 grudnia 1954 r.

Ze względu na to, że PPK „Ruch” nie będzie wystawiało faktur, potwierdzenie zamówienia posłuży za podstawę do uregulowania należności.

Zaznacza się, że PPK „Ruch” będzie mogło realizować tylko te zamówienia, które zostaną złożone w ustalonym terminie, tj. do dnia 1 listopada br. i będą poparte przedpłatą do dnia 10 grudnia br.

W związku z powyższym, należy uwzględnić w preliminarzu budżetowym na IV kwartał 1954 r. odpowiednie sumy potrzebne do opłacenia prenumeraty czasopisma na rok 1955.

Ponadto wyjaśniamy co następuje:

1. Zakłady pracy zgodnie z treścią pisma okólnego PKPG nr 5 z 12. 7. 49 znak TE 8—5 powinny prenumerować branżowe czasopisma techniczne na poziomie popularno-technicznym w ilości 1 egz. na 50 pracowników, a na poziomie inżyniersko-naukowym w ilości 1 egz. na 20 inżynierów i techników.

2. Normalną prenumeratę indywidualną zamawia się przez dokonanie przedpłaty na pocztu lub przez listonoszów podając adres wysyłkowy, tytuł czasopisma, ilość zamówionych egzemplarzy i okres prenumeraty (np. I kwartał, II kwartał, I półrocze, II półrocze). Prenumeratę normalną można również zamawiać przez dokonanie przelewu przedpłaty na konto PPK „Ruch” w PKO III-13763/110, przy czym na przelewie podać wyżej wymienione dane.

3. Zbiorową prenumeratę ulgową na zakładach produkcyjnych zamawia się za pośrednictwem oddziałów zakładowych NOT, mężów zaufania NOT lub Klubów Techniki i Racjonalizacji, wpłacając z góry za prenumeratę.

W zgłoszeniu prenumeraty należy podać dane wymienione w punkcie b.

Do zgłoszenia należy załączyć zestawienie osób zamawiających prenumeratę zbiorową z podaniem ich adresów. Komórki wymienione w punkcie c wpłacają prenumeratę na konto PKO III-13763/110 przesyłając równocześnie zestawienie prenumeratorów pod adresem: Wojewódzki Oddział PPK „Ruch” Dział Techniki i Rozliczeń, Stalinogród, ul. 3 Maja nr 16.

Uczniowie szkół zawodowych zgłaszają ulgową prenumeratę zbiorową na tych samych zasadach za pośrednictwem dyrekcji szkoły. Studenci szkół wyższych zgłaszają ulgową prenumeratę przez Koła Naukowe Uczelni lub inne stowarzyszenia Szkół Wyższych.

4. Zamówienia dokonane bez równoczesnej przedpłaty nie będą przez PPK „Ruch” uwzględnione. Terminy zamówień są następujące: na prenumeratę półroczną, roczną i I kwartał 1955 r. do dnia 10. XII. 1954 r., na prenumeratę II kwartału do dnia 10. III. 1955 r., na prenumeratę III kwartału do dnia 10. VI. 1955 r., na prenumeratę IV kwartału do dnia 10. IX. 1955 r.

5. Wysokość prenumeraty czasopism wydawanych przez WGH jest następująca:

Lp.	Czasopismo	Opłata normalna, zł			Opłata ulgowa, zł		
		roczna	półroczna	kwartalna	roczna	półroczna	kwartalna
		Czasopisma inżynierskie naukowo-techniczne					
1	Przegląd Górniczy	108,—	54,—	27,—	54,—	27,—	13,50
2	Hutnik	108,—	54,—	27,—	54,—	27,—	13,50
3	Przegląd Odlewnictwa	72,—	36,—	18,—	36,—	18,—	9,—
4	Nafta	72,—	36,—	18,—	36,—	18,—	9,—
5	Cement - Wapno - Gips	54,—	27,—	13,50	36,—	18,—	9,—
6	Energetyka	72,—	36,—	—	36,—	18,—	—
Czasopisma popularno-techniczne							
7	Wiadomości Górnicze	54,—	27,—	13,50	18,—	9,—	4,50
8	Wiadomości Hutnicze	54,—	27,—	13,50	18,—	9,—	4,50
9	Chemik	54,—	27,—	13,50	18,—	9,—	4,50
10	Gospodarka Węglem	36,—	18,—	9,—	—	—	—

Oprócz tego przeprowadzone próby wykazały, że współczynnik D dla magnezytu szybciej wzrasta ze wzrostem temperatury aniżeli współczynnik D dla wyrobów chromitowo-magnezytowych. Dlatego też dyfuzja żelaza do wyrobów chromitowo-magnezytowych powyżej temperatury $130 \div 1350^\circ\text{C}$ jest wolniejsza, chociaż przy niższych temperaturach obserwujemy zjawisko odwrotne. Z powyższego wynika, że wyroby chromitowo-magnezytowe powyżej 1350°C są odpor-

niejsze na działanie tlenków żelaza aniżeli wyroby magnezytowe. Jest to zgodne z obserwacjami w przemyśle.

Przytoczone wyniki wskazują, że pomiar współczynnika D dla różnych wyrobów ogniotrwałych umożliwiłoby poznanie mechanizmu procesu przenikania stałych tlenków do tworzywa ogniotrwałego przy wysokich temperaturach.

W. Szyborski

STALOWNICTWO

Izolowanie krzemionkowych sklepień pieców martenowskich

Zagadnienie izolowania krzemionkowych sklepień pieców martenowskich nie było u nas dotychczas szczególnie rozważane. Brak praktycznych doświadczeń ugruntował prawie jednomyślną tendencję do chłodzenia sklepienia.

W miarę zużywania się sklepienia i zmniejszania się jego grubości występują na jego zewnętrznej powierzchni miejsca przegrzane czyli tzw. czerwone plamy. Aby przedłużyć żywotność sklepienia w tych miejscach stosuje się chłodzenie strumieniem zimnego powietrza. Oprócz tego zaleca się usuwanie gromadzącego się pyłu, jak również przedmiotów pozostawionych na sklepieniu po jego remoncie. Tego rodzaju postępowanie nie stoi bynajmniej w sprzeczności z zagadnieniem izolowania sklepienia. Aby osiągnąć efekt izolowania należy pokryć całe sklepienie jednolitą warstwą materiału izolacyjnego i jednocześnie zmniejszyć dopływ gazu. Ograniczenie dopływu paliwa ma na celu utrzymanie temperatury sklepienia izolowanego na tym samym poziomie, co sklepienia nie izolowanego. Jeżeli sklepienie pracuje bez izolacji, a zużycie paliwa jest normalne dla tego stanu, poszczególne zaś fragmenty sklepienia są w mniejszym lub większym stopniu izolowane przypadkowo, to należy spodziewać się lokalnego przegrzania i wytopienia materiału krzemionkowego. Izolacja spełnia więc swoje zadanie wtedy, gdy izolowane jest całe sklepienie a przynosi poważne szkody, gdy tylko pewne fragmenty sklepienia są przypadkowo izolowane albo gdy warstwa właściwej izolacji ma rozmaitą nieracjonalną grubość.

Twierdzenie, jakoby izolowanie sklepienia było niemożliwe, gdy powoduje większe zużycie kształtek krzemionkowych, okazało się fałszywe [1]. Przeciwnie, w większości przypadków stwierdzono lepszą wytrzymałość sklepienia i mniejsze zużycie wyrobów ogniotrwałych. Podobną ocenę izolacji sklepienia martenowskiego daje J. D. Sullivan [2], według którego wbrew wszelkim przypuszczeniom, wytrzymałość sklepienia wzrasta, a jednocześnie maleje (o $5 \div 10\%$) zużycie paliwa. E. P. Cone [3] opublikował wyniki ankiety dotyczącej stosowania izolacji w piecach martenowskich. W odpowiedzi na ankietę jedna z dużych stalowni podała, że najlepsze wyniki uzyskano w razie całkowitej izolacji pieca martenowskiego, a więc wraz ze sklepieniem. Wytrzymałość pieca zwiększyła się o 30% i w tym samym stopniu zmniejszyło się zużycie paliwa. W innych stalowniach uzyskano w podobnych warunkach zwiększenie wytrzymałości pieców o $20, 15$ i 10% , oprócz oszczędności na paliwie, wynoszącej $5 \div 20\%$. Grubość stosowanej izolacji wahała się w poszczególnych przypadkach między 40 a 125 mm.

L. F. Reinartz [4] potwierdza skuteczność izolacji sklepienia, zwracając uwagę na zwiększenie jego wytrzymałości i oszczędności na paliwie. Wytrzymałość sklepienia zwiększa się wskutek znacznie lepszego roz-

kładu i bardziej wyrównanego spadku temperatury w krzemionkowej warstwie sklepienia. Izolacja sklepienia pozwala oszczędzić 7% paliwa. W razie całkowitej izolacji pieca martenowskiego uzyskano bardzo małe zużycie ciepła na 1 t stali. Zużycie to wynosiło w piecu o pojemności 125 t około $880\,000$ kcal, a w piecu o pojemności 25 t około $750\,000$ kcal, podczas gdy w piecach nie izolowanych zużywa się $1\,500\,000$ do $2\,000\,000$ kcal. Sklepienie należy izolować warstwą krzemionkowych wyrobów porowatych grubości 60 mm na które daje się warstwę kruszywa porowatego grubości $50 \div 75$ mm i warstwę masy plastycznej grubości 12 mm.

Według S. M. Jenkinsa [5] należy krzemionkowe sklepienie pieca martenowskiego pokryć 25 -milimetrową warstwą piasku kwarcowego, na którym układa się warstwę porowatych wyrobów izolacyjnych grubości $63 \div 115$ mm. Piasek uszczelnia i wypełnia spoiny między kształtkami sklepienia.

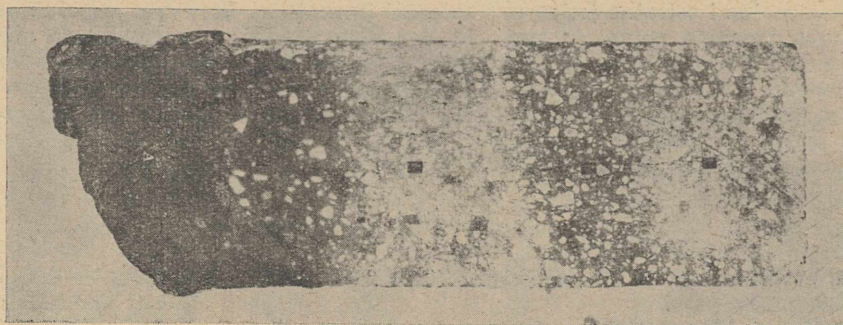
J. E. Dodd [6] podaje temperaturę na granicy właściwego sklepienia krzemionkowego i nałożonej izolacji. Temperatura ta w razie grubszej warstwy izolacji dochodzi do 1430°C . Materiał izolacyjny nie powinien wykazywać dużej wtórnej skurczliwości lub rozszerzalności i nie powinien topić się poniżej 1630°C . Dobrą izolację stanowią porowate wyroby z dużą zawartością Al_2O_3 (warstwa grubości 70 mm), na które sypie się warstwę kruszywa boksytowego grubości 30 mm.

Oprócz tej izolacji wysokoogniotrwałej stosuje się w USA, cieńsze warstwy izolacyjne z mniej ogniotrwałego materiału, a mianowicie z wyrobów, mas lub kruszywa wermikulitowego [7]. Temperatura stosowania izolacji wermikulitowej nie może przekraczać 1100°C , a więc grubość izolacji nie powinna wynosić więcej niż $50 \div 60$ mm.

Izolację układa się po kilku dniach pracy sklepienia, tj. wówczas, gdy nie zachodzą w nim większe zmiany wynikające z rozszerzalności cieplnej wyrobów krzemionkowych. Jednocześnie należy zmniejszyć dopływ gazu, aby temperaturę sklepienia utrzymać na normalnym poziomie.

Stosowanie izolacji zmienia charakterystykę cieplną pieca martenowskiego, a więc sposób ogrzewania należy dostosować do nowych warunków. Obserwacja pieca powinna obejmować temperaturę, kierunek płomienia, jego rozwinięcie, ilość paliwa, sposób spalania, ciśnienie gazu i temperaturę regeneratorów [8]. Oprócz kierunku płomienia można wszystkie wyżej wymienione czynniki kontrolować i regulować za pomocą odpowiedniej automatyki. Odnosi się to tylko do nowoczesnych pieców martenowskich; w starych stalowniach pracę tę wykonywać musi dozór techniczny pieca, co nie jest łatwym zadaniem.

Jeśli oszczędność na paliwie, jako bezpośredni efekt izolacji, stanowi zagadnienie nie podlegające dyskusji, to druga podstawowa korzyść, którą daje izolacja, tj.



Rys. 1. Przekrój kształtki krzemionkowej wyjętej ze sklepienia martenowskiego. Widoczne strefy A, B, C, D i F

wzrost wytrzymałości sklepienia, wymaga osobnego omówienia.

Znany jest podział zużytej kształtki krzemionkowej na strefy o różnym składzie mineralnym. Podział ten wynika z warunków, w których pracuje krzemionkowe sklepienie martenowskie. Rysunek 1 przedstawia fotografię przekroju kształtki krzemionkowej ze sklepienia martenowskiego. Od strony ognia, gdzie w sklepieniu panuje temperatura powyżej 1460 °C, występuje szara strefa krystobalitu (strefa A). Nad strefą krystobalitu występuje szarooliwkowa strefa trydymitu (strefa B), nad którą aż do zewnętrznej powierzchni sklepienia wydzielić można według barwy jeszcze trzy strefy (kremową C, brunatną D oraz kremową E), stanowiące jednak pod względem mineralnym jedną warstwę o składzie bardzo zbliżonym do składu pierwotnej kształtki krzemionkowej. Występuje tu często znaczna ilość nieprzemienionego kwarcu (niekiedy o 50%). Bliższą charakterystykę wyżej wymienionych stref zawiera tablica 1.

Na zakres i szybkość tworzenia się krystobalitu i trydymitu decydujący wpływ oprócz temperatury wywiera infiltracja związków żelaza i wapnia w głąb kształtek sklepienia.

L. B. Miller [9] badał kształtki krzemionkowe z izolowanego i nie izolowanego sklepienia martenowskiego. W sklepieniu nie izolowanym zachodzi stromy spadek temperatury ku zewnętrznej powierzchni sklepienia, przy czym mineralizujący stop krzemianów żelaza (dwie nie mieszające się cieczy z różną zawartością SiO_2 i FeO) nie wnika w głąb sklepienia. Strefa krystobalitu i trydymitu jest więc ograniczona. Ostre granice poszczególnych stref wpływają bezpośrednio na tworzenie się poważnych wewnętrznych naprężeń termicznych, wskutek których na granicach stref powstają spękania. Spękane kształtki nie stanowią już pełnowartościowego materiału.

Sklepienie izolowane ma od strony wewnętrznej tę samą temperaturę co sklepienie nie izolowane, lecz spadek temperatury jest w nim bardziej wyrównany. Stop związków żelaza i krzemionki wnika więc znacznie głębiej, krzepnie powoli, wskutek czego tworzy się łagodne przejście, zwłaszcza między strefą krystobalitu i trydymitu. Podobnie łagodne przejście stwierdzono na granicy strefy trydymitu i pierwotnej strefy

zawierającej jeszcze nieprzemieniony kwarc. Należy zauważyć, że w razie stosowania izolacji strefa krystobalitu i trydymitu jest znacznie szersza, natomiast strefa kwarcu jest ograniczona do nieznacznej grubości warstwy zewnętrznej lub w ogóle zanika.

J. E. Dodd [6] podaje, że grubość strefy krystobalitu zwiększa się z 25 mm do 70 ÷ 100 mm, a strefa trydymitu z 70 mm rozszerza się na całą kształtkę. Jasna strefa zawierająca nieprzemieniony kwarc, znika zupełnie.

Dzięki stosowaniu izolacji prawie całe krzemionkowe sklepienie martenowskie uzyskuje trwałą przy wysokich temperaturach formę krystobalitu i trydymitu. Jak wyżej wspomniano, przemianie tego rodzaju sprzyja rozkład temperatur i faza wnikażącego w głąb kształtek stopu spełniającego rolę mineralizatora. Dość należy, że pomimo infiltracji tlenków żelaza i wapnia, sklepienie krzemionkowe w dalszym ciągu wytrzymuje bezpiecznie wysoką temperaturę, co wynika z układów FeO-SiO_2 oraz CaO-SiO_2 . Ogniotrwałość zwykła bogatej w tlenki żelaza strefy krystobalitu jest zazwyczaj większa od ogniotrwałości zwykłej pozostałych stref, co potwierdza tablica 1. Zjawisko to związane jest z większą ogniotrwałością krystobalitu i znacznie większą trwałością jego siatki krystalicznej w porównaniu do pozostałych odmian kwarcu.

Wnikaający w głąb kształtek krzemionkowych gęsty mineralizujący stop krzemianów żelaza wypełnia kapilarne pory wyrobów. W strefach niższej temperatury wydziela się krzemionka, obniża się temperatura topliwości stopu, który dalej wędruje w kierunku niższej temperatury kształtki, gdzie wydziela się dalszy nadmiar SiO_2 . Infiltracja stopu składającego się z dwu nie mieszających się cieczy o różnym składzie FeO i SiO_2 postępuje w ten sposób aż do całkowitego zakrzepnięcia. Produkt końcowy składa się z trydymitu, fajalitu i magnezytu. Zakrzepły stop nadaje wyrobom krzemionkowym zwartą i mechanicznie wytrzymałą strukturę monolitu. W razie wzrostu temperatury sklepienia do granicy, przy której nie może istnieć stop krzemianów żelaza obok krystobalitu, powstają dwie fazy ciekłe, sklepienie topi się szybko i ulega zniszczeniu, co zachodzi zazwyczaj w razie nienormalnego wzrostu temperatury, czyli tzw. przegrzania lub przepalania sklepienia.

Tablica 1

Charakterystyka stref A, B, C, D, E w kształtce krzemionkowej ze sklepienia martenowskiego

Strefa	Wysokość mm	Barwa	Ogniotrwałość zwykła s. S	Ciężar właściwy	Porowatość względna %	Skład chemiczny, %					Skład mineralny, %			
						SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	kwarc	trydymit	krystobalit	szkliwo
A	30	szara	33	2,40	6,0	92,72	1,80	2,55	2,11	0,47	—	5	75	20
B	40	szarooliwkowa	32	2,35	3,9	91,84	2,40	0,70	4,25	0,57	—	65	10	25
C	60	kremowa	32	2,37	21,8	95,04	1,38	0,43	2,24	0,56	25	40	20	15
D	40	brunatna	32	2,39	22,6	95,27	1,42	0,43	2,17	0,48	35	30	20	15
E	60	kremowa	32	2,39	22,6	95,33	1,40	0,41	2,19	0,43	35	30	20	15

Racjonalne i ostrożne izolowanie sklepień krzemionkowych powinno przynieść nam te same korzyści, które osiągnięto za granicą. Podkreślić należy, że zagadnienie izolowania sklepień martenowskiego wymaga bardzo starannego opracowania i bardzo starannie przeprowadzonych prób. Pozytywnych wyników można się spodziewać tylko tam, gdzie piece marte-

nowskie wyposażone są w pełny komplet kontrolnych automatycznych aparatów pomiarowych. Zwrócić należy jednocześnie uwagę, że izolowane sklepienie krzemionkowe powinno być wykonane z wysokogatunkowych wyrobów krzemionkowych, tj. wyrobów o wysokim punkcie kropłowym i dużej ogniotrwałości pod obciążeniem.

Literatura

1. S. Wohlfahrt, O. Ell. Stahl und Eisen 55, 1935, nr 22, s. 590 ÷ 591.
2. J. D. Sullivan. Stahl und Eisen 36, 1936, nr 38, s. 1138 do 1139.
3. E. F. Cone. Metals and Alloys 7, 1936, nr 4, s. 109 do 118.
4. L. F. Reinartz. Brick Clay Rec. 90, 1937, nr 2, s. 107 ÷ 108.
5. S. M. Jenkins. Steel 100, 1937, nr 11, s. 87 ÷ 88.
6. J. E. Dodd. Refr. Journ. 12, 1936, nr 12, s. 669 ÷ 670.
7. J. H. Chesters. Stahl und Eisen 63, 1943, nr 51, s. 939 ÷ 941.
8. G. Soler. Blast Furn, Steel Plant 23, 1935, nr 11, s. 799 ÷ 800.
9. L. B. Miller. Bull. Amer. Ceram. Soc. 14, 1935, nr 11, s. 359 ÷ 364.

St. Pawłowski

METALE NIEŻELAZNE

Niebezpieczeństwo wybuchów podczas topienia stopów aluminiowych z miedzią

Przy topieniu i odlewaniu metali niezbędna jest znajomość przyczyn powodujących wypadki oraz ścisłe przestrzeganie przepisów bezpieczeństwa, ponieważ nawet na pozór drobne zaniedbanie lub niedopatrzenie może spowodować groźny dla życia ludzkiego i urządzeń wypadek.

W. Nies w ciekawym artykule opisał szczególny wypadek wybuchu w odlewni, aluminium¹⁾. Jak wiadomo, wprowadzenie wilgoci do płynnego metalu może być groźne w skutkach. Nawet małe ilości wilgoci mogą spowodować eksplozję. Autor był świadkiem takiego wypadku; piec tyglowy został zupełnie zniszczony, a jedynie szczęśliwemu zbiegowi okoliczności należało zawdzięczać, że nie było ofiar w ludziach. Przyczyną eksplozji było lekkomyślne załadowanie wilgotnego złomu do pieca bez uprzedniego wysuszenia.

Przed wypadkiem, który zostanie tu opisany, wydawało się jednak, że wszystkie przepisy ostrożności zostały zachowane, a mimo to wypadek nastąpił. Przyczyną nieoczekiwanej eksplozji wyjaśniono dopiero po fakcie.

Na krótko przed końcem zmiany załadowano piec płomienny odpadkami blach i nadlewów. Podczas powolnego podgrzewania z materiału przed stopieniem w ciągu nocy usunięto olej oraz wilgoć.

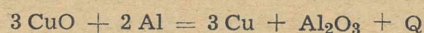
Wsad ten, składający się głównie z czystego aluminium miał być uzupełniony dodatkiem miedzi. W tym celu położono na pomoście pieca 5 kg wiórów brązu aluminiowego, które po wysuszeniu w ciągu nocy miało następnego dnia załadować do pieca.

Rano po rozpoczęciu zmiany, piecowy załadował przygotowane wióry do kąpieli i zaczął mieszać stop drągiem. W tym momencie nastąpił wybuch, przy czym z pieca przez okna wsadowe uniósł się długi, skupiony płomień. Robotnik mieszający kapiel oraz drugi stojący około 6 m od pieca zostali tak poparzeni, że oby-

dwaj w tym samym dniu zmarli. Wybuch spowodował również wyrzucenie metalu z pieca.

Początkowo przypuszczano, że przyczyną eksplozji był olej, który podczas topienia złomu przeszedł w stan gazowy, a następnie po otworzeniu okna pieca utworzył wybuchową mieszankę z powietrzem. Domyślił ten jednak nie był trafny.

Świadkowie wypadku zeznali, że w czasie wybuchu z pieca uderzył długi, biały płomień z gęstym dymem. Przypomniano sobie, że podobny charakterystyczny płomień zauważono podczas wybuchu, który się zdarzył około 10 lat przedtem, a którego przyczyny zostały wyjaśnione. Wówczas podgrzewano drut miedziany w celu usunięcia resztek materiału izolacyjnego. Podczas dodawania tego drutu do kąpieli aluminiowej nastąpił wybuch. Wyjaśniono wtedy, że przyczyną wybuchu była powierzchnia drutu utleniona tak silnie, że podczas mieszania aluminium z drutem zaszła następująca reakcja:



Podczas tej reakcji wydzielą się duża ilość ciepła, która jest powodem wybuchu. Reakcja tlenku miedzi, żelaza lub niklu z aluminium jest dobrze znana i stosowana w aluminoterminii do redukcji tlenków metali oraz do spawania szyn.

Po omawianym wypadku znaleziono na pomoście nieco wiórów brązowych, które, jak się okazało, zawierały 70 % CuO; powodem wybuchu były więc utlenione wióry brązu aluminiowego.

Przykład ten dowodzi, że przy topieniu stopów aluminiowych konieczne jest nie tylko dobre suszenie materiału, lecz także stosowanie czystych nie utlenionych metali.

Najlepiej jednak zamiast odpadów miedzianych stosować zaprawy aluminiowo-miedziane, co wyklucza możliwość podobnych wypadków.

S. Zaczkowski

1) Giesserei, 40, 1953, nr 17, str. 434.

WŚRÓD KSIĄŻEK

Problemy metalurgii Wydawnictwo Akademii Nauk ZSRR. Moskwa 1953, str. 433, cena 29 rub.

Na omawianą tu, niezwykle interesującą książkę, zawierającą najnowsze prace wybitnych metalurgów radzieckich, złożyły się zarówno wyniki bardzo ważnych dla praktyki badań fizyko-chemicznych, jak i szczegółowy rozbiór aktualnych zagadnień produkcji surówki i stali, przeróbki plastycznej metali, obróbki cieplnej, metaloznawstwa oraz ekonomiki hutnictwa. Książkę wydano dla uczczenia siedemdziesięciolecia urodzin wiceprezydenta Akademii Nauk ZSRR Iwana Pawłowicza Bardina, który w dniu tym za swe wielkie zasługi na polu naukowym został przez rząd ZSRR odznaczony orderem Lenina. „Natchniona, twórcza praca I. P. Bardina” — czytamy w zakończeniu słowa wstępnego do książki poświęconej znakomitemu Jubilatowi — „jest wspaniałym przykładem patriotycznego stosunku do pracy, wzorem niewyczerpanej energii, młodości, entuzjazmu, uporu w walce o rozkwit radzieckiej nauki i techniki”.

Dziesięć oryginalnych prac naukowo-badawczych z zakresu fizyko-chemii porusza kapitalne zagadnienia redukcji tlenków i utleniania pierwiastków chemicznych w piecu metalurgicznym, z dziedziny chemii i elektronowej chemii stopów metali, promieniowania kąpieli metalowej itp.

Piętnastu autorów pisze o podstawowych dla hutnictwa radzieckiego problemach wytopiania surówki i stali stawiając sobie za cel dalsze ulepszenie jakości i zwiększenie ilości wytwarzanego w ZSRR metalu.

Pięciu czołowych walcowników wnikliwie przeanalizowało współczesne zagadnienia walcownictwa.

Czterech metaloznawców opracowało problem własności stali i tzw. zagadnienie szynowe.

Ostatni, piąty rozdział książki, zajmuje się ekonomiką hutnictwa, a mianowicie rozwojem techniki i wydajności pracy w rosyjskim i radzieckim hutnictwie żelaza.

Piękna szata graficzna książki, jej przejrzysty, logiczny układ i nadzwyczaj bogata treść z nieodpartą siłą pociągają czytelnika dając mu — oprócz odczucia potęgi nauki — wiele materiału do przemyślenia i bodźców do zagłębiania poruszonych przez uczonych radzieckich zagadnień metalurgicznych.

Dobrze byłoby, gdyby książka ta znalazła się w przekładzie polskim w posiadaniu wszystkich naszych hutników.

Wł. Kuczewski

Wielkopiecownictwo w Zagłębiu Staropolskim w połowie XIX wieku. Karta z dziejów polskiej techniki hutniczej. *Mieczysław Radwan*. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Stalinogród 1954. Format A5, str. 84, rys. 29, tabl. 12, cena w oprawie płóc. 9 zł. 60 gr.

Hutnictwo żelaza na ziemiach polskich ma ciekawe i bogate tradycje, które należy wydobyć z zapomnienia i udostępnić naszym hutnikom. Wprawdzie opracowanie całości rozwoju hutnictwa żelaza będzie wymagało jeszcze niemało czasu, fragmenty jednak z historii techniki hutnictwa żelaza powinno się udostępniać również w czasopiśmie hutniczym, czy nawet w specjalnych wydawnictwach.

„Wielkopiecownictwo w Zagłębiu Staropolskim” jest właściwie fragmentem z historii techniki hutnictwa żelaza w Polsce obejmującym rozwój wielkich pieców w latach 1830 do 1880 w Zagłębiu Staropolskim, czyli z obszaru zwanego dawniej „Określem Wschodnim”.

Na ziemiach tych pracowały najdłużej wielkie piece, w których jako paliwo stosowano węgiel drzewny.

W latach trzydziestych XIX wieku hutnictwo rządowe, a także prywatne, rozwijało się szczególnie intensywnie. Warto zaznaczyć, że w 1836 r. produkcja surówki z ziem polskich stanowiła 3,5 % produkcji europejskiej (Królestwo Polskie 1,37 %, Galicja 0,14 %, Śląsk 2,0 %), co w porównaniu z 1,58 % z 1938 r. świadczy o postępowym charakterze ówczesnego hutnictwa polskiego. Potwierdza to również wprowadzenie nowych metod pracy w Zagłębiu Staropolskim, a mianowicie uruchomienie pieców pudlarskich, nowych walcowni i zastosowanie podgrzanego dmuchu dla wielkich pieców.

W 1938 r. w Zagłębiu Staropolskim było już 15 pieców pudlarskich (nazywanych wówczas piecami pudlingowymi), jednakże ani jeden z nich nie znajdował się w Rudzie Malenieckiej (str. 12), gdzie była tylko walcownia. Najbliższe piece pudlarskie pracowały w Cielkińsku.

Pierwszy silnik parowy do napędu pieców wielkopiecowych zastosowano w Zagłębiu Staropolskim w 1804 r. (Krasna), natomiast w 1838 r. prócz pięciu wielkich pieców, wyszczególnionych przez autora (str. 20), również Mostki (10 HP), Samsonów i Skape posiadały silniki parowe, czyli że w 1838 r. wśród 36 wielkich pieców Zagłębia Staropolskiego, 8 miało silniki parowe do napędu miechów.

W opisie zakładu wielkopiecowego w Janowie (str. 26) zamieszczono szczegóły dotyczące Janowa z okolic Stąporkowa, a mianowicie 2 wielkie piece wybudowane w 1755 r. przez Jana Nałęcza Małachowskiego (1698 ÷ 1762) autor utożsamia z wielkim piecem znajdującym się w Janowie pod Przysuchą. W Janowie pod Przysuchą w XVIII w. pracował tylko jeden wielki piec (notowany w 1782 r.) i należał do Dembińskich, wielkie piece zaś wybudowane w 1755 r. w Janowie pod Stąporkowem należały do Małachowskich. Podział taki był aktualny również w XIX w., przy czym w Janowie pod Przysuchą pracował dalej wielki piec, a w Janowie z okolic Stąporkowa tylko kuźnica produkująca około 40 tonn żelaza kuźniczego rocznie. Również daty dotyczące zatrzymania wielkiego pieca w Janowie są niewłaściwe. W jednym miejscu (str. 26) podano, że piec został zatrzymany w 1892 r., w drugim (str. 55), że w 1903 r. A przecież wielki piec w Janowie pod Przysuchą jeszcze w 1905 r. podczas swej ostatniej kampanii, wytopił 712 tonn surówki.

W rozdziale, w którym opisano profil wielkiego pieca, należało także umieścić rysunki profilów wielkich pieców zestawionych w tabl. 1 (str. 35). Rysunki takie przedstawiają w sposób zrozumiały rozwój wielkich pieców i działają bardziej sugestywnie niż zwykle zestawienia wymiarów w tablicy. Jako uzupełnienie powinien być również umieszczony profil wielkiego pieca ze Stąporkowa z 1782 r. Takie zestawienie potwierdziłoby przypuszczenie, że profil wielkich pieców pracujących w Zagłębiu Staropolskim był jednak wypadkową wieloletnich własnych doświadczeń. Tego rodzaju porównanie byłoby tym bardziej wskazane, że literatura nasza nie posiada prawie żadnych opracowań tego rodzaju.

W opisie budowy wielkiego pieca (str. 40 ÷ 48) należało umieścić rysunek zaprawy (identyczny jak opublikowany przez autora w „Hutniku” z 1953 r., nr 1, str. 3, a wówczas rysunek 13 (strona 47) byłby dla przeciętnego czytelnika bardziej zrozumiały. Dawne zespoły dyszowe (strona 57) składały się z mie-

dzianej formy i dyszy. Obecnie dawną formę określa się jako dyszę, chociaż i dzisiaj jeszcze można stwierdzić w zakładach wielkopiecowych używanie w mowie potocznej określenie „forma wiatrowa”. Dawnej dyszy odpowiada dzisiejszy dyszak (nie dyszownica).

Jak wynika z opisu zespołu dyszowego, dawne określenia nie są równoznaczne z dzisiejszymi i w związku z tym tekst jest trudny do zrozumienia. Sądzę jednak, że w opisach dawnych urządzeń należy używać ówczesnych określeń (jeżeli są zgodne z duchem języka polskiego), podając jednocześnie w przypisach ich dzisiejsze odpowiedniki lub objaśnienia. Zapobiegnie to tworzeniu nowych określeń części i urządzeń obecnie już nie spotykanych i zapozna ogół czytelników z dawnymi określeniami kuźniczymi.

Przy ocenie biegu wielkiego pieca ważnym wskaźnikiem jest określenie ilości zużytego paliwa na tonnę surówki. Obliczenie wskaźników charakterystycznych dla wielkich pieców autor zestawiał w tablicach 8, 9 i 10 (str. 72 ÷ 74), przy czym w przeliczeniach ilości węgla przyjęto ciężar właściwy węgla drzewnego

$\gamma = 0,2 \text{ t/m}^3$, gdy tymczasem w naszych warunkach ciężar

$\gamma = 0,142 \text{ t/m}^3$ (ziemie polskie $\gamma = 0,13 \div 0,16$ dla węgla drzewnego z drzew miękkich, Ural $\gamma = 0,128$ do $0,130 \text{ t/m}^3$, Szwecja $\gamma = 0,140 \text{ t/m}^3$). Ten sam błąd popełnił autor w artykule opublikowanym w „Hutniku” nr 1 z 1953 r.

Tak więc, wielki piec w Rejowie w latach 1838 ÷ 1863 zużywał około 1400 kg węgla drzewnego na każdą tonnę wyprodukowanej surówki, nie zaś około 2000 kg, jak podał autor. O zużyciu węgla drzewnego pisze również Mieszkowski cytowany na str. 38.

W zakładzie Rejowskim surówka po odlaniu specjalnych próbek była badana na zginanie (str. 81). Przeliczony wzór podany w księdze rejowskiej otrzymujemy:

$$\sigma_g \cong 25\,128 \text{ funtów/cal}^2$$

czyli

$$\sigma_g \cong 1600 \text{ kG/cm}^2$$

Podobno próbki odlewane z wielkiego pieca przekraczały znacznie tę wytrzymałość, czyli że Rejów produkował odlewy o własnościach żeliwa Zl 14 ÷ Zl 18 i to wprost z wielkiego pieca.

Prócz interesującego materiału ilustracyjnego znajdującego się w „Wielkopiecownictwie” dołączono także kolorową mapę „Zagłębia Staropolskiego w połowie XIX wieku”, na której oznaczono obszar występowania rudy żelaza, ówczesne kopalnie rudy oraz 49 wielkich pieców. Skala 1 : 300 000. Takie wykonanie mapy czyni ją przejrzystą, sądzą jednak, że następne wydanie „Wielkopiecownictwa” będzie miało mapę, na której będą również umiejscowione kuźnie, piece pudlarskie i walcownie.

Rekapitulując należy stwierdzić, że praca inż. M. Radwana, znawcy historii hutnictwa żelaza w Zagłębiu Staropolskim, jest naprawdę zbiorem ciekawego materiału z historii techniki wielkopiecowej, w większości dotychczas nieznanego. Uwagi dotyczące usterek mają za zadanie usunięcie ich w następnym wydaniu i na wartość całości pracy nie wpływają.

Trzeba również podkreślić, że „Wielkopiecownictwo” dzięki odpowiedniej szacie zewnętrznej należy zaliczyć do estetycznie wydanych książek.

J. Zimny

SŁOWNICTWO HUTNICZE

Topienie czy wytapianie, roztopianie, przetapianie, stapanie?

Ukazanie się w nrze 6 „Hutnika” z br. (str. 200 do 202) prawdziwie naukowego uzasadnienia niewłaściwości używania przez niektórych autorów wyrażenia „temperatura topienia” (zamiast prawidłowego „temperatura topnienia”) przyczyni się niewątpliwie do wyrugowania z polskich czasopism i książek treści technicznej tego terminu nie mającego za sobą ani uzasadnienia historycznego, ani formalno-logicznego (w swych wyczerpujących wywodach inż. St. Rurański pominął milczeniem niewłaściwość używania w polskim słownictwie hutniczym w zastosowaniu do współczesnych procesów metalurgicznych wyrażenia „topienie”).

Wyraz „topienie” często używany np. przez ks. Józefa Osińskiego i innych autorów z XIX w, ma za sobą pewne prawa historyczne. Tak np. na str. 170 cytowanego numeru „Hutnika” czytamy (w „Słowniku Kuźniackim” Osińskiego):

„Dymarka — domostwo, w którym dwa są piece i miechy dwoiste. W piecu jednym rudę topią, w drugim żelazo surowe wygrzewają, fryszują i na szyny ciągną”.

„Fryszarka — piec, w którym surowiec wygrzewają, przetapiają i kuja”.

„Huta — budynek, w którym piec na topienie żelaza jest wymurowany”.

Z określeń tych wynika niezbicie, że dymarka składała się — w pojęciu Osińskiego — z wielkiego pieca na węglu drzewnym, w którym „topiono” rudę, tudzież

z fryszarki, w której otrzymane z wielkiego pieca gęsi surówki roztapiano, świeżono na żelazo kujne i z bochnów fryszarskich uzyskiwano pod młotami szyny żelaza zgrzewnego. Jak wiadomo, obecnie przez dymarkę rozumiemy ognisko dymarskie lub półwysoki czy też wysoki piec dymarski, który z czasem przekształcił się w wielki piec dzięki temu, że zamiast opławków żelaza zgrzewnego zaczął wytapiać surówkę płynną. Ponadto przez wyraz „huta” za czasów Osińskiego rozumiano nie zakład prowadzący procesy metalurgiczne i przeróbki plastycznej wytopionego metalu (jak się to dziś odbywa), lecz „budynek, w którym piec na topienie żelaza jest wymurowany”.

Na str. 171 „Hutnika” czytamy: „Majster piecowy: do niego należy piec zaprawiać, doglądać jak w nim ruda topnieje, rudę przywoicie mieszać i naczynia żelazne odlewać”. Również i z tego ostatniego określenia wynika, że Osiński wyobrażał sobie proces wielkopiecowy stosowany w odlewniach naczyń żeliwnych jako proces topnienia rudy, która już przez samo roztopienie się w wielkim piecu dawała surówkę. Dziś nie podobna już zapatrywać się na proces wielkopiecowy, mówimy więc w sposób tak dalece uproszczony, że rudę w wielkim piecu przetapiamy (nie „topimy”!), jakkolwiek słuszne byłoby powiedzenie, że ruda na pewnym poziomie wielkiego pieca zaczyna topnieć (lub „topić się”).

Zdanie, że huta jest budynkiem, w którym znajduje się piec do „topienia żelaza”, nie świadczy bynajmniej

o tym, że przez hutę za czasów Osińskiego nie rozumiano również budynku odlewni, w którym znajdował się żeliwiak do „topienia“ (roztapiania) surówki. Mglistość i nieprawidłowość niektórych sformułowań Osińskiego wynikała zapewne z braku zgodnej z praktyką teorii procesu wielkopiecowego czyli też żeliwiakowego. Dlatego też w cytowanym numerze „Hutnika“ na str. 184 ÷ 85 współczesne ujmowanie zagadnień spowodowało stosowanie wyrażenia „wytapianie“, nie zaś „topienie“ stali, jakkolwiek na str. 185 w wierszach 11 i 16 od dołu (prawy łam) spotykamy poprawne wyrażenie „topienie złomu“ (pożądane wszakże byłoby widzieć tu nie „topienie“ lecz „roztapianie“ złomu, jak np. w wierszach 26, 35 i 37 od góry na str. 184, prawy łam). Również na str. 191 w lewym łamie, w wierszu 20 od góry czytamy: „według starszych metod topi się najpierw wióry stalowe“, zamiast powiedzieć jaśniej i zrozumialej dla czytelnika „roztapia się wióry stalowe“.

Lecz prawdziwy rebus do rozwiązania otrzymał czytelnik w nrze 7 „Hutnika“ na str. 227, lewy łam, wiersz

12 od dołu): „do topienia aluminium i jego stopów stosuje się powszechnie piece indukcyjne rdzeniowe“. Powstaje pytanie czy stapia się tu metale, które dają stopy glinowe, czy tylko roztapia się już gotowe stopy. W pierwszej chwili u czytelnika może powstać wątpliwość także i co do tego czy w piecach indukcyjnych wytapia się, czy tylko roztapia się aluminium i jego stopy. Rozwiązanie tej wątpliwości wymaga znajomości metalurgii aluminium i dla czytelnika nie obazanego z nią jest dość trudne. Natomiast na str. 229 w lewym łamie, wiersze 9 i 10 od góry inny autor pisze zupełnie jasno i zrozumiale: „użytkownicy przetapiali ten złom bez żadnych zastrzeżeń“.

Już kilka przytoczonych wyżej przykładów wystarczy do udowodnienia tezy, że dla jasności i dokładności sformułowań należy w miarę możliwości unikać poprawnego skądinąd wyrazu „topienie“ i — zależnie od potrzeby — używać jednego z czterech właściwych terminów: wytapianie, roztapianie, przetapianie, stapianie.

Wł. Kuczewski

„Skalarny“ czy „skalarowy“?

Przymiotnik „skalarowy“ zamiast dawniej (i dzisiaj!) używanego „skalarny“ (iloczyn i potencjał skalarny; funkcja, teoria, wartość, wielkość i zależność skalarna; mnożenie i pole skalarne itp.) wprowadził do polskiego słownictwa matematycznego, naprzód w swych wykładach (skryptach) politechnicznych (we Lwowie, w Warszawie, Gdańsku i Krakowie), a następnie w pracach ogłoszonych drukiem, prof. M. T. Huber.

Oto co mówi on na str. 9 swego dzieła pt. „Mechanika ogólna i techniczna“ (Warszawa 1951):

„Stosowanie przymiotnika *skalarny* przez wielu autorów współczesnych wskazuje na wpływ języka rosyjskiego, w którym się czyta nie tylko *skalarnyj*, ale i *wektornyj*. Nasza zaś tradycja językowa domaga się form *skalarowy* i *wektorowy*, podobnie jak kwas *borowy*, a nie *borny*, *wodorowy*, a nie *wodorny* itp.“

Poniżej podaję zestawienie (rzecz prosta nie roszcujące sobie pretensji do tego, aby miało być uważane za wyczerpujące) polskich podręczników, poradników, słowników, artykułów w czasopismach itp. (dostępnych dla mnie, w chwili gdy to piszę), których autorzy używają przymiotnika „skalarowy“ czy też „skalarowy“.

„Skalarny“

Borsuk K.: Geometria analityczna w n wymiarach (1950), str. 20, 34.

Gołąb S.: Zarys matematyki wyższej (1948), str. 56.

Infeld L.: Elektrodynamika i optyka (1951), część pierwsza, str. 10; część druga, str. 80.

Kalendarzyk elektrotechniczny 1954—1955 pod redakcją B. Konorskiego (1953), str. 118, 119.

Krug K. A.: Podstawy elektrotechniki, tom pierwszy (w przekładzie W. Wendla) [1949], str. 18, 23.

Krysicki W. i Włodarski L.: Analiza matematyczna w zadaniach, część druga (1952), str. 213.

Leja F.: Geometria analityczna (1954), str. 29, 172, 174, 175.

Lomnicki A.: Rachunek różniczkowy i całkowy (1939), tom pierwszy, str. 229; tom drugi, str. 303.

Markuszewicz M. i Mierzyjewski A.: Materiały magnetyczne (1954), str. 469.

Naleszkiewicz J.: Mechanika techniczna, część pierwsza (1952), str. 23.

Otto E.: Matematyka (1951), str. 354—356.

Piekara A.: Nauka fizyki (1950), str. 34.

Pogorzelski W.: Zarys teorii wektorów (1925), str. 3, 8, 27.

Pogorzelski W.: Zarys teorii elektryczności i magnetyzmu (1948), str. 9.

Pogorzelski W.: Geometria analityczna (1949), str. 323—327.

Przeborski A.: Wykłady mechaniki teoretycznej, tom pierwszy (1930), str. 11, 19.

Rubinowicz W.: Wektory i tensory (1950), str. 13—15, 27, 31, 66.

Rubinowicz W.: Wykład mechaniki punktów materialnych i ciał sztywnego (1952), str. 19.

Rudnicki J.: Geometria analityczna, część pierwsza (1949), str. 6, 92—94, 105, 106, 136, 203, 209, 240, 317.

Skibicki W.: Słownik techniczny rosyjsko-polski (1951), str. 334.

Skibicki W.: Słownik techniczny polsko-rosyjski (1951), str. 171, 175, 267.

Skilling H. H.: Fale elektromagnetyczne (w przekładzie J. Groszkowskiego) [1954], str. 16, 21.

Słownictwo elektryczne opracowane i przyjęte przez Centralną Komisję Słownictwa Elektrycznego: Przegląd Elektrotechniczny z r. 1950, nr 9—11, str. 514.

Smoluchowski M.: Dział pt. „Fizyka“ w drugim tomie „Poradnika dla samouków“ (1917), str. 190.

Zaremba S.: Zarys mechaniki teoretycznej, tom pierwszy (1933), str. 109, 111.

„Skalarowy“

Banach S.: Mechanika w zakresie szkół akademickich (1938), str. 7, 9.

Grotowski M.: Wykłady fizyki, tom pierwszy (1949), str. 31, 77.

Huber M. T.: Mechanik z r. 1946, nr 10—11, str. 427.

Huber M. T.: Poradnik techniczny „Mechanik“, tom pierwszy, część pierwsza (1949), str. 309, 313, 318.

Huber M. T.: Kinematyka i dynamika (1950), str. 8, 9, 55, 125—128.

Huber M. T.: Mechanika ogólna i techniczna (1951), str. 9, 28—30, 39, 40, 44—46.

Neumark S.: Mechanika techniczna, tom pierwszy (1937), str. 9.

Stark M.: Geometria analityczna (1951), str. 16—19, 30—32.

Troskolański A. T.: Hydromechanika techniczna, tom pierwszy (1951), str. 40, 42, 127, 128, 328.

Westphal W.: Fizyka, część pierwsza (w przekładzie B. Gaweckiego i W. Kapuścińskiego) [1950], str. 59.

Którego z tych dwu przymiotników używają: J. Laub („Krótki rys analizy wektorów“, Warszawa 1905), L. Silberstein („Krótki zarys mechaniki w języku wektorów“, Warszawa 1908), L. Silberstein („Elektryczność i magnetyzm“, tom pierwszy, Warszawa 1908), H. Czopowski („Mechanika teoretyczna“, tom pierwszy, Warszawa 1911) i Z. Straszewicz („Nauka o ruchu“, Warszawa 1923) nie pamiętam, a z powodu braku owych książek w stalinogrodzkich bibliotekach stwierdzić tego niestety nie mogłem.

Jak zatem mamy mówić i pisać: „skalarny“ czy „skalarowy“? Sądzę, że raczej przymiotnikowi „skalarny“ należy oddać pierwszeństwo, albowiem:

1. uwaga prof. Hubera o rzekomym wpływie języka rosyjskiego na utworzenie przymiotnika „skalarny“ nie ma siły przekonywającej;
2. ogromna większość matematyków, fizyków i inżynierów polskich używa w swych pracach przymiotnika „skalarny“;
3. termin „skalarny“ uznała za właściwy, przyjęła i zaleciła stosować Centralna Komisja Słownictwa Elektrycznego przy Stowarzyszeniu Elektryków Polskich.

J. Chmielowski

NOTATKI BIBLIOGRAFICZNE

Wielkopiecownictwo. (Доменное производство). A. Pochwisniew, W. Abramow, N. Krasawcew i N. Leonidow. Przełożyli z języka rosyjskiego mgr inż. Stefan Wróblewski, mgr inż. Zbigniew Corradini i mgr inż. Adam Kunz. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalinogród 1954. Format B5, str. 658, rys. 319, tabl. 89, cena w opr. kart. 50 zł.

Treść. Wstęp. — Tworzywa wielkopiecowe i ich przygotowanie. — Proces wielkopiecowy. — Konstrukcja wielkiego pieca oraz jego urządzeń pomocniczych. — Praca przy wielkim piecu i jego prowadzenie.

Książka zawiera zasady nowoczesnego wytopiania surowki wielkopiecowej, wiadomości o materiałach surowych i ich przygotowaniu, o konstrukcjach i rozmieszczeniu wielkich pieców i ich urządzeń pomocniczych, o obsłudze wielkiego pieca i kierowaniu jego biegiem na podstawie doświadczeń praktycznych zdobytych przez przodujących mistrzów — stachanowców oraz doświadczeń badaczy radzieckich.

Książka przeznaczona jest dla techników i inżynierów wielkopiecowników. Mogą z niej również korzystać studenci wyższych technicznych zakładów naukowych przy studiach metalurgii surowki.

Krótki zarys metalurgii żelaza. (Kurzgefasste Eisenhüttenkunde in leichtverständlicher Darstellung.) Dr inż. B. Osann. Z języka niemieckiego przełożył mgr inż. Jan Marczewski. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalinogród 1954. Format A5, str. 204, rys. 129, tabl. 3, cena 15 zł.

Treść. Wstęp. — Wiadomości podstawowe z dziedziny metalurgii żelaza. — Wyrób surowki żelaznej. — Wyrób stali. — Nadawanie kształtek stali i żeliwu. — Własności żelaza i stali.

Książka przeznaczona jest dla techników, którzy mają za sobą studiów na wydziałach hutniczych wyższych uczelni, studentów, mistrzów, chemików, ekonomistów oraz pracowników z wykształceniem handlowym.

Metalurgia aluminium. Mgr inż. Zofia Orman i mgr inż. Marian Orman. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalinogród 1954. Format B5, str. 220, rys. 127, tabl. 36, cena w opr. kart. 23 zł 60 gr.

Treść. Zarys historyczny metalurgii aluminium i surowce do jego produkcji. — Otrzymywanie tlenu glinu metodą Bayera. — Otrzymywanie tlenu glinu z niskogatunkowych boksytów i innych surowców ubogich. — Surowce dodatkowe i materiały pomocnicze do elektro-

lizy tlenu glinu oraz metody ich produkcji. — Elektroliza tlenu glinu. — Rafinacja aluminium hutniczego. — Otrzymywanie aluminium przez redukcję cieplną. — Własności i zastosowanie czystego aluminium. — Skorowidz.

Książka przeznaczona jest dla inżynierów zatrudnionych przy produkcji aluminium. Poza tym może służyć pomocą słuchaczom wyższych szkół hutniczych.

Związki chromu. Produkcja i zastosowanie. Mgr inż. Jan Siwicki. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1954. Format A5, str. 76, rys. 31, tabl. 9, cena 5 zł.

Treść. Ogólne wiadomości o chromie i ważniejszych jego związkach. — Dwuchromian sodowy. — Dwuchromian potasowy. — Trójtlenek chromu. — Aluny chromowe. — Farby suche chromowe. — Literatura.

Praca przeznaczona jest dla wykwalifikowanych robotników, mistrzów i techników zatrudnionych przy produkcji i użytkowaniu związków chromu.

Współczesne metody obróbki cieplnej stali. (Современные способы термической обработки стали.) B. A. Krasniuk, dr nauk technicznych. Przełumaczył z języka rosyjskiego mgr inż. St. Prowans. Państwowe Wydawnictwa Szkolnictwa Zawodowego. Warszawa 1954. Format A5, str. 46, rys. 16, tabl. 4, cena 2 zł 50 gr.

Treść. Ogólne wiadomości o obróbce cieplnej stali. — Ogrzewanie stali bez odweglenia i utlenienia. — Obróbka podzerowa stali. — Izotermiczne i stopniowe hartowanie stali. — Hartowanie powierzchniowe stali z ogrzewaniem prądami wysokiej częstotliwości. — Literatura zalecona.

Centralny Urząd Szkolnictwa Zawodowego zatwierdził niniejszy podręcznik do użytku szkolnego jako książkę pomocniczą dla tych wydziałów techników mechanicznych i techników różnych przemysłów, w których występuje przedmiot „Metaloznawstwo i obróbka cieplna“.

Piece grzewcze walcownicze i kuźnicze. Tom II. Praca zbiorowa pod redakcją dra inż. Z. Wusatowskiego. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalinogród 1954. Format B5, str. 248, rys. 135, tabl. 48, cena w opr. kart. 27 zł.

Treść. Część I. Konstrukcja pieców walcowniczych i kuźniczych. (Piecze wgłębne walcownicze. Piecze przepychowe walcownicze. Piecze grzewcze w walcowniach rur. Piecze grzewcze dla walcowni blach. Piecze

do normalizowania i wyżarzania blach. Piece grzewcze kuźnicze. Piece do metali nieżelaznych i ich stopów.) — Część II. Wybór typu pieca i jego inwestowanie. (Wybór typu pieca i wpływające na to ważniejsze czynniki. Inwestowanie pieca.) — Część III. Obsługa i kontrola pracy pieców. (Obsługa pieców. Kontrola pracy pieców.) — Część IV. Obliczanie pieców. (Przykłady obliczeń. Dodatek. Literatura).

Książka przeznaczona jest przede wszystkim dla konstruktorów oraz techników i inżynierów zatrudnionych w hutach żelaza i metali nieżelaznych, lecz mogą z niej korzystać studenci wyższych technicznych uczelni.

Wyżarzanie blach cienkich. *Mgr inż. L. Andrejew i mgr inż. S. Tochowicz.* Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalinogród 1954. Format A5, str. 95, rys. 64, tabl. 9, cena 5 zł 20 gr.

Treść. Budowa wewnętrzna stali. — Gatunki blach cienkich stosowanych w technice i ich struktury. — Rodzaje obróbki cieplnej blach cienkich. — Piece i urządzenia do wyżarzania blach cienkich. — Pomiar temperatur i przyrządy. — Użytkowanie pieców do wyżarzania blach cienkich. — Atmosfery ochronne. — Wady blach cienkich spowodowane nieodpowiednią obróbką cieplną. — Bezpieczeństwo i higiena pracy. — Literatura.

Książka ta przeznaczona jest dla wykwalifikowanych robotników i techników zatrudnionych w walcowniach blach cienkich i w zakładach przemysłu metalowego produkujących wyroby tłoczone z blachy.

Wybrane działy z technologii materiałów. Część I. Wstęp do metaloznawstwa i metalurgii. *Prof. inż. Zbigniew Muszyński* (Szkoła Główna Gospodarstwa Wiejskiego w Warszawie). Nakładem Państwowego Wydawnictwa Naukowego. Warszawa 1953. Format A4 (skrypt), str. 130, rys. 54, fot. 29, tabl. II, cena 8 zł 15 gr.

Treść. Fizyko-chemiczne podstawy budowy materii. — Podstawowe wiadomości o metalach i stopach (Własności mechaniczne metali i stopów. Własności technologiczne metali i metody ich badania. Badania metalograficzne). — Żelazo (Podział i własności żelaza. Ruda żelazna i jej przygotowanie. Surówka żelazna i jej otrzymywanie. Żeliwo. Stal). — Metale nieżelazne (Otrzymywanie i własności. Ważniejsze stopy metali nieżelaznych). — Korozja i powłoki ochronne metali.

Wykład elementów maszyn. Część IV. Mechanizmy. Wydanie II. *Dr inż. Wacław Moszyński*, profesor Politechniki Warszawskiej. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1954. Format B5, str. 318 wraz z wieloma rysunkami i tablicami, cena 22 zł.

Treść. Napędy (ciąg dalszy). — Mechanizmy. — Mechanizmy korbowe. — Koła zamachowe i regulatory. — Drgania wałów maszynowych. — Fundamentowanie maszyn. — Skorowidz rzeczowy.

Książka jest przeznaczona dla konstruktorów maszyn i studentów wydziałów mechanicznych politechnik.

Części maszyn w świetle literatury patentowej. *Mgr inż. Zbigniew Muszyński* (Katedra Maszynoznawstwa Ogólnego SGGW). Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1954. Format A5, str. 59, rys. 71, tabl. 3, cena 4 zł.

Treść. Od autora. — Literatura patentowa jako źródło informacji technicznej. — Połączenia. — Łożyskowanie. — Napędy. — Nowe materiały na części maszyn. — Części maszyn w klasyfikacji patentowej. — Wykaz literatury patentowej wykorzystanej w niniejszej pracy. — Wykaz literatury niepatentowej.

Książka ta przeznaczona jest dla inżynierów, techników i wykwalifikowanych robotników zatrudnionych w przemyśle.

Zbiórka złomu w zakładzie przemysłowym. *Romuald Siedlanowski.* Polskie Wydawnictwa Gospodarcze. Warszawa 1954. Format A5, str. 166, rys. 7 wraz z wieloma tablicami, cena 10 zł 80 gr.

Treść. Wstęp. — Kategorie surowców wtórnych i miejsca ich powstawania. — Przerób złomu. — Materiały wybuchowe i niebezpieczne w złomie. — Wyszuka złomu. — Rozliczanie dostaw z rejonowymi zbiornicami złomu. — Żelastwo nadające się do wtórnego zużytkowania. — Specjalne rodzaje złomu. — Zagadnienia organizacyjne.

Praca przeznaczona jest dla pracowników służb zaopatrzenia i personelu produkcyjnego w przemyśle.

Technika pomiarów warsztatowych. *Władysław Ciesielski i Stanisław Perliński.* Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1954. Format B5, str. 352, rys. 343 + 3, tabl. 16 + VIII, cena w opr. kart. 30 zł.

Treść. Wstęp. — Część I. Uniwersalne przyrządy miernicze. (Wiadomości podstawowe. Wzorce. Suwmiarki. Mikrometry. Czujniki. Kątomierze. Maszyny miernicze. Projekty miernicze. Mikroskopy miernicze. Przybory pomocnicze). — Część II. Technika pomiarów. (Posługiwanie się i sprawdzanie wymiarów najprostszymi uniwersalnymi narzędziami mierniczymi oraz sprawdzianami. Sprawdzanie płaskości i prostoliniowości powierzchni. Pomiar wałków i otworów. Pomiar gwintów. Pomiar stożków. Pomiar promieni łuków. Błędy pomiarowe. Załączniki. Wykaz piśmiennictwa. Skorowidz rzeczowy).

Książka przeznaczona jest dla średniego personelu kontroli technicznej; może być także pomocą w doszkalanii kadr kontroli technicznej w zakładach przemysłu metalowego.

Fale elektromagnetyczne. (Fundamentals of Electric Waves.) *Hugh H. Skillings.* Przetłumaczył z języka angielskiego Janusz Groszkowski. Państwowe Wydawnictwo Naukowe. Warszawa 1954. Format B5, str. 245, rys. 86, tabl. IX, cena w opr. płóc. 20 zł 20 gr.

Treść. Z przedmowy do drugiego wydania. — Dowiedzenia z polem elektrostatycznym. — Rachunek wektorowy. — Niektóre twierdzenia dotyczące pól. — Pole elektrostatyczne. — Prąd elektryczny. — Pole magnetyczne. — Przykłady i interpretacje. — Hipoteza Maxwella. — Fale płaskie. — Odbicie. — Promieniowanie. — Anteny. — Falowody. — Fale w jonosferze. — Skorowidz.

Ministerstwo Szkolnictwa Wyższego zatwierdziło tę książkę jako podręcznik pomocniczy do użytku w szkołach wyższych.

Na odwrotnej stronie karty tytułowej podano wprawdzie — jak się to zazwyczaj czynić zwykło — brzmienie tytułu oryginału książki, nie zaznaczono jednak, w którym roku ukazało się drugie jej angielskie wydanie.

Świetłówki. Działanie — montaż — eksploatacja. *Mgr inż. Roman Szalek.* Państwowe Wydawnictwa

Techniczne. Warszawa 1954. Format A5, str. 59, rys. 19, tabl. 3, cena 3 zł 50 gr.

Treść. Wstęp. — Działanie i budowa świetlówki. — Montaż świetlówek. — Eksploatacja świetlówek. — Zakończenie.

Książka przeznaczona jest dla monterów instalujących i konserwujących świetlówki oraz dla szerokich kół użytkowników oświetlenia fluorescencyjnego.

Technika bezpieczeństwa transportu wewnątrz-zakładowego. (Technika bezpieczeństwa wewnątrz wodzkiego transporta.) *K. S. Jewtiuchow.* Przetłumaczyli z języka rosyjskiego W. Czarnocka i inż. J. Dobrzański. Państwowe Wydawnictwa Techniczne. Warszawa 1954. Format A5, str. 133, rys., 106, tabl. 9, cena 13 zł.

Treść. Wstęp do wydania radzieckiego. — Warunki bezpiecznej eksploatacji kołowego transportu szynowego. — Zasady bezpiecznej eksploatacji transportu kołowego bezszynowego. — Warunki bezpiecznej eksploatacji urządzeń transportu ciągłego z elementami ciągnowymi. — Warunki bezpiecznej eksploatacji urządzeń ciągłego transportu bez elementów ciągnowych. — Warunki bezpiecznej eksploatacji urządzeń transportujących (grawitacyjnych). — Technika bezpieczeństwa przy ręcznym i zmechanizowanym wykonywaniu

robót załadunkowo-wyładunkowych. — Wykaz piśmiennictwa.

Książka przeznaczona jest dla personelu inżynierjno-technicznego zakładów przemysłowych oraz służby bhp.

Elektrolytisches Polieren der Metalle in der Industrie. *Hanns Benninghoff.* Saugau (Wirtembergia) 1953. Format A5, str. 146, rys. 25, liczne tablice, cena 17 mar. 50 fen.

Muł węglowy jako paliwo przemysłowe. *Ignacy Apt. dr inż. Tadeusz Laskowski i mgr inż. Władysław Olczakowski.* Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalino- gród 1954. Format A5, str. 84, rys. 38, tabl. 3, cena 5 zł 50 gr.

Wozak i konwojent w przewozie kopalnianym. *Mgr inż. Jan Urban.* Biblioteczka Górnicza. Tomik 44. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalino- gród 1954. Format A5, str. 39, rys. 31, cena 2 zł.

Wiertnica „SM”. *Inż. Mieczysław Mrazek i mgr inż. Adam Waliduda.* Biblioteczka Naftowca. Tomik 7. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze. Stalino- gród 1954. Format A5, str. 43, rys. 43, cena 2 zł.

PRZEGLĄD CZASOPISM

Wiadomości Hutnicze. Rok 1954, nr 7—8 *Inż. T. Szreter.* Rozwój kopalnictwa rudy żelaza w Polsce Ludowej. — *Inż. A. Machalica i inż. W. Szymborski.* Osiągnięcia przemysłu materiałów ogniotrwałych. — *Inż. K. Kurski.* Gazy w metalach nieżelaznych i metody ich usuwania. — *Inż. W. Nowakowski.* Mcżliwości wyzyskania odpadów w hutach żelaza do produkcji przedmiotów użytkowych. — *Inż. Fr. Byrtus.* Baza węglowa Polski jako podstawa rozwoju przemysłu hutniczego. — *Mgr J. Mikołajtis.* O potrzebie przygotowania kadr górników rud żelaza. — (z). Rewolucyjne tradycje naszych hutników. — *St. Albrycht.* Walka z wysoką temperaturą otoczenia w wydziałach walco-wni. — *Mgr K. Doniec.* Otrzymywanie cynku sposobem hutniczym. — Magnesy trwale z substancji niemetalicznych.

Przegląd Odlewnictwa. Rok 1954, nr 7—8. *Mgr inż. J. Lutostawski.* Osiągnięcia odlewnictwa w ciągu X-lecia Polski Ludowej. — *Mgr inż. Zb. Górny i mgr inż. K. Rutkowski.* Stopy zastępcze brązów cynowych stosowanych w odlewnictwie. — *Mgr inż. J. Kuszewski.* Struktura i własności mechaniczne żeliwa w świetle nowych wykresów strukturalnych. — *Mgr inż. J. Rączka.* Wpływ zawartości gazów w żeliwie ciągłym. — *Mgr inż. T. Skrzypek.* Pojemnościowe suszenie rdzeni. — *B. Jones i R. Jelley.* Produkcja żeliwa sferoidalnego z pieca indukcyjnego wysokiej czę- stotliwości.

Przegląd Techniczny. Rok 1954, nr 7. X rocznica Manifestu Lipcowego. — *Min. inż. M. Lesz.* Dziesięć lat rozwoju techniki w Polsce Ludowej. — *Inż. J. Knothe.* Uwagi na tle dziesięciolecia rozwoju archi-tekture w Polsce Ludowej. — *Inż. W. Czerwiński.* Poli-

technizacja nauczania i jej wpływ na wyższe studia techniczne. — *Inż. J. Nazarewski.* Działalność robot- nico-inżynierskich brygad racjonalizatorskich w świe- tle sprawozdawczości zarządów głównych stowarzyszeń NOT. — *Inż. A. Latour.* Rola i zadania kół zakła- dowych SIMP w zakresie rozwoju postępu technicz- nego. — Nowiny techniczne z prasy zagranicznej. — *M. Białkowski.* O bardziej przejrzysty i czytelny spo- sób druku czasopism technicznych. — *Inż. J. Hattow- ski.* Jeszcze w sprawie właściwej tematyki czasopism technicznych. — *Inż. D. Gajewski.* Prace i zadania sto- warzyszeń naukowo-technicznych w uchwałach Rady Głównej NOT z dnia 17 maja 1954 r. — Narada nor- malizatorów. — Zebrania Głównej Komisji Odczytowo- Szkoleniowej NOT. — Narada Głównej Komisji Po- stępu Technicznego w sprawie brygad inżyniersko-robotniczych. — (t). Wymiana doświadczeń z narad nad postępowaniem technicznym. — *D. G. Z kroniki radzieckich stowarzyszeń naukowo-technicznych WNITO.* — Wy- danie zbiorowe dzieł prof. M. T. Hubera. — *T. Z.* Naj- lepsze recenzje książek technicznych w 1953 r.

Przegląd Geologiczny. Rok 1954, nr 8. *A. Owczarek.* Paleozoiczne rudy żelaza na obszarze Staropolskiego Zagłębia Górniczego. — Państwowa Komisja Geolo- giczna NRD. — *A. Jęczalik.* Dokładność analizy che- micznej krzemianów.

Przegląd Górniczy. Rok 1954, nr 6. Przemówienie Wiceprezesa Rady Ministrów i Ministra Górnictwa Piotra Jaroszewicza na Naukowo-Technicznym Zjeź- dzie Górniczym PAN i NOT. — Zjazd Górniczy Pol- skiej Akademii Nauk i Naczelnej Organizacji Tech- nicznej. — *B. Krupiński.* Wkład Naukowego Zjazdu Górniczego PAN i NOT w Górnictwie Polskim. — *Prof.*

dr inż. T. Laskowski. Wpływ postępu w przeróbce mechanicznej na zmniejszenie strat substancji węglowej i racjonalne wykorzystanie węgla podczas jego zużycia. — Nr 7—8. Inż. Fr. Waniotka. W Dziesięciolecie Manifestu Lipcowego. — Prof. dr inż. Z. Kowalczyk. Osiągnięcia Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie w 10-lecie Polski Ludowej na tle 35-lecia istnienia Uczelni. — Inż. P. Klich. Dostosowanie schematu mechanicznej przeróbki węgla koksowego do wymagań koksowni.

Gospodarka Węglem. Rok 1954, nr 7—8. A. Szpilewicz. Postępy w dziedzinie użytkowania węgla w polskim przemyśle koksowniczym. — Wł. Olczakowski. Postęp techniki spalania węgla. — L. Nehrebecki. Rola i zadania energetyki jako wielkiego odbiorcy węgla. — Z. Warczewski. Gospodarka skojarzona jako źródło wielkich oszczędności węgla.

Nafta. Rok 1954, nr 7. Dziesięciolecie historycznych przeobrażeń. — Inż. J. Drzewiecki. Dziesięć lat pracy polskiego przemysłu naftowego. — Dr S. Suknarowski i inż. L. Żukrowski. Rozwój przemysłu rafineryjnego w Odrodzonej Polsce. — Inż. J. Wojnar. Instytut Naftowy w 10-lecie Polski Ludowej. — Prof. inż. J. Cząstka, prof. inż. Z. Wilk i inż. A. Waliduda. Szkolenie kadr naftowych w latach 1945—1954. — St. Wais. Zdobywcze socjalne w przemyśle naftowym. — Inż. Wł. Kobak. Stowarzyszenie inżynierów i techników naftowych.

Wiadomości PKN. Rok 1954, nr 7. O normalizacji w hutnictwie i osiągnięciach resortu w zakresie opracowywania norm. — Inż. M. Myronowicz. Wykorzystanie niektórych prac badawczych do opracowania norm hutniczych. — Inż. T. Malkiewicz i inż. K. Mandybur. Nowe gatunki stali. — Inż. M. Myronowicz. Dorobek normalizacyjny w dziedzinie korozji metali. — Inż. M. Sadtowski. Pierwszy kurs normalizatorów w resorcie hutnictwa. — Inż. A. T. Troskołański. Normy pojęciowe i ich znaczenie dla rozwoju normalizacji. — Prof. dr inż. Z. Kłębowski. Napięcie a siła wewnętrzna. — Inż. M. Rolek. Normalizacja żużli paleńskich. — Inż. B. Szatański. O pojęciu „ciśnienie nominalne“. Na marginesie dyskusji o PN/C-60025. — Inż. W. Wołoszyn. W sprawie synonimów w terminologii technicznej. — Inż. B. Szatański. W sprawie niejasności w Polskich Normach. — Zet. Normalizacja jako środek wprowadzenia postępu technicznego. — D. S. O normalizacji międzynarodowej (Z dyskusji w Komitecie Technicznym ISO TC-4 Łożyska Kulkowe). — Z. I. Konferencja w sprawie oszczędności metali w budownictwie maszyn. — Z. I. O zasadach normalizacji. — Projekty norm (PN/H-04609 Pojęcia podstawowe z korozji metali). — Przegląd Językowy Normalizacji nr 7 (Por. O właściwą terminologię w normalizacji. — rd. O jakości książek technicznych. —

sk. Niski — wysoki w słownictwie hutniczym. — iks. „Nakładać węza gumowego“, czy „nakładać wąż gumowy“?).

Postępy Fizyki. Rok 1954 (tom V), zeszyt 2. L. Sosnowski. Sesja naukowa PAN poświęcona elektronice ciała stałego. — M. Suffczyński. Nowe metody w teorii ciała stałego. — S. Loria. Magnetyczne zjawiska Kerra i Faradaya w ciałach ferromagnetycznych. — S. Szczeniowski. Antyferromagnetyki. — M. Subotowicz. Stany powierzchniowe. — Z. Pająk. Synteza ferroelektryków typu BaTiO₃. — B. B. Procesy elektronowe w ciele stałym (Konferencja robocza w Poznaniu). — Zeszyt 3. L. Natanson. Stefan Pieńkowski. — S. Szczeniowski. Wpływ idei Kopernika na rozwój fizyki. — T. Skaliński. Właściwości helu w najniższych temperaturach. — K. Morkowska. Elektroluminescencja kryształów. — K. Rosiński. Nowsze badania widm absorpcyjnych złożonych cząsteczek. — J. Szwacka. Badanie promieniotwórczości naturalnej skał metodą klisz fotograficznych. — B. Twarowska. Rozkład ciał promieniotwórczych w granitach badany metodą szlifów i emulsji jądrowej. — S. Zmysłowska. Wyznaczenie stosunku zawartości toru do uranu w próbkach skał. — L. Infeld. Einstein. — L. Infeld. Rola teorii względności w nauce. — Z. R. Technika eksperymentalna fizyki jądra atomowego. — K. M. Pierwszy Zjazd Fizyków Węgierskich. — M. D. Konferencja na temat cząstek elementarnych. — Recenzje. — Kronika.

Prace Centralnego Instytutu Ochrony Pracy. Rok 1954, nr 1. Mgr inż. Janusz Zajączkowski. Wykresy wilgotnego powietrza w nowym układzie współrzędnych.

Ekonomika i Organizacja Pracy. Rok 1954, nr 8. Urszula Tomorowicz. Główne kierunki rozwoju ruchu stachanowskiego w przemyśle Związku Radzieckiego. — W. Kosmala. Metoda kompleksowego badania i uogólniania doświadczeń stachanowców. — K. Rutkowski. Metoda Żandarowej w hutnictwie żelaza. — T. Ściński. Nowe zasady premiowania w energetyce. — A. Zworykin i D. Kirzner. Konkretna ekonomika jako nauka i przedmiot nauczania. — T. Saksagański. W obronie konkretnej ekonomiki jako nauki.

Metallwaren-Industrie und Galvanotechnik. Fachzeitschrift für Schleif-, Polier- und Oberflächen-Praxis. Saulgau (Wirtembergia). Wydawca: E. G. Leuze. Rok 1954 (tom 45), nr 7. Na str. 363 nru 7/1954 r. tego miesięcznika znajdujemy krótkie omówienie książki inżynierów K. Mandybura i J. Ogermana pt. „Elektrolityczne polerowanie szlifów metalograficznych“ wydanej w 1952 r. w Stalinogrodzie przez Państwowe Wydawnictwa Techniczne (patrz recenzję o niej pióra inż. Wł. Haczewskiego umieszczoną w „Hutniku“ z 1953 r., nr 3, str. 115).

KRONIKA

Pierwsza Ogólnokrajowa Narada Normalizatorów odbyła się w Warszawie w dniach od 12 do 14 czerwca br. Prócz obrad plenarnych pracowały sekcje branżowe, dyskutując nad dotychczasowymi osiągnięciami normalizacji, zadaniami na przyszłość i sposobami ich realizacji. Wynikiem obrad Sekcji Hutniczej były następujące wnioski, przedstawione Prezydium Narady:

1. Zwiększyć wykorzystanie doświadczeń Związku Radzieckiego przez:
 - a. nawiązanie ściślejszej łączności PKN i normalizatorów resortu z Uprawnieniem Standartizacji ZSRR,
 - b. przeszkolenie normalizatorów w ZSRR,
 - c. dołożenie wszelkich starań o szybkie i bieżące uzupełnienie zbiorów norm radzieckich nowy-

Wydawnictwo Górniczo - Hutnicze

- ANDREJEW L. i PIEKUTOWSKI Z.: Oczyszczalnia gazu wielkopiecowego i jej obsługa 1953, s. 108, zł 7,—
- ANDREJEW L. i SOBCZYK Z.: Obsługa przepychowych pieców walcowniczych 1953, s. 100, zł 6,70
- BOŁCHOWITINOW N. F.: Metaloznawstwo i obróbka cieplna. Tłum. z ros. C. Niewiadomski 1953, s. 310, zł 29,—
- CHODKOWSKI S.: Metalurgia żelaza w zarysie, 1953, s. 359, zł 35,50
- CIAS W.: Jakość stali obrabianej cieplnie, 1953, s. 7, zł 5,—
- DURRER R.: Przeróbka hutnicza rud żelaza opró przeróbki w wielkim piecu na koksie. Tłum. z niem. M. Grabania i F. Zieliński 1953, s. 14, zł 10,50
- MAZANEK T.: Murowanie i naprawa pieców martenowskich 1953, s. 95, zł 7,—
- STANKIEWICZ M.: Wytapianie stali w elektrycznych piecach łukowych 1953, s. 103, zł 7,—

Nowości wydawnicze

- BIELAJEW A. J.: Metalurgia lekkich metali. Tłum. z ros. W. Ryży 1954, s. 312, zł 31,—
- CEJDLER A. A.: Metalurgia miedzi i niklu. Tłum. z ros. C. Niewiadomski 1954, s. 291, zł 29,—
- GIERDZIEJEWSKI K.: Zarys dziejów odlewnictwa polskiego 1954, s. 276, zł 25,50
- GRYKSZTAS W.: Hutnicy Kraju Rad, 1954, s. 103, zł 6,—
- MAZANEK E.: Bezpieczeństwo pracy przy wielkich piecach 1954, s. 87, zł 4,—
- MAZANEK E.: Metalurgia surówki. Tom I. Konstrukcja wielkiego pieca i urządzenia pomocnicze. 1954, s. 318, zł 33,—
- PAWŁOWSKI S. i SZYMBORSKI W.: Ceramiczne tworzywa izolacji cieplnej 1954, s. 204, zł 16,—
- Piece grzewcze walcownicze i kuźnicze. Tom I. Prace zbiorowe pod red. Z. Wusatowskiego, 1954, s. 26, zł 28,50. Tom II. 1954, s. 248, zł 27,—
- RYSZKA E.: Mierzenie temperatur w urządzeniach hutniczych 1954, s. 92, zł 6,20
- RADWAN M.: Wielkopiecownictwo w Zagłębiu Śląskopolskim w połowie XIX wieku 1954, s. 8, zł 9,60
- SALUKWADZE W. S.: Automatyczne spawanie punktowym zbiorników i przewodów rurowych. Tłum. M. Potok 1954, s. 118, zł 9,—

Państwowe Wydawnictwa Techniczne

Nowości wydawnicze

- ALEKSANDROWICZ E.: Wskazówki dla początkującego laboranta. Biblioteka Laboranta S. 40, zł 1,50
- BROMLEJ M. F., KUCZERUK W. W.: Techniczne badania i sprawdzanie sprawności urządzeń wentylacyjnych w zakładach przemysłowych. S. 211, zł 15,—
- ELBAUM J., REICHER J.: Elektryczne aparaty rozruchowe i regulacyjne. Montaż — obsługa — remont. S. 215, zł 12,—
- GRABIEC A., MARKIEWICZ E.: Metalizacja natryskowa. S. 197, zł 14,—
- KACPRZAK J.: Lakiery i emalie nitrocelulozowe. S. 164, zł 10,—
- KNOPF M.: Metody badań farb rdzochronnych. S. 122, zł 8,—
- LEWICKI T.: Części maszyn w zarysie. Wyd. 3, niezmiennione. S. 127, zł 10,50
- LUTOSŁAWSKI J.: Wady odlewów stalowych. S. 236, zł 24,— (w oprawie)
- MUSIL L.: Ogólne zasady projektowania elektrowparowych. Tłum. z niem. J. Dąbrowski, C. Dąbrowski. S. 419, zł 42,— (w oprawie)
- PIOTROWSKI P.: Najprostsze roboty tokarskie w kłach. S. 88, zł 4,—
- SOKOŁOWSKI A. P.: Kurs technologii budowy maszyn. Część II. Technologia obróbki części maszynowych. Tłum. z ros. W. Wasiljew. S. 438, zł 28,—
- STAUB F.: Zastosowanie mikroskopu do badań stali i żeliwa. Wyd. 2. Biblioteka Racjonalizatorów. S. 105, zł 2,50
- SZNEE J. I.: Teoria turbin gazowych. Tłum. z niem. L. Niemand. S. 367, zł 35,— (w oprawie)
- ŻMIHORSKI E.: Chromowanie techniczne i budowa chromowni. S. 287, zł 12,— (w oprawie)

Do nabycia w księgarniach technicznych, Domu Książki i u kolporterów zakładowych



- mi wydania i komunikatami o zmianach, których brak hamuje wykonanie uchwały Rządu 686.
2. Usprawnić organizację normalizacji przez:
 - a. zmianę stosunku administracji przemysłowej do zagadnień normalizacyjnych,
 - b. właściwy przydział etatów i obsadę komórek normalizacyjnych,
 - c. utrzymanie właściwego charakteru pracy komórek normalizacyjnych i powierzanie opracowań projektów norm specjalistom jako prac zleconych,
 - d. stworzenie kolektywów normalizacyjnych w resortach przemysłowych,
 - e. skrócenie obiegu projektu normy i formalności związanych z zatwierdzeniem,
 - f. wprowadzenie dyscypliny przy ankietowaniu,
 - g. terminowe zatwierdzanie planów rocznych i dodatkowych,
 - h. koordynacja planów norm resortowych i zakładowych,
 - i. właściwe ustalanie terminu ważności normy z uwzględnieniem realnych możliwości wprowadzania w życie.
 - III. Rozszerzyć tematykę normalizacyjną w zakresie:
 - a. surowców metali nieżelaznych (rud, koncentratów i surowców wtórnych),
 - b. metali nieżelaznych i ich stopów,
 - c. urządzeń i narzędzi hutniczych (typizacja),
 - d. urządzeń laboratoriów zakładowych w hutnictwie,
 - e. przy adaptacji norm radzieckich uwzględniać realne warunki krajowe (surowce i urządzenia),
 - f. zmniejszyć asortyment gatunków i wymiarów wyrobów hutniczych,
 - g. uporządkowanie sprawy pobierania próbek z rud,
 - h. w planach na 1955 r. uwzględnić konieczność likwidacji norm PKN i ograniczyć WT.
 4. Uzupełnić dokumentację normalizacyjną przez:
 - a. wydanie katalogu i biuletynów norm resortowych i zakładowych,
 - b. druk norm PN w części nakładu na kalce oraz w broszurach obejmujących pewne działy,
 - c. właściwą organizację druku i rozpowszechniania norm resortowych,
 - d. usprawnienie dystrybucji i norm państwowych,
 - e. udostępnienie tłumaczeń GOST stosowanych w przemyśle przez wydawanie ich w odpowiednim nakładzie i właściwym przekładzie,
 - f. zbieranie danych statystycznych z badań przeprowadzanych w zakładach przemysłowych i instytutach oraz publikowanie charakterystyk materiałów opracowanych na tej podstawie.
 5. Zwiększyć dyscyplinę stosowania norm przez:
 - a. powoływanie się przy zamówieniach na właściwe normy,
 - b. przeszkalanie pracowników działów technologicznych, kontroli technicznej, zaopatrzenia i zbytu w zakresie stanu normalizacji w resorcie.
 6. Rozszerzyć współpracę przy opracowywaniu norm przez bliższe wciągnięcie do niej:
 - a. instytutów przemysłowych,
 - b. PWT w zakresie słownictwa,
 - c. central handlowych,
 - d. stowarzyszeń technicznych w zakresie popularyzacji,
 - e. wydawnictw technicznych w zakresie informacji i popularyzacji,
 7. W stosunku do innych przemysłów:
 - a. zrewidowanie z udziałem odbiorców norm węgla, koksu i łupków, aby zabezpieczyć właściwą jakość i warunki odbioru dostaw,
 - b. wprowadzić typizację urządzeń, w których są stosowane materiały ogniotrwałe, w celu zmniejszenia asortymentu wymiarowego wyrobów ogniotrwałych.

O oszczędzanie węgla i racjonalną nim gospodarkę.
 Ze względu na to, że czynny udział czasopism treści technicznej w walce o oszczędzanie węgla i racjonalną nim gospodarkę jest bardzo ważny, redakcja „Hutnika“ zwraca się niniejszym do autorów zasilających jego łamy, jak również do wszystkich jego czytelników z prośbą o podjęcie się opracowania dla „Hutnika“ artykułów w ramach podanej niżej tematyki:

1. składanie węgla zgodnie z normami;
2. dobre izolowanie przewodów parowych i wodnych na gorącą wodę;
3. sprawdzanie i uzupełnianie uszczelnień drzwi i okien w mieszkaniach oraz halach fabrycznych przed sezonem zimowym;
4. odzyskiwanie kondensatu, szczelność garnków odwadniających, wyzyskanie ciepła odmulin kotłowych itp.;
5. czyszczenie ogrzewalnych powierzchni kotłów i przegrzewaczy wody od strony spalin;
6. utrzymywanie właściwych ciągów kominowych, szczelności czopuchów i obmurza;
7. ograniczanie spalania sortymentów grubszych oraz groszków i przechodzenia na paliwa odpadowe;
8. ogrzewanie i grzejnictwo domowe;
9. zagadnienie aparatury pomiarowej, kontroli zużycia itd.



Artykuły drukowane w Hutniku są wyrazem indywidualnych poglądów autorów, które nie zawsze pokrywają się z zapatrywaniami Redakcji lub Wydawcy